КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Білецький В.С., Олійник Т.А.,
Смирнов В.О., Скляр Л.В.

ОСНОВИ ТЕХНІКИ ТА ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Київ
Видавництво Ліра-К
2020

УДК 622.7
Б61

Рекомендовано до друку рішенням Вченої ради
Криворізького національного університету
(протокол № 5 від 26.12.2018 р)

Рецензенти:

Гайко Г.І. – д.т.н., професор Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

Лялюк В.П. – д.т.н., професор Криворізького металургійного інституту національної металургійної академії України

Шпильовий Л.В. – к.т.н., директор ТОВ «Азов–Мінералтехніка», Донське, Україна

Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В.

Б61 Основи техніки та технології збагачення корисних копалин : навч. посібн. Київ : Видавництво Ліра-К 2020. 634 с.

ISBN 978-617-7910-58-8

Посібник є системною комплексною навчальною книгою, в якій викладено питання техніки і технології підготовчих, основних і заключних операцій збагачення корисних копалин.

Викладені основи техніки і технології процесів дроблення, подрібнення і грохочення корисних копалин. Розглянуті основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики. Подано методики і приклади розрахунку схем дроблення і подрібнення корисних копалин.

Викладені основи техніки і технології процесів гравітаційного, флотаційного, магнітного, електричного, а також спеціальних процесів збагачення корисних копалин. Розглянуті основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики.

Викладені основи техніки і технології процесів зневоднення, фільтрування, центрифугування, сушіння продуктів збагачення і очищення стічних вод. Крім того, описана техніка і основи технології знепилення на збагачувальних фабриках, грудкування, зокрема, брикетування корисних копалин. Описане хвостове господарство і водопостачання збагачувальних фабрик. Розглянуті основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики.

Видання призначене для студентів вузів та фахівців гірничих спеціальностей. Книга може слугувати посібником для магістрів та аспірантів зі спеціальності «Збагачення корисних копалин».

УДК 622.7

ISBN

© Білецький В.С., Олійник Т.А.,
Смирнов В.О., Скляр Л.В., 2020
© Видавництво Ліра-К, 2020

ЗМІСТ

Вступ 9

Передмова 23

ЧАСТИНА І «ПІДГОТОВЧІ ПРОЦЕСИ»

Розділ 1. Машини і технології дроблення і подрібнення корисних копалин 26
1.1. Характеристика процесів дроблення і подрібнення 26
1.2. Дробарки 30
1.2.1. Щокові дробарки 30
1.2.2. Конусні дробарки 37
1.2.3. Валкові дробарки 50
1.2.4. Дробарки ударної дії 57
1.2.5. Дробарки барабанні 71
1.2.6. Експлуатація дробарок 73
1.3. Млини 77
1.3.1. Барабанні млини 77
1.3.2. Млини самоподрібнення 88
1.3.3. Нетрадиційні конструкції подрібнювальних машин 89
1.3.4. Показники роботи барабанних млинів 99
1.3.5. Експлуатація барабанних млинів 106

Розділ 2. Машини і апарати для класифікації корисних копалин за крупністю і промивки 108
2.1. Машини для розсіву корисних копалин 108
2.1.1. Загальні відомості про процес грохочення 108
2.1.2. Грохоти 109
2.1.3. технологічні показники процесу грохочення 127
2.1.4. Експлуатація грохотів 135
2.2. Машини і апарати для гідравлічної класифікації корисних копалин 136
2.2.1. Характеристика процесу гідравлічної класифікації 136
2.2.2. Класифікатори 137
2.3. Машини і апарати для промивки корисних копалин 151
2.3.1. Характеристика процесу промивки 151
2.3.2. Промивні машини і пристрої 152
2.3.3. Технологічні показники промивки 165

Розділ 3. Спеціальні способи та засоби підготовки корисних копалин до розділення мінеральної сировини 168
3.1. Підготовка руд до магнітної сепарації 168

3.2. Підготовка матеріалу до електричної сепарації 169
3.3. Підготовка пульпи до флотації..... 171
3.4. Підготовка мінеральної сировини до сортування 174

ЧАСТИНА ІІ. ОСНОВНІ ПРОЦЕСИ

Розділ 4. Машини для гравітаційного збагачення корисних копалин .. 176
Характеристика гравітаційних процесів збагачення..... 176
4.2. Машини і апарати для збагачення у важких суспензіях..... 177
4.2.1. Важкосередовищні сепаратори 178
4.2.2. Важкосередовищні циклони..... 185
4.2.3 Технологія збагачення у важких суспензіях..... 190
4.3. Відсаджувальні машини..... 192
4.3.1. Повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини..... 194
4.3.2. Діафрагмові відсаджувальні машини 203
4.3.3. Основні параметри відсадки..... 205
4.4. Шлюзи..... 213
4.4.1. Конструкції шлюзів..... 214
4.4.2. Технологічні і конструктивні параметри шлюзів 221
4.5 Струминні жолоби 225
4.5.1. Конструкції струминних апаратів..... 226
4.5.2. Технологічні і конструктивні параметри струминних жолобів 230
4.6. Концентраційні столи..... 232
4.6.1. Конструкції концентраційних столів 235
4.6.2. Технологічні і конструктивні параметри концентраційних столів..... 242
4.7. Ґвинтові апарати 246
4.7.1. Конструкції ґвинтових апаратів..... 248
4.7.2. Конструктивні і технологічні параметри ґвинтових апаратів 251
4.8. Протитечійні апарати 254
4.8.1. Крутопохилі сепаратори 255
4.8.2. Шнекові сепаратори 257
4.9. Машини для збагачення в повітряному середовищі..... 260
4.9.1. Пневматичні сепаратори..... 261
4.9.2. Пневматичні відсаджувальні машини..... 263
4.9.3. Аеросуспензійні сепаратори..... 265
4.9.4. Технологічні і конструктивні..... 267

Розділ 5. Машини і пристрої для флотаційного збагачення корисних копалин 270
5.1. Характеристика процесу флотації..... 270
5.2. Флотаційні машини 271

5.2.1. Механічні флотаційні машини 273
5.2.2. Пневмомеханічні флотаційні машини 281
5.2.3. Пневмогідравлічні флотаційні машини 286
5.2.4. пневматичні флотаційні машини 289
5.2.5. Вибір флотаційних машин 297
5.3. Допоміжне обладнання 298
5.3.1. Пристрої для перемішування і кондиціонування пульпи 299
5.3.2. Живильники й дозатори флотаційних реагентів 302
5.3.3. Піногасники 308

Розділ 6. Машини для магнітного збагачення корисних копалин 311
6.1. Характеристика процесу магнітного збагачення 311
6.2. Обладнання для магнітного збагачення 313
6.2.1. Магнітні сепаратори 313
6.2.2. Допоміжні апарати при магнітному збагаченні 324
6.3. Підготовка руд до магнітної сепарації 325
6.4. Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації 327

Розділ 7. Машини для електричного збагачення корисних копалин 331
7.1. Характеристика процесу електричного збагачення 331
7.2. Електричні сепаратори 333
7.3 Підготовка матеріалу до електричної сепарації 343
7.4 Фактори, що впливають на процес електричної сепарації 345

Розділ 8. Апарати для спеціальних методів збагачення корисних копалин 349
8.1. Характеристика спеціальних методів збагачення 349
8.2. Апарати радіометричного збагачення 349
8.3. Апарати збагачення за пружністю 359
8.4. Апарати збагачення за тертям і формою 361
8.5. Апарати комбінованого збагачення за тертям, пружністю і контактною міцністю 364
8.6.. Апарати для спеціального дроблення і подрібнення корисних копалин 366
8.6.1. Машини вибіркового дроблення і подрібнення 366
8.6.2. Пристрій для руйнування стисненим середовищем 372
8.6.3. Пристрій для електрогідравлічного руйнування 374
8.7. Адгезійне збагачення корисних копалин 376
8.7.1. Адгезійне збагачення золота на гранулах-носіях 376
8.7.2. Жирові столи 379

ЧАСТИНА ІІІ. ЗАКЛЮЧНІ ПРОЦЕСИ

Розділ 9 Машини та апарати для зневоднення 381

9.1. Загальні відомості про процеси зневоднення корисних копалин 381
9.1.1. Види вологи і показники, що характеризують продукти зневоднення 381
9.2. Дренування 387
9.2.1.Характеристика процесу 387
9.2.2.Дренажні склади 389
9.2.3.Дренажні бункери 390
9.2.4.Зневоднювальні елеватори 392
9.2.5.Зневоднення на грохотах 395
9.3. Апарати для згущення пульп 399
9.3.1. Згущувач з центральним приводом. 402
9.3.2. Двоярусний згущувач з центральним приводом 405
9.3.3. Згущувач з периферійним приводом 406
9.3.4. Високопродуктивні згущувачі 408
9.3.5. Циліндроконічний згущувач 410
9.3.6. Згущувач з осадоущільнювачем 412
9.3.7. Радіальні згущувачі з ґрунтовим днищем 413
9.3.8. Згущувач з сифонним розвантаженням осаду 414
9.3.9. Магнітний дешламатор 417
9.3.10. Гідроциклони 418
9.3.11. Згущувальні конуси (згущувальні воронки) 424
9.3.12. Пірамідальні відстійники 425
9.3.13. Згущувач з похилими пластинами 426
9.4. Апарати для фільтрування 429
9.4.1. Дисковий вакуум–фільтр 434
9.4.2.. 9исковий вакуум–фільтр з керамічними пластинами CERAMEC437
9.4.3. Барабанний вакуум–фільтр із зовнішньою фільтруючою поверхнею 440
9.4.4. Барабанний вакуум–фільтр з внутрішньою фільтруючою поверхнею 443
9.4.5. Стрічковий вакуум–фільтр 445
9.4.6. Тарілчастий фільтр (план – фільтр) 447
9.4.7. Допоміжне обладнання для вакуум–фільтрів 448
9.4.8. Фільтрувальні тканини 454
9.4.9. Схеми вакуумних фільтрувальних установок 457
9.4.10. Фільтр–преси 464
9.4.11. Гіпербарфільтр 474
9.5. Апарати для зневоднення під дією відцентрованих сил 475
9.5.1. Фільтруючі вертикальні центрифуги з інерційним розвантаженням осаду 476
9. 5.2. Фільтруючі центрифуги з вібраційним розвантаженням осаду 477

9.5.3. Центрифуга з вібраційно-пульсуючим розвантаженням осаду 478
9.5.4. Фільтруючі центрифуги зі шнековим розвантаженням осаду 479
9.5.5. Горизонтальна фільтруюча центрифуга з поршневим вивантаженням осаду 480
9.5.6. Осаджувальна центрифуга 482

Розділ 10. Апарати для сушіння матеріалу 485
10.1. Газові барабанні сушарки 488
10.2. Газові труби – сушарки 493
10.3. Сушіння газами у киплячому шарі матеріалу 497
10.4. Парові трубчаті сушарки 500
10.5. Спеціальні апарати для сушки 504
10.6. Топки 510

Розділ 11. Сухе знепилення і пиловловлення 514
11.1. Відцентрований знепилювач 516
11.2. Вібраційний знепилювач 518
11.3. Пиловловлювальна камера 519
11.4. Інерційні жалюзійні пиловловлювачі 520
11.5. Циклони 520

Розділ 12. Мокрі апарати для уловлювання пилу 524
12.1. Відцентровий зрошуваний скрубер 5234
12.2. Швидкісні пиловловлювачі 525
12.3. Барботажні і пінні пиловловлювачі 526

Розділ 13. Пиловловлення фільтруванням 530
13.1. Тканинні рукавні фільтри 530
13.2. Зернисті фільтри 532
13.3. Рулонні фільтри 535
13.4. Електрофільтри 536

Розділ 14. Грудкування вугілля і рудних матеріалів 542
14.1. Брикетування 542
14.2. Обкочування 547
14.3. Агломерація рудних матеріалів 551

Розділ 15. Водопостачання збагачувальних фабрик 555

Розділ 16. Хвостове господарство збагачувальних фабрик 564
16.1. Транспортування й укладання дрібних мокрих відходів 564

16.2. Схеми укладання відходів і оборотного водопостачання 568
16.3. Насоси 571

Розділ 17. Хімічні, фізико-хімічні та біохімічні методи очищення стічних вод 578
17.1. Фізико-хімічні методи очищення стічних вод..... 578
17.2. Природне очищення стічних вод 580
17.3. Хімічні методи очищення стічних вод 582
17.4. Йонообмінний метод очищення стічних вод..... 586
17.5. Електрохімічний метод очищення стічних вод..... 589
17.6. Екстракційне очищення стічних вод 590
17.7. Адсорбційне очищення стічних вод 593
17.8. Флотаційне очищення стічних вод 594
17.9. Біохімічне очищення стічних вод 597
17.10. Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення..... 603

Додатки 605
Додаток А. Методика розрахунку схеми дроблення..... 605
Додаток В. Методика розрахунку схеми подрібнення 617

Список рекомендованої літератури 627

ВСТУП

Процеси переробки корисних копалин відомі людині декілька тисяч років. Ретроспективний аналіз гірництва дозволяє відзначити такі основні віхи його розвитку:

- 7 тис. р. до н.е. і раніше – добування нерудної сировини,
- 7-5 тис. до н.е. – початок видобутку кольорових металів – міді, золота, олова, стибію,
- IX-XVIII ст. до н.е. – початок видобутку руд заліза,
- антична доба і середні віки – початок розробки покладів вугілля та нафти,
- у XX ст. – початок розробки радіоактивних мінералів.

Якщо брати технології видобутку, то найдавніші – відкритим та шахтним способом, з I тис. до н.е. з'являється свердловинна гірнича технологія, а з 50-х рр. XX ст. – розробка родовищ на морському і океанічному дні.

Що стосується механізації гірничих робіт, то перші машини та механізми з'являються тільки в античний час, у XVI-XVII ст. вони суттєво вдосконалюються, а в XVIII-XIX ст. обладнуються автономним приводом. З другої половини XX ст. починається період комплексної механізації, а в останні десятиліття – автоматизації та комп'ютеризації гірничої галузі. Зокрема, активно розвивається моделювання технологічних процесів, машин і механізмів, що використовуються у збагаченні корисних копалин.

В кінці XX ст. щорічно з надр Землі видобувалося близько 120 млрд т гірничої маси і близько 25 млрд. т корисних копалин. Але у ретроспективі, гірнича справа по-справжньому почала розвиватися в період рабовласницького ладу. В цей час у сферу видобування і переробки мінеральної сировини залучаються родовища мідних та олов'яних руд, свинцю, золота, срібла, стибію, а також асфальт та будівельні матеріали. З розвитком феодальних відносин відбулися значні позитивні зрушення в розвитку гірничої справи Європи, Закавказзя, Середньої Азії. Високого рівня гірнича справа досягла в середні віки в Центральній Європі (Чехія, Саксонія, Франція). Саме в цей час з'являється перший фундаментальний твір з гірництва – "Про гірничу справу і металургію" («De Re Metallica») Георгія Аґріколи (1494-1555, справжнє ім'я – Георг Бауер) в дванадцяти книгах, восьмий розділ якого присвячений збагаченню корисних копалин. Це – перша енциклопедія гірничої справи і металургії, яка підвела підсумок всьому досвіду людства по видобуванню руди та плавці металів аж до XVI ст. Праця Ґ.Аґріколи протягом двох віків була основним посібником для всіх рудокопів.

На території України використання кременя, кварциту і інших корисних копалин починається в палеоліті (300-100 тис. років тому). Знаряддя й інші вироби з кременю виготовляли аж до епохи пізньої бронзи (кінець 2-го тис. до н. е.). В епоху мезоліту (9-6 тис. до н.е.) і неоліту (5-3 тис. до н.е.) нарівні з широким використанням кременевих знарядь застосовують сланець, що піддається обробці, лавові породи типу ґраніт-порфіру, андезиту, а також тверді породи каменю – різні сорти пісковику. З 6-5-го тис. до н.е. для виготовлення керамічного посуду широко використовується глина. Видобуток її набуває великих масштабів в кінці 5-го – початку 4-го тис. до н.е. – з формуванням трипільської культури мідної доби на правобережжі Дніпра і в Західній Україні. Глина використовувалася також як будівельний матеріал для будинків. У часи трипільської культури розроблялися пластові родовища кременю у верхів'ях р. Дністер і на Волині. Археологічні реконструкції показали, що для виїмки пластових покладів кременю, що оголюються в ярах і балках, проводилися горизонтальні виробки, а для видобутку конкрецій – вертикальні виробки у вигляді котлованів або стовбурів шахтного типу. Тоді ж з'являються перші мідні знаряддя. Метал для виготовлення знарядь доставляли з гірничо-металургійних центрів Балкано-Карпат та Південно-Західного Причорномор'я. У пізній бронзі (середина 2-го тис. – початок 1-го тис. до н.е.) широко експлуатуються поверхневі виходи міді на території Донбасу (Картамишський комплекс). Залізо починає входити в побут з кінця 2-го тис. до н.е., однак масове виготовлення знарядь спостерігається з початку 1-го тис. до н.е. з формуванням тут культури древніх скіфів.

У період розквіту культури першої української держави – Київської Русі (X-XI ст.) – великого розвитку досягли ковальський, ливарний, ювелірний промисли і інші ремесла. Широко використовуються як залізні, так і сталеві вироби. Залізо отримували в сиродувних горнах, куди під час плавки за допомогою ручних міхів нагнітали непрогріте повітря. Руда – болотний і луговий залізняк, розробка якого велася поверхневим способом за допомогою лопат і кирок. Болотну руду, з вмістом Fe 18-40%, промивали, сушили, випалювали, подрібнювали і просівали. Паливом служило деревне вугілля. Застосовувалися технології вільного кування, ковальського зварювання, цементації, термічної обробки. Загальний прогрес у всіх сферах господарства і розвиток військової справи зумовили підвищений попит на металеві руди, сіль, земляні фарби, будівельний камінь і інші види мінеральної сировини.

Однак подальшому розвитку гірничої справи на території нашої країни перешкодило монголо-татарське нашестя (XIII-XIV ст.).

В XIV ст., особливо з його другої половини, в Україні-Русі відбувається відродження господарського комплексу (в т.ч. гірничо-металургійних ремесел) в складі Галицько-Волинського князівства (королівства), Великого князівства Литовського і подальший розвиток – в Речі Посполитій.

З XVI ст. в Дніпровському басейні починається видобуток бурого вугілля відкритим способом.

З XVI ст. місцевому населенню відомі цілющі властивості мінеральних вод Карпат і Закарпаття.

Перші соляні заводи в районі Тора (Слов'янська) побудовані в 1650 р. З XVIII ст. використовуються соляні джерела. На Донбасі в кінці XVII ст. місцеві жителі (на 63-70% – поселення запорожців[1]) копали кам'яне вугілля і опалювали «горючим каменем» свої печі. При цьому була освоєна непроста система опалювання – відведення газу, прибирання шлаку і т.д.

У XVII ст.. – на поч. XVIII ст. у Києво-Могилянській академії викладають елементи гірничої науки, мінералогії (Інокентій Гізель, Феофан Прокопович та ін.). У 1711 р. на Галичині почався колодязний видобуток нафти.

З утворенням у 1719 р. т. зв. "Берґ-Колегії" повсюдно активізується пошук руд і мінералів. У 1721 р. Керуючий Бахмутськими соляними промислами «ландрат» М.Вепрейський і козацький очільник комендант Бахмутської фортеці С.Чирков на місці кустарних розробок поблизу старообрядного скиту на р. Біленькій (нині с. Городище Перевальського р-ну Луганської області), а також в балці Скелеватій на березі р. Лугань беруть зразки кам'яного вугілля і відправляють їх «на пробу» в "Берґ-Колегію". У 1723 р. в районі с. Городище розпочинається перша промислова розробка вугільного пласта. Прибула на місце робіт вугільна експедиція під керівництвом Я.Ніксона констатує, що «тут можна добрий вугільний завод завести». Вугілля починають використовувати на місцевих соляних заводах і в кузнях[2]. І все ж початком індустріального Донбасу слід вважати розробку вугільних родовищ поблизу Лисичого Байраку під м. Лисичанськ (1790 р.) і будівництво Луганського гірничого (ливарного) заводу (1795-1807 рр.). Створення гірничо-металургійної бази

[1] Пірко В.О. Заселення і господарське освоєння Степової України в XVI–XVIII ст. – Донецьк, 2004.- 223 с.

[2] Весія про відкриття вугілля на Донбасі Г.Капустіним, як показують документи «Берг Колегії» нечинна (див. **1.** Гайко Г.І., Білецький В.С. Історія гірництва: Підручник. - Київ-Алчевськ: Видавничий дім "Києво-Могилянська академія", видавництво "ЛАДО" ДонДТУ, 2013. - 542 с. **2.**В. И. Подов. Открытие Донбасса. (Исторический очерк. Документы.) – Рубежное: Рубеж. гор. типография. 1992. 120 с. **3.** «Записка „угольного мастера" Г. Никсона о качестве каменного угля, присланного из Бахмутского соляного правления», ЦДАДА, ф. Берг-колегії, спр. 629, арк. 191. **4.** «Отписка Бахмутского соляного правления в Камор-коллегию о копке угля на найденном месторождении и о варении соли на вновь изысканных соляных водах», ЦДАДА, ф. Берг-колегії, спр. 629, арк. 187–188.

в регіоні пов'язане з іменами талановитих гірничих інженерів М.Ф.Соймонова і К.Гаскойна.

У XVIII ст. у зв'язку зі спорудженням соляних заводів збільшилася потреба в металі. Залізняк був виявлений у районі р. Ведмедиця, де в 1742-43 рр. побудований завод для виплавки заліза. Залізняк був виявлений у 1742-1743 рр. вздовж Сіверського Дінця і його приток Кременної, Лугані, Біленької, однак дослідні плавки показали низьку якість металу.

У 2-й половині XVIII ст. відкрите родовище залізних руд у Криворізькому залізорудному басейні.

У 1778 р. почався видобуток солотвинської кам'яної солі.

З кінця XVIII ст. на території сучасної Київської, Чернігівської і Полтавської областей розробляються родовища торфу.

У кінці XVIII – на початку XIX ст. видобувають озокерит на Бориславському родовищі.

У XIX ст. починається швидке промислове освоєння України, що, в свою чергу, позитивно впливає на розвиток гірництва. З 1826 р. ведеться видобуток калійних солей у Передкарпатті, з 1836-го експлуатується Берегівське родовище свинцево-цинкових руд (м. Трускавець). У 50-і рр. XIX ст. почався промисловий видобуток і переробка нафти в Західній Україні (кустарно нафту добували з XII-XIII ст.).

До 70-х рр. XIX ст.. належить становлення вітчизняної газової промисловості. Перші газові заводи, побудовані в містах Київ, Харків, Одеса, у 1880-90 рр. виробляли з кам'яного вугілля штучний газ, що використовувався в основному для освітлення вулиць.

У 1867 р. на Калушському соляному промислі почався видобуток калійних солей.

У 1868 р. відновлено видобуток бурого вугілля в Дніпровському басейні, відомому ще з XVI ст.

У 1879 р. відкрите промислове ртутне зруденіння на Донбасі.

У 1881 р. почався промисловий видобуток залізних руд у районі Кривого Рогу, нафти на Бориславському родовищі.

У 1883 р. виявлені марганцеві руди в Нікопольському басейні.

З 1886 р. розробляються Микитівське ртутне і Нікопольське марганцеве родовища.

У 1894-95 рр. почалася експлуатація Керченського залізорудного родовища.

У XIX ст. ведеться активне освоєння родовищ мінеральних вод, сірчаних джерел в Західній Україні і лікувальних грязей у Криму.

З кінця XVIII – на початку XIX ст. удосконалюється техніка буріння, вводиться рейкова відкатка з кінною тягою, створюються врубові машини для видобутку вугілля (перша перевірена у 1875 р. на Донбасі).

У 10-х рр. XX ст. у Передкарпатті відкриті газові родовища (Дашавське і ін.), промислова експлуатація почалася тільки в 1924 р.

У ці ж роки на Сакських соляних промислах побудований завод з виробництва брому з ропи.

На початку XX ст. Україна постачала основну кількість чавуну, що виплавлявся в царській Росії (53,1%).

У 1913 р. в Росії було видобуто близько 29 млн. т вугілля, з них 25 млн т – в Україні, на Донбасі.

В Києво-Могилянській академії вже в 1705-1709 рр. Вивчалися основи наук про корисні копалини. У книзі ректора академії Феофана Прокоповича (1681-1736 рр.) “Про досконалі змішані неживі тіла – метали, камені та інші” розглядалися три проблеми щодо корисних копалин: “матерія і форма, діюча причина і місце їх виникнення”. Чи не вперше було сказано про причини професійних захворювань гірників: “Більшість хвороб, з якими стикаються шахтарі й металурги, походять від сірки й ртуті”. Докладно були розглянуті камені і геми (дорогоцінні камені). Причому опрацьована розгалужена їх класифікація. Виділялися камені пористі і густі, прозорі й темні, геми і перли. Описано десятки найвідоміших мінералів, будівельних, дорогоцінних та напівдорогоцінних, специфічних: пемза, мармур, сапфір, гіацинт, сардій, ґранат, смарагд, адамант, карбункул, рубін, аметист, опал, топаз, берил, кришталь, яшма та ін.

На кінець XVIII століття було накопичено достатній вітчизняний досвід розвідки і розробки вугілля викопного. Однак розміри його видобування у XVIII столітті були ще незначні, і лише під кінець століття в зв'язку з будівництвом Луганського чавуноливарного заводу воно зросло. На останньому, за деякими даними, працювала одна з перших в Україні гірничих шкіл. Але ж по-справжньому розвиток вугільної промисловості в Україні почався після скасування кріпацтва і на початку розвитку капіталізму під кінець XIX століття. В цей час почав активно розвиватися Криворізький рудний басейн, де будувалися рудні кар'єри та шахти.

Активний розвиток української гірничої науки і освіти починається з XIX ст. У 1806 р. в м. Лисичанськ відкрита Штейгерська школа – історично перший в Україні спеціалізований гірничий навчальний заклад (гірниче училище). Біля її витоків Штейгерської школи стояли сподвижники К. Гаскойна. Училище користувалося великим авторитетом і повагою у гірників і проіснувало близько півсторіччя. Після деякої перерви Гірничий департамент Російської імперії прийняв рішення у 1872 р. знову відкрити у Лисичанську відомий навчальний заклад. До

1917 р. Школа підготувала близько 700 штейгерів, які очолювали на різних рівнях гірничовидобувні підприємства Донбасу, здійснювали інженерне керівництво.

У 1899 р. засновано Катеринославське вище гірниче училище (інститут з 1912 року, до 2018 р. Національний гірничий університет України, нині «Дніпровська політехніка»). Університет має повний цикл гірничо-геологічних спеціальностей, близько 600 викладачів, серед яких більше 100 докторів наук та професорів, 350 кандидатів наук, доцентів, 27 членів НАН України та галузевих академій (1999). За 100 років існування підготовлено більше 56 тис. фахівців.

У 1927 р. засновано Макіївський державний науково-дослідний інститут по безпеці робіт у гірничій промисловості (МакНДІ) – на базі Центральної Макіївської гірничорятувальної і науково-дослідної станції, заснованої у 1907 р.

Український вуглехімічний інститут (УВХІН) – засновано 1930 року в Харкові.

Український державний науково-дослідний та проектно-конструкторський інститут гірничої геології, геомеханіки та маркшейдерської справи НАН України веде свою історію від 1929 р.

Український державний інститут мінеральних ресурсів (УкрДІМР) – засновано в 1959 р.

Науково-дослідний інститут гірничої механіки ім. М.М.Федорова ("НДІГМ ім. М.М. Федорова") – засновано у 1934 році.

УкрНДІвуглезбагачення засновано в кінці 1950-х років в Луганську.

В Україні протягом останнього сторіччя утворилося ряд наукових шкіл у галузі збагачення корисних копалин. Центрами розвитку цієї науки стали м. Дніпро (Національний гірничий університет), Кривий Ріг (Криворізький державний технічний університет), Донецьк (Донецький національний технічний університет), Луганськ (УкнНДІвуглезбагачення), Сімферополь (Інститут мінеральних ресурсів).

Станом на 2014 р. в Україні працювало понад 150 фабрик зі збагачення вугілля, залізних, марганцевих, рідкіснометалічних, золотовмісних та інших руд корисних копалин.

Займаючи площу в 0.4% від світової суші, Україна в кінці 80-х – на початку 90-х років XX ст. виробляла до 5% корисних копалин від загальносвітового видобутку. З розвідкою, видобутком, переробкою і використанням мінеральної сировини в тій або іншій мірі було пов'язано близько 48% виробничих фондів і 20% трудових ресурсів. Мінерально-сировинний комплекс (МСК) забезпечував 23-25% валового національного продукту.

xxx

Збагачення корисних копалин спершу виникло як необхідний етап одержання кінцевого продукту, зокрема як елемент вервечки: «видобування – збагачення – витоплення металу (міді, золота, срібла, їхніх сплавів)». Тому у давніх описах гірничих технологій збагачення мінеральної сировини стоїть поряд з власне гірничими роботами і металургією, точніше в проміжку між цими процесами. Описи окремих процесів, операцій, які ми сьогодні відносимо до галузі збагачення в добу античності ми зустрічаємо у давньогрецького історика Полібія (201–120 до Р. Х.) – автора «Загальної історії» («Історії») в 40 томах, у 37-томній «Природничій історії» римського історика Гая Плінія Секунда (23(24) – 79 рр. по Р. Х.), у «Географії» давньогрецького географа та історика Страбона (64 до Р. Х. – 24 по Р. Х.), творах давньоримського історика Аппіана (кінець 1 ст. – 70-ті роки II ст.) та інших.

Пліній описує вже на той час традиційний спосіб збагачення розсипного золота – шляхом його водної промивки (панорамування) у ємкостях, який у механізованому варіанті з успіхом застосовується до сьогодні: «сиру руду поміщають в чан з водою, а потім перемішують вручну. Великі шматки ґрунту з відходами або порода видаляється, води, що містить дрібні часточки відходів виливаються, в результаті чого важкі руди випадають на дно чана». Але це, зауважує автор, тільки один зі способів добування металів. Тут же Пліній згадує процес збагачення золота ртуттю (амальгамування) і говорить про його шкідливість для людей, крім того відзначає, що пари срібних рудників теж небезпечні (Пліній XXXIII.98). Порівнюючи різні технології добування золота він зауважує, що "Мабуть, найбільш складний спосіб видобутку розсипного золота був розроблений римлянами. Процес, відомий як «розмив» (у англ. перекладі *«hushing»*). Для гідророзкриву родовища на певній висотній відмітці накопичувався досить великий запас води, яку потім штучними канавами спрямовувалася у область похованого розсипу чи корінного родовища. Після гідророзкриву, під час якого відбувалася також промивка (попереднє збагачення) для вилучення окремих мінералів застосовували традиційні методи.

У творах ряду античних авторів – «Географії» Страбона (64 до Р. Х. – 24 по Р. Х.), «Природничій історії» Гая Плінія, творах Аппіана (кінець 1 ст. – 70-ті роки II ст.) та інших описано спосіб адгезійного збагачення золота – на обмаслених шкірах овець. Найбільш популярна версія цього опису – це загальновідома оповідь про легендарне «Золоте Руно» з Колхіди. Описується також застосування адгезійно-масляного способу збагачення розсипного золота у Малій Азії.

Видобуток золотоносного піску гірських рік методом вловлювання його у промасленій вовні баранячих шкур був відомий з II тис. до РХ і зберігся у Сванетії (Грузія) до початку XX ст. «Золотоносною Колхідою» називали ці місця Страбон та Пліній. Саме на пошуку «золотого руна» в Колхіді ґрунтується всесвітньо відомий міф про аргонавтів. Цікаво, що опис давньої технології вловлювання золота з гірських потоків за допомогою корит і шкур зустрічається у працях ряду авторів – Страбона, Плінія, грецького історика II ст. Аппіана, інших. Останній у своїй 12-й книзі про війни Мітрідату пише: *«Дрібні частинки золота несуть багато річок Кавказу, і місцеві жителі розстелюють баранячі шкури глибоко по дну річки, збирають на них золотий пісок. Такою і була золоторунна шкура Аета».* Полібій, а за ним і Страбон описують технологію багатократної промивки срібної руди на рудниках Нового Карфагена: «Цю руду дроблять і пропускають у воді через сита, потім осад знову подрібнюють і знову, проціджують і зливають воду, осад подрібнюють, потім п'ятий осад плавиться, а після відділення свинцю виходить чисте срібло».

Отже, в античну добу широко використовувались гравітаційні методи первинної переробки руд, зокрема їх промивка. Корисні копалини перед збагаченням подрібнювали, інколи використовували процеси декантації (навіть багатократно, тобто виконувалися перечисні операції). Безсумнівними досягненнями цієї доби було використання амальгамування та адгезійного процесу збагачення розсипного золота на ворсистих змащених поверхнях. По суті це перші відомі фізико-хімічні методи збагачення, застосовані людиною ще у давнину. Інше суттєве досягнення – гідравлічний розкрив (розмив) родовищ із попутним попереднім збагаченням руд – це найбільш масштабні відомі гірничі роботи, для виконання яких давні інженери готували спеціальні запаси води у водосховищах-озерах. Гірники цього часу виконували підготовчі, основні і заключні операції збагачення: дробили і просіювали мінеральну сировину перед процесами розділення, виконували розділення різнорідних мінералів за їх густиною і поверхневими властивостями, зневоднювали збагачений продукт – концентрат.

Разом з тим, у античний період ми ще не бачимо стрункої системи знань з гірництва, зокрема зі збагачення корисних копалин. Як правило, відсутні спеціалізовані пристрої для збагачення – майже всі операції виконуються підручними засобами, запозиченими з інших сфер діяльності. При цьому розвиток технологій суттєво випереджає розвиток техніки.

Ґ. Аґрікола у восьмій книзі праці «De Re Metallica» виділяє такі основні операції, застосовувані у збагаченні: селективне виймання,

сортування, дроблення, подрібнення, грохочення, гравітаційні методи збагачення, промивання, амальгамування, а також підготовчі термічні методи (зокрема випалення), а також використання для збагачення корисних копалин рельєфу та природних потоків. Розглянемо стан розробленості цих технологічних процесів і операцій збагачення у середні віки.

Чи не вперше у гірництві Ґ. Аґрікола описує селективне виймання рудокопами рудного матеріалу при розробці рудних жил: «цінну руду вони відкладають у рудопромивні корита, а малоцінну кидають [окремо] в бадді». Якщо ж цього рудокоп не зробив на етапі виймання, то треба це зробити пізніше: «викопану руду треба уважно оглянути і відокремити частину, багату металом, від частини, яка не має металу» (зараз цю операцію попереднього збагачення називають «рудовибірка» або «сортування»). Ґ. Аґрікола так описує конструкцію рудорозбірного столу: *«Найчастіше рудорозбірні столи виготовлені з щільно підігнаних дощок довжиною 4 фути, така ж і ширина стола; до трьох сторін столу припасовані борти висотою 1 фут, передній же край, де знаходиться розбірник руди, відкритий».* Для дроблення великих шматків «рудорозбірники кладуть на кожний рудорозбірний стіл твердий і широкий камінь». Для рудовибірки на копальнях часто залучали не тільки чоловіків, але жінок і дітей, які «проводять цілі дні за рудорозбірним столом».

Великі шматки руди розколювали молотами, дробили і товкли, після чого вибирали багаті металом грудки, а пусту породу відкидали. Самородне срібло рудорозбірники сплющували, розрізали залізними зубилами або ножицями на шматки і направляли на плавлення. Для захисту від пошкоджень професійні рудорозбірники XVI ст. використовували захисні рукавиці та «наніжники», виготовлені з деревної кори.

Інколи перед рудорозбіркою руду піддавали термообробці (випалювали), що, по-перше, зменшувало її міцність, покращувало дробимість і, по-друге, дозволяло видалити (випалити) ряд шкідливих домішок – сірку, бітум, аурипігмент, реальгар тощо. При цьому вже у середньовіччі були вироблені різноманітні способи випалення конусоподібних куп руди на відкритому майданчику і у спеціальних печах; з добавками купоросу, колчедану, з попереднім змочуванням водою; у одну (дві, три) стадії. Інколи до випалювання видобутої руди її витримували в купах на відкритому повітрі – сонце, вітер, дощі, температурні коливання дещо розпушували рудний матеріал. Подрібненню основної маси руд передував процес грохочення. Для виконання цієї операції використовували «короткий ящик» з мідною сіткою замість дна, який підв'язували до крюка на стовпі або гілки дерева.

Робітник багаторазово притягував ящик заповнений рудою до себе і відпускав його, вдаряючи об стовп чи дерево. При цих струсах матеріал просіювався. Підрешітний продукт першого ящика (грохота) направляли у подібний «короткий ящик» але з меншими отворами сита, після чого ті ж операції повторювали (інколи змінюючи сита кілька разів). Для виділення найменших («пилеподібних») класів крупності застосовували мокре просіювання – шляхом прополіскування в діжці з водою.

Поверхнями просівання в таких грохотах були дротяні мідні та залізні сита, які підтримувалися прутами. Барабан сита – дерев'яний, виконаний у формі циліндру, скріплений залізними ободами. Чеські гірники для просіювання дрібнодисперсного матеріалу використовували також плетені кошики, які розгойдували і трясли у бадді чи діжці.

Дробленню піддавали окремі валуни й крупні класи руди (діаметром з горіх і більше), виділені при сортуванні, або шляхом просіювання (грохочення). Основні ручні знаряддя для подрібнення руд – залізні кувадла й бияки на довгих держаках. Про них Ґ.Аґрікола зазначав: *«Широким боком цього залізного знаряддя робочі товчуть руду так само, як молотять зерно на току гладенькими дерев'яними ціпами, навішеними на ціповища».*

Для механізації дробильного процесу надрешітний продукт піддавали дробленню ударним способом у дробарці, яку іноді називали «товчильний ящик». По суті вся його конструкція була підпорядкована одній меті – механізації процесу товчіння крупного матеріалу на міцній підкладці (дубовій колоді, камені або залізній плиті) спеціальними товкачами із залізними наконечниками. Пристрій, зазвичай мав до десятка товкачів із залізними наконечниками і прямокутну робочу зону дроблення (з дубових колод, каменя або залізної плити). У Східних Альпах і Карпатах дробарки мали до 20 товкачів уряд і видовжену робочу зону дроблення. Товкачам надавали зворотно-поступального руху у вертикальній площині за допомогою обертів коловороту. Приводом, як правило, слугував водяний потік, але іноді використовували й працю людини. Зрозуміло, що вся схема працювала у періодичному режимі разом з грохотом: спершу дробарку завантажували крупними грудками руди, потім приводили до руху товкачі, після певного часу їх зупиняли, вивантажували подрібнену руду, просіювали її на ситі, завантажували нову порцію крупного класу руди разом з надрешітним матеріалом.

Проривне рішення в технології подрібнення порід застосував Йоганн фон Мальтітц (єпископ Мейссенський), який у 1512 році на саксонських руднях у Німеччині замість сухого застосував дроблення попередньо змоченого матеріалу (мокре дроблення), яке було більш ефективним. По суті емпірично (без розуміння фізичної природи явища)

чи не вперше під час збагачення корисних копалин було використано розклинюючий ефект, який чинить вода у порах і мікротріщинах, зменшуючи у такий спосіб міцність суцільного рудного матеріалу, що полегшує його руйнування. Сьогодні це явище відоме під назвою «ефект Ребіндера» і застосовується при подрібненні різних корисних копалин, зокрема під час приготування водовугільного висококонцентрованого палива.

Крім описаних вище товчильних дробарок для руд благородних металів застосовували також жорна водних млинів, які розтирали рудний матеріал у порошкоподібну масу. Інколи технологію подрібнення суміщали з операцією промивки, після чого метал з руди вилучали методом амальгамування. Його виконували в послідовно встановлених переливних ємностях (бочках), куди поміщали ртуть. Пульпа золоторудного борошна послідовно надходила у кожну бочку (з верхньої до нижньої), де перемішувалася з ртуттю. Частинки золота при контакті з ртуттю створювали золотортутну амальгаму (сплав ртуті з металом), пуста порода виокремлювалась. У подальшому ртуть випарювали зі сплаву й отримували золото.

Найбільшого ефекту збагачення досягали водною промивкою руд (гравітаційний метод). Ґ. Аґрікола описує шість способів промивки металовмісних руд: *«у простому жолобі, у жолобі, який розгороджений дощечками, у великому баку, у короткому герді або планен-герді, похилому герді – шлемграбені, або на густому ситі».* При цьому він називає ці способи «старими». У той же час застосовували і більш сучасні – модернізовані промивні машини, наприклад двоповерхові промивні жолоби, нижнє і верхнє відділення яких розділяло залізне сито (поєднання грохота і жолоба).

Гравітаційне збагачення виконували у жолобах (шлюзах) різних конструкцій, сучасним аналогом яких є *вашгерд*. Техніка гравітаційного збагачення корисних копалин, зокрема золота, олова і інших металів розсипних родовищ з високою питомою вагою, а також гранатів у водних потоках, що течуть по похилій поверхні досягла в часи пізнього середньовіччя доволі високого рівня. Показником цього є залучення до збагачення найтонших класів – для їх уловлювання застосовували покриття дна промивних жолобів шкірами волів чи коней, сукном тощо (сьогоднішні аналоги – ворсисті шлюзи). Для підвищення ефективності збагачення у шлюзах мийник мав весь час перемішувати руду спеціальними гребками або струшувати жолоб. При цьому важкі часточки золота чи олова опускалися на дно і застрягали у ворсинах підстилки, а легші породні фракції вимивалися потоком води. Після накопичення

значної кількості важкої фракції у ворсяній підстилці процес припиняли і сполоскували її в окремій посудині, вилучаючи цінний метал.

Процес промивки водою, який використовується і сьогодні, забезпечував відмивання від щільного матеріалу пухких глинистих та тонких піщаних фракцій, які вловлювались у фільтрах, а найтонші – у мулонакопичувачах. Цікаво, що нинішні шламовідстійники та мулонакопичувачі мали своїх аналогів-попередників у середньовіччі. Так, у Саксонській Швейцарії, на притоках Ельби у XVI ст. було влаштовано ряд ставків-відстійників для тонкодисперсної оловоносної руди і ці відстійники були частиною технологічного циклу промивочних рудень.

Ґ.Аґрікола описує оригінальні способи гравітаційного збагачення (промивки) з використанням природних перепадів висот на шляхах водних потоків і невеликих річок (зокрема в горах). Суть технологічних рішень давніх гірників полягала у використанні снігових (льодовикових) або дощових вод для промивки корисних копалин. При цьому в ущелинах гір, на їхніх схилах влаштовувалися спеціальні штучні русла, канави, по яких спрямовувалися водні потоки. Після попереднього збагачення рудного матеріалу в таких природних умовах і сходження вод осад штучних русел (канав) видобувався і додатково збагачувався у промивних жолобах. Ґ.Аґрікола вказує тут на досвід португальців, які ймовірно використовували окремі технології ще давньоримських арругій – гідровидобувних комплексів давніх римлян («римський спосіб розробки»), які поєднували гідравлічну, підземну та відкриту розробку родовищ з промивкою руди потужними водними потоками .

Цікавою є географія застосування техніки і технологій збагачення руд в давнину. Крім в основному європейського досвіду збагачення корисних копалин, який описує Ґ.Агрікола процеси збагачення руд були поширені на широкій євразійській ойкумені. Так, в районі Кані-Мансур – середньовічний рудник в районі Карамазару (Таджикистан) знайдено велику кількість знарядь праці гірників: залізні кайла й долота, кам'яні молоти (у формі усіченої піраміди), товкачі, платформи, жорна для збагачення руд. Згідно з письмовими джерелами в горах, біля м. Шельджі (Таласька долина, Киргизстан) і на південних схилах Киргизького хребта були копальні срібла. Тут знайдено близько 100 середньовічних гірничих виробок, що відкривали поклади поліметалічних руд. Видобута руда подрібнювалася і збагачувалася. Срібло вилучалося методом купеляції. Руду збагачували шляхом ручного подрібнення та водного промивання. Про це свідчать величезні відвали пустих порід і залишки давніх ариків, що підводили воду до місць водного збагачення. Повторне подрібнення проводили на жорнах гірничих млинів, рештки яких разом з численними жорнами дійшли до нашого часу. Привертають увагу технології

збагачення руд і витоплення благородних металів, які застосовували на рудниках Середньої Азії, зокрема у гірничо-металургійних селищах Ферганської долини. Здебільшого збагачення здійснювали безпосередньо поблизу гірничих виробок. На потужних руднях виокремлювали спеціальні рудорозбірні майданчики, іноді вони обслуговували декілька стовбурів і штолень. Спочатку руди подрібнювали кам'яними або залізними молотами, затим – товкачами й тертками в ступах і на платформах. На багатьох майданчиках знайдені жорна з грубозернистою поверхнею для розмелювання подрібнених руд. Застосовували також «мішджани» – камені, закріплені на товкачах. Ось як описує процеси збагачення Аль-Біруні: *«Золото іноді поєднане з камінням, ніби сплавлене з ним, тоді воно потребує розмелу, який проводять на млинових жорнах, хоча товчіння за допомогою мішджана вдатніше й краще забезпечує його якість».*

Де можливо, використовували силу плинної води (водне збагачення), для чого підводили спеціальні арики; в інших випадках збагачувальні майданчики розміщували поряд із найближчими річками або струмками. Відділення пустої породи проводилось шляхом багаторазового промивання у великих тазоподібних посудинах. Частинки породи, що видалялися з них, зносилися течією струменя у потужні відвали, нашарування яких поблизу значних рудників сягають товщини 10 м і більше.

Для отримання золота широко застосовували спосіб амальгамації. *«Коли руда золота дроблена й змелена, – пише Аль-Біруні, – його (золото) відділяють промиванням від породи, а потім збирають за допомогою ртуті; після цього воно відтискається у клапті шкіри таким чином, що розчинене в ртуті золото виходить через пори шкіри, а потім ртуть видаляється випарюванням на вогні».* Про розповсюдженість цього способу свідчать численні знахідки поблизу рудників і в ремісничих районах міст долини Ахангарана. Це насамперед сфероконічні посудини для ртуті, яку протягом кількох сторіч добували в давньому руднику Хайдаркан («Великий рудник») у Ферганській долині (на території сучасного Киргизстану).

В Україні до системи гірничо-металургійних центрів доби пізньої бронзи належить Картамиш – давня копальня міді на теренах Луганської області. Тут сучасними археологічними розкопками виявлено ряд артефактів, які свідчать про збагачення мідної руди. Технологія збагачення мала, ймовірно, такий вигляд. Шматки пісковику, що вміщували прошарки та гнізда суцільних сульфідів міді, доставляли на робочу ділянку, де їх подрібнювали за допомогою кам'яних молотів та розшаровували по поверхні розташування сульфідів міді. Потім

підготовлену руду подрібнювали кам'яними товкачами (пестиками) виготовленими із закременілих чи гранітоподібних жовен у спеціальних ступках. Отриманий таким чином рудний концентрат можна було використовувати для плавлення металу. Значна частина руд мала вкраплення сульфідів міді сферичної форми. Розмір вкраплень від 1–2 до 20 мм з переважанням дрібних фракцій. Збагачення таких руд потребує ретельного подрібнення порід для вивільнення сульфідів міді. Найбільш імовірний і легкодоступний спосіб їх відокремлення від пустих порід після подрібнення – водне гравітаційне збагачення. Гіпотезу водного збагачення підтверджують ознаки русла струменя поблизу збагачувальної ділянки, а також виявлений колодязь у межах виробничої споруди.

Підсумовуючи основні риси гірничих технологій давнини, зокрема, Середньовіччя зазначимо домінування ручної праці на всіх напрямках гірничих робіт, в тому числі і збагачення корисних копалин, і одночасний пошук можливостей застосування машин і пристроїв. У збагаченні корисних копалин – це била, точильні дробарки, сита (грохоти), рудорозбірні сортувальні столи, жолоби для промивки руд, обмаслені поверхні тощо. Основні операції, застосовувані в Середньовіччі для збагачення руд: селективне виймання, сортування, дроблення, подрібнення, грохочення, гравітаційні методи збагачення, промивання, амальгамування, адгезійний метод збагачення, а також підготовчі термічні методи (зокрема випалення), використання для збагачення корисних копалин рельєфу та природних потоків.

ПЕРЕДМОВА

Теорія і практика збагачення корисних копалин активно розвивається, розробляються принципово нові і вдосконалюються відомі процеси, машини і механізми, що ініціює закономірний процес оновлення підручників і посібників у цій галузі.

У даному посібнику розглянуто підготовчі (Частина I), основні (Частина II) та заключні (Частина III) процеси, що застосовуються при збагаченні корисних копалин. Акцент зроблено саме на техніку і технологію переробки мінеральної сировини. Описані основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики.

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

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

До **основних підготовчих процесів** відносять операції дроблення, подрібнення, спрямовані на розкриття і відкриття цінних компонентів та доведення матеріалу до крупності, необхідної в процесі збагачення. А також операції грохочення і класифікації, що застосовуються для розділення отриманої механічної суміші за класами крупності

Оскільки сировина, що надходить на збагачувальні фабрики, має грудки критичного розміру (для відкритих гірничих виробок 1200-1500 мм, для підземних 600-800 мм), процес дроблення і подрібнення проводять в декілька стадій. Технологічно грамотно процеси дроблення супроводжувати операціями грохочення, а процеси подрібнення операціями класифікації. При цьому дотримується так званий «принцип Чеччота» - «не дробити нічого зайвого», своєчасно виводити з процесу готовий по крупності клас, що виключає переподрібнення продукту, економить електроенергію та збільшує термін служби футерувальних плит дробарок і млинів. Між дробленням і подрібненням немає принципових відмінностей. Умовно вважають, що при дробленні одержують продукт з максимальним розміром зерен більше 5 мм, а при подрібненні – менше 5 мм.

Дроблення і подрібнення є підготовчими операціями збагачення і призначені для роз'єднання (розкриття) рудних зерен різних мінералів, що містяться в корисних копалинах у вигляді тісно переплетених зростків. Чим повніше розкриваються, звільняються один від іншого мінерали при дробленні і подрібненні, тим успішніше протікає подальший процес збагачення корисних копалин. Крупність зерен, до якої необхідно дробити або подрібнювати матеріал перед збагаченням, визначається розміром вкраплення цінних мінералів і процесом, що прийнятий для збагачення корисної копалини.

Дроблення – процес руйнування грудкової мінеральної сировини під дією зовнішніх механічних сил шляхом роздавлювання, розколювання, удару або їх поєднання, його здійснюють у спеціальних машинах – дробарках.

Подрібнення – процес зменшення розмірів зерен мінеральної сировини в результаті ударного і стираючого впливу зовнішніх механічних сил для розкриття зростків мінералів, його здійснюють у спеціальних машинах – млинах.

Грохоченням називають процес розділення сипучих матеріалів по крупності на поверхнях з каліброваними отворами.

Класифікацією називається процес розділення тонкорозмірних зернистих сумішей на вузькі фракції за швидкістю падіння у водному або повітряному середовищі.

У даній книзі описані основні конструкції технологічного обладнання, принцип дії і технологічні характеристики.

Процеси збагачення корисних копалин, метою яких є підвищення вмісту цінних компонентів у перероблюваній природній сировині відіграють все зростаючу роль у розвитку сучасної економіки. Це пов'язано, зокрема, з тим, що родовища багатих руд у багатьох випадках вже відпрацьовані і для підтримки виробничих потужностей підприємств на необхідному рівні доводиться залучати в експлуатацію бідні руди. Крім того, зростають вимоги до чистоти металів, вугілля, гірничо-хімічної та ін.. сировини, що, в свою чергу, обумовлює зростання вимог до відповідних концентратів при збагаченні корисних копалин. Підвищення вмісту корисних компонентів у концентраті є однією з основних задач при інтенсифікації технологічних процесів в гірничо-видобувній, хімічній, металургійній та інших галузях промисловості.

Основні процеси збагачення призначені для виділення з вихідної мінеральної сировини одного або декількох корисних компонентів. Вихідний матеріал в процесі збагачення розділяється на відповідні продукти – концентрат(и), промпродукти і відвальні хвости. У процесах збагачення використовують відмінності мінералів корисного компонента і пустої породи в густині, магнітній сприйнятливості, змочуваності, електропровідності, крупності, формі зерен, хімічних властивостях та ін.

Гравітаційні методи збагачення використовують відмінність в швидкості руху частинок у водному або повітряному середовищі під дією гравітаційних або відцентрових сил. До цих методів належать: відсадження, збагачення у важких суспензіях, концентрація на столах, збагачення на шлюзах. В основі флотаційного методу збагачення лежить різниця у фізико-хімічних властивостях поверхні мінералів. Якщо мінерали володіють різною магнітною сприйнятливістю, то їх розділяють магнітною сепарацією. При розходженні в електричних властивостях

(електрична провідність, діелектрична проникність, здатність заряджатися при терті) мінерали розділяють електричною сепарацією.

У книзі описано обладнання для гравітаційного і флотаційного збагачення, а також машини для магнітного, електричного і спеціальних методів збагачення.

Заключні операції в схемах переробки корисних копалин призначені, як правило, для зниження їхньої вологості до кондиційної, а також для регенерації оборотних вод збагачувальної фабрики. Основні технологічні процеси – згущення пульпи, зневоднення і сушка продуктів збагачення. Вибір методу зневоднення залежить від характеристики матеріалу, що зневоднюється (початкової вологості, гранулометричного і мінералогічного складів) та вимог до кінцевої вологості. Часто необхідної кондиційної вологості важко досягти за одну стадію, тому на практиці для деяких продуктів збагачення використовують операції зневоднення різними методами в декілька стадій.

Сьогодні для зневоднення продуктів збагачення використовують методи дренування (грохоти, елеватори), центрифугування (фільтруючі, відсаджувальні і комбіновані центрифуги), згущення (згущувачі, гідроциклони), фільтрування (вакуум-фільтри, фільтр-преси, гіпербар-фільтри) і термічного сушіння (барабанні сушарки, парові трубчаті сушарки). З метою підвищення ефективності зневоднення використовують флокулянти, коагулянти, реагенти-гідрофобізатори тощо.

Для знепилення повітря на збагачувальних фабриках застосовують різноманітні фільтри, а для грудкування – гранулятори, брикетні преси, екструдери тощо.

Сукупність машин, апаратів, споруд та транспортних і допоміжних засобів для вловлювання, згущення і зневоднення шламів та прояснення оборотної води, як правило, виділяють у окремий виробничий підрозділ (цех або відділення) збагачувальної фабрики – водно–шламове господарство. У книзі описані обладнання і технологія зазначених заключних процесів збагачення корисних копалин.

Таким чином, запропонований посібник є системною комплексною навчальною книгою, в якій викладено питання техніки і технології підготовчих, основних і заключних операцій збагачення корисних копалин.

ЧАСТИНА І «ПІДГОТОВЧІ ПРОЦЕСИ»

РОЗДІЛ 1. МАШИНИ І ТЕХНОЛОГІЇ ДРОБЛЕННЯ І ПОДРІБНЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

1.1. Характеристика процесів дроблення і подрібнення

Дроблення і *подрібнення* – процеси руйнування і зменшення розмірів грудок сировини під дією зовнішніх механічних, теплових, електричних сил, направлених на подолання внутрішніх сил зчеплення, що зв'язують між собою частинки твердого тіла. В практиці для дроблення і подрібнення корисних копалин застосовують переважно зовнішні механічні впливи. Машини, у яких здійснюються процеси дроблення і подрібнення, називаються відповідно *дробарками* і *млинами*.

Дроблення і подрібнення застосовують для доведення мінеральної сировини (та інших матеріалів) до необхідної крупності, гранулометричного складу або заданого ступеня розкриття (відкриття) мінералів.

Розкриття зростків – дроблення або подрібнення зростків для вивільнення зерен корисної копалини і розділення суміші на складові компоненти шляхом збагачення. Розкриття мінералів необхідне і достатнє для реалізації всіх методів збагачення окрім спеціальних хімічних та гідрометалургійних.

Відкриття (поверхні речовини) – при збагаченні корисних копалин – відкриття поверхні корисної компоненти – утворення в процесі дроблення і подрібнення зростків корисної компоненти з породою в яких корисна компонента частково має вільну поверхню. Таке відкриття золота та деяких інших металічних корисних компонентів достатнє для гідрометалургійного переділу сировини.

Залежно від крупності вихідного і дробленого (подрібненого) продуктів розрізняють три стадії дроблення і три стадії подрібнення (табл. 1.1).

Таблиця 1.1 – Стадії дроблення і подрібнення

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

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

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:

$$i = D_{\max} / d_{\max}, \tag{1.1}$$

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

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

$$i = D_{сер}/d_{сер}, \tag{1.2}$$

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

Також знаходять застосування формули:

– для оцінки ступеня дроблення:

$$i = D_{80}/d_{80}; \tag{1.3}$$

– для оцінки ступеня подрібнення:

$$i = D_{95}/d_{95}, \tag{1.4}$$

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

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

$$i = 0{,}85B/s, \tag{1.5}$$

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

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

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

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \ldots \cdot i_n. \tag{1.6}$$

Число стадій дроблення і подрібнення залежить від фізико-механічних властивостей корисної копалини, вкраплення корисного мінералу і крупності, що допускається подальшим процесом збагачення. При дробленні узагальнюючим параметром механічних властивостей корисної копалини є *дробимість* (*дробильність*), яка може бути охарактеризована коефіцієнтом тривкості (*f*) за шкалою проф. М.М.Протодьяконова (табл. 1.2). Коефіцієнт тривкості *f* визначають у залежності від межі міцності на стиск $\sigma_{ст}$:

$$f = 0{,}01\sigma_{ст}. \tag{1.7}$$

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:

$$E = Q / E^*, \text{ т/Дж}; \tag{1.8}$$

$$e = E^* / Q \text{, Дж/т,} \qquad (1.9)$$

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

Таблиця 1.2 – Класифікація тривкості гірських порід (за М.М.Протодьяконовим)

Категорія	Ступінь тривкості породи	Гірські породи	$K_{тр}$
I	Найвищий	Кварцити, базальти та ін. винятково міцні породи	20
II	Дуже тривкі породи	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	Те саме	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	Те саме	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	Те саме	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

Показники властивостей гірських порід залежать від їхнього складу і будови. Сили зчеплення між кристалами, цементуючою речовиною і

уламками змінюються в широкому діапазоні, що обумовлює великі коливання у механічних властивостях гірських порід. На механічні властивості гірських порід впливають вологість, пористість, шаруватість, крупність мінеральних зерен, поверхневі характеристики тонкодисперсних гірських порід, зокрема ступінь їх гідрофільності та ін.

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

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

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

1.2. Дробарки

1.2.1. Щокові дробарки

Конструкції щокових дробарок

Щокові дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця 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 і складним – ЩДС. 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. 1.1). Корпус дробарки з простим рухом щоки складається з передньої стінки ***1*** (нерухома щока), задньої ***8*** та двох бокових ***15*** стінок. Рухома щока ***3*** підвішена на осі ***4***, яка опирається на два підшипники. Робочий простір дробарки між внутрішніми поверхнями бокових стінок і щік (рухомої і нерухомої) футерований змінними плитами ***2*** зі сталі з високим вмістом марганцю.

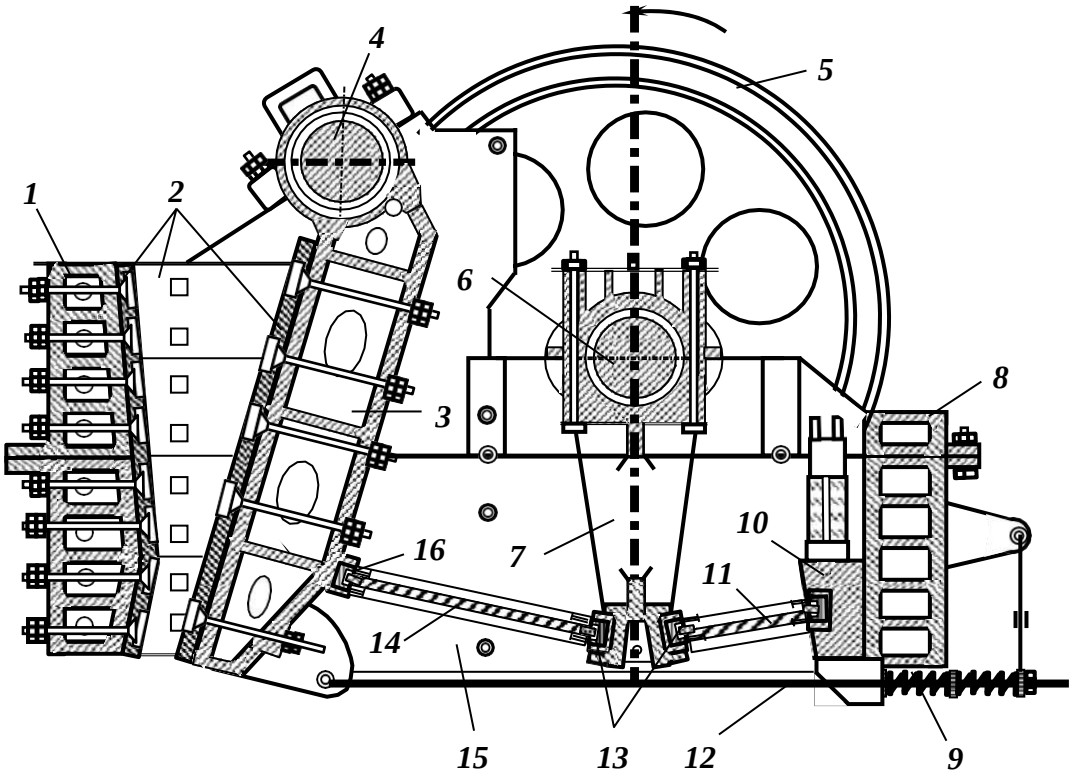


Рис. 1.1 – Щокова дробарка з простим рухом щоки типу ЩДП. 1 – передня стінка; 2 – змінні футерувальні плити; 3 – рухома щока; 4 – вісь; 5 – маховик; 6 – ексцентрикове заточення валу; 7 – шатун; 8 – задня стінка; 9 – пружина; 10 – упорна деталь; 11, 14 – розпірні плити; 12 – тяга; 13, 16 – вкладиші; 15 – бокові стінки.

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

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

При русі шатуна угору кут між розпірними плитами збільшується і рухома щока наближається до нерухомої (робочий хід). У цей момент

відбувається дроблення матеріалу роздавлюванням, а також частково за допомогою згину і зсуву. Останні види деформації обумовлені тим, що футерувальні плити мають ребристу або хвилясту поверхню, при цьому виступи на плиті рухомої щоки розташовані проти впадин нерухомої щоки. Бокові стінки футеруються гладкими плитами.

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. 1.2) рухома щока підвішена безпосередньо на ексцентрик

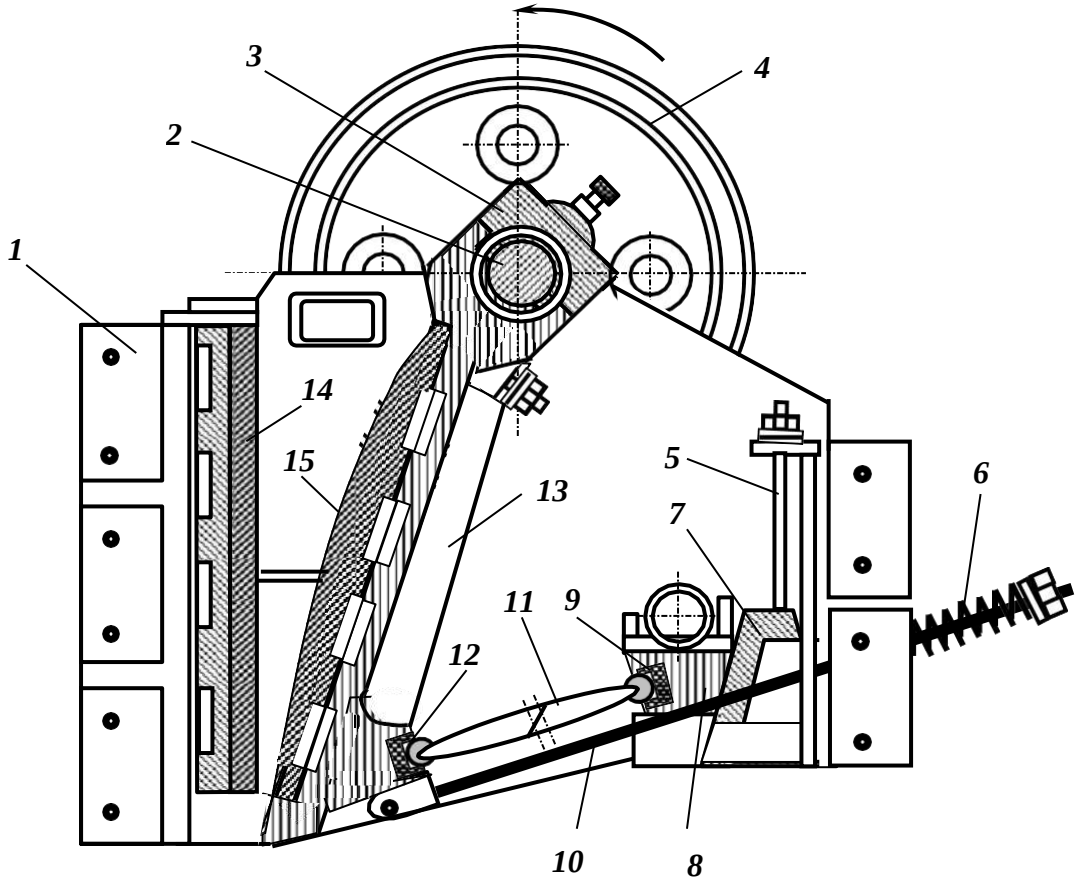


Рис. 1.2 – Щокова дробарка зі складним рухом щоки типу ЩДС.
1 – нерухома щока; 2 – ексцентриковий вал; 3 – корінні підшипники; 4 – шків; 5 – гвинт; 6 – пружина; 7 – клин; 8 – упор; 9, 12 – вкладиші; 10 – тяга; 11 – розпірні плити; 13 – рухома щока; 14, 15 – змінні футерувальні плити.

вала і внизу опирається 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 опирається на вкладиш ***12*** рухомої щоки, а другим у вкладиш ***9*** упора ***8***. Між упором і станиною дробарки розташований клин ***7*** закріплений на двох гвинтах ***5***. Зміною положення клина ***7*** у вертикальній площині регулюється ширина 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 наближається до нерухомої щоки, то віддаляється від неї, крім того, одночасно рухома щока здійснює рух вздовж нерухомої щоки. Таким чином, траєкторія руху точок рухомої щоки утворює овал, за рахунок чого руйнування грудок здійснюється роздавлюванням та стиранням. При такому характері руху щоки холостий хід складає не половину оберту, а тільки 1/5.

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.

Граничне значення кута захоплення визначається при умові повного зрівноважування сил, що виштовхують грудку з робочого простору дробарки, і сил тертя грудки об щоки. Граничний кут захоплення дорівнює подвійному куту тертя. Тому кут захоплення щокових дробарок повинен завжди бути менше подвійного кута тертя ($\alpha < 2\varphi$). Коефіцієнт тертя ковзання каменя по сталі $f = 0{,}3$, що відповідає куту тертя $\varphi = 16^{\circ}$, тобто кут захоплення повинен бути $\alpha < 36^{\circ}$. Практично кут захоплення звичайно не перевищує 24°. Однак, при роботі дробарок трапляються викиди грудок матеріалу угору, що пояснюється можливістю такого розташування грудок у робочому просторі, коли для окремих з них кут захоплення більше подвійного кута тертя ($\alpha > 2\varphi$).

Оптимальна частота обертання валу дробарки n (хв$^{-1}$) визначається з припущення, що при відході рухомої щоки грудки матеріалу вільно

розвантажуються під дією сили ваги. Найвигідніша частота обертання колінчатого вала повинна відповідати максимальній продуктивності дробарки. При $\alpha = 22^{o}$ ($tg\alpha = 0{,}4$) оптимальна частота обертання колінчатого валу щокової дробарки:

$$n = 42e^{-0,5}, \text{ хв}^{-1}. \qquad (1.10)$$

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

Продуктивність розраховують за об'ємом дробленого продукту, що випадає за один оберт вала дробарки, яка працює з найвигіднішою частотою.

За паспортними даними розрахункова продуктивність щокової дробарки:

$$Q = k_{кр}k_{вл}k_{м}Q_{n}\frac{e}{e_{n}}\cdot\frac{\delta_{н}}{1{,}6}, \text{ т/год}, \qquad (1.11)$$

де $k_{кр}, k_{вл}, k_{м}$ – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і міцності матеріалу, який дробиться (табл. 1.4); δ – густина матеріалу, т/м^3; Q_n – продуктивність дробарки за паспортом, м^3/год; e – ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів (при найбільшому віддаленні щік), м; $e_н$ – номінальна ширина розвантажувальної щілини, м.

Таблиця 1.4 – Поправкові коефіцієнти на умови дроблення ($k_{кр}, k_{вл}, k_{м}$)

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

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 % більшою 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:

$$N = cLB, \text{ кВт}, \tag{1.12}$$

де L і B – довжина і ширина завантажувального отвору дробарки, см; c – коефіцієнт, що приймається залежно від розмірів завантажувального отвору (табл. 1.5).

Таблиця 1.5 – Величина поправкового коефіцієнта *c*

Розміри завантажувального отвору, мм	L x B < 250x400	L x B = = (250x400) ÷ ÷ (900x1200)	L x B < 900x1200
Коефіцієнт c	1/60	1/100	1/120

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 міцності руди, стану футерувальних плит та ін.

Типові характеристики крупності продуктів дроблення щокових дробарок наведені на рис. 1.3. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках від максимальної ширини розвантажувальної щілини дробарки), а по осі ординат сумарний вихід класів по *«+d»*. Якщо точку перетину перпендикуляра від осі z з типовою кривою спроектувати на вісь виходів по *«+d»* отримуємо вихід шуканого класу.

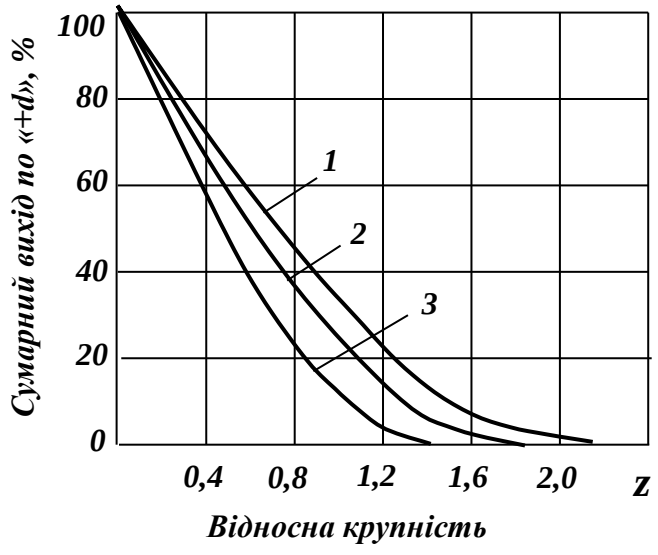


Рис. 1.3 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення щокових дробарок.
1 – руди великої міцності;
2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

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

При розрахунках схем дроблення типові характеристики крупності застосовують для визначення гранулометричного складу дроблених продуктів, якщо реальний гранулометричний склад продукту не був отриманий при попередніх дослідженнях. Також сумарний вихід класів по *«+d»* може бути розрахований за емпіричними формулами, що наведені в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту щокових дробарок

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

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

Технічні характеристики щокових дробарок ШДП і ЩДС наведені у табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Технічні характеристики щокових дробарок

Параметр	**Дробарки із складним коливанням щоки**			**Дробарки с простим коливанням щоки**		
	ЩДС 1-2,5 х 4	ЩДС 1-4 х 9	ШДСП 6 х 9	ЩДП - 9 х 12	ЩДП – 12 х 15	ЩДП – 15 х 21
Розміри приймального отвору, мм	250х400	400х900	600х900	900х1200	1200х1500	1500х2100
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	210	340	500	750	1000	1300
Ширина розвантажувальної щілини, мм	20-80	40-90	75-125	90-160	110-190	140-220
Продуктивність, м^3/год.	18	30	60	180	310	550
Потужність електродвигуна, кВт	37	45	75	90	160	250
Габарити, мм:						
довжина	2300	2200	3000	5300	6400	7500
ширина	2400	2600	2500	6000	6800	7000
висота	1900	2200	1800	4000	5000	6000
Маса дробарки, т	8	12	20	57	116	208

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 обумовлює підвищене зношування футеровки за рахунок стирання.

1.2.2 Конусні дробарки

Конструкції конусних дробарок

Конусні дробарки встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею і розташованим усередині цієї чаші рухомим подрібнювальним конусом, закріпленим на ексцентрично встановленому валу. Основне подрібнювальне 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. Розрізняють конусні дробарки крупного дроблення (ККД), середнього (КСД) і дрібного (КМД).

Конусні дробарки крупного дроблення (ККД і КРД) випускають з механічним і гідравлічним регулюванням розвантажувальної щілини.

Конструкція конусної дробарки крупного дроблення з підвісним валом, розвантаженням під дробарку і гідравлічним регулюванням випускної щілини наведена на рис. 1.4. Робочі поверхні нерухомої чаші ***1*** і дробильного конуса ***2*** вкриті футерувальними плитами з марганцевистої сталі.

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

Нижній кінець вала переміщується по колу, радіус якого дорівнює ексцентриситету стакана ***10***. Амплітуда відхилення конуса становить 20-30 мм. За один оберт ексцентрика дробильний конус послідовно наближається до усіх точок внутрішньої поверхні нерухомої чаші і здійснює

дроблення руди. При відході дробильного конуса від нерухомої чаші відбувається розвантаження дробленого продукту.

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

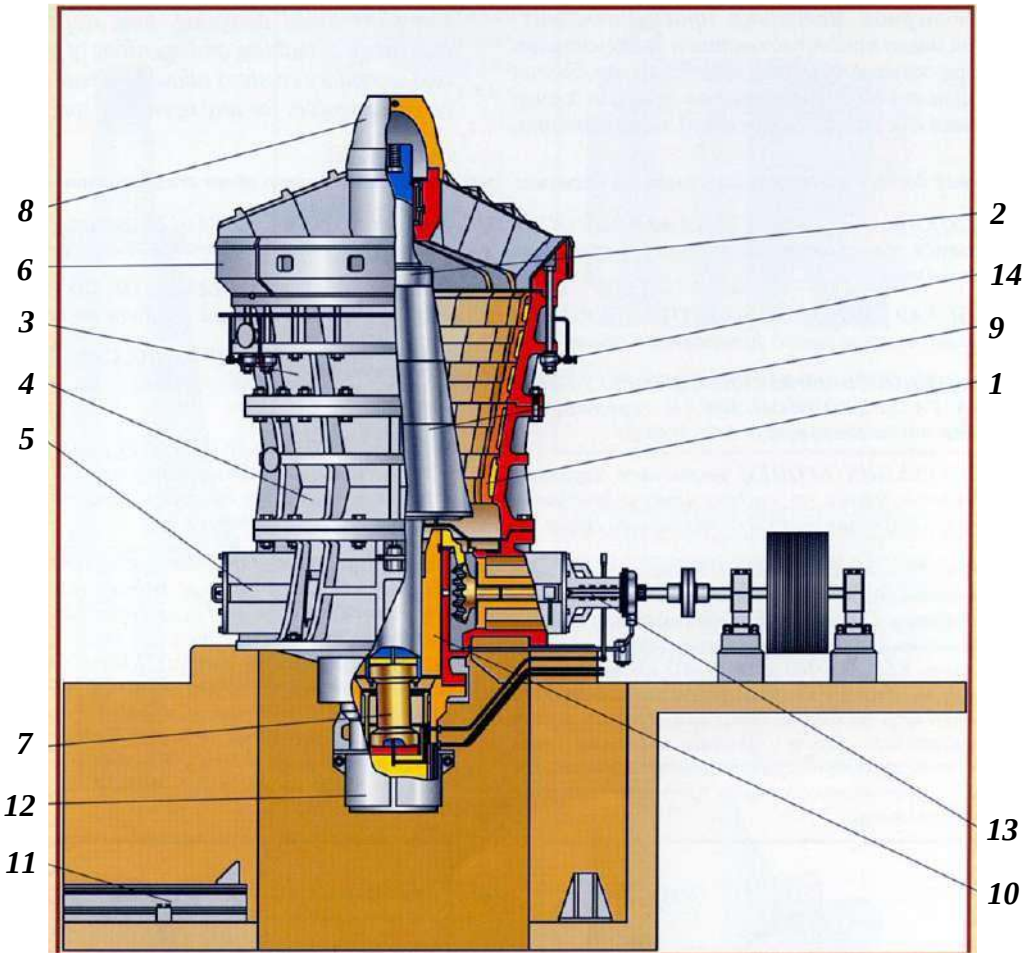


Рис. 1.4 – Конусна дробарка з гідравлічним регулюванням вихідної щілини типу ККД.
1 – нерухома конічна чаша; 2 – дробильний конус; 3, 4, 5 – верхнє, середнє і нижнє кільця станини; 6 – траверса; 7 – головний вал; 8 – ковпак; 9 – броня рухомого конуса; 10 – ексцентриковий стакан; 11 – рейкова колія; 12 – плунжер; 13 – привод дробарки; 14 – гідравлічний домкрат.

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

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

На ряді збагачувальних фабрик застосовують чотиристадійні 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). За конструкцією 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, однак довжина цієї зони для цих дробарок невелика.

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 тристадійних схемах) або для третьої і четвертої стадій (у чотиристадійних схемах) при дробленні руд середньої твердості і твердих.

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

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

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

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.

Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення більш швидкохідні в порівнянні з дробарками крупного дроблення. Залежно від розміру дробарки частота коливань конуса в 2 – 3 рази більше, ніж у дробарок

крупного дроблення. Крім того, вони мають більший кут відхилення конуса в порівнянні з дробарками крупного дроблення. Великий нахил твірних дробильного конуса і більш висока частота його коливань забезпечує чотири-, п'ятикратне затиснення грудок руди у робочому просторі, в тому числі не менше одного разу в паралельній зоні.

Конусні дробарки середнього (КСД) дроблення випускають у двох виконаннях: ГР – для грубого дроблення; Т – для тонкого дроблення. Конусні дробарки дрібного (КМД) дроблення виготовлюються у трьох виконаннях: ГР – для грубого дроблення; Т – для тонкого дроблення; СТ – для надтонкого дроблення. Розрізняють дробарки КСД і КМД з механічним і гідравлічним регулюванням розвантажувального отвору.

Конструкції дробарок КСД і КМД подібні, тому нижче розглянуто тільки дробарки КМД-2200Т (рис. 1.5).

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-опирачем ***7***. Нижня поверхня конуса ***17*** має форму сфери з тонкою бронзовою прокладкою. Опорна чаша ***8***, яка служить опорою для сферичної поверхні, насаджена на стінку картера, що складає одне ціле зі станиною ***11***. Для запобігання проникнення пилу і дрібних частинок матеріалу у сферичний підп'ятник ***7*** передбачений гідравлічний затвор ***20***.

У масивну циліндричну втулку ***13*** запресована тонкостінна конусна бронзова втулка ***12***. Усередині втулки ***12*** обертається ексцентриковий стакан ***14***, який спирається на диски ***15*** плоского підп'ятника. Нижня частина головного вала входе 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 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 попаданні недробимих тіл, конструкція обладнана системою пружин ***9***, які розташовані по периметру. При попаданні у робочу зону металевого тіла нерухомий конус разом з опорним і регулювальним кільцями піднімається за допомогою гідравлічної системи ***21*** і недробиме тіло вивалюється крізь розвантажувальний отвір, якщо його розмір не перевищує ширину отвору при розмиканні. Після цього пружини повертають конус ***6*** у первісне положення.

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

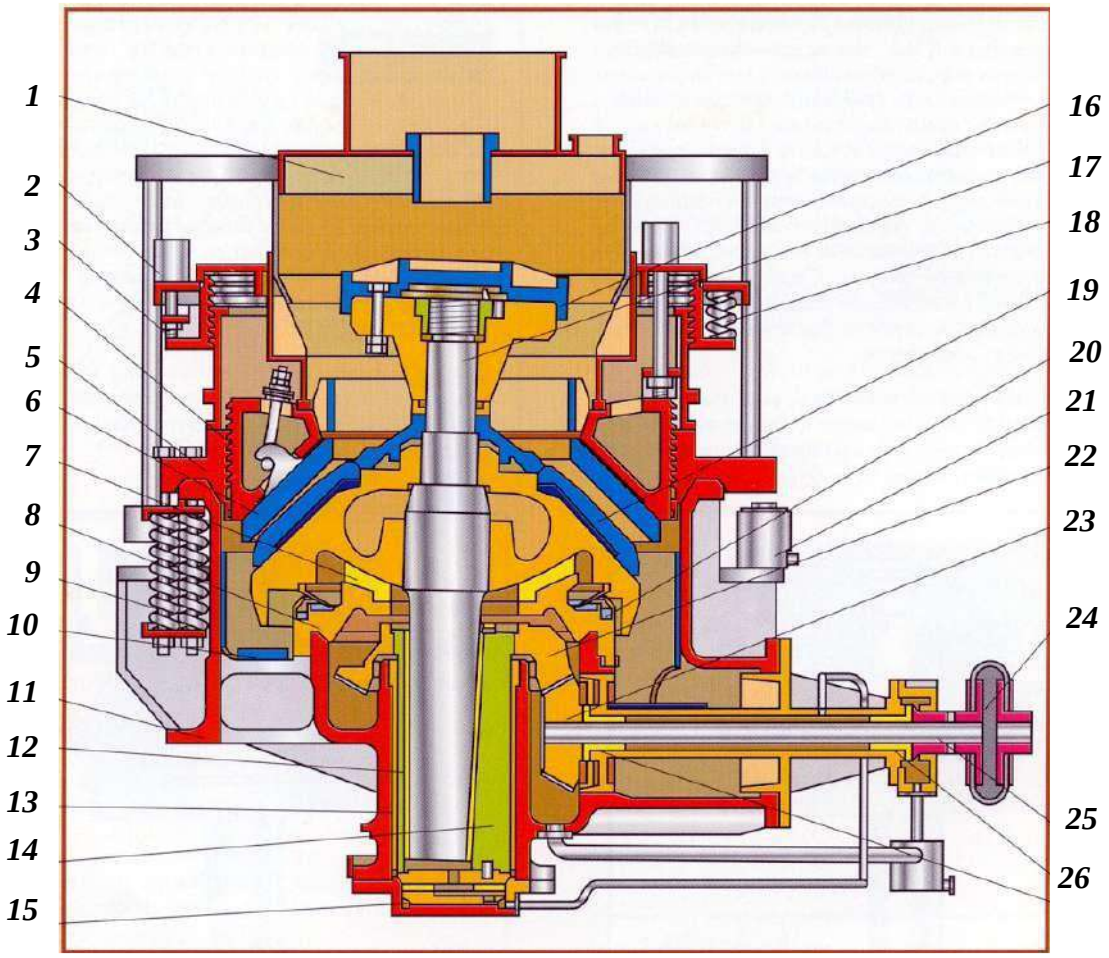


Рис. 1.5 – Конусна дробарка типу КМД-2200Т.
1 – завантажувальний пристрій; 2, 3 – пристрої фіксації і розфіксації регулювального кільця; 4 – регулювальне кільце; 5 – опорне кільце; 6 – нерухомий конус (з футеровкою); 7 – сферичний підп'ятник; 8 – опорна чаша; 9 – пружинна система; 10 – броня ребра жорсткості; 11 – станина; 12 – конусна втулка ексцентрика; 13 – циліндрична втулка; 14 – ексцентриковий стакан; 15 – диски підп'ятника; 16 – розподільна тарілка; 17 – дробильний конус; 18 – пружини фіксації; 19 – футеровка конуса; 20 – гідрозатвор; 21 – гідросистема розвантаження тіл, що не дробляться; 22, 23 – конічні зубчаті шестерні приводу; 24 – еластична муфта; 25 – приводний вал; 26 – втулки приводного вала.

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.

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

Конусна інерційна дробарка (рис. 1.6) складається зі станини ***1***, у середині якої розташований дробильний конус ***2***, що спирається на сферичний підп'ятник ***4***.

Інерційний круговий рух конус ***2*** отримує від двох віброзбуджувачів ***3***, що розташовані на кінцях горизонтального коромисла ***5***, вісь якого зв'язана з валом ***11*** конуса ***2*** за допомогою сферичного шарніра ***6***. 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.

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.

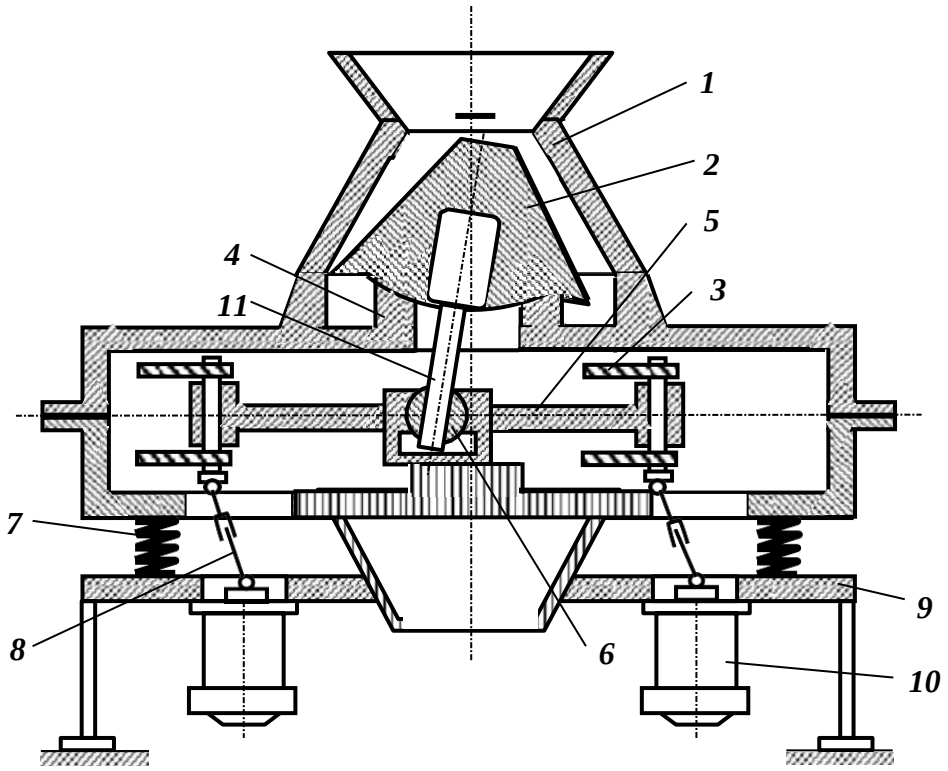


Рис. 1.6 – Схема конусної інерційної дробарки типу КІД.
1 – станина; 2 – дробильний конус; 3 – дебалансні віброзбуджувачі;
4 – сферичний підп'ятник; 5 – коромисло; 6 – сферичний шарнір;
7 – пружинні амортизатори; 8 – карданні вали; 9 – опорна рама;
10 – електродвигуни; 11 – вал конуса.

Технологічні характеристики конусних дробарок

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

Кутом захоплення конусних дробарок називається кут між твірними внутрішньої поверхні нерухомої конічної чаші і зовнішньої поверхні дробильного конуса 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 не повинен перевищувати подвійного кута тертя. Практично кут захоплення конусних дробарок крупного дроблення складає від 24 до 28°, конусних дробарок середнього і дрібного дроблення у середньому – 18°.

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

– для дробарок крупного дроблення:

$$n = 240/\sqrt{2B+1}, \text{ хв}^{-1}, \qquad (1.13)$$

де B – ширина завантажувального отвору, м. Для редукційних дробарок типу КРД частоту обертання конуса приймають на 10 – 20 % менше, ніж для дробарок типу ККД того ж розміру;

– для дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$n \geq 460\sqrt{(\sin\gamma - f\cos\gamma)/D}, \text{ хв}^{-1}, \quad (1.14)$$

де D – діаметр основи конуса, м; – кут нахилу бокової поверхні дробильного конуса до його основи, град.

Хід дробильного конуса на лінії розвантажувального отвору:

$$e = 2r, \text{ м}, \quad (1.15)$$

де r – ексцентриситет, м.

В конусних дробарках крупного дроблення ексцентриситет на рівні розвантажувальної щілини залежно від розміру дробарки складає 13 – 25 мм. При цьому дробарки одного розміру можуть мати різні ексцентриситети.

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

Продуктивність розраховують по об'єму дробленого продукту, що випадає за один оберт дробильного конуса.

За емпіричною формулою Механобру повна розрахункова продуктивність конусної дробарки крупного дроблення визначається:

$$Q = 0{,}6k_{кр}k_{вл}k_{м}D^2rne\delta_{н}, \text{ т/год}, \quad (1.16)$$

де $k_{кр}, k_{вл}, k_{м}$ – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і міцності матеріалу, який дробиться (табл. 1.4); D – діаметр основи дробильного конусу, м; r – ексцентриситет вала у площині вихідного отвору, м; n – частота обертів рухомого конуса, хв$^{-1}$; e – ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів (на відкритій стороні), м; $\delta_н$ – насипна густина матеріалу, т/м^3.

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

– при роботі у відкритому циклі:

$$Q = 10^4 qsk_{м}k_{вл}k_{кр}k_{н}; \quad (1.17)$$

– при роботі у замкненому циклі:

$$Q = 10^4 qsk_{м}k_{вл}k_{кр}k_{н}k_{ц}, \quad (1.18)$$

де q – питома продуктивність (табл. 1.7), м^3/год·м; s – ширина розвантажувальної щілини, м; $k_{кр}, k_{вл}, k_{м}$ – коефіцієнти, що враховують вплив кру-

пності, вологості і міцність матеріалу, який дробиться (табл. 1.4); $k_н = \delta_н / 1{,}6$ – коефіцієнт, що враховує вплив насипної густини матеріалу, який дробиться; $\delta_н$ – насипна густина матеріалу, який дробиться, т/м^3; $k_ц$ – коефіцієнт, що враховує вплив циркулюючого навантаження ($k_ц = 1{,}25 \div 1{,}40$).

Таблиця 1.8 – Питома продуктивність дробарок типів КСД і КМД при дробленні руд середньої міцності з насипною густиною 1,6 т/м^3

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

Потужність електродвигуна конусних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– для дробарок крупного дроблення:

$$N = 36D^2rn, \text{ кВт}, \tag{1.19}$$

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

– для дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$N = 0{,}2D^2n, \text{ кВт}, \tag{1.20}$$

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

Ступінь дроблення конусних дробарок крупного дроблення може досягати 8, але звичайно вони працюють при ступенях дроблення від 3 до 4. Конусні дробарки крупного дроблення великих розмірів можуть працювати

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

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

Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок наведені на рис. 1.7, вони використовуються так само, як і характеристики для щокових дробарок. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен *z* (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по *«+d»*.

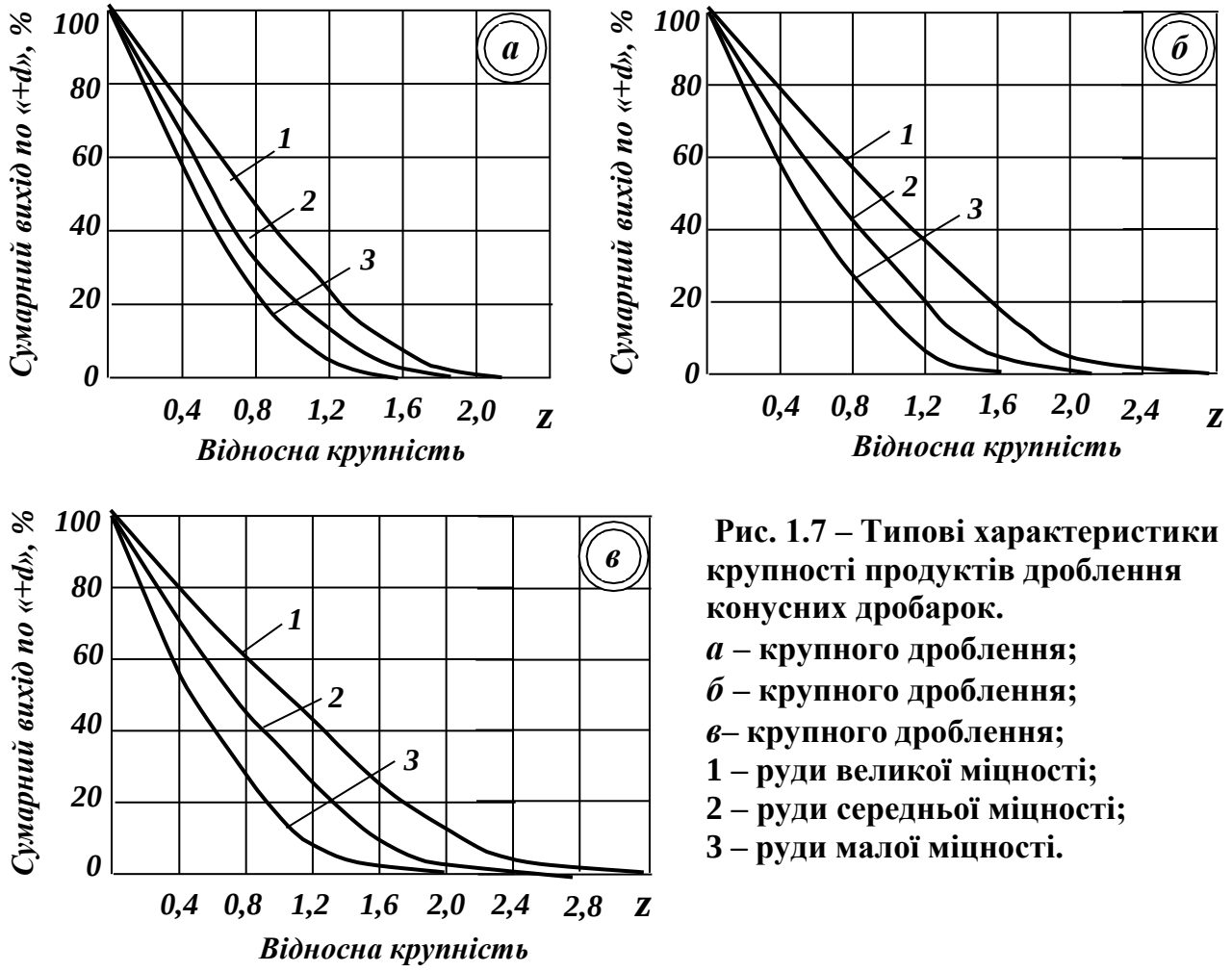


Рис. 1.7 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок.
***а* – крупного дроблення;**
***б* – крупного дроблення;**
***в*– крупного дроблення;**
1 – руди великої міцності;
2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

При розрахунках схем дроблення типові характеристики крупності застосовують для визначення гранулометричного складу дроблених продуктів, якщо реальний гранулометричний склад продукту не був отриманий при попередніх дослідженнях. Також сумарний вихід класів по *«+d»* може бути розрахований за емпіричними формулами, що наведені в табл. 1.9.

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

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

Таблиця 1.9 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту конусних дробарок

Тип руди	Розрахункова формула	Формула правильна
Дроблений продукт конусних дробарок крупного дроблення (ККД)		
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 1{,}04z + 0{,}01z^2 + 0{,}27z^3 + 0{,}07z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 1{,}6$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}80z + 0{,}11z^3 - 0{,}02z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 1{,}8$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}69z + 0{,}04z^2 + 0{,}03z^3) \cdot 10^2$	при $z \le 2{,}0$
Дроблений продукт конусних дробарок середнього дроблення (КСД)		
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 1{,}20z + 0{,}66z^2 - 0{,}47z^3 + 0{,}20z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 1{,}6$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}82z + 0{,}17z^2) \cdot 10^2$	при $z \le 2{,}2$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}57z + 0{,}15z^2 - 0{,}08z^3 + 0{,}02z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 2{,}8$
Дроблений продукт конусних дробарок дрібного дроблення (КМД)		
Малої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}70z - 0{,}28z^2 + 0{,}33z^3 - 0{,}07z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 2{,}0$
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 + 0{,}12z - 1{,}13z^2 + 0{,}62z^3 - 0{,}10z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 2{,}4$
Великої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}48z - 0{,}01z^2 + 0{,}04z^3 - 0{,}006z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 3{,}2$

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

Технічні характеристики конусних дробарок типів ККД, КРД, КСД, КМД і КІД наведені в табл.1.10 – 1.13.

Таблиця 1.10 – Технічні характеристики конусних дробарок крупного дроблення

Параметр	Дробарки крупного дроблення				Дробарки редукційні		
	ККД – 500/75	**ККД – 900/140**	**ККД – 1200/150**	**ККД – 1500/180**	**КРД - 500/60**	**КРД – 700/75**	**КРД – 900/100**
Діаметр основи дробильного конусу, мм	1220	1700	1900	2520	1680	2040	2340
Ширина приймального отвору, мм	500	900	1200	1500	500	700	900
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	400	750	1000	1200	400	550	750
Ширина розвантажувальної щілини, мм	75	140	150	180	60	75	100
Продуктивність, $м^3$/год	200	420	680	1450	200	400	680
Потужність електродвигуна, кВт	110	250	320	400	200	250	400
Габарити, мм:							
довжина	4500	9000	10000	11800	4560	4800	11500
ширина	4600	5000	6500	6800	2540	3600	6500
висота	5100	7800	8900	10500	4320	7600	9100
Маса дробарки, т	40,6	145	240	404	88	138	237

Таблиця 1.11 – Технічні характеристики конусних дробарок середнього дроблення

Параметр	**КСД-600**	**КСД-900**	**КСД - 1200Гр**	**КСД - 1200Т**	**КСД - 1750Гр**	**КСД - 1750Т**	**КСД - 2200Гр**	**КСД - 2200Т**	**КСД 3000**
Діаметр основи дробильного конусу, мм	600	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина приймального отвору, мм	75	130	185	125	250	200	350	275	475
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	60	105	150	100	200	160	300	250	380
Ширина розвантажувальної щілини, мм	12-35	15-40	20-50	10-25	25-60	15-30	30-60	15-30	25-50
Продуктивність, $м^3$/год	30	60	100	70	250	150	500	250	600
Потужність електродвигуна, кВт	30	55	75	75	160	160	250	250	400
Габарити, мм:									
довжина	1600	2500	3500	3500	4400	4400	5500	5500	7000
ширина	1500	1730	2500	2500	3400	3400	4300	4300	5500
висота	1465	2300	3100	3100	4400	4400	5100	5100	6500
Маса дробарки, т	4,05	12,5	22	22	47	47	85	86	217

Таблиця 1.12 – Технічні характеристики конусних дробарок дрібного дроблення

Параметр	КМД - 1200Гр	КМД - 1200Т	КМД - 1750Гр	КМД - 1750Т	КМД - 2200Гр	КМД - 2200Т1	КМД - 2200Т2	КМД - 3000Т
Діаметр основи дробильного конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200	2200	3000
Ширина приймального отвору, мм	100	50	130	80	140	100	85	95
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	80	40	100	70	110	85	75	75
Ширина розвантажувальної щілини, мм	5-15	3-12	9-20	5-15	10-20	5-15	7-15	6-20
Продуктивність, $м^3$/год.	50	40	120	100	250	200	180	400
Потужність електродвигуна, кВт	75	75	160	160	250	250	320	400
Габарити, мм:								
довжина	3500	3500	4400	4400	5500	5500	5700	7000
ширина	2500	2500	3400	3400	4300	4300	4300	5500
висота	3100	3100	4400	4400	5500	5500	5900	7100
Маса дробарки, т	21	21	46	46	85	86	98	217

Таблиця 1.13 – Технічні характеристики конусних інерційних дробарок

Параметр	КІД –300	КІД –600	КІД –900	КІД –1200	КІД –1750	КІД –2200
Діаметр основи дробильного конуса, мм	300	600	900	1200	1750	2200
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	20	50	60	80	90	110
Номінальна крупність дробленого продукту, мм	0 – 2	0 – 6	0 – 7	0 – 8	0 – 10	0 – 12
Продуктивність, $м^3$/год.	1	18	35	50	90	150
Потужність електродвигуна, кВт	10	75	160	250	500	630
Габарити, мм:						
довжина	1300	2170	3000	5000	6500	6600
ширина	800	1280	2200	3000	4000	4000
висота	1450	2170	3150	4000	5400	6400
Маса дробарки, т	1	5,5	25	45	90	160

1.2.3 Валкові дробарки

Конструкції валкових дробарок

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

Принцип дії дробарок однаковий: вихідний матеріал подається зверху, затягується валками, 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 або потоком товщиною в одну грудку, або валки працюють під завалом. При першому способі завантаження продуктивність дробарки менше ніж при другому, але менше й переподрібнення матеріалу. Однократність стиснення грудок матеріалу при проходженні між валками обумовлює малий вихід дріб'язку у дробленому продукті. Валкові дробарки з гладкими валками застосовуються для середнього і дрібного дроблення твердих порід, коли недопустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

Валкові дробарки з гладкими валками (ДГ) частіше за все випускаються двовалковими (рис. 1.8).

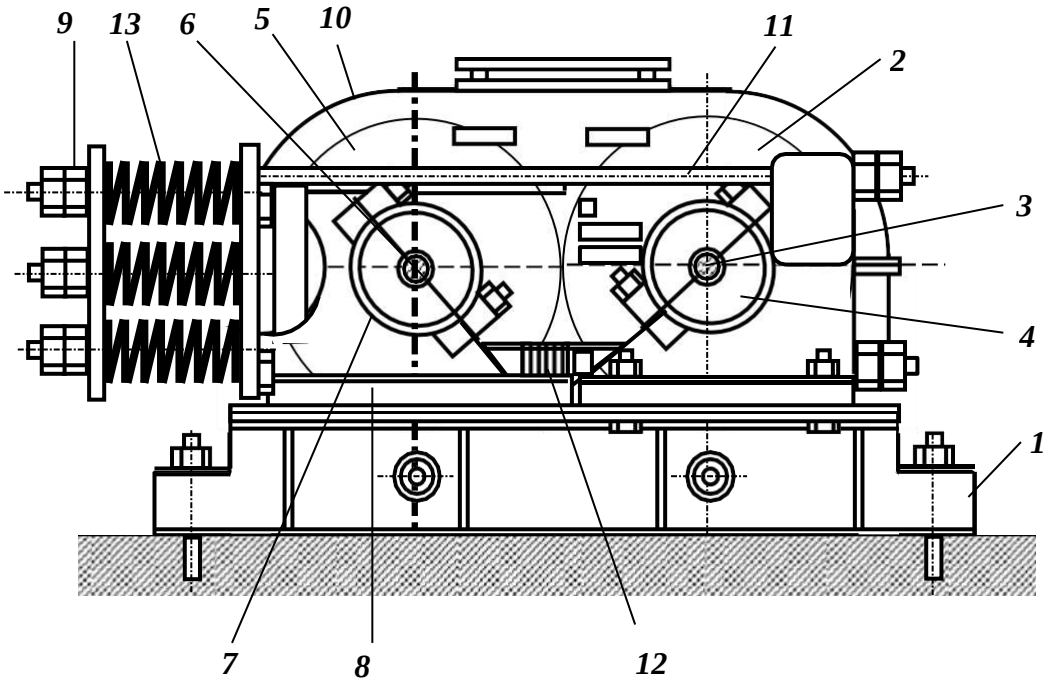


Рис. 1.8 – Валкова дробарка з гладкими валками.
1 – станина; 2, 5 – дробильні валки; 3, 6 – вали; 4, 7 – підшипники;
8 – напрямні; 9 – затяжні гайки; 10 – корпус; 11 – тяги;
12 – прокладки; 13 – пружини.

Станина ***1*** дробарки являє собою чотирикутну зварну або литу рамну конструкцію. 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 поздовж станині по напрямним ***8***. Вали ***3*** і ***6*** з дробильними валками ***2*** і ***5*** обертаються назустріч один одному і отримують обертання від електродвигуна через редуктор і карданні вали (на рис. не показані). Дробильні валки виготовлюються з чавуну і футеруються по зовнішній поверхні бандажами з високомарганцевистої або вуглецевої сталі.

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

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.

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

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

Двовалкова зубчата дробарка – ДДЗ (рис. 1.9) складається з рами ***1***, на якій встановлені у підшипниках ***3*** і ***13*** вали зубчатих валків ***11***.

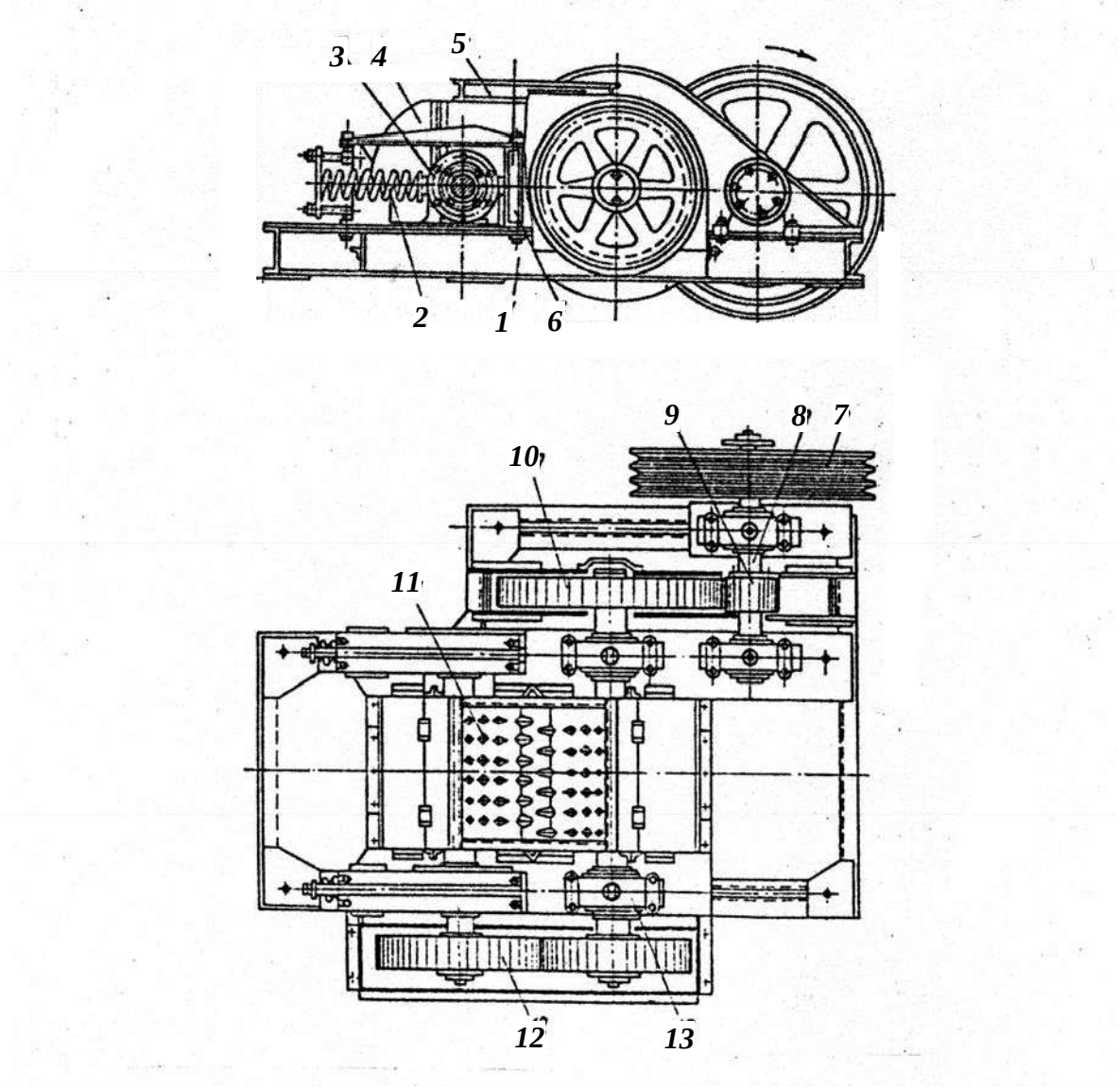


Рис. 1.9 – Двовалкова зубчата дробарка.
1 – рама; 2 – пружинні амортизатори; 3, 13 – підшипники; 4 – корпус; 5 – завантажувальна лійка; 6 – упор; 7 – шків; 8 – приводний вал; 9, 10, 12 – шестерні; 11 – зубчаті валки.

Корпуси підшипників ***3*** можуть переміщуватись по спеціальних напрямних у горизонтальному напрямку. Зусилля дроблення регулюють затяжкою пружинних амортизаторів ***2***. Валки обертаються від електродвигуна через клинопасову передачу за допомогою шківа ***7***, вала ***8*** і шестерень ***9***, ***10*** і ***12***. На рамі монтується металевий корпус ***4***, якій закриває дробильні валки. Переміщення підшипника ***3*** обмежується упором ***6***. Валки обертаються назустріч один одному. Ряди зубів одного валка розташовані між рядами зубів другого валка, що забезпечує отримання однорідного за крупністю продукту.

Вихідний матеріал надходить у дробарку через завантажувальну лійку ***5***, захоплюється зубами валків і дробиться. При потраплянні у дробарку предметів, що не дробляться пружини ***2*** стискуються, рухомий валок

відходить і пропускає цей предмет. Після проходження предмету, що не дробиться, пружини повертають валок у попередню позицію. Пружини дозволяють також регулювати відстань між валками для одержання необхідної крупності дробленого продукту.

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

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

Двовалкові зубчаті дробарки працюють при ступені дроблення 4 – 6.

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

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

Технологічні характеристики валкових дробарок

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

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

Грудка матеріалу буде затягуватись у робочий простір між гладкими валками тільки у тому випадку, якщо кут захоплення буде не більше подвійного кута тертя ($\alpha \leq 2\varphi$).

При постійній ширині щілини s між валками кут захоплення залежить від співвідношення між діаметром валків D і розміром грудок матеріалу, що дробиться d.

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

Так як коефіцієнт тертя гірської породи по сталі дорівнює *0,3*, тобто $tg\varphi = 0{,}3$ і $\varphi = 16^o42'$, то кут захоплення $\alpha = 33^o20'$ $(\cos\alpha = 0{,}831)$.

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:

$$D : d_{\max} = 15 \div 20 . \qquad (1.21)$$

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:

$$D : d_{\max} = 1{,}5 \div 3{,}5. \qquad (1.22)$$

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

$$D : d_{\max} \geq 10. \qquad (1.23)$$

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

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

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

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

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

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

$$Q = 60\pi nslDk\delta \text{, т/год,} \qquad (1.24)$$

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

$$N = 10nlD, \text{ кВт,} \qquad (1.25)$$

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

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

Типова характеристика крупності продукту дроблення валкових дробарок для руд середньої міцності наведена на рис. 1.10. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по *«+d»*. Формула для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту валкових дробарок наведена у табл. 1.14.

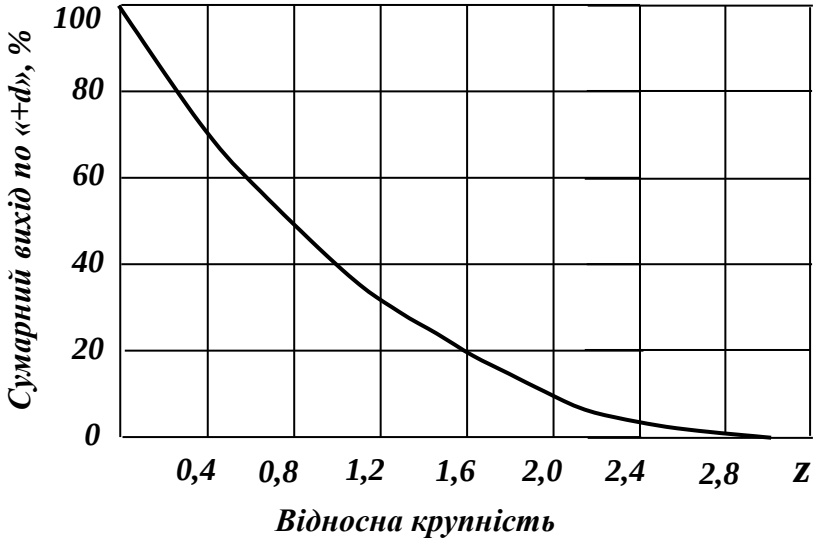


Рис. 1.10 – Типова характеристика крупності продуктів дроблення валкових дробарок (для руд середньої міцності).

Таблиця 1.14 – Формула для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту валкових дробарок

Тип руди	Розрахункова формула	Формула правильна
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 0{,}55z - 0{,}10z^2 + 0{,}12z^3 - 0{,}02z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 3$

Валкові дробарки з гладкими валками використовують для дрібного дроблення порід середньої міцності. Валкові дробарки із зубчатими валками використовують для крупного дроблення порід малої міцності і крихких. При виборі дробарок необхідно ураховувати, що тихохідні дробарки дають менше переподрібнення матеріалу ніж швидкохідні.

Технічні характеристики валкових дробарок типів ДГ, ДГР, ДДЗ і ДДЗЕ наведені в табл. 1.15 – 1.16.

Таблиця 1.15 – Технічні характеристики двовалкових дробарок з гладкими валками

Параметр	ДГ 400х250	ДГ 600х400	ДГ 1000х550	ДГ 1500х600	ДГР 600х400
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	600	1000	1500	600
довжина	250	400	550	600	400
Ширина щілини між валками, мм	2 – 12	2 – 14	4 – 18	4 – 20	10 – 30
Частота обертання валків, $хв^{-1}$	148 – 275	134 – 187	63 –112	24 –76	175
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	20	30	50	75	60
Продуктивність, $м^3$/год.	1,4 – 15,6	3 – 29,4	12 – 53,5	13 – 65	8 – 25
Потужність електродвигуна, кВт	4	10	40	55	20
Маса дробарки, т	1,9	5,3	16,7	34,0	3,3

Таблиця 1.16 – Технічні характеристики двовалкових зубчатих дробарок

Параметр	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10	ДДЗ-16	ДДЗЕ-15х12
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	630	1000	1600	1500
довжина	500	830	1250	2000	1200
Ширина щілини між валками, мм	105	150	240	400	100
Частота обертання валків, $хв^{-1}$	60	50	35	41	40
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	200	500	600	1000	900
Максимальна крупність дробленого продукту, мм	25; 50; 75; 100;125	50; 75; 100;	100; 125; 150; 300	200; 300	100
Продуктивність, т/год.	20-100	125; 150	125-525	650-1000	150
Потужність електродвигуна, кВт	13	60- 150	40	250	2х55
Маса дробарки, т	4,3	20	23,5	107,6	31,4

1.2.4. Дробарки ударної дії

Конструкції дробарок ударної дії

У дробарках ударної дії матеріал руйнується за рахунок кінетичної енергії рухомих тіл. За будовою основного дробильного органу дробарки ударної дії підрозділяються на молоткові і роторні.

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

У *молоткових дробарках* матеріал дробиться в основному ударом молотків, які підвішені до ротора, що обертається у робочому просторі дробарки, обмеженому футерованим броньовими плитами корпусом. На рис. 1.11 наведені схеми основних типів молоткових дробарок.

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

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

За числом робочих валів молоткові дробарки розділяються на одно- і двороторні. Двороторні дробарки мають більші в порівнянні з однороторними розміри завантажувального отвору, що дозволяє дробити матеріал крупністю до 1200 мм.

Молоткові дробарки призначені для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів низької і середньої міцності, 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.

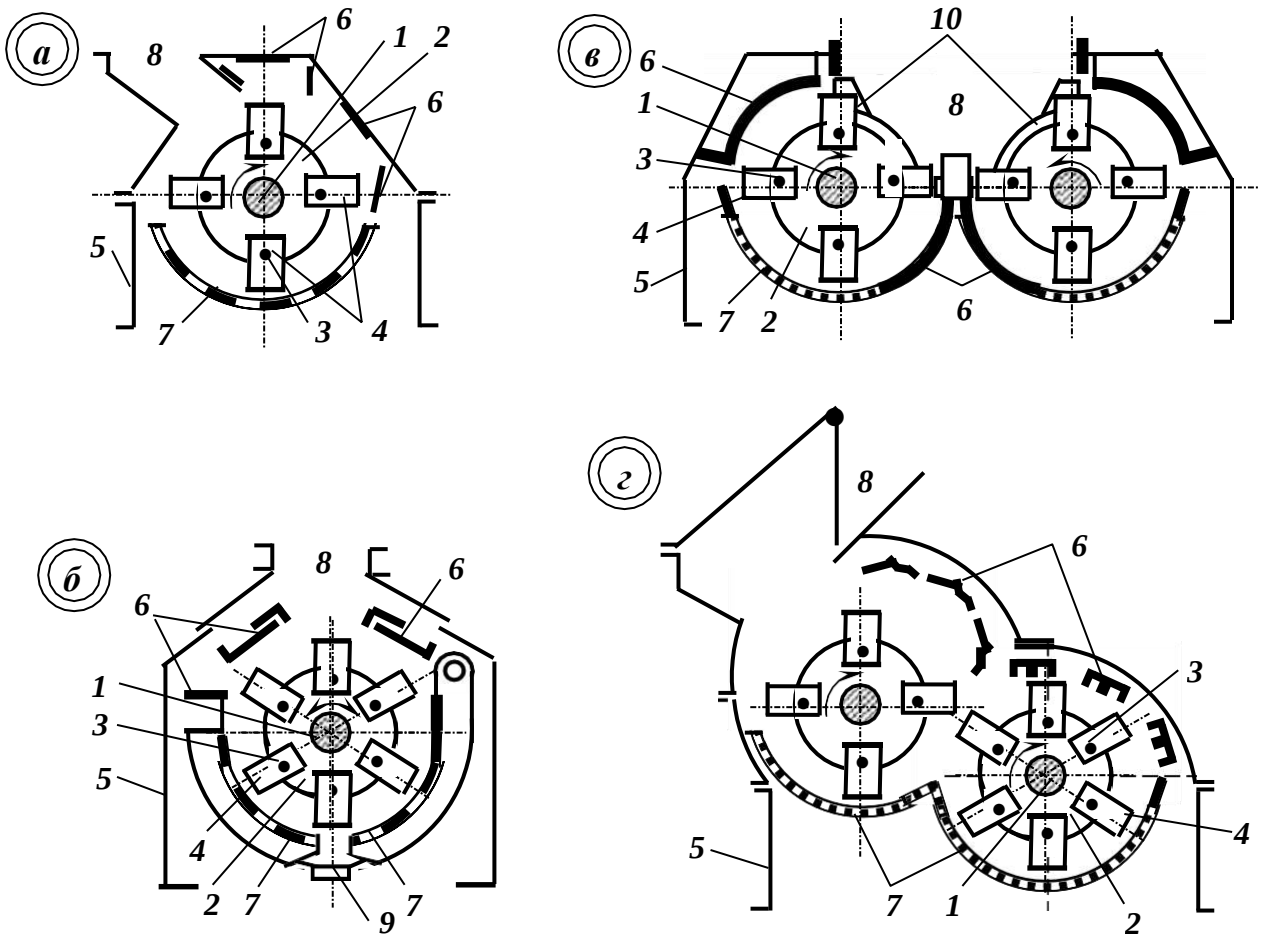


Рис. 1.11 – Схеми основних типів молоткових дробарок.
Однороторні: *а* – нереверсивна; *б* – реверсивна.
Двороторні: *в* – паралельного дроблення; *г* – послідовного дроблення.
1 – горизонтальний вал; 2 – ротор; 3 – осі молотків; 4 – молотки;5 – корпус дробарки; 6 – футерувальні плити; 7 – колосникова решітка;8 – завантажувальна лійка; 9 – уловлююча камера; 10 – фігурні колосники.

Однороторна нереверсивна молоткова дробарка (рис. 1.12) 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 розташована колосникова решітка ***8***, яка займає 135 – 180° кола, що описується молотками. Вихідний матеріал руйнується ударами молотків, ударами об футеровочні плити, роздавлюванням і стиранням на

колосниковій решітці. Дроблений продукт розвантажується під дробарку крізь колосникову решітку. Колосники решітки виготовляються зі сталі марки 60С2 або 45Х і можуть мати різну форму, але частіше за все – трапецієвидну з розширенням щілини у бік розвантаження під кутом 10 – 20°. Вони нахилені до радіуса ротора під кутом 40 – 50° у бік руху матеріалу, що зменшує залипання решітки при дробленні матеріалів з підвищеною вологістю.

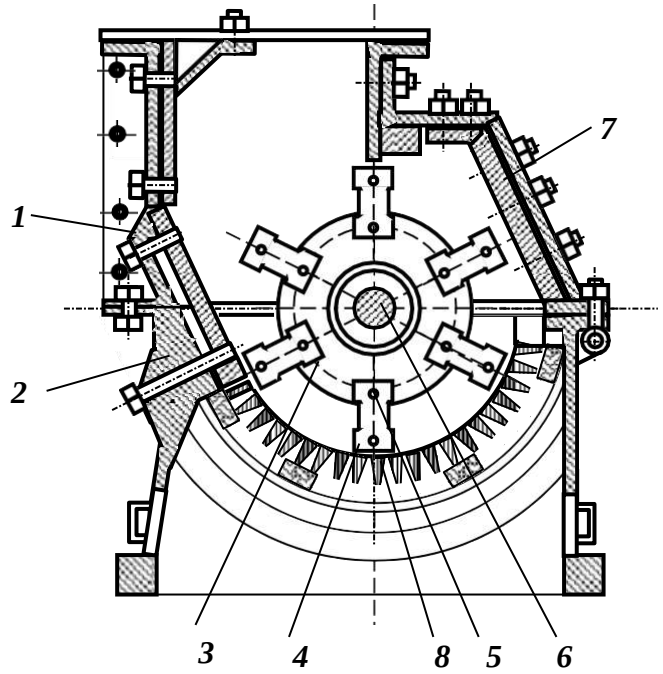


Рис. 1.12 – Одноротorна нереверсивна молоткова дробарка. 1 – верхня частина корпуса; 2 – нижня частина корпуса; 3 – ротор; 4 – молотки; 5 – осьові стержні; 6 – вал; 7 – футерувальні плити;8 – колосникова решітка.

Залежно від властивостей матеріалу, що дробиться, і необхідної крупності дробленого продукту застосовують молотки (рис. 1.13) різної форми і маси (від 1 до 135 кг). Молотки виготовляються із зносостійких сталей.

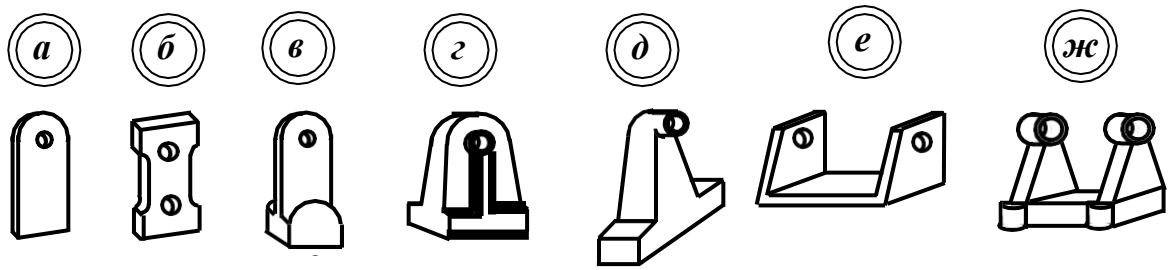


Рис. 1.13 – Форми молотків.

Молотки колосникового типу (рис. 1.13 ***а, б***) застосовують при дробленні малоабразивних та м’яких порід, напр., вугілля. Деякі молотки мають два отвори, щоб можна було при зносі обох кінців молотка з одного

боку перевісити його другим боком. Молотки з потовщенням на робочому кінці (рис. 1.13 ***в, г, д***) застосовують при дробленні міцних матеріалів середньої абразивності. Скобоподібні молотки (рис. 1.13 ***е***) використовують при тих же умовах роботи, що й молотки колосникового типу. Посилена скобоподібна конструкція (рис. 1.13 ***ж***) застосовується при дробленні міцних матеріалів. Молотки скобоподібної форми працюють більш ефективно ніж колосникові, але експлуатація дробарок у цьому випадку є складнішою, тому що при їхньому нерівномірному зносі порушується зрівноваженість дробарки. Шарнірне кріплення молотків дозволяє уникати поломок при потраплянні у робочий простір дробарки предметів, що не дробляться, тому що у цьому випадку молотки відхиляються на деяких кут.

Одноротрна реверсивна молоткова дробарка (рис. 1.11 ***б***) типу ДМРЕ складається зі зварного корпуса ***5,*** ротора ***2*** і колосникової решітки ***7.*** Передбачена можливість регулювання положення колосникової решітки за допомогою спеціального механізму.

Вал ротора ***1*** опирається на підшипники закріплені на станині дробарки. Обертання вал ротора отримує від електродвигуна, з яким він з'єднується муфтою. На валу ***1*** нерухомо закріплені диски ротора ***2***, крізь отвори 2 яких пропущені стержні із вільно надітими на них молотками ***4***.

Вихідний матеріал через завантажувальний отвір ***8*** надходить у робочий простір дробарки, де у результаті багаторазових ударів молотків ***4*** і ударів об 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. Для уловлювання металевих та інших предметів, що потрапили у дробарку випадково, передбачена уловлювальна камера ***9,*** яка розвантажується періодично.

Центральне розташування завантажувального отвору ***8*** дозволяє змінювати напрямок обертання ротора, що є перевагою дробарок цього типу, тому що в них можливе двобічне використання молотків без розбирання дробарки для їхнього повороту. Тобто знос молотків у дробарках цього типу рівномірний з двох сторін.

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

Молоткова двороторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 1.11 ***в***) та обертанням роторів 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. Вал ***1*** кожного ротора обертається через клинопасову передачу від окремого електродвигуна. Приводні шківи обважнені і служать також, як маховики. Додатково на вільних кінцях валів роторів також насаджені маховики для вирівнювання ходу дробарки.

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

Молоткова двороторна дробарка з послідовним розташуванням роторів (рис. 1.11 *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 переміщають при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється через клинопасову передачу від одного електродвигуна. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно із завантажувальної лійки ***8***, наносяться удари молотками верхнього ротора. Грудки частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари молотків верхнього або нижнього ротора. Нижній ротор ударяє по грудках, відкидає їх на свої відбійні плити і проштовхує матеріал на нижню колосникову решітку. Зона між двома роторами є місцем найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь щілини колосникових решіток. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між молотками і відбійними плитами, а також між молотками і колосниковими решітками.

Одноротрна нереверсивна молоткова дробарка (рис. 1.14) типу СМД-135 складається з таких основних вузлів: корпуса ***1*** з кришкою, ротора ***2*** з шарнірно підвішеними кільцевими молотками ***3***, приймальної камери, заслінки ***4***, пастки ***5*** для предметів, що не дробляться, і колосникової решітки ***6***.

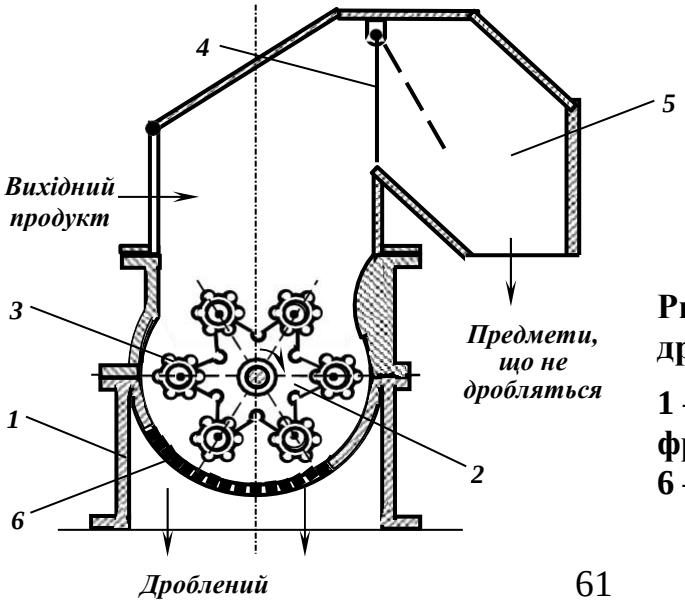


Рис. 1.14 – Схема молоткової дробарки СМД-135.

1 – корпус; 2 – ротор; 3 – молотки-фрези; 4 – заслінка; 5 – пастка; 6 – колосникова решітка .

Молоткові дробарки цього типу застосовуються при дробленні шлаків, металічної стружки, грудкових відходів сплавів кольорових металів, вузлів електричних машин, кабельної продукції, елементів радіоапаратури і ін.

У *роторних дробарках* матеріал дробиться ударом бил, які жорстко закріплені на роторі, що обертається у робочому просторі дробарки, обмеженому футерованим броньовими плитами корпусом. На рис. 1.15 наведені схеми основних типів роторних дробарок.

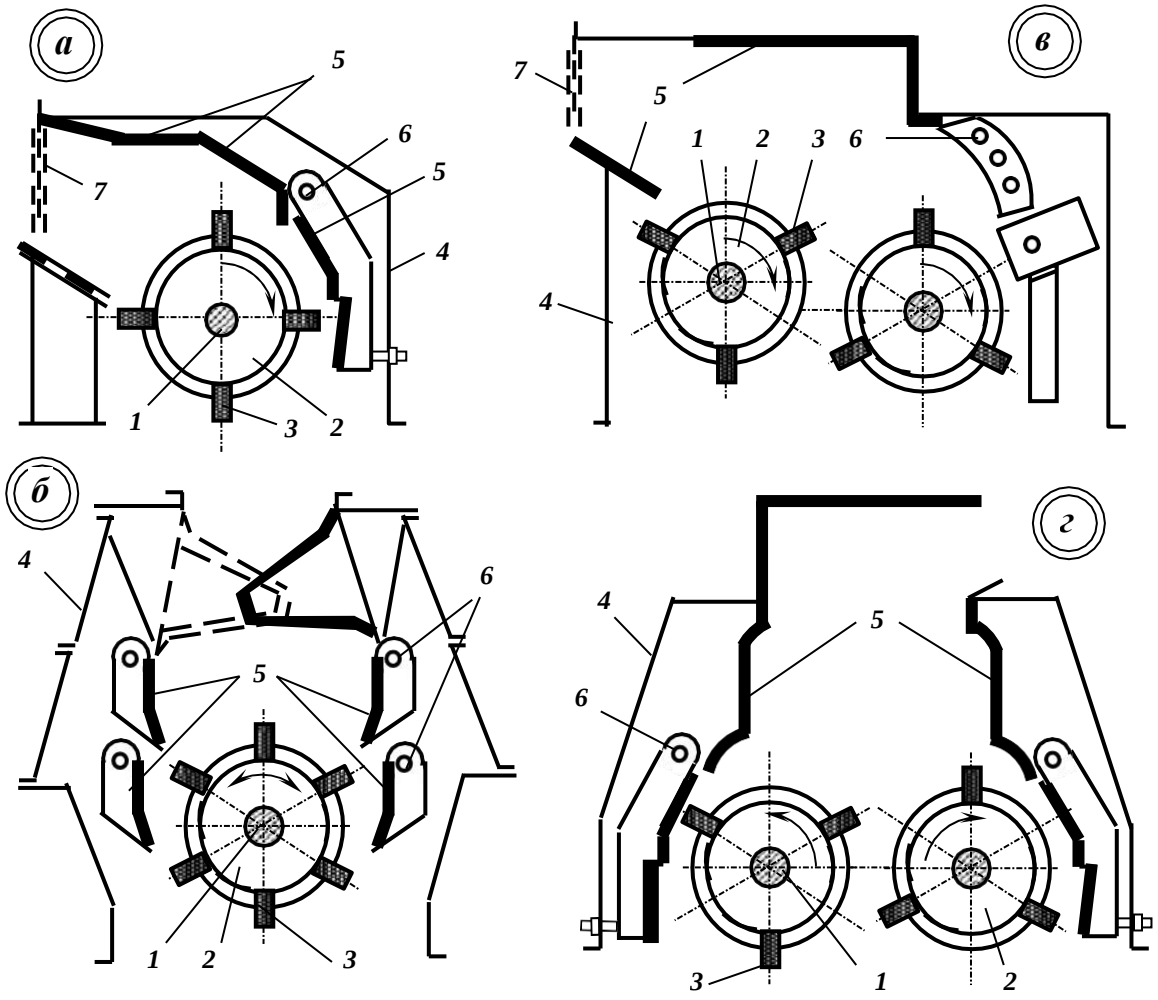


Рис. 1.15 – Схеми основних типів роторних дробарок.
Одноротрні: *а* – нереверсивна; *б* – реверсивна.
Двороторні: *в* – послідовного дроблення; *г* – паралельного дроблення.
1 – горизонтальний вал; 2 – масивний ротор; 3 – била; 4 – корпус дробарки; 5 – відбійні плити; 6 – осі підвісу відбійних плит; 7 – ланцюгові штори.

Принцип дії роторних дробарок аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі ***2*** билами ***3***. Матеріал завантажується в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бил грудки руйнуються, і їх уламки відкидаються на відбійні броньові плити ***5*** або колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футеровку, грудки руйнуються

і знову потрапляють на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

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 розрізняють на реверсивні і нереверсивні. Характерною особливістю роторних дробарок є те, що в ударі по грудках вихідного матеріалу бере участь масивний ротор, тому удари значно міцніші ніж у молоткових дробарках. Це дозволяє застосовувати роторні дробарки у першій стадії дроблення (дробарки типу ДРК) для руйнування порівняно твердих гірських порід. Роторні дробарки застосовують також для середнього та дрібного дроблення (дробарки типу ДРС). Конструкції дробарок ДРК і ДРС аналогічні.

У *одноротoрну нереверсивну дробарку* (рис. 1.15 ***а***, 1.16) типу ДРК матеріал подається на обертовий масивний ротор ***4*** і дробиться ударами бил ***5*** і об відбійні плити ***7***. Відбійні плити ***7*** на верхній частині корпуса ***2*** закріплені нежорстко, тому при потраплянні предметів, що не дробляться, вони відхиляються на осях і пропускають їх.

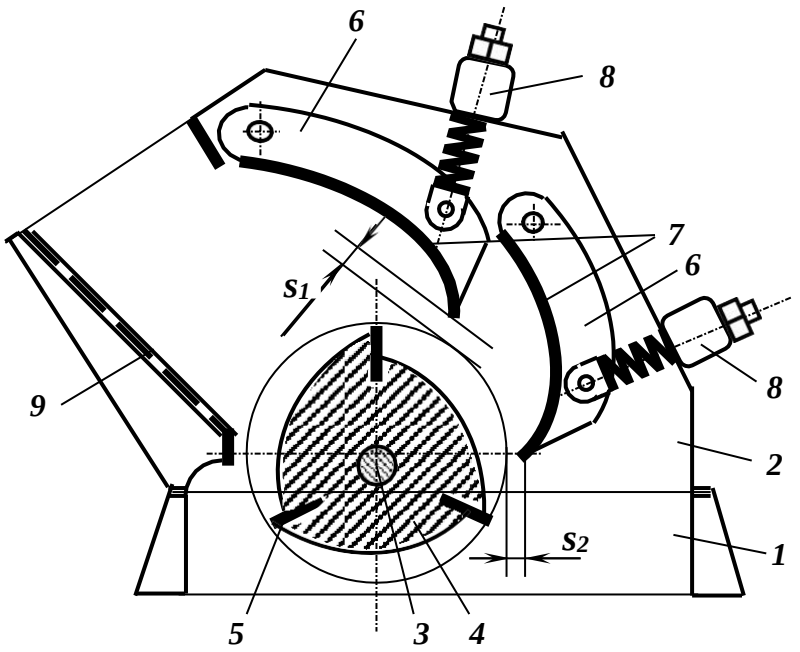


Рис. 1.16 – Одноротoрна дробарка крупного дроблення.
1 – основа корпуса; 2 – верхня частина корпуса; 3 – вал; 4 – ротор; 5 – била; 6 – відбійні плити; 7 – футерувальні плити; 8 – регулювальний пристрій; 9 – решітка.

У первісне положення відбійні плити повертаються під дією пружин регулювального пристрою ***8***. Дробарки типу ДРК мають дві відбійні плити, а

дробарки типу ДРС – три відбійні плити, які ділять робочу зону дробарки відповідно на дві або три камери дроблення. Відбійні плити мають криволінійний профіль і повністю або тільки у нижній частині закриті футерувальними плитами 7. Зазори між обертальним ротором і нижньою кромкою відбійних плит є розвантажувальним отвором камери дроблення. Положення відбійних плит фіксується тягами і пружинами регулювального пристрою ***8***. Регулювання ширини розвантажувальної щілини камери дроблення здійснюється також за допомогою регулювального пристрою ***8.***

Вихідний матеріал надходить на нахилену решітку ***9***, де відділяється дріб'язок, що не потребує дроблення. У завантажувальній лійці встановлені ланцюгові штори, які запобігають викиданню матеріалу з робочого простору дробарки. Розвантаження дробленого продукту здійснюється через розвантажувальний пристрій дробарки. Ротор дробарки обертається електродвигуном через клинопасову передачу. Окружна швидкість ротора регулюється зміною приводних шківів.

Одноротopна реверсивна дробарка (рис. 1.15 ***б***) завдяки центральному розташуванню завантажувального отвору дозволяє змінювати напрямок обертання ротора, що є перевагою дробарок цього типу, тому що в них можливе двобічне використання бил, що забезпечує їх рівномірний знос.

Двороторна дробарка з послідовним розташуванням роторів (рис. 1.15 ***в***) складається із зварного корпуса ***4***, усередині якого розташовані два ротори ***2,*** що обертаються в одному напрямку. Привод роторів здійснюється через клиноремінну передачу від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно, наносяться удари билами верхнього ротора. Грудки частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари бил верхнього або нижнього ротора. Зазор між двома роторами є областю найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь вихідні щілини дробарки. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між билами і відбійними плитами.

Двороторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 1.15 ***г***) складається із зварного корпуса ***4***, усередині якого розташовані два ротора ***2,*** що обертаються у протилежних напрямках. Над кожним ротором розміщені відбійні плити ***5***, які переміщають при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється через клинопасову передачу від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно наносяться удари билами роторів. Грудки частково розколюються, відкидаються кожним ротором на відбійні плити, відбиваються від них і знов 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 одноротopними менш піддані забиванню і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих

матеріалів і матеріалів, що злипаються, вони також дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними та кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток.

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

Технологічні характеристики дробарок ударної дії

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

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

Залежно від глибини проникнення грудка піддається ковзному або центральному удару. При ковзних ударах відбувається обколювання і стирання грудок по місцю удару. У цьому випадку дроблений продукт містить велику кількість дріб'язку, ударні деталі (молотки або била) швидко зношуються, продуктивність дробарки знижується. Проникнення грудки у зону обертового ротора на глибину не менше 0,6 максимального розміру грудки при дробленні у молоткових дробарках або на глибину рівну висоті 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 вища ніж при дробленні ковзними ударами.

Необхідна глибина проникнення грудки у зону обертання ротора забезпечується швидкістю падіння матеріалу при завантаженні його у дробарку. Для того щоб проникнути у зону обертання ротора на глибину $h = 0{,}6D_{max}$, висота H падіння грудки максимального розміру D_{max} повинна бути:

$$H = (D_{max} nz)^2 \cdot 10^{-4} / 2g \approx 0{,}5 \cdot 10^{-5} (D_{max} nz)^2 \text{, м.} \qquad (1.26)$$

де n – частота обертання ротора, хв$^{-1}$; z – число подовжніх рядів молотків на роторі.

У роторних дробарках висота била звичайно менше $0{,}6D_{max}$, тому не усі грудки, що досягли тіла ротора потрапляють під центральний удар. Для підвищення частоти ударів і, відповідно, ефективності ударного дроблення,

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

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

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

– для молоткових дробарок:

$$D_p = (3{,}2 \div 4) D_{\max}. \qquad (1.27)$$

Найбільша величина ($D_p = 4D_{\max}$) відповідає малим дробаркам з діаметром ротора до 600 мм;

– для роторних дробарок крупного дроблення:

$$D_p = (1{,}7 \div 2) D_{\max}. \qquad (1.28)$$

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

– для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$D_p = 3{,}3 D_{\max}. \qquad (1.29)$$

З умов продуктивності і завантаження дробарки довжина ротора відповідно до прийнятих стандартів визначається пропорційно до його діаметра:

– для молоткових дробарок:

$$L = (0{,}7 \div 1{,}5) D_p; \qquad (1.30)$$

– для роторних дробарок крупного дроблення:

$$L = 0{,}8 D_p; \qquad (1.31)$$

– для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$L = D_p. \qquad (1.32)$$

Продуктивність молоткових і роторних дробарок залежить від їхніх конструктивних і механічних параметрів (діаметра, довжини і частоти обертання ротора; кількості, маси і числа молотків; розташування і форми відбійних плит; способу завантаження і глибини проникнення грудок у зону ротора). Продуктивність також залежить від фізичних властивостей матеріалу, що дробиться (міцності, вмісту глинистих речовин, вологи, крупності вихідного і дробленого продуктів). Між продуктивністю дробарки, подрібнюваністю вихідного матеріалу, ступенем дроблення і потужністю електродвигуна існує взаємозв’язок. При постійних умовах дроблення з підвищенням продуктивності знижується ступінь дроблення і навпаки. Теоретична формула для розрахунку продуктивності молоткових і роторних дробарок відсутня. Для орієнтованого розрахунку продуктивності молоткових і роторних дробарок застосовують різні емпіричні формули.

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

– молоткових дробарок:

при $D_p > L$ $\quad Q_o = 0{,}1 D_p^2 L n$, м^3/год; (1.33)

при $D_p < L$ $\quad Q_o = 0{,}1 D_p L^2 n$, м^3/год; (1.34)

– роторних дробарок:

$$Q_o^{\max} = 47k(D_p L)^{1,6}, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (1.35)$$

$$Q_o^{\min} = 22k(D_p L)^{1,3}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (1.36)$$

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 ÷ 1,4); D_p і L – розміри ротора, м.

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

Потужність електродвигуна молоткових і роторних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– молоткових дробарок:

$$N = 0{,}125 D_p L n, \text{ кВт}; \quad (1.37)$$

$$N = 0{,}15 D_p^2 L n, \text{ кВт}; \quad (1.38)$$

– роторних дробарок:

крупного дроблення $\quad N = 80 D_p L$, кВт; (1.39)

середнього і дрібного дроблення $\quad N = 120 D_p L$, кВт. (1.40)

Типові характеристики крупності продуктів дроблення молоткових і роторних дробарок для руд середньої міцності наведені на рис. 1.17. По осі абсцис відкладають відносну крупність зерен z (в частках максимальної ширини розвантажувальної щілини), а по осі ординат сумарний вихід класів по *«+d»*.

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.

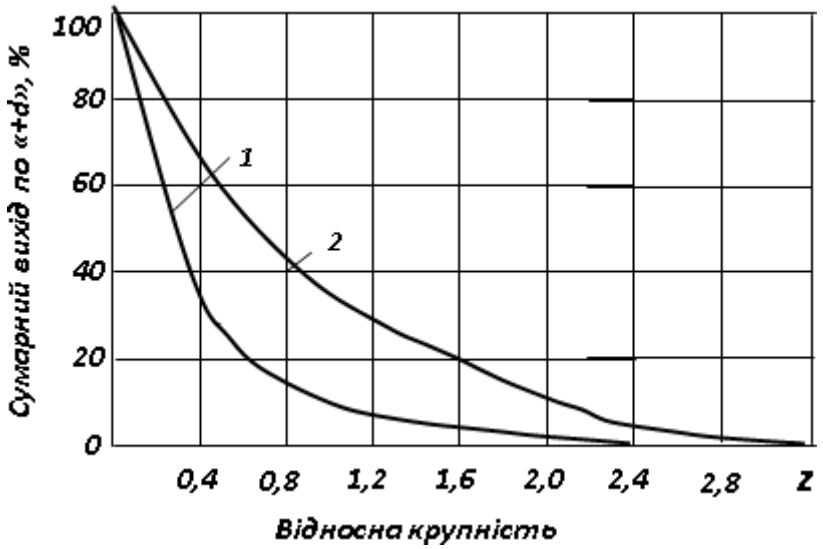


Рис. 1.17 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення молоткових і роторних дробарок (для руд середньої міцності).
1 – дроблений продукт роторної дробарки;
2 – дроблений продукт молоткової дробарки.

Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту молоткових і роторних дробарок наведені у табл. 1.17.

Таблиця 1.17 – Формули для розрахунку гранулометричного складу дробленого продукту молоткових і роторних дробарок

Тип руди	Розрахункова формула	Формула вірна
Дроблений продукт молоткових дробарок		
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 1{,}93z + 1{,}88z^2 - 0{,}88z^3 + 0{,}15z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 2{,}4$
Дроблений продукт роторних дробарок		
Середньої міцності	$b^{+z} = (1 - 1{,}02z + 0{,}44z^2 - 0{,}10z^3 + 0{,}01z^4) \cdot 10^2$	при $z \le 3{,}0$

До переваг дробарок ударної дії слід віднести високу продуктивність, високі ступені дроблення, 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.

Технічні характеристики молоткових і роторних дробарок типів М, ДМРЕ, ДРК і ДРС наведені в табл. 1.18 – 1.19.

Таблиця 1.18 – Технічні характеристики молоткових одноротоpних дробарок

Параметр	Дробарки нереверсивні				Дробарки реверсивні	
	М 6-4Б	**М 8-6Б**	**М 13-16В**	**М 20-30Г**	**ДМРЕ 10х10**	**ДМРІЕ 14,5х13**
Розміри ротора, мм:						
діаметр	600	800	1300	2000	1000	1450
довжина	400	600	1600	3000	1000	1300
Частота обертання ротора, $хв^{-1}$	1250	1000	735	600	750-1500	750-1000
Ширина вихідної щілини решітки, мм	25	13	10	20	3 – 5	3 - 5
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	150	250	400	600	80	80
Продуктивність, т/год	12-15	18-24	150-200	900-1200	100	250
Потужність електродвигуна, кВт	17	55	200	1250	250	500
Габарити, мм:						
довжина	1100	1350	2385	8865	3931	4943
ширина	1031	1360	2750	3800	2632	3320
висота	1150	1250	1900	3100	1802	2270
Маса дробарки, т	1,15	2,7	11,0	60,0	8,3	18,9

Таблиця 1.19 – Технічні характеристики роторних дробарок

Параметр	ДРК 8х6	ДРК 12х10	ДРК 16х12	ДРК 20х16	ДРС 20х16	ДРС 12х12
Розміри ротора, мм:						
діаметр	800	1250	1600	2000	2000	1200
довжина	630	1000	1200	1600	1600	1200
Окружна швидкість бил ротора, м/с	20-35	20-35	20-35	20-35	20-28,8	20-28,8
Ширина вихідної щілини решітки, мм	16-160	25-250	22-320	40-400	16-200	20-250
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	400	600	800	1100	300	375
Продуктивність, $м^3$/год	55	125	200	370	125	200
Потужність електродвигуна, кВт	40	110	160	250	122	200
Габарити, мм:						
довжина	2500	3200	4200	5600	3400	2700
ширина	1700	2350	2900	3600	3200	2800
висота	2150	2800	3500	4400	2800	2100
Маса дробарки, т	6	15	30	68	18	10

1.2.5. Дробарки барабанні

Барабанні дробарки (грохоти-дробарки) застосовують в практиці вуглезбагачення для очищення гірничої маси від крупногрудкової породи і побічних предметів. Принцип дії дробарки оснований на використанні ефекту вибіркового дроблення: при вільному падінні й ударі об решета менш міцне вугілля руйнується швидше, ніж порода. Успішне застосування грохотів-дробарок забезпечується при достатньо високій селективності дроблення вугілля і породи.

Вибірковість дроблення оцінюється коефіцієнтом :

$$k_{др} = i_{вуг} / i_{пор}, \qquad (1.41)$$

де $i_{вуг}$, $i_{пор}$ – ступінь дроблення відповідно вугілля і породи.

Успішне застосування барабанних дробарок рекомендується при значеннях $k_{др} > 1{,}3 \div 1{,}5$.

Для забезпечення процесу дроблення в барабанних грохотах-дробарках необхідно, щоб частота обертання барабану була менше критичної, при якій сила ваги грудки матеріалу, що дробиться, врівноважується відцентровою силою.

Серійно випускаються барабанні дробарки двох типорозмірів ДБ-22 і ДБ-28 (рис. 1.18).

Барабан дробарки має вінцеву шестерню, решета, подовжні балки, полиці, що підіймають матеріал, і розвантажувальні лопатки. Решета виготовлюються з листів сталі товщиною 25 мм з круглими отворами діаметром 50, 100, 150, 200, 250 і 300 мм. У середині барабана встановлюють п’ять рядів полиць з радіальним кутом нахилу 15° і подовжнім – 5°. Захисне огородження складається з окремих секцій і слугує для запобігання попадання пилу, що утворюється при роботі дробарки, у робоче приміщення.

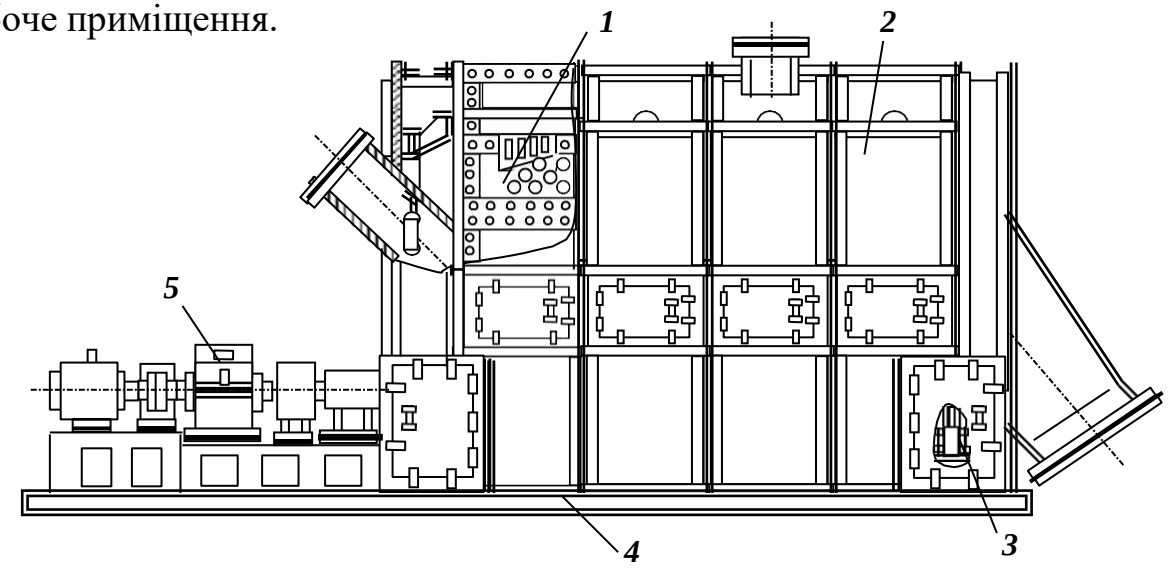


Рис. 1.18 – Барабанна дробарка ДБ-28.
1 – барабан; 2 – захисне огородження; 3 – опорні ролики; 4 – рама; 5 – привод.

Вихідний матеріал, завантажений у барабан, підіймається полицями на деяку висоту і скидається вниз на решета барабану. Роздроблений до розміру отвору решета продукт (вугілля, дрібна порода) просипається, а надрешітний (крупна міцна порода, дерево, інші побічні предмети) лопатками спрямовуються до розвантажувального жолоба. Перед подачею матеріалу в грохот-дробарку дрібні класи відділяють, а потім приєднують до підрешітного продукту.

Дробарка ДБ-28 є машиною ударної дії, яка передає вібрації на власну основу. У зв'язку із цим її основа має бути розрахована не тільки на власну масу, але й на динамічні навантаження, що виникають при роботі.

Продуктивність барабанних дробарок розраховується за формулою:

$$Q = 0{,}72 s \mu \gamma n t g \alpha \sqrt{R_0^3 h^3}\ , \text{ т/год}, \qquad (1.42)$$

де s – число полиць, що підіймають матеріал; – коефіцієнт розпушення маси вугілля; – густина вугілля, кг/м^3; n – частота обертання барабана, хв$^{-1}$; – кут нахилу підіймальних полиць, град.; h – товщина природної постелі (приймається від 0,05 м до подвоєного розміру отворів решета), м.

Технічні характеристики грохотів-дробарок типу ДБ наведені в табл. 1.20.

Таблиця 1.20 – Технічні характеристики грохотів-дробарок типу ДБ

Параметр	ДБ-22	ДБ-28
Розмір барабана, мм:		
діаметр	2200	2800
довжина	2800	4500
Частота обертання барабана, хв$^{-1}$	16,1	15,5
Максимальна крупність живлення, мм	600	800
Діаметр отворів решета, мм	50; 80; 100; 150	50; 100; 200; 300
Продуктивність, т/год	130 – 400	240 – 750
Потужність електродвигуна, кВт	20	50 – 75
Маса, т	19,0	30,8

До переваг використання грохотів-дробарок слід віднести менше число технологічних операцій (процеси дроблення, грохочення і видалення предметів, що не дробляться відбувається одночасно), механізацію процесу видалення побічних предметів, поєднання принципу вибіркового дроблення з можливістю механізованого видалення частини породи до збагачення, більш прості компонувальні рішення, менша у порівнянні зі звичайною схемою кількість обслуговуючого персоналу.

Основним недоліком грохотів-дробарок є громіздкість конструкції і неможливість використання у тих випадках, коли міцність породи близька до міцності вугілля.

1.2.6. Експлуатація дробарок

Показники роботи дробарок залежать від фізичних властивостей матеріалу (міцності, крупності, текстурних особливостей та ін.), а також від умов їхньої експлуатації.

Загальні умови експлуатації дробарок

Основна умова високої продуктивності дробарок при збереженні заданої крупності дробленого продукту – рівномірне завантаження і своєчасна заміна зношеної футеровки.

Футеровка робочого простору дробарки здійснюється плоскими плитами або плитами у вигляді сегментів, виготовленими із міцних зносостійких марганцевистих сталей. Термін служби футеровки залежить від фізико-механічних властивості корисних копалин, повноти завантаження дробарки, прийнятого ступеня дроблення і складає від 5 до 10 місяців.

Важливе значення для ефективній експлуатації дробарки має систематичний контроль за циркуляцією і температурою масла підшипників, а також охолоджувальної води. Для змазування поверхонь, які труться, застосовують індустріальні масла і консистентні мастила.

Надійність роботи дробарок також обумовлюється недопущенням попадання в робочий простір предметів, що не дробляться (металічних). Крім того, при експлуатації дробарок необхідно виключити випадки запуску під завантаженням.

Перед зупинкою дробарки необхідно припинити завантаження вихідного матеріалу і виробити матеріал, що знаходиться в робочому просторі. Тільки після повного зупинення дробарки виключається масляний насос і припиняється подача охолоджуючої води.

Особисті умови експлуатації дробарок

Щокові дробарки

Щокові дробарки працювати «під завалом» не можуть, тому для їхнього завантаження передбачають бункери невеликої місткості, з яких корисна копалина подається у дробарку пластинчастим живильником. Іноді перед живильником встановлюють грохот, що виключає попадання у дробарку дрібних частинок, які можуть викликати запресовування розвантажувальної щілини дробарки (особливо при дробленні вологих руд). Завантаження дробарки повинно бути рівномірним по ширині завантажувального її отвору.

Для вирівнювання графіка навантаження дробарки протягом циклу дроблення застосовують масивні маховики, які при русі щоки назад (холостий хід) акумулюють енергію і повертають її при ході уперед (робочий хід).

Зношувані частини щокових дробарок, які підлягають періодичній зміні або відновленню, такі: футерувальні плити, розпірні плити, вкладиші в гнізда для розпірних плит, вкладиші ексцентрикового вала і осі рухомої щоки, вкладиші і заливка головки шатуна.

Витрати сталі при дробленні в щокових дробарках визначається стиранням футерувальних плит і залежать від міцності матеріалу плит і міцності корисної копалини, що дробиться. При використанні плит з марганцевистої сталі вони коливаються від 0,02 до 0,08 кг/т, при використанні загартованого чавуну – від 0,03 до 0,10 кг/т.

Безперебійна робота щокових дробарок забезпечується систематичними планово-попереджувальними ремонтами і оглядами. Періодичність між ремонтами в годинах експлуатації обладнання: технічний огляд – 540, поточний ремонт I – 3240, поточний ремонт II – 16200, капітальний ремонт – 32400.

Конусні дробарки

Конусні дробарки крупного дроблення з діаметром конуса 500 мм працювати «під завалом» не можуть, тому їх завантаження здійснюється так само, як і щокових. Конусні дробарки крупного дроблення з діаметром конуса 900 мм і більше можуть працювати «під завалом» і матеріал в робочий простір дробарки надходить безпосередньо із залізничних вагонів.

Конусні дробарки крупного дроблення у порівнянні з щоковими мають більшу продуктивність, більшу надійність в роботі, для них характерні менші питомі витрати електроенергії. Ці дробарки дозволяють отримати більш рівномірний за крупністю дроблений продукт.

Робочі поверхні дробарки в зонах прийому корисної копалини і дроблення піддаються інтенсивному ударно-абразивному зносу, тому вони захищаються зносостійкою футеровкою (бронею) з високоміцної сталі. Футеровка рухомого корпуса набирається з окремих відливок, які послідовно встановлюються на корпус. Щільність їхньої посадки забезпечується заливкою металевого розплаву (напр., цинку) в простір між корпусом і футеровкою. Дробильний конус покривається футерувальними плитами у вигляді сегментів окремими поясами по периметру корпуса. Кожний з цих поясів розклинюється клиноподібною плитою, яка закріплюється болтами. У вільний простір між футеровкою і корпусом заливається розчин, який складається з цементу марки не нижче 500 і піску у співвідношенні 1: 3 за масою.

У зв’язку з тим, що процес дроблення в конусних дробарках відбувається безперервно, навантаження на їх привод більш рівномірне ніж в щокових.

Зношувані частини конусних дробарок крупного дроблення, які підлягають періодичній зміні або відновленню, такі: футеровка нерухомої чаші, дробильного конуса і траверси; контактні поверхні в місті підвісу вала дробильного конуса і ексцентрикового стакана; опірне кільце ексцентрикового стакана, втулки приводного вала і конічні шестерні.

Витрати сталі при дробленні в конусних дробарках крупного дроблення визначаються стиранням футерувальних плит. При використанні плит з марганцевистої сталі вони коливаються від 0,005 до 0,03 кг/т.

Безперебійна робота конусних дробарок крупного дроблення забезпечується систематичними планово-попереджувальними ремонтами і оглядами. Періодичність між ремонтами в годинах експлуатації обладнання: технічний огляд – 540, поточний ремонт I – 3780, поточний ремонт II – 7560, капітальний ремонт – 45360.

Конусні дробарки середнього і дрібного дроблення вимагають рівномірної подачі в них вихідного матеріалу, тобто завантаження вихідного матеріалу повинно здійснюватись у центр розподільчої тарілки.

Часто режим роботи відділення крупного дроблення не збігається з режимом роботи відділення середнього і дрібного дроблення, тому між цими відділеннями споруджуються бункери невеликої місткості. Звичайно перед конусними дробарками середнього і дрібного дроблення встановлюють грохоти для відсіву дріб’язку.

Потрапляння в конусні дробарки середнього і дрібного дроблення предметів, що не дробляться, може привести до виходу їх з ладу, тому робота дробарок без пристроїв виявлення і видалення таких предметів забороняється.

Для отримання порівняно однорідного дробленого продукту необхідно, щоб межі відхилень розвантажувальної щілини по довжині паралельної зони були мінімальними. Допускається така непаралельність твірних паралельної зони: для КСД – 5 мм, для КМД – 2 мм (на усю довжину цієї зони).

Зношувані частини конусних дробарок середнього і дрібного дроблення, які підлягають періодичній зміні, такі: футеровка нерухомої чаші і дробильного конуса, контактні поверхні ексцентрикового стакана, втулки приводного вала, конічні шестерні і сферичний підп’ятник дробильного конуса.

Витрати сталі при дробленні в конусних дробарках середнього і дрібного дроблення визначаються стиранням футеровки чаші і дробильного конуса. При використанні плит з марганцевистої сталі вони коливаються від 0,001 до 0,005 кг/т.

Безперебійна робота конусних дробарок середнього і дрібного дроблення забезпечується систематичними планово-попереджувальними ремонтами і оглядами. Періодичність між ремонтами в годинах експлуатації обладнання: технічний огляд – 540, поточний ремонт I – 1620, поточний ремонт II – 6480, капітальний ремонт – 25920.

Валкові дробарки

Валкові дробарки з гладкими валками можуть працювати «під завалом» або матеріал в них може подаватися потоком товщиною в одну грудку.

Витрати сталі при дробленні у валкових дробарках з гладкими валками визначається зносом бандажів. При використанні бандажів з високовуглецевої сталі вони складають від 0,02 до 0,06 кг/т. При нерівномірному розподіленні матеріалу по довжині валків бандажі швидко зношуються, на них з'являються кільцеві канавки, так звані «струмки» і дробарка видає нерівномірний за крупністю дроблений продукт.

Валкові дробарки із зубчастими валками частіше за все використовуються для крупного дроблення вугілля, яке перед дробленням, як правило, піддається грохоченню для виділення дрібних класів. При завантаження матеріалу в дробарку необхідно забезпечити рівномірне його розподілення по довжині валків.

Найбільш зношуванні частини цих дробарок – зубчасті сегменти і вкладиші підшипників. Сегменти виготовляють з марганцевистої сталі, а зуби по різальних поверхнях (кромках) наплавляють твердим сплавом.

У валкові дробарки не допускається потрапляння випадкових металевих предметів. Для запобігання виведення дробарок з ладу випадковими металевими предметами перед дробарками встановлюють залізовловлювачі. Крім того, дробарки мають захисні пристрої: ковзні підшипники і буферні пружини.

Періодичність ремонту валкових дробарок: поточний ремонт I – через 2 – 3 місяця, поточний ремонт II – через рік, капітальний ремонт – через 4 роки .

Дробарки ударної дії

Великі швидкості обертання роторів і значні відцентрові сили, які при цьому виникають, вимагають ретельного балансування усіх деталей, що обертаються. Балансування виконують при виготовленні дробарки і періодично перевіряють його при експлуатації. Балансування порушується внаслідок зносу молотків і бил. При ремонтах молотки, била і диски, на яких виявлені тріщини замінюються.

Завантаження матеріалу в дробарки необхідно здійснювати рівномірно по ширині приймального отвору і за часом, що забезпечує максимальну продуктивність дробарки і більш рівномірний за крупністю дроблений продукт. Тому в дробарки ударної дії матеріал звичайно подається живильником. Для запобігання потрапляння в дробарки випадкових металевих предметів перед ними встановлюють залізовловлювачі.

В дробарках, обладнаних колосниковими решітками, необхідно спостерігати за станом колосників, тому що їх знос приводить до підвищення вмісту крупних класів у дробленому продукті.

Регулювання роботи дробарок ударної дії здійснюється зміною маси і частоти обертання ротора із закріпленими на ньому бильними тілами.

Для запобігання викиду грудок із завантажувального отвору передбачені закриті зверху коробки з шторами із конвеєрної стрічки або ланцюгів. Ці ж коробки використовують також для відсмоктування пилу, який викидається з дробарки через завантажувальний отвір.

Рівень шуму при роботі молоткових і роторних дробарок вище санітарних норм, тому вони установлюються так, щоб поблизу не було постійних робочих місць.

Витрати сталі в молоткових і роторних дробарках залежить від властивостей матеріалу, що дробиться, і складає, наприклад, при середньому дробленні м'яких вапняків близько 0,0015 кг/т, бурого вугілля – 0,001 кг/т, горючих сланців – 0,015 кг/т.

1.3. Млини

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

1.3.1. Барабанні млини

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, струминних млинах, млинах самоподрібнення, дезінтеграторах тощо. Цей параметр призначений для визначення продуктивності млинів промислових типів. Подрібнюваність визначають при технологічній оцінці сировини, а також при розробці і проектуванні технології для нових промислових об'єктів.

Подрібнення корисних копалин та інших матеріалів здійснюється у млинах різних конструкцій.

Розрізняють такі млини:

– барабанні або гравітаційні (кульові, стержневі, роликові, самоподрібнення),

– відцентрові, вібраційні (інерційні, гіраційні);
– маятникові (вихрові, аеробильні, молоткові, пальцеві);
– струменеві, колоїдні та ін.

За іншою класифікацією млини поділяють на барабанні (кульові, стержневі), трубні, конусні, самоподрібнення, роликові (ролико-кільцеві, кульово-кільцеві, котково-чашкові, котково-дискові), ударно-відцентрові (молоткові, дезінтегратори, дисмембратори), жорнові, вібраційні, струменеві тощо.

Подрібнення мінеральної сировини на вугле- і рудозбагачувальних фабриках і в рудопідготовчих відділеннях металургійних підприємств найчастіше здійснюється в барабанних млинах (стержневих, кульових, рудногалькових, самоподрібнення). Млини іншої конструкції застосовують у спеціальних випадках (наприклад, дезінтегратори – для тонкого помелу вугілля при приготуванні висококонцентрованих водовугільних суспензій, струминні млини – для надтонкого помелу рідкіснометалічних руд тощо).

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

У залежності від форми барабана розрізнюють млини циліндро-конічні і циліндричні. Останні, в свою чергу, бувають трьох типів: короткі, довгі і трубні. Короткі – $l < D$; довгі – $l = (2 \div 3) D$; трубні – $l > 3D$.

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

У залежності від способу розвантаження подрібненого продукту розрізнюють 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.

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

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

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

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

Для завантаження млинів застосовуються равликові, барабанні і комбіновані живильники.

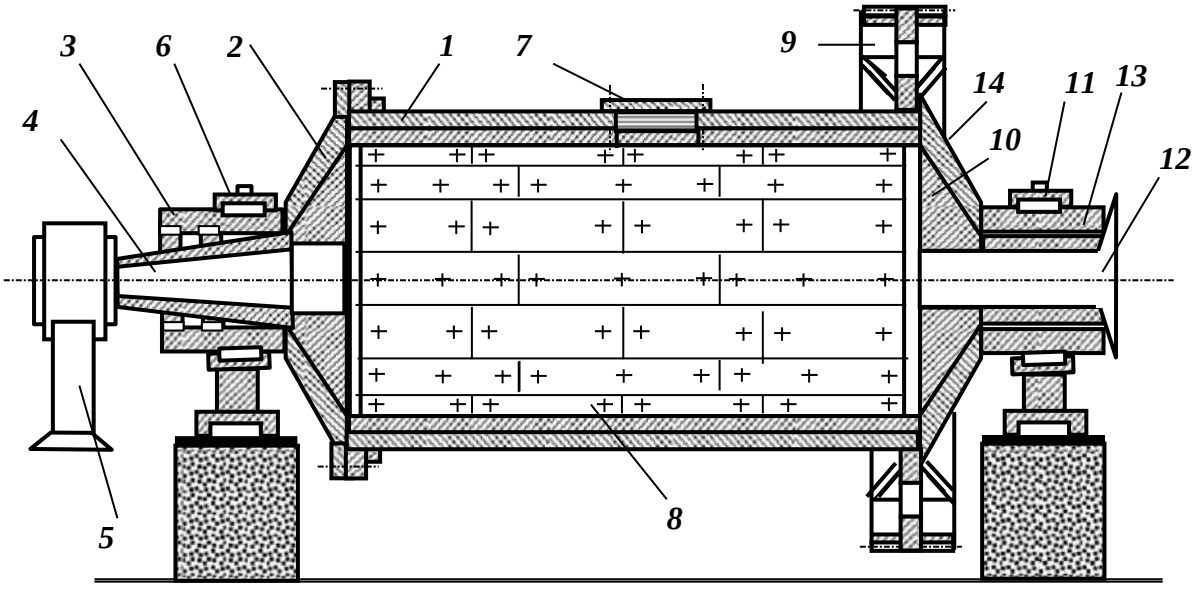


Рис. 1.19 – Стержневий млин з центральним розвантаженням.

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.

Равликовий живильник (рис. 1.20 ***а***) являє собою черпак спіральної форми з круглим отвором у боковій стінці для завантаження зачерпнутого матеріалу у млин. Фланець живильника болтами кріпиться до цапфи барабана млина таким чином, щоб отвори цапфи і живильника збігалися.

Равликові живильники виготовлюються одно-, двох- і тричерпаковими. Поперечний перетин між спіралями живильника – прямокутний і має достатній розмір для проходження куль максимального діаметра.

Равликові живильники дозволяють завантажувати матеріал, що надходить на подрібнення, з більш низького рівня, що дає можливість встановлювати млини у замкненому циклі з класифікаторами.

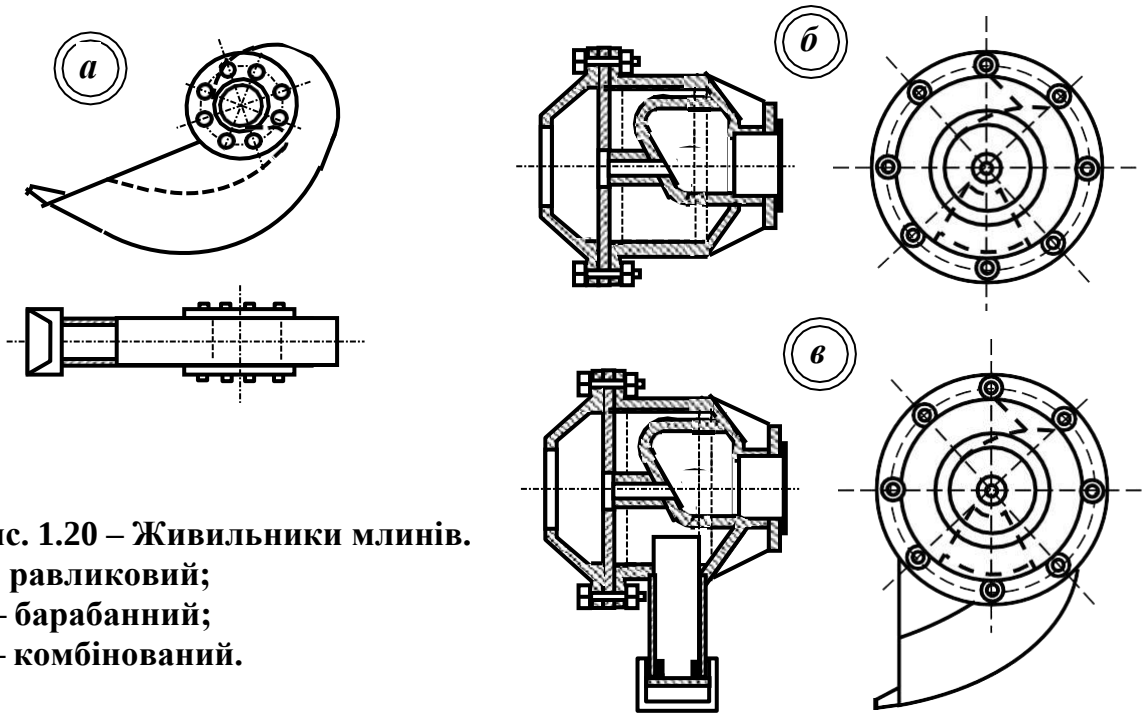


Рис. 1.20 – Живильники млинів.
***а* - равликовий;**
***б* – барабанний;**
***в* – комбінований.**

Барабанний живильник (рис. 1.20 ***б***) являє собою циліндроконічну камеру відкриту з обох сторін і обладнану внутрішньою перегородкою для подачі подрібнюваного матеріалу у млин. Для прийому матеріалу з боку завантаження до корпуса живильника болтами кріпиться кришка у формі усіченого конуса. Між корпусом і кришкою встановлюється діафрагма з листової сталі з секторним отвором для пропуску матеріалу на спіраль корпусу. Живильник кріпиться фланцем до завантажувальної цапфи барабана млина. Барабанні живильники застосовуються для завантаження матеріалу крупністю до 70 мм на рівні осі млина.

Комбінований живильник (рис. 1.20 ***в***) застосовується для завантаження млина одночасно грудковим матеріалом і пісками класифікатора.

Вихідний матеріал завантажується через отвір кришки ***4***, а піски захоплюються черпаком із завантажувальної коробки, яка розташована нижче рівня осі млина. Перевагою комбінованого живильника є те, що крупний матеріал потрапляє у млин минаючи завантажувальну коробку черпака равлика. Таким чином запобігається заклинювання крупних грудок між черпаком і днищем коробки.

Конструкція футерувальних плит барабана (рис. 1.21) повинна допускати легку їхню установку і заміну. Змінні броньові плити виготовляються із зносостійких матеріалів (легованого чавуну, марганцевистої і хромистої сталі). Товщина футерувальних плит приймається від 50 мм (для млинів малих розмірів) до 150 мм (для млинів великих розмірів). Від товщини і профілю футерувальних плит залежить характер руху подрібнювальних тіл, (висота підйому і коефіцієнт ковзання

по футеровці), робочий об'єм барабана млина, знос футеровки, продуктивність млина, витрата електроенергії і подрібнювальних тіл.

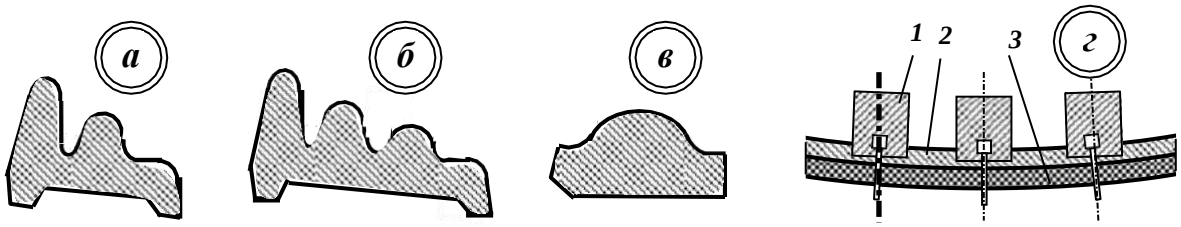


Рис. 1.21 – Профілі футерувальних плит:
***а* – ребриста типу «Норильск-III»; *б* – ребриста типу «Норильск-IV»;**
***в* – хвилястого типу; *г* – гумова типу «Скега».**
1 – ліфтери; 2 – плити; 3 – сектори решітки.

Для кульових млинів першої стадії подрібнення, у які завантажують кулі діаметром 100 – 125 мм, кращим є профіль ребристої футеровки типу «Норильськ-III» (рис. 1.21 ***а***). Ця футеровка забезпечує надійне зчеплення з кулями і підйом їх на велику висоту, відсутність ковзання куль, рівномірний і більш повільний знос плит, зниження питомої витрати металу і електроенергії, підвищення продуктивності млина.

Для кульових млинів другої стадії подрібнення кращим є профіль ребристої футеровки типу «Норильськ-IV» (рис. 1.21 ***б***).

Для стержневих млинів частіше застосовують футеровку хвилястого типу (рис. 1.21 ***в***), але вона не рекомендується для кульових млинів внаслідок значного ковзання куль.

Для кульових млинів другої стадії подрібнення також використовуються гумові футеровки (рис. 1.21 *г*). Основним елементами гумової футеровки є ліфтери 1, плити 2 і сектори решітки 3. На торцеві кришки барабана млина радіально укладають плити товщиною 60 мм і затискують ліфтерами.

Товщина гумової футеровки барабана складає від 50 до 80 мм, гумові сектори решітки мають товщину 54 мм. Футерувальні гумові плити укладають поздовж барабана і також затискують ліфтерами.

Оскільки гумова футеровка тонше сталевої, робочий об'єм млина збільшується на 5 – 6 %. Термін служби гумової футеровки на 15 – 20 % більше ніж сталевої.

Питома витрата куль у млині з гумовою футеровкою менша, а продуктивність вища, ніж у млинів із стальною футеровкою. Інші переваги млинів з гумовою футеровкою: менша трудомісткість монтажу, більша герметичність, менший рівень шуму.

Футеровка цапф гладенька або спіральна. Напрям спіралі завантажувальної цапфи повинен сприяти просуванню вихідного матеріалу у

млин, а розвантажувальної цапфи – поверненню у млин куль і крупного матеріалу.

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

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

Кульовий млин з центральним розвантаженням (рис. 1.22) складається з циліндричного барабана ***1*** із торцевими кришками ***2*** і ***14***. Барабан і кришки футерують з середини стальними плитами ***8*** і ***10***. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи ***3*** і ***13***, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники ***6*** і ***11***. Обертання барабану передається від електродвигуна через вінцеву шестерню ***9***, закріплену на барабані.

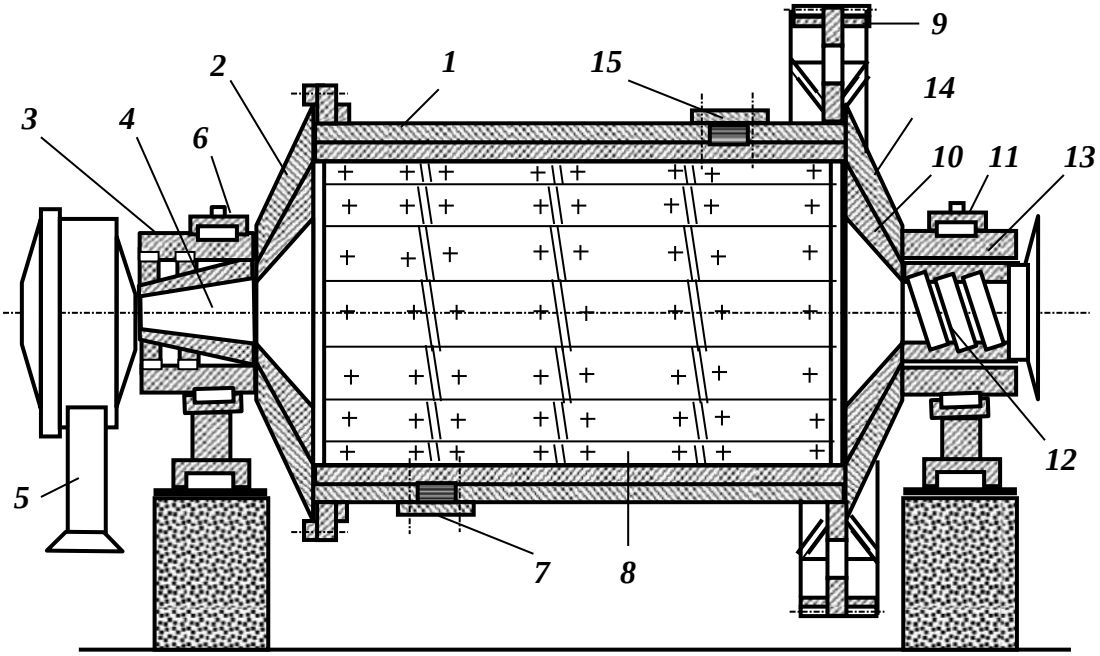


Рис. 1.22 – Кульовий млин з центральним розвантаженням.

1 – циліндричний барабан; 2, 14 – торцеві кришки; 3, 13 – пустотілі цапфи; 4 – завантажувальна лійка; 5 – живильник; 6, 11– підшипники; 7, 15 – люки; 8, 10 – футерувальні плити; 9 – вінцева шестерня; 12 – розвантажувальна лійка.

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

Млини невеликих розмірів мають люки ***7*** і ***15*** для введення футеровки в середину барабанів. У млинах великих розмірів ця операція виконується через розвантажувальну цапфу. Розвантажувальна цапфа має дещо більший діаметр ніж завантажувальна, що обумовлює нахил дзеркала пульпи у бік розвантаження у млині.

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

Вихідний матеріал завантажується у млин через завантажувальну цапфу, а подрібнений продукт вивантажується з млина через розвантажувальну цапфу.

Кульові млини з розвантаженням через решітку (МШР) звичайно встановлюють на першій стадії подрібнення. Вони видають подрібнений продукт з меншим вмістом шламів і мають більшу питому продуктивність в порівнянні з кульовими млинами з центральним розвантаженням, але більш складні за конструкцією.

Кульовий млин з розвантаженням через решітку (рис. 1.23) складається з циліндричного барабана ***1*** із торцевими кришками ***2*** і ***6***. Барабан і кришки футерують зсередини стальними плитами ***8***, які закріплені болтами ***9***. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи: завантажувальну ***4*** і розвантажувальну ***14***, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники ***3*** і ***15***.

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

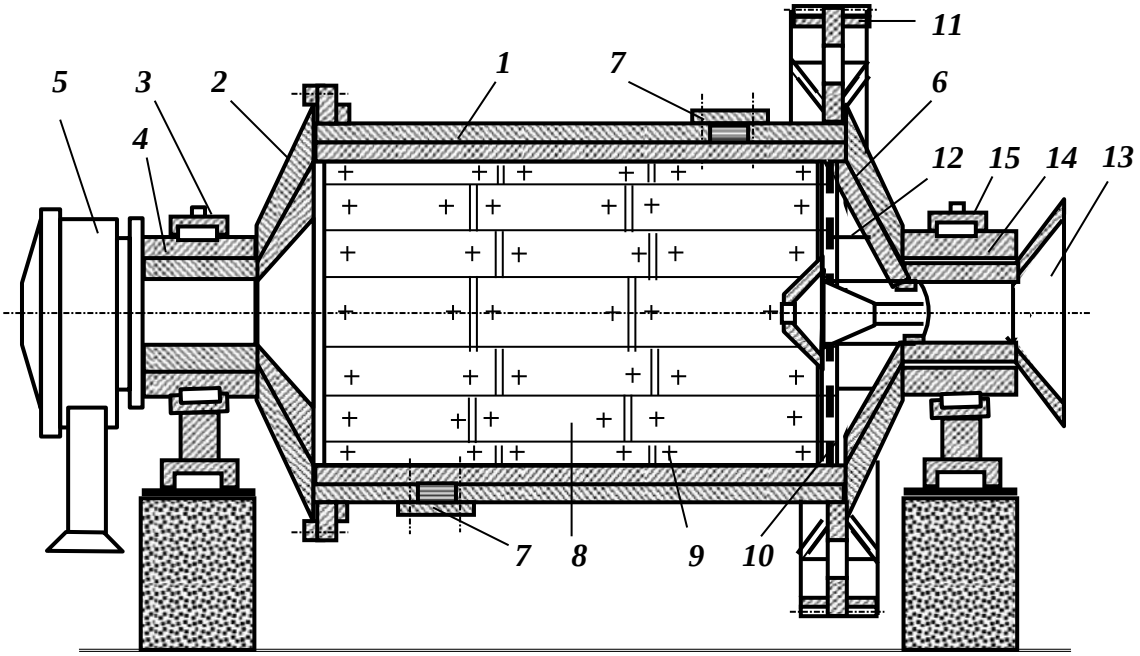


Рис. 1.23 – Кульовий млин з розвантаженням через решітку.

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.

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

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

Усередині пустотілих цапф установлені змінні лійки. Біля розвантажувального кінця млина установлена решітка ***10***. Решітка складається з секторів, які можуть бути литими з довгастими отворами або збірними з колосників трапецієподібної форми. Секторні решітки кріпляться до торцевої кришки смугами з марганцевистої сталі на болтах. Простір між решіткою і торцевою кришкою розділено перегородками – ліфтерами ***12*** на секторні камери, які відкриті у цапфу ***14***.

Наявність решітки і секторних камер дозволяє здійснити примусове розвантаження подрібненого продукту з млина і підтримувати низький рівень пульпи, що у свою чергу спричиняє зменшення об'єму матеріалу у млині і скорочення часу подрібнення.

При обертанні млина ліфтери ***12*** діють, як елеваторне колесо: піднімають пульпу до рівня розвантажувальної цапфи ***14***, через яку вона видаляється з млина.

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

Вихідний матеріал завантажується у млин живильником ***5*** барабанного або комбінованого типу закріпленим на завантажувальній цапфі ***4***. Млини мають люки ***7*** для вивантаження зношених куль, введення футеровки в середину барабанів і огляду млина. Розвантажувальна цапфа має дещо більший діаметр ніж завантажувальна, що обумовлює нахил дзеркала пульпи у бік розвантаження у млині.

Обертання барабана передається від електродвигуна через вінцеву шестерню, закріплену на барабані. У млинах великих розмірів тихохідний електродвигун приєднується до приводного вала за допомогою еластичної муфти, а у млинах малих розмірів через редуктор. У млинах самоподрібнення вінцева шестерня закріплена на розвантажувальної цапфі.

Технічні характеристики барабанних млинів типів МСЦ, МШЦ, МШР наведені в табл. 1.21 – 1.23.

Таблиця 1.21 – Технічні характеристики стержневих млинів з центральним розвантаженням

Параметр	МСЦ 1500х х3000	МСЦ 2100х х2200	МСЦ 2100х х3000	МСЦ 2700х х3600	МСЦ 3200х х4500	МСЦ 3600х х4500	МСЦ 3600х х5500	МСЦ 4000х х5500	МСЦ 4500х х6000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	1500	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
довжина	3000	2200	3000	3600	4500	4500	5500	5500	6000
Номінальний об'єм барабана, $м^3$	4,2	6,3	8,5	17,5	32	40	49	60	82
Потужність електродвигуна, кВт	100	200	200	400	900	1000	1000	2000	2500
Габарити, мм:									
довжина	6300	8450	9100	9750	14150	14300	15200	15300	16000
ширина	3600	5650	4850	6300	7200	7200	7500	8400	9000
висота	2600	4250	3750	5050	5250	5200	5500	6200	6750
Маса, т	21	46	47	74	141	159	172	250	310

Таблиця 1.22 – Технічні характеристики кульових млинів з центральним розвантаженням

Параметр	МШЦ-2100х х2200	МШЦ-2100х х3000	МШЦ-2700х х3600	МШЦ-3200х х3100	МШЦ-3200х х4500	МШЦ-3600х х5500	МШЦ-4000х х5500	МШЦ-4500х х6000	МШЦ-5500х х6500
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	2100	2100	2700	3200	3200	3600	4000	4500	5500
довжина	2200	3000	3600	3100	4500	5500	5500	6000	6500
Номінальний об'єм барабана, $м^3$	6,3	8,5	17,5	22,4	32	49	60	82	140
Потужність електродвигуна, кВт	200	200	400	630	900	1250	2000	2500	4000
Габарити, мм:									
довжина	8300	8850	9750	9650	14300	16000	16000	16700	25500
ширина	4850	4850	6400	6400	7300	7500	8500	9100	12400
висота	3750	3750	5050	5100	5230	5500	6250	6800	8800
Маса, т	39	43	74	89	140	161	250	310	706

Таблиця 1.23 – Технічні характеристики кульових млинів з розвантаженням через решітку

Параметр	МШР-2100х х1500	МШР-2100х х2200	МШР-2100х х3000	МШР-2700х х3600	МШР-3200х х3100	МШР-3600х х4000	МШР-3600х х5000	МШР-4000х х5000	МШР 4500х х5000
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:									
діаметр	2100	2100	2100	2700	3200	3600	3600	4000	4500
довжина	1500	2200	3000	3600	3100	4000	5000	5000	5000
Номінальний об’єм барабана, $м^3$	4,3	6,3	8,5	17,5	22	36	45	55	68
Потужність електродвигуна, кВт	132	200	200	400	630	1000	1250	2000	2500
Габарити, мм:									
довжина	7350	8150	8850	9700	9600	13000	14700	14800	15100
ширина	4500	4850	4800	6400	6300	7200	7400	8400	9100
висота	3750	3750	3750	5050	5050	5200	5500	6300	6800
Маса, т	34,5	40,1	44,9	77	92,6	162	166	258	290

1.3.2. Млини самоподрібнення

Сутність процесу самоподрібнення полягає у тому, що великі грудки руди у млині, подрібнюючись самі, у той же час подрібнюють більш дрібні грудки. Крупні гудки при цьому виконують роль подрібнювального 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 великих грудок у дробимій руді, а також для підвищення продуктивності млина;

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

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

– виключаються стадії середнього і дрібного дроблення;

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

– відсутнє забруднення подрібненого матеріалу металом;

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

– при переробці золотовмісних руд з наступним ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікозонебезпечних рудах;

– при флотації молібденових руд використання млинів самоподрібнення покращує показники збагачення, що пов’язано з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі розділення колективних поліметалічних концентратів.

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

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

Млин мокрого самоподрібнення (рис. 1.24) складається з барабана ***1*** із торцевими кришками ***3*** і ***8***. Торцеві кришки мають пустотілі цапфи: завантажувальну ***4*** і розвантажувальну ***12***, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники ***5*** і ***11***. Обертання барабану передається від електродвигуна через вінцеву шестерню ***10***, закріплену на розвантажувальній цапфі.

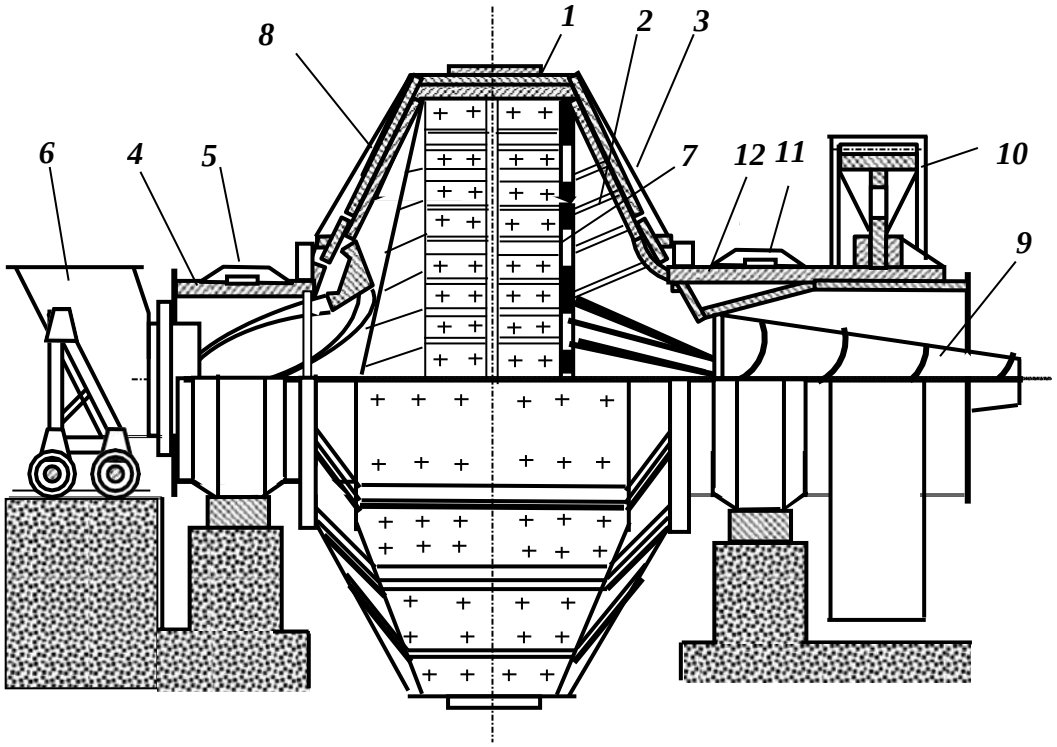


Рис. 1.24 – Млин мокрого самоподрібнення типу «Каскад».
1 – барабан; 2 – ліфтери; 3, 8 – торцеві кришки; 4 – завантажувальна цапфа; 5, 11 – підшипники; 6 – завантажувальний пристрій; 7 – решітка; 9 – бутара; 10 – вінцева шестерня; 12 – розвантажувальна цапфа.

Корпус барабана складається з двох половин з'єднаних фланцями. До корпусу приєднані порожні цапфи ***4*** і ***12***. У цапфах розташовані 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. Кріплення плит

здійснюється ліфтерами і болтами з потайними головками. Біля розвантажувального кінця млина установлена решітка ***7***. Щілини решітки мають ширину 20 мм і виконані з розширенням у бік розвантаження. Кріплення решіток здійснюється боковими ліфтерами і болтами. Як і у кульових млинів з решітками, в млинах типу ММС простір між решіткою ***7*** і торцевою кришкою ***3*** розділено радіальними перегородками – розвантажувальними ліфтерами на секторні камери відкриті у цапфу ***12***. Ці ліфтери відливаються разом з футерувальними плитами.

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 помельні тіла-грудки при падінні мають силу удару меншу ніж кулі, які мають більшу густину. Продуктивність млина по розвантаженню залежить не тільки від площі живого перетину решітки, але й від ємності камер, створених радіальними перегородками (ліфтерами) за решіткою. Якщо камери малі, пульпа буде повертатись у млин і його пропускна здатність буде низькою.

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. 1.25) 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 подрібнюють матеріал, що знаходиться унизу. На торцевих кришках ***3*** барабана закріплені кільця ***4*** трикутного перетину. Призначення кілець – направляти грудки матеріалу у середину барабана для запобігання сегрегації матеріалу у робочому просторі

млина. Кільця також сприяють подрібненню матеріалу у результаті тертя і підвищенню продуктивності млина.

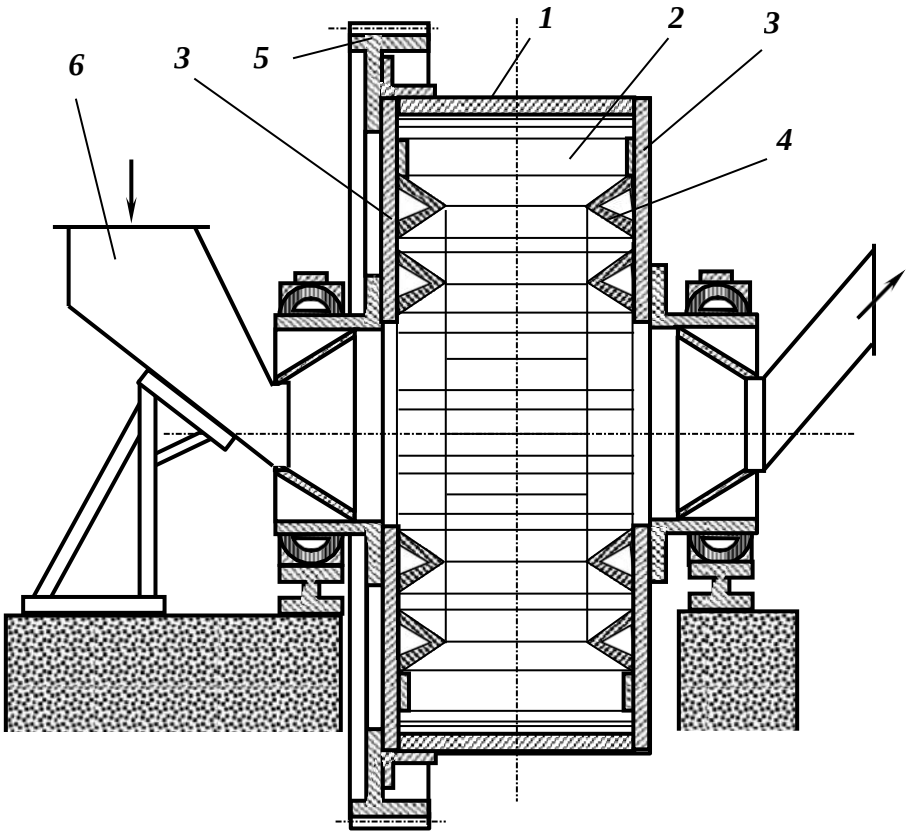


Рис. 1.25 – Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол».
1 – циліндричний барабан; 2 – ребра; 3 – торцеві кришки; 4 – кільця;
5 – вінцева шестерня; 6 – завантажувальний пристрій.

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, що проходить через млин. Дрібні частинки матеріалу визначеної крупності виносяться повітряним потоком з робочого простору млина у класифікатор, де більш крупні зерна потрапляють у збірник. Більш дрібні частинки повітряний потік транспортує у циклони, де й відбувається їхнє осадження. Потім повітряний потік, що містить найтонші зерна матеріалу засмоктується вентилятором і одна частина його нагнітається у млини, а друга після очищення у фільтрах викидається у атмосферу.

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

Рудногалькові млини (МРГ) застосовуються на збагачувальних фабриках, які переробляють уранові, золотовмісні, поліметалічні, залізні та інші корисні копалини. Для рудногалькового подрібнення застосовують млини будь якого розміру і профілю, але перевагу віддають млинам із співвідношенням довжини барабана до його діаметра $D : L = 1{,}5 : 1$.

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

Розрізняють первинне і вторинне рудногалькове самоподрібнення.

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

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

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

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

Технічні характеристики рудних і рудногалькових млинів мокрого самоподрібнення наведені в табл. 1.24.

Таблиця 1.24 – Технічні характеристики рудних і рудногалькових млинів мокрого самоподрібнення

Параметр	Млини рудного самоподрібнення					Млини рудногалькові		
	ММС-3000х х1060	**ММС-5000х х2300**	**ММС-7000х х2300**	**ММС-7000х х6000А**	**ММС-9000х х3000А**	**МГР-4000х х7500**	**МГР-5500х х7500А**	**МШРГУ-4500х х6000**
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм								
діаметр	3000	5000	7000	7000	9000	4000	5500	4500
довжина	1060	2300	2300	6000	3000	7500	7500	6000
Номінальний об’єм барабана, $м^3$	6	36,5	80	195	160	83	160	83
Частота обертання барабана, $хв^{-1}$	-	15,3	13	13	11,5	-	14,9	16,7
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	300	400	400	500	500	-	-	-
Потужність електродвигуна, кВт	-	630	1600	4000	4000	1600	3150	2500
Габарити, мм:								
довжина	-	12500	18500	-	23650	17300	-	16000
ширина	-	7340	10300	-	14450	8570	-	9100
висота	-	4780	7900	-	7850	6250	-	6800
Маса, т	51	202	429	719	816	310	695	327

1.3.3. Нетрадиційні конструкції подрібнювальних машин

Барабанно-валковий млин, схема якого наведена на рис. 1.26, конструктивно являє собою короткий циліндричний барабан ***1***, який обертається з надкритичною швидкістю. В середині барабана знаходяться помольна доріжка і валок ***2***, який притиснутий з силою до барабану і обертається внаслідок фрикційних зв'язків з ним через подрібнюваний матеріал. Між помольними поверхнями (зовнішньою валка і внутрішньою барабана) подрібнюваний матеріал проходить розрахункове число разів. Багаторазовість проходження матеріалу забезпечується відповідною частотою обертання барабану і спеціальним скидальним пристроєм ***3*** у вигляді горизонтального ножа, розташованого у верхній частині барабана. Подрібнюваний матеріал проходить під валком, підіймається вгору і ножем знов скидається під валок. Траєкторія кожної частинки може бути багаторазово повторена певне розрахункове число разів, яке обумовлене конструкцією скидального пристрою. Важливою умовою нормального процесу подрібнення є також паралельність поверхонь валка і помольної доріжки. В барабанно-валковому млині послідовно використовуються процеси роздавлювання, стирання і при сухому подрібненні ще й сепарації.

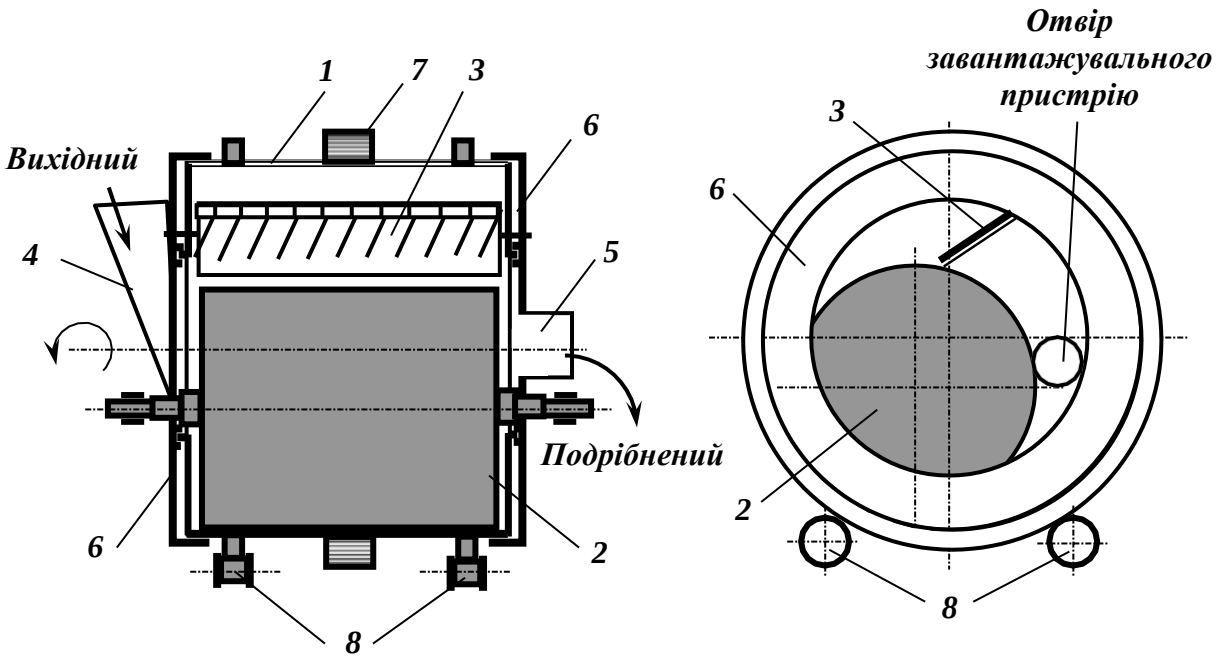


Рис. 1.26 – Схема барабанно-валкового млина.
1 – барабан; 2 – валок; 3 – скидальний пристрій; 4 – завантажувальний пристрій; 5 – розвантажувальний пристрій; 6 – торцеві кришки; 7 – вінцева шестерня; 8 – котки.

Все це визначає майже повну відсутність в млині холостих витрат електроенергії. Важливо також, що параметри процесу подрібнення в барабанно-валковому млині мало залежать від фізико-механічних

властивостей сировини у зв'язку із зосередженістю руйнуючої енергії в тонкому шарі матеріалу під валком і його великою швидкістю. В барабанно-валковому млині подрібнення здійснюється не в результаті випадкової «точкової» руйнуючої дії, а в результаті загального напруження в шарі подрібнюваного матеріалу, при якому одночасно утрачає міцність і руйнується велика кількість частинок.

Завдяки цьому барабанно-валковий млин має ряд переваг у порівнянні з млинами, що використовуються сьогодні:

– компактність;
– відсутність ефекту переподрібнення;
– керованість процесу;
– високий (близько 70 %) вихід якісного продукту в подрібненому;
– зниження на 25 – 40 % питомих витрат електроенергії;
– відсутність традиційних помольних тіл;
– значне зниження зносу футеровки барабана і валка;
– можливість роботи як в «мокрому», так і «сухому» режимах;
– висока ремонтна придатність.

Барабанно-валковий млин є дуже інтенсивним подрібнювальним агрегатом (матеріал в млині знаходиться кілька секунд, а його кількість в млині в кожний момент часу складає приблизно 1/25 від годинної продуктивності). Ці обставини виключають можливість ручного управління і в той же час створюють усі умови для якісного автоматизованого регулювання подрібнювальним агрегатом з метою отримання продукції високої якості при заданій продуктивності.

Технічні характеристики барабанно-валкових млинів наведені в табл. 1.25.

Таблиця 1.25 – Технічна характеристика барабанно-валкових млинів

Параметр	МБВ-1800х1600	МБВ-2400х2100	МБВ-3600х3400
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:			
діаметр	1800	2400	3600
довжина	1600	2100	3400
Номінальний об'єм барабана, $м^3$	4,1	9,5	36,6
Частота обертання барабана, $хв^{-1}$	57,6	42,2	35,6
Продуктивність, т/год	15 – 20	30 – 35	100
Потужність електродвигуна, кВт	400	630	1800
Габарити, мм:			
довжина	–	6500	–
ширина	–	5200	–
висота	–	4100	–
Маса, т	31,7	49,6	87,0

Багатокамерний відцентровий млин (рис. 1.27 ***а***) складається з нерухомого вертикального барабана ***1*** з ротором-валом ***2***. На водилах ***3*** ротора-вала ***2*** шарнірно закріплені ролики ***4*** або вільно розміщені кулі.

При обертанні вала відбувається роздавлювання частинок подрібнювальними тілами за рахунок дії на них відцентрових сил. Подрібнення матеріалу у таких млинах відбувається сухим або мокрим способом послідовно по мірі просування матеріалу поздовж поверхні барабана.

Млини цього типу використовуються у хімічній, фармацевтичній, керамічній та інших галузях промисловості. Спроби розробки млинів цього типу для гірничорудної промисловості виявили низьку зносостійкість роликів, підшипників та інших вузлів, необхідність періодичного калібрування поверхні барабану і роликів, складність їх ремонту.

Для дуже тонкого подрібнення застосовується *бісерний млин* (рис. 1.27 ***б***) аналогічної конструкції, де як подрібнювальне середовище використовується металічний дріб, керамічні і мінеральні зносостійкі частинки розміром від 1 до 6 мм.

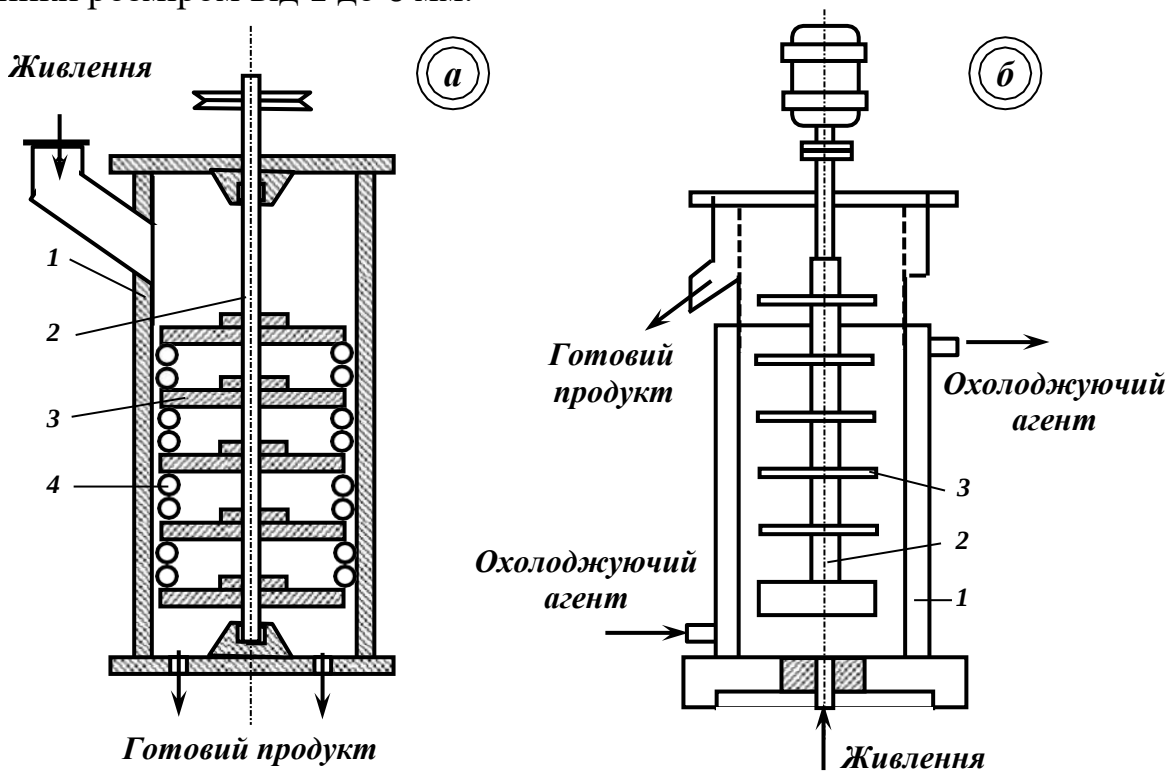


Рис. 1.27 – Схеми відцентрових млинів:
***а* – багатокамерний; *б* – бісерний.**
1 – барабан; 2 – ротор-вал; 3 – водило; 4 – ролики.

Інерційний вібраційний млин (рис. 1.28) складається з барабана ***1***, який опирається на пружини ***3***. Барабан завантажується кулями на 80 – 90 % об’єму. У барабані на підшипниках ***6*** встановлений дебалансний вал

2, який приводиться у рух від електродвигуна ***4***. Для виключення передачі вібрацій від барабана до електродвигуна застосовується гнучка муфта ***5***.

При обертанні дебалансного вала з частотою від 1000 до 3000 хв$^{-1}$ барабану з кулями і матеріалом, що подрібнюється, надається коливальний рух по еліптичній траєкторії, близькій до колової. При цьому виникає обертальний рух подрібнювального середовища у напрямку, протилежному напрямку обертання вібратора (дебалансного вала). Розпушення, коливання й інтенсивне взаємне переміщення подрібнювальних тіл зумовлює подрібнення матеріалу у млині. Подрібнення здійснюється ударом і стиранням.

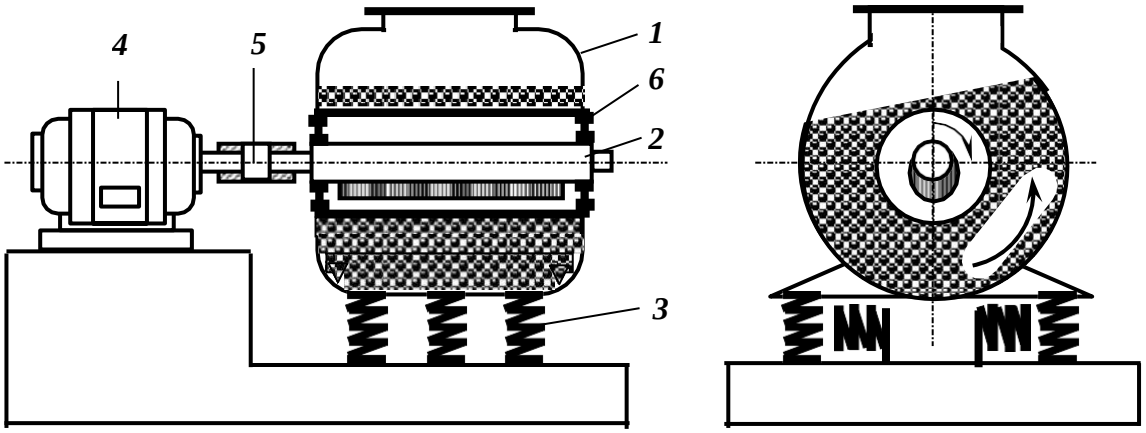


Рис. 1.28 – Схема інерційного вібраційного млина.
1 – барабан; 2 – дебалансний вал; 3 – пружини; 4 – електродвигун;
5 – гнучка муфта; 6 – підшипники.

У *безперервно діючий вертикальний вібраційний млин* (рис. 1.29) вихідний матеріал надходить через центральну трубу ***1***, звідки потрапляє у завантажувальну камеру ***2*** і після розподільного пристрою ***3*** направляється у радіальні камери ***4***. Подрібнений продукт видаляється з розвантажувальної камери ***5***, розташованої у нижній частині млина.

Секція привода ***6*** установлена на гумових амортизаторах ***7***.

Млин приводиться у коливальний рух вздовж вертикальної осі інерційним віброзбуджувачем, що складається з двох валів-дебалансів ***8***, з'єднаних з синхронізаторами пружними муфтами ***9***. Електродвигун ***10*** за допомогою клиноремінної передачі з'єднаний з валом синхронізатора обертання.

Матеріал, що подрібнюється, постійно переміщується в камері подрібнення. Інтенсивний вібраційний вплив на шар матеріалу сприяє постійній інтенсивній переорієнтації частинок одна відносно одної в робочій зоні, що підвищує імовірність руйнування усіх слабких зон в об'ємі кожної частинки. За цикл переміщення частинка мінералу змінює

орієнтацію по відношенню до сусідніх частинок, тим самим створюються умови для примусового самоподрібнення: частинка з малими дефектами структури (більш міцна) руйнує сусідню з більшими дефектами структури. При цьому також прискорюється видалення дріб'язку, який накопичується між частинками, що, в свою чергу, обумовлює зменшення витрат енергії і зниження переподрібнення матеріалу.

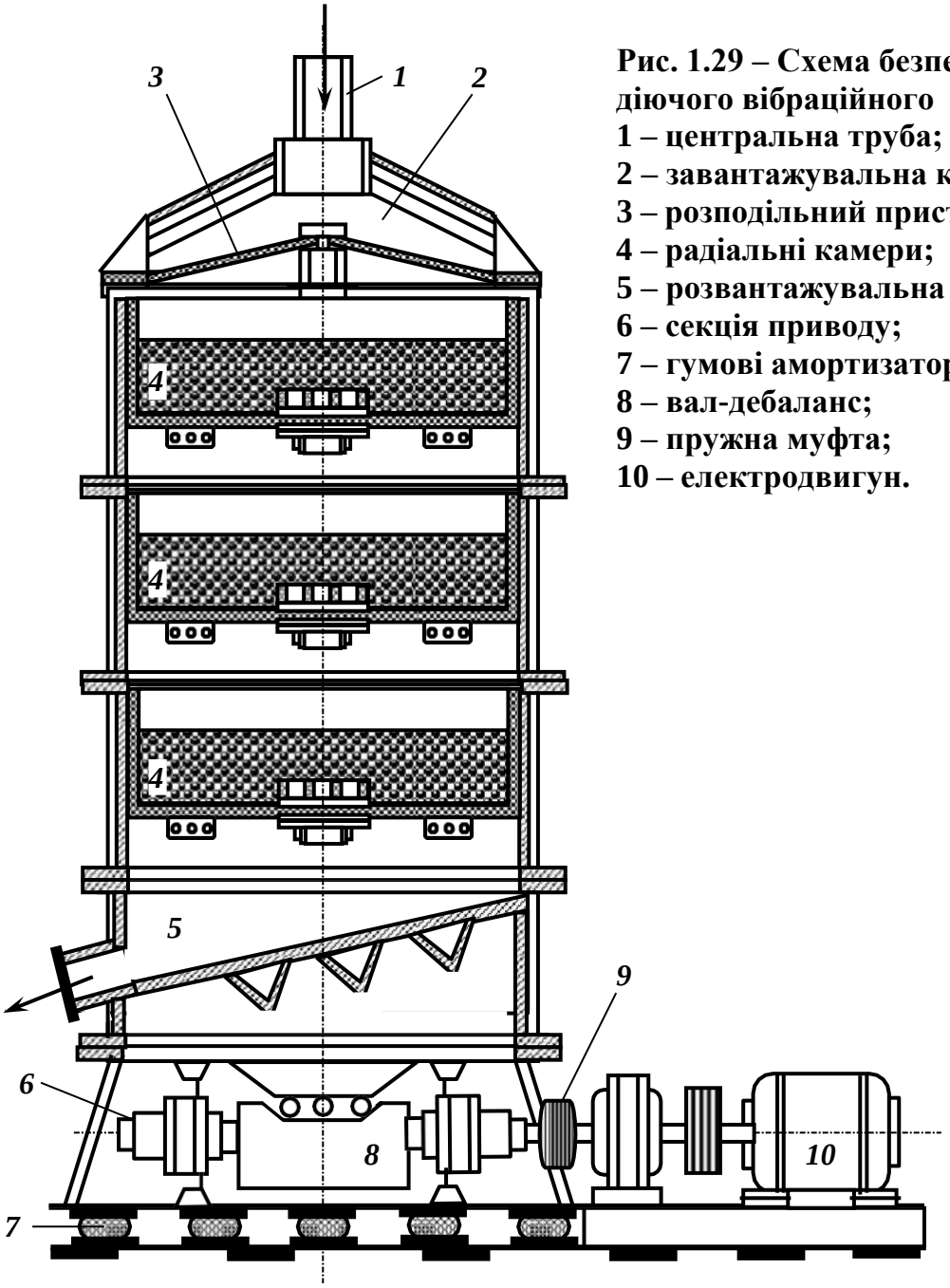


Рис. 1.29 – Схема безперервно діючого вібраційного млина.
1 – центральна труба;
2 – завантажувальна камера;
3 – розподільний пристрій;
4 – радіальні камери;
5 – розвантажувальна камера;
6 – секція приводу;
7 – гумові амортизатори;
8 – вал-дебаланс;
9 – пружна муфта;
10 – електродвигун.

Вібраційні млини можуть працювати у періодичному і безперервному режимі. Вони можуть застосовуватись для сухого і мокрого подрібнення. Подрібнений продукт вібраційних млинів більш однорідний за крупністю ніж барабанних млинів. Вібраційні млини можна

використовувати для подрібнення таких матеріалів, які не подрібнюються у барабанних млинах (напр., слюди).

Вібраційні млини застосовуються для тонкого і надтонкого подрібнення різних матеріалів крупністю до 0,25 мм в хімічній промисловості, при виробництві будівельних матеріалів, силікатних та інших виробів. Крупність подрібненого продукту складає до 1 мкм. Однак у гірничорудній промисловості вони не використовуються з таких причин:

– залежність крупності живлення від розмірів куль і амплітуди коливань млина (розмір зерна матеріалу не повинен перевищувати 0,1 діаметра кулі);

– при зміні крупності живлення змінюється крупність подрібненого продукту;

– непридатність для подрібнення в'язких матеріалів;

– мала продуктивність вібраційних млинів – до 5 т/год (при збільшенні розмірів млина його питома продуктивність різко зменшується).

Аеродинамічні млини класифікуються на млини струминного, вибухово-струминного і вибухового типів.

Дія *струминних млинів* основана на використанні енергії газу або пари. Газ або пара під певним тиском подається у камеру ежектора, захоплює твердий матеріал, розганяє його до певної швидкості. Зерна матеріалу з дуже великою швидкістю (близькою до швидкості звуку) рухаються у газовому струмені і руйнуються при ударі об відбійну плиту або у результаті взаємного зіткнення частинок при тангенціальній подачі потоку газу у камеру подрібнення, або при ударах зерен протилежно направлених струменів. Інколи вхідний струмінь газу підігрівають до температури при якій міцність подрібнюваного матеріалу мінімальна. В цьому випадку доцільне автоматичне регулювання струминного млина по каналу «витрати палива на підігрів газу – температура робочого струменя».

Схема варіанта установки газоструминного подрібнення наведена на рис. 1.30.

З бункера ***1*** вихідний матеріал крупністю до 4,5 мм вібраційним живильником ***2*** подається у розподільник потоку ***3*** для рівномірного завантаження протитечійних розгінних труб. У помельну циліндричну камеру ***5*** входять з протилежних сторін дві розгінних труби, у які вставлені сопла камер згоряння. Повітря у камери згоряння подається турбоповітродувкою ***4*** під тиском 16 МПа.

Паливо (наприклад, природний газ) спалюється у камерах і гарячі гази з температурою близько 450°С вириваються з сопла, підхоплюють матеріал і виносять його у помельну камеру млина. Подвійна швидкість зустрічі двох струменів із завислими частинками забезпечує їх ефективне подрібнення. При цьому швидкість зустрічі зерен інколи перевищує звукову.

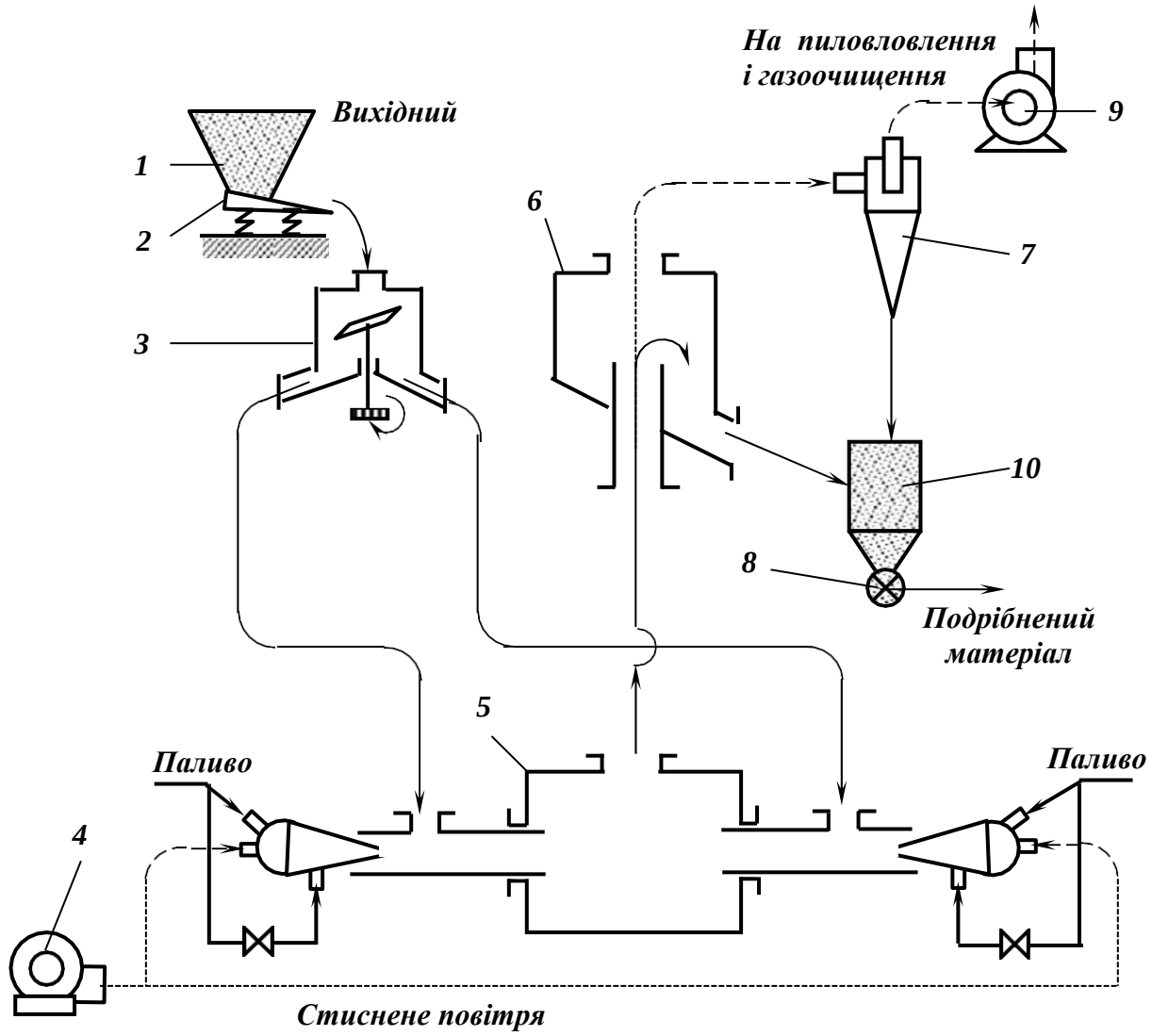


Рис. 1.30 – Схема установки газоструминного подрібнення.
1 – бункер вихідного матеріалу; 2 – живильник; 3 – розподільник потоку;
4 – турбоповітродувка; 5 – газоструминний млин; 6 – осаджувач; 7 – циклон;
8 – шлюзовий затвор; 9 – вентилятор; 10 – бункер готового продукту.

Потоком відпрацьованого газу подрібнений матеріал виноситься з помельної камери у осаджувач ***7***, а потім у циклон ***8***. Розрідження у помельній камері, осаджувачі і циклоні створюється вентилятором ***9***. Після циклона газ вентилятором подається на фільтри тонкого очищення.

Ступінь подрібнення матеріалу у газоструминних млинах складає 3 – 3,5. Подрібнення здійснюється переважно у результаті зіткнення частинок (удар) і частково тертям.

Струминні млини можуть бути застосовані для тонкого подрібнення руд, цементу, кварцового піску, вугілля, вапняку, цирконію та інших корисних копалин.

Головні переваги струминного подрібнення у порівнянні з подрібненням у барабанних млинах такі: низька металоємність, відсутність рухомих деталей, більша однорідність матеріалу за крупністю, селективність подрібнення і більш високе розкриття зростків, мінімальна ступінь забруднення продукту, можливість поєднування подрібнення з сушкою і випалом.

Головні недоліки полягають у складності виділення готового продукту з газу і очищення газу, мала продуктивність. Тому при збагаченні корисних копалин струминні млини знаходять обмежене застосування.

Вибухово-струминний процес подрібнення оснований на використанні ефекту руйнування під дією внутрішніх сил розтягування матеріалів при миттєвому знятті з них зовнішнього тиску.

Схема установки для вибухово-струминного процесу подрібнення наведена на рис. 1.31.

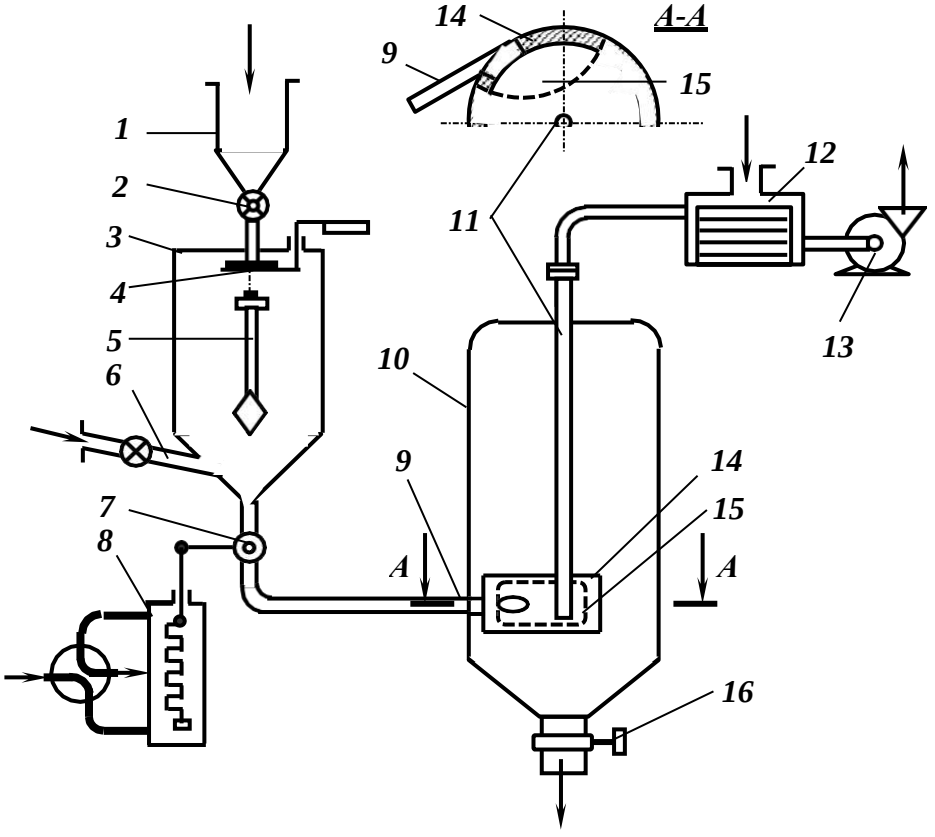


Рис. 1.31 – Схема установки вибухово-струминного подрібнення. 1 – завантажувальна лійка; 2 – клапан; 3 – камера стиску; 4 – затвор; 5 – спеціальний механізм; 6 – труба; 7 – швидкодіючий клапан; 8 – автоматичний пристрій; 9 – трубопровід-сопло; 10 – камера низького тиску; 11 – вихлопна труба; 12 – конденсатор; 13 – ексгаустер; 14 – відбивна плита; 15 – зона зниженого тиску; 16 – затвор.

Вихідний матеріал крупністю 1 – 2 мм завантажується у лійку ***1*** і за допомогою клапана ***2*** подається у камеру стиску ***3***. Усередині камери ***3*** є затвор ***4*** завантажувального пристрою і механізм ***5*** для запобігання забивання камери матеріалом.

Після заповнення камери ***3*** матеріалом до визначеного рівня затвор ***4*** щільно закривається і по трубі ***6*** у камеру подається пара або газ протягом 5с – часу необхідного для створення потрібного тиску (16 МПа). Потім за допомогою автоматичного пристрою ***8*** відкривається швидкодіючий клапан ***7*** (час відкриття 0,01 – 0,02 с) і вміст камери ***3*** викидається по трубопроводу ***9*** з швидкістю, близькою до швидкості звуку, у камеру низького тиску ***10***, об'єм якої приблизно у 50 разів більше, ніж у камері ***3***. При виході з сопла суміш частинок і пари потрапляє у зону зниженого тиску ***15***, де й відбувається вибуховий ефект. Розрідження у камері ***10*** підтримується ексгаустером ***13***. Руйнуванню частинок також сприяють ударні хвилі, що виникають при зіткненні з відбивною плитою ***14***. З камери ***10*** пара по вихлопній трубі ***11*** надходить у конденсатор ***12*** і відсмоктується ексгаустером. Подрібнений продукт розвантажується з камери ***10*** за допомогою затвора ***16***.

Руйнування частинок при вибухово-струминному подрібненні відбувається в основному при русі матеріалу по трубопроводу-соплу. Завдяки різкому спрацьовуванню швидкодіючого клапана, а також великому перепаду тиску (між камерами високого і низького тиску) швидкість руху робочого газоподібного середовища миттєво досягає швидкості звуку. Це служить причиною утворення звукових ударних хвиль, що поглинаються і відбиваються міжзерновими поверхнями, які є границями розділу середовищ з різними проникностями. У результаті виникають напруження на міжзернових поверхнях, що є однією з причин руйнування частинок. Найбільш інтенсивний етап руйнування має місце на зрізі трубопровода-сопла при вході в камеру низького тиску. Різниця внутрішнього (в об'ємі частинки) і зовнішнього (в камері) тиску приводить до розвитку тріщин. Остаточно процес руйнування завершується при ударі частинок з ослабленою міцністю об відбійну плиту або при зіткненні зустрічних потоків.

Руйнування *вибухом* у порівнянні з традиційним механічним дробленням і подрібненням характеризується значно більшою частиною енергії, що витрачається корисно. Руйнування вибухом здійснюється в основному за рахунок розвитку тріщин під дією зусиль розтягнення, які утворюються в масиві гірської породи, і розклинювання газами. Тріщини, як правило, беруть початок від макродефектів в структурі масиву, чим обумовлюється селективність вибухового руйнування.

Для руйнування вибухом має значення не тільки кількість енергії в заряді, але й спосіб її передачі оточуючому масиву. Зайва швидкість її передачі веде до великих втрат на необоротну пластичну деформацію.

Таким чином, необхідно збільшити час виділення енергії від вибуху й забезпечити багатократне навантаження масиву.

Конструкція вибухової установки (рис. 1.32) для подрібнення руд розроблена на основі принципу створення надлишкового тиску в негерметичній посудині у результаті утворення газоподібних продуктів при вибуху.

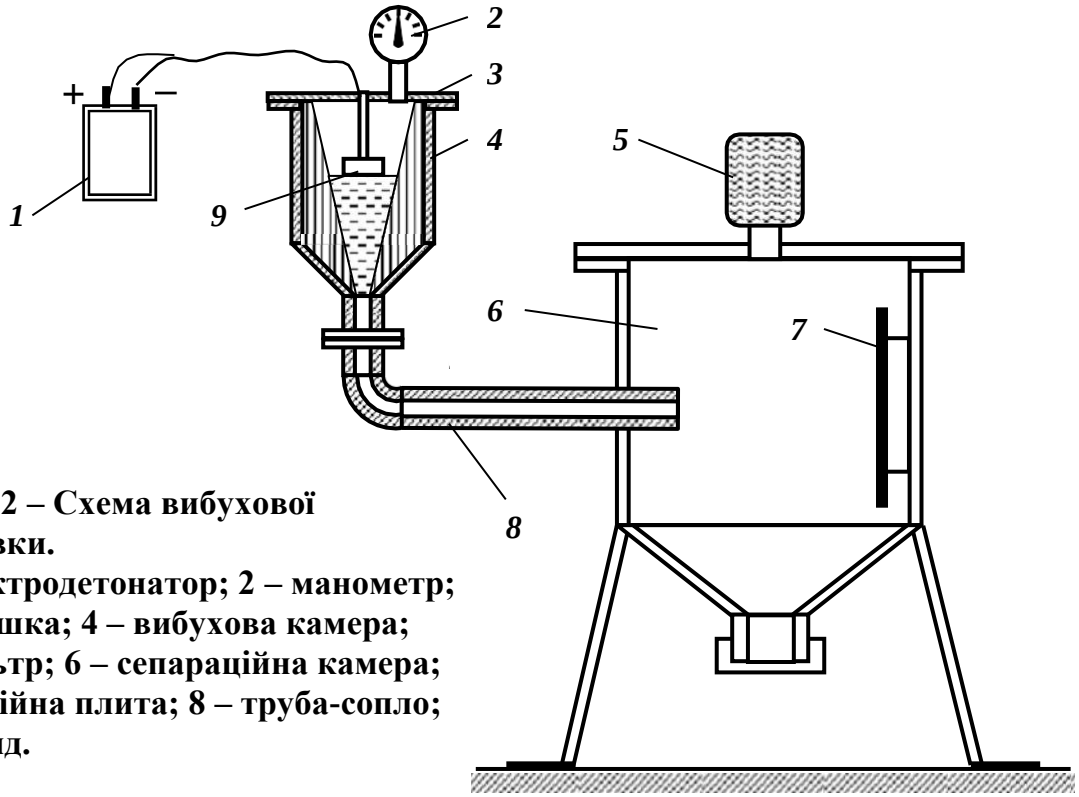


Рис. 1.32 – Схема вибухової установки.
1 – електродетонатор; 2 – манометр; 3 – кришка; 4 – вибухова камера; 5 – фільтр; 6 – сепараційна камера; 7 – відбійна плита; 8 – труба-сопло; 9 – заряд.

Основний елемент установки – товстостінна стальна камера ***4*** зі знімною кришкою ***3***, на якій встановлений манометр ***2***. У камері ***4*** над матеріалом або усередині нього поміщається заряд ***9*** вибухової речовини, який ініціюється електродетонатором ***1***. До нижньої конічної частини камери приєднана труба-сопло ***8***. У результаті вибуху відбувається подрібнення матеріалу. Потоком газів подрібнений продукт виноситься у камеру ***6***, де він гальмується відбійною плитою ***7***. Відділення газової фази від твердого продукту здійснюється за допомогою фільтра ***5***.

Подрібнення на вибуховій установці здійснюється за один цикл. Величина заряду підбирається експериментально такою, щоб у вибуховій камері утворився тиск газу близько 2 МПа при коефіцієнті викиду продуктів подрібнення не менше 80 %.

В порівнянні з кульовим подрібненням процес вибухового подрібнення характеризується більш високими продуктивністю і селективністю розкриття зерен корисних копалин та дещо меншими витратами енергії.

1.3.4. Показники роботи барабанних млинів

Показники роботи барабанних млинів суттєво залежать від маси і крупності тіл подрібнювального середовища, швидкості і числа ударів подрібнювальних тіл по матеріалу у млині, відносної швидкості обертання млина і заповнення його подрібнювальним середовищем, коефіцієнта тертя матеріалу млина та інших факторів.

Механічний режим роботи барабанного млина характеризують два основних показника:

– *відносна частота обертання барабана* ψ, яка дорівнює відношенню фактичної частоти обертання n до умовної критичної частоти обертання $n_{кр}$:

$$\psi = n / n_{кр}; \qquad (1.43)$$

– *відносне заповнення млина подрібнювальними тілами* φ, яке дорівнює відношенню об'єму подрібнювальних тіл V_n до внутрішнього об'єму барабана млина V:

$$\varphi = V_n / V, \qquad (1.44)$$

де ψ і φ – вимірюються у частках одиниці; n і $n_{кр}$ – у хв$^{-1}$; V_n і V – у м^3.

При багатошаровому заповненні барабана млина подрібнювальними тілами у залежності від частоти обертання можливий один з таких швидкісних режимів руху подрібнювальних тіл: каскадний, змішаний, водоспадний, субкритичний і надкритичний (рис. 1.33).

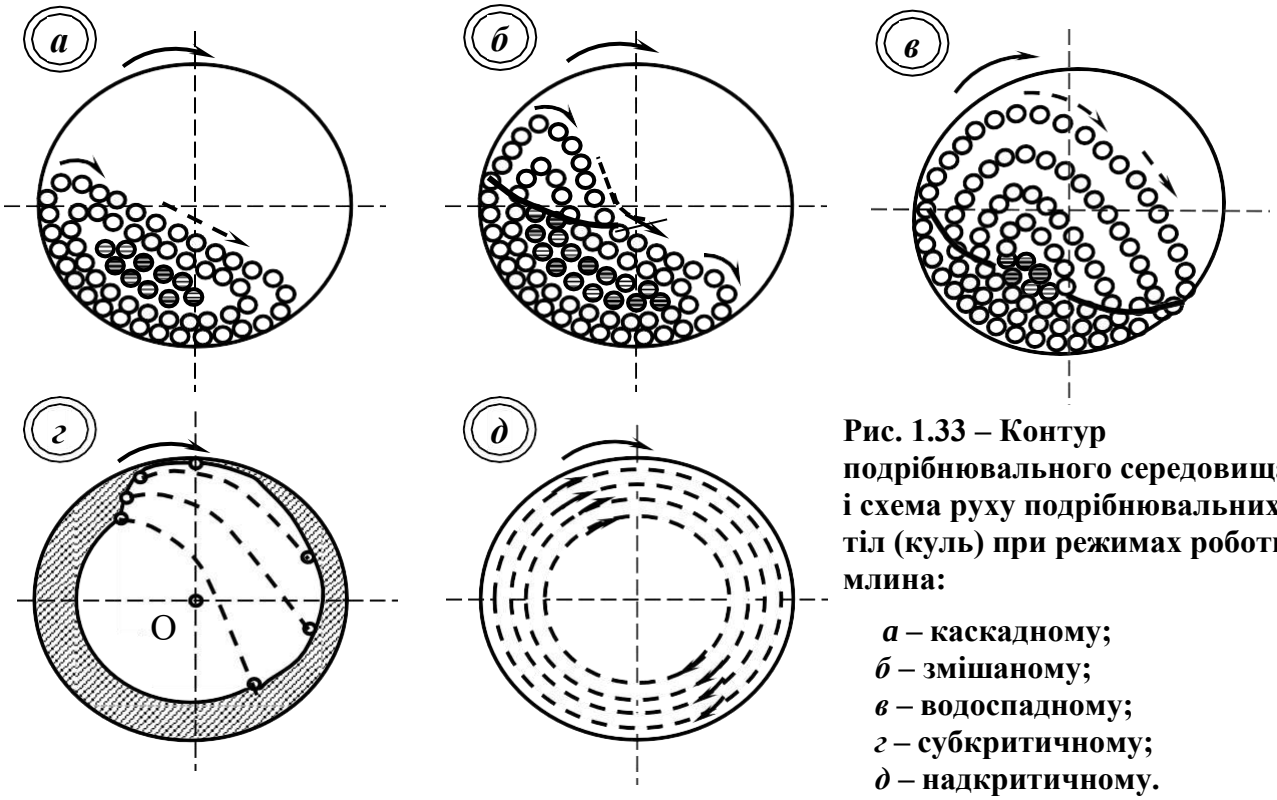


Рис. 1.33 – Контур подрібнювального середовища і схема руху подрібнювальних тіл (куль) при режимах роботи млина:

***а* – каскадному;**
***б* – змішаному;**
***в* – водоспадному;**
***г* – субкритичному;**
***д* – надкритичному.**

Каскадний режим руху подрібнювальних тіл (рис. 1.33 ***а***) реалізується при малій частоті обертання барабана (0,5 – 0,6 критичної), він характеризується перекочуванням подрібнювальних тіл без їх польоту. При сталому каскадному режимі подрібнювальне середовище повертається на певний кут у бік обертання і залишається в такому положенні. Подрібнювальні тіла безупинно циркулюють усередині барабана по замкнених траєкторіях, вони піднімаються по колових траєкторіях на певну висоту і потім скочуються «каскадом» рівнобіжними шарами вниз. У центральній частині подрібнювального середовища є малорухома зона – «ядро» (кулі заштриховані). Подрібнення матеріалу відбувається роздавлюванням і стиранням. Каскадний режим є найбільш сприятливим для стержневих млинів, тому що при водоспадному і змішаному режимі вільний політ стержнів може привести до їх перекосів і аварійної зупинки млина. Для кульових млинів каскадний режим застосовується при мокрому і сухому подрібненні неміцних матеріалів (при виробництві цементу, підготовці пиловугільного палива та ТЕС, висококонцентрованого водовугільного палива (ВВП) тощо.).

Змішаний режим руху подрібнювальних тіл (рис. 1.33 ***б***) характеризується поступовим переходом від суто каскадного до суто водоспадного режиму. При цьому зовнішня частина подрібнювальних тіл бере участь у вільному польоті, внутрішня – перекочується усередині барабана по замкнутих траєкторіях. При змішаному режимі у каскадному русі беруть участь також кулі, що розташовані між зовнішніми шарами і малорухомим «ядром». Подрібнення здійснюється ударом, роздавлюванням і стиранням. Такий режим спостерігається при проміжних значеннях частоти обертання барабана (0,6 – 0,76 критичної). Змішаний режим має місце при подрібненні руд у кульових млинах.

При *водоспадному режимі* (рис. 1.33 ***в***) частота обертання барабана складає не менше 0,76 – 0,88 критичної. У цьому випадку основна маса подрібнювальних тіл піднімається по колових траєкторіях на велику висоту, відхиляється від колової траєкторії і падає «водоспадом» по параболічних траєкторіях, потім подрібнювальні тіла знов переходять на колові траєкторії відповідного шару. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнювальних тіл і частково стиранням і роздавлюванням. Водоспадний режим застосовується у більшості промислових млинів при подрібненні великогрудкових і важкоподрібнюваних матеріалів.

Субкритичний режим (рис. 1.33 ***г***) – частковий випадок водоспадного режиму, який здійснюється при частоті обертання барабана близькій до критичної або рівної їй. При цьому більшу частину циклу подрібнювальні тіла рухаються по коловій траєкторії і висота падіння їх незначна.

Надкритичний режим (рис. 1.33 ***д***) здійснюється при частоті обертання барабана вище критичної, коли у центрифугування поступово вступають усі шари подрібнювального середовища. Тобто, у момент, коли усі шари подрібнювального середовища починають центрифугувати. Надкритичний режим застосовується при подрібненні в барабанно-валкових млинах.

Усі режими роботи млина пов'язані між собою і можуть переходити один в інший у залежності від зміни умов подрібнення (ступені заповнення подрібнювальними тілами φ, відносної частоти обертання ψ, зносу футеровки, фізико-механічних властивостей матеріалу, густини пульпи і т.д.).

У барабанних млинах найкраще подрібнення досягається при частотах обертання, що забезпечує максимальне число ударів подрібнювальних тіл по матеріалу, який подрібнюється. При ударному руйнуванні основним параметром є швидкість подрібнювального тіла в точці падіння (швидкість удару). Подрібнення матеріалу ударом відбувається тільки за рахунок прямого удару, що обумовлений швидкістю v_n , яка діє по лінії удару, тобто нормально по відношенню до поверхні млина або колової траєкторії, зовнішнього (відносно даного) шару подрібнювальних тіл. Швидкість тіла v_t , яка діє у дотичному напрямку, до удару не приводить і сприяє тільки переміщенню подрібнювального тіла вздовж колової траєкторії, при цьому подрібнення може здійснюватись роздавлюванням і стиранням.

У залежності від матеріалу подрібнювальних тіл розрізняють *металеве і неметалеве подрібнювальне середовище,* а у залежності від форми металевих тіл кульові, стержневі і цильпебсні млини.

Сталеві кулі діаметром від 15 до 125 мм виготовляють прокатуванням, куванням або штампуванням із сталі з таким складом: 0,7 – 1,05 % *C*; 0,17 – 0,37 % *Si*; 0,25 – 1,65 % *Cr*; 0,25 – 0,3 % *Ni*; 0,02 – 0,045 % *S*; 0,02 – 0,45 % *P*; 0,2 – 1,2 % *Mn*, інше – *Fe*. Кулі повинні бути загартовані і мати твердість від 300 НВ (для куль діаметром 125 мм) до 400 НВ (для куль діаметром 80 мм і менше). На поверхні куль не повинно бути тріщин, пухирів, плівок шлакових включень.

Стержні виготовляють діаметром від 40 до 125 мм прокатуванням із зносостійких сталей 50Г, 60Г, 65Г, С55. Стержні не повинні скручуватись і розламуватись на короткі шматки після зносу до технологічно допустимої межі (приблизно 30 – 50 мм).

У процесі роботи млинів на збагачувальних фабриках відбувається знос куль, стержнів, цильпебсів і футеровки млина у результаті тертя при ковзанні і перекочуванні подрібнювальних тіл у середовищі абразивного матеріалу, при ударах подрібнювальних тіл між собою і футеровкою. Інтенсивність зносу залежить від: властивостей сталі, з якої виготовлені кулі, стержні, цильпебси, футеровки; розмірів подрібнювальних тіл;

абразивності, крупності і міцності матеріалу, що подрібнюється; способу подрібнення; агресивності середовища (кисле, лужне); профілю футеровки; швидкісного режиму роботи млина; розміру барабана млина; схеми подрібнення та ін.

Знос подрібнювальних тіл на збагачувальних фабриках оцінюють їх питомою витратою на 1 т переробленої руди. Так питомі витрати куль складають 1,2 – 2,2 кг/т, стержнів – 0,4 – 0,5 кг/т, футеровки – 0,1 – 0,2 кг/т. Але такий показник, як витрати сталі на 1 т подрібненої руди, не є стабільним, тому що він пов'язаний з продуктивністю млина, яка, у свою чергу, залежить від властивостей руди. Більш надійним показником є витрата подрібнювальних тіл, віднесена до одиниці корисної енергії, витраченої на подрібнення. У цьому випадку середня витрата сталевих куль віднесена до 1 кВт·год корисної енергії складає 0,09 кг/кВт·год, стержнів – 0,12 кг/кВт·год.

Для компенсації зносу подрібнювальних тіл застосовується два способи довантаження:

– регулярне – довантаження найбільш крупними подрібнювальними тілами (кулями, стержнями, рудною галькою) одного розміру;

– раціонне – довантаження подрібнювальними тілами різних розмірів, при дотриманні визначеного співвідношення між масами тіл різних розмірів.

Неметалеве подрібнювальне середовище, що використається при рудногальковому самоподрібненні, довантажується безперервно або через малі проміжки часу. Металеве подрібнювальне середовище звичайно довантажується періодично від трьох разів на добу до одного разу у три – п'ять діб. Розмір подрібнювальних тіл, що довантажуються у млин, режим їх довантаження і склад визначаються у результаті технологічних досліджень. Найбільший розмір тіл у довантаженні, при яких досягається найбільша продуктивність по новоутвореному контрольному класу крупності називають раціональним (оптимальним).

Застосування довантаження у млин куль одного або різних розмірів залежить від крупності, гранулометричного складу, міцності і абразивності вихідного живлення, крупності готового продукту і умов роботи млина.

Для одержання спеціального гранулометричного складу подрібненого продукту (наприклад, бінарного при підготовці вугілля до приготування висококонцентрованої водовугільної суспензії (ВВВС) – водовугільного палива (ВВП)) застосовують спеціальні співвідношення кількості крупних і дрібних куль у кульовому навантаженні.

На *споживану потужність млина, продуктивність і ефективність подрібнення* впливає кількість пульпи, що знаходиться у млині. Склад пульпи характеризується вмістом твердого в пульпі за масою, розрідженістю, густиною і в'язкістю.

Вміст твердого у пульпі за масою є відношенням маси твердої речовини до маси усієї пульпи, у якій міститься ця кількість твердого. Вміст твердого оцінюється у процентах або частках одиниці.

Розрідженість являє собою відношення маси рідкого до маси твердого у деякому об'ємі пульпи (Р:Т). Розрідженість показує скільки кубічних метрів (або тонн) води припадає на 1 т твердого. Практично розрідженість пульпи у млині коливається у широких межах – від 0,2 до 2 $м^3$/т. Однак, для отримання максимальної продуктивності млина звичайно при подрібненні крупного вихідного матеріалу (15 мм і більше) розрідженість пульпи приймають 0,35 – 0,55 $м^3$/т, при подрібненні дрібного вихідного матеріалу розрідженість пульпи приймають 0,4 – 1 $м^3$/т.

Густина пульпи залежить від густини складових і їх кількості у пульпі.

В'язкість пульпи залежить від вмісту в ній твердої речовини, її крупності і хімічного складу, в'язкості рідкої речовини, присутності деяких хімічних сполук, температури. В'язкість пульпи різко зростає зі збільшенням вмісту твердої речовини і при вмісті твердого близько 40-60 % звичайна пульпа втрачає текучість. Крупнозернисті пульпи менш в'язкі, ніж тонкозернисті при тому ж вмісті твердого. Присутність первинних шламів, що містять глинисті частинки, значно збільшують в'язкість пульпи у млині, вторинні шлами (кристалічні) на в'язкість пульпи так суттєво не впливають. З підвищенням температури в'язкість пульпи зменшується.

Загальна потужність, споживана барабанними млинами, витрачається на приведення у рух подрібнювальних тіл (куль, стержнів, гальки, руди) N (кВт), на обертання барабана у режимі холостого ходу (без подрібнення) $N_б$ (кВт), на подолання сил тертя у цапфах млина N_x (кВт) і визначається за формулою:

$$N_0 = N + N_x + N_д \text{, кВт,} \tag{1.45}$$

Потужність на валу двигуна буде:

$$N_{вд} = N_0 / \eta \text{ , кВт,} \tag{1.46}$$

де η – к.к.д. привода (при орієнтованих розрахунках η = 0,8).

Установлена (номінальна) потужність електродвигуна:

$$N_{ед} = k_з N_{вд} \text{, кВт,} \tag{1.47}$$

де $k_з$ – коефіцієнт запасу (при розрахунках приймається $k_з$ = 1,1).

Повна потужність, що споживається електродвигуном з електромережі:

$$N_{ec} = N_{ед} / \eta_{ед}, \text{ кВт}, \quad (1.48)$$

де $\eta_{ед}$ – к.к.д. електродвигуна (у середньому $\eta_{ед}$ = 0,92).

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

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

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

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

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

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

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

Продуктивність млина пропорційна витратам енергії на подрібнення, а витрати енергії пов’язані з ступенем заповнення млина подрібнювальним середовищем. З ростом ступеня заповнення φ млина подрібнювальним 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 приблизно так само, як і частота. Однак це справедливо до деякої межі (для млинів типу «Аерофол» до ψ = 0,95; для млинів типу «Каскад» до ψ = 0,85). Якщо у живленні млина самоподрібнення міститься багато дріб’язку, його

продуктивність знижується, тому що немає достатньої кількості крупних грудок, які могли би подрібнити грудки середньої величини, руда подрібнюється дуже повільно і, головним чином, стиранням.

Оптимальні ступені заповнення млина подрібнювальним середовищем φ і відносні частоти обертання барабана ψ, при яких досягаються найбільш високі показники подрібнення, наведені у табл. 1.26.

Таблиця 1.26 – Оптимальні значення ступеня заповнення млина подрібнювальним середовищем φ і відносної частоти обертання барабана 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

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

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

Продуктивність млина по вихідній руді розраховують за формулою:

$$Q = Vq/(\beta_к - \beta_в), \text{ т/год}, \quad (1.49)$$

де V – номінальний об'єм барабана проектованого млина, м^3; q – питома продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м^3; $\beta_в$ і $\beta_к$ – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Вибір варіанта установлення млинів здійснюється так само, як і при використанні попередньої методики.

1.3.5. Експлуатація барабанних млинів

Головними факторами, які визначають роботу установки для подрібнення є: водний режим, рівномірність подачі корисної копалини у млин, фізичні властивості корисної копалини, подрібнювальне навантаження і механічні параметри апаратури.

Водний режим а агрегаті визначає технологічні параметри подрібнення: вміст твердого в зливах млина і класифікатора. Вологість пульпи в млині коливається в широких межах – від 17 до 60 %. Вважають, що для одержання максимальної продуктивності млина необхідно, щоб вміст води при подрібненні крупного матеріалу (від 13 мм і більше) складав 20 – 35 %, а при подрібненні більш дрібного матеріалу 30 – 50 %. В зливі млинів самоподрібнення підтримується вміст твердого в пульпі близько 70 – 75 %. В рудногалькових млинах вміст твердого в пульпі звичайно на 5 – 7 % менше, ніж в кульових. Кількість води, що додається в класифікатор або гідроциклон, залежить від необхідної густини зливу, яка визначає крупність твердого в зливі.

На процес подрібнення корисної копалини впливають крупність її грудок і подрібнюваність. На практиці ці властивості не залишаються постійними, а коливаються у досить широких межах.

Збільшення крупності корисної копалини, при незмінних інших факторах подрібнення, приводить до збільшення крупності матеріалу в зливах млина і класифікатора, збільшення циркуляційного навантаження і зниження густини зливу. Процес подрібнення у даному випадку регулюється зменшенням кількості корисної копалини і води, які подаються у млин. Зменшення крупності корисної копалини приводить до зворотних явищ і потребує регулювання шляхом протилежних дій.

Зміна міцності руди приводить до таких же явищ, що й зміна її крупності, тому у цьому випадку процес подрібнення регулюється аналогічно.

Характер кульового і стержневого завантаження (ступінь його зносу), профіль футерувальних плит в значній мірі впливають на показники процесу подрібнення. Кульові млини заповнюються кульовим завантаженням на 40 – 50 % об’єму. При цьому в млинах з решіткою можна підтримувати більш високе заповнення кулями, ніж в млинах з центральним розвантаженням. Стержневе завантаження заповнює об’єм млина на 35 – 45 %.

Кулі і стержні виготовляють з високовуглецевої сталі, футеровку – з високомарганцевистої сталі. Питомі витрати куль на 1 т подрібнюваної корисної копалини складають від 0,5 – 1,5 кг/т при грубому подрібнені

(перша стадія) до 0,3 – 0,6 кг/т при тонкому подрібнення (третя стадія). Питомі витрати стержнів складають 0,5 – 1,0 кг/т, а сталевої футеровки – 0,1 – 0,2 кг/т. Подрібнювальне навантаження періодично пересортовують з метою вилучення зношених куль і стержнів та довантажують нові.

Періодичність ремонтів млинів в годинах експлуатації обладнання наведена в табл. 1.27.

Таблиця 1.27 – Періодичність ремонтів млинів

Тип млинів	Періодичність між ремонтами, год		
	Технічний огляд	Поточний ремонт	Капітальний ремонт
Кульові	680	680	340
Стержневі	6800	4080	2040
Рудного самоподрібнення	34000	32640	12240

РОЗДІЛ 2. МАШИНИ І АПАРАТИ ДЛЯ КЛАСИФІКАЦІЇ КОРИСНИХ КОПАЛИН ЗА КРУПНІСТЮ І ПРОМИВКИ

2.1. Машини для розсіву корисних копалин

2.1.1. Загальні відомості про процес грохочення

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

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

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

За технологічним призначенням 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 (контрольне грохочення);
- *зневоднююче* – для видалення основної маси рідини, що міститься в матеріалі, який переробляється, а також для відокремлення суспензії, знешламлення;
- *вибіркове* – застосовується в тих випадках, коли різні класи корисної копалини відрізняються за якістю. Цей вид грохочення можна також назвати операцією збагачення за крупністю.

У 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; від крупного до дрібного; комбінований.

2.1.2. Грохоти

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

За принципом дії розрізняють такі типи грохотів:

– нерухомі (колосникові, гідрогрохоти, конусні та дугові),

– з рухомими елементами:

--- з коливаннями та вібраціями робочого органу (інерційні, плоскохитні, гіраційні);

--- з обертальним робочим органом (барабанні, відцентрові, конусні самооочисні, імовірнісні);

--- з частково рухомою просіювальною поверхнею (валкові, шнекові, з пружно-деформованим ситом, з безпосереднім збудженням сита).

За розташуванням просіювальної поверхні розрізняють: похилі та горизонтальні грохоти.

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

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

Залежно від густини матеріалів, які піддають розсіву, застосовують:

– грохоти легкого типу **Л** для розсіву матеріалу з насипною густиною не більше 1,4 т/м^3,

– грохоти середнього типу **С** для розсіву матеріалу з насипною густиною не більше 1,8 т/м^3,

– грохоти важкого типу **Т** для розсіву матеріалу з насипною густиною не більше 2,8 т/м^3.

Тип грохота і просіювальної поверхні визначається видом грохочення.

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

Нерухомі грохоти

Нерухомі колосникові грохоти (колосникові решітки, рис. 2.1 ***а***) встановлюють у першій стадії дроблення при наявності у вихідному

матеріалі понад 15 % дріб'язку (за масою) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення.

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

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

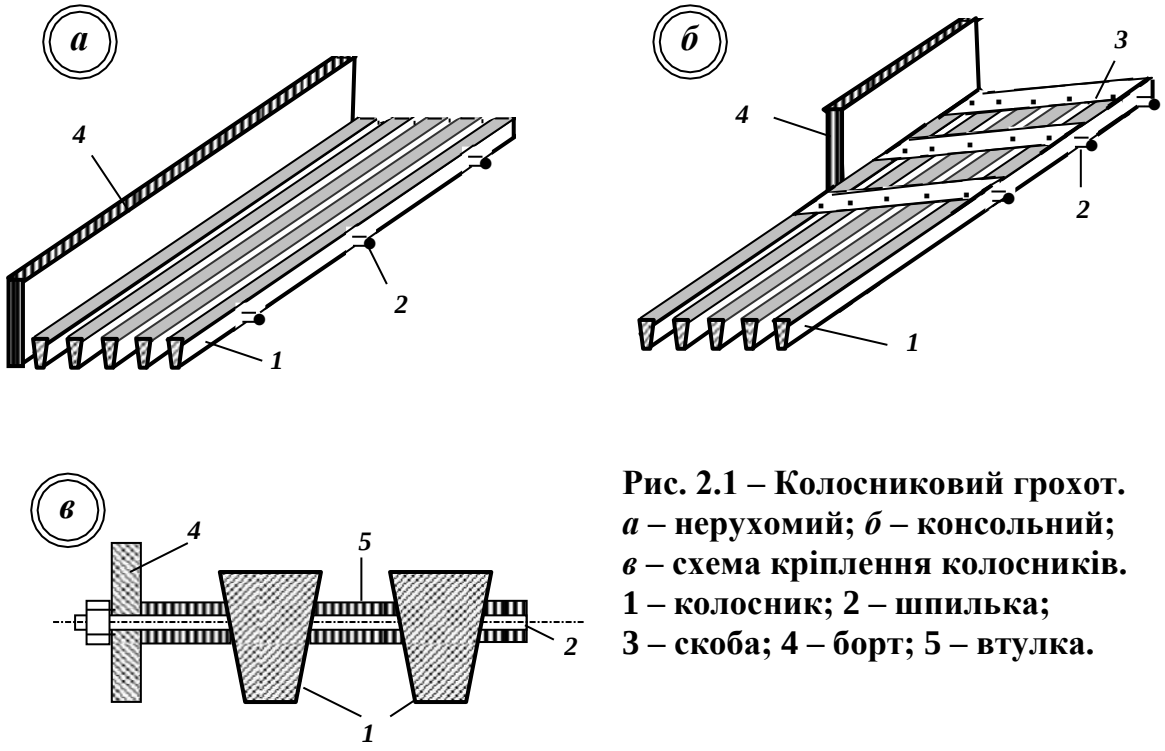


Рис. 2.1 – Колосниковий грохот.
***а* – нерухомий; *б* – консольний;**
***в* – схема кріплення колосників.**
1 – колосник; 2 – шпилька;
3 – скоба; 4 – борт; 5 – втулка.

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

При грохоченні матеріалу крупністю до 150 мм і малих розмірах щілини між колосниками для підвищення ефективності застосовують *консольні колосникові грохоти* (рис. 2.1 ***б***). Кінці консолі колосників при ударах падаючих грудок матеріалу вібрують, у зв'язку з чим зменшується можливість забивання решітки і підвищується ефективність грохочення.

Однак широкого розповсюдження консольні колосникові грохоти не знайшли.

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

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

Дуговий грохот (дугове сито) складається зі зварного закритого короба ***1***, усередині якого нерухомо закріплена робоча поверхня ***2*** (рис. 2.2), що являє собою шпальтове сито з розміром щілин 0,5–1 мм. Шпальтове сито є частиною циліндричної поверхні з радіусом 500 – 1200 мм і центральним кутом 90 – 270°. Розмір завантажувального отвору, що визначає швидкість пульпи на вході і продуктивність грохота, регулюється притискним листом ***3***, положення якого фіксується гвинтом ***4***.

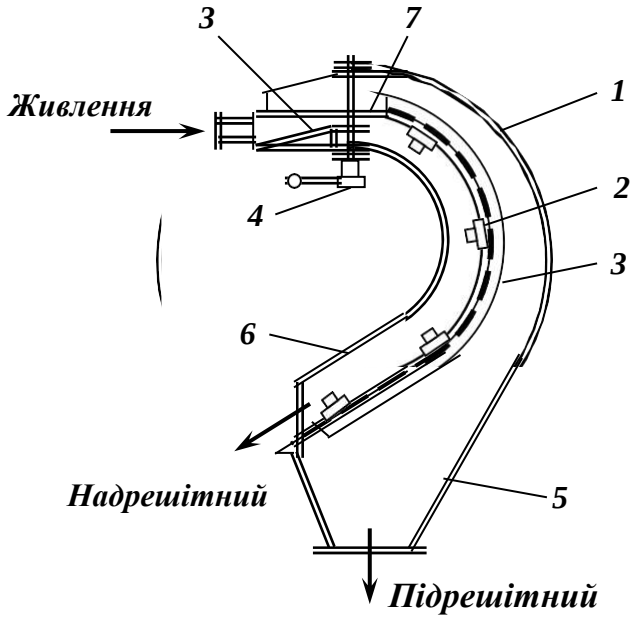


Рис. 2.2 – Грохот дуговий типу СД.
1 – короб; 2 – сито шпальтове;
3 – лист притискний;
4 – гвинт притискний;
5 – розвантажувальна коробка;
6 – жолоб;
7 – пристрій завантажувальний.

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

Конусний грохот (рис. 2.3) складається зі сталевого корпуса ***1***, усередині якого розташована зневоднююча поверхня зі шпальтових сит із щілиною розміром 0,5 – 1 мм.

Верхня частина зневоднюючої поверхні являє собою усічений конус ***2***, повернутий основою догори. 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***.

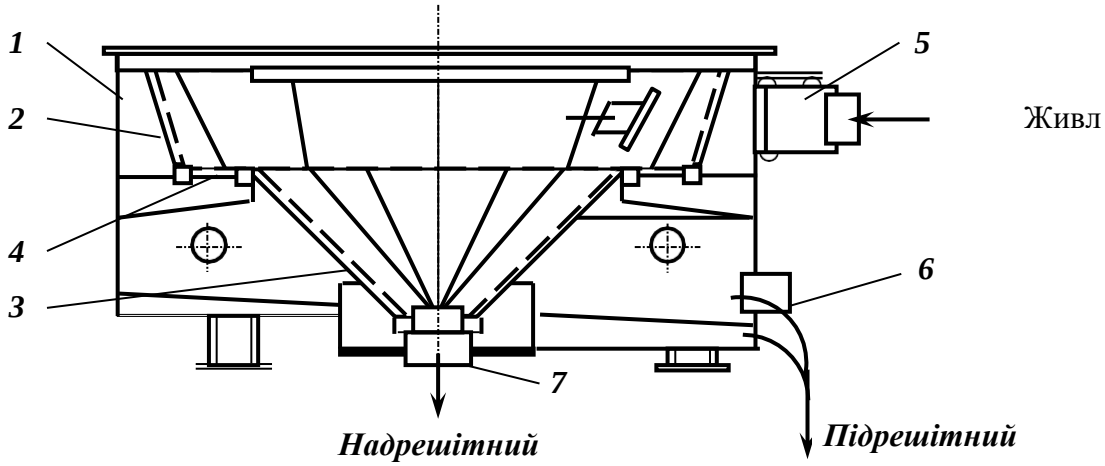


Рис. 2.3 – Конусний грохот.
1 – корпус; 2 – верхня (конічна) частина; 3 – нижня (пірамідальна) частина; 4 – кільцева площадка; 5 – завантажувальний пристрій; 6, 7 – розвантажувальні патрубки.

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

Дугові і конусні грохоти прості за конструкцією і зручні в експлуатації. Недоліком їх є малий коефіцієнт живого перетину робочої поверхні і нерівномірний знос просіювальної поверхні.

Технічні характеристики дугових і конусних грохотів наведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Технічні характеристики дугових і конічних грохотів

Параметр	Дугові грохоти			Конічні грохоти		
	СД-1	СД-2	СДО-3	ГК-1,5	ГК-3	ГК-6
Площа сит, $м^2$	0,95	1,9	3,0	1,5	3,0	6,0
Ширина щілини, мм	0,5-3	0,5-2	0,5	0,5-1	0,5-1	0,5-1
Крупність вихідного матеріалу, мм	До 6	До 6	8-10	До 25	До 35	До 50
Продуктивність, $м^3$/час	200	400	500	150	250	500
Габарити, мм:						
довжина	830	1440	1850	1800	3030	3600
ширина	1350	1170	1415	1412	2565	3100
висота	1880	1960	2860	1240	1460	1600
Маса, т	0,3	0,5	0,836	1,14	2,15	2,7

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

Гідрогрохот типу ГГЛ (рис. 2.4), що може бути застосований в практиці вуглезбагачення, складається з короба, в якому встановлена колосникова решітка ***1*** з шириною щілини 6 – 25 мм. Для рівномірного розподілення навантаження по ширині колосникової решітки в завантажувальній частині короба грохота встановлений шарнірно закріплений розрівнювач ***4***. Над решіткою встановлені сопла ***2*** крізь які під тиском 100 кПа подається вода, яка сприяє підвищенню ефективності класифікації.

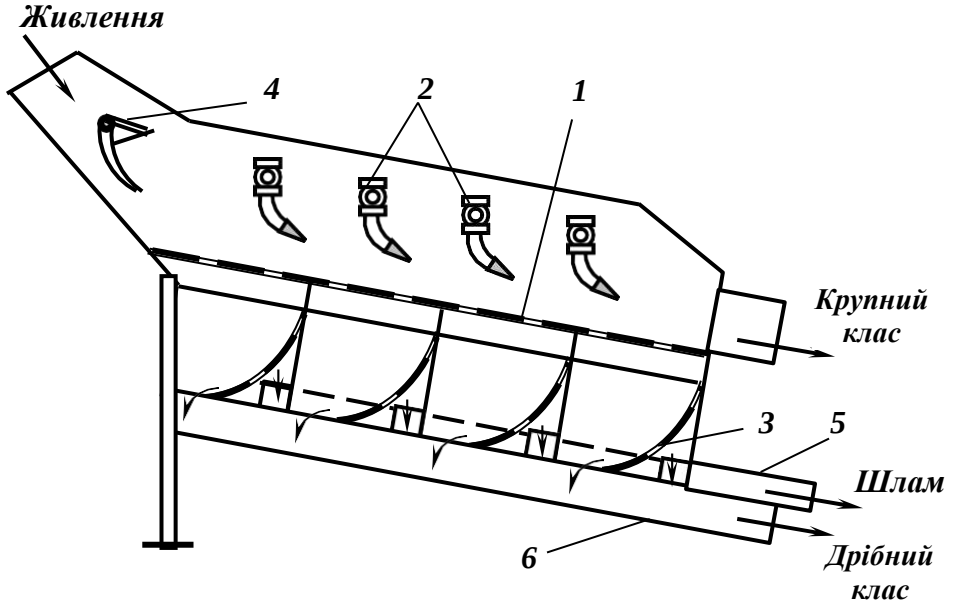


Рис. 2.4 – Гідрогрохот.
1 – колосникова решітка; 2 – сопла; 3 – дугові сита; 4 – розрівнювач; 5 – жолоб; 6 – піддон.

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

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

Технічні характеристики гідрогрохотів наведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Технічні характеристики гідрогрохотів

Параметр	Гідрогрохоти			
	ГГЛ	**ГГЛ З**	**ГГН 2,7**	**КПУ 800**
Площа просіювальної поверхні, $м^2$	4,2	4,2	2,7	9,5
Кут нахилу короба, град	23	23	23	23
Максимальна крупність живлення, мм	300	300	300	300
Вологість вугілля в живленні, %	Не обмежена			
Розмір щілини колосникових сит, мм	5 – 18	5 – 18	5 – 18	5 – 18
Максимальна питома витрата води, $м^3/т$	1,5	1,5	1	1
Тиск води, на менше, МПа	0,1	0,1	0,1	0,1
Продуктивність по рядовому вугіллю, т/год	800	800	500	800
Габарити, мм:				
довжина	4735	5425	5550	8420
ширина	1920	1920	1670	2950
висота	3250	4585	4300	6100
Маса грохота, т	5,2	8,1	6,5	13,8

Грохоти з частково рухомою просіювальною поверхнею

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

Валкові грохоти (рис. 2.5) складаються з 7 – 14 паралельних валків ***1***, які встановлені на похилій рамі ***4*** і обертаються у напрямку руху матеріалу. На валки насаджені або відлиті заодно з ними диски ***2*** чи «сферичні» трикутники. Валки з дисками створюють просіювальну поверхню з отворами, форма і розміри яких визначаються відстанями між валками і формою дисків. Нахил просіювальної поверхні у бік розвантаження складає 12-15°.

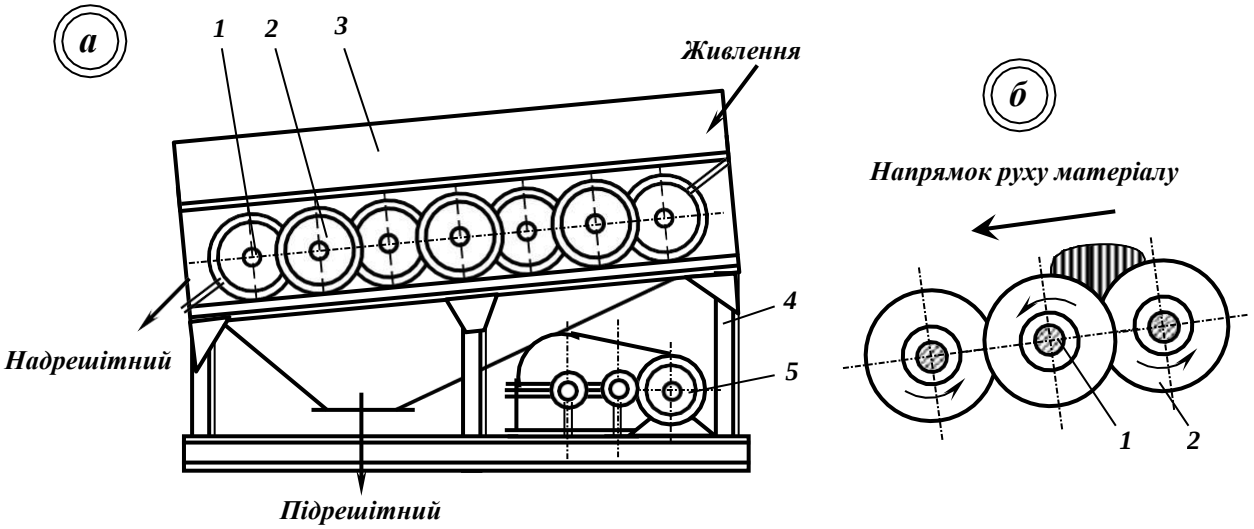


Рис. 2.5 – Грохот валковий.
***а* – схема грохота; *б* – схема руху матеріалу.**
1 – валки; 2 – диски; 3 – короб грохота; 4 – рама; 5 – привод.

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

Валкові грохоти застосовувались для попереднього грохочення вугілля та антрацитів для відділення класу дрібніше 50 – 150 мм, а також на буровугільних брикетних фабриках для відділення класу дрібніше 5-6 мм. При використанні валкових грохотів відбувається додаткове шламоутворення та значне забруднення підрешітного продукту верхнім класом, крім того, вони металоємні і ненадійні у експлуатації. Тому сьогодні ці грохоти замінені інерційними і циліндричними грохотами.

Технічні характеристики валкових грохотів наведені в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Технічні характеристики валкових грохотів

Параметр	ГВ-11-75 В	ГВ-11-100 В	ГВ-125
Площа робочої поверхні, м^2	3,90	3,75	2,35
Сторона квадрата отвору просіювальної поверхні, мм	75	100	125
Ширина грохота (відстань між бортами), мм	1500	1500	1250
Число валків	14	11	7
Окружна швидкість дисків (максимальна), м/с	0,91	1,19	1,45
Потужність електродвигуна, кВт	8	8	8
Продуктивність, т/год	до 600	до 600	до 350
Маса грохота, т	5,83	5,93	4,26

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

Шнековий грохот (рис. 2.6) складається з трьох однакових взаємозамінних секцій-каскадів ***1***. Секція являє собою ряд валів-шнеків ***2*** з двозахідними правою та лівою навивками витків встановлених у передній і задній опорах закріплених на рамі ***3***. Кожний вал-шнек встановлюється в двох підшипниках кочення.

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

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

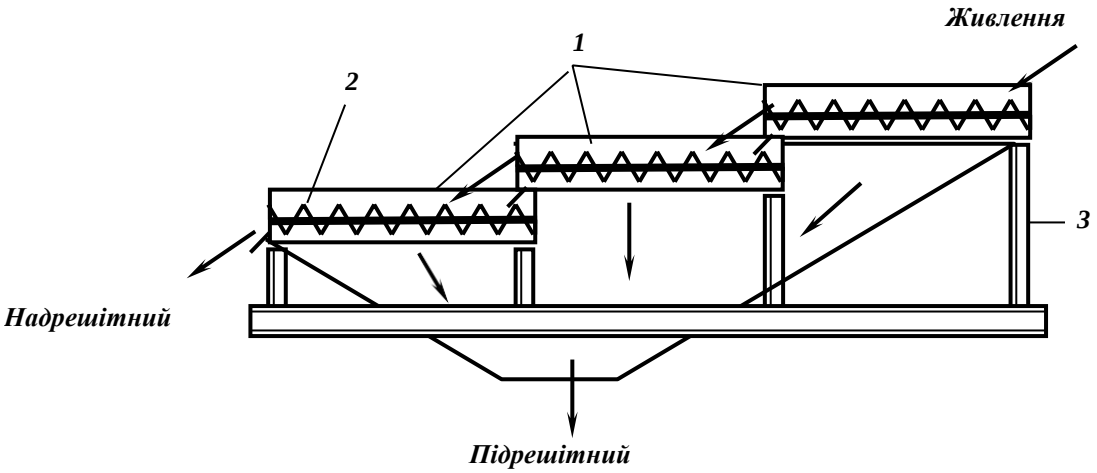


Рис. 2.6 – Схема шнекового грохота.
1 – секція-каскад; 2 – вал-шнек; 3 – рама.

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

Технічні характеристики шнекових грохотів наведені в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики шнекових грохотів

Параметр	Шнекові грохоти	
	ГШ 500	ГШ 1000
Продуктивність, т/год	500	1000
Питома продуктивність, т/год·м^2	56	111
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	300	400
Вологість вихідного матеріалу, %	Без обмежень	
Ефективність грохочення, %	90	95
Ширина щілини, мм	до 300	до 400
Кут нахилу робочої решітки, град	0	0
Довжина валу шнека, мм	1500	1500
Форма вала	Циліндричний двозахідний шнек	
Площа робочої поверхні, м^2	2000	2000
Ширина робочої поверхні, м	9	9
Висота перепаду між каскадами, мм	600	600
Частота обертання шнеків, хв$^{-1}$	475	475
Швидкість транспортування гірничої маси, м/с	0,57	1,04
Потужність приводу, кВт	6х75	6х10
Маса грохота з приводом, т	7,0	11,6

Грохот з еластичною пружно-деформованою просіювальною поверхнею (ГЕДП) призначений для відсіву дрібних класів з вологого рядового вугілля і антрацитів по крупності 6 – 13 мм сухим способом.

Грохот (рис. 2.7) являє собою двомасову коливну систему, яка включає короб ***1*** і зв'язану з ним повідковими важелями ***8*** раму ***7*** з інерційним дебалансним збуджувачем коливань ***6***.

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

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

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

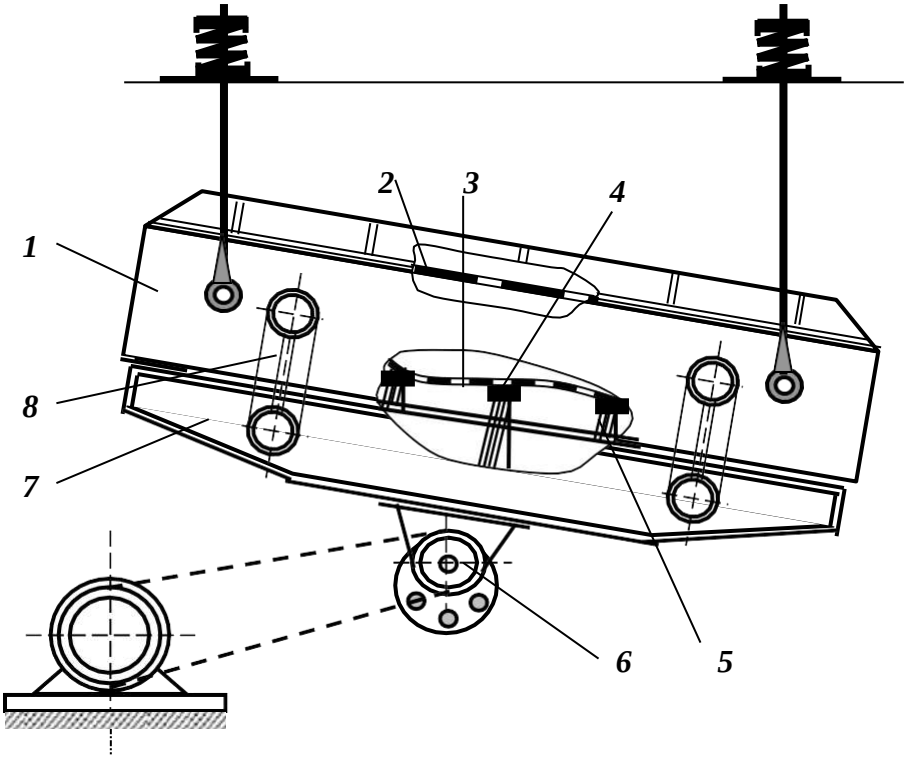


Рис. 2.7 – Грохот з еластичною пружно-деформованою просіюючою поверхнею .
1 – короб; 2 – металеве сито; 3 – еластичне сито; 4, 7 – рами; 5 – балки; 6 – інерційний дебалансний збуджувач коливань; 8 - повідкові важелі.

Технічна характеристика грохота ГЕДП наведені в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Технічна характеристика грохота ГЕДП

Параметр	ГЕДП 52
Продуктивність, т/год	До 300
Максимальна крупність живлення, мм	300
Число сит	2
Площа сит, $м^2$	7,9
Розміри чарунок сита, мм	
верхнього (металевого)	25х25
нижнього (гумового)	8; 7х25
Відстань між опорами нижнього сита, мм	250
Кут нахилу грохота, град	10 – 25
Частота коливань короба, $хв^{-1}$	12,2
Амплітуда коливань, мм	
короба	4
рами	10
Габарити, мм:	
довжина	4820
ширина	2630
висота	2500
Маса грохота, т	7,2

Грохот з гнучким ситом (рис. 2.8) конструктивно подібний до грохота з еластичною пружно-деформованою просіювальною поверхнею.

Усе сито по довжині поділено на декілька ділянок, які зістиковані на планках. Кожна з планок закріплена на кінцях важелів здатних повертатись на своїх осях. Парні важелі з'єднуються між собою одним спільним спарником, непарні – другим.

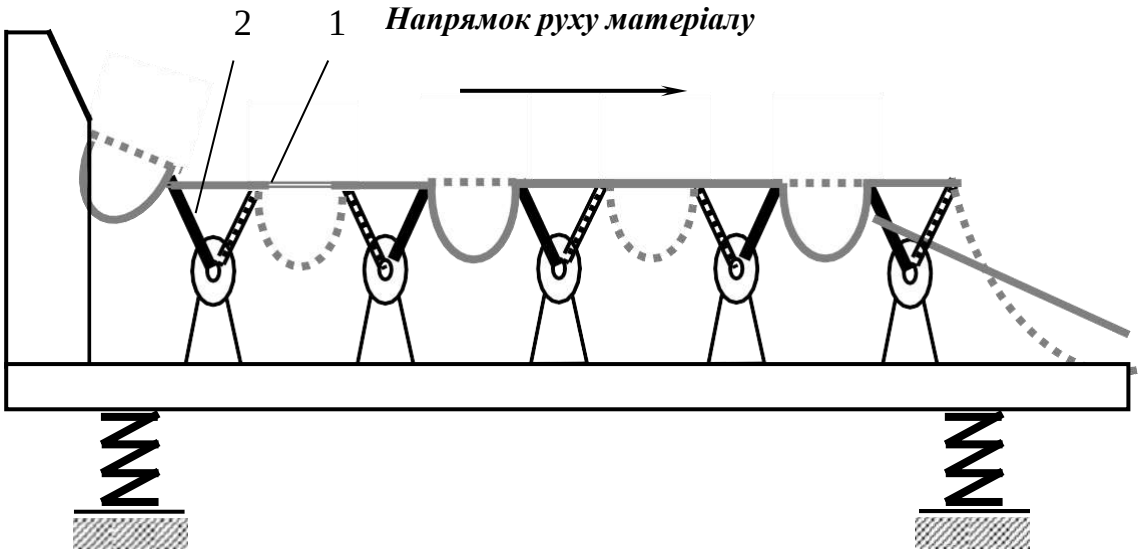


Рис. 2.8 – Грохот з гнучким ситом.
1 – еластичне сито; 2 – важелі.

Спарники приводяться у зворотно-поступальний рух від кривошипно-шатунного механізму таким чином, що вони завжди переміщуються у протилежні сторони. В результаті парні і непарні важелі поперемінно зближаються і розходяться, а відповідні дільники сита провисають і розтягуються, що приводить до самоочищення чарунок сита й інтенсифікації процесу розсіву.

Грохот з місцевими вібраціями сита (рис. 2.9) – є плоским похилим грохотом з нерухомим коробом. Ткане сито жорстко закріплюється по усьому периметру і одержує примусові коливання у декількох точках посередині.

До сита прикріплені штоки електромагнітних віброзбуджувачів, які встановлені на поперечних балках грохота.

Грохоти цього типу застосовуються для розсіву тонких і особливо тонких матеріалів (напр., калійних солей).

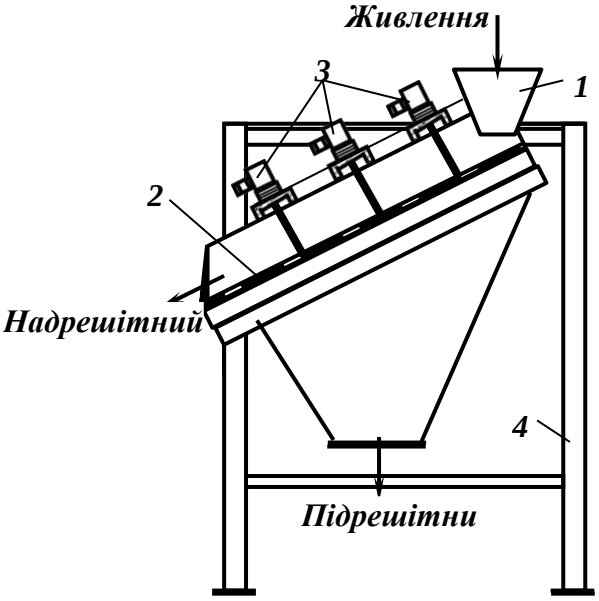


Рис. 2.9 – Грохот з електромагнітними віброзбуджувачами.
1 – бункер;
2 – сито;
3 – віброзбуджувачі;
4 – рама.

Барабанні і циліндричні грохоти

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

Барабанні грохоти в залежності від форми барабана можуть бути циліндричними (рис. 2.10 ***а***) або конічними (рис. 2.10 ***б)***. Бічна (просіювальна) поверхня барабана може бути утворена перфорованими сталевими листами, сіткою або багатозахідною спіраллю. Вісь циліндричного барабана нахилена до горизонту під кутом від 1 до 14º, а вісь конічного – горизонтальна. Вихідний матеріал завантажується всередину барабана на верхньому кінці і внаслідок обертання та нахилу переміщується поздовж осі барабана. При переміщенні матеріалу по просіювальній поверхні дрібні класи провалюються через отвори, крупні – вивантажуються з барабана на нижньому кінці.

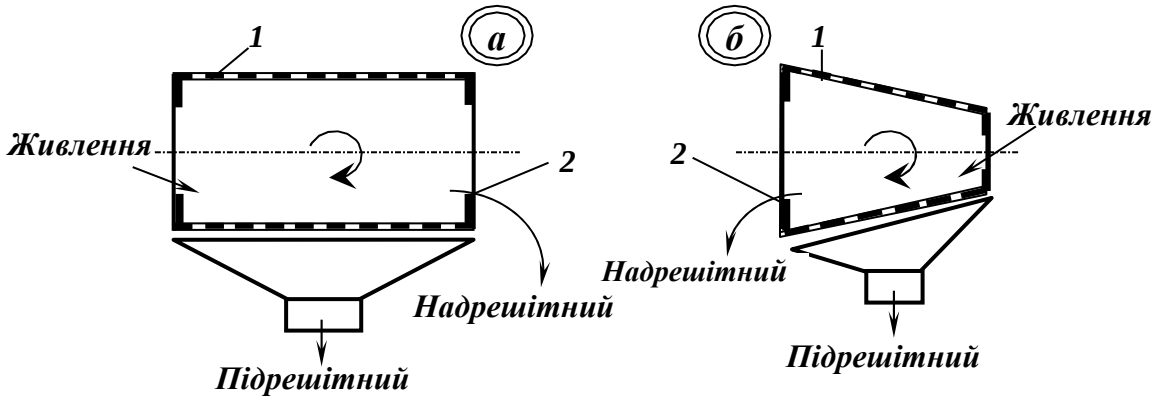


Рис. 2.10 – Схеми барабанного грохота (*а*) і бутари (*б*).
1- сито; 2 – розвантажувальний поріг.

Частота обертання барабана обмежена і звичайно складає від 0,25 до 0,5 критичної. Критична частота, при якій шар матеріалу притискується до поверхні барабана і обертається разом з барабаном, визначається за формулою:

$$n_{кр} = 30 / R^{0,5}, \text{ хв}^{-1}, \quad (2.1)$$

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

Барабанні грохоти виготовляють також для розділення матеріалу на декілька класів. При цьому сито барабана збирається з декількох секцій, розміри отворів яких збільшуються в напрямку до розвантажувального кінця. Друге конструктивне рішення передбачає розташування сит у вигляді концентричних кіл, розміри отворів сит зменшуються від центру до периферії. Можливі комбінації з використанням двох конструктивних рішень.

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

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

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

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

Грохоти циліндричні типу ГЦЛ-1 і *ГЦЛ-3* рекомендується застосовувати у операціях попереднього грохочення при наявності у вихідному вугіллі грудок розміром не більше 250 мм (для ГЦЛ-1) і 500 мм (для ГЦЛ-3).

Циліндричний грохот (рис. 2.11) складається з обертового на котках ***5*** циліндра ***1***, механізму приводу ***4***, закріпленого на рамі, і власно рами ***3***. Грохот встановлюється безпосередньо на рамі, для нього не потрібний спеціальний фундамент. Вісь циліндру має невеликий кут нахилу до горизонту (8°). Робоча поверхня грохота являє собою багатозахідну спіраль, відстань між витками якої визначає розмір грудок підрешітного продукту. Створена витками спіраль за технологією розсіву аналогічна колосниковому грохоту з плоскою робочою поверхнею.

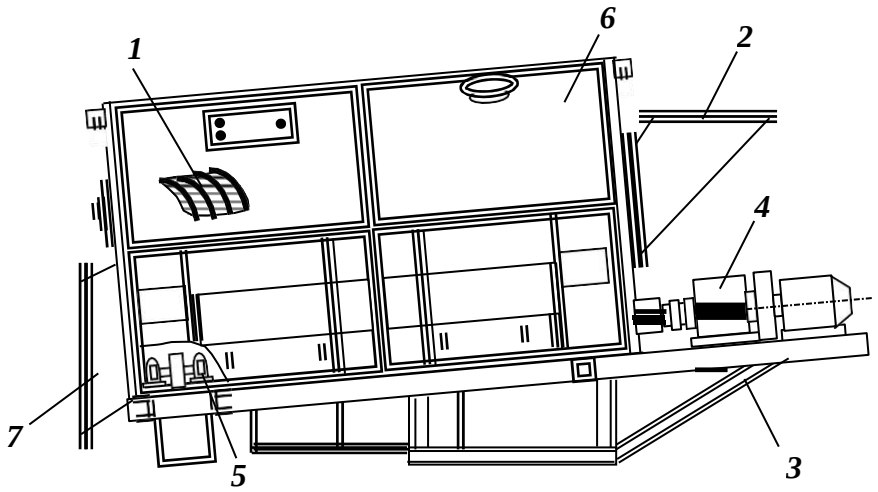


Рис. 2.11 – Грохот циліндричний типу ГЦЛ.
1 – барабан; 2 – завантажувальна лійка; 3 – рама; 4 – привод; 5 – котки; 6 – захисне огородження; 7 – розвантажувальний жолоб.

Перевагами циліндричних грохотів є простота конструкції, надійність у експлуатації, відносно невелике переподрібнення крупних грудок і висока продуктивність; недоліком є підвищене засмічення підрешітного продукту надрешітним.

Технічні характеристики барабанних і циліндричних грохотів наведені в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Технічні характеристики барабанних і циліндричних грохотів

Параметр	Грохоти				
	барабанні і бутари			циліндричні	
	ГБ 1,5	О-82	О-89	ГЦЛ-1	ГЦЛ-2
Розміри барабана, мм:					
діаметр	1500	1500	1330	1200	1700
довжина	4200	4200	8300	1500	2500
Ширина щілини між витками, мм	-	-	-	50; 70; 100	100; 150; 200
Кут нахилу осі барабана до горизонту, град	3 – 8	до 10	3	8	8
Частота обертання барабана, $хв^{-1}$	10	10	16	11	9,26
Максимальна крупність грудок у живленні, мм	350	300	300	250	500
Витрата води, $м^3/т$	4 – 6	4 – 6	4 – 8	-	-
Максимальна продуктивність, т/год	90	150	75	400	1000
Потужність електродвигуна, кВт	5,5	7,0	28,0	4,5	7,5
Габарити, мм:					
довжина	5385	4750	8780	3750	5700
ширина	2205	2800	3000	1750	2000
висота	2090	2670	2230	2400	3460
Маса грохота, т	5,2	7,5	12,6	3,2	9

Вібраційні грохоти

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. 2.12) складається з похило розташованого короба ***1*** з просіювальними 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.

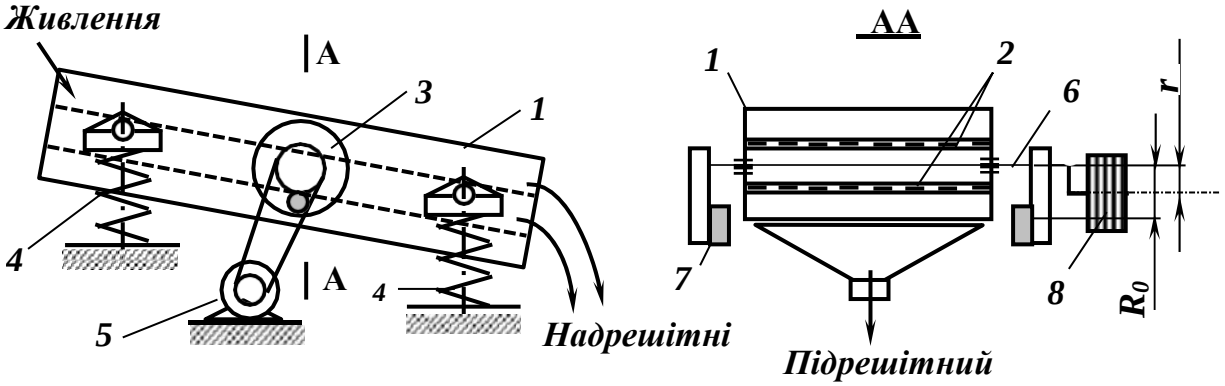


Рис. 2.12 – Схема інерційного грохота:
1 – короб; 2 – просіювальні поверхні; 3 – віброзбуджувач; 4 – пружинні опори; 5 – електродвигун; 6 – вал; 7 – дебаланси; 8 – шків.

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

$$Me = 2mr\,, \tag{2.2}$$

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

$$a = r = R_0 m / M \text{ , мм,} \qquad (2.3)$$

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

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

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

Основним параметром інерційного грохота є його динамічна характеристика – добуток подвійного ексцентриситету *2e* (м) на частоту обертання вала *n* (рад/с). Величина цього параметра впливає на продуктивність агрегата, ефективність його роботи, а також на здатність до самоочищення просіювальної поверхні. Для сучасних конструкцій значення *2en* приймається рівним не менше 0,105. Інерційні грохоти випускають трьох типів в опорному і підвісному (рис. 2.13) виконанні:

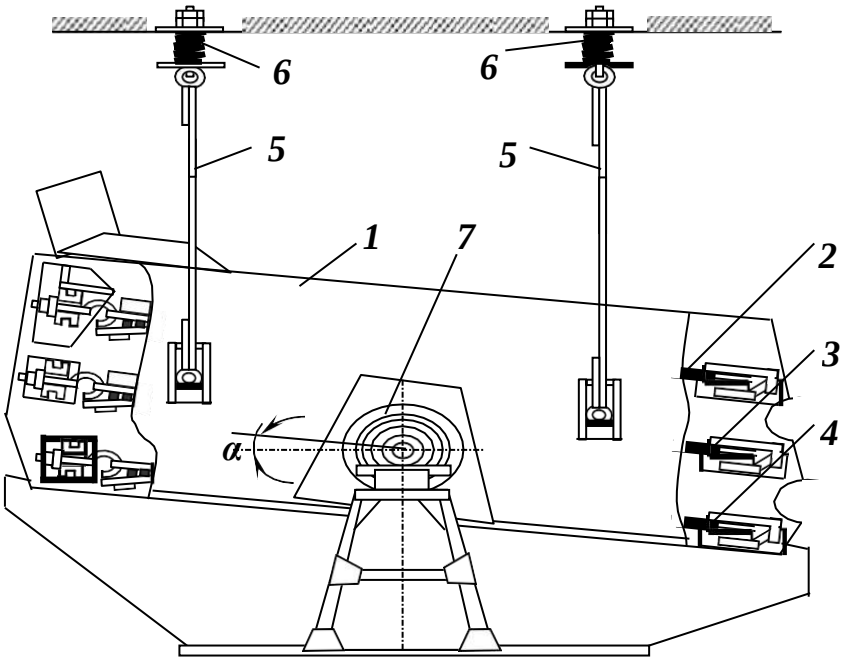


Рис. 2.13 – Грохот ГІЛ-43 у підвісному виконанні.
1 – короб; 2, 3, 4 – сита; 5 – підвіски; 6 – пружини; 7 – вібратор.

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

– грохоти середнього типу (ГІС) – для грохочення нерудної сировини (в основному матеріалів з насипною густиною до 1,4 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. 2.14) складається з короба ***1***, установленого горизонтально на чотирьох–шести амортизаторах ***2*** (або пружинах), самобалансного віброзбуджувача ***3***, закріпленого на коробі під кутом 45º до площини сита, і двох електродвигунів ***4***.

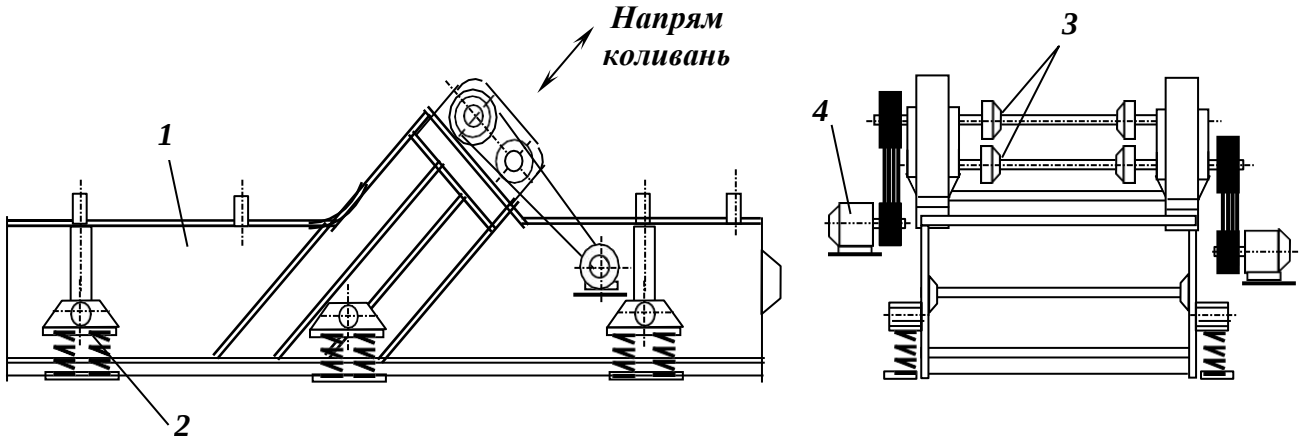


Рис. 2.14 – Грохот інерційно-самобалансний типу ГІСЛ.
1 – короб з ситами; 2 – пружинні опори; 3 – спарені самобалансні віброзбуджувачі; 4 – електродвигуни.

Привод вібратора працює безпосередньо від двох електродвигунів через карданні вали, які обертаються у протилежних напрямках. Одночасність їх оборотів 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.

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 дебалансу.

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

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

Технічні характеристики барабанних і циліндричних грохотів наведені в табл. 2.7 – 2.9.

Таблиця 2.7 – Технічні характеристики інерційних грохотів легкого і середнього типу

Параметр	Грохоти легкого типу				Грохоти середнього типу	
	ГІЛ 32	ГІЛ 42	ГІЛ 43	ГІЛ 52	ГІС 42	ГІС 52
Площа сита, $м^2$	3,1	5,4	5,4	7,9	5,4	7,9
Число сит	2	2	3	2	2	2
Кут нахилу короба, град	10 – 25	10 – 25	10 – 25	10 – 25	10 – 25	10 – 25
Частота коливань, $хв^{-1}$	1150	900; 1000	970	870	900	900
Амплітуда коливань, мм	2,5	3; 3,5	2,5	2,5; 3	4,5	3,7
Розмір отворів сит, мм	3 – 25	6 – 50	6 – 50	6 – 100	6 – 50	6 – 100
Потужність електродвигуна, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	10,0	15,0
Продуктивність, т/год	100	180	200	250	230	320
Габарити, мм:						
довжина	3077	4295	4265	5050	4500	5300
ширина	1674	2860	2770	3110	2150	2700
висота	1640	2710	2660	2910	1290	1300
Маса грохота, т	1,5	3,1	4,0	3,5	3,3	3,8

Таблиця 2.8 – Технічні характеристики інерційних грохотів важкого типу

Параметр	Грохоти важкого типу					
	ГІТ 32	ГІТ 41	ГІТ 42	ГІТ 51	ГІТ 52	ГІТ 71
Площа сита, $м^2$	3,1	4,5	4,5	7,9	7,9	12,5
Число сит	2	1	2	1	2	1
Кут нахилу короба, град	10 – 30	10 – 30	10 – 30	10 – 30	10 – 30	10 – 30
Частота коливань, $хв^{-1}$	776; 970	800	730; 970	730	543; 970	520; 730
Амплітуда коливань, мм	3 – 5	3	3 – 5	3 – 7	3 – 5	4 – 8
Розмір отворів сит, мм	12 – 40	12 – 80	12 – 80	6 – 80	20 – 100	50 – 120
Потужність електродвигуна, кВт	10	13	13	17	22	30
Продуктивність, т/год	200	360	360	500	500	800
Габарити, мм:						
довжина	3300	3100	3600	4010	4400	5500
ширина	2000	2200	2300	2687	3100	3500
висота	1300	1500	1300	1487	1900	1800
Маса грохота, т	3,3	4,8	5,0	6,0	7,5	13,5

Таблиця 2.9 – Технічні характеристики інерційно-самобалансних грохотів

Параметр	ГІСЛ 62	ГІСЛ 72	ГІСЛ 82	ГІСТ 72
Площа сита, $м^2$	10	15	21	16
Число сит	2	2	2	2
Кут нахилу короба, град	0	0	0	0
Частота коливань, $хв^{-1}$	735	735	735	735
Амплітуда коливань, мм	6	6	6	6
Розмір отворів сит, мм	0,5 – 100	0,5 – 100	0,5 – 100	6 – 100
Потужність електродвигуна, кВт	2х17	2х22	2х40	2х30
Продуктивність, т/год	270	400	600	650
Габарити, мм:				
довжина	5670	6980	7650	6805
ширина	2700	3720	3740	3785
висота	2690	2500	2660	2530
Маса грохота, т	8,7	12,1	18,6	14,1

3.1.1. Технологічні показники процесу грохочення

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

– фактори, що залежать від фізико-механічнёих властивостей вихідного матеріалу (гранулометричний склад матеріалу, його густина і вологість, вміст і склад глинистих домішок);

– конструктивно-механічні фактори грохота (спосіб грохочення, рівномірність живлення, форма і розмір отворів просіювальної поверхні, кут нахилу короба, амплітуда і частота коливань).

Навантаження на грохот. Зі збільшенням навантаження на грохот ефективність знижується, що пов’язано з тим, що шар матеріалу на ситі, досягає такої товщини, що за час його просування не відбувається необхідного розшарування і майже весь матеріал сходить з грохота у вигляді надрешітного продукту. При зменшенні навантаження нижче деякої межі ефективність грохочення також знижується, тому що при недовантаженні грохота рух матеріалу по грохоту приймає стрибкоподібний характер і число зіткнень зерен з ситом зменшується.

Вплив гранулометричного складу. Зі зменшенням вмісту в матеріалі «важких» ($0{,}75d_o < d_в < d_o$) і «утруднюючих» ($d_o < d_y < 1{,}5d_o$) зерен ефективність процесу грохочення при інших рівних умовах підвищується.

Вологість вихідного матеріалу. Для грохочення має значення вміст зовнішньої вологи, яка вкриває поверхню зерен матеріалу плівкою. Зовнішня волога спричиняє злипання дрібних частинок між собою, налипання їх на великі грудки та замазування отворів сит. Наявність в матеріалі глини навіть при малій вологості значно утруднює процес

грохочення. При грохоченні глинистих та в'язких матеріалів застосовують спеціальні заходи: перед грохоченням глину відмивають або матеріал підсушують; виконують мокре грохочення або підігрів сит.

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 більшою за ширину 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 просіювальні поверхні з квадратними, щілинними, прямокутними і круглими отворами. Вибір форми отвору залежить від вимог до крупності продуктів грохочення і продуктивності грохота. Круглі отвори в порівнянні з іншими формами того ж номінального розміру дозволяють отримати більш дрібний підрешітний продукт. Вважають, що максимальний розмір зерен, які проходять крізь квадратні отвори в 1,2 рази, а крізь прямокутні – в 1,4 рази більше максимального розміру зерен, які проходять крізь круглі отвори.

Кут нахилу просіювальної поверхні. Кут нахилу просіювальної 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° і в 1,25 рази при куті нахилу 25°. Пропорційно зміні кута нахилу просіювальної поверхні змінюється продуктивність грохота і обернено пропорційно – ефективність грохочення та крупність нижнього продукту.

Товщина шару матеріалу на ситі. Для найбільш успішного грохочення вихідна товщина шару матеріалу на ситі не повинна перевищувати 3 – 4 кратних розміри отворів сита.

Швидкість руху зерен по просіювальній поверхні. Швидкість руху зерен матеріалу по просіювальній поверхні визначає продуктивність грохота як транспортного засобу. Для інерційних грохотів з похилою просіювальною поверхнею рекомендується приймати швидкість подачі матеріалу в межах 0,6 – 0,8 м/с.

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

частоти обмежене механічною міцністю грохота. При грохоченні крупного матеріалу приймають більші амплітуди і менші частоти, при грохоченні дрібного матеріалу – менші амплітуди і більші частоти.

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

– для похилих віброгрохотів з круговими коливаннями:

$$n = 265\sqrt{l / r}\ , \tag{2.6}$$

– для горизонтальних віброгрохотів з прямокутними коливаннями:

$$n = \frac{5(1+12{,}5l)}{a}\ , \tag{2.7}$$

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

$$a = 0{,}004 + 0{,}14l\ \text{, м.} \tag{2.8}$$

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

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

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

Продуктивність грохотів

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

$$F = Q/(q_o a \delta k)\ \text{,м}^2, \tag{2.9}$$

де Q – необхідна продуктивність, т/год; q_o – питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини (табл. 2.10), м^3/год·м^2; a – розмір щілини решітки грохота, мм; δ – насипна густина живлення, т/м^3; k – коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення.

Таблиця 2.10 – Питома об'ємна продуктивність колосникових грохотів

Ефективність грохочення, %	Питома об'ємна продуктивність q_o (м³/год·м²) при ширині щілини решітки грохота (мм)					
	50	75	100	125	150	200
65 – 70	15	21	25	28	30	36
50 – 60	30	42	50	56	60	72

Після розрахунку необхідної площі колосникового грохота із співвідношення $L \geq 2B$ визначають довжину і ширину колосникової решітки. При цьому щоб уникнути зависання грудок матеріалу між бічними стінками грохота, мінімальна його ширина приймається в три рази більшою від розміру максимальної грудки у вихідному матеріалі ($B \geq 3D_{max}$).

Крім того, при виборі ширини грохота необхідно враховувати конкретні умови завантаження колосникового грохота: при подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохота приймається рівною довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – ширині живильника.

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

$$Q = 160F_{ж}V \text{ , м}^3\text{/год,} \qquad (2.10)$$

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

Розмір щілинних отворів в ситах дугових і конусних грохотів залежить від крупності розділення (табл. 2.11).

Таблиця 2.11 – Залежність розміру щілини сита від крупності розділення

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

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

$$Q = q_o F a \varphi \text{ , м}^3\text{/год} \qquad (2.11)$$

де q_o – питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини сита, м^3/год·м^2 (табл. 2.12); F – площа сита, м^2; a – розмір щілини сита грохота, мм; – коефіцієнт заповнення грохота (= 0,15 – 0,25).

Таблиця 2.12 – Питома об'ємна продуктивність барабанних грохотів

Ефективність грохочення	E = 75 –80 %	E = 50 – 60 %
Питома об'ємна продуктивність (м^3/год·м^2) на 1 мм щілини сита	0,2 – 0,6	0,8 – 1,5

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

$$Q = 470 k_a \delta \varphi n s D^2 \text{ , т/год,} \qquad (2.12)$$

де k_a – коефіцієнт, що враховує ширину щілин просіювальної поверхні (табл. 2.13), δ – насипна густина живлення, т/м^3; – коефіцієнт заповнення грохота (= 0,15 – 0,25); частота обертання просіювальної поверхні, хв$^{-1}$; s – крок спіралі, м; D – діаметр циліндра, м.

Таблиця 2.13 – Значення поправкового коефіцієнта, що враховує ширину щілин просіювальної поверхні

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

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

$$Q_o = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p \text{ ,} \qquad (2.13)$$

де F – робоча поверхня грохота, м^2; q – питома продуктивність грохота, м^3/год·м^2 (табл. 2.14); δ – насипна густина матеріалу, кг/м^3; k – поправковий коефіцієнт на вміст у початковому матеріалі частинок розміром менше половини розміру отворів сита; l – поправковий коефіцієнт на вміст у початковому живленні частинок більше розміру отвору сита; m – поправковий коефіцієнт на ефективність грохочення; n - поправковий коефіцієнт на форму зерен; o – поправковий коефіцієнт на вологість матеріалу; p – поправковий коефіцієнт на спосіб грохочення (сухе або мокре).

Таблиця 2.14 – Питома продуктивність інерційних грохотів при сухому грохоченні

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

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

Значення поправкових коефіцієнтів для розрахунку продуктивності інерційних грохотів наведено в табл. 2.15.

Вираз (2.13) внаслідок великої кількості емпіричних коефіцієнтів складно застосовувати для розрахунку в реальних умовах, але на якісному рівні він відображає практично усі фактори, від яких залежить продуктивність грохота.

Продуктивність багатоярусних грохотів розраховується окремо для кожного сита. Внаслідок неповного використання сит нижніх ярусів їхня ефективна площа приймається з урахуванням коефіцієнта використання: для *II*-го сита $i_2 = 0{,}9$; для *III*-го сита $i_3 = 0{,}6$ (для *I*-го сита $i_1 = 1{,}0$).

Залежно від типу сита вводиться поправка на форму його отворів (табл. 2.16).

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

$$Q = q\delta F \text{ , т/год} \qquad (2.14)$$

Таблиця 2.15 – Поправкові коефіцієнти для розрахунку продуктивності інерційних грохотів

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

Таблиця 2.16 – Значення поправкового коефіцієнта на форму отворів сит

Сито	Дротове		Штамповане		З гуми або поліуретану		Струнне
Форма отворів сит	Квадратна	Прямокутна	Квадратна	Кругла	Щілинна	Спеціальна	Поперечне розташування струн
Коефіцієнт $k_ф$	1,0	1,2	0,85	0,7	1,3	1,4	1,8

Ефективність грохочення

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

$$E = 100 Q_п / Q_{нк}\ , \%, \tag{2.15}$$

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

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\vartheta - \alpha)\cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\vartheta - \beta)}\ , \%\ , \tag{2.16}$$

або, якщо вважати, що підрешітний продукт складається тільки з нижнього класу (β = 100 %), тоді з достатньою точністю одержуємо:

$$E = \frac{\alpha - \beta}{\alpha \cdot (100 - \beta)} \cdot 10^4 , \% \ . \tag{2.17}$$

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 зростає, то друга, за інших рівних умов, знижується.

Технічні характеристикі грохотів наведені в табл. 2.8 – 2.15.

3.1.2. Експлуатація грохотів

Основна умова правильної експлуатації грохотів – рівномірне їх завантаження як за часом, так і по ширині сит.

Велику увагу слід приділяти балансирові грохотів, тому що навіть незначний її розлад може спричинити недопустимі коливання будівельних конструкцій.

Змазка підшипників вібратора здійснюється консистентною змазкою через кожні дві зміни роботи.

Відмінність в жорсткості амортизаційних пружин, які застосовуються для пружних опор або підвісок грохотів, не повинна перевищувати 10 %.

Найбільш зношуваними елементами є робочі поверхні грохотів: колосники, сита і деталі їхнього кріплення. Термін служби цих елементів залежить від матеріалів, з яких вони виготовляються, а також способу їх кріплення в коробі. Підвищення зносостійкості і довговічності робочих поверхонь здійснюється за рахунок підбору відповідних марок сталі і інших матеріалів, які володіють необхідними властивостями. Крім того, гумові сита в порівнянні з металічними більш зносостійкі і тому мають значно більший термін служби, також заміна їх менш трудомістка.

Решета і сита кріпляться різними способами. Найбільш надійним для грохотів легкого типу є поперечний натяг робочої поверхні. При цьому кінці дротів відгинаються повздовж кромки сита, затискуються в скоби з листової сталі, а саме вони притягуються до боковини за допомогою фігурних планок (захватів) і стяжних болтів. На грохотах важкого типу застосовується повздовжній натяг робочої поверхні, яка затискається з боків дерев'яними клинами. Гумові сита установлюються на металевому каркасі і кріпляться до короба подовжніми планками і болтами. Сита повинні мати рівномірний натяг без провисань.

Для збільшення терміну служби металевого сита передбачається пристрій, що захищає сито від ударів грудок матеріалу, що падає на нього. Головну частину сита доцільно перекривати (на 0,4 – 0,5 м) металевим або гумовим (із обрізків конвеєрної стрічки) фартухом.

При грохоченні високовологих і липких матеріалів застосовуються сталеві і гумові струнні сита. Крім того, для запобігання забивання металеву сітку можна захищати пластмасовим покриттям (напр., тефлоном). Одним із засобів запобігання забивання робочих поверхонь є їх обігрів – паровий або електричний.

При сухому грохоченні для зниження вмісту пилу у виробничому приміщенні до санітарних норм над грохотом необхідно встановити зонт і підключити до витяжної вентиляції.

Тривалість ремонтного циклу грохотів складає 2 – 3 роки в залежності від фізико-механічних властивостей оброблюваної корисної копалини.

2.2. Машини і апарати для гідравлічної класифікації корисних копалин

2.2.1. Характеристика 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 із закономірностями рівнопадіння. 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, ґвинтових 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 більш 40 мкм, а 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.

Якісний показник роботи класифікатора – ефективність класифікації. При ідеальній роботі класифікатор повинен виділяти з вихідного матеріалу всі дрібні фракції і не допускати вилучення великих зерен у дрібний продукт. Ефективність класифікації визначається за формулою:

$$E = 0{,}01\varepsilon_{зл} \cdot \varepsilon_{п}, \qquad (2.18)$$

де $\varepsilon_{зл}$ – вилучення зерен крупністю менше d мм у злив, % ; $\varepsilon_{п}$ – вилучення зерен крупністю більше d мм у піски, % .

2.2.2. 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 твердої фази гідросуміші, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – із примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 2.17).

Таблиця 2.17 – Гідравлічні 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.

Крім того, відсаджувальні центрифуги, гідроциклони використовують в ряді інших галузей, зокрема, для очищення і регенерації бурових розчинів при бурінні свердловин. Застосування гідроциклонів в металургійному виробництві дозволяє значно знизити енерговитрати і зменшити знос млинів за рахунок зниження процесу переподрібнення руди. Батарейні гідроциклони знайшли практичне застосування у вугільній промисловості і нафтовидобутку, в харчовій, целюлозно-паперової галузях, в системах водопідготовки.

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. 2.15) складається з нахиленої під кутом 14 – 20° ванни ***1***, у якій поміщені один або два вали ***2*** із закріпленими на них спіралями ***3***.

Спіралі виготовляють зі сталевих смуг, що утворюють двозахідну ґвинтову стрічку. Для запобігання від 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.

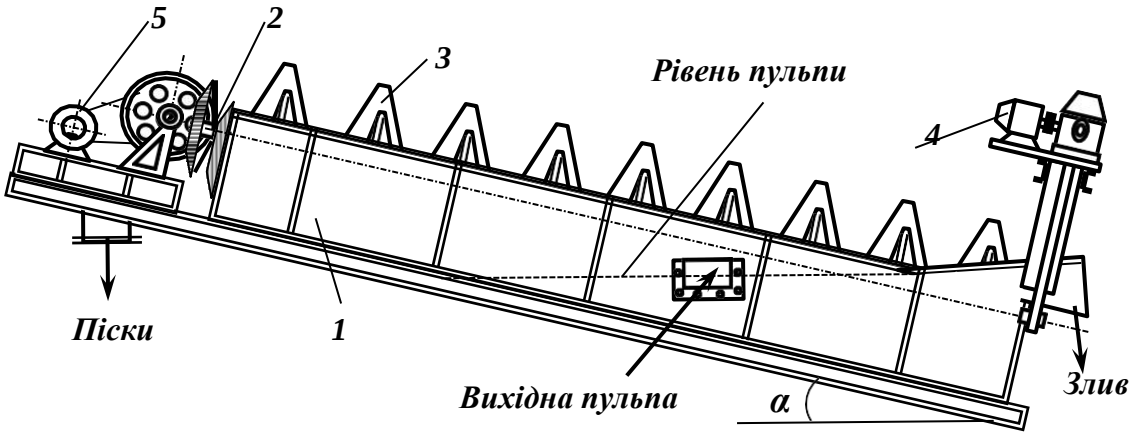


Рис. 2.15 – Спіральний класифікатор: 1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підіймальний механізм спіралі; 5 – привод.

Верхня цапфа вала шарнірно закріплена в опорних підшипниках, що дозволяє піднімати нижню частину спіралі без порушення зчеплення конічних зубчастих коліс. Це дає можливість робити запуск апарата (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 порогу, цілком занурена в пульпу. Однак, ще у 1980 р. класифікатори із зануреною спіраллю з виробництва були зняті.

Процес розділення за крупністю в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб: при переміщенні матеріалу до зливного порогу 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. Розрідженість пульпи є визначальним фактором для одержання зливу необхідної крупності.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_{зл} = 4{,}56\ m\ k_\beta\ k_\delta\ k_c\ k_\alpha\ D^{1{,}768},\ \text{т/год;} \qquad (2.19)$$

по пісках:

$$Q_n = 5{,}45\ m\ k_\delta\ k_\alpha\ D^{\,3} n\ ,\ \text{т/год} \qquad (2.20)$$

де m, D, n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв$^{-1}$); k_β, k_δ, k_c, k_α – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Коефіцієнт крупності зливу k_β, визначають за даними табл. 2.18.

Таблиця 2.18 – Коефіцієнт k_β, що враховує крупність зливу

Номінальна крупність зливу d_{95}, мм		**1,17**	**0,83**	**0,59**	**0,42**	**0,30**	**0,21**	**0,15**	**0,10**	**0,074**
Вміст у зливі класів, % %	-0,074 мм	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	-0,045 мм	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Базисна розрідженість	$R_{2,7}$=P:T	1,3	1,5	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7
Розрідженість зливу	% твердого	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Коефіцієнт k_β		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,00	0,67	0,46

Коефіцієнт густини руди враховує розходження в густині базисної руди і руди, яка надходить на класифікацію, він визначається за формулою:

$$k_\delta = \delta / 2{,}7\ , \qquad (2.21)$$

де δ – об'ємна густина руди, т/м^3.

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розходження між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ наведена в табл. 2.19.

Таблиця 2.19 – Коефіцієнт, що враховує розрідженість зливу k_c

Густина руди δ, т/м^3	**Співвідношення R / $R_{2,7}$**						
	0,4	**0,6**	**0,8**	**1,0**	**1,2**	**1,5**	**2,0**
	Коефіцієнт k_c						
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1.23	1,44	1,82
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,0	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за даними табл. 2.20.

Таблиця 2.20 – Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α

Кут нахилу α, град.	14	15	16	17	18	19	20
Коефіцієнт k_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,00	0,97	0,94

Технічні характеристики спіральних класифікаторів із незануреною спіраллю наведені в табл. 2.21.

Таблиця 2.21 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	**1КСН-12**	**1КСН-15**	**1КСН-20**	**1КСН-24**	**1КСН-30**	**2КСН-24**	**2КСН-30**
Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, $хв^{-1}$	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

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

Елеваторний класифікатор являє собою залізобетонну ємкість, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 2.16). Принцип роботи елеваторного класифікатора оснований на осадженні частинок під дією гравітаційних сил.

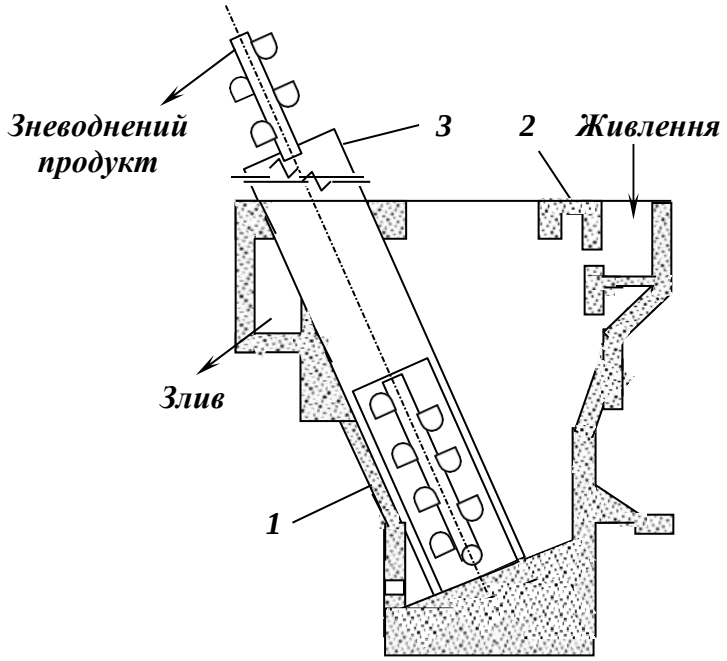


Рис. 2.16 – Багер-зумпф.
1 – багер-зумпф;
2 – перегородка;
3 – елеватор.

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

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

Одержання осаду зі вмістом вологи 18 – 22 % забезпечується довжиною зони зневоднення (довжиною надводної частини елеватора), яка повинна бути не меншою 4 м по вертикалі.

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю наведені в табл. 2.22.

Таблиця 2.22 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	1КСН-24	1КСН-30	2КСН-24	2КСН-30
Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, $хв^{-1}$	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі (табл. 2.23).

Таблиця 2.23 – Ефективність роботи елеваторного класифікатора

Питоме навантаження q_0, $м^3/год \cdot м^2$	Вміст твердої фази в оборотній воді, $кг/м^3$	Вміст класу крупністю більше 0,5 мм у зливі, %
15 – 20	50 – 80	До 6
20 – 25	До 120	10 – 12
25 - 30	150	До 50

Об’ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_o = q_o F, \text{ м/с,} \qquad (2.22)$$

де q_0 – питома об'ємна продуктивність, м^3/год·м^2; F – площа дзеркала класифікатора (звичайно F = 36 м^2).

Технічні характеристики елеваторних класифікаторів наведені в табл. 2.24.

Таблиця 2.24 – Технічні характеристики елеваторних класифікаторів

Параметр	ЭОБ-6	ЭОСБ-6	ЭОБ-10	ЭОСБ-10	ЭОСБ-12
Крупність вихідного продукту, мм	0-13	0-13	0-13	0-13	0-13
Максимальна довжина елеватора, м	25	25	25	25	25
Крок ковша, мм	800	400	800	400	500
Об'єм ковша, м^3	0,040	0,050	0,100	0,125	0,200
Швидкість руху ланцюга, м/с	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,25
Продуктивність , т/год	24-91	38-149	60-230	96-370	154-388
Потужність електродвигуна залежно від швидкості руху ланцюга, кВт	4-17	5,5-30	7,5-30	10-40	10-55
Маса при максимальній довжині елеватора, т	22,5	23,8	29,6	35,9	61,8

Переваги елеваторних класифікаторів полягають в порівняно високій ефективності (E = 70 – 90 %) і можливості підйому матеріалу на необхідну висоту, а недолік – у їхній громіздкості.

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. 2.17).

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 сполоскується 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.

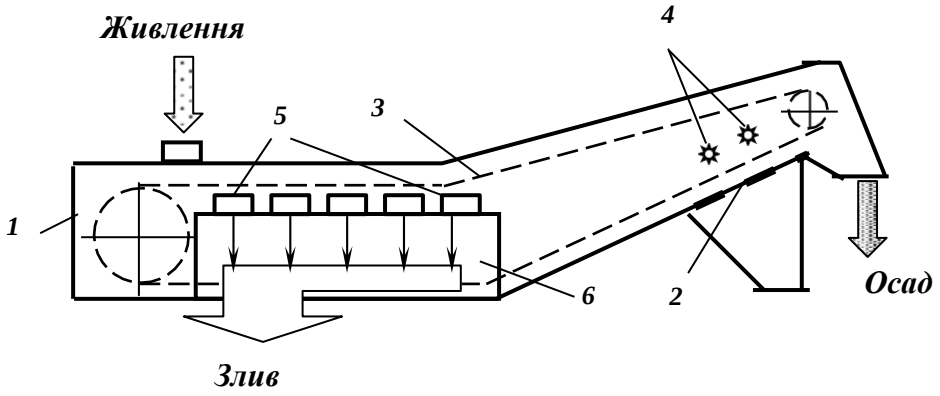


Рис. 2.17 - Скребковий класифікатор.
1 – ванна; 2 – щілинне сито; 3 – скребковий конвеєр;
4 – бризкала; 5 – шиберні пристрої; 6 – збірний жолоб.

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. Об'ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (2.22), їхні технічні характеристики наведені в табл. 2.25.

Таблиця 2.25 – Технічні характеристики скребкових класифікаторів

Параметр	КО 1	КО 2	КО 3
Крупність вихідного продукту, мм	0-100	0-100	0-100
Робоча площа, м^2	20	16	12
Швидкість скребкового ланцюга, м/с	0,24	0,24	0,24
Продуктивність по пульпі, м^3/час:			
дрібний концентрат	600	500	350
рядове вугілля	800	650	500
Потужність електродвигуна, кВт	30	22	17
Габарити, мм:			
Довжина	12250	10350	8450
Ширина	3900	3900	3900
Висота	3000	3000	3000
Маса, т	19,9	18,8	17,1

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

Гідравлічні класифікатори

Гідравлічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальних і вертикальних потоках на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. 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 виділення пісків зі шламів або для зневоднення знешламленого дрібнозернистого матеріалу. Конусний класифікатор являє собою конус ***1*** з кутом 60 – 65º, установлений на рамі вершиною вниз (рис. 2.18). Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу ***2***, у якій установлена сітка ***5*** для уловлювання сторонніх предметів і заспокоювання потоку.

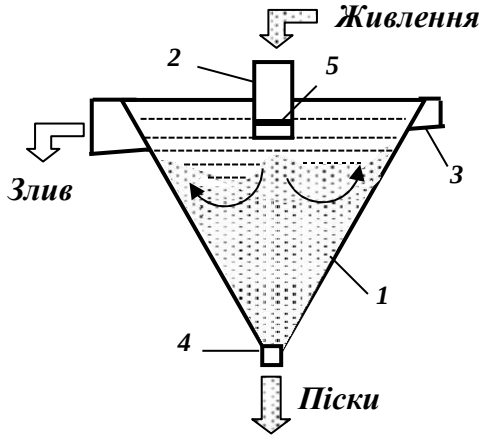


Рис. 2.18 – Схема конусного класифікатора.
1 – конічний корпус; 2 – центральна труба; 3 – зливний жолоб; 4 – піскова насадка; 5 – сітка.

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 пісків (30 – 40 % твердого) і невисока ефективність (50 – 60 %).

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. 2.19) 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.

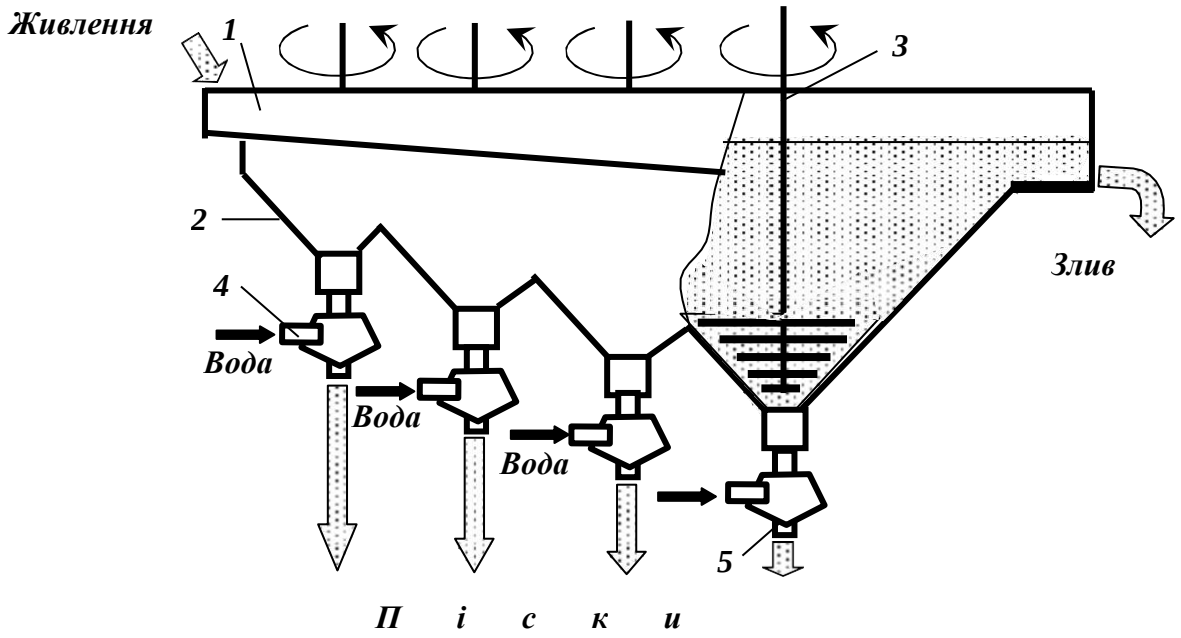


Рис. 2.19 – Гідравлічний багатокамерний класифікатор.
1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки;
4 – вортекси; 5 – розвантажувальні конуси.

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, подаваної 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:

$$Q_o = 3600LBV\text{, м/год,} \qquad (2.23)$$

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

Технічні характеристики гідравлічних багатокамерних класифікаторів наведені в табл. 2.26.

Таблиця 2.26 – Технічні характеристики багатокамерних класифікаторів

Параметр	КГ-4	КГ-6	КГ-8
Макс. крупність вихідного продукту, мм	1,65	2,5	2,5
Число секцій	4	6	8
Частота обертання мішалок, хв$^{-1}$	1,20	1,26	1,26
Витрати води, м^3/год	4,7-18,0	3,6-9,0	4,3-10,8
Продуктивність, т/год	15-25	15-25	15-25
Потужність електродвигуна, кВт	1,7	2,8	2,8
Габарити, мм:			
довжина	3660	5435	7359
ширина	1752	2307	2884
висота	2844	3632	4172
Маса, т	2,0	3,3	4,2

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° і великих типорозмірів з кутом конусності 20°. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском.

Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпуса (кут конусності): згущувальні – 10º; класифікаційні – 20º; важкосередовищні – 40-60º; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90º.

Пульпа у гідроциклон (рис. 2.20) 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 продукту більшої крупності (пісків) через нижню – піскову насадку. Тонкий шлам видаляється у злив через верхній – зливний патрубок.

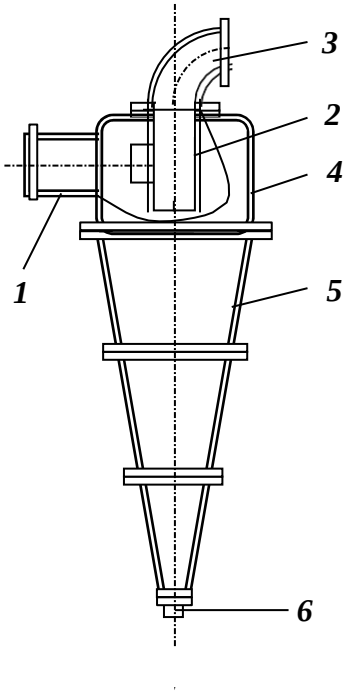


Рис. 2.20 – Гідроциклон.
1 – живильний патрубок;
2 – зливна насадка;
3 – зливний патрубок;
4 – циліндрична частина;
5 – конічна частина;
6 – піскова насадка.

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).

Діаметр D (м) гідроциклона визначає його продуктивність по твердому:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год}, \qquad (2.24)$$

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.

Розмір і форма живильного патрубка $d_{ж}$ мало впливають на якісні показники роботи гідроциклона, у той же час продуктивність гідроциклона прямо пропорційна розміру живильного патрубка.

Діаметр зливного патрубка $d_{зл}$ впливає на всі показники роботи гідроциклона. Збільшення діаметра зливного патрубка викликає пропорційне збільшення продуктивності і приводить до одержання більш грубих зливів у зв'язку зі скороченням часу перебування матеріалу в апараті. Діаметр зливного патрубка приймається залежно від діаметра гідроциклона і на 20 – 25 % більше діаметра піскової насадки.

Діаметр піскової насадки $d_{п}$ практично не впливає на продуктивність, однак впливає на якісні показники роботи гідроциклона. Зі зменшенням розміру піскової насадки збільшується вихід зливу і його крупність, збільшується вміст твердого в пісках і зменшується їхній вихід.

Розвантажувальне відношення $d_{п} / d_{зл}$, тобто відношення діаметра піскової насадки до діаметра зливного патрубка є основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклона. 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 здійснюється 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.

Кут конусності α визначає об’єм гідроциклона і час перебування в ньому матеріалу. Зі збільшенням кута конусності збільшується крупність класифікації, зменшуються вихід пісків і об'ємна продуктивність:

$$Q_0 = 3 \cdot 10^4 k_{\alpha} k d_{ж} d_{зл} \sqrt{p_0}\ , \text{ м}^3/\text{год}, \qquad (2.25)$$

де p_0 – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_{α} – поправка на кут конусності α гідроциклона; k – поправка на діаметр гідроциклона.

Тиск p_0 на вході в гідроциклон для одержання задовільних результатів розділення повинен бути постійним і досить високим. При заданій об'ємній продуктивності (2.25) він визначається головним чином розмірами зливного $d_{зл}$ і живильного $d_{ж}$ отворів. Підвищення тиску сприяє зменшенню граничної крупності розділення і одержанню більш дрібних красів твердої фази у зливі.

При одержанні грубих зливів допускається робота гідроциклона з тисками 0,05 МПа, при одержанні тонких зливів – не менше 0,2 МПа.

Вміст твердого у вихідній пульпі β впливає на крупність і розрідженість продуктів розділення. Одержання тонких зливів можливе лише при досить низьких вмістах твердого у вихідній пульпі. У протилежному випадку крупність зливу зростає внаслідок збільшення в'язкості і густини пульпи в гідроциклоні. Крім того, підвищення вмісту твердого в пульпі спричиняє збільшення навантаження на піскову насадку, яка може не забезпечити вивантаження пісків, що призведе до порушення процесу розділення.

Гранулометричний склад вихідного матеріалу впливає на якісні показники процесу розділення. При розділенні грубозернистих шламів злив більш крупний, а піски більш густі, ніж при роботі за тих же умов, але на більш дрібних матеріалах. Результати класифікації погіршуються при збільшенні вмісту у вихідному матеріалі класів, близьких до граничної крупності розділення.

Основні переваги гідроциклонів – низька вартість, великі питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. Технічні характеристики гідроциклонів, що застосовуються на вуглезбагачувальних фабриках, наведені в табл. 2.27.

Таблиця 2.27– Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	**ГЦ-350 МПК**	**ГЦ-500 МПК**	**ГЦ-630 МПК**	**ГЦ-710 МПК**	**ГЦ-1000 МПК**
Діаметр гідроциклона, мм	350	500	630	710	1000
Кут конусності, градус	20	20	20	20	20
Розмір живильного отвору, мм	100x100	140x140	180x180	200x200	250x250
Діаметр зливного отвору, мм	80; 90	80; 200	200; 220	250	250; 270
Діаметр піскового отвору, мм	25; 35; 55; 70; 90	80; 100	90; 100; 120	100; 110; 130	100; 120; 130; 150
Тиск на вході, МПа	0,05 – 0,15	0,07 – 0,15	0,08 – 0,15	0,08 – 0,15	0,09 – 0,15
Продуктивність, $м^3$/год	46 – 90	150 – 290	260 – 390	350 – 490	450 – 630
Габарити, мм:					
довжина	700	900	1100	1200	1500
ширина	750	1000	1200	1400	1600
висота	1900	2500	3200	3500	4500
Маса, т	0,35	0,59	0,75	0,91	1,67

При виборі гідроциклона його типорозмір визначають, виходячи з необхідної продуктивності по живленню, з урахуванням крупності одержу-

ваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_H гідроциклону може бути визначена за формулою:

$$d_н = 15\left(\frac{Dd_{ЗЛ}\beta}{k_D d_П(\delta - 1)\sqrt{p_0}}\right)^{0,5}, \text{ мкм.} \qquad (2.26)$$

де $D, d_{ЗЛ}, d_П$ – діаметри гідроциклона, зливної і піскової насадок, м; β – вміст твердого в живленні гідроциклона, %; k_D – поправковий коефіцієнт на діаметр гідроциклона; δ – об'ємна густина твердої фази, т/м^3; p_0 – тиск на вході в гідроциклон, МПа.

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.

Найбільш зношувані деталі гідроциклона – конічна частина корпуса, піскова насадка і вкладиш живильного патрубка. Знос деталей різко зростає при підвищенні напору на вході в гідроциклон. При ремонті гідроциклонів з литим корпусом замінюються зношені секції, а при ремонті гідроциклонів зварної конструкції замінюється футеровка. Періодичність ремонту гідроциклонів залежить від крупності і абразивності перероблюваного матеріалу.

Футерування гідроциклонів карбідом кремнію сприяє збільшенню їхнього терміну служби в 5 – 10 разів.

2.3. Машини і апарати для промивки корисних копалин

2.3.1 Характеристика процесу промивки

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 диспергувані у воді тонкі частинки.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини. Здатність корисних копалин розмиватись у воді до такого стану, при якому мінеральні зерна не зв'язані між собою і звільнені від глинистих примазок, характеризується промивністю. Відповідно до існуючої класифікації розрізняють руди легкопромивні, середньопромивні і важкопромивні.

Промивність руд залежить від властивостей вихідних продуктів (кількості глинистого матеріалу і його характеристики, вологості вихідного матеріалу), розмивної здатності води (витрати, тиску, температури), механічної (руйнувальної) дії робочих органів промивної машини, а також різних добавок, що прискорюють процес дезінтеграції (рідке скло, сода, їдкий натр та ін.).

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 видалення глинистих частинок і шламів є необхідною умовою досягнення оптимальних технологічних показників.

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. Ця операція застосовується також в будівельній індустрії для підготовки високоякісних будівельних матеріалів при розробці родовищ гравію, піску тощо.

2.3.2. Промивні машини і пристрої

Промивні машини і пристрої розрізняють за конструкцією та способами дезінтеграції глинистого матеріалу і видалення шламів. Класифікація промивних машин і пристроїв наведена у табл. 2.28.

Таблиця 2.28 – 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 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.

У вуглезбагаченні в Україні виведені з експлуатації в період 1960-1980-і років. До сьогодні епізодично використовуються в Китаї.

Гідравлічний вашгерд (рис. 2.21) 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 просіювальну 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.

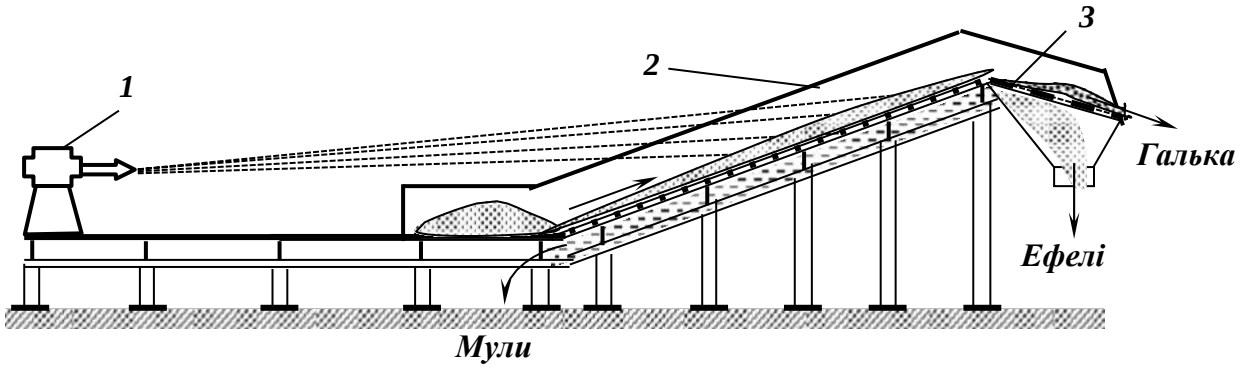


Рис. 2.21 – Схема гідравлічного вашгерда.
1 – гідромонітор; 2 – жолоб; 3 – решето.

Гідравлічні жолоби і вашгерди застосовують при переробці легко- і середньопромивних матеріалів, ефективність промивки в них складає 70–80 %.

Струминні промивні машини (рис. 2.22) застосовуються при промивці легко-, середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм. Струминна машина складається з прямокутної камери різання **2**, що з'єднана з циліндричною промивною ванною **5** перехідним патрубком **4**. У верхній частині камери різання установлено два ряди сопел ***3***, такі ж сопла в шаховому порядку установлені в промивній ванні.

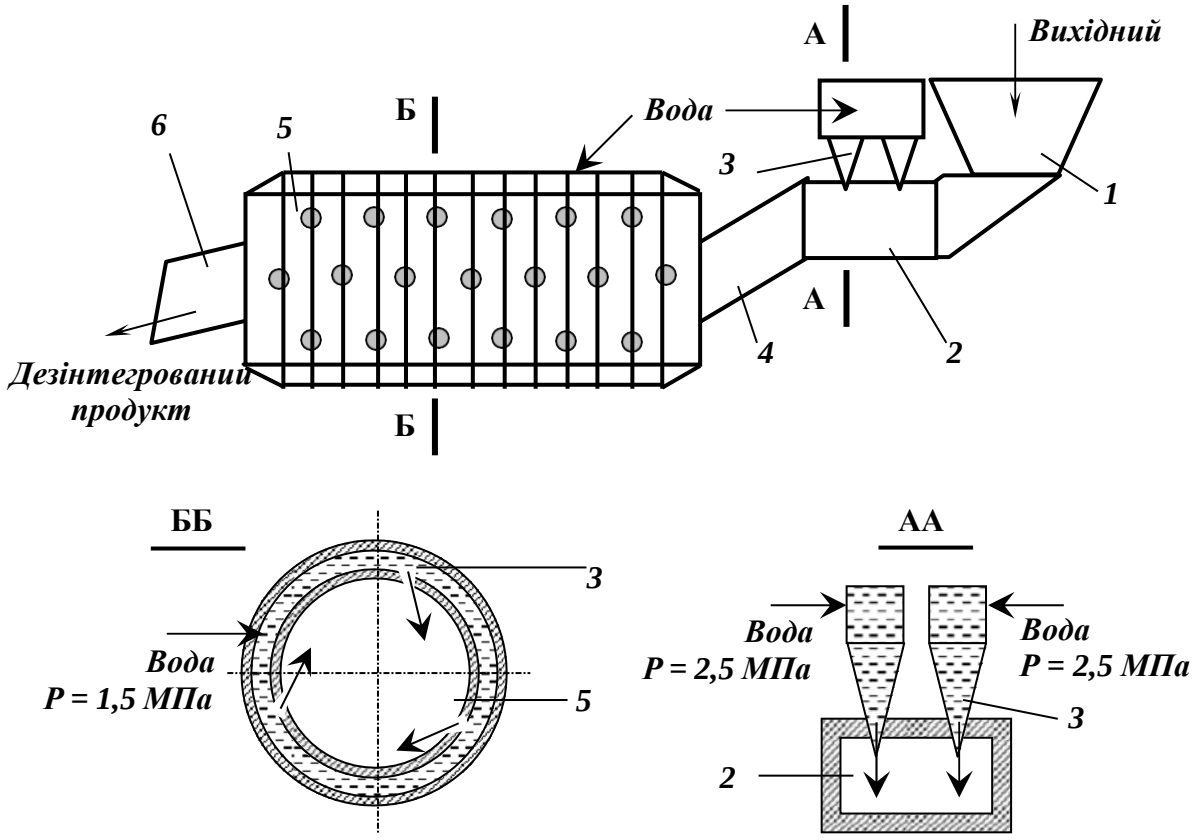


Рис. 2.22 – Схема струминної промивної машини.
1 – завантажувальна лійка; 2 – камера різання; 3 – сопла; 4 - перехідний патрубок; 5 – промивна ванна; 6 – зливний жолоб.

Вихідний матеріал через завантажувальну лійку *1* надходить в камеру різання *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.

Технічні характеристики струминних промивних машин наведені в табл. 2.29.

Таблиця 2.29 – Технічні характеристики струминних промивних машин

Параметр	СПМ-60	СПМ-150
Максимальна продуктивність, $м^3$/год	60	150
Крупність вихідного матеріалу, мм	0 – 40	0 – 150
Тиск води в соплах, МПа	до 1,6	до 2,5
Питома енергоємність, кВт·год/т	0,6	1,5
Питомі витрати води, $м^3$/т	1,2	1,0
Габарити, мм:		
довжина	5565	5110
ширина	1140	1020
висота	2120	1850
Маса, т	2	5

Бутари і барабанні промивні грохоти 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 (рис. 2.10). Але для інтенсифікації механічної дії на матеріал, що промивається, усередині барабана змонтовані подовжні ребра і, крім того, необхідною умовою процесу промивки є підведення води в середину грохота (витрата води від 2 до 10 $м^3/м^3$ матеріалу). В поперечному напрямку грохоти порогами розділені на секції, що дозволяє довше утримувати матеріал на просіювальній поверхні.

Зигзагоподібний рух матеріалу по просіювальній поверхні сприяє його розділенню за крупністю, а підйом і падіння – дезінтеграції.

Ефективне грохочення забезпечується при частоті обертання барабану $n \leq (0,3 – 0,4)\, n_{кр}$, 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. 2.23) 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 ґвинтовій 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. 2.23***а***) і протитечійні (рис. 2.23 ***б***).

У прямотечійних скруберах (рис. 2.23 ***а***) напрям руху води і матеріалу збігаються. Шлам видаляється через вузьку перфоровану зону в задній торцевій кришці. Мита руда розвантажується зі скрубера через лопатевий ліфтер **7** і жолоб **8**.

У протитечійних скруберах (рис. 2.23 ***б***) напрями руху води і матеріалу зустрічні, таким чином при переміщенні вздовж барабана 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. 2.23 ***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.

Технічні характеристики барабанних грохотів і бутар наведені в табл. 2.6, а скруберів і скрубер-бутар – в табл. 2.30.

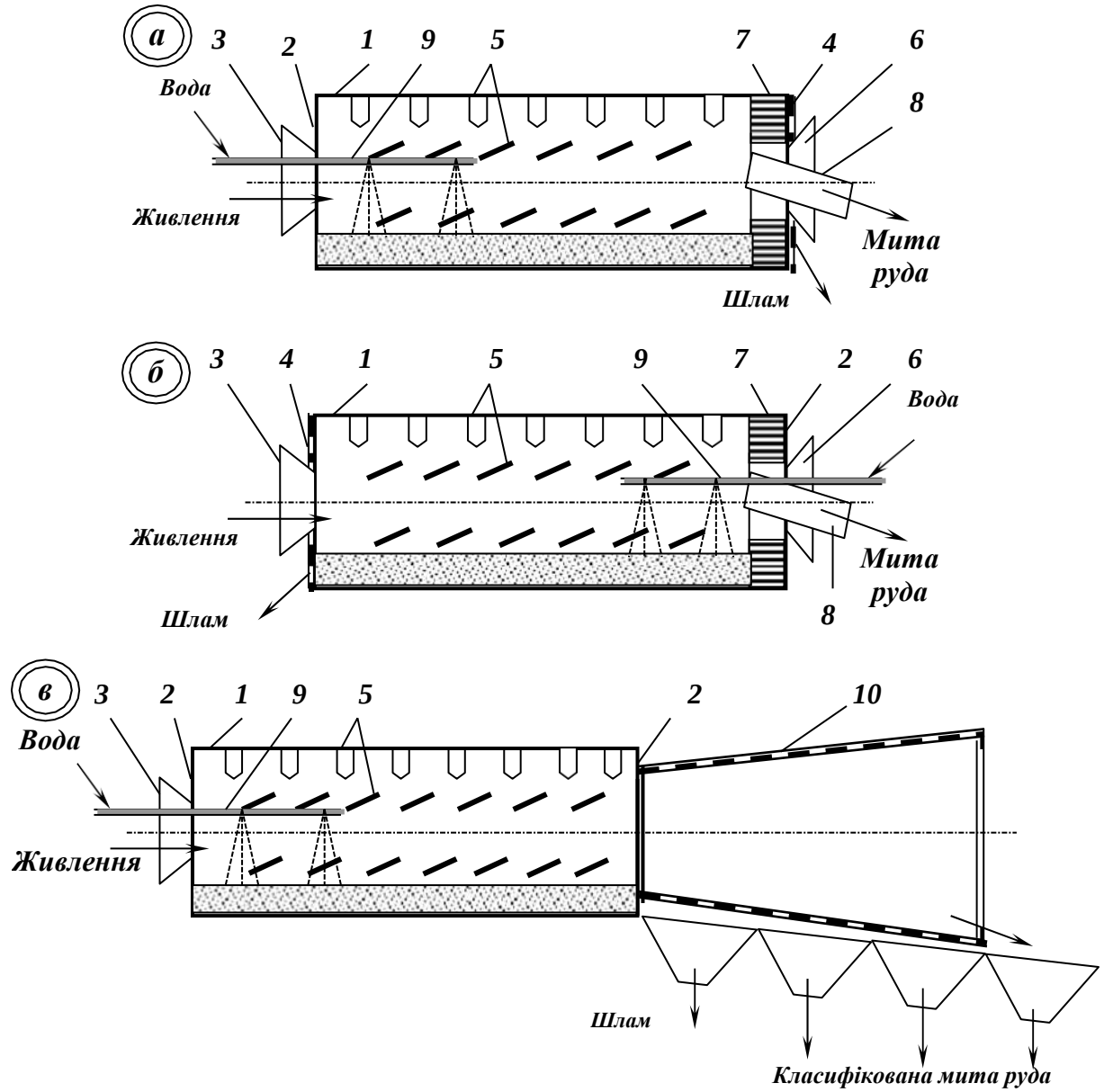


Рис. 2.23 – Схеми скруберів і скрубер-бутари.
***а* – прямотечійний скрубер; *б* – протитечійний скрубер; *в* – скрубер-бутара. 1 – барабан; 2 – глуха торцева кришка; 3 – завантажувальна горловина; 4 – перфорована торцева кришка; 5 – пристрої для дезінтеграції матеріалу; 6 – розвантажувальна горловина; 7 – лопатевий ліфтер; 8 – жолоб для розвантаження митої руди; 9 – водовід; 10 – бутара.**

Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання (80–90 %) при порівняно невеликій витраті води (до 4 $м^3$/т).

Плоский вібраційний грохот важкого типу зі зрошенням є найпростішою вібраційною промивною машиною.

Віброгрохоти застосовують при промивці легкопромивних матеріалів, в основному для відділення пилуватих і мулистих частинок та 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.

Технічні характеристики віброгрохотів важкого типу, які застосовуються для промивки наведені в табл. 2.8.

Таблиця 2.30 – Технічні характеристики скруберів і скрубер-бутар

Параметр	Скрубери і скрубер-бутари				
	С-12	**СБ-12**	**С-36**	**ММК-2,6**	**ММК-3,3**
Барабан:					
-довжина, мм	3000	3000	3560	4110	10770
-діаметр, мм	1300	1300	7780	2600	3350
-кут нахилу, град.	0 – 6	0 – 6	–	–	–
-частота обертання, $хв^{-1}$	19	26	21	16	15
Максимальна крупність живлення, мм	150	150	350	300	300
Витрати води, $м^3/т$	1 – 2	1 – 3	2 – 5	2 – 4	2 – 4
Продуктивність, т/год	60	40	440	100	250
Потужність електродвигуна, кВт	13	17	300	215	500
Габарити, мм:					
Довжина	3810	5520	14200	6900	12000
Ширина	2155	2155	7800	3400	6300
Висота	2230	2230	6070	4800	5600
Маса, т	5,5	6,0	172,8	40,4	154,0

Вібромийки (рис. 2.24) застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезинтеграції і відділення глини.

Вібромийки з двома промивними ваннами трубчатої форми (рис. 2.24 ***а***) застосовують для промивки середньопромивних матеріалів, вібромийки з чотирма ваннами (рис. 2.24 ***б***) – для промивки важкопромивних матеріалів.

Вібромийки для промивки середньопромивних матеріалів (рис. 2.24 ***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 надає 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 ванн. Товщина шару матеріалу в мийці регулюється висотою зливних порогів 6 на розвантажувальному кінці ванни. Митий продукт перед виходом з машини сполоскується чистою водою під тиском.

Вібромийка для промивки важкопромивних матеріалів (рис. 2.24 ***б***) являє собою агрегат із двох рядів ванн 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 виділяються 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.

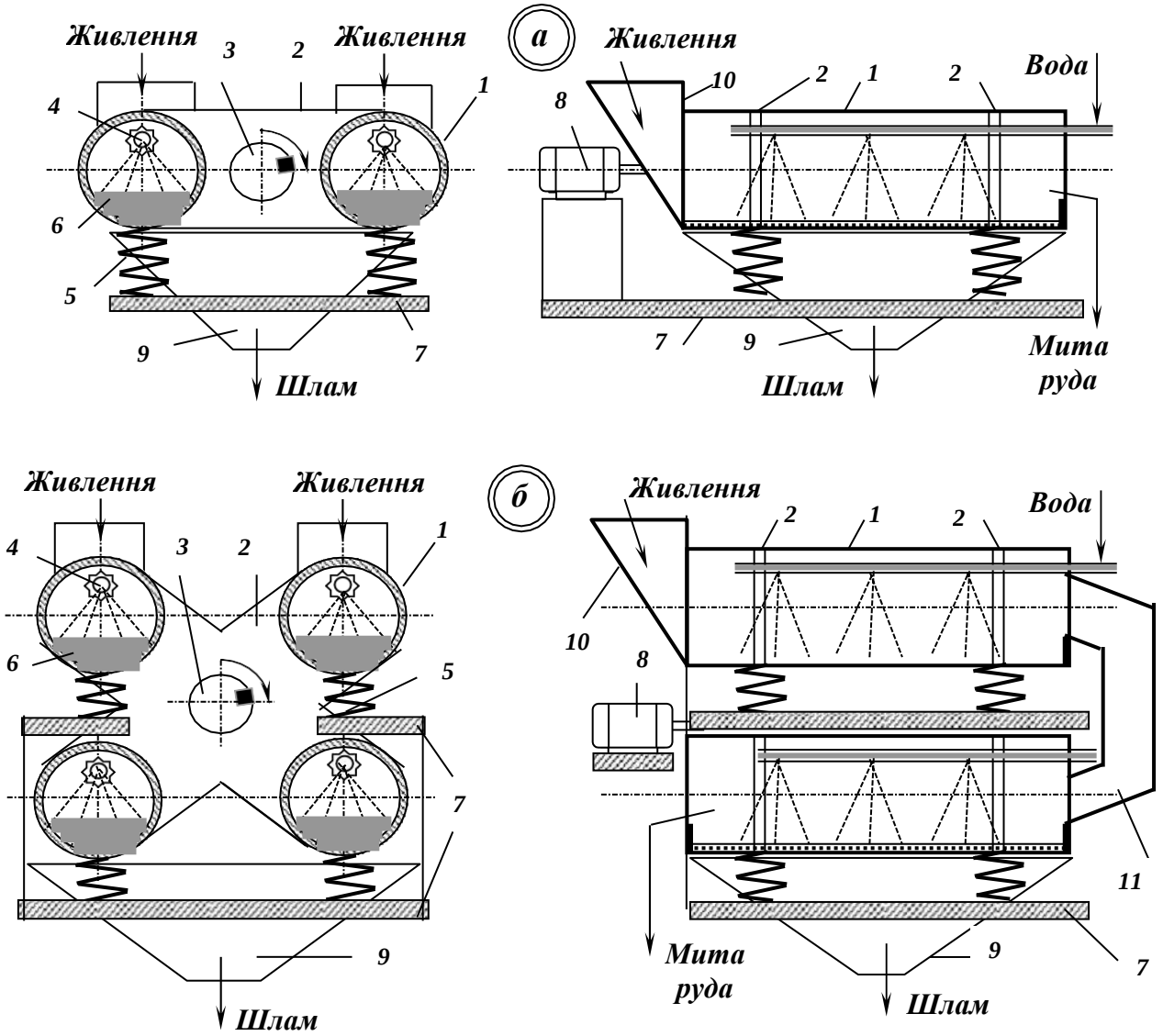


Рис. 2.24 – Схеми вібромийок.
а **– для середньопромивних руд;** ***б*** **– для важкопромивних руд.**
1 – ванна трубчатої форми; 2 – траверса; 3 – віброзбуджувач; 4 – бризкала;
5 – амортизатори; 6 – зливний поріг; 7 – рама; 8 – електродвигун;
9 – піддон; 10 – завантажувальна лійка; 11 – перехідний патрубок.

Вібромийки характеризуються високою продуктивністю, малими габаритами, невеликими питомими витратами електроенергії (0,25–1 кВт·год/т) і води (2–3 $м^3/м^3$). Технічні характеристики вібромийок наведено в табл. 2.31.

Таблиця 2.31 – Технічні характеристики вібромийок

Параметр	ВМІ-25	ВМІ-40	ВМІ-70	ВМІ-100	СМД-88	СМД-158
Промивальна ванна:						
число ванн	2	2	2	2	4	2
діаметр барабана, мм	-	-	-	-	800	700
ширина жолоба, мм	400	500	600	800	-	-
довжина барабана (жолоба), мм	1000	3200	3200	3200	3000	2520
кут нахилу, градус	1 – 2	1 – 2	1 – 2	1 – 2	2 – 3	0 – 2
частота коливань, $хв^{-1}$	970	970	970	970	750	980
амплітуда коливань, мм	5,7	5,5	5,0	5,0	8,0	7,0
Максимальна крупність живлення, мм	80	100	120	150	150	150
Витрати води, $м^3/т$	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5
Продуктивність, т/год	25	40	55	70	60	50
Потужність електродвигуна, кВт	17	28	40	55	44	40
Габарити, мм:						
довжина	3220	4400	4750	4900	4000	4300
ширина	1500	1750	2200	2450	2750	3000
висота	2200	2750	2750	2900	3100	2820
Маса, т	1,7	2,7	3,2	4,2	8,9	3,3

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. 2.25) складаються із ванни ***1*** прямокутної або овальної форми. Кут нахилення ванни складає до 17º. Усередині ванни розташовані два вала ***2*** з лопатями, що обертаються назустріч один одному.

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.

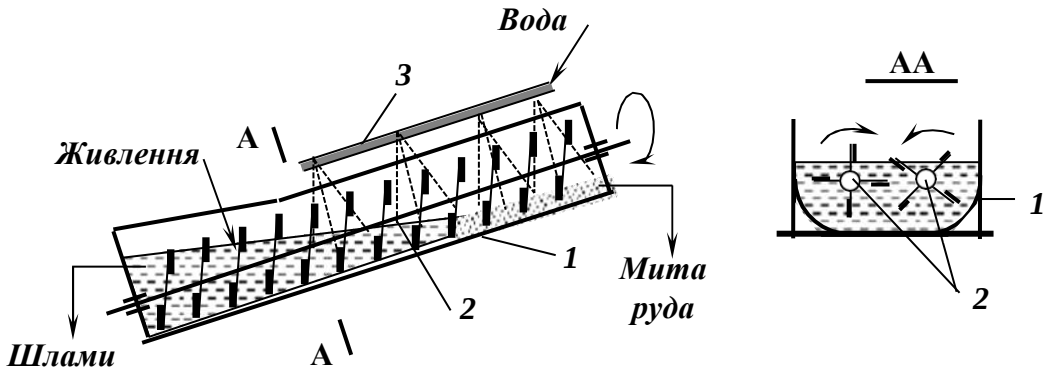


Рис. 2.25 – Схема похилої коритної мийки.
1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

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 в верхній торцевій стінці ванни.

Горизонтальна бичова промивна машина (рис. 2.26) 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 ґвинтовій 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 здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Глинисті включення в основному руйнуються в відділеннях *А* і *Б*.

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 через 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.

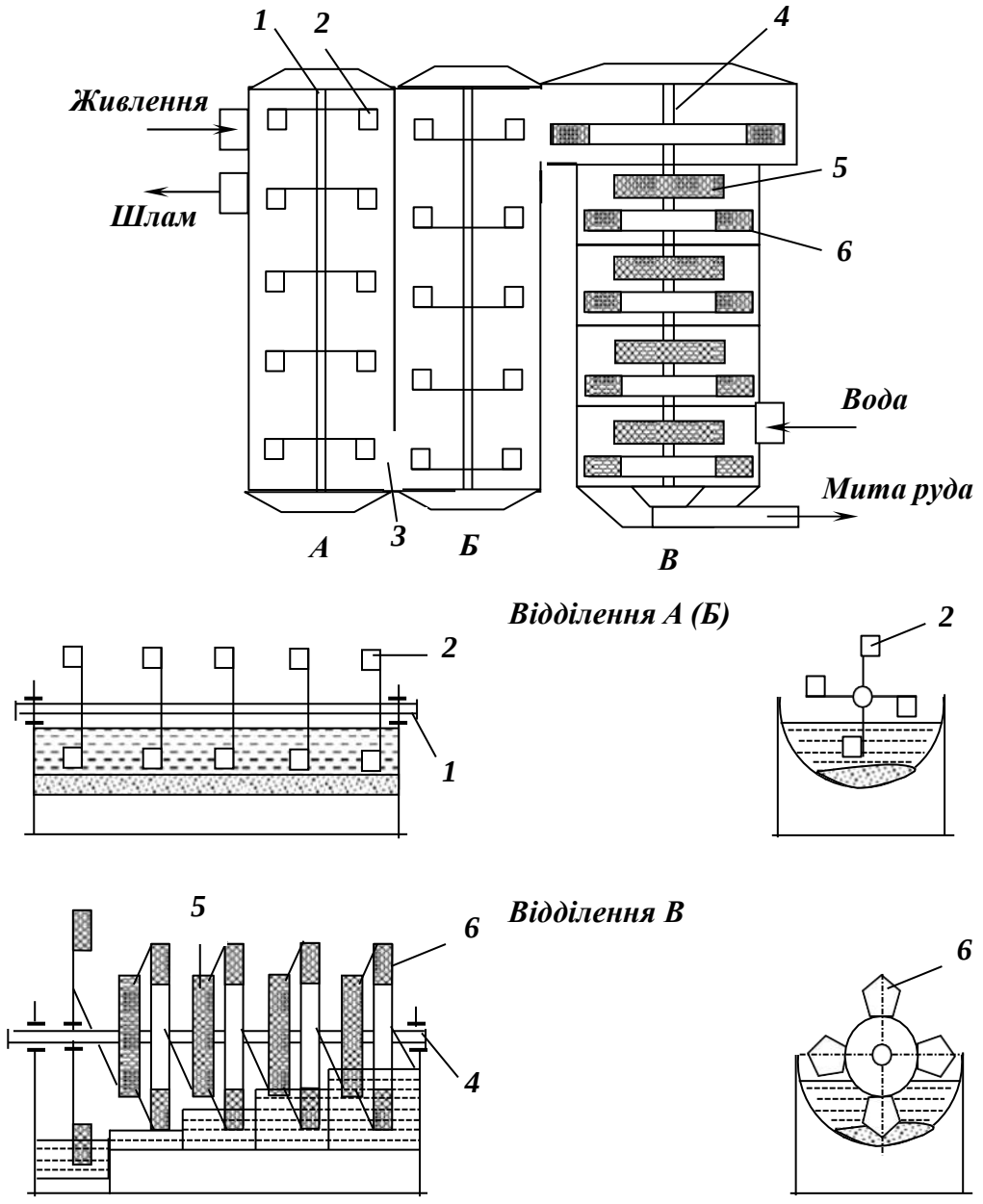


Рис.2.26 – Схема горизонтальної бичової промивальної машини. 1 , 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти; 6 – черпакові елеватори.

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.

Технічні характеристики коритних мийок наведені в табл. 2.32.

Таблиця 2.32 – Технічні характеристики коритних мийок

Параметр	Похилі мийки			Горизонтальні мийки		
	К-7	К-12	К-14	МБМ	МБМ-1	МПМ-3,2
Розміри ванни:						
довжина, мм	7500	9050	9000	4800	4800	6000
ширина, мм	1650	2940	3350	-	-	-
кут нахилу, градус	6 - 12	8 - 12	8 - 12	-	-	-
діаметр кола, яке описується, мм:						
лопатями,	750	1200	1400	-	-	-
лопатками,	-	-	-	2400	2400	3200
ковшами	-	-	-	2200	2200	3570
частота обертання валів, $хв^{-1}$:						
лопатевих,	21	15	15	-	-	-
бичових,	-	-	-	8,4	8,4	6,9
ковшових	-	-	-	3,2	4,5	6,6
Максимальна крупність живлення, мм	40	100	100	100	100	100
Витрати води, $м^3/т$	2 - 4	2 – 3	2 - 4	2 - 4	2 - 4	2 – 4
Продуктивність, т/год	100	120	150	150	150	250
Сумарна потужність електродвигунів, кВт	32	55	75	64,8	63,7	146,3
Габарити, мм:						
довжина	1600	11810	11960	7180	7030	8655
ширина	2840	3460	3730	9665	10230	12360
висота	1000	1940	2160	3770	3820	5115
Маса, т	10,5	23,5	31,8	61,0	58,8	115,0

У *промивних баштах* (рис. 2.27) промивка матеріалів базується на самодиспергуванні глинистих включень у воді.

Промивна башта – це виготовлена із залізобетону циліндрична шахта 1 діаметром 5–10 м і висотою 10–20 м. Конічна основа башти (днище) виконана з кутом нахилу твірних до горизонту не менше 50°. По осі башти установлена обсадна труба **2**, в середині якої розміщено ерліфтний підйомник 5. Обсадна труба у верхній частині башти закріплена розтяжками до її стінок, а в нижній частині опирається на ковпак **3**. Між похилими стінами днища башти та ковпаком є щілина шириною 200 мм для випуску з башти митої руди. У нижній частині башти установлені сопла для подачі промивної води та стисненого повітря, яке інтенсифікує процес промивки. Вихідна руда завантажується у верхню частину башти. Руда поступово переміщується у башті вниз, безперервно промивається водою, яка подається знизу, і проходить кільцевою щілиною під ковпак **3**, де здійснюється додаткова її промивка. Потім мита руда ерліфтом подається в деаераційну камеру **7**, де здійснюється відділення повітря від потоку пульпоповітряної суміші. Мита руда з водою самопливом направляється у згущувальну лійку **6**.

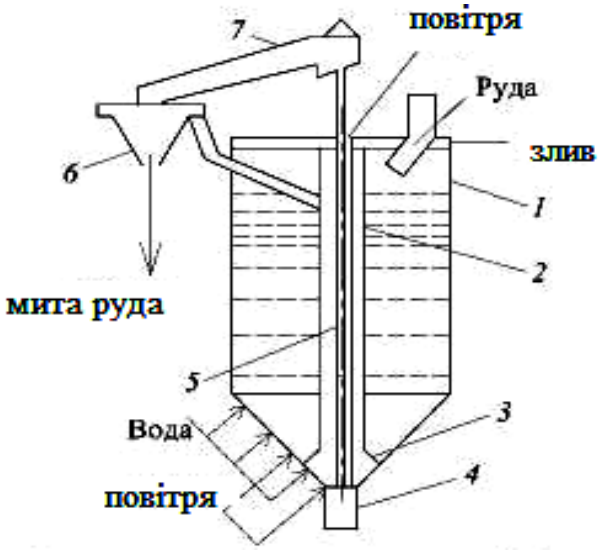


Рис. 2.27 – Схема промивальної башти. 1 – бетонний корпус; 2 – обсадна труба; 3 – ковпак; 4 – шлюз; 5 – аероліфт; 6 – згущувальна лійка; 7 – деаераційна камера.

Злив лійки (тонкий шлам) повертається у башту, а згущений нижній продукт направляється на зневоднення. Злив башти виводиться у верхній частині башти через спеціальну зливну трубу. Частина зливу використовується як промивна вода і перекачується насосом через сопла у башту, а залишена частина води прояснюється у шламовому ставку чи спеціальному пристрої і також використовується для промивки.

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 м3/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.

Промивні башти в Україні використовують для промивки керченських бурих залізняків.

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 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 метода у виробництво перешкоджає відсутність потужної ультразвукової апаратури, яка необхідна для створення промивного апарата промислового зразка.

2.3.3. Технологічні показники 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 класифікація матеріалу перед промивкою на вузькі класи раціональна. На промивку повинен подаватися матеріал оптимальної крупності: недостача 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 виконують двома методами:

– за витратами енергії на промивку 1 т матеріалу;

– за необхідним часом промивки матеріалу до заданої якості.

З двох отриманих результатів рекомендується приймати найменший.

Для розрахунку продуктивності промивної машини першим методом застосовується формула:

$$Q = N\eta / q \text{ , т/год,} \qquad (2.27)$$

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.

Для розрахунку продуктивності промивної машини другим методом застосовуються такі формули:

- для скрубера:

$$Q = 60W\varphi / t \text{ , т/год,} \qquad (2.28)$$

де W – внутрішній об’єм барабана, м^3; φ – коефіцієнт заповнення барабана матеріалом (φ = 0,8 – 1); t – необхідний час промивки матеріалу до заданої якості, хв.;

– для похилої коритної мийки з двома валами:

$$Q = 30\pi D^2\phi Lk/t \text{ , т/год ,} \qquad (2.29)$$

де D – діаметр кола, що описується лопатями, м; φ – коефіцієнт заповнення корита матеріалом (φ = 0,1 – 0,15); L – довжина корита, м; k – коефіцієнт використання довжини корита (k = 0,8 – 0,9);

– для вібраційної промивної машини:

$$Q = 60m\pi R^2\phi L/t \text{ , т/год,} \qquad (2.30)$$

де m – кількість промивних ванн; R – радіус ванни, м; φ – коефіцієнт заповнення ванни матеріалом (φ = 0,6 – 0,7); L – довжина ванни, м.

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:

$$n = 28 / D^{0,5} \text{ , хв}^{-1} \qquad (2.31)$$

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 2 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 дезинтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі.

РОЗДІЛ 3. СПЕЦІАЛЬНІ СПОСОБИ ТА ЗАСОБИ ПІДГОТОВКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН ДО РОЗДІЛЕННЯ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

3.1. 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.

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.

3.2. 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.

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 – 200ºС. 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.

3.3. 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.

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 йонного

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 інтенсивній 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.

3.4. Підготовка мінеральної сировини до сортування

Підготовка корисної копалини до сортування[3] 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

[3] 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

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.

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.

ЧАСТИНА ІІ. ОСНОВНІ ПРОЦЕСИ

РОЗДІЛ 4. МАШИНИ ДЛЯ ГРАВІТАЦІЙНОГО ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

4.1. Характеристика гравітаційних процесів збагачення

Гравітаційними називаються процеси збагачення корисних копалин, що ґрунтуються на використанні гравітаційного поля, в якому розділення мінеральних частинок відбувається внаслідок різниці їх густини, крупності і форми.

Гравітаційне збагачення – один з найбільш важливих способів переробки корисних копалин. Гравітаційними процесами збагачують марганцеві, залізні і поліметалічні руди, руди благородних і рідкісних металів, алмазовмісні і радіоактивні руди, розсипи, вугілля і багато інших металічних і неметалічних корисних копалин. Гравітаційне збагачення може бути використане як процес попередньої, так і процес остаточної концентрації, при цьому воно дозволяє вилучати не тільки основні мінерали, але і виділяти супутні цінні компоненти з руд і продуктів збагачення.

Різноманітне застосування гравітаційних процесів обумовлено їх високою технологічною ефективністю при розділенні мінеральних сумішей у широкому діапазоні характеристик сировини (крупності і густини) і продуктивності апаратів при відносно низьких матеріальних, трудових і енергетичних витратах.

До гравітаційних процесів належать: відсадка, збагачення у важких середовищах, концентрація на столах, збагачення на шлюзах і у ґвинтових сепараторах, гідравлічна класифікація, згущення і промивка.

Як середовища при гравітаційному збагаченні використовують воду, повітря, розчини електролітів, важкі суспензії і рідини. Розділення відбувається звичайно в рухомому середовищі з високим вмістом твердого. У цих умовах на частинку що рухається діє ряд сил: гравітаційна, відцентрова, гідродинамічного опору і тертя, взаємодія яких і приводить до розділення мінеральних сумішей.

Гравітаційні процеси збагачення здійснюються на високопродуктивному і високоефективному обладнанні, що дозволяє спрощувати схему фабрики, більш економічно використовувати виробничі площі і об’єми будівель, в результаті чого знижуються капітальні витрати на будівництво фабрик, зростає продуктивність праці і знижується собівартість переробки сировини.

4.2. Машини і апарати для збагачення у важких суспензіях

Процес збагачення у важких суспензіях полягає в розділенні корисних копалин за густиною в гравітаційному або відцентровому полі в середовищі, густина якого є проміжною між густинами розділюваних компонентів. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою зависі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

Обважнювачі, застосовувані для приготування суспензій, повинні відповідати визначеним вимогам: мати досить високу густину, не створювати шламів, легко регенеруватися, бути недорогими і недефіцитними, не містити шкідливих компонентів, що погіршують якість концентратів.

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400 – 4700 кг/м^3, на рудозбагачувальних фабриках – гранульований або подрібнений феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м^3, а також суміші магнетитового концентрату з феросиліцієм.

Збагачення у важких суспензіях – найбільш простий і ефективний гравітаційний процес, що дозволяє досягти чіткого розділення корисної копалини за заданою густиною.

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 більш 6 - 10 мм і руд крупністю більш 3 - 5 мм застосовуються сепаратори з гравітаційним полем – колісні, конусні, барабанні. При збагаченні вугілля і руд меншої крупності застосовують апарати з відцентровим полем – гідроциклони.

Різноманітність речовинного складу корисних копалин і обважнювачів та високі технологічні вимоги обумовили створення великої кількості конструкцій важкосередовищних апаратів, які розрізняються:

– за глибиною і формою ванни (з глибокою ванною – пірамідальні і конусні, з мілкою ванною – барабанні, колісні, кільцеві та ін.);

– за характером розділення матеріалу (зі статичними умовами розділення – сепаратори і з динамічними – гідроциклони);

– за характером переміщення потоку суспензії (з ламінарним, турбулентним, відцентровим і вібраційним переміщенням);

– за способом стабілізації суспензії (з механічним перемішуванням, із зовнішньою дією на суспензію горизонтального, вертикального, відцентрового, вібраційного або комбінованого потоку, з використанням поверхнево-активних речовин – реагентів);

– за числом продуктів збагачення (двопродуктові і трипродуктові);

– за способом розвантаження легкого продукту (з самопливним і з примусовим розвантаженням);

– за способом розвантаження важкого продукту (з аероліфтами, елеваторними колесами, стрічковими, скребковими і ґвинтовими конвеєрами, з відцентровим і вібраційним розвантаженням);

– за способом відділення суспензії від продуктів збагачення (із зовнішнім відділенням на грохотах, з внутрішнім відділенням на решітках і з комбінованим відділенням).

4.2.1. Важкосередовищні сепаратори

Важкосередовищні сепаратори застосовуються для збагачення кам'яного вугілля крупністю понад 6 – 10 мм і руд крупністю понад 3 – 5 мм.

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. 4.1) такий: вихідний матеріал надходить в напівциліндричну ванну ***1*** 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.

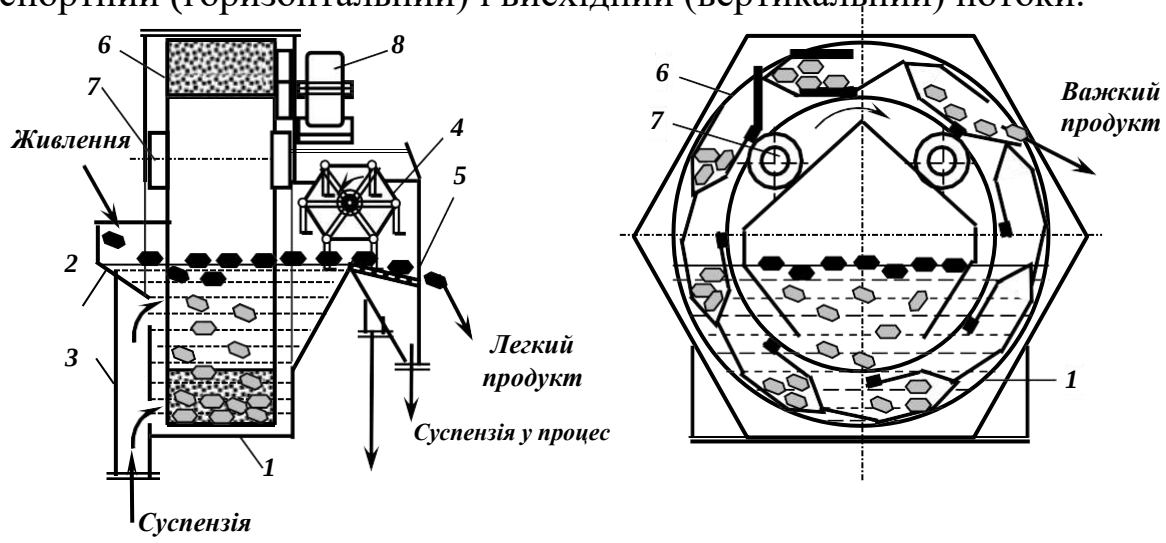


Рис. 4.1 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом.
1 – корпус ; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – котки; 8 – привод гребкового механізму.

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.

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 виготовлюють за спеціальними замовленнями;

– сепаратор СКВП-32 (рис. 4.2) з видовженою ванною має підвищену продуктивність при тих же габаритах і енерговитратах.

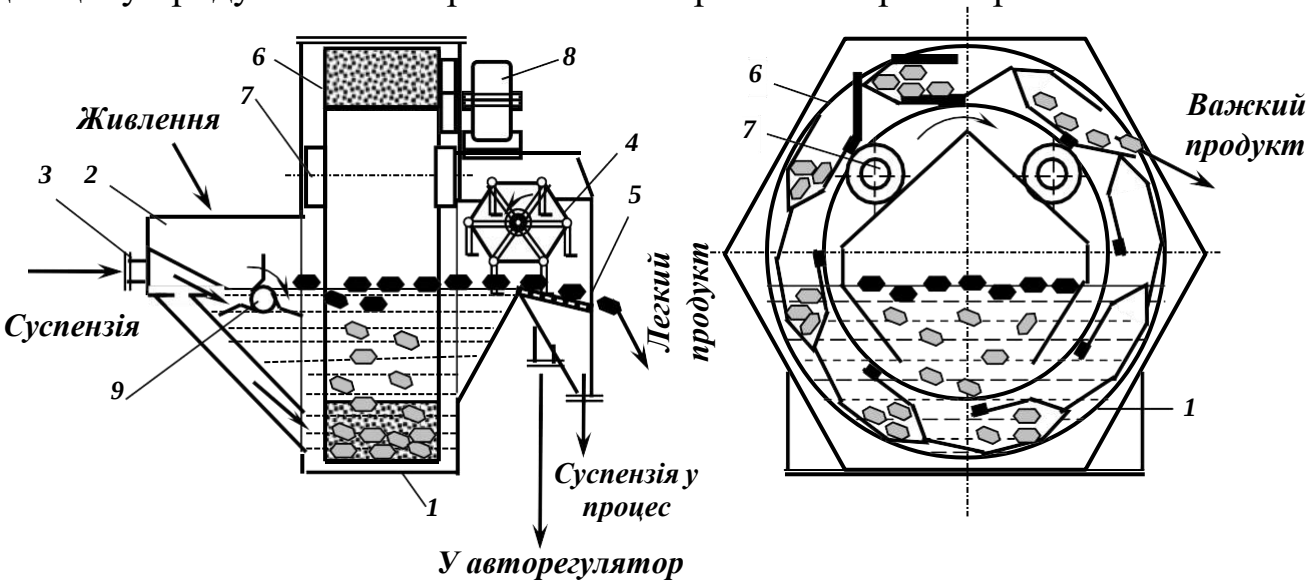


Рис. 4..2 – Схема двопродуктового сепаратора СКВП з вертикальним елеваторним колесом.

1 – корпус ; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – котки; 8 – привод гребкового механізму; 9 – лопатевий занурювач.

завдяк
засто

встановлення у завантажувальному жолобі лопатевого занурювача сприяє більш точному розділенню вугілля в сепараторі.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. При можливому виході легкої фракції більше 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB/\gamma_{л}\ , \text{т/год}, \qquad (4.1)$$

де q – питома продуктивність сепаратора, т/год·м (табл. 4.1); B – ширина ванни, м; $\gamma_{л}$ – можливий вихід легкого продукту, %.

Таблиця 4.1 – Питома продуктивність колісного сепаратора

Крупність вугілля, мм	Продуктивність, т/год·м		Крупність вугілля, мм	Продуктивність, т/год·м	
	середня	найбільша		середня	найбільша
6 - 25	35	40	25 – 100	70	90
6 - 50	45	55	25 – 150	75	95
10 - 25	40	50	25 –200	80	100
10(13) – 50	50	65	25 – 300	80	105
10(13) - 100	60	75	50 –100	80	100
13 – 150	65	85	50 – 200	90	100
13 - 200	70	90	50 - 300	90	110

Якщо в вугіллі міститься понад 50 % породи, необхідно перевірити транспортну здатність елеваторного колеса за формулою:

$$Q = 0{,}06wnzk\delta\ ,\text{т/год}, \qquad (4.2)$$

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.

Технічні характеристики двопродуктових колісних сепараторів наведені в табл. 4.2.

Для збагачення порівняно дрібних руд і неметалічних корисних копалин можна використовувати *конусні* і *барабанні суспензійні сепаратори*.

Таблиця 4.2 – Технічні характеристики колісних сепараторів

Параметр	СКВ 12	СКВ 20	СКВ 32	СКВП 32	СКВД 32
Ширина ванни, мм	1200	2000	3200	3200	3200
Об'єм суспензії у ванні, $м^3$	4,5	8	18	27	18
Діаметр елеваторного колеса, мм	2400	4000	5450	5450	5450
Максимальна продуктивність за живленням (т/год) при крупності, мм:					
13 – 300	125	190	300	390	300
25 - 300	160	240	380	500	400
Максимальний вміст у живленні фракцій, %:					
легкої (що спливає)	75	75	75	75	75
важкої (що тоне)	75	75	75	75	75
Потужність електродвигунів, кВт	5,5	7,7	13,2	21,2	13,2
Габарити, мм:					
довжина	4500	4600	5500	7500	5500
ширина	3600	4500	6000	6500	5850
висота	3500	4200	5700	6000	5700
Маса, т	10,1	16,5	27,5	36,0	30,0

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 конструкції 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 та 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. 4.3). Конусний сепаратор з внутрішнім аероліфтом більш компактний, але менш економічний і зручний в експлуатації, ніж із зовнішнім аероліфтом.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = qF = 0{,}8D^2 \text{, т/год ,} \qquad (4.3)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м^2 (табл. 4.3); F – площа дзеркала суспензії, м^2; D – діаметр сепаратора, м.

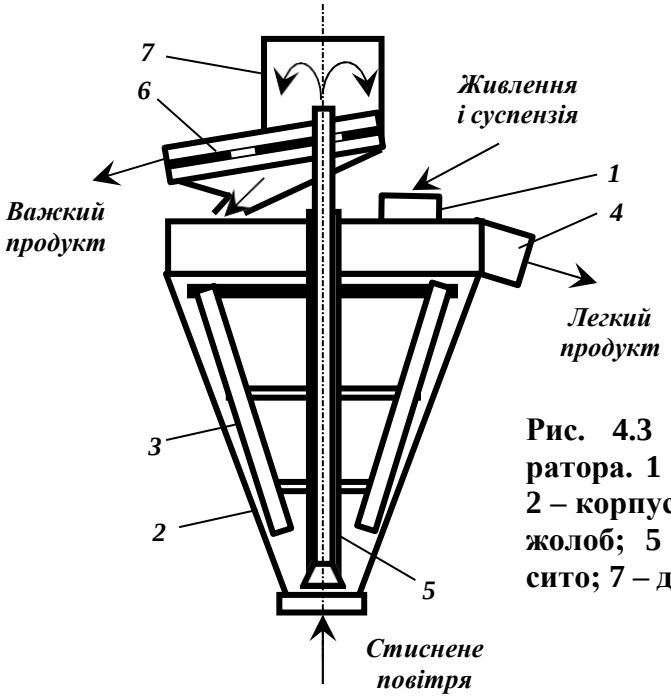


Рис. 4.3 – Схема конусного сепаратора. 1 – завантажувальний жолоб; 2 – корпус; 3 – мішалка; 4 – кільцевий жолоб; 5 – аероліфт; 6 – дренажне сито; 7 – деаераційна камера.

Таблиця 4.3 – Норми питомих навантажень суспензійних сепараторів

Руди	Крупність живлення, мм	Питоме навантаження, т/год·м^2	
		по вихідному живленню	по легкому продукту
Чорних металів	5 - 40	35 – 50	9 - 12
Кольорових і рідкісних металів:			
- середньої збагачуваності	5 - 40	13 – 20	9 - 12
- трудної збагачуваності	5 - 40	5 - 10	4 – 7
Флюоритові	3 - 20	2 - 3	4 - 5
Алмазовмісні	1,6 - 25	7 - 9	6 – 8

Технічні характеристики конусних сепараторів наведені в табл. 4.4.

Барабанні сепаратори (елеваторний СБЕ і спіральний СБС) застосовуються для збагачення неметалічних корисних копалин, руд кольорових і чорних металів.

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 4.4 ***а***) являє собою обертовий барабан ***1***, установлений на опорних катках ***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.

Таблиця 4.4 – Технічні характеристики конусних сепараторів

Параметр	СК - 3	СК – 3,6	СК - 6
Діаметр, мм:			
конуса	3000	3600	6000
аероліфта	250	150	250
Стиснене повітря:			
тиск, МПа	0,30	0,28	0,36
витрати, $м^3$/хв	4,5	15,0	25,0
Максимальна крупність живлення, мм	100	40	100
Продуктивність, т/год	40 – 95	100 – 180	400 – 700
Електродвигун привода мішалки:			
потужність, кВт	4,5	4,5	7,0
частота обертання, $хв^{-1}$	6,0	10,0	1,6 – 2,5
Габарити, мм			
довжина	3960	4175	6640
ширина	3200	3720	6500
висота	7450	7740	12070
Маса, т	5,1	7,1	27,1

Легкий продукт з потоком суспензії самопливом вивантажується в жолоб ***5***, а важкий – піднімається лопатями і подається в жолоб ***6***. Оскільки лопаті перфоровані, у жолоб ***6*** потрапляє лише незначна кількість суспензії.

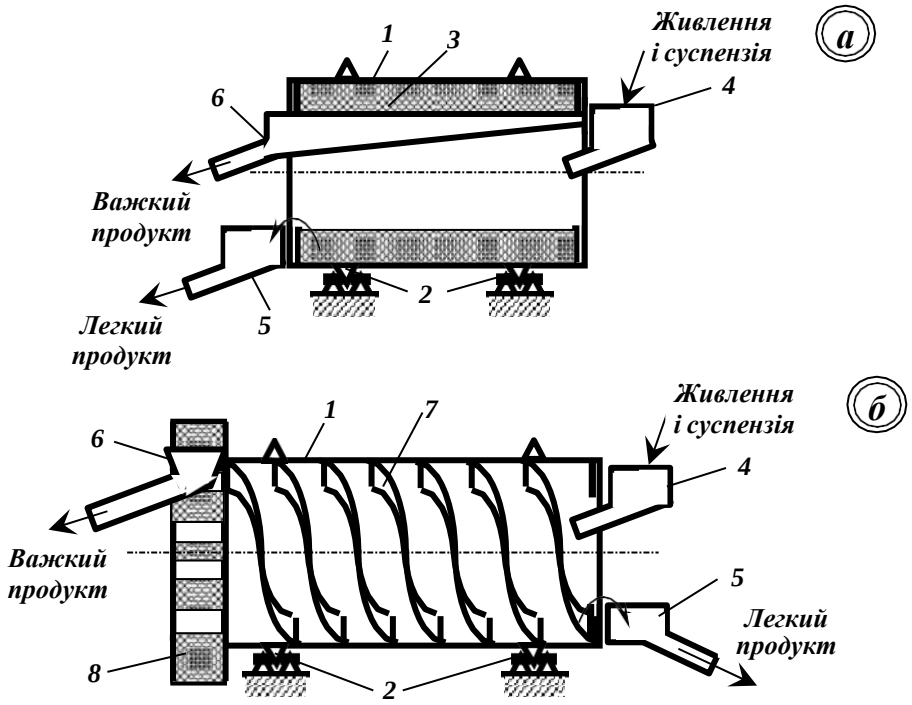


Рис. 4.4 – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів.
а **– елеваторний сепаратор СБЕ;** ***б*** **– спіральний сепаратор СБС.**
1 – барабан; 2 – опорні катки; 3 – перфоровані лопаті; 4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту; 6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту; 7 – двозахідна спіраль; 8 – лопатевий елеватор.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 1.4 ***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:

$$Q = qF \approx 0{,}6D^2, \text{ т/год,} \qquad (4.4)$$

де q, F, D – питоме навантаження, т/год·м^2 (табл. 3.3); F – площа дзеркала суспензії, м^2; D – діаметр сепаратора, м.

Барабанні сепаратори найбільш економічні в експлуатації, але ефективність розділення в них нижча, ніж у колісних і конусних сепараторів. Технічні характеристики барабанних сепараторів наведені в табл. 4.5.

Таблиця 4.5 – Технічні характеристики барабанних сепараторів

Параметр	Тип сепаратора					
	спіральний			елеваторний		
	СБС-1,8	СБС-2,5	СБС-3,0	СБЭ-1,8	СБЭ-2,5	СБЭ-3,0
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	1800	2500	3000	1800	2500	3000
довжина, мм	3600	5000	6000	1800	2500	3000
частота обертання, хв$^{-1}$	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6	3; 4; 6
Максимальна крупність живлення, мм	150	150	150	150	150	150
Продуктивність, т/год	18 – 90	32 – 160	50 – 250	18 – 90	32 – 160	50 – 250
Потужність електродвигуна, кВт	7	10	14	7	10	14
Габарити, мм:						
довжина	6570	7940	9050	3160	3970	4700
ширина	2530	2530	4030	2420	3720	3620
висота	3140	4100	4620	3080	3910	4410
Маса, т	14,7	22,3	29,1	9,9	16,6	21,1

За кордоном для збагачення корисних копалин в мінеральних суспензіях із розділенням на два продукти застосовують колісні, барабанні і конусні сепаратори. Найбільше розповсюдження одержали сепаратори з елеваторним колесом типів «Діса» (Польща), «Дрюбой» (Франція), «Теска» і «Ведаг» (Німеччина). З барабанних сепараторів за кордоном найбільш відомий сепаратор «Вемко» (США).

Двопродуктові сепаратори «Діса» обладнані підвішеним на рухомому ремені елеваторним колесом, яке вивантажує важкий продукт у жолоб, розташований у середині колеса. Сепаратори випускають з ванною шириною 2000, 3000 і 4000 мм.

С*епаратори «Дрюбой»* випускають восьми типорозмірів з ванною шириною від 800 до 5000 мм і застосовують у багатьох країнах – Чехії, Франції, США, Японії, Великобританії, Австралії. Конструктивно сепаратор «Дрюбой» схожий на сепаратор типу СК.

С*епаратори «Теска»* (TESKA) працюють на фабриках Німеччини, США, Японії. В цих сепараторах елеваторне колесо виконане у формі барабана. Випускають чотири типорозміри сепаратора з ванною шириною від 1500 до 3500 мм.

С*епаратори «Ведаг»* мають вертикальне елеваторне колесо, перфоровані ковші якого вивантажують важкий продукт у внутрішній відвідний жолоб. Конструктивно сепаратор «Ведаг» схожий на сепаратор СКВ. Відмінність між ними полягає у способі розвантаження елеваторного колеса: в сепараторі типу СКВ розвантажувальний жолоб знаходиться на периферії елеваторного колеса, а в сепараторі «Ведаг» він розташований усередині сепаратора над робочою ванною.

С*епаратори «Вемко»* мають вигляд барабана з елеваторними перфорованими подовжніми полицями, які підіймають важкий продукт і вивантажують його у жолоб, розташований усередині барабана. Сепаратори випускають з барабаном діаметром від 1200 до 4000 мм і довжиною від 1200 до 7100 мм.

За кордоном також випускають трипродуктові сепаратори, однак у них розділення за густиною здійснюється у з'єднаних в одному агрегаті двох двопродуктових сепараторах із двома циклами циркуляції суспензії. З сепараторів зі здвоєною ванною найбільш відомі сепаратори типів «Діса» (Польша), «Вемко» (США), «Теска» і «Ведаг» (Німеччина), сепаратор «Дрюбой» (Франція) з однією ванною, розділеною на дві частини.

4.2.2. Важкосередовищні циклони

Суспензійні циклони (рис. 4.5) 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 вихідний матеріал на два або три продукти.

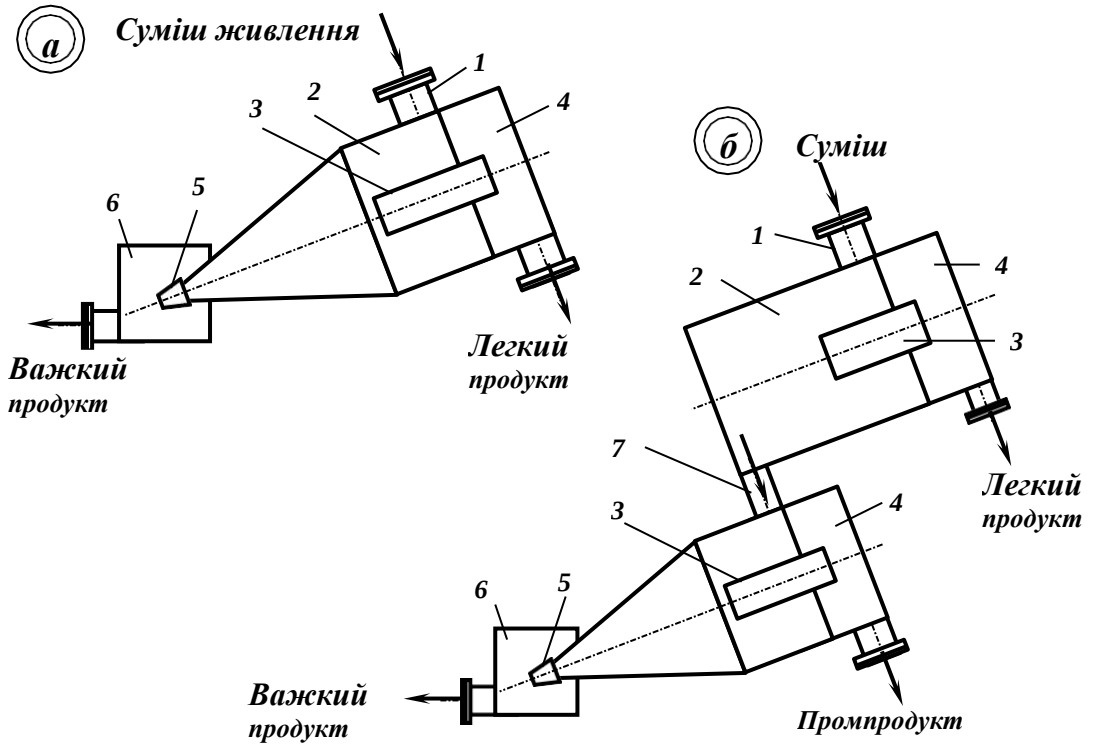


Рис. 4.5– Схеми важкосередовищних гідроциклонів.
***а* – двопродуктовий; *б* – трипродуктовий.**
1 – живильний патрубок; 2 – завантажувальна камера; 3 – верхній патрубок;
4 – розвантажувальна камера; 5 – нижня насадка; 6 – приймальна камера;
7 – перехідний патрубок.

Двопродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 4.5 ***а***) встановлюють з нахилом 15 – 30° до горизонту. Принцип дії важкосередовищних гідроциклонів полягає у наступному. Суміш вихідного матеріалу із суспензією подають під напором по живильному патрубку ***1***, розташованому тангенціально до циліндричної завантажувальної камери ***2***. У результаті тангенціального уведення суміші вихідного матеріалу з суспензією в гідроциклон потік інтенсивно обертається з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах усередині гідроциклона виникає відцентрова сила, що значно переважає силу ваги. Величина швидкості осадження частинки у відцентровому полі гідроциклона може перевищувати швидкість осадження еквівалентних частинок у полі гравітації в сотні разів. При русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній і внутрішній. Зовнішній

потік переміщується уздовж стінок конуса вниз до нижньої насадки ***5*** і транспортує важку фракцію, яка разом зі згущеною суспензією вивантажується через нижню насадку ***5*** у приймальну камеру ***6***.

У центральній частині корпуса виникає зустрічний висхідний потік, який містить невідокремлені дрібні тверді частинки. Внутрішній циліндричний потік, спрямований угору по осі до верхнього патрубка ***3***, транспортує легку фракцію, яка разом з основною масою проясненої суспензії виводиться через зливну камеру ***4***.

Технічні характеристики двопродуктових суспензійних циклонів наведені в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Технічні характеристики двопродуктових циклонів

Параметр	**Напірні**			**Безнапірний**
	ГТ 500	ГТ 630	ГТ 710	ГТБ 500
Діаметр, мм	500	630	710	500
Кут конусності, град.:	20	20	20	-
Розміри вхідного патрубка, мм:	150х150	150х150	205х130	170*
Діаметр, мм:				
зливного патрубка	220	240	270; 320	200
піскової насадки	130-180	130 180	130-180	130
Тиск на вході, МПа	0,45	0,60	0,65	0,10
Крупність живлення, мм	0,2 - 25	0,2 – 25	0,2 – 25	0,5 - 35
Продуктивність:				
по вугіллю, т/год	50	80	100	50
по суспензії, $м^3$/год	160	250	300	200
Габарити, мм:				
довжина	2530	3170	3700	2600
ширина	930	940	1200	1000
висота	2000	2200	3500	2300
Маса, т	1,09	1,15	2,00	1,50

***** Діаметр вхідного патрубка.

Трипродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 4.5 ***б***) дозволяє в єдиному потоці суспензії розділити матеріал на три продукти. Він являє собою апарат, що складається з циліндричної і циліндроконічної секцій, з'єднаних між собою перехідним патрубком ***7***.

Суміш вихідного матеріалу із суспензією по тангенціальному патрубку надходить під напором у першу (циліндричну) секцію гідроциклона. Легкий продукт із потоком проясненої 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 мінеральної сировини відбувається за більшою густиною. Важкий продукт видаляється через нижню насадку, промпродукт – через верхню насадку другої секції.

Безнапірні гідроциклони (рис. 4.6) 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.

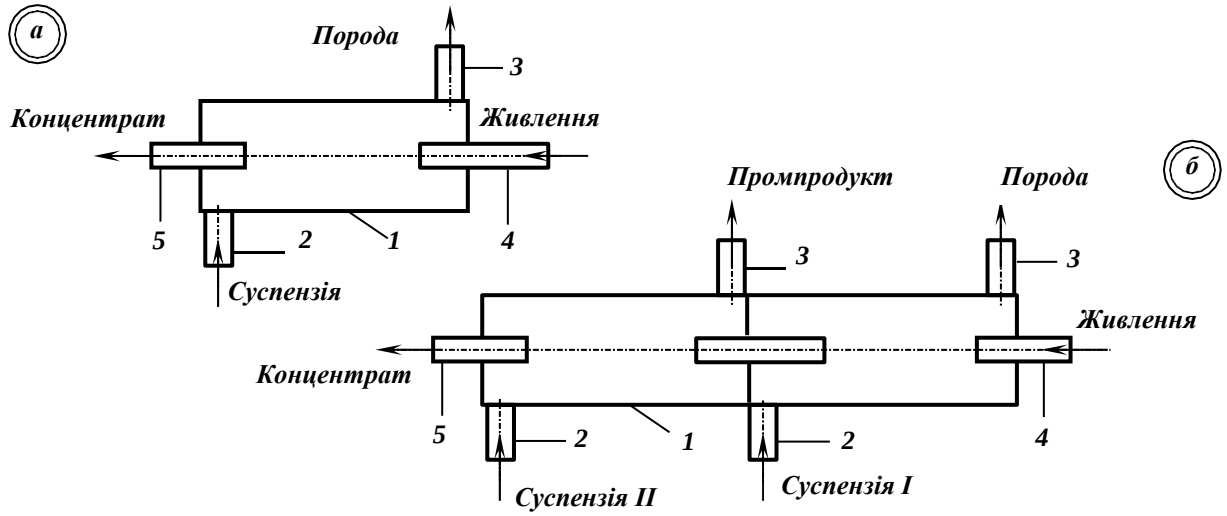


Рис. 4.6 – Схеми безнапірних гідроциклонів.
***а* – двопродуктовий; *б* – трипродуктовий.**
1 – циліндричний корпус; 2 – суспензійний патрубок; 3 – патрубок розвантаження важкого продукту; 4 – патрубок завантаження живлення; 5 – патрубок розвантаження легкого продукту.

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 (в напірних 0,4 – 0,6 МПа). Тангенціальне введення суспензії формує поле відцентрових сил, в якому й здійснюється розділення матеріалу за густиною.

Важкі частинки під дією відцентрових сил досягають внутрішніх стінок апарата і видаляються разом зі згущеною суспензією через тангенціальний патрубок ***3***. Легкі частинки залишаються в центрі апарата і видаляються разом із розрідженою суспензією через патрубок ***5***.

У трипродуктовому безнапірному циклоні розділення матеріалу відбувається послідовно: у першій камері в суспензії більшої густини виділяється найважча фракція, у другій камері в суспензії меншої густини відбувається розділення найлегшої фракції і промпродукту.

Перевагою безнапірних гідроциклонів є їх менший знос внаслідок меншого робочого тиску.

Продуктивність гідроциклонів по твердому розраховується за формулою:

$$Q = 200D^2 \text{, т/год. ,} \qquad (4.5)$$

де D – діаметр гідроциклона, м.

Технічні характеристики трипродуктових суспензійних циклонів наведені в табл. 4.7.

Таблиця 4.7 – Технічні характеристики трипродуктових циклонів

Параметр	Напірні		Безнапірний
	ГТ 630/500	ГТ 710/500	ГТБ 400/350
Діаметр, мм 1 секція / 2 секція	630 / 500	710 / 500	400 / 350
Кут конусності, град.:			
1 секція / 2 секція	- / 20	- / 20	- / -
Розміри, мм:			
вхідного патрубка	150x150	205x130	140
перехідного патрубка	150x150	150x150	140
Діаметр патрубків, мм:			
зливного 1-ої секції	240	270; 320	180
зливного 2-ої секції	200; 220	220; 240	150
нижньої насадки	110; 130; 150	110; 120; 130	100
Тиск живлення на вході, МПа	0,60	0,65	0,10
Крупність живлення, мм	0,2 – 25	0,2 – 25	0,5 – 35
Продуктивність:			
по вугіллю, т/год			60
по суспензії, $м^3$/год	80	100	200
Габарити, мм:	250	300	
довжина	3580	4800	2850
ширина	1580	1800	1250
висота	3620	4000	2800
Маса, т	2,05	3,10	1,80

Гідроциклони випускають в комплекті з допоміжним обладнанням, необхідним для роботи важкосередовищних гідроциклонних установок. В комплект крім гідроциклонів входять: бак регулювальний, змішувач, дугові грохоти, роздільник суспензії, резервуари для суспензії.

Зарубіжні двопродуктові циліндроконічні важкосередовищні гідроциклони розроблені голландською фірмою ДСМ.

Гідроциклони ДСМ застосовують на збагачувальних фабриках багатьох країн і випускають як самою фірмою, так і за ліцензією ДСМ машинобудівельними фірмами різних країн (напр., фірмами «Польмаг» у Польщі, ВЖКГ у Чехії, «Ведаг» у Німеччині та ін.). Особливістю гідроциклонів ДСМ є відсутність на корпусі стаціонарних з'єднувальних фланців. Зливна камера і змінна насадка прикріплюються до корпусу за допомогою знімних фланців і закріплювальних кілець.

Двопродуктовий циліндроконічний важкосередовищний гідроциклон «Циклоїд» випускає фірма «Мак-Неллі» (США). Він відрізняється від

гідроциклона ДСМ підводом живлення за допомогою спірального, а не тангенціального патрубка.

Важкосередовищний *вихровий гідроциклон фірми «Осака Шипбілдінг»* (Японія) відрізняється розташуванням конуса вершиною догори, що зумовило створення приймальної лійки спеціальної форми для важкого продукту. Конструктивними особливостями апарата є більший розмір насадки поблизу вершини конуса і наявність спеціальної трубки для здійснення контакту повітряного стовпа гідроциклона з атмосферою. Збільшення діаметра насадки при вершині конуса забезпечує підвищення продуктивності апарата і крупності збагачуваного матеріала.

У Великобританії випускають і експлуатують *циліндричну модифікацію двопродуктового важкосередовищного гідроциклона «Ворсил»* (діаметр 760 мм, продуктивність 100 т/год). Живлення у циліндричний корпус подається по тангенціальному патрубку у верхній частині. Зливний стакан, передбачений для виведення легкої фракції, проходить через дно циліндра, але не доходить до рівня завантажувального патрубка. Важкий продукт видаляється у нижній частині циліндра через тангенціальний патрубок, до якого приєднана спеціальна камера протитиску.

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

4.2.3. Технологія збагачення у важких суспензіях

Технологічна ефективність збагачення у важких суспензіях залежить як від властивостей збагачуваного матеріалу і суспензії, так і від конструктивних особливостей застосованих важкосередовищних апаратів. Основні фактори, що впливають на результати важкосередовищного збагачення такі.

Підготовка матеріалу до збагачення складається з операцій, що забезпечують верхню межу крупності для даного апарата, а також максимальне відділення шламу (дроблення, грохочення, знешламлення). Дрібні зерна у машинному класі є найбільш ймовірним джерелом забруднення продуктів збагачення, а шлам, крім того, погіршує реологічні властивості суспензії.

Гранулометричний склад збагачуваного матеріалу характеризується верхньою і нижньою межами крупності. При збагаченні крупного машинного класу верхня межа крупності, як правило, не перевищує 200 мм, але в окремих випадках при збагаченні вугілля допускається

підвищення верхньої межі крупності до 300 мм. Вміст шламів у крупному машинному класі повинен бути не більше 1,5 %. При збагаченні дрібного машинного класу верхню межу крупності приймають 13 або 25 мм, в окремих випадках допускається 40 мм. Ефективність збагачення (точність розділення) зі зменшенням крупності матеріалу знижується.

Фракційний склад збагачуваного матеріалу визначає збагачуваність матеріалу. Фракційний склад матеріалу на точність розділення не впливає, але від нього залежить якість продуктів збагачення. Якщо вміст важких фракцій в легкому продукті перевищує встановлені норми, густину суспензії знижують. При наявності легких фракцій у важкому продукті густину суспензії підвищують.

Навантаження на сепаратор за вихідним матеріалом повинно бути рівномірним. При зниженні крупності вихідного матеріалу навантаження на сепаратор належить зменшити. Але при нормальних умовах роботи (коли сепаратор не перевантажений) навантаження за вихідним матеріалом не впливає на ефективність важкосередовищного збагачення.

Гранулометричний склад обважнювача залежить від типу застосованого важкосередовищного апарата. Суспензії з необхідними реологічними властивостями (густина, в'язкість, стійкість) одержують з використанням обважнювачів (магнетит, феросиліцій), які містять 92 – 96 % класу – 0,074 мм.

Витрати суспензії при збагаченні крупного машинного класу у важкосередовищних сепараторах складають 0,8 – 1 $м^3/т$, при збагаченні дрібного машинного класу у важкосередовищних циклонах – в 3 – 4 рази більше.

Витрати води на відмивку обважнювача залежать від крупності збагачуваного матеріалу, вмісту шламів і густини суспензії. При відмивці обважнювача від крупних продуктів витрати води складають 0,7 – 1,1 $м^3/т$, при відмивці обважнювача від дрібних продуктів витрати води складають 1,7 – 2,5 $м^3/т$. Втрати обважнювача при збагаченні крупного класу складають 0,5 – 0,9 кг/т, при збагаченні дрібного класу – 1,0 – 1,7 кг/т.

Діаметр насадок і тиск на вході при збагаченні в важкосередовищних циклонах пропорційно впливає на продуктивність апарата. Тобто, збільшення цих параметрів сприяє збільшенню продуктивності циклона і навпаки.

Ефективність важкосередовищного збагачення оцінюється за величиною середнього імовірного відхилення E_{pm} , яке розраховується за формулами:

– для важкосередовищної сепарації

$$E_{pm} = 0{,}015\ \delta_p + 20 \text{ , кг/м}^3 \text{ ,} \qquad (4.6)$$

– для двопродуктового важкосередовищного гідроциклона

$$E_{pm} = 0{,}030\ \delta_p - 15\ ,\ кг/м^3\ , \qquad (4.7)$$

– для першої стадії трипродуктового гідроциклона

$$E_{pm} = 0{,}040\ \delta_p - 10\ ,\ кг/м^3\ , \qquad (4.8)$$

– для другої стадії трипродуктового гідроциклона

$$E_{pm} = 0{,}045\delta_p - 15\ ,\ кг/м^3\ , \qquad (4.9)$$

де δ_p – густина розділення, яка визначається за кривими збагачуваності.

Технологічні схеми збагачення у магнетитовій суспензії розрізняють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням.

Важкосередовищна сепарація використовується в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкрапленням для попереднього відділення породи перед основними процесами збагачення. У таких випадках важкосередовищна сепарація особливо важливе значення має при переробці руд сульфідних і окиснених металів, а також для вилучення алмазів. Але найбільш широке застосування важкосередовищна сепарація знайшла в схемах переробки вугілля.

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.

Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніше схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напору на вході в апарат, більших в 3 – 4 рази витрат суспензії і більш складної системи регенерації суспензії в зв’язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні.

4.3. Відсаджувальні машини

Відсадкою називають процес розділення суміші мінеральних частинок за густиною в турбулентному вертикальному пульсуючому потоці води або повітря знакозмінної швидкості. Пульсації мають задану амплітуду і частоту.

Збагачення відсадкою займає одне з провідних місць у технології збагачення корисних копалин. Відсадка з успіхом може застосовуватися для крупно- і середньовкраплених рудних і нерудних корисних копалин, у

яких корисні мінерали відрізняються від породних за густиною і представлені зернами крупністю, як правило, не менше 0,2 – 0,5 мм.

Відсадкою збагачують розсипні золотоносні, платинові, алмазні, титано-цирконієві руди, деякі корінні руди кольорових і рідкісних металів, залізні і марганцеві руди, але особливо широко відсадка використовується при збагаченні кам'яного вугілля і антрациту.

Процес відсадження здійснюється у відсаджувальних машинах, де вихідний матеріал у результаті багаторазової періодичної дії висхідних і низхідних (спадних) струменів середовища розділяється на продукти різної густини. У нижньому шарі концентруються частинки більшої густини, у верхньому – меншої.

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 важких продуктів збагачення (машини з шиберним розвантаженням, з розвантаженням крізь решето, з комбінованим розвантаженням);
- за числом ступенів або камер (машини одноступінчаті, двоступінчаті, триступінчаті, багатоступінчаті).

Поршневі відсаджувальні машини сьогодні не мають широкого розповсюдження внаслідок низької питомої продуктивності, а також великих витрат води і електроенергії. Вони практично повністю витиснуті повітряно-пульсаційними відсаджувальними машинами.

Відсаджувальні машини з рухомим решетом (рис. 4.7) обмежено застосовують для збагачення марганцевих і залізних руд крупністю 3 – 40 мм.

На збагачувальних фабриках найбільш широке використання для гравітаційного збагачення вугілля, руд чорних, кольорових і благородних металів, а також іншої мінеральної сировини знаходять *повітряно-пульсаційні (безпоршневі)* і *діафрагмові відсаджувальні машини*.

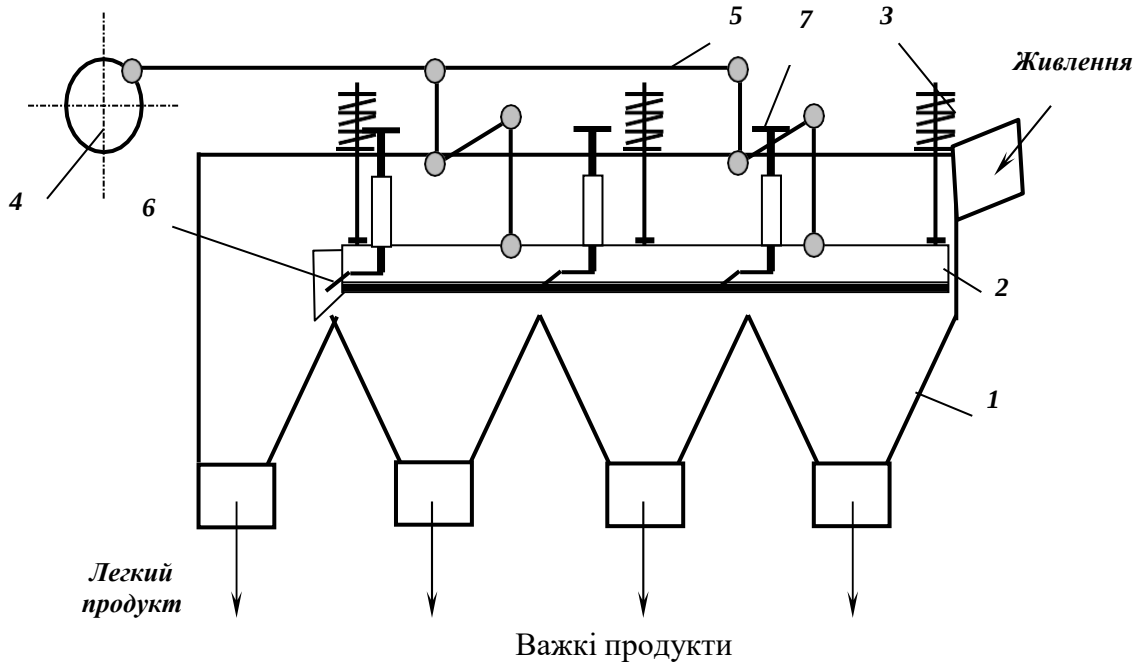


Рис. 4.7 – Схема трисекційної відсаджувальної машини з рухомим решетом.
1 – корпус; 2 – короб з решетом; 3 – пружина-амортизатор;
4 – ексцентриковий привод; 5 – система важелів;
6 – козирок; 7 – маховик.

На фабриках високої і середньої виробничої потужності рекомендується 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.

Існує багато типів повітряно-пульсаційних відсаджувальних машин, що відрізняються в основному конструктивним рішенням повітряних камер: бічним або підрешітним. Підрешітне розташування повітряних камер є найбільш прогресивним рішенням. При підрешітному розташуванні значно збільшується площа відсадження, що дозволяє підвищити продуктивність відсаджувальної машини без істотної зміни її розмірів.

Відсаджувальні машини для збагачення вугілля

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. 4.8) складається з корпусу ***10***, розділеного на три (або два) відділення: завантажувальне ***I***, проміжне ***II***, розвантажувальне ***III***. Кожне відділення розділене на секції з повітряними камерами ***8***, розташованими під щілинними решетами ***9***. Решета (робочі поверхні) можуть бути поліетиленовими або сталевими штампованими.

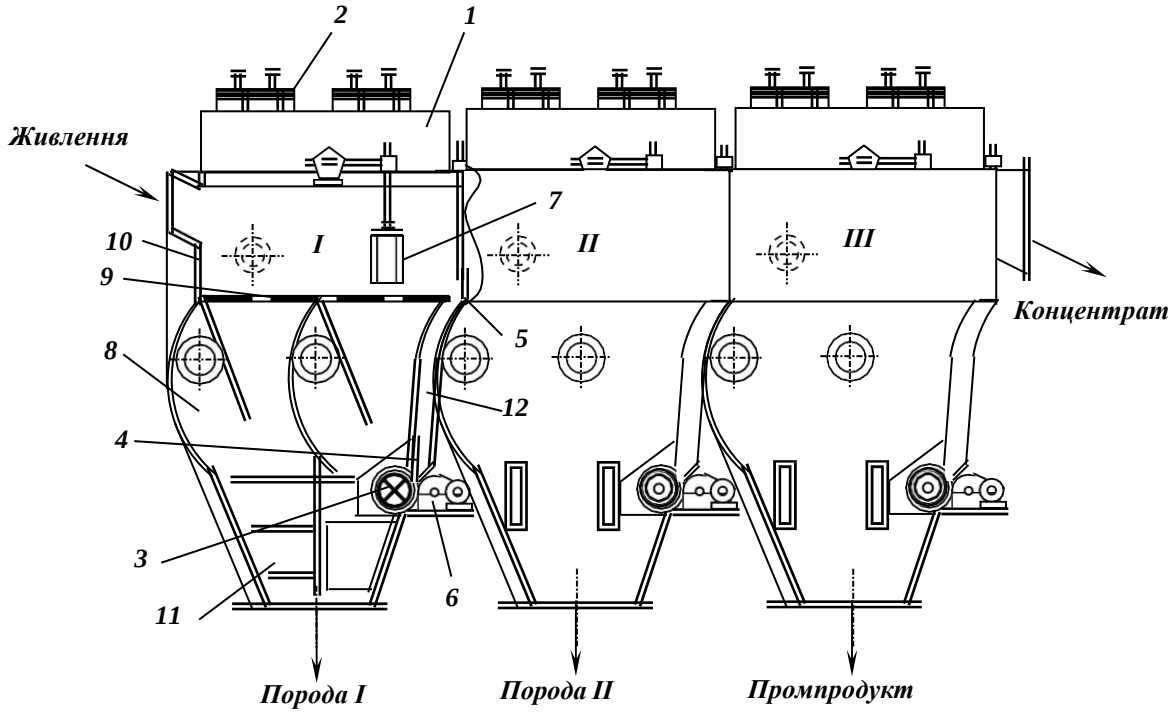


Рис. 4.8 – Відсаджувальна машина типу МО.
I, II, III **– відділення машини: завантажувальне, проміжне, розвантажувальне.**
1 – повітряний колектор; 2 – пульсатор; 3 – роторний розвантажувач; 4, 5 – шибери; 6 – електропривод розвантажувача; 7 – поплавок; 8 – повітряна камера; 9 – щілинне решето; 10 – корпус; 11 – розвантажувальна лійка; 12 – розвантажувальна камера.

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 водяний 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 пов'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 додається 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.

Технічні характеристики відсаджувальних машин типу МО і ОМА наведені в табл. 4.8.

Таблиця 4.8 – Технічні характеристики відсаджувальних машин типу МО і ОМА

Параметр	МО -208	МО-312	МО-318	МО-424	МО-636	ОМА-8	ОМА-10
Число секцій	4	6	6	6	12	4	5
Відсаджувальне відділення:							
площа, $м^2$	8	12	18	24	36	8	10
ширина, м	2	3	3	4	6	2	2
Стиснене повітря:							
тиск в ресивері, кПа	21 – 25	21 – 25	21 - 25	21 - 25	21 - 25	40	40
витрати, $м^3/с$	0,46-0,56	0,70-0,86	1,10-1,28	1,46-1,84	1,46-1,84	1,17	1,50
Частота пульсацій, $хв^{-1}$	30 – 80	30 – 80	30 - 80	30 - 80	30 - 80	42 – 51	42 – 51
Крупність вугілля, мм	0,5 – 13	0,5 – 125	13 - 150	13 - 150	13 - 150	до 250	до 250
Продуктивність, т/год:							
по вихідному вугіллю	80 – 120	120 – 320	180 - 500	240 - 650	до 750	до 200	до 250
по відходах	40	75	115	140	200	до 80	до 100
Потужність електро-двигуна, кВт	2x1,6	3x1,6	3x1,6	3x1,6	6x1,6	2,8	2,8
Габарити, мм:							
довжина	4980	7300	7300	7300	7300	5130	6200
ширина	3450	3415	3955	5195	7300	3330	3500
висота	4540	4540	4540	4900	4500	4540	4660
Маса, т	15,9	23,5	27,8	37,4	52,0	15,0	18,0

Відсаджувальні машини для збагачення 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 $м^2$.

У машинах ОПМ-12 – ОПМ-15, ОПС-12 – ОПС-24 і МОБК-8С 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. 4.9) складається з трьох окремих камер *1*. Решета *2* в камерах установлені на дерев'яних брусах і мають трафарети *3* для укладки штучної постелі.

Під решетами розташовані вертикальні труби *4* з дифузорами *5*, що примикають до них. Повітря під тиском через пульсатори *6* роторного типу надходить у повітряні камери *7* (простір між трубами) і приводить воду в коливальний рух.

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.

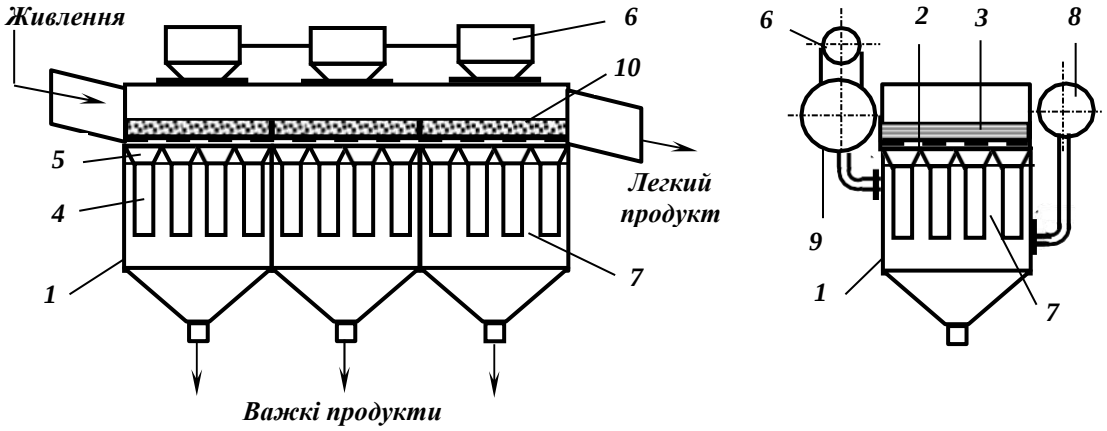


Рис. 4.9 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-13.
1 – камера; 2 – решето; 3 – трафарет; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузор; 6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – водяний колектор; 9 – повітряний колектор; 10 – штучна постіль.

Відсаджувальна машина МОБК-8С також має аналогічну конструкцію. Відсаджувальне відділення цієї машини складається з двох секцій: першої площею 3 м^2, і другої – 5 м^2. Решета установлені під кутом 1 – 2º. Амплітуда коливань води регулюється кількістю подаваного повітря. Машина обладнана автоматичним пристроєм *8* для випуску важких продуктів. Машина МОБК-8С виготовляється за індивідуальним замовленням.

Відсаджувальна машина ОПМ-22 (рис. 4.10) має бокове розташування повітряних камер, які відділені 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***. Частоту пульсацій повітря регулюють змінними шківами привода *6* пульсатора, а витрати повітря – заслінками ***4***. Машина обладнана автоматичним пристроєм (датчиком завантаження), що забезпечує відключення подачі повітря і зупинку машини при відсутності живлення протягом 10 хв. і більше.

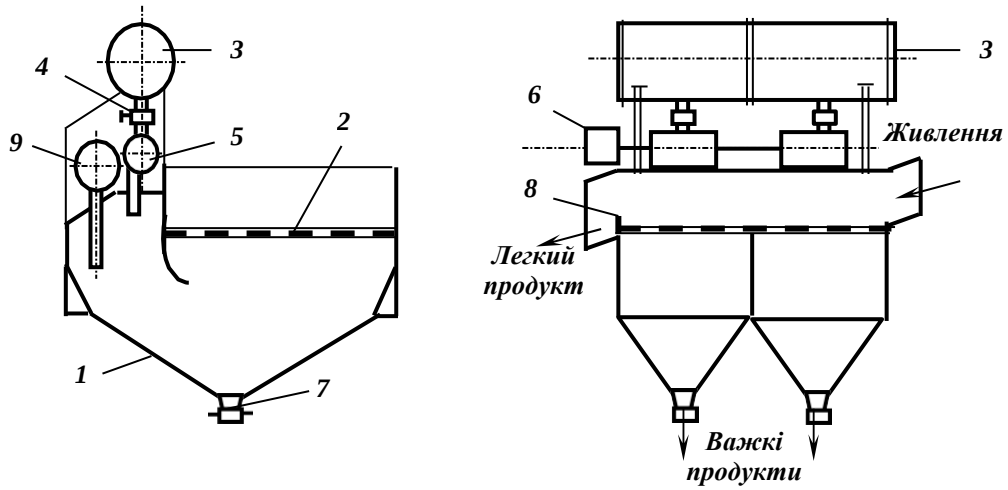


Рис. 4.10 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-22.
1 – корпус; 2 – решето; 3 – повітряний колектор; 4 – заслінка;
5 – роторний пульсатор; 6 – привод пульсатора;
7 – розвантажувальна насадка; 8 – поріг.

Аналогічну конструкцію мають машини ОПМ-23 – ОПМ-25 з числом камер від 3 до 5.

Відсаджувальна машина ОПС-13 (рис. 4.11) 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 виконується лопатевими розвантажувачами ***10.*** Машина оснащена уніфікованими повітряними пульсаторами ***5***, що дозволяють змінювати частоту пульсацій і цикл відсадки.

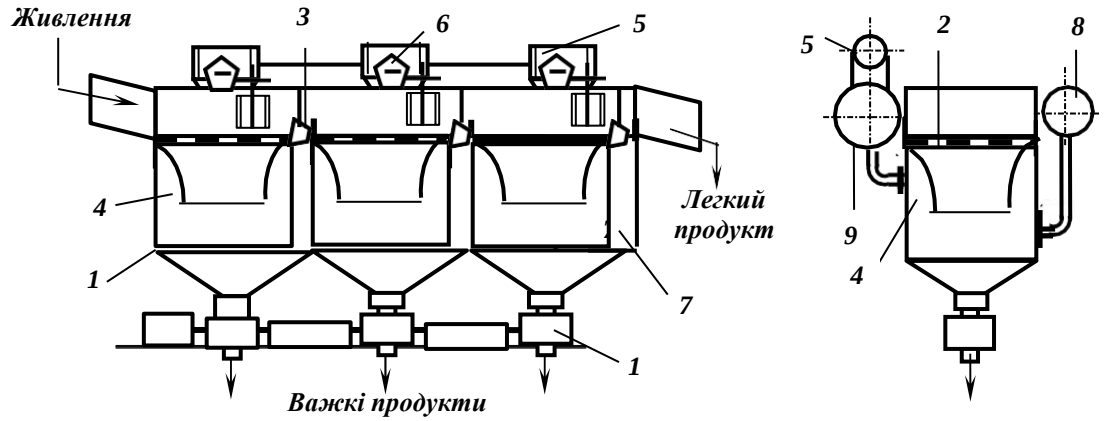


Рис. 4.11 – Схема відсаджувальної машини ОПС-13.
1 – камера; 2 – решето; 3 – шиберний пристрій; 4 – повітряна камера;
5 – пульсатор; 6 – автоматичний регулятор розвантаження важких фракцій;
7 – розвантажувальна камера; 8 – водний колектор;9 – повітряний колектор;
10 – блок розвантажувачів.

Машини ОПС виготовлюються також з двома (ОПС-12) і чотирма (ОПС-14) камерами, а також з чотирма камерами більшої ширини (ОПС-24).

Технічні характеристики відсаджувальних машин типів ОПМ і ОПС наведені в табл. 4.9.

Зарубіжні безпоршневі відсаджувальні машини за конструкцією мають багато спільного з вітчизняними машинами. В них використовуються секційність і уніфікованість, підрешітне і бокове розташування повітряних камер, автоматичне регулювання розвантаження важких продуктів, пульсатори з плавним регулюванням амплітуди і частоти пульсацій.

Відсаджувальні машини випускаються фірмами «Пік» (Франція), «Ведаг» (Німеччина), «Такуб» (Японія) та ін.

Відсаджувальні машини фірми «Пік» (Франція) мають бокове розташування повітряних камер і характеризуються витратами води 4 – 5 $м^3$/т, повітря 15 – 20 $м^3$/т, електроенергії 1 – 1,3 кВт·год/т. Питома продуктивність 5 – 7 т·год/$м^2$.

Відсаджувальні машини фірми «Ведаг» (Німеччина) мають підрешітне розташування повітряних камер, витрати води 1,5 – 2 $м^3$/т, повітря 9 – 11 $м^3$/т. Питома продуктивність 10 – 15 т/год·$м^2$.

Відсаджувальні машини типу ОМ (Польща) призначені для збагачення дрібного вугілля (класу 0,5 – 13 мм), мають підрешітне розташування повітряних камер і характеризуються витратами води 2,5 – 5 $м^3$/т, повітря 7 – 15 $м^3$/т. Машини випускаються чотирьох типорозмірів з площею відсадки від 8 до 24 $м^2$ і відповідно продуктивністю від 150 до 600 т/год. Для збагачення крупного вугілля (класу 0,5 – 50 мм) призначені *машини типу OZ* з площею відсадки від 8 до 36 $м^2$ і питомою продуктивністю до 25 т/год·$м^2$.

Відсаджувальні машини «Такуб» (Японія) призначені для збагачення дрібного і крупного вугілля. Вони мають під відсаджувальним решетом 12 вузьких повітряних камер. Сумарна площа поперечного перетину повітряних камер приблизно в два рази менше площі відсадки. Підрешітна вода подається в нижню частину повітряних камер. Регулювання числа пульсацій здійснюється ступінчасто за допомогою варіатора швидкостей. Продуктивність відсаджувальних машин типу «Такуб» складає від 50 до 340 т/год.

У *відсаджувальних машинах «Батак»* (*«Баум-Такуб»*) суміщені відсаджувальне відділення машини *«Баум»* з удосконаленим повітряним відділенням машини *«Такуб»*. На відміну від машини *«Такуб»* число повітряних камер зменшене за рахунок їхньої більшої ширини. Коливання води здійснюється клапанними пульсаторами з електронним пристроєм, що забезпечує зміну числа пульсацій від 40 до 70 $хв^{-1}$. Розвантаження важких продуктів виконується автоматичним шиберним пристроєм з гідравлічним приводом.

Управління приводом здійснюється за електричними сигналами від поплавка, що контролює висоту шару важких фракцій на решеті машини. При збагаченні дрібного вугілля застосовується комбінований спосіб розвантаження. Відсаджувальні машини типу «Батак» випускаються з робочим відділенням шириною від 5 до 7 м і площею відсадки до 36 $м^2$. Продуктивність по крупному вугіллю досягає 325 т/год, по дрібному вугіллю – 540 т/год при достатньо високій точності розділення.

Таблиця 4.9 – Технічні характеристики відсаджувальних машин ОПМ і ОПС

Параметр	ОПМ-12	ОПМ-13	ОПМ-14	ОПМ-15	ОПМ-22	ОПМ-23	ОПМ-24	ОПМ-25	ОПС-12	ОПС-13	ОПС-14	ОПС-24
Розміри камери:												
ширина, мм	1250	1250	1250	1250	2000	2000	2000	2000	1250	1250	2000	2000
довжина, мм	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Число камер	2	3	4	5	2	3	4	5	2	3	4	4
Площа решета, $м^2$	2,5	3,75	5,0	6,25	4,0	6,0	8,0	10,0	2,5	3,7	5,0	8,0
Коливання води:												
частота, $хв^{-1}$	110-350	110-350	110-350	110-350	142	176	227	316	50-120	50-120	50-120	50-160
амплітуда, мм	до 150	до 150	до 150	5 - 100	3 - 60	3 - 60	3 - 60	3 - 60	32-110	32-110	32-110	до 150
Стиснене повітря:												
тиск, кПа	20 - 50	20 - 50	20 - 50	20 - 50	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35	30 - 35	20 - 50
витрати, $м^3/с$	0,17	0,25	0,39	0,39	0,44	0,67	0,89	1,11	0,25	0,36	0,49	0,78
Крупність руди, мм	до 4	до 4	до 4	до 4	до 4	до 4	до 4	до 4	до 30	до 30	до 30	до 30
Продуктивність, т/год	до 25	до 40	до 50	до 55	до 40	до 60	до 60	до 75	до 30	до 45	до 50	до 100
Потужність електродвигуна, кВт	1,5	1,5	1,5	1,5	2,2	2,2	2,2	2,2	1,5	1,5	1,5	1,5
Габарити, мм:												
довжина	2790	3810	4830	5840	3300	4330	5350	6370	3290	4560	5780	4720
ширина	2480	2480	2480	2480	3100	3100	3100	3100	2460	2460	2460	3240
висота	3300	3300	3300	3300	4300	4300	4300	4300	3040	3040	3040	3230
Маса, т	4,7	6,5	8,3	9,75	6,14	8,61	11,0	13,54	5,0	7,5	8,23	20,0

4.3.2. Діафрагмові відсаджувальні машини

Діафрагмові відсаджувальні машини відрізняються простотою конструкції, компактністю, забезпеченням жорсткого режиму пульсацій середовища при постійності амплітуди 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. 4.12): 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. 4.12 *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 привода ***4*** через порожній шток ***6***, 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. В кінці кожної камери встановлений вертикальний регульований по висоті поріг ***7***. Важкі продукти розвантажують через штучну постіль і випускають з машини через крани або гідроелеватори. Легкий продукт видаляють через зливний поріг останньої камери.

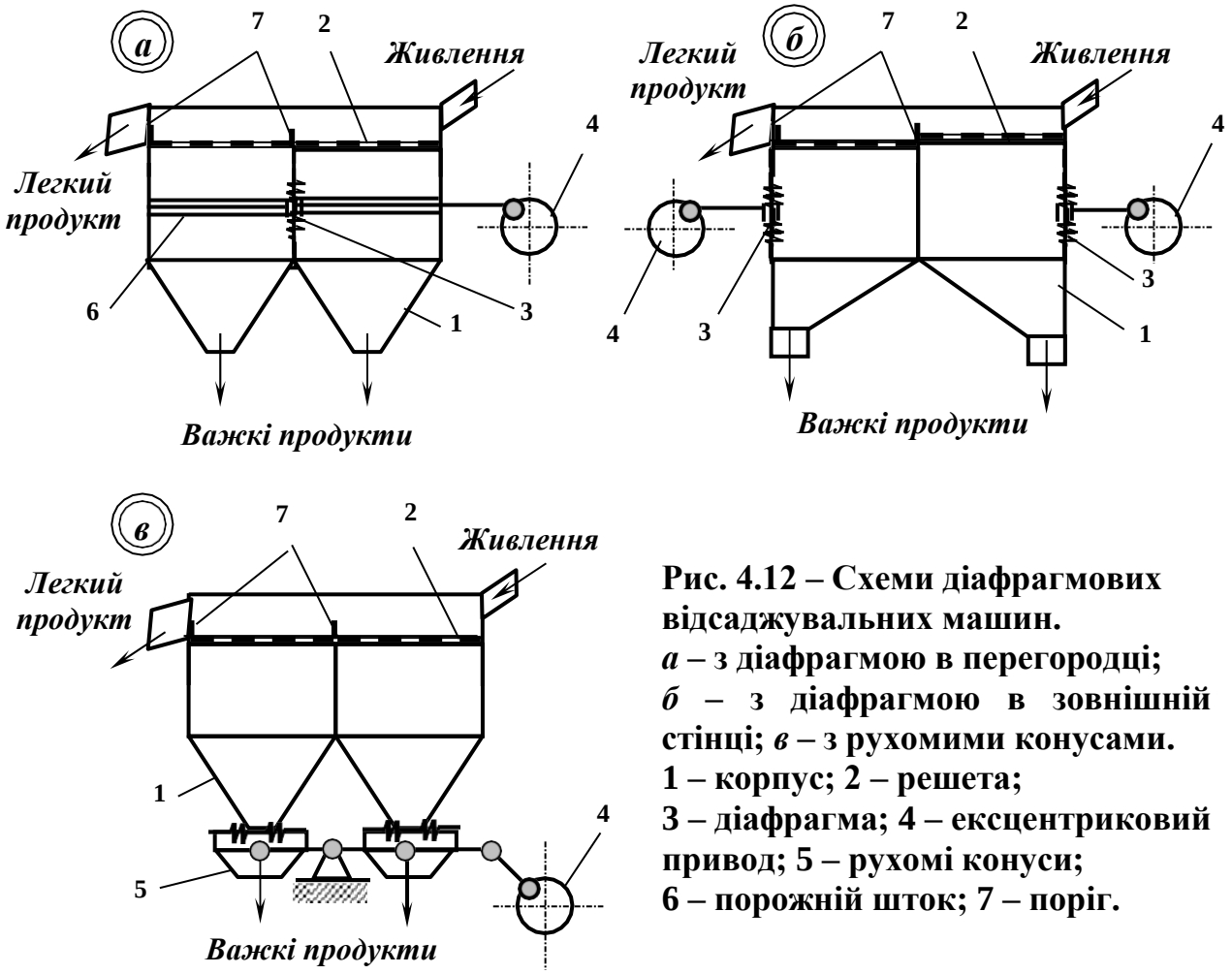


Рис. 4.12 – Схеми діафрагмових відсаджувальних машин.
а **– з діафрагмою в перегородці;**
б **– з діафрагмою в зовнішній стінці;** ***в*** **– з рухомими конусами.**
1 – корпус; 2 – решета;
3 – діафрагма; 4 – ексцентриковий привод; 5 – рухомі конуси;
6 – порожній шток; 7 – поріг.

Відсаджувальна машина МОД-4 (рис. 4.12 *б*) застосовується головним чином для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів крупністю до 30 мм.

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 через штучну постіль, потрапляють у пірамідальні камери, звідки періодично або безперервно випускаються з машини за допомогою спеціальних розвантажувальних пристроїв. Легкий продукт видаляється через зливний поріг ***7*** останніх камер.

Відсаджувальна машина МОД-2 (рис. 4.12 *в*) застосовується також 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 в верхній – ґумову кільцеву діафрагму ***3***, 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 ***7*** .

Технічні характеристики діафрагмових відсаджувальних машин наведені в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 – Технічні характеристики діафрагмових відсаджувальних машин

Параметри	ОВМ-1	МОД-1	МОД-2	МОД-3	МОД-4	МОД-6
Розміри камери, мм	300х300	760х760	1060х1060	1060х1060	1060х1060	1250х1250
Число камер	2	2	2	3	4	6
Робоча площа решіт, $м^2$	0,18	1,0	2,0	3,0	4,0	9,4
Частота коливань діафрагми, $хв^{-1}$	400 - 850	130 – 350	130 – 350	130 – 350	125 – 350	260 – 320
Хід діафрагми, мм	до16	до 40	до 40	до 40	до 75	до 16
Крупність руди, мм	0,1 – 8	0,5 – 15	0,5 – 15	0,5 – 30	0,5 – 30	0,1 – 0,5
Продуктивність, т/год	0,5 – 4	7 - 12	4 - 30	7 - 40	20 – 55	до 40
Потужність електродвигуна, кВт	0,6	1,1	2,2	2х2,2	2х2,2	3х2,8
Габарити, мм:						
довжина	1220	1950	2550	3850	3500	4850
ширина	650	1050	1350	1350	2600	3260
висота	1000	2050	2250	2250	2100	2570
Маса, т	0,24	1,0	1,8	2,7	3,5	10,0

За кордоном діафрагмові відсаджувальні машини виготовляються фірмами «Ведаг» (Німеччина), «Денвер» (США) «Сала» (Швеція) та ін. Зарубіжні діафрагмові відсаджувальні машини мало відрізняються від вітчизняних машин за технологічними показниками і конструктивно.

4.3.3. Основні параметри відсадки

Основні параметри, що впливають на процес відсадки, розділяють на три групи:

– *технологічні,* що залежать, зокрема, від характеристики вихідного матеріалу (гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу, його крупність, форма зерен і їх міцність, питома продуктивність машини);

– *гідродинамічні*, що визначаються параметрами підрешітної води і стисненого повітря (цикл відсадки, частота і амплітуда пульсацій, витрати і тиск води і повітря, розрідженість живлення);

– *конструктивні*, що залежать від типу використаної машини (спосіб розвантаження важких і легких продуктів, спосіб створення пульсацій у відсаджувальній камері, число камер, площа відсаджувального решета).

Технологічні параметри відсадки

Технологічні параметри відсадки визначаються якістю і кількістю збагачуваного матеріалу, тобто їх гранулометричним, фракційним складом і фактичною питомою продуктивністю відсаджувальної машини. Технологічні результати відсадки характеризуються взаємним засміченням кінцевих продуктів збагачення, а також показниками технологічної ефективності – середнім ймовірним відхиленням E_{pm} і погрішністю розділення I.

Гранулометричний склад вихідного матеріалу визначає структуру постелі відсаджувальної машини. Зі зменшенням крупності збагачуваного матеріалу підвищується гідродинамічний опір постелі, внаслідок чого знижуються ефективність і точність розділення матеріалу. Технологічна ефективність відсадки особливо залежить від вмісту в живленні шламів, які не збагачуються, а практично повністю переходять в легкий продукт. Так, при збагаченні вугілля для нормальної роботи відсаджувальної машини вміст шламів крупністю 0 – 0,5 мм не повинен перевищувати 15%.

Мінімальним для відсадки необхідно вважати такий розмір частинок, менше якого ефективність збагачення іншими методами буде вище, ніж відсадкою. Розмір максимальної грудки збагачуваного матеріалу обмежений не технологічними можливостями процесу, а конструктивними особливостями відсаджувальних машин (головним чином конструкцією розвантажувальних пристроїв). Для більшості відсаджувальних машин різних типів за умовами розвантаження важких продуктів максимальний розмір зерен не перевищує 100 – 150 мм і тільки у відсаджувальних машинах типу ОМА можна збагачувати матеріал крупністю до 250 мм.

Діапазон крупності матеріалу при відсадці, як правило, залежить від прийнятої на фабриці технологічної схеми. Стабілізувати якість вихідного

матеріалу за гранулометричним складом можна усередненням, однак і після цього коливання якісних показників залишаються значними.

Наявність в збагачуваному матеріалі зерен плоскої форми приводить до зниження пропускної здатності постелі і погіршення ефективності розділення. При збагаченні вугілля плоскі частинки породи виносяться висхідним потоком в концентрат і знижують його якість.

Низька міцність зерен збагачуваного матеріалу сприяє його ошламлюванню, що ускладнює процес відсадження (шлами в незбагачуваному стані переходять в легкий продукт).

Товщина постелі на решеті відсаджувальної машини залежить від крупності збагачуваного матеріалу. При збагаченні крупних класів руд вона дорівнює 5 – 10 діаметрам найбільших частинок у живленні, при збагаченні дрібних класів вона становить 80 – 90 мм. При збагаченні крупних класів вугілля товщина постелі дорівнює 350 – 400 мм, при збагаченні дрібних класів – 250 – 350 мм.

При відсадженні зі штучною постіллю її товщину приймають з урахуванням виходу підрешітних (важких) продуктів – чим більше її товщина, тим нижча пропускна здатність, і навпаки. Тому при відсадці багатих руд товщина постелі повинна бути менше, ніж при відсадці бідних.

Крупність частинок штучної постелі приймається в 2,5 – 6 разів більшою максимальної крупності частинок збагачуваного матеріалу. Для приготування штучної постелі використовують рудні концентрати (гематитовий, магнетитовий, піролюзитовий та ін.), стальний дріб, скрап, відпрацьовані кулі млинів і т.п. При цьому пропускна здатність штучної постелі суттєво залежить від гранулометричного складу її верхнього підшару.

Регулювання товщини відсаджувальної постелі важких фракцій на ситі здійснюється автоматичними регуляторами.

Фракційний склад вихідного матеріалу характеризує його збагачуваність. Чим вище вміст в збагачуваному матеріалі проміжних фракцій (зростків), тим нижча ефективність процесу відсадки. Підвищення вмісту важких фракцій у вихідному матеріалі сприяє підвищенню якості важкого продукту і погіршенню якості легкого продукту, і навпаки.

Для одержання продуктів необхідної якості у відсаджувальну машину повинно подаватись живлення постійного фракційного складу. Збереження якісно-кількісних показників кінцевих продуктів відсадки при погіршенні фракційного складу збагачуваного матеріалу досягається підвищенням ефективності розділення, що в більшості випадків можливе тільки за рахунок зниження питомої продуктивності.

Питома продуктивність відсаджувальних машин визначається за нормами навантаження на 1 м^2 решета. Вона обумовлена низкою факторів, зокрема фізичними властивостями і крупністю вихідного матеріалу, вимогами до якості кінцевих продуктів, конструктивними особливостями відсаджувальних машин та ін.

Питома продуктивність відсаджувальних машин коливається в широких межах від 5 до 30 т/год·м^2.

Між питомою продуктивністю, швидкістю розшарування і точністю розділення існує визначений взаємозв'язок. Чим вища швидкість формування постелі, тим вища за інших рівних умов продуктивність відсаджувальних машин. Швидкість формування постелі залежить від властивостей збагачуваного матеріалу і режиму відсадки, який в свою чергу визначається конструктивними особливостями відсаджувальних машин. Значення цього параметра для кожного типу машин і конкретних умов експлуатації може бути знайдено тільки експериментально.

Продуктивність відсаджувальної машини визначається за формулою:

$$Q = qF \text{ , т/год,} \qquad (4.10)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м^2; F – площа відсаджувального решета, м^2.

Зі збільшенням питомої продуктивності знижується ефективність збагачення, що пов’язано зі збільшенням швидкості руху матеріалу вздовж машини і, отже, зі зменшенням часу перебування матеріалу в робочій камері відсаджувальної машини. При низькій питомій продуктивності технологічні показники теж погіршуються внаслідок значного збільшення вмісту легких фракцій у важких продуктах відсадки, тому що неможливо постійно підтримувати необхідну товщину постелі.

Норми питомої продуктивності відсаджувальних машин при збагаченні корисних копалин наведені в табл. 4.11 і 4.12.

Таблиця 4.11 – Норми питомої продуктивності відсаджувальних машин при збагаченні вугілля

Збагачуваний матеріал	Крупність, мм	Питома продуктивність (т/год·м^2), якщо збагачуваність матеріалу			Вміст породних фракцій у живленні, %
		легка	середня	важка	
Кам’яне вугілля	0,5 –13 +13 і 0,5 - 100	12 – 15 13 - 18	8 - 12 10 - 13	7 - 10 8 - 12	Не більше 50 Не більше 60
Антрацит	6 - 150	25 20 18	23 19 17	20 18 16	Менше 25 25 – 35 Понад 35

Таблиця 4.12 – Норми питомої продуктивності відсаджувальних машин при збагаченні руд

Збагачуваний матеріал	Крупність, мм	Продукти збагачення	Питома продуктивність, т/год·м^2
Мідні, цинкові і поліметалічні свинцево-цинкові руди	1 – 4	Остаточний концентрат, промпродукт і відвальні відходи	1 – 2
Залізні і марганцеві руди	2 – 4	Те ж саме	2 – 5
	15 – 20	Те ж саме	5 – 7
Вольфрамові і олов'яні корінні руди	1 – 3	Бідний концентрат для подальшої обробки і відвальні відходи	4 – 6
	8 – 16	Чорновий концентрат і багаті відходи для подальшої переробки	7 – 12 і більше
Руди рідкісних металів	розсипні	Бідний концентрат для подальшої переробки і відвальні відходи	5 – 10
Золотовмісні руди	розсипні, корінні подрібнені	Те ж саме Чорновий концентрат з крупним золотом	10 – 20 20 – 50

Якщо вимоги до відсадки обмежені одержанням тільки відвальних відходів, а до якості концентрату спеціальних вимог не висувається можна допускати більш високу питому продуктивність. При необхідності одержання концентрату високої якості питому продуктивність слід приймати за мінімальними значеннями. Питома продуктивність повинна бути ще більше знижена при одержанні трьох кінцевих продуктів в одній відсаджувальній машині. При застосуванні штучної постелі питомі продуктивності повинні бути в 2 – 3 рази нижче, ніж при застосуванні природної.

Гідродинамічні параметри відсадки

Гідродинамічні параметри відсадки обумовлюють створення коливального режиму середовища і розпушення постелі. Раціональні умови розділення за густиною забезпечуються регулюванням параметрів циклу, стисненого повітря і підрешітної води.

Цикл відсадки характеризується частотою коливань середовища, тривалістю його підйому, опускання і паузи між ними.

Найбільш сприятлива діаграма відсаджувального циклу повинна забезпечити при висхідному потоці за відносно невеликий час максимальну розпушеність по всій висоті постелі, а потім, по можливості, плавне опускання частинок. Для одержання оптимальної діаграми відсаджувального циклу в залежності від збагачуваного матеріалу і питомої продуктивності необхідно підбирати параметри повітряного циклу: тривалість впуску, випуску повітря і пауз між ними, тиск повітря і частоту пульсацій. Сукупність параметрів повітряного циклу обумовлює динамічний режим розпушення постелі, який характеризується такими вихідними гідродинамічними параметрами: амплітудою пульсацій, максимальним підйомом постелі, максимальною швидкістю висхідного і низхідного потоків, критерієм розпушеності.

На *розпушення постелі* суттєво впливає частота пульсацій і тиск повітря. При доброму розпушенні постелі збільшується продуктивність відсаджувальної машини. Однак при великих швидкостях руху води дрібні зерна важкого продукту можуть виноситься у верхні шари постелі, а зерна плоскої і неправильної форми, що мають великий коефіцієнт опору, затримуються у верхніх шарах постелі. При недостатньому розпушенні постелі умови її розшарування погіршуються внаслідок високого механічного опору постелі руху в ній зерен, особливо крупних. Продуктивність відсаджувальної машини знижується.

Коефіцієнт розпушення відсаджувальної постелі – характеристика шару робочої постелі у відсаджувальній машині або завісі твердих частинок у робочому середовищі збагачувального апарата, яка визначається співвідношенням об’єму проміжків між твердими частинками до загального об’єму системи. Так, якщо тверда фаза займає об’єм $V_т$ у загальному об’ємі $V_о$, то коефіцієнт розпушення складає:

$$\theta = (V_о – V_т)/V_о.$$

Частота і амплітуда пульсацій води визначають швидкісний режим висхідних і низхідних потоків у відсаджувальній машині, який обумовлює розпушення і висоту підйому мінеральних зерен над решетом.

Зі збільшенням *частоти пульсацій* абсолютні значення вихідних гідродинамічних параметрів зменшуються, особливо різко зменшуються підйом і розпушеність постелі. З технологічної точки зору доцільно вести процес відсадження при низькій частоті пульсацій. В цьому випадку збільшується швидкість висхідного потоку і амплітуда пульсацій, досягається максимальний підйом постелі і підвищується її розпушеність.

Однак при низькій частоті пульсацій режим відсадження стає менш стійким і більш чутливим до змін навантаження, гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Підтримка оптимального режиму розшарування в цьому випадку ускладнена і вимагає більш досконалих систем автоматичного регулювання процесу.

Вибір амплітуди пульсацій води залежить від частоти пульсацій, крупності і коефіцієнта пористості важкого шару постелі.

При виборі частоти і амплітуди пульсацій води повинні бути враховані максимальний розмір, густина і гранулометричний склад зерен збагачуваного матеріалу, вміст легких і важких фракцій, товщина постелі, а також вимоги до якості продуктів відсадки.

Зі збільшенням крупності зерен збагачуваного матеріалу швидкість руху пульсуючої води повинна збільшуватись, що досягається збільшенням амплітуди пульсацій. Амплітуду пульсацій також збільшують при збільшенні товщини постелі і при великому вмісті важкого продукту в збагачуваному матеріалі. Частоту пульсацій зі збільшенням крупності зерен знижують.

Орієнтовно амплітуду і частоту пульсацій можна визначити за емпіричними формулами:

$$l = 8{,}1 d_{max}^{0{,}6}\ , \text{мм}, \qquad (4.11)$$

$$\omega = 1340 / l^{0{,}5}\ , \text{хв}^{-1}, \qquad (4.12)$$

де l – амплітуда коливань, мм; – частота коливань, хв$^{-1}$; d_{max} – максимальний розмір зерна збагачуваного матеріалу, мм.

Орієнтовні значення амплітуди і частоти уточнюють в процесі наладки і регулювання відсаджувальної машини.

Витрата і тиск повітря – фактори грубого регулювання процесу відсадки.

Витрата повітря, що подається в машину, впливає на амплітуду пульсацій води. При збільшенні гідравлічного опору постелі витрата повітря повинна бути збільшена.

Зі збільшенням *тиску повітря* майже пропорційно збільшуються швидкість висхідного потоку і амплітуда пульсацій, в більшій мірі – швидкість низхідного потоку, висота підйому і розпушеність постелі. Змінюючи тиск у повітряних камерах відсаджувальних машин в різні періоди циклу можна впливати на динаміку розпушення постелі.

Регулювання процесу відсадки з використанням параметрів повітря організовують, як правило, при значних коливаннях гранулометричного

чи фракційного складу збагачуваного матеріалу або питомої продуктивності.

Підрешітна вода служить фактором оперативного (і більш «м'якого») регулювання відсадки шляхом підтримки раціонального розпушення відсаджувальної постелі. При цьому розпушеність постелі залежить від змін тиску і витрати повітря більшою мірою, ніж від витрати підрешітної води.

Зниження витрати підрешітної води приводить до зменшення амплітуди пульсацій, підйому постелі, її розпушення і швидкостей висхідного і низхідного потоків. Зменшення вихідних гідродинамічних параметрів відсадки, зокрема амплітуди пульсацій, приводить до зниження рівня зливу води через зливний поріг відсаджувальної машини.

Витрата і тиск повітря, а також витрата підрешітної води використовуються як регулювальні фактори в системах автоматичного регулювання відсаджувальних машин.

Витрата транспортної води впливає і на тривалість перебування збагачуваного матеріалу у відсаджувальній машині. При великій витраті транспортної води зменшується ефективність процесу, але збільшується продуктивність.

Залежно від конкретних умов сумарні витрати підрешітної і транспортної води складають від 2 до 6 $м^3$/т збагачуваного матеріалу.

Розрідженість живлення не повинна перевищувати 1 – 2 $м^3$/т. У протилежному випадку у відсаджувальній машині створюється горизонтальний потік, що перемішує шар матеріалу, який знаходиться над постіллю, і порушує в ньому розшарування частинок.

Конструктивні параметри відсадки

Конструктивні параметри відсадки визначаються головним чином крупністю збагачуваного матеріалу і необхідною продуктивністю процесу, що враховується вибором типу і типорозміру відсаджувальної машини.

Тип відсаджувальної машини визначається різновидом збагачуваної сировини, крупністю живлення і вимогами до продуктів збагачення. В свою чергу тип відсаджувальної машини визначає *спосіб створення пульсацій у відсаджувальній камері*.

Для відсадки дрібноподрібнених руд рідкісних і кольорових металів необхідно збільшене число пульсацій у відсаджувальній машині за відносно малої амплітуди. Крім того, бажано забезпечити рівномірність пульсацій по всій площі відсаджувального решета. Такий режим відсадження створюється діафрагмовими відсаджувальними машинами. Діафрагмові машини мають невелику *площу відсаджувальних решіт* і відповідно невисоку одиничну продуктивність, тому їх доцільно

використовувати на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного господарства.

Для відсадки крупно- і середньовкраплених руд і кам'яного вугілля застосовують повітряно-пульсаційні (безпоршневі) відсаджувальні машини. Ці машини мають велику *площу відсаджувальних решіт* і відповідно високу одиничну продуктивність, тому їх доцільно використовувати на фабриках високої і середньої виробничої потужності.

Число камер відсаджувальної машини залежить від необхідного числа продуктів розділення і їх якості.

Спосіб розвантаження важких продуктів теж впливає на кінцеву ефективність розділення у збагачувальному апараті. Розвантажувальні пристрої повинні забезпечити видалення з машини такої кількості важких продуктів, яка надходить з вихідним матеріалом, і при цьому не порушувати досягнутого розшарування постелі. Найчастіше застосовуються такі способи розвантаження важких продуктів: дрібної фракції (крупністю менше 4 мм) – крізь штучну постіль, крупної фракції – через горизонтальні або вертикальні щілини в кінці відділення з затворами різних конструкцій. Крім того, відомі ерліфтні розвантажувальні пристрої важких та інших фракцій безпосередньо з шару матеріалу відсаджувальної постелі певної густини.

Легкі фракції вивантажують через, як правило, нерухомий поріг в кінці машини. Запропонована конструкція рухомого поплавкового порогу є регулятором прямої дії процесу вивантаження легкої фракції.

Режим відсадки визначається сукупним впливом різних гідродинамічних параметрів і умов розвантаження важких продуктів. Оптимальним вважають режим відсадки, при якому якість концентрату, величина втрат цінних компонентів і питома продуктивність відповідають реально можливим при максимальній техніко-економічній ефективності збагачення. Оптимальний режим забезпечує дотримання заданої густини розділення і технологічно обґрунтованих допустимих норм взаємного засмічення кінцевих продуктів сторонніми фракціями при заданій продуктивності машини.

Відсадка застосовується для збагачення вугілля, залізних, марганцевих, олов'яних і золотовмісних руд, при переробці розсипів, для вилучення вільних металічних включень з корінних і розсипних руд.

4.4. Шлюзи

Шлюзи застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи). Умовою ефективного збагачення на шлюзах є значна різниця між густиною корисних і породних мінералів:

$$k_0 = (\delta_в - 1)/(\delta_л - 1) \cdot 3{,}5 \quad , \qquad (4.13)$$

де $\delta_в$,$\delta_л$ – відповідно густина важкого і легкого мінералів, т/м^3.

На шлюзах, як правило, збагачують бідні за вмістом корисного компонента матеріали крупністю до 300 мм.

У найбільш простому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом 5 – 8°. На його дно 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 галю, 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.

На шлюзах звичайно здійснюється первинна обробка корисної копалини. Вихідний продукт і вода у вигляді пульпи з розрідженістю не менше 5 – 6 м^3/т 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.

Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, доки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і виконується сполоскування, що полягає у видаленні зі шлюзу важкого продукту (концентрату). У залежності від конструкції шлюзу сполоскування може бути зроблене 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 сполоскуваннями може тривати від декількох годин до 10 – 15 діб. Вихід концентрату на шлюзі складає десяті і соті частки відсотка, однак при збагаченні бідних розсипних руд шлюз характеризується високим ступенем концентрації.

4.4.1. Конструкції шлюзів

Відповідно від умов роботи шлюзи підрозділяють на такі групи:

– *шлюзи глибокого наповнення* – працюють на рядових не підготовлених до збагачення матеріалах, в них одночасно виконується дві операції – дезінтеграції і концентрації;

– *шлюзи неглибокого (дрібного) наповнення* – працюють на попередньо дезінтегрованому і класифікованому за крупністю матеріалі;

– *ворсисті шлюзи* – працюють на тонкозернистому матеріалі крупністю до 1 мм, вони армуються лише м'яким уловлювальним покриттям і не мають трафарета;

– *рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлювальним покриттям* – за характером процесу концентрації належать до шлюзів другої і третьої груп, але за конструктивними особливостями виділені в самостійну групу.

Стаціонарні шлюзи

Нерухомі гідравлічні шлюзи (шлюзи глибокого наповнення) призначені для переробки великих обсягів руд розсипів без попередньої дезінтеграції матеріалу. Вони мають великий поперечний перетин (від 500х500 до 1500х1270 мм), який розрахований на транспортування великого об'єму розрідженої пульпи (розрідженість від 25 до 60 $м^3/т$) з дуже крупними (іноді до 300 – 500 мм) валунами. Похил жолоба шлюзу складає 0,05 – 0,12 і лімітується похилом місцевості, а також умовами складування відходів збагачення. Шлюзи збирають з 6-метрових ланок при спільній довжині до 50 м і укладають безпосередньо на ґрунт, якщо дозволяє рельєф, або установлюють на естакаді. Режим роботи гідравлічних шлюзів внаслідок великих витрат води регулювати важко, тому для додаткового уловлювання дрібних важких частинок цінного компонента, які знесені потоком, за шлюзом глибокого наповнення установлюють *підшлюзки (шлюзи дрібного наповнення)*. Для цього з відходів шлюзу глибокого наповнення виділяють клас – 10 (16) мм і направляють на збагачення у більш тонкому і спокійному потоці в шлюзах дрібного наповнення. Підшлюзки мають довжину до 6 м і ширину 0,7 – 0,8 м, звичайно спільна ширина підшлюзків в 4 – 10 разів перевищує ширину основного гідравлічного шлюзу, що сприяє роботі при знижених питомих навантаженнях.

Дражні стаціонарні шлюзи являють собою шлюзи дрібного наповнення, на які матеріал подається після класифікації за крупністю. Дражні шлюзи мають довжину 3 – 6 м при ширині 0,8 м, похил жолоба шлюзу складає 0,10 – 0,12.

Одним з різновидів *доводочних шлюзів* є *вашгерд* (рис. 4.13). Це короткий широкий шлюз, що установлюється з похилом 0,01 – 0,02.

У головній частині вашгерда є дві перегородки, одна з яких не торкається дна, а друга – не доходить до верха бортів. У проміжок між першою перегородкою і стінкою вашгерда подають воду, що переливається через другу перегородку і рівномірно розтікається по днищу жолоба. Матеріал завантажується в головну частину жолоба і перемішується вручну.

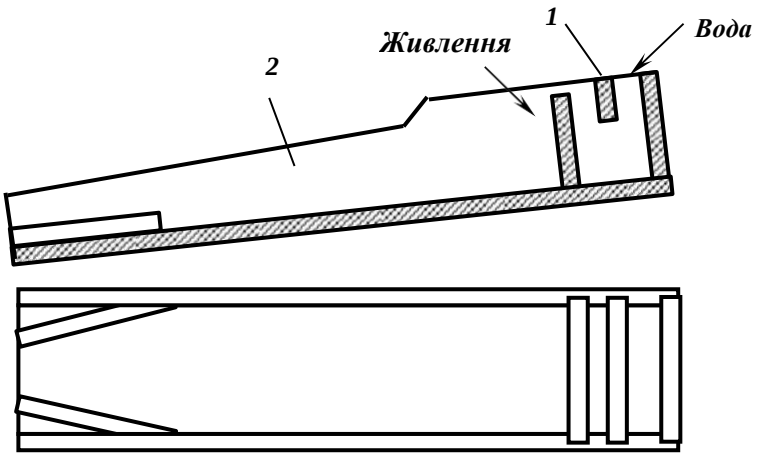


Рис. 4.13 – Схема гідравлічного вашгерду.
1 – перегородка;
2 – жолоб.

Серед *спеціальних шлюзів* для збагачення дрібних матеріалів найчастіше застосовуються *ворсисті шлюзи*, що являють собою короткі (2 – 3 м) широкі (0,8 – 1,2 м) жолоби з дном вкритим сукном або іншим ворсистим матеріалом, іноді ґумовими килимками. Пульпа на ворсисті шлюзи подається шаром 3–5 мм. Коли тканина заповниться концентратом, її знімають зі шлюзу і старанно промивають. З 1 м^2 різних покрить за одне споліскування знімають від 0,5 до 3 кг концентрату.

Технічна характеристика стаціонарних шлюзів наведена в табл. 4.13.

Таблиця 4.13 – Технічна характеристика стаціонарних шлюзів

Тип шлюзу	Призначення	Довжина, м	Ширина, м	Похил	Висота потоку, м
Гідравлічний	Гідравлічна розробка розсипів	100 – 150	0,4 – 0,8	0,05 – 0,12	0,40 – 0,50
Приладний	Механічна розробка розсипів	25 – 30	0,7 – 1,0	0,08 – 0,12	0,03 – 0,12
Головний	Уловлювання самородків і крупного золота	2 – 10	0,7 – 1,0	0,12 – 0,20	0,10 – 0,15
Підшлюзок	Збагачення дрібних фракцій пісків	До 10	0,6 – 0,8	0,10 – 0,12	0,03
Дражний	Збагачення матеріалів на драгах	4,5 – 6,5	0,6	0,10 –0,12	0,03 – 0,12
Доводочний	Обробка концентратів основних шлюзів	До 3	0,4 – 0,6	0,06 – 0,12	0,01 – 0,03

На основі стаціонарних шлюзів для збагачення розсипів створені і застосовуються два види промивних приладів: скруберні і гідроелеваторні (землесосні).

Основними апаратами в *скруберних промивних пристроях* є скрубер-бутари і шлюзи. У скрубер-бутарах матеріал розпушується і розділяється на класи +30 і –30 мм. Крупний клас направляється у відвал, а клас 0 – 30 мм – на шлюзи.

Гідроелеваторні промивні пристрої характеризуються гідравлічним способом дезінтеграції і подачі матеріалу на шлюзи. Гірнича маса розмивається на грохоті, після чого підрешітний продукт крупністю до 120 мм землесосом подається на збагачення в шлюзах. Гідроелеваторні промивні пристрої можуть бути як з одностадіальною схемою збагачення, так і з двостадіальною, яка складається з шлюзів глибокого наповнення і підшлюзків.

Рухомі шлюзи

Розрізняють на три види шлюзів з рухомою робочою поверхнею:

– шлюзи, що періодично обертаються (металевий секційний і перекидний);

– шлюзи з рухомим ґумовим покриттям;

– вібраційні шлюзи.

Перші два види шлюзів застосовуються на драгах.

Шлюз металевий секційний ШМС (рис. 4.14) складається з декількох стаціонарних жолобів *1* з нерухомою поверхнею.

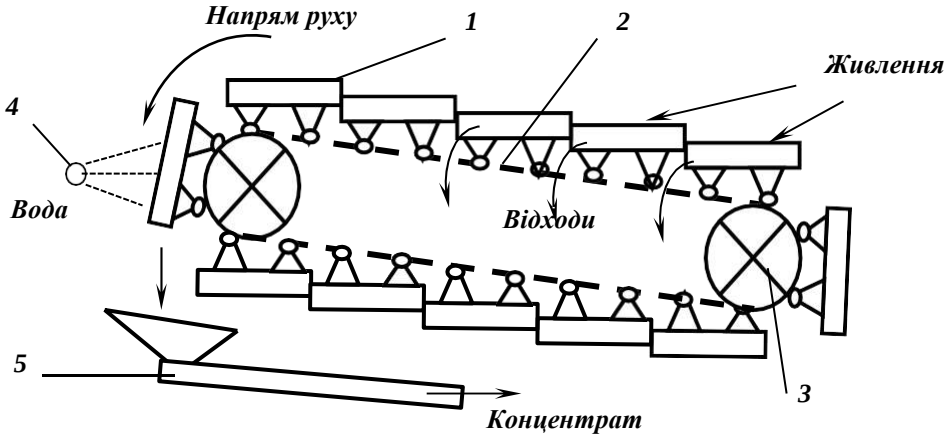


Рис.4.14 – Схема металевого секційного шлюзу.
1 – стаціонарний жолоб; 2 – нескінчений ланцюг; 3 – зірочка ;
4 – зрошувач; 5 – збірник концентрату з трубопроводом.

Число жолобів залежить від необхідної потужності драги, на якій встановлюють шлюз. Жолоби ***1*** змонтовані на двох нескінчених ланцюгах ***2***, що натягнуті на зірочки ***3***, які обертаються за допомогою електродвигуна. Уловлювальне покриття жолобів аналогічне тому, що

застосовується на стаціонарних шлюзах. Вода для сполоскування подається зі зрошувача ***4*** при огинанні кожним жолобом зірочки. Для збору і транспортування концентрату (важкий продукт) на подальшу переробку під шлюзовим конвеєром установлені збірник з трубопроводами ***5***.

Недоліками металевих рухомих шлюзів є велика металоємність і неможливість розміщення жолобів у два яруси.

Перекидний шлюз ШОМ (рис.4.15) складається з двох жолобів, що розташовані симетрично відносно горизонтальної площини і періодично обертаються навколо осі.

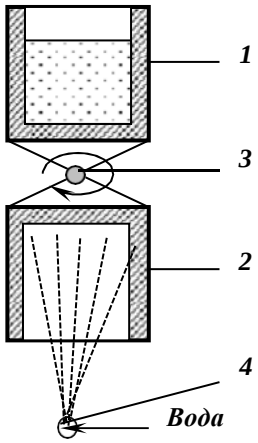


Рис. 4.15 – Схема перекидного шлюзу.
1 – робочий жолоб; 2 – жолоб повернутий на сполоскування;
3 – обертова вісь; 4 – зрошувач.

Верхній шлюз – робочий, в той час як з нижнього здійснюється змив концентрату. Перекидні шлюзи застосовуються на драгах як доводочні.

Шлюз з рухомим уловлювальним покриттям ШПРП (рис. 4.16) являє собою нескінченну ґумову стрічку ***1*** коробчастого перетину з покриттям у вигляді нарифлень.

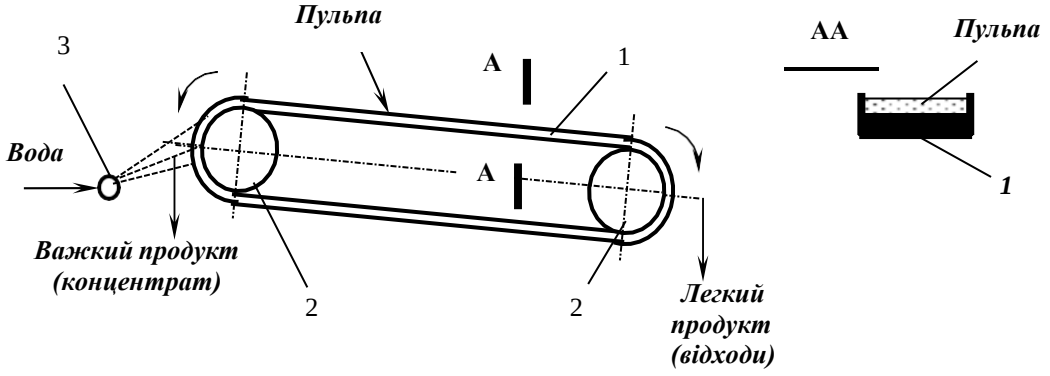


Рис. 4.16 – Схема шлюзу з рухомим уловлювальним покриттям.
1 – ґумова стрічка; 2 – барабани (привідний і натяжний); 3 – зрошувач.

Стрічка натягнута між двома барабанами ***2*** (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 барабана, а осілі на стрічку важкі фракції змиваються за допомогою зрошувача *3* після огинання стрічкою ведучого барабана.

Застосування шлюзів з рухомим уловлювальним покриттям дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної установки в 3 рази за рахунок скорочення часу технологічного циклу – сполоскування здійснюється безупинно без демонтажу трафаретів і уловлювальних покрить.

Недоліками шлюзів з рухомим покриттям є висока вартість виготовлення, складність заміни ґумової стрічки, неповний змив важких зерен при сполоскуванні, але вони мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільш економічні при збагаченні руд розсипів.

Вібраційні багатодечні шлюзи з орбітальним рухом дек КШМ-72 і «Бартлез-Мозлі» (рис. 4.17) застосовуються для вилучення важких мінералів із тонкоподрібнених продуктів (– 0,071 мм).

Шлюз складається з двох пакетів (по 20 шт.) паралельних гладких дек розміром 1,5х1,2 м, виготовлених зі скловолокна і поліефірних смол. Деки розташовані на невеликій відстані одна від одної і в робочому положенні нахилені під кутом до 3º до горизонту. Декам надають орбітальних коливань у своїй площині під дією дебалансного вібратора, який розташований між пакетами. Кругові коливання дек з похилим потоком сприяють кращому і більш селективному просуванню зерен в потоці: рух важких осілих зерен сповільнюється, що сприяє змиву легких зерен.

Живлення з вмістом твердого близько 10 % системою трубопроводів рівномірно розподіляється на всі 40 дек. Тривалість циклу збору концентрату регулюється і залежно від умов процесу збагачення може бути до 36 хв. По закінченні циклу подача живлення припиняється і виконується сполоскування концентрату, що осів на деках. Тривалість сполоскування також регулюється і максимально складає 72 с. При сполоскуванні кут нахилу дек збільшується до 45º і на кожну з них подається змивна вода (приблизно 0,3 $м^3$/год). Після сполоскування шлюз автоматично повертається у вихідне положення і починається новий цикл збагачення.

Для надійної експлуатації орбітальних шлюзів необхідна досить ретельна підготовка збагачуваного матеріалу, яка полягає у видаленні з нього зерен крупніше 100 мкм, трісок, волокон, а в ряді випадків і знешламлювання по класу 5 – 10 мкм.

Переваги орбітальних шлюзів полягають у простоті конструкції, малій металоємності, повній автоматизації процесу і високій (з урахуванням крупності збагачуваного матеріалу) продуктивності, що складає 2,2 – 2,5 т/год.

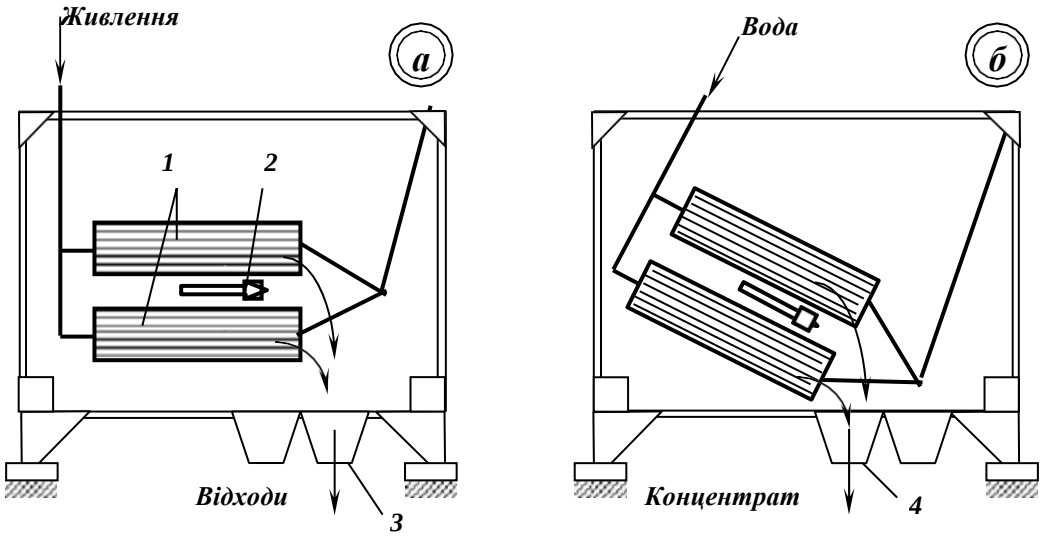


Рис. 4.17 – Схема вібраційного шлюзу з орбітальним рухом дек. *а* – положення для концентрації; *б* – положення для сполоскування. 1 – пакети по 20 дек у кожному; 2 – дебалансний вібратор для надання декам орбітальних коливань; 3 – збірник відходів; 4 – збірник концентрату.

Ступінь концентрації на шлюзі складає 2,5 – 4,0, тому вони застосовуються тільки для попередньої концентрації матеріалу. Технічна характеристика шлюзу «Бартлез-Мозлі» наведена в табл. 4.14.

Таблиця 4.14 – Технічна характеристика шлюзу «Бартлез-Мозлі»

Параметр	**Величина**
Матеріал дек	Скловолокно
Число дек	40
Розмір деки (довжина х ширина), мм	1500х1200
Товщина листа деки, мм	1,5
Відстань між деками, мм	12,7
Спільна площа дек, $м^2$	72
Амплітуда коливань дек, мм	0,4 – 0,8
Частота коливань дек, $хв^{-1}$	200 – 250
Маса дебалансних вантажів, кг	1 – 7
Кут нахилу дек, град.:	
при концентрації	0 – 3
при сполоскуванні	45
Тривалість концентрації, хв.	0 – 36
Тривалість сполоскування, с	0 – 72
Вміст твердого в живленні, %	3 – 10
Продуктивність шлюзу:	
по пульпі, $м^3$/год	До 27
по твердому, т/год	До 2,5
Потужність електродвигуна, кВт	0,5
Габарити (довжина х ширина х висота), мм	2527х1829х2820

1.4.2 Технологічні і конструктивні параметри шлюзів

До основних технологічних і конструктивних параметрів шлюзів належать параметри потоку, жолоба і уловлювальних покрить. Вони визначаються в основному за практичними даними і напівемпіричними формулами.

Параметри потоку

Швидкість, розрідженість і висота потоку визначаються залежно від максимальної крупності грудок збагачуваного матеріалу (табл. 4.15).

Таблиця 4.15 – Параметри для розрахунку шлюзів

Параметри	Максимальна крупність матеріалу, мм					
	6 – 12	**12 – 25**	**25 – 50**	**50 – 100**	**100 – 200**	**Більше 200**
Співвідно-шення Z^*	8 – 10	10 –12	12 – 14	14 – 16	16 – 20	16 – 20
Швидкість потоку, м/с	1,2 – 1, 6	1,4 – 1, 8	1,6 – 2,0	1,8 – 2,2	2,0 – 2,5	2,5 – 3,0
Коефіцієнт a	2,0 – 2,2	1,7 – 2,0	1,5 – 1,7	1,3 – 1,5	1,2 – 1,3	1,0 – 1,2

Примітка. Співвідношення між об'ємами рідкої і твердої фаз пульпи (розрідженість) ***R=P:T*** – при розрахунку шлюзів величина безрозмірна.

Мінімальна висота потоку на шлюзах визначається за формулою:

$$h = ad_{max}, \text{ мм} \qquad (4.14)$$

де a – коефіцієнт, що залежить від розміру частинок збагачуваного матеріалу (табл. 1.15); d_{max} – максимальний розмір частинок, мм.

Об'ємна продуктивність шлюзу залежить від розрідженості пульпи, вмісту і густини твердої фази в живленні і розраховується за формулою:

$$Q = q(1 + R)/\delta, \text{ м}^3/\text{с}, \qquad (4.15)$$

де q – продуктивність шлюзу по твердій фазі, т/с; δ – густина твердої фази, т/м^3; R – розрідженість пульпи.

Параметри жолоба

Ширина шлюзу залежить головним чином від об'ємної продуктивності і визначається із співвідношення:

$$B = Q/(Vh), \text{ м}, \quad (4.16)$$

де Q – об'ємна продуктивність шлюзу, м^3/с; V – швидкість потоку пульпи, м/с; h – висота потоку, м.

Практично ширина шлюзу коливається від 0,4 до 1,5 м (частіше 0,6 – 0,8 м). Якщо розрахована величина перевищує зазначений діапазон, установлюють декілька шлюзів, що функціонують паралельно.

Довжина жолоба визначається умовами осадження в донний шар між трафаретами важких частинок і утримання їх. Зі збільшенням довжини шлюзу вилучення важкого компонента збільшується за експоненціальною залежністю:

$$l = k_v^{-1} \ln[1/(1-\varepsilon)], \text{ м}, \quad (4.17)$$

де k_v – коефіцієнт, що зменшується зі зменшенням гідравлічної крупності (швидкості падіння) частинок і визначається експериментально. Для дрібних частинок цей коефіцієнт приблизно дорівнює:

$$k_v \approx V_0^2 / d, \quad (4.18)$$

де V_0 – швидкість вільного падіння частинок у воді, м/с; d – розмір частинок, м.

Максимальна довжина шлюзів глибокого наповнення для збагачення золотовмісних пісків складає 20 м, шлюзів дрібного наповнення – 6 м, для олововмісних пісків – відповідно 30 і 10 м.

Нахил жолоба визначають за формулою Шезі:

$$i = V^2 / C_*^2 r, \quad (4.19)$$

де V – середня швидкість потоку в жолобі, м/с; C_* – коефіцієнт, що враховує стан стінок і дна жолоба (м^{0,5}·с$^{-1}$) і визначається за формулою:

$$C_* = 100/(1 + zr^{-0,5}), \quad (4.20)$$

де z – коефіцієнт шорсткості; r – гідравлічний радіус (м), який визначається за формулою:

$$r = h/(1 + 2h/B), \text{ м}, \quad (4.21)$$

де h – висота потоку, м; B – ширина жолоба, м.

Потік може транспортувати тільки визначену кількість твердого. При насиченні потоку твердою фазою відбувається зниження його швидкості і починається випадіння твердої фази на дно. Для підвищення транспортуючої здатності потоку необхідно змінювати його режим або збільшувати в ньому вміст води, або збільшувати кут нахилу шлюзу.

В середньому при збагаченні золотих розсипів нахил шлюзів складає 0,10 – 0,12, при збагаченні олов'яних розсипів – 0,08 – 0,10.

Частота сполоскування залежить від вмісту важкої фракції, що вилучається, і об'єму постелі між трафаретами. Частота сполоскувань орієнтовно визначається за формулою:

$$m = Q\alpha\ /[\,100Bh_{mp}(\,l_{mp} - b_{mp}n_{mp}\,)]\,, \qquad (4.22)$$

де Q – об'ємна продуктивність шлюзу за добу, м^3/доб.; – вміст важкої фракції в збагачуваному матеріалі, % ; B – ширина шлюзу, м; $h_{mp}, l_{mp}, b_{mp}n_{mp}$ – висота, довжина, товщина і число планок трафаретів.

За даними практики на стаціонарних шлюзах кращі результати одержують при роздільному сполоскуванні: сполоскування головних частин шлюзів довжиною 3 – 6 м виконують частіше (напр., через 4 – 8 год.), а інших частин шлюзів – рідше (напр., через 8 – 24 год.). В шлюзах глибокого наповнення інтервали між сполоскуваннями складають від 3 до 15 діб.

Кращим являється принцип безперервного розвантаження концентрату (важкої фракції), що реалізується в шлюзах з рухомим покриттям. Але при безперервному розвантаженні одержують занадто бідні концентрати, що суттєво здорожує послідовні процеси їх доводки. Тому шлюзи з рухомим покриттям працюють не в режимі безперервного розвантаження, а з визначеними інтервалами для механізованих сполоскувань.

Своєчасне сполоскування шлюзів дозволяє уникнути утрат цінних компонентів. Для кожного конкретного випадку частота сполоскувань установлюється експериментально.

Параметри уловлювальних покрить

Залежно від призначення уловлювальні покриття бувають двох видів:

– покриття для створення нерухомої постелі і дезінтеграції матеріалу, для виготовлення яких застосовують рейки, великі валуни і т.п. Такі трафарети мають високу зносостійкість, але вимагають і великих витрат часу на установку і знімання при сполоскуванні. Звичайно вони

установлюються в хвостовій частині гідравлічних шлюзів, де сполоскування здійснюється рідко;

– покриття для створення нерухомої постелі, для виготовлення яких застосовують металічні сітки, ґумові килимки, циновки і т.п. У ворсистих шлюзах застосовують покриття у вигляді матів з рослинних волокон, плюшу, повсті, сукна і т.д.

Основні параметри, що характеризують уловлювальні покриття, обох видів – висота трафаретів і відстань між ними.

Висота трафаретів розраховується з умови висоти зважування частинок різної густини у відповідності з нерівністю:

$$h_в \cdot h_{тр} \cdot h_л \quad , \tag{4.23}$$

де $h_{тр}$ – висота трафаретів; $h_в, h_л$ – висота зважування важких (корисних) і легких (породних) частинок.

Висота зважування частинок потоком води визначається як відстань від дна, на якій значення середньої вертикальної складової потоку, що зменшується після досягнення максимуму, дорівнює гідравлічній крупності частинок. Для частинок визначеної крупності висота зважування становить:

$$h^* = (V_{ср}^* - V_0)C_* / V_0 \ , \text{м}, \tag{4.24}$$

де $V_{ср}^*$ – максимальне значення середньої вертикальної складової пульсаційної швидкості, м/с; V_0 – швидкість вільного падіння частинки у воді, м/с; C_* – коефіцієнт, що враховує шорсткість.

Звичайно висота планок трафаретів на шлюзах складає 50 – 55 мм, на підшлюзках – 25 – 30 мм.

Відстань між планками трафаретів визначається з умови створення режиму, при якому на дні шлюзу створюються піщані «хвилі», що повільно переміщаються поздовж шлюзу. Відстань між планками повинна бути рівною довжині хвилі. Вона знаходиться за формулою:

$$l_{тр} = h_{тр}(V_{хс} - V_{хз}) / V_{пн} \ , \text{м}, \tag{4.25}$$

де $h_{тр}$ – висота планок трафаретів, м; $V_{хс}$ – середня швидкість потоку, при якій має місце активне утворення піщаних хвиль, м/с; $V_{хз}$ – середня швидкість потоку, при якій відбувається зникнення хвиль, м/с; $V_{пн}$ – середня швидкість потоку, при якій піски нерухомі, м/с.

Відстань між планками трафаретів звичайно для шлюзів складає 90 – 150 мм, для підшлюзків – 25 – 30 мм.

Шлюзи є простим і дешевим, але відносно малоефективним обладнанням. Однак вони використовуються для попередньої концентрації вільних тонких частинок золота, олова і деяких інших мінералів при переробці розсипів.

4.5. Струминні жолоби

Струминні жолоби відрізняються від шлюзів гладким дном і способом видалення концентрату. В шлюзах важкі частинки осідають між рифлями покриття і видаляються періодично, а в струминних жолобах завдяки режиму потоку вони видаляються постійно.

Струминні жолоби – пристрої безперервної дії для гравітаційного збагачення в струмені води, що тече по похилій площині.

Струминний жолоб (рис. 4.18) має плоске днище і бокові стінки, що сходяться під деяким кутом.

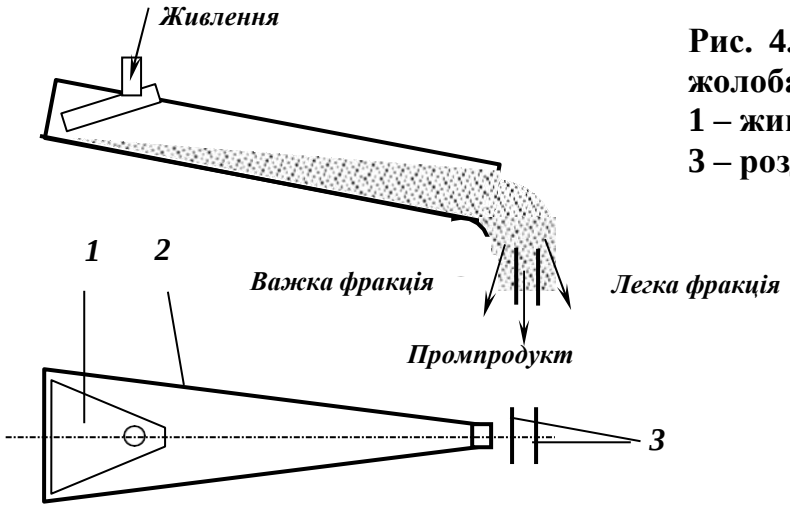


Рис. 4.18 – Схема струминного жолоба.
1 – живильник; 2 – жолоб;
3 – роздільники.

Найбільше розповсюджені жолоби таких розмірів: довжина 610 – 1200 мм, ширина біля завантажувального кінця 230 мм, біля розвантажувального – 25 мм, кут нахилу 15 – 20º.

Пульпа з великим вмістом твердого (50 – 60 % за масою) завантажується з верхнього широкого кінця жолоба і тече до вузького розвантажувального кінця. Завдяки звуженню жолоба висота потоку збільшується від 1,5–2 мм біля завантажувального кінця до 7–12 мм біля розвантажувального. Середня швидкість руху пульпи струминним жолобом залежить від об’ємної продуктивності і знаходиться в межах 0,3–

1 м/с, при цьому характер руху пульпи змінюється від ламінарного на початку жолоба до турбулентного в його кінці.

Внаслідок високого вмісту твердого в живленні основним процесом, що визначає розділення частинок, є сегрегація. Вона доповнюється процесом захоплення частинок турбулентними вихорами, які піднімають крупні легкі частинки, що розташовані в придонному шарі зверху, а також виносять з придонного шару частинки малої гідравлічної крупності.

В результаті взаємодії цих процесів у кінці жолоба в нижніх шарах розташовуються частинки великої густини, а у верхніх – малої. Тому середня швидкість руху важких частинок менша середньої швидкості руху легких. Дрібні частинки (менше 0,05 мм для мінералів густиною 2,6 – 2,7 т/м^3) захоплюються турбулентним потоком і рівномірно розподіляються по висоті потоку, тому такі частинки погано збагачуються на струминних жолобах.

Днище розвантажувального кінця жолоба закруглене, внаслідок чого нижні шари потоку, що мають невелику швидкість, відхиляються вниз, а верхні з більшою швидкістю руху – по інерції спрямовуються вперед. Установка роздільників дозволяє розсікти потік на окремі струминки з різним вмістом важких мінералів (концентрат, промпродукт, відходи).

Струминні жолоби застосовують при збагаченні пісків розсипних родовищ, в яких корисні мінерали представлені дрібними вільними частинками, що суттєво відрізняються за густиною від частинок породи. Їх застосовують також на залізорудних збагачувальних фабриках і деяких фабриках, що переробляють корінні руди олова і рідкісних металів. На струминних жолобах, як правило, одержують чорнові концентрати.

Переваги струминних жолобів перед іншими апаратами гравітаційного збагачення полягають у високій питомій продуктивності, низьких капітальних витратах і відсутності рухомих вузлів.

Недоліки струминних жолобів – малий ступінь концентрації, можливість обробки тільки густої вихідної пульпи (50 – 60 мас. %), різке погіршення показників роботи при коливаннях обсягу і густини живлення.

4.5.1. Конструкції струминних апаратів

Апарати, конструкції яких основані на використанні струминних жолобів, можна розділити на дві групи:

– струминні концентратори – апарати, що складаються з набору окремих жолобів в різних компонувальних варіантах;

– конусні сепаратори – апарати, що складаються з одного або декількох конусів, кожний з яких являє собою набір радіально установлених струминних жолобів зі спільним днищем.

Струминний концентратор СКГ-2М (рис. 4.19) складається з 24 струминних жолобів.

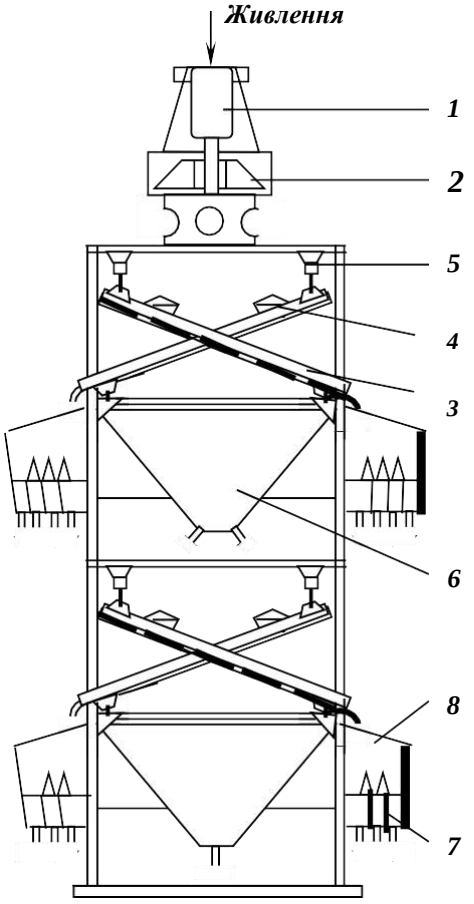


Рис. 4.19 – Схема струминного концентратора.
1 – пульпорозділювач;
2 – розподільний жолоб;
3 – струминний жолоб;
4 – заспокоювач пульпи;
5 – ґвинтовий механізм регулювання нахилу жолоба;
6 – приймач концентрату;
7 – приймач відходів;
8 – роздільники.

На 12 жолобах верхнього каскаду, які розташовані в два ряди по 6 жолобів з кожного боку, здійснюється основна концентрація, на жолобах нижнього каскаду – перечистка концентрату і відходів. Кут нахилу жолобів регулюється в межах 15 – 20º за допомогою ґвинтових механізмів 5. Розвантажувальні кінці жолобів закруглені, що дозволяє збільшити висоту віяла продуктів розділення, які відсікаються роздільниками і направляються у відповідні збірники продуктів.

Особливість жолобів струминного концентратора Гіредмету – наявність в днищі поперечних щілин розміром 0,5 – 2 мм для виділення концентрату з придонного шару потоку. Наявність щілин забезпечує зниження втрат цінних мінералів у відходах. В процесі експлуатації щілини періодично прочищаються за допомогою вібратора.

В концентраторі СКГ-3М число жолобів знижено до 12, але розміри їх більші.

Технічні характеристики струминних концентраторів наведені в табл. 4.16.

Таблиця 4.16 - Технічні характеристики струминних концентраторів

Параметри	СКГ-2М	СКГ-3М	
		А*	Б**
Число жолобів	24	8	4
Розміри жолобів, мм:			
довжина	1000	1400	1090
ширина завантажувального кінця	250	750	400
ширина розвантажувального кінця	20	60	30
Число щілин в днищі жолоба	5	7	5
Спільна площа жолобів, $м^2$	3,24	5,47	
Кут нахилу жолобів, градус	15 – 20	15 – 20	
Вміст твердого у живленні, %	45 – 60	50 – 60	
Продуктивність, т/год.	3 – 10	8 – 25	
Потужність вібратора, кВт	0,25	0,25	
Габарити, мм:			
довжина	2400	2500	
ширина	1420	2050	
висота	4065	4275	
Маса, т	1,32	2,08	

* *А* – жолоби для основної і перечисної концентрацій;

** *Б* – жолоби для перечищення відходів.

Конусний сепаратор (рис. 4.20) являє собою перевернутий усічений конус з діаметром основи 2 – 3 м.

.

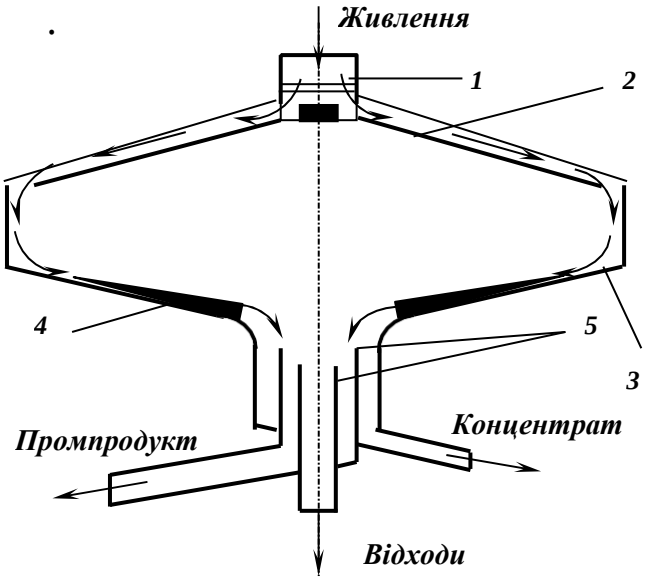


Рис. 4.20 – Схема конусного струминного сепаратора.
1 – пульпорозділювач;
2 – розподільний конус;
3 – робочий конус;
4 – звужувальні клини;
5 – роздільники.

Для рівномірної подачі живлення над конусом змонтований пульпороздільник *1* типу сегнерового колеса. Вихідна пульпа подається по периферії розподільного конуса *2,* а розвантаження продуктів здійснюється в центрі. Усередині сепаратора в нижній частині днища робочого конуса *3* радіально установлені звужувальні клини *4*. При виході зі щілин між клинами потік пульпи циліндроконічними роздільниками *5* ділиться на концентрат, промпродукт і відходи, які направляються у відповідні збірники

Конусні сепаратори виготовлюються одно-, дво-, три- і шестиярусними.

Технічні характеристики конусних сепараторів наведені в табл. 4.17.

Таблиця 4.17 – Технічні характеристики конусних сепараторів

Параметр	Одноярусні		Двоярусні		Три-ярусні	Шести-ярусні
	СК2-М	СК-3	СК2-2	СК3-2	СК2-3	СК3,6/3-6
Діаметр основи конуса, мм:						
верхнього	2000	2880	2000	2880	2000	3600
середнього	-	-	-	-	2000	3000
нижнього	-	-	2000	2880	2000	3000
Довжина твірної, мм	800	1190	770	1100	770	1650-1350
Кут твірної конуса з горизонтальною площиною, градус	14 – 20	14 – 20	14 – 20	14 – 20	14 – 20	16 – 18
Площа робочої поверхні, $м^2$:						
одного конуса	2,95	6,40	2,90	6,00	2,85	10,2 – 7,0
загальна	2,95	6,40	5,70	11,88	8,55	45,20
Вміст твердого у живленні, %	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60	45 – 60
Продуктивність, т/год	20 – 40	40 – 80	25 – 45	45 – 90	20 – 40	80 – 120
Габарити, мм:						
довжина	2160	3060	2500	3350	2160	5300
ширина	2160	3060	2480	3100	2250	5300
висота	2290	2800	2650	3250	3450	9150
Маса сепаратора з конусами, т:						
із чавуну	1,46	2,50	2,90	5,00	3,30	-
із алюмінієвого сплаву	1,04	1,80	2,10	3,20	-	-
із склопластику	-	-	-	-	-	7,74

У дво-, три- і шестиярусних конусних сепараторах основну концентрацію проводять на верхньому конусі, а продукти, для перечистки, надходять самопливом на нижні конуси.

За кордоном з апаратів цього типу відомі концентратори «Кеннона», «Рейхерта» і «Спенсера» («Карпко»).

Концентратор «Кеннона» складається з 48 струминних жолобів розміром 914 х 127 х 8 мм, які скомпоновані по колу таким чином, що звужені частини спрямовані до центру. На кінці дно жолоба закруглене і виходить за межі зрізу бокових стінок. Живлення із спільного

пульпорозділювача підводиться до сегментоподібних лотків і рівномірно розподіляється по ширині жолобів. Роздільниками служать концентрично розташовані циліндричні патрубки, положення яких можна змінювати у вертикальному напрямку за допомогою спеціального штурвала.

Концентратор «Рейхерта» являє собою послідовне з'єднання в одному апараті декількох конусів зі спільною вертикальною віссю (аналогічно сепараторам СК) і звужених жолобів. Пульпа подається в живильник, розташований у верхній частині апарата, по поверхні розподільного конуса стікає до периферії і надходить в основний збагачувальний конус. Грубий концентрат виділяється через щілини в дні конуса основної концентрації і після розрідження направляється на перечистку в конус, розташований нижче. Хвости основної і перечисної операцій надходять на контрольну сепарацію в конусах, розташованих в тому же агрегаті нижче. Кількість конусів може змінюватись відповідно до схеми збагачення.

У *концентратор* «Спенсера» («Карпко») пульпу подають по вертикальній трубі, кінець якої розширюється до розміру завантажувального кінця струминного жолоба. Завдяки цьому досягається рівномірне розподілення матеріалу по ширині і мінімальна швидкість потоку, що надходить у жолоб. Матеріал, який виходить із жолоба потрапляє на пластину, встановлену під невеликим кутом до потоку, яка сприяє ще більшому розтягуванню віяла продуктів сепарації по висоті. Потік розділяють на продукти з різним вмістом важких мінералів за допомогою рухомих клинів, які закріплені на пластині.

4.5.2. Технологічні і конструктивні параметри струминних жолобів

До основних технологічних і конструктивних параметрів струминних апаратів, що впливають на ефективність їх роботи, належать характеристика живлення, а також розміри апарата, характер і стан робочої поверхні.

Технологічні параметри

Чим більше *різниця в густині і формі зерен розділюваних мінералів*, тим ефективніше відбувається розділення мінералів у струминних апаратах.

Сферична обкатана форма зерен легких мінералів (в пісках розсипів морського походження) і витягнута форма зерен важких мінералів сприяє кращому розділенню матеріалу.

Зниження *крупності розділюваного матеріалу* спричиняє зниження продуктивності і ефективності розділення. На струминних апаратах збагачують матеріал крупністю від 0,5 до 2,5 мм.

Переробка матеріалів з різним *вмістом важких мінералів* вимагає коректування режимів збагачення. Чим менше вміст важкої фракції в живленні, тим менше повинен бути кут нахилу жолобів струминного апарату.

Оптимальна *густина пульпи* при збагаченні тонкозернистих матеріалів складає 40–45 % твердого, а при збагаченні ширококласифікованих матеріалів з високим вмістом важкої фракції – 55 – 65 % .

Продуктивність конусних сепараторів визначається за формулою (4.26) залежно від крупності живлення, площі робочої поверхні верхнього конуса і різниці в густині розділюваних мінералів:

$$Q = k_к F d_{ср} (\delta_т - 1) / (\delta_л - 1) \text{ , т/год,} \qquad (4.26)$$

де $k_к$ – коефіцієнт, що залежить від крупності матеріалу (для крупного живлення $k_к$ = 14; для дрібного – $k_к$ = 10); $\delta_т$,$\delta_л$ – густина важкого і легкого мінералу, т/м^3; F – площа робочої поверхні верхнього конуса, м^2; $d_{ср}$ – середньоарифметичний розмір зерен у живленні, мм.

Недостатнє завантаження приводить до зменшення висоти стікаючого потоку. Дуже висока продуктивність обумовлює, з одного боку, зростання швидкості потоку і скорочення часу розшарування, а з другого, – турбулізацію потоку і надмірне перемішування шарів у розвантажувальному кінці жолоба.

Конструктивні параметри

Характер робочої поверхні помітно впливає на технологічні показники роботи струминних апаратів. Кращі результати спостерігаються при роботі з гладкими поверхнями, тому що шорсткість обумовлює додаткову турбулізацію і порушення процесу розділення. Найвищі показники одержують на поверхнях зі склопластику, вініпласту, алюмінієвих сплавів, найнижчі – на дешевших чавунних поверхнях. Тому частіше застосовують чавунні поверхні футеровані пластиком.

Співвідношення ширини завантажувального і розвантажувального кінців жолоба звичайно коливається від 1:0,06 до 1:0,12. Одержання вузького розвантаження пояснюється бажанням мати широке віяло

продуктів і, отже, більш чітко розділити потік. Але при цьому розвивається турбулентність, яка порушує процес розшарування. Широкий розвантажувальний кінець мають жолоби для збагачення грубозернистих матеріалів і при великій продуктивності апарата.

Кут нахилу жолоба впливає на швидкість руху матеріалу. Він вибирається таким чином, щоб швидкість потоку була мінімальною, але достатньою для запобігання замулювання робочої поверхні. Для матеріалів крупністю до 2 мм кут нахилу жолоба звичайно складає 15 – 20º. Відхилення від оптимального на 1 – 2º в той або інший бік на результатах розділення практично не позначається.

Основна галузь застосування струминних апаратів – переробка мінеральних пісків. Але вони можуть бути встановлені й для уловлювання тонких важких частинок в основних і перечисних операціях, а також для вилучення низькоякісних додаткових мінеральних продуктів. Крім того, для запобігання переподрібнення і втрат вільних важких мінералів, які більш крихкі, ніж породні, струминні апарати можуть бути використані в циклах подрібнення корінних руд для своєчасного вилучення важких мінералів (напр., каситериту, вольфраміту та ін.).

4.6. Концентраційні столи

Концентрація на столах – процес розділення рудних частинок за густиною в тонкому шарі води, що тече по слабко нахиленій деці, яка виконує зворотно-поступальні рухи в горизонтальній площині перпендикулярно до напряму руху води.

Концентрація на столах використовується для розділення руд олова, вольфраму, рідкісних, благородних і чорних металів та інших корисних копалин при крупності матеріалу 0,01 – 3 мм. Концентраційні столи можуть бути використані для збагачення і знесірчування вугілля крупністю до 13 мм, а також для процесу флотогравітації.

Схема найпростішого за конструкцією однодечного концентраційного стола показана на рис. 4.21.

Концентраційний стіл складається з приводного механізму **1**, деки **2** і допоміжних пристроїв (опор **3**, жолоба змивної води **4**, приймального лотка **5**). Робочою поверхнею концентраційного стола служить дека виготовлена з дерева або з алюмінієвого сплаву і покрита лінолеумом, ґумою чи склопластиком. Вздовж деки закріплені рифлі – рейки прямокутної форми, висота яких зменшується в напрямку до торцевої концентратної частини столу.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного столу відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок у подовжньому (вздовж рифлів) і поперечному (потоком води) напрямках відповідно з їх густиною і крупністю.

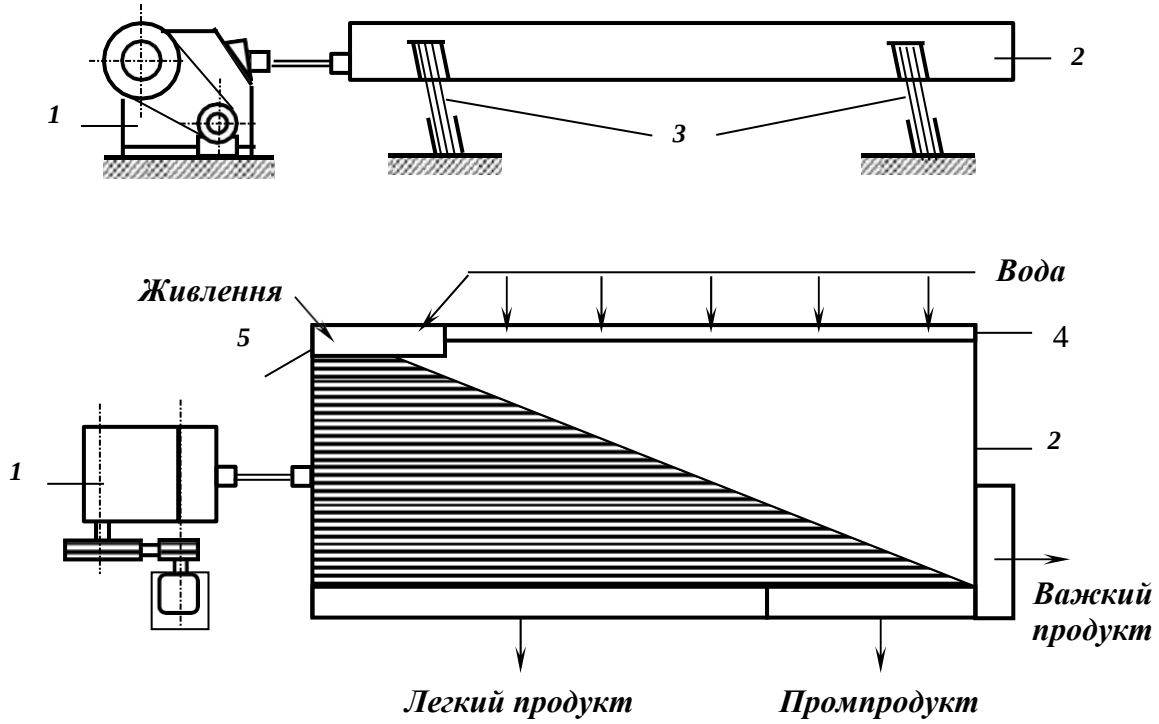


Рис. 4.21 – Схема концентраційного стола.
1 – привод; 2 – дека стола з рифлями; 3 – опори; 4 – жолоб змивної води; 5 - приймальний лоток

Розпушення шару частинок створюється коливаннями деки і турбулентними вертикальними пульсаціями, що відбуваються в потоці води. Основним засобом розпушення шару в просторі між рифлями є коливання деки. При цьому частота коливань деки значно вища частоти вертикальних пульсацій потоку води. Найбільше розпушуються нижні шари, що розташовані поблизу деки, найменше – середні шари. Додаткове розпушення верхніх шарів, що розташовані над рифлями, відбувається під дією збурень, які створюються турбулентними пульсаціями, а також хвилями на поверхні розділу пульпа-повітря.

Розпушення шару частинок є обов'язковою умовою ефективного розшарування на деці стола.

Розшарування на концентраційному столі має значною мірою характер сегрегації. В нижніх шарах потоку розташовуються найтонші частинки великої густини, над ними – більш крупні частинки тієї ж густини в суміші з дрібними частинкам меншої густини, ще вище – послідовно дрібні і крупні частинки меншої густини (тонші частинки – менше 0,01 мм – рухаються разом з потоком води). Однак, в результаті дії

турбулентних вихорів тонкі частинки більшої і меншої густини частково вимиваються у верхні шари (турбулентна дифузія).

Швидкість розшарування збільшується зі збільшенням густини і зменшенням крупності осідаючих частинок, при зміні частоти і розмаху коливань, що спрямовані на підвищення розпушеності шару.

Швидкість розшарування складає частки міліметра за секунду.

Транспортування частинок в подовжньому напрямку здійснюється в результаті зворотно-поступального руху деки, в поперечному – потоком води.

Швидкість подовжнього переміщення частинок залежить від закону руху деки (конструкції приводного механізму), абсолютного значення прискорення, розміру і густини частинок, коефіцієнтів тертя мінералів об поверхню деки, опору середовища переміщенню в ньому частинок, а також від подовжнього нахилу деки.

Подовжнє переміщення частинки, що знаходиться у відносному спокої на рухомій з перемінною швидкістю деці столу, починається в той момент, коли сила інерції частинки перевищить силу тертя, яка утримує її у спокої:

$$ma \cdot G_0 f \cos\alpha , \qquad (4.27)$$

де $m-$ маса частинки, кг; $a-$ прискорення руху частинки, м/с^2; G_0 – гравітаційна сила, діюча на частинку, Н; f – коефіцієнт тертя ковзання; – кут нахилу деки стола, град.

З цієї нерівності при малих кутах нахилу дек концентраційних столів ($\cos\alpha \approx 1$) критичне прискорення a_0, що виведе частинку з стану спокою визначається як:

$$a_0 = (\delta - \Delta) gf / \delta , \text{ м/с}, \qquad (4.28)$$

де $\delta, \Delta -$ густина частинки і середовища, кг/м^3; $g -$ прискорення вільного падіння, м^2/с.

Критичне прискорення частинки залежить від двох факторів – коефіцієнта тертя і густини. Тому при дії коливального механізму стола зі змінним прискоренням частинки різної густини, що знаходяться на деці, будуть рухатись рівномірно, але з різними швидкостями.

В середньому швидкість подовжнього переміщення частинок знаходиться в межах 1,5 – 3 см/с.

В поперечному напрямку частинки переміщуються нерівномірно. Швидкість поперечного переміщення частинок, що знаходяться в просторі між рифлями незначна. Тільки при виході на поверхню вони захоплюються потоком води і зносяться в поперечному напрямку. Тому

середня швидкість руху частинок в поперечному напрямку на порядок менша швидкості їх транспортування потоком води. Вона збільшується зі збільшенням поперечного нахилу деки, витрат змивної води, розрідженості живлення і складає 0,7 – 1,2 см/с.

Таким чином, кінцева швидкість V переміщення частинки по деці стола 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 сил.

В результаті неоднакового впливу інерційних і гідродинамічних сил на мінеральні частинки різної густини вони розділяються за густиною і крупністю і на деці стола утвориться своєрідне *віяло продуктів розділення*.

4.6.1. Конструкції концентраційних столів

Концентраційні столи, що застосовуються при збагаченні корисних копалин, можуть бути одно-, дво-, три- і багатодечними. Форма дек може бути прямокутною, трапецієподібною і діагональною.

Залежно від характеру збагачуваного матеріалу концентраційні столи розрізняються на піскові (для збагачення матеріалу крупністю 0,2–3 мм) і шламові (для збагачення матеріалу крупністю 0,02–0,2 мм). Крупність збагачуваного матеріалу визначає співвідношення між довжиною і шириною деки (для піскових L:B ≈ 2,5; для шламових L:B ≈ 1,5), а також форму рифлів.

За способом встановлення столи можуть бути опорними (дека опирається на ресори чи пружинні опори) або підвісними (дека підвішена до опорної рами).

Далі розглянемо характеристики найбільш розповсюджених концентраційних столів.

Концентраційний однодечний стіл СКМ-1 (рис.4.22) призначений для збагачення матеріалів крупністю 0,1–3 мм. Стіл має одну дерев'яну деку ***1*** трапецієподібної форми. 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 розподілу 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 креновим механізмом ***7, 8***.

Зворотно-поступальний рух в площині деки – від ексцентрикового приводу через тягу ***10*** (при прямому ході) і пружину ***9*** (при зворотному ході).

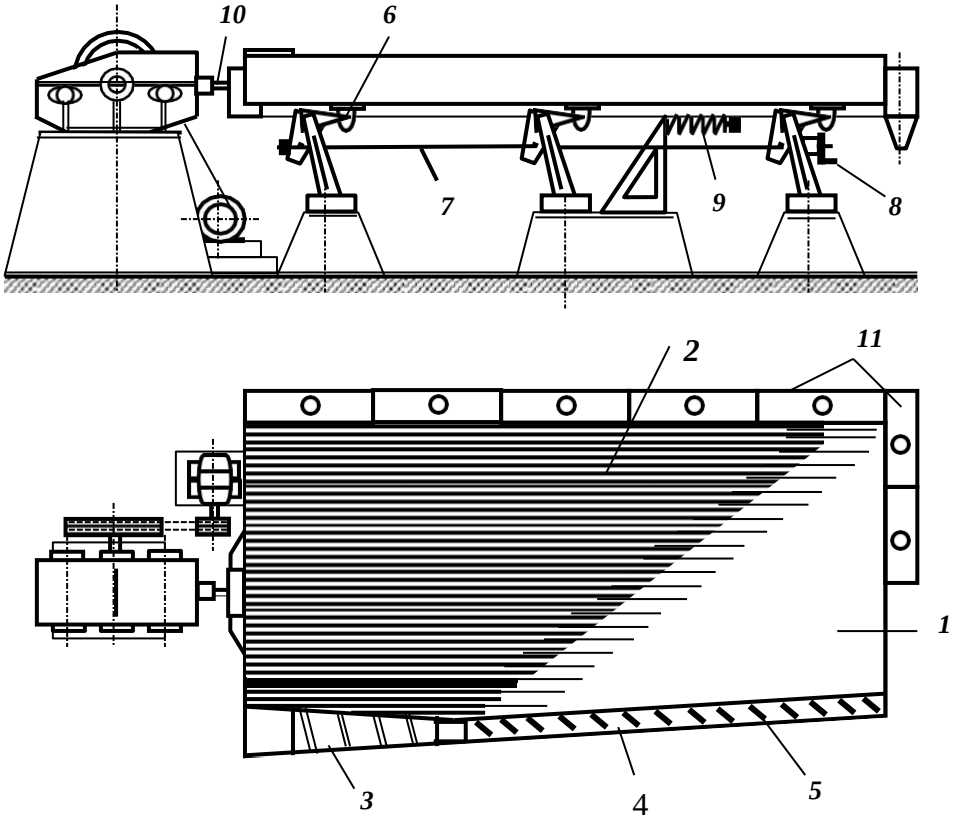


Рис. 4.22 – Схема концентраційного стола СКМ-1.
1 – дека; 2 – рифлі; 3 – приймальний лотік; 4 – жолоб змивної води;
5 – планки для регулювання подачі змивної води; 6 – опора;
7 – ґвинт кренового механізму; 8 – маховичок кренового механізму;
9 – натяжний пристрій; 10 – тяга; 11 – збірники продуктів.

Концентраційний ярусний здвоєний стіл ЯСК-1 (рис. 4.23) 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). Матеріал надходить на дві верхні деки ***2***, з яких переходить на середні ***3***, а потім на нижні ***4***. Збір остаточних продуктів збагачення здійснюється 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 ґумо-металевих втулок. Деки стола виготовляються з алюмінієвого сплаву з ґумовим покриттям або без нього. Ґумові 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 спеціальним жолобам установленим на них.

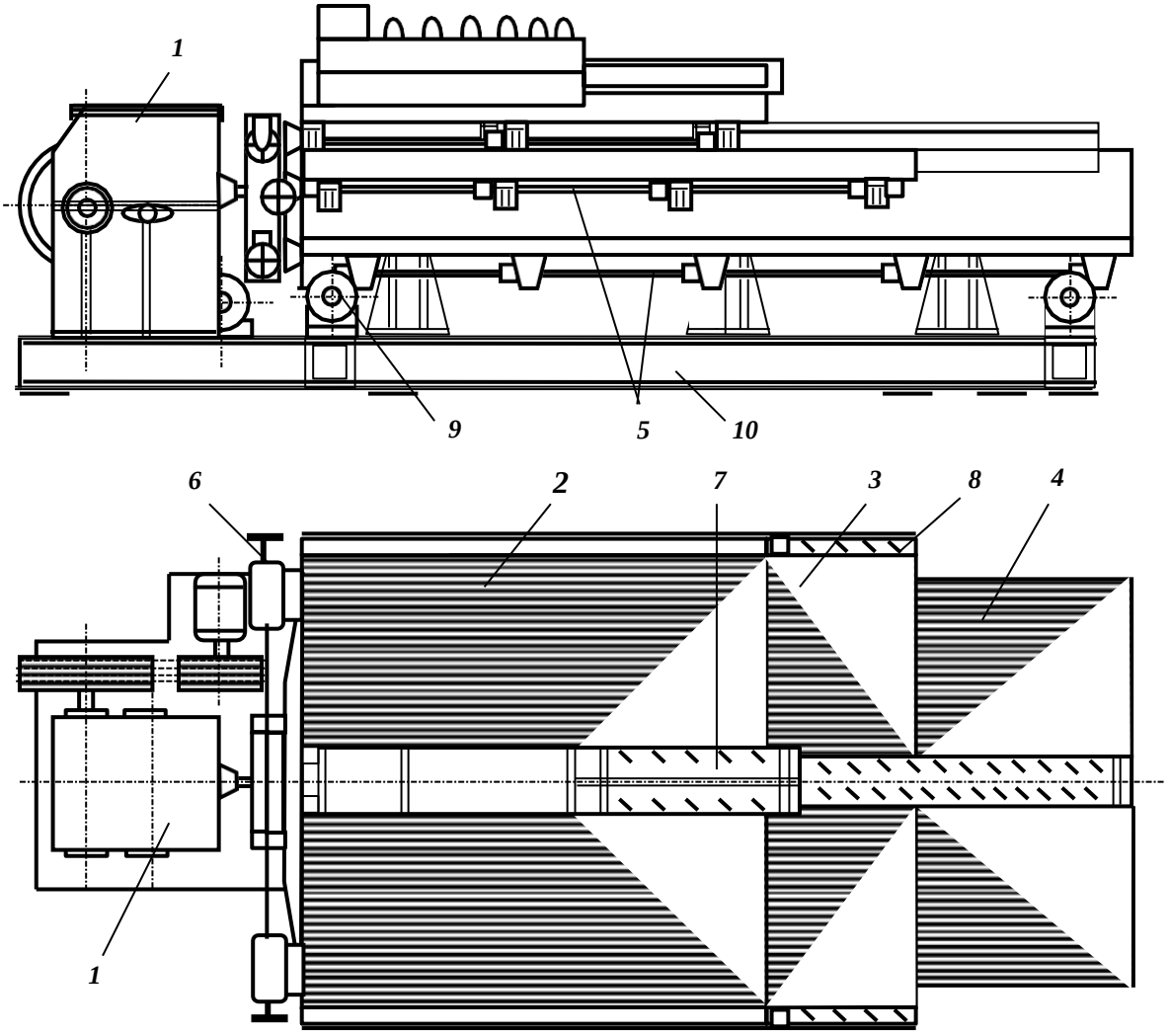


Рис. 4.23 – Схема концентраційного стола ЯСК-1.
1 – приводний механізм; 2 – верхні деки; 3 – середні деки; 4 – нижні деки; 5 – осі рухомої рами; 6 – механізм поперечного нахилу деки; 7 – жолоб-розподільник пульпи і змивної води; 8 – рухомі планки для регулювання подачі води; 9 – роликові опори; 10 – фундаментна рама.

Столи ЯСК-1 рекомендується застосовувати для збагачення матеріалів крупніше 0,2 мм.

Концентраційні столи опорного типу бувають однодечними і багатодечними.

Однодечні концентраційні столи опорного типу СКО-0,5; СКО-2; СКО-7,5 мають одну деку діагонального типу з пісковим або шламовим нарифленням і жолобами для прийому і розподілу живлення і змивної

води. Дека опирається на жорсткі коливальні опори і приводиться в рух інерційним механізмом. Частота коливань регулюється зміною шківів на валу електродвигуна, а розмах коливань (хід деки) – масою дебалансних вантажів. Регулювання поперечного кута нахилу здійснюється креновим механізмом, а подовжнього – зміною довжини опор.

Однодечний концентраційний стіл СКОШ-7,5 призначений для збагачення шламів. Дека стола являє собою настил з нарифленнями відлитий зі склопластику. Змонтований над декою жолоб для прийому живлення і змивної води виконаний у вигляді труби з отворами. У іншому аналогічний однодечним столам опорного типу.

Багатодечні концентраційні столи опорного типу СКО-15; СКО-22; СКО-30 мають відповідно дві, три і чотири діагональні деки ***1***, які розташовані паралельно одна над одною і встановлені разом з приводним механізмом ***2*** інерційного типу на жорстких коливних опорах ***3*** (рис. 4.24).

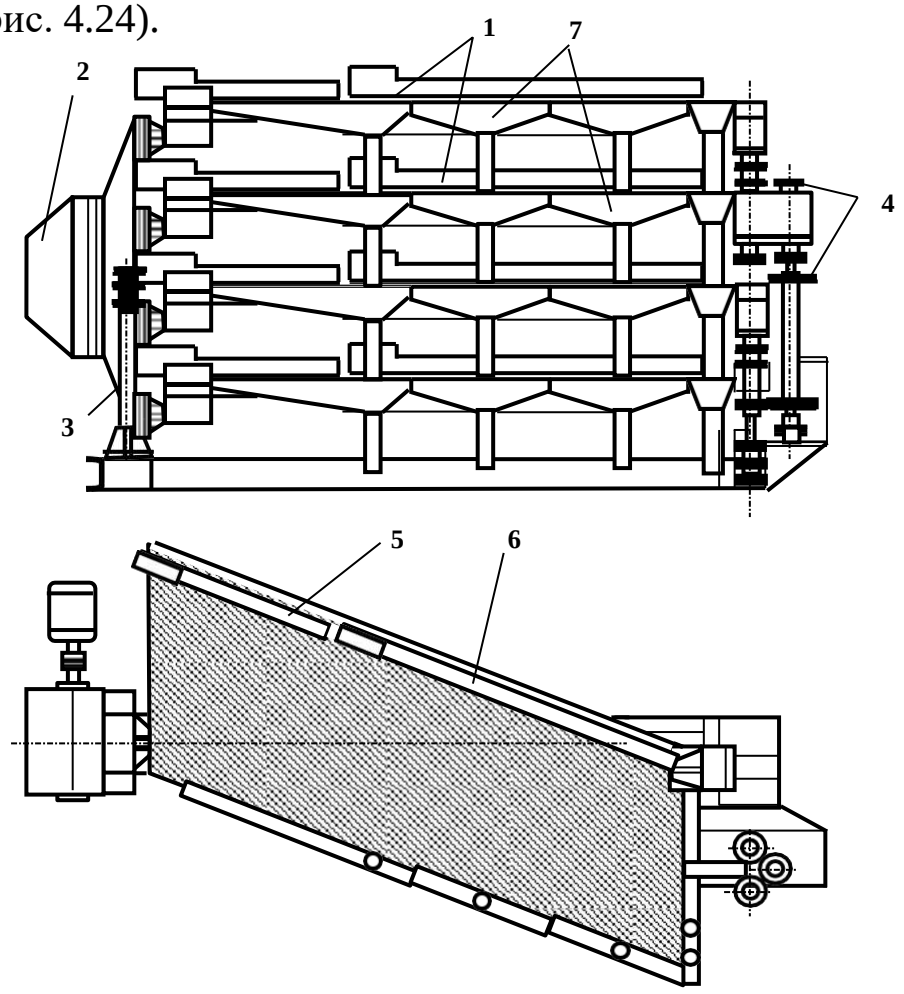


Рис. 4.24 – Схема концентраційного стола СКО-30.
1 – дека; 2 – інерційний привод; 3 – жорсткі опори; 4 – креновий механізм; 5, 6 – жолоби для прийому і розподілу матеріалу і води відповідно; 7 – жолоби для прийому продуктів розділення.

Відстань між деками по вертикалі складає 500 мм. Кожна дека оснащена жолобами для прийому і розподілу живлення ***5*** і води ***6***, а також має індивідуальний креновий механізм ***4***.

Багатодечні концентраційні столи опорного типу СКО-37; СКО-45 за конструкцією являють собою установку з двох багатодечних столів, які розташовані один над одним і мають індивідуальні приводні механізми.

Концентраційний стіл СКО-37 являє собою конструкцію з двох столів: СКО-22 і змонтованого над ним на спеціальній рамі СКО-15.

Концентраційний стіл СКО-45 являє собою конструкцію з двох столів СКО-22 змонтованих один над одним на опорній рамі.

Конструкція кожного з таких столів і принципи їх регулювання ті ж самі, що й столів з яких вони змонтовані.

Багатодечний підвісний концентраційний стіл СКПМ-6 (рис. 4.25) являє собою підвісну конструкцію етажеркового типу, що 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 з віддаленням 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 ґумових 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, пов’язаний з електродвигуном ***4*** клинопасовою передачею. Для регулювання кута нахилу деки служать маховички ***12***. Концентраційний стіл підвішується до перекриття будови 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.

Технічні характеристики концентраційних столів наведені в табл. 4.18.

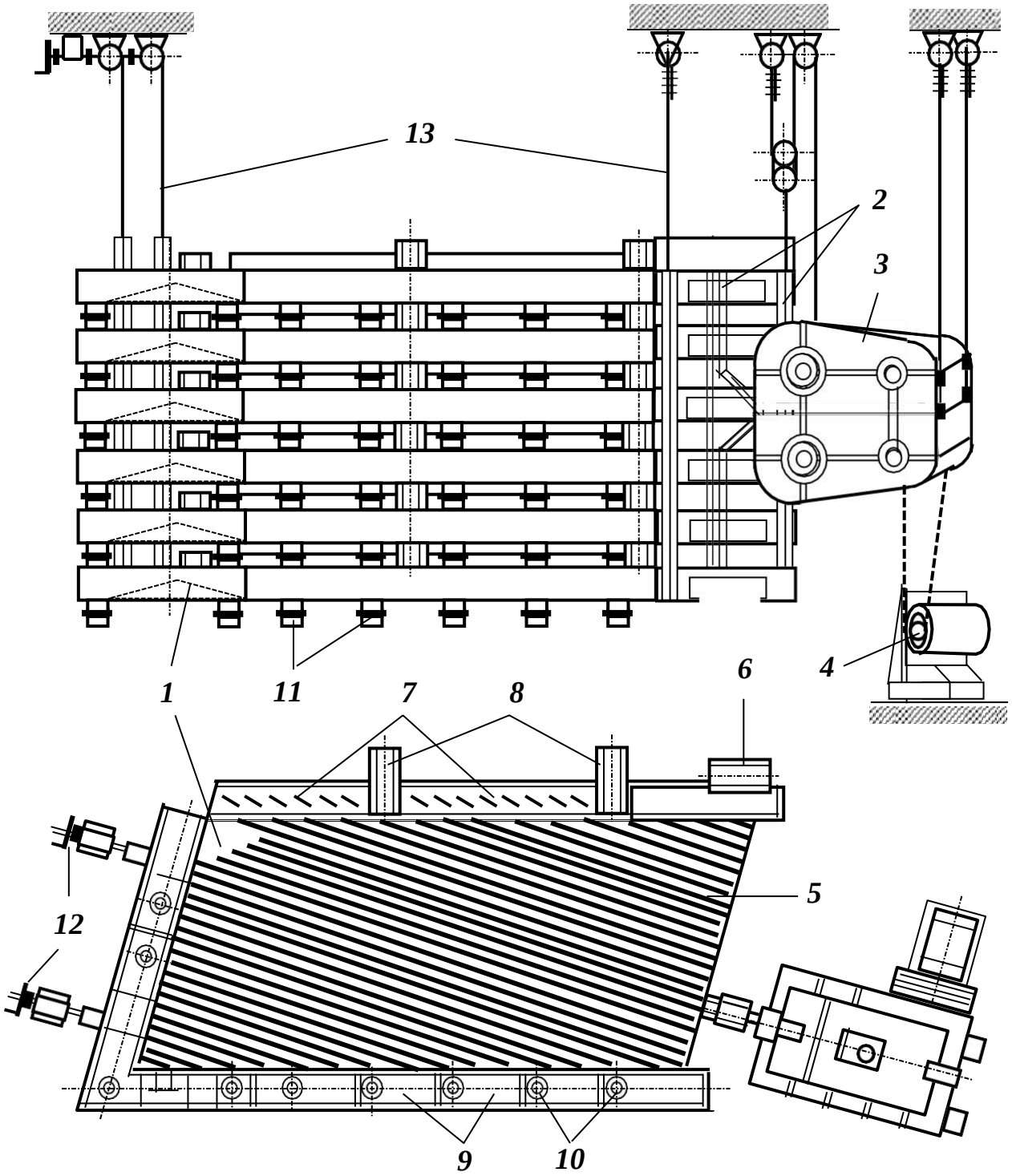


Рис. 4.25 - Схема концентраційного стола СКПМ-6.
1 – деки; 2 – підвісні планки; 3 – вібратор; 4 – електродвигун; 5 – рифлі; 6 – приймальний лотік; 7 – жолоб змивної води; 8 – патрубки підводу води; 9 – збірники продуктів; 10 – отвори збірників; 11 – партрубки відводу продуктів; 12 – регулювальні маховички; 13 – троси підвіски.

Таблиця 4.18 – Технічні характеристики концентраційних столів

Параметр	СКМ-1	ЯСК-1	СКОШ-7,5	СКО-7,5	СКО-5	СКО-22	СКО-30	СКПМ-6
Характеристика дек:								
площа однієї, $м^2$	7,5	1,7 2,5 3,4	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	6,1
число дек	1	6	1	1	2	3	4	6
загальна площа, $м^2$	7,5	15,2	7,5	7,5	15	22,5	30,0	36,5
Коливання деки:								
частота, $хв^{-1}$	230-300	300	280	280-350	280-350	280-350	280-350	280-350
довжина ходу, мм	12-26	12-26	6-14	10-20	10-20	10-20	10-20	10-20
Кут нахилу, град.:								
поперечний	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8	0-8
подовжній	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±2	0±3
Крупність живлення, мм	0,04-3	0,07-3	0,01-0,1	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,04-3	0,2-6
Продуктивність, т/год	0,3-3,0	1,0-6,0	0,3-1,0	0,3-3,5	0,6-7,0	1,0-10,0	1,2-14,0	5,0-40,0
Потужність електродвигуна, кВт	1,7	2,2	0,8	1,1	2,2	2,2	2,2	2,8
Габарити, мм:								
довжина	5715	5510	5160	5030	5240	5350	5380	5100
ширина	1800	2100	2120	2100	2110	2110	2180	2400
висота	1200	1550	1610	1380	1480	1860	2384	3800
Маса, т	1,20	1,67	1,30	1,50	2,26	2,93	5,70	3,30

Зарубіжні концентраційні столи «Дейстер» і «Дейстер-Оверстром» мають деку за формою близьку до паралелограма, встановлену діагонально. Деки виготовлюють з різним співвідношенням довжини і ширини. Рифлі закріплені паралельно напрямку руху деки.

Особливістю *концентраційного столу «Дейстер-Плат-О»* є прямокутна дека, яка виконана у вигляді уступів, з'єднаних між собою похилими ділянками, розташованими паралельно лінії зрізу рифлів. Кут підйому похилих ділянок – близько 5°. Рифлі на деці розташовані паралельно її довгій стороні. Стіл з чотирма уступами застосовують для крупного матеріалу, з трьома – для матеріалу середньої крупності, з двома – для матеріалу крупності – 0,2 мм.

Підвісний концентраційний стіл «Конценко-666» фірми *«Дейстер концентрейтер»* має 3 паралельно працюючі діагональні деки, шарнірно з'єднані з інерційним привідним механізмом. Деки і приводний механізм підвішують до перекриття або на спеціальній рамі.

Фірми Англії («Холман»), Німеччини («Грузонверк», «Гумбольд», «Ведаг»), Японії («Оцука»), Франції («Пік») виготовляють в основному концентраційні столи з підкиданням матеріалу. В столах цього типу деку встановлюють або на ресори, нахилені в бік приводного механізму, або на клиноподібні опори. При передньому ході дека рухається разом з матеріалом по похилій лінії угору, а при зворотному ході вона як би відривається від матеріалу і рухається униз. Підкидання матеріалу сприяє кращому розпушенню матеріалу і збільшенню швидкості транспортування його повздовж деки столу.

4.6.2. Технологічні і конструктивні параметри концентраційних столів

Технологічні параметри

До головних технологічних і конструктивних параметрів, що впливають на ефективність процесу концентрації на столах, належать речовинний склад вихідного матеріалу і параметри його підготовки до процесу, вміст твердого в живленні і витрати змивної води, частота коливань і хід деки, кут її нахилу і тип нарифлень.

Речовинний склад вихідного матеріалу характеризує можливість ефективного застосування процесу концентрації. Оцінка можливості здійснюється за величиною співвідношення:

$$k = (\delta_{ср} - \Delta)/(\delta_{л} - \Delta), \qquad (4.29)$$

де $\delta_{ср}, \delta_{л}, \Delta$ – середня густина збагачуваного матеріалу, густина легкого мінералу і густина рідини (як правило, води), кг/м^3.

Якщо $k \cdot 2{,}5$, то збагачення на столах ефективне, якщо $2{,}5 \cdot k \cdot 1{,}75$ ефективне збагачення можливе тільки при крупності матеріалу не більше 0,07 – 0,15 мм, а при $k \cdot 1{,}75$ збагачення на столах ускладнене або взагалі неможливе.

Форма зерен має важливе значення при збагаченні на столах. Зерна важких мінералів кубічної форми розташовуються у верхній частині віяла продуктів і виділяються в концентрат, а зерна плоскі або витягнуті (тієї ж густини) розташовуються у віялі ближче до промпродукту. Видовжені або плоскі зерна краще зважуються у турбулентному потоці і тому виносяться або в промпродукт, або у відходи.

Вміст твердого в живленні коливається від 15 до 40 %. Оптимальним є вміст твердого 20–25%. При надмірній розрідженості живлення збільшується розпушеність матеріалу і значно зростає швидкість транспортування в поперечному напрямку, що приводить до виносу важких мінералів в легкий продукт. Для зниження цих втрат

зменшують поперечний кут нахилу деки. При недостатній розрідженості живлення зменшується розпушеність матеріалу, що перешкоджає проходженню частинок важких мінералів в нижні шари, при цьому смуга важких мінералів у віялі продуктів виділяється нечітко.

Підготовка матеріалу перед збагаченням на столах полягає в його класифікації за крупністю. Крупність рудного матеріалу, що збагачується на концентраційних столах повинна бути в межах 0,04–3 мм. Тому первинна підготовка матеріалу зводиться до дроблення і подрібнення з метою одержання продуктів саме такої крупності.

Збагачення ширококласифікованого матеріалу крупністю 0,04 – 3 мм можливе тільки в тих випадках, коли з економічних міркувань допускається невисока ефективність збагачення або коли в матеріалі немає зростків, а крупність важких зерен суттєво відрізняється від легких. У більшості випадків, особливо при збагаченні корінних олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів, матеріал перед збагаченням на столах класифікують на гідравлічних класифікаторах з одержанням 4 – 6 класів. Чим менша різниця в густині розділюваних мінералів і чим більше зростків у вихідному продукті, тим вужчою повинна бути шкала класифікації. Іноді для підвищення ефективності класифікації вихідний матеріал перед подачею в гідравлічний класифікатор знешламлюють в гідроциклонах, механічних класифікаторах або в конусах.

Підготовка тонкозернистих і шламистих матеріалів крупністю дрібніше 0,02 мм до збагачення на столах полягає в їх знешламленні (виділення класу менше 15 мкм) і згущенні.

Змивна вода необхідна для видалення частинок легких мінералів в кінці деки. При невеликих витратах змивної води і малому поперечному нахилі деки матеріал верхніх шарів, що складається з частинок малої густини, може вилучатися у важкий продукт. Надмірний поперечний нахил деки, великі витрати змивної води і нерівномірний її розподіл приводять до виносу частинок великої густини з каналів між рифлями і втрат важких мінералів. Нестача змивної води приводить до засмічення важкого продукту легкими частинками.

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, різниці в густині розділюваних мінералів і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, проміжного продукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного стола може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0{,}1m\delta_{вих}\left(Fd_{ср}\frac{\delta - 1}{\delta_л - 1}\right)^{0{,}6}, \text{ т/год,} \qquad (4.30)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}, \delta_m, \delta_л$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м^3; F – площа деки стола, м^2; $d_{ср}$ – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

При збагаченні і знесірченні вугілля і антрацитів продуктивність концентраційних столів визначається за формулою:

$$Q = kV_{ср}\delta_{вих}d_{max}L, \text{ т/год}, \quad (4.31)$$

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.

За формулами (1.30) і (1.31) розраховують продуктивність концентраційного стола, на якому здійснюють операцію 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.

Конструктивні параметри

Частота коливань і хід деки визначають за емпіричними формулами:

– частота коливань:

$$n = 250 / d_{max}^{0,33}, \text{ хв}^{-1}; \quad (4.32)$$

– хід деки:

$$l = 18d_{max}^{0,25}, \text{ м}, \quad (4.33)$$

де d_{max} – максимальний розмір зерен збагачуваного матеріалу, м.

У формулах (4.32) і (4.33) не враховано багато факторів процесу концентрації на столі, тому результати одержані при розрахунках слід розглядати тільки як приблизні і уточнювати при експлуатації.

Як свідчить практика, зі збільшенням крупності збагачуваного матеріалу довжину ходу деки слід збільшувати, а частоту коливань – зменшувати.

Кут поперечного нахилу деки визначає швидкість руху водного потоку. Великі швидкості (при великих кутах поперечного нахилу) сприяють турбулізації потоку і знесенню дрібних зерен. Це приводить до втрат зерен важкого мінералу і зниження якості продуктів збагачення. Тому при збагаченні дрібнозернистих матеріалів кут поперечного нахилу

складає 1,5 – 2,5º, при збагаченні грубозернистих – 4 – 8º, а для особливо крупних і важких мінералів він може бути збільшений до 10º.

Кут поперечного нахилу деки і витрати змивної води взаємопов'язані і є основними регулюючими параметрами при експлуатації концентраційних столів.

Кут подовжнього нахилу деки невеликий за величиною – від – 0,003º до + 0,4º (знак «–» означає опускання розвантажувального кінця деки, знак «+» – його підйом). Подовжній нахил деки за ходом руху матеріалу при переробці тонкозернистих і шламистих продуктів збільшує транспортуючу здатність, а нахил деки в протилежному напрямку при переробці крупнозернистих продуктів, навпаки, зменшує транспортуючу здатність.

Типи нарифлення, що застосовуються на практиці (рис. 4.26), підрозділяють в основному на піскові (для матеріалів крупністю +0,2 мм) і шламові (для матеріалів крупністю – 0,2 мм).

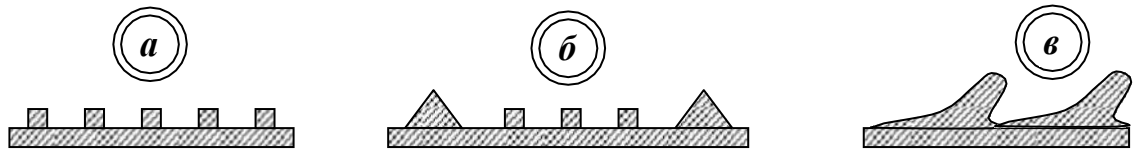


Рис. 4.26 – Типи нарифлень.
***а* – піскове; *б* – шламове; *в* – хвилясте.**

В поперечному перетині піскові рифлі являють собою прямокутник (рис. 1.25 *а*). На деках столів для збагачення шламистих матеріалів, крім прямокутних рифлів малої висоти, є високі трикутні рифлі, перед якими утворюються спокійні зони, де відбувається осадження шламистих частинок важких мінералів (рис. 1.25 *б*).

Подовжній перетин рифлі – прямокутна трапеція з верхньою основою рівною 3/4 нижньої. Максимальну висоту рифлі мають біля завантажувального кінця деки. Найбільшу довжину і висоту має рифля, що проходить через кут деки, який створений боком розвантаження легких продуктів і завантажувальним торцем. Кут зрізу рифлів складає 30 – 55º. У діагональних деках вздовж боку розвантаження легких продуктів установлюється додаткова «запірна» рифля висотою 20 – 25 мм, яка перешкоджає виносу важких мінералів в легкий продукт. Вибір висоти рифлів визначається крупністю і густиною збагачуваного матеріалу, а також вмістом важких компонентів.

У сучасних шламових столах (напр., СКОШ-7,5) поверхня деки має хвилястий характер і рифлями є гребені хвиль (рис. 1.25 *в*). Такі рифлі суттєво знижують збурення потоку, що сприяє підвищенню ефективності збагачення шламів.

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для своєї установки великих виробничих площ. Тому на фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перечищення концентратів.

4.7. Ґвинтові апарати

Ґвинтові сепаратори і шлюзи – це різновид апаратів, в яких розділення матеріалу відбувається в безнапірному нахиленому потоці малої глибини в гладкому спіральному жолобі.

Ґвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення важких 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.

Галузь застосування того або іншого типу ґвинтового апарата визначається крупністю цінних мінералів. При їх крупності 0,1 – 3 мм застосовують ґвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05 – 0,2 мм використовують ґвинтові шлюзи. Принцип дії ґвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише за формою жолоба: жолоб сепаратора – частина круга або еліпса, жолоб шлюзу – прямокутний і ширший ніж у сепаратора.

Ґвинтовий сепаратор (рис. 4.27) 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 разом із водою (пульпа).

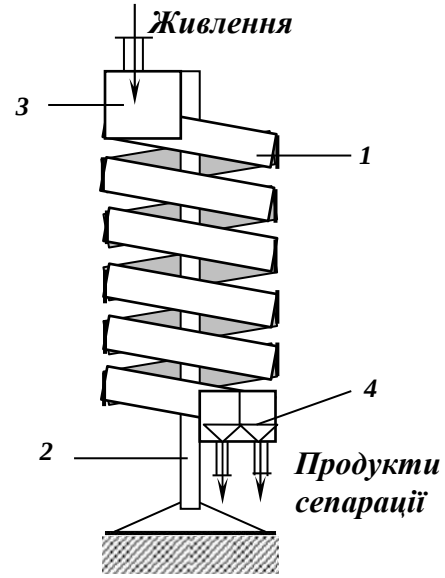


Рис.4.27– Схема ґвинтового сепаратора. 1 – ґвинтовий жолоб; 2 – опора; 3 – завантажувальний пристрій; 4 – розвантажувальний пристрій.

Під дією сили ваги пульпа стікає вниз у вигляді тонкого потоку різної глибини. При цьому на мінеральні частинки діють гравітаційні, гідродинамічні і відцентрові сили. Взаємодія зазначених сил призводить до розділення матеріалу за густиною: зерна важких мінералів концентруються в придонній частині біля внутрішнього борту жолоба, а зерна легких мінералів виносяться у верхні шари потоку і зносяться до зовнішнього борту.

Довжина пробігу елементів потоку від зовнішнього борту до внутрішнього в ґвинтових апаратах складає від 0,7 до 1,5 витків.

Процес розділення зернистого матеріалу в жолобі ґвинтового сепаратора здійснюється в два етапи:

1-й етап полягає в розшаруванні матеріалу по вертикалі і переході важких мінералів в придонний шар. Цей етап спільний для всіх процесів розділення в тонкому шарі пульпи, що рухається по похилій поверхні. Для процесу розшарування важливе значення мають турбулентні пульсації потоку і явища сегрегації при русі зімкненого придонного шару. На першому етапі в придонний шар вибірково переходять крупні важкі зерна і менш вибірково – дрібні важкі зерна. Основні фактори розділення на цьому етапі – крупність і густина зерен.

2-й етап полягає в перерозподілі зерен у радіальному напрямку зі створенням мінерального віяла продуктів сепарації. В результаті поперечного перерозподілу зерна формують окремі шари потоку (концентрат, промпродукт, відходи) і набувають сталого характеру руху. Перерозподіл зерен закінчується в основному після проходження двох-трьох витків, далі зерна рухаються на постійних радіусах по ґвинтових траєкторіях. Зерна, що потрапили випадково в «чужу» зону, перерозподіляються далі завдяки подачі змивної води в зону внутрішнього борту жолоба.

Український дослідник А. С. Кірнаркський показав, що в умовах ґвинтового потоку розпушування матеріалу пов'язане із швидкістю поверхневого прошарку у першій частині циклу мокрої гвинтової сепарації, а його ущільнення із швидкістю придонного прошарку у другій частині циклу; при цьому головний чинник зміни вертикального положення зерен – дія турбулентних вихорів, які зриваються з мінеральної поверхні при циркуляції рідини навколо частинок матеріалу.

Швидкість розшарування зерен у ґвинтовому сепараторі є експоненціальною функцією від часу (або від довжини пробігу пульпи по жолобу). Високій швидкості розшарування в початковий період сприяє те, що пульпа має високий ступінь розпушення. Швидкість розділення зерен по висоті потоку характеризується створенням донного шару важких

мінералів на етапі формування потоку в ґвинтовому жолобі, отже на перших двох витках, де швидкості потоку і зерен ще не встановилися.

Оптимальна довжина жолоба для зерен різної крупності різна. Для виділення крупних зерен в сепараторі достатньо двох витків, в той час, як для виділення дрібних (– 0,1 мм) – необхідно чотири витка. Якщо цінні важкі мінерали представлені зернами різної крупності, розвантаження концентрату необхідно здійснювати не одноразово в кінці жолоба, а розосереджено – на другому, третьому, четвертому витках. Але в кожному конкретному випадку довжина жолоба повинна бути оптимальною, тому що зі збільшенням довжини жолоба відбувається перемішування шарів пульпи і знижуються технологічні показники процесу.

4.7.1. Конструкції ґвинтових апаратів

Ґвинтові апарати розділяють на сепаратори (для збагачення некласифікованих і ширококласифікованих матеріалів крупністю 0,1 – 3 мм) і шлюзи (для збагачення тонкозернистих матеріалів крупністю 0,02 – 0,5 мм).

Ґвинтові сепаратори виготовляють з регульованим і нерегульованим кроком витків. У практиці збагачення корисних копалин застосовують сепаратори з нерегульованим кроком витків. Сепаратори з регульованим кроком витків випускають в обмеженій кількості і використовують для досліджень в лабораторному і напівпромисловому масштабах.

Ґвинтовий сепаратор (рис. 4.28) складається із завантажувального пристрою, ґвинтового жолоба, розподільника змивної води, пристрою для розділення і розвантаження продуктів збагачення, опорного каркаса.

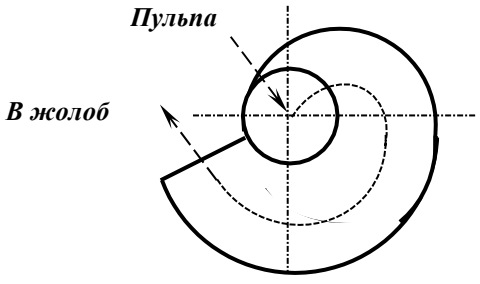


Рис. 4.28 – Схема завантажувального пристрою равликового типу.

Завантажувальний пристрій (рис. 1.29), встановлений на вході апарата, служить для зменшення швидкості потоку вихідної пульпи, формування потоку і плавного вводу його в ґвинтовий жолоб.

Найчастіше використовують завантажувальний пристрій равликового типу, що являє собою спіральний жолоб зі зростаючим радіусом кривизни.

Ґвинтовий жолоб виготовлюють з чавуну, силуміну, полімерних матеріалів, або залізобетону. Кожний виток жолоба складається з двох секцій – напіввитків. Робочу поверхню жолобів футерують зносостійкими матеріалами: ґумою, кам'яним литвом або полімерами. Ґвинтовий жолоб характеризується довжиною, діаметром, шагом, формою і розмірами поперечного перетину. Число жолобів в сепараторі може бути від 1 до 4, а в шлюзі від 1 до 5.

Розподільники змивної води забезпечують її рівномірну подачу по усьому периметру внутрішнього борту жолоба. Вони встановлюються в кількох місцях по висоті жолоба. Найпростішими є розподільники жолобчастого типу, які являють собою маленький жолобок, що примикає до робочого жолоба з внутрішнього або зовнішнього боку. За допомогою трубок вода подається до внутрішнього борту назустріч потоку пульпи.

Пристрій для розділення і розвантаження продуктів збагачення (рис. 4.29) складається з порожньої трубки ***1*** з боковим вирізом ***2*** і відсікача ***3,*** що фіксується затискачем ***4***. Трубка угвинчується в отвір в днищі жолоба ***5.***

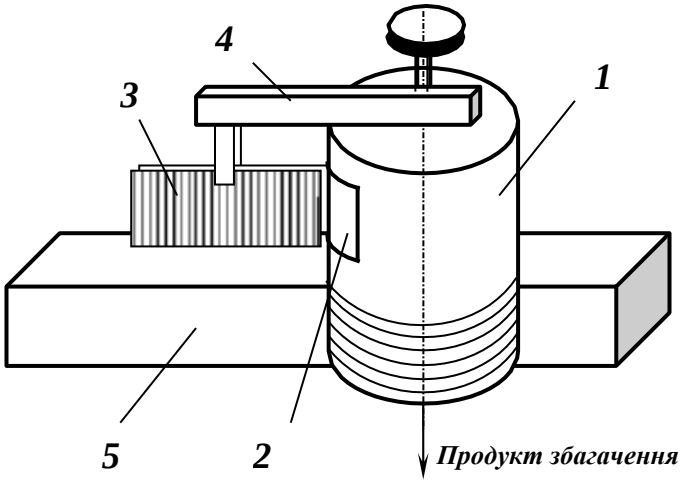


Рис. 4.29 – Схема пристрою для розділення і розвантаження продуктів збагачення. 1 – порожня трубка; 2 – боковий виріз; 3 – відсікач; 4 – затискач; 5 – днище робочого ґвинтового жолоба.

Відсікачем регулюється ширина смуги пульпи, яка видаляється і направляється в порожню трубку і далі ґумовими шлангами у збірник для готового продукту. Зміною положення відсікачів можна одержувати продукти збагачення з необхідними виходами і якістю.

Ґвинтові шлюзи за конструкцією подібні до ґвинтових сепараторів. Основною особливістю їх конструкції є прямокутна форма поперечного перетину жолоба. Жолоби шлюзів виготовляються з силуміну і футеруються ґумою. Днище жолоба (пряма лінія) нахилене до горизонту під кутом 5º.

Технічні характеристики ґвинтових апаратів наведені в табл. 4.19.

Таблиця 4.19 – Технічні характеристики ґвинтових сепараторів і шлюзів

Параметр	Сепаратори			Шлюзи		
	СВ2- 750	СВ2- 1000	СВ2- 1500	ШВ2- 1000	ШВ3- 1250	ШВ5- 2000
Діаметр жолоба, мм	750	1000	1500	1000	1500	2000
Число витків	4	4	3	4	4	4
Число жолобів	2	2	2	2	3	5
Крупність цінного компонента, мм	0,07-2	0,07-2	0,2-3	0,5	0,5	0,5
Вміст твердого у живленні, %	15–40	15-40	15-40	15-40	15-40	15-40
Витрати змивної води, л/с	0,3-0,5	0,4-0,8	0,2-0,5	0,1-0,2	0,2-0,3	0,3-0,50
Продуктивність, т/год	1-5	3-8	20-30	0,2-2	0,5-5	4- 20
Габарити, мм:						
довжина	790	1050	1600	1250	1400	2255
ширина	830	1100	1600	1250	1400	2200
висота	3700	4200	5150	3600	4000	6260
Маса, т	0,59	0,70	1,25	0,50	1,00	2,40

За кордоном застосовують ґвинтові сепаратори фірми «Гемфрі» (США), «Треллеборг» (Швеція), які мають діаметр 600 – 750 мм і відповідно крок витків 300 – 400 мм. У цих сепараторах встановлені 5 – 6 відсікачів концентрату і промпродукту. Змивну воду подають по невеликому жолобу, розташованому поздовж борту основного жолоба. Для її подачі на поверхню жолоба встановлюють відсікачі. Жолоб – стальний або чавунний з термічно обробленою поверхнею. Для футеровки жолоба застосовують гуму або неопрен.

У Німеччині застосовують ґвинтові сепаратори діаметром 500 мм з жолобом у формі параболи. В цих сепараторах розвантаження продуктів здійснюється тільки у кінці останнього витка.

У Польщі розроблений двожолобний сепаратор, на якому одночасно здійснюється основна концентрація і перечисна. Продукти, отримані на першому жолобі, самопливом направляються у другий, розташований ближче до осі сепаратора і дещо нижче першого.

В Австралії найбільше розповсюдження отримав двожолобний гвинтовий сепаратор «Рейхерта» (діаметр 620 мм, крок витків 350 мм). Жолоби цього сепаратора виконані з фіброгласу, робоча поверхня покрита лінатексом. Сепаратор має невелику масу і володіє високою зносостійкістю.

4.7.2. Конструктивні і технологічні параметри ґвинтових апаратів

Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на ефективність процесу ґвинтової сепарації підрозділяють на дві групи: конструктивні і технологічні.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів відносять: діаметр і крок ґвинтового жолоба, профіль його поперечного перетину, число витків, число відсікачів і місце їх установки.

Діаметр ґвинтового жолоба є основним конструктивним параметром сепаратора і визначає його розміри, масу і продуктивність. Ґвинтові сепаратори, що застосовуються в практиці збагачення корисних копалин, мають жолоби діаметром 600 – 2000 мм. Вибір діаметра сепаратора залежить від продуктивності по твердому, крупності і густини збагачуваного матеріалу. Матеріали, що містять крупнозернисті (1 – 2 мм) цінні компоненти, ефективніше збагачуються в сепараторах великого діаметра (1000 мм і більше), тонкозернисті матеріали (менше 0,5 мм) – в сепараторах малих діаметрів (500 – 750 мм), матеріали середньої крупності (0,074 – 1 мм) – в сепараторах будь якого розміру.

Профіль поперечного перетину жолоба може являти собою елемент еліпса, кола, пряму лінію. Найбільш доцільним профілем для збагачення матеріалу крупністю менше 2 мм є горизонтальний еліпс, більша піввісь якого складає 1/3 діаметра сепаратора, а співвідношення довжин осей – 2:1. Для збагачення дрібних матеріалів (– 0,2 мм) рекомендується пологий профіль у вигляді кубічної параболи, а для збагачення крупних матеріалів (2 – 12 мм) – випуклий профіль у вигляді двох відрізків прямих: нахиленого до горизонтальної площини під кутом 17º в зоні виділення концентрату і горизонтального – біля зовнішнього борту.

Число витків жолоба залежить від фізичних властивостей збагачуваного матеріалу. Воно збільшується зі зменшенням різниці в густині розділюваних мінералів і їх крупності. Число витків жолоба в промислових сепараторах складає 4 – 6. У п’ятивиткових сепараторах звичайно здійснюють першу стадію збагачення корінних руд, а в три- і чотиривиткових – перечищають чорновий концентрат. При збагаченні пісків розсипних родовищ застосовують три- і чотиривиткові сепаратори, що значно зменшує висоту апарата.

Крок ґвинтового жолоба визначає кут нахилу його ґвинтової лінії до горизонту і впливає на гідродинамічну характеристику потоку і умови транспортування матеріалу. Крок ґвинтової лінії визначається зі співвідношення:

$$t = 2\pi R tg\alpha \text{ , м,} \qquad (4.34)$$

де R – радіус ґвинтової лінії, м; – кут нахилу ґвинтової лінії жолоба до горизонту, град.

Зі збільшенням відносного кроку ґвинтового жолоба (відношення кроку до діаметра) показники збагачення матеріалів крупністю більше 0,2 мм погіршуються, а матеріалів крупністю менше 0,2 мм – поліпшуються. Відносний крок для промислових ґвинтових сепараторів приймається рівним 0,4 – 0,6 м, для ґвинтових шлюзів – 0,5 – 0,6 м. Менше значення кроку приймається для сепараторів більшого діаметра, а більше значення – для сепараторів меншого діаметра.

Виведення продуктів збагачення здійснюється відсікачами, що встановлені на сепараторах в кінці останнього витка або на кожному витку жолоба. Остаточний (кінцевий) концентрат одержують, як правило, після декількох перечисток чорнового концентрату. В окремих випадках перечищення концентрату ґвинтових сепараторів здійснюється іншими методами (напр., флотацією).

Положення ножів відсікачів визначається в кожному конкретному випадку дослідним шляхом і зберігається постійним в процесі роботи.

Залежно від виконання ґвинтові апарати можуть мати 2-5 ґвинтових жолобів, що функціонують паралельно.

Технологічні параметри

До технологічних параметрів належать: густина, крупність і форма мінеральних зерен у живленні, вміст твердого у живленні і продуктивність. На результати збагачення суттєво впливають також підготовчі операції.

Склад вихідного матеріалу за густиною розділюваних мінералів характеризує можливість ефективного застосування процесу ґвинтової сепарації. Оцінка можливості збагачення визначається за величиною критерію Мейстера:

$$k_0 = (\delta_{вих} - \delta_л)/(\delta_л - 1), \qquad (4.35)$$

де $\delta_{вих}, \delta_л$ – густина вихідного матеріалу і легкого мінералу, т/м^3.

Якщо $k_0 \cdot 1$ збагачення ґвинтовою сепарацією буде ефективним, якщо $1 \cdot k \cdot 0{,}75$ збагачення ще можливе, а при $k \cdot 0{,}75$ розділення не відбудеться (збагачення неможливе).

Крупність мінеральних зерен характеризується верхньою і нижньою межами. Верхня межа крупності зерен при ґвинтовій сепарації залежить від їх густини: для кварцу ($\delta = 2{,}65$ т/м^3) вона досягає 12 мм, для важких

мінералів ($\delta = 4-7$ т/м^3) – 2–3 мм. Нижня межа крупності зерен визначається умовами їх зважування і розподілення по висоті потоку в жолобі сепаратора: для кварцу вона рівна 0,074 мм, для важких мінералів – ще нижче.

На ґвинтових сепараторах ефективніше вилучаються зерна крупністю понад 0,2 мм, дрібніші зерна (до 0,02 мм) – на ґвинтових шлюзах, де менша турбулентність потоку.

Бажано щоб *форма зерен*, розділюваних мінералів була різною. Сприятливішими для збагачення випадками будуть такі, коли зерна пустої породи представлені округлими зернами (коефіцієнт сферичності великий), а зерна корисного мінералу – плоскі (коефіцієнт сферичності малий).

Підготовка матеріалу до збагачення полягає в його класифікації і знешламлюванні. Класифікація може здійснюватись на грохотах і гідравлічних класифікаторах. Оптимальним є варіант з використанням гідравлічної класифікації, який сприяє підвищенню результатів збагачення і продуктивності процесу. В окремих випадках при попередньому або контрольному збагаченні можлива сепарація некласифікованого матеріалу. Але якщо в живленні сепарації міститься 30 – 40 % класу – 0,074 мм знешламлення робиться обов'язково (для зниження в'язкості пульпи).

Вміст твердого в живленні при збагаченні розсипних руд складає звичайно 15 – 25 % (за масою), при збагаченні корінних руд – 30 – 40 %. При густині пульпи, що перевищує вказані межі, збільшується її в'язкість і виділення важких мінералів сповільнюється. Мінімальний вміст твердого в живленні складає 6 – 8 %. При більшій розрідженості пульпи важкі і легкі зерна рухаються разом біля внутрішнього борту і не забезпечують утворення віяла продуктів розділення.

Витрата змивної води повинна бути оптимальною. При оптимальних витратах змивної води підвищується ступінь концентрації матеріалу, зменшується замулювання робочої поверхні жолоба в концентратній зоні, поліпшується транспортування важких мінералів, збільшується розрідженість матеріалу біля внутрішнього борту і підсилюється поперечна циркуляція потоку. Надлишок змивної води приводить до зносу важких мінералів в зону промпродукту, а недостача – до одержання бідних концентратів. Звичайно витрата змивної води складає 0,3 – 0,6 л/с на один жолоб сепаратора діаметром 600 мм.

Продуктивність ґвинтових апаратів залежить від діаметра витків жолоба, кута підйому ґвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шламів приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність ґвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_з \delta_{вих} D_2 m \left(d_{max} \frac{\delta^m - 1}{\delta_л - 1} \right)^{0,5}, \text{ т/год,} \qquad (4.36)$$

де $k_з$ – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_з$ = 0,4; для легкозбагачуваних – $k_з$ = 0,7); $\delta_{вих}$, $\delta_т$, $\delta_л$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м^3; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питомо-важких зерен в живленні, мм.

Ґвинтова сепарація застосовується в технологічних схемах збагачення вугілля, залізних, хромових, танталових, золотовмісних і інших руд. Але головним чином ґвинтова сепарація використовується при переробці розсипів, які є ідеальним живленням для ґвинтових сепараторів.

4.8. Протитечійні апарати

Протитечійна водна сепарація – гравітаційний процес, який застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, збідненої (розубоженої) 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 розходження в конструктивних особливостях сепараторів, в них реалізуються спільні принципи, що полягають в 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. При цьому потік легких фракцій є попутним потоку розділювального середовища, а важких – зустрічним. Робочі зони сепараторів являють собою закриті канали, які оснащені системою обтічних потоком однотипних елементів, що обумовлюють створення визначеним чином організованої системи вторинних течій і вихорів. В 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.

4.8.1. Крутопохилі сепаратори

Крутопохилі сепаратори використовуються для збагачення розубоженого вугілля, крупнозернистих шламів і механізації вибірки породи крупністю до 150 мм.

Крутопохилий сепаратор (рис. 4.30) являє собою прямокутний короб ***1***, нахилений під кутом 46 – 54º до горизонту.

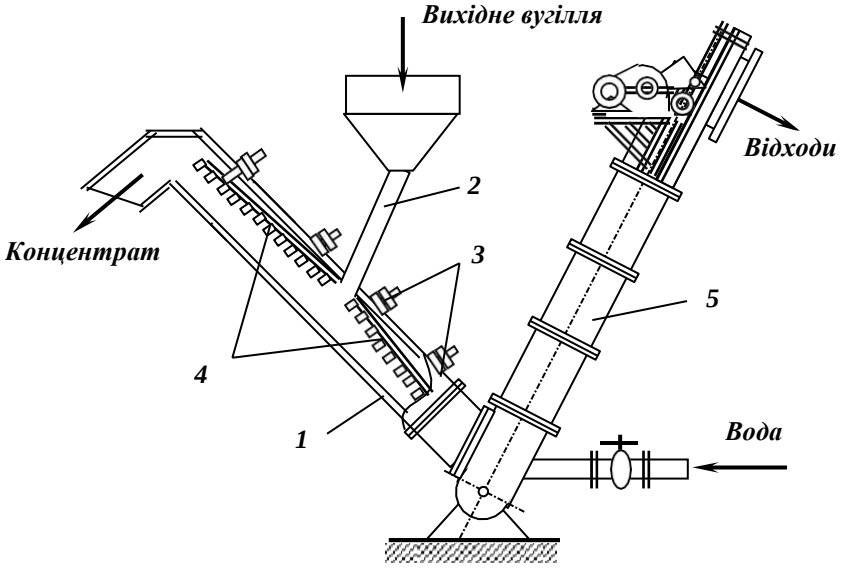


Рис. 4.30 – Крутопохилий сепаратор.
1 – робочий канал; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – гвинтові регулятори;

У середині 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 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, які займають визначену площу перетину каналу.

Зони перегородок, що є ділянками локального збільшення швидкості потоку, крім того являють собою багаторазово повторювані ділянки підвищеного 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.

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 елеватора, 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 всіх класів крупності аж до класу 0 – 3 мм. Засмічення крупного концентрату не перевищує 2%, дрібного – 3 %.

Технічні характеристики крутопохилих сепараторів наведені в табл. 4.20.

Таблиця 4.20 – Технічні характеристики крутопохилих сепараторів

Параметр	КНС-54	КНС-58	КНС-104	КНС-108
Продуктивність, т/год:				
мінімальна	25	50	50	100
максимальна	75	150	150	250
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	40	100	50	150
Витрати води, $м^3/т$	3,5 – 5	3,5 – 5	3,5 – 5	3,5 – 5
Габарити каналу, мм:				
довжина	5300	5300	5300	5300
ширина	500	500	1000	1000
висота	400	800	400	800
Маса, т	1,9	3,2	3,2	3,6

4.8.2 Шнекові сепаратори

Шнекові сепаратори використовуються для збагачення енергетичного вугілля крупністю 6 – 25 і 13 – 100 мм.

Сепаратор шнековий горизонтальний СШ-15 (рис. 4.31) 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 корпусу 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.

Вихідний матеріал подається через завантажувальну лійку у середину 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.

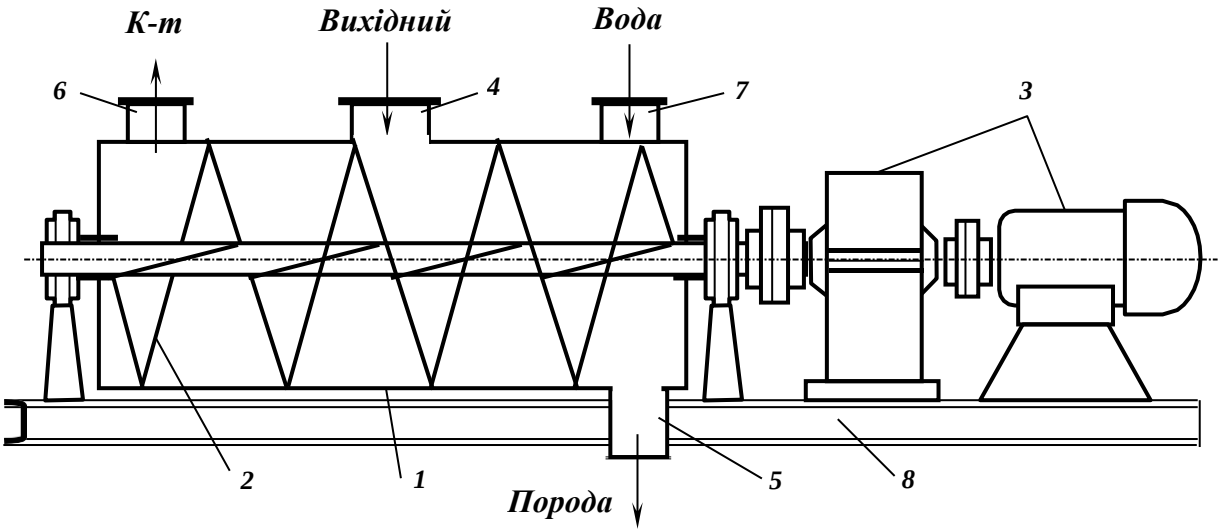


Рис. 4.31 – Схема горизонтального шнекового сепаратора.
1 – корпус; 2 – шнек; 3 – привод; 4 – завантажувальна лійка; 5 – лійка розвантаження породи; 6 – лійка розвантаження концентрату; 7 – тангенціальний патрубок введення води; 8 – рама.

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 – у простоті конструкції і можливості регулювання густини розділення; недоліки – у 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 у порівняні з сепаратором СШ-15.

Сепаратор шнековий вертикальний СВШ-15 (рис. 4.32) відрізняється від горизонтального завантаженням вихідного матеріалу через порожній вал і приводом, що розташований знизу.

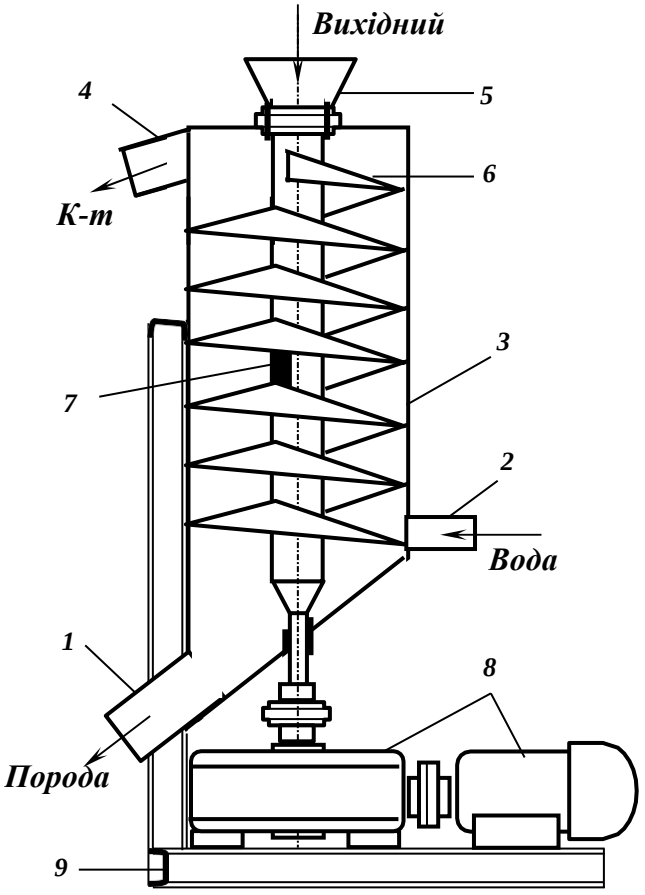


Рис. 4.32 – Схема вертикального шнекового сепаратора.
1 – лійка розвантаження породи;
2 – тангенціальний патрубок введення води;
3 – корпус;
4 – лійка розвантаження концентрату;
5 – завантажувальна лійка;
6 – шнек;
7 – завантажувальне вікно;
8 – привод; 9 – рама.

Сепаратор СВШ-15 складається з циліндричного корпуса ***3***, шнека ***6*** і привода ***8***. В середній частині вала 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 за криволінійними траєкторіями 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.

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.

Технічні характеристики шнекових сепараторів наведені в табл. 4.21.

Таблиця 4.21 – Технічні характеристики шнекових сепараторів

Параметр	СШ-15	СШ-15П	СВШ-15	СВШ-15М
Максимальна продуктивність, т/год	120	200	150	150
Крупність вихідного матеріалу, мм	6 – 100	3 – 150	6 – 150	6 – 150
Шнек:				
діаметр, мм	1500	1450	1495	1498
крок, мм	500; 600; 750	750; 900	750	750
частота обертання, $хв^{-1}$	10 – 35	10 – 25	10 – 25	15 – 25
кут нахилу, град.	–	–	45	45
Потужність електродвигунів, кВт	13; 22	13; 22	10	13
Габарити, мм:				
довжина	8300	7360	2500	2400
ширина	2000	2080	2470	2250
висота	2200	2020	6700	6720
Маса, т	15	12	10,8	9,6

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.

4.9. Машини для збагачення в повітряному середовищі

Пневматичні процеси відбуваються у відповідності з законами гравітаційного розділення. Рух тіл у повітряному середовищі аналогічний руху тіл у рідині, суттєва відмінність повітряного середовища від водного – низька густина = 1,23 кг/м^3 і мала в'язкість = $1{,}8\cdot10^{-5}$ Па·с. Повітряне середовище створює незначний опір руху зерен у порівнянні з водою, що приводить до збільшення їх кінцевої швидкості.

Величина коефіцієнта рівнопадання у повітряному середовищі в 2 – 3 рази менша, ніж у водному, тому при розділенні у повітряному середовищі шкала класифікації повинна бути більш вузькою.

При пневматичному збагаченні на шар збагачуваного матеріалу (постіль), що знаходиться на перфорованому решеті, діє безперервний або пульсуючий потік повітря. Для забезпечення нормальної роботи апаратів

пневматичного збагачення тиск повітря повинен бути не менше 50 – 80 Па на кожний сантиметр товщини постелі.

Особливість процесу пневматичного збагачення полягає в тому, що він відбувається при коефіцієнті розпушення постелі значно більшому, ніж при гідравлічній відсадці.

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.

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 значних обсягів шламів, внаслідок чого порушується процес розділення.

Пневмозбагачення здійснюється в пневматичних сепараторах і пневматичних відсаджувальних машинах.

4.9.1. Пневматичні сепаратори

Пневматичні сепаратори використовують для збагачення вугілля крупністю 6(13) – 50(75) мм легкої збагачуваності.

Пневматичний сепаратор СП-106 (рис. 4.33) складається з односхилої 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 покрита 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.

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.

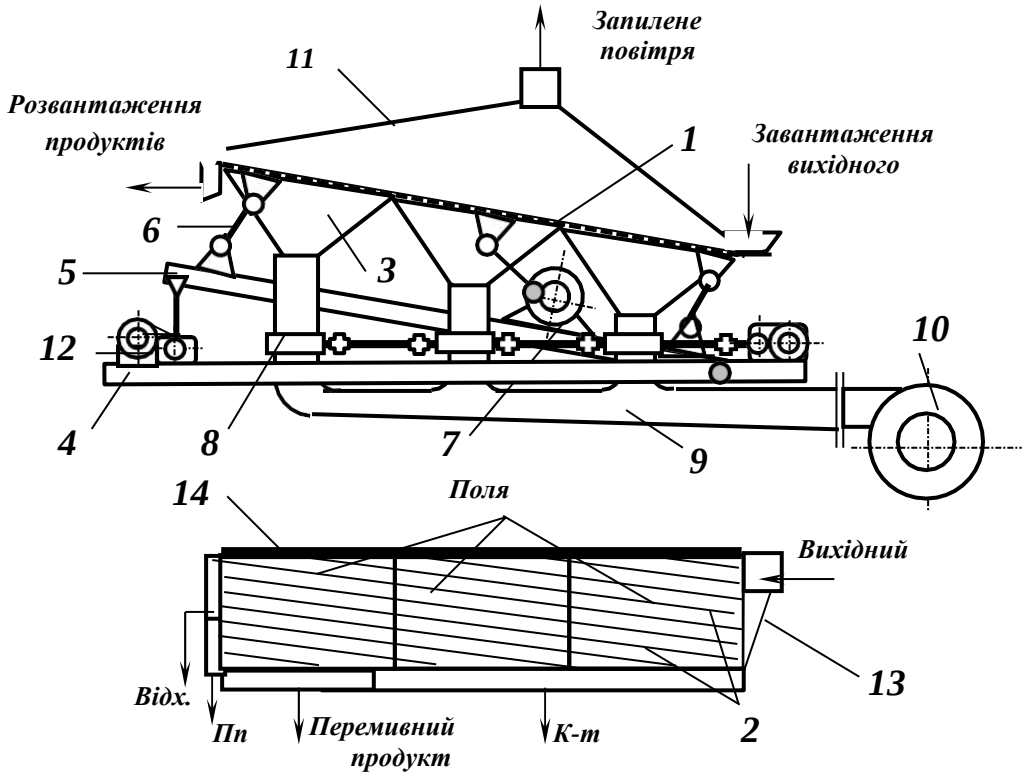


Рис. 4.33 – Схема повітряного сепаратора СП-106.
1 – дека; 2 – рифлі; 3 – дифузори ; 4 – рама; 5 – поворотна рама; 6 – похилі опори; 7 – привод сепаратора; 8 – пульсатори; 9 – повітропровід; 10 – вентилятор; 11 – витяжний зонт; 12 – підйомний механізм; 13 – завантажувальний лотік; 14 – відбійний брус.

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.

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 від сепаратора СП-106 відрізняється тільки величиною площі робочої поверхні і відповідно більшою продуктивністю.

Сепаратори УШ-3, СПК –40, СПК-40А, СПК-40М,СПБ –100, СПБ-100М, ОСП –100 з виробництва зняті.

Розроблено новий пневмовібраційний *сепаратор ПВМ*, призначений для збагачення вугілля, руд та 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 привода, меншу металоємність, дозволяє оперативно регулювати вібродинамічний режим і є більш зручним в експлуатації і ремонті.

Технічні характеристики пневмосепараторів наведені в табл.1.22.

Із зарубіжних пневмосепараторів характерні конструктивні особливості мають сепаратори фірми «Гумбольт» (Німеччина), в яких дві деки встановлені паралельно і кожна з них розділена на 8 полів (4 по довжині і 2 по ширині). Сепаратори, які експлуатують у США, виготовлюють з трапецеподібною, *V*-подібною та іншими формами дек для більш повного використання їх робочої поверхні.

4.9.2. Пневматичні відсаджувальні машини

Пневматичні відсаджувальні машини використовують для збагачення дрібного вугілля крупністю до 13 мм і вологістю не вище 5 %.

Відсаджувальна машина ПОМ-2А (рис. 4.34) складається з герметичного 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.

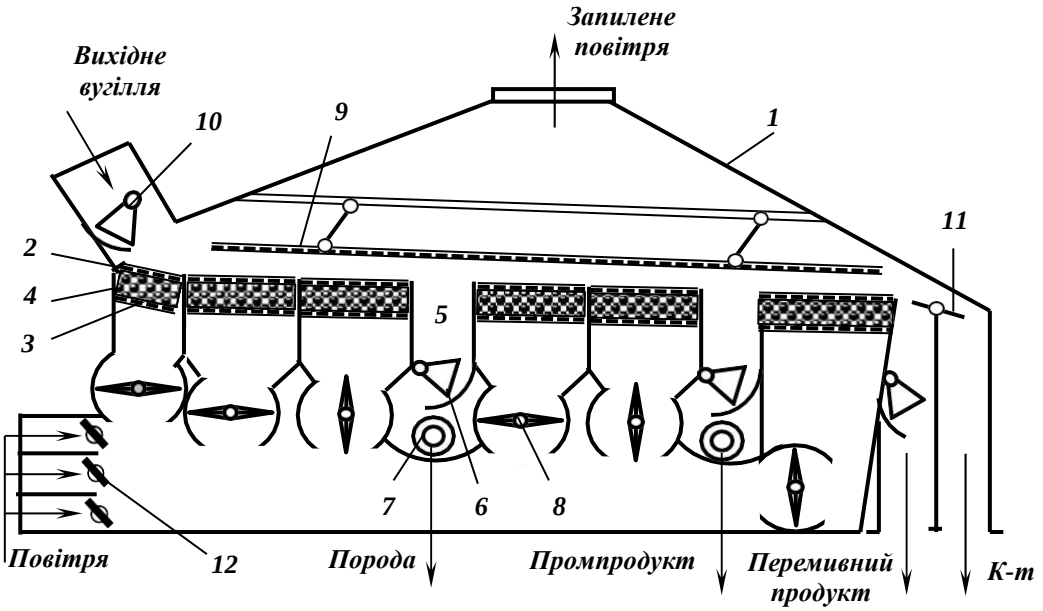


Рис.4.34 – Схема повітряної відсаджувальної машини.
1 – корпус; 2 – решето верхнє; 3 – решето нижнє; 4 – фарфорові кулі; 5 – розвантажувальна камера; 6 – секторний затвор; 7 – шнек; 8 – ротаційний пульсатор; 9 – зональна плита; 10 – секторний живильник; 11 – відсікач; 12 – дросельні заслінки.

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***.

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 регулюється 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.

В зарубіжній практиці застосовуються пневматичні відсаджувальні машини, які не мають принципових конструктивних відмінностей від машин типу ПОМ, напр., пневматичні відсаджувальні машини Супер Ер-Флоу (США), машини фірм «Карлсхютте», «Гумбольд» (Німеччина), які відрізняються в основному кінематичною схемою.

Технічні характеристики відсаджувальних машин наведені в табл. 4.22.

Таблиця 4.22 – Технічні характеристики пневматичних сепараторів і відсаджувальних машин

Параметр	Сепаратори			Відсаджувальні машини	
	СП-106	СП-112	***ПВМ***	ПОМ-1	ПОМ-2А
Площа робочої поверхні, м^2	6,7	12	8	2,76	4,5
Крупність вихідного матеріалу, мм	до 75	до 75	до 75	до 13	до 13
Продуктивність, т/год.	85	150	50	70	100
Габарити, мм:					
довжина	6450	8160	8000	4250	8470
ширина	3906	4030	4500	1500	2215
висота	7700	9315	10000	4100	3710
Маса, т	14,0	24,6	10,0	3,2	8,85

4.9.3. Аеросуспензійні сепаратори

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, ґаленіт, 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. 4.35.

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.

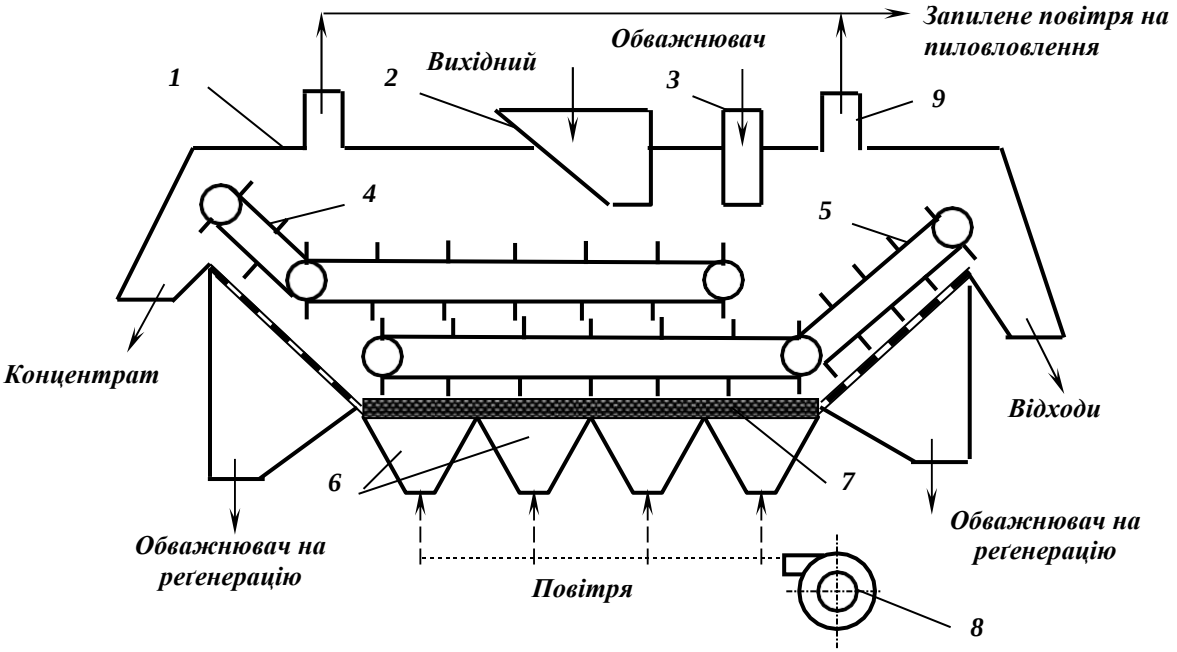


Рис. 4.35 – Схема аеросуспензійного сепаратора.
1 – корпус; 2 – вузол завантаження вихідного вугілля; 3 – вузол завантаження обважнювача; 4 – концентратний скребковий конвеєр; 5 – породний скребковий конвеєр; 6 – повітряні камери; 7 – пориста плита; 8 – вентилятор; 9 – витяжний патрубок.

Під пористу плиту ***7*** через повітряні камери ***6*** вентилятором ***8*** подається повітря, яке при проходженні крізь шар обважнювача, що подається в сепаратор пристроєм ***3***, зважує його і створює аеросуспензію. 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 реґенерацію. Спосіб реґенерації обважнювача вибирається залежно від його фізичних і властивостей характеристики збагачуваного вугілля. Для реґенерації 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.

Технічна характеристика аеросуспензійного сепаратора СВС-100 наведена в табл. 4.23.

Таблиця 4.23 – Технічна характеристика аеросуспензійного сепаратора СВС-100

Параметр	Величина
Робоча площа ванни, $м^2$	6
Крупність вихідного вугілля, мм	25 – 100
Вологість вихідного вугілля, %	до 6
Витрати відсмоктаного повітря, $м^3/с$	5
Потужність приводу, кВт:	
концентратного ланцюга	7,5
породного ланцюга	7,5
Частота обертання, $хв^{-1}$	970
Продуктивність, т/год.	100
Маса, т	28,7

4.9.4. Технологічні і конструктивні параметри пневмозбагачення

Основні технологічні і конструктивні параметри, що впливають на ефективність процесу пневмозбагачення підрозділяють на дві групи: технологічні і конструктивні.

Технологічні параметри

До основних технологічних параметрів відносять: гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу та 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 у 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 незбагаченому 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 видаляється у відходи (важка фракція), при підвищенні навантаження не всі важкі зерна розташовуються між рифлями і потрапляють у концентрат (легка фракція).

Продуктивність апарата залежить від вологості, збагачуваності і гранулометричного складу матеріалу.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів пневмозбагачення відносять: характеристику робочої поверхні і коливального режиму.

Висота рифлів сепараторів установлюється залежно від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Висота рифлів в поперечному напрямку поступово зменшується від розвантажувального борту до відбійного бруса і в подовжньому напрямку – 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 в наслідок 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 вала і параметрами кінематичної схеми машини, при встановленому положенні опор вона складає 6 – 10 мм.

Пневматичне збагачення простіше і дешевше гідравлічного, але ефективність його значно нижча.

РОЗДІЛ 5. МАШИНИ І ПРИСТРОЇ ДЛЯ ФЛОТАЦІЙНОГО ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

5.1. Характеристика процесу флотації

Флотаційний процес оснований на відмінностях в змочуваності мінералів, які розділяються. Якщо природні розходження в змочуваності мінералів недостатні для флотаційного розділення, вони підсилюються флотаційними реагентами, що селективно впливають на ці мінерали.

Основна і визначальна стадія флотаційного процесу – *елементарний акт флотації*, який полягає в закріпленні одиничного зерна на поверхні розділу фаз. При пінній флотації використовуються такі фази: вода (рідина), мінерал (тверде) і повітря (газ). Можливість елементарного акту при цьому залежить від властивостей поверхонь розділу «вода – повітря» («рідина – газ») і «вода – мінерал» («рідина – тверде»).

Змочуваність поверхні твердого при зіткненні трьох фаз (тверде, рідина, газ) характеризується величиною рівноважного крайового кута змочуваності, який являє собою кут, що утворюється поверхнею розділу двох фаз із поверхнею третьої фази. Крайовий кут змочуваності Θ вимірюється у бік рідкої фази. На рис. 5.1 наведені крайові кути змочуваності для тіл різного ступеня гідрофобності та різних положень дотичних фаз.

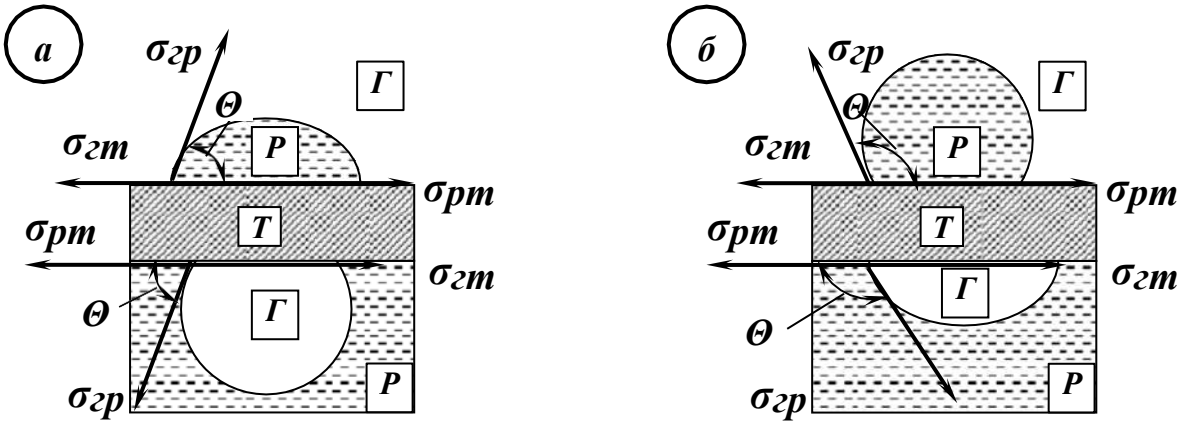


Рис. 5.1 – Рівноважні крайові кути змочуваності для тіл різного ступеня гідрофобності (*а* – гідрофільна мінеральна поверхня; *б* – гідрофобна мінеральна поверхня).

Теоретично величина крайового кута змочуваності Θ може змінюватись від 0º (у випадку абсолютної гідрофільності мінералу, тобто повного змочування поверхні мінералу водою) до 180º (у випадку абсолютної гідрофобності мінералу, тобто повного незмочування поверхні мінералу водою). Крайовий кут змочуваності залежить від сил поверхневого натягу на поверхні розділу фаз. Лінія, по якій поверхня розділу газ-рідина стикається 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 виводиться формула Юнга-Неймана:

$$\cos\Theta = (\sigma_{гт} - \sigma_{рт}) / \sigma_{гр}, \qquad (5.1)$$

де $\sigma_{гт}, \sigma_{рт}, \sigma_{гр}$ – поверхневий натяг на межі розділу фаз «газ – тверде», «рідина – тверде», і «газ – рідина».

Менші значення крайового кута змочування відповідають гідрофільним поверхням, які добре змочуються водою. Гідрофобним частинкам, на поверхні яких молекули води утримуються неміцно, відповідають більші значення крайового кута змочування. Таким чином, чим менше змочуваність мінеральної поверхні водою, тим більше ступінь її гідрофобності та величина крайового кута змочуваності. Абсолютно гідрофобні тіла – невідомі. Найбільшою гідрофобністю володіє парафін, крайовий кут якого дорівнює 112°. У більшості випадків практика флотації має справу з мінералами, величина крайових кутів на поверхні яких менше 90°. З поверхні гідрофобних частинок повітря легко витискує воду, а з поверхні гідрофільних частинок вода легко витискує повітря.

Зміна змочуваності мінералів при їх флотації здійснюється введенням у пульпу флотаційних реагентів. Флотаційні реагенти впливають на гідратні шари і змінюють їхню товщину та стійкість. Тому підготовка мінеральної поверхні до флотації зводиться до подачі визначених реагентів, що приводить до різкого збільшення гідрофобності флотованих частинок і гідрофільності нефлотованих, тобто до збільшення гідрофобно-гідрофільної контрастності флотованої мінеральної сировини.

5.2. Флотаційні машини

Флотаційні машини розрізняють за конструктивними ознаками, способом аерації та технологічним призначенням. У більшості випадків при класифікації за визначальну ознаку приймають спосіб аерації (табл. 5.1). Крім того, флотаційні машини підрозділяють за принципом переміщення пульпи на коритні, колонні й камерні.

Флотаційні машини *коритного типу* складаються з однієї камери, витягнутої в довжину. Вихідна пульпа надходить з одного кінця камери і переміщується по ній до протилежного, де видаляються хвости. Піна видаляється по всій довжині камери самопливом через бокові борти у жолоби. Рівень пульпи в усій камері однаковий і регулюється швидкістю розвантаження хвостів.

Таблиця 5.1 – 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	Мішалки або вібраційні пристрої різних конструкцій
Пневмо-гідравлічний	Самоаерація, або примусова подача стисненого повітря	Різні гідравлічні пристрої
Пневматичний	Подача стисненого повітря від вентилятора, компресора	Пористі перегородки, перфоровані патрубки
Електро-флотаційний	Електроліз води в машині	—
Машини зі змінним тиском	Виділення розчинених газів із пульпи при зміні тиску	—
Комбінований	Використання декількох способів	Використання декількох способів

Флотаційні машини *колонного типу* являють собою вертикальні пристрої круглого, прямокутного або еліпсоподібного перетину. Вихідна пульпа, як правило, надходить у середню частину колони; концентрат видаляється з верхньої частини колони, а хвости – з нижньої.

Флотаційні машини *камерного типу* складаються з окремих камер, у яких встановлюються один або декілька аераторів. Залежно від способу переміщення пульпи із попередньої камери в наступну машини цього типу розділяють на камерні, прямотечійні камерні й камерно-прямотечійні.

Камерними звичайно бувають машини механічного й пневмомеханічного типу, коритними – машини всіх інших типів, колонними – машини пневматичного типу.

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 в кутах камери (замулювання);

– рівномірна й 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 й абразивності мінеральних частинок;

– найбільш повна автоматизація процесу флотації.

Крім того, флотаційна машина повинна задовольняти таким загальним технічним вимогам, як надійність у роботі, мале споживання електроенергії, простота конструкції, обслуговування і ремонту тощо. Також при виборі машини слід ураховувати ряд характерних особливостей, які впливають на технологічні показники:

– оптимальну крупність бульбашок, яка забезпечує найбільшу повноту вилучення з усіх класів руди, що надходять у процес;

– стабільність потоків пульпи, повітря, рівнів пульпи й піни, циркулюючих потоків у камері, а також можливість їх тонкого регулювання;

– можливість більш повного переводу мінералізованих бульбашок у пінний шар, швидкого і повного видалення мінералізованої піни з машини;

– зручне і просте розвантаження відходів;

– легкий пуск після зупинки.

При збагаченні корисних копалин застосовуються флотаційні машини механічного, пневматичного та пневмомеханічного типів.

5.2.1. Механічні флотаційні машини

У флотаційних машинах механічного типу диспергування повітря й аерація пульпи досягаються механічною дією на струмінь повітря, що засмоктується із атмосфери за допомогою імпелера (мішалки).

Механічні флотаційні машини застосовують для флотації пульп звичайної крупності (максимальна крупність до 1 мм при вмісті класу – 0,074 мм не менше 50 %) у розвинутих схемах флотації, що вимагають регулювання рівня пульпи на малому числі камер. Вони забезпечують безнасосне переведення промпродуктів з попередньої операції в 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 із відносно невеликими виходами. Механічні флотомашини є найбільш універсальними, тому їх використовують для збагачення багатьох корисних копалин.

Механічні флотаційні машини типу ФМ (Україна) (рис. 5.2) складаються з послідовного ряду двокамерних секцій, де перша камера є всмоктувальною, а друга – прямотечійною. Всмоктувальна камера має карман ***1***, з'єднаний із центральною частиною імпелера ***3*** патрубком ***2***.

Над імпелером знаходиться статор, який складається з диска **4** з отворами і напрямних **5**, розташованих під кутом 60° до радіуса. 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 із надімпелерним диском. У бокових стінках стакана є отвори, до одного з яких у всмоктувальній камері приєднується патрубок **2**. У прямоточній камері цей отвір закритий пробкою **10**. Крім того, у стакані є ще два отвори **11**, розташовані один проти одного, які слугують для підводу промпродуктів (якщо необхідно).

Один із цих отворів приєднується до промпродуктового патрубка, а інший закривається заслінкою **12**. При цьому без зупинки машини ступінь відкриття отвору можна змінювати тягою **13**, чим регулюється кількість

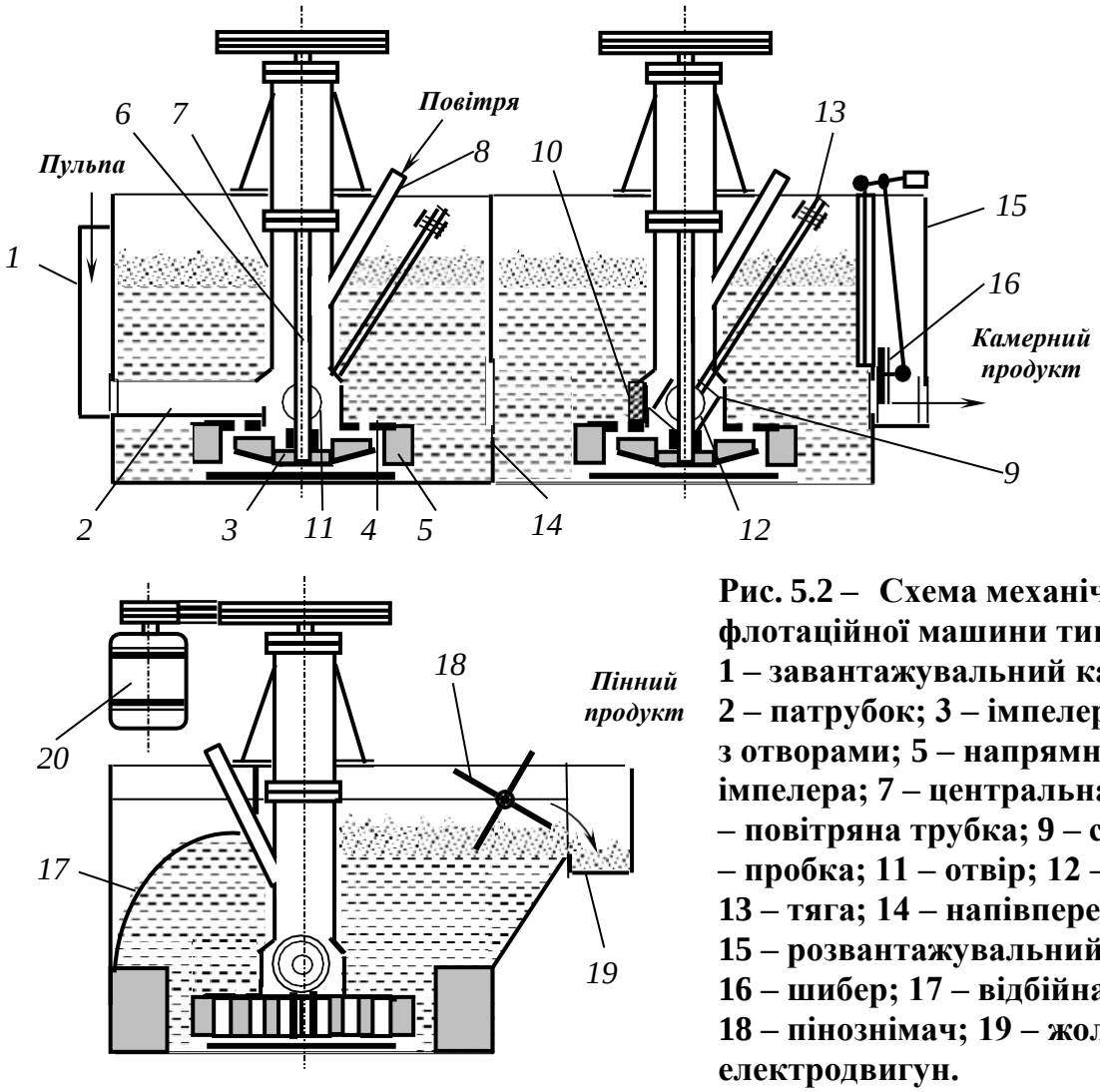


Рис. 5.2 – Схема механічної флотаційної машини типу ФМ. 1 – завантажувальний карман; 2 – патрубок; 3 – імпелер; 4 – диск з отворами; 5 – напрямні; 6 – вал імпелера; 7 – центральна труба; 8 – повітряна трубка; 9 – стакан; 10 – пробка; 11 – отвір; 12 – заслінка; 13 – тяга; 14 – напівперегородка; 15 – розвантажувальний карман; 16 – шибер; 17 – відбійна стінка; 18 – пінознімач; 19 – жолоб; 20 – електродвигун.

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 слугує для підключення наступної двокамерної секції або для виводу з машини камерного продукту.

При роботі флотаційної машини підготовлена пульпа подається у приймальний карман **1**. При обертанні імпелера пульпа засмоктується в камеру патрубком **2** і перемішується. При цьому пульпа ежектує атмосферне повітря і насичується ним. Імпелер викидає у камеру пульпо-повітряну суміш, у результаті її турбулізації створюється велика кількість дрібних бульбашок. У камері при зустрічі з бульбашками оброблені реагентами частинки закріплюються на них і створюють комплекс «мінеральна частинка – повітряна бульбашка».

Мінералізовані бульбашки спливають на поверхню пульпи та утворюють пінний шар. Верхня частина задньої стінки камери флотомашини (відбійна стінка ***17***) плавно вигнута в бік пінознімача. Пінний продукт (концентрат) видаляється пінознімачем ***18*** з одного боку камери в жолоб ***19*** і спрямовується на зневоднення або перечищення. Нефлотований матеріал переміщується у наступну камеру, де процес флотації продовжується, або видається з кінцевої камери як камерний продукт (відходи). Рівень пульпи в секціях підтримується шиберами з електроприводом.

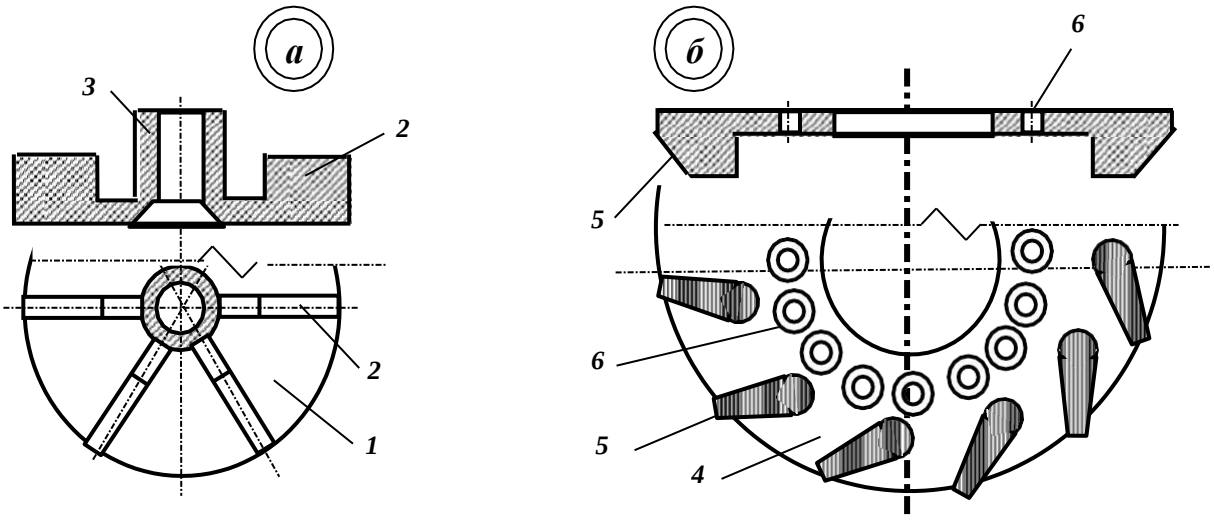


Рис. 5.3 – Імпелер (*а*) і статор (*б*) флотаційної машини типу ФМ.
1 – диск імпелера; 2 – радіальні лопатки імпелера; 3 – маточина імпелера; 4 – диск статора; 5 – лопатки статора; 6 – циркуляційні отвори.

Імпелер флотаційної машини типу ФМ (рис. 5.3 ***а***) являє собою увігнутий диск ***1*** з шістьома радіальними лопатками ***2*** і маточиною ***3***.

Статор (рис. 5.3 ***б***) складається з диску ***4*** з лопатками ***5***, встановленими під кутом 60° до радіуса, і отворами ***6*** для подачі циркуляційного потоку пульпи на імпелер. Наявність статора з косо поставленими лопатками, розташованими тангенціально до потоку пульпи, що викидається, і подача на імпелер циркуляційного потоку

пульпи через отвори в статорі дозволяють суттєво збільшити кількість засмоктаного повітря. Флотомашини ФМ випускаються з місткістю камер від 0, 2 до 12,5 м^3, їх технічні характеристики наведені в табл. 5.2.

Таблиця 5.2 – Технічні характеристики флотаційних машин ФМ

Параметри	ФМ-0,2	ФМ-0,4	ФМ-1,2	ФМ-3,2	ФМ-6,3	ФМ-12,5
Об'єм камери, м^3	0,14	0,38	1,35	3,26	6,25	12,50
Продуктивність, м^3/год	до 0,16	до 0,25	1,5 – 2,5	3,5 – 6,0	7 – 12	15 –20
Імпелер:						
частота обертання, хв.$^{-1}$	700	460	300	280	240	220
потужність електро-двигуна, кВт	1,7	2,2	5,5	11,0	22,0	40,0
Габарити камери, мм:						
довжина	–	1215	1100	1750	2200	–
ширина	–	700	1910	1790	2975	–
висота	–	1440	2100	2350	2745	–
Маса камери, т	0,28	0,71	1,20	2,08	3,42	6,75

Флотаційна машина типу МФУ 12 (Україна) (рис. 5.4; 5.5) – прямотечійна, шестикамерна, застосовується для збагачення вугілля. Вона складається з двох трикамерних секцій, які з'єднані між собою проміжним пристроєм шиберного типу з перепадом висот 300 мм. Машина обладнана дворядним пінознімачем із шарнірно підвішеними лопатками й автоматичними регуляторами рівня пульпи в кожній секції.

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 засмоктується в камеру 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 першої камери у другу пульпа надходить через отвір у перегородці. Ця ж пульпа перетікає з другої камери у третю. У четверту камеру вона потрапляє через проміжний карман, з якого через отвори в 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 в камеру і видаляється з останньої через розвантажувальний карман.

У машині МФУ-12 використаний принцип двошарової аерації й агітації пульпи по висоті камери, розподіл зон аерації й агітації. Принцип пошарової аерації й агітації є доцільним для флотаційних машин великої місткості, оскільки зі збільшенням місткості зростає їхня глибина. Це

призводить до необхідності збільшення часу зависання твердої фази і циркуляції пульпи в нижній зоні камери. Останнє забезпечується наявністю в блоці-аераторі флотомашини осьового імпелера та його розташуванням біля дна камери.

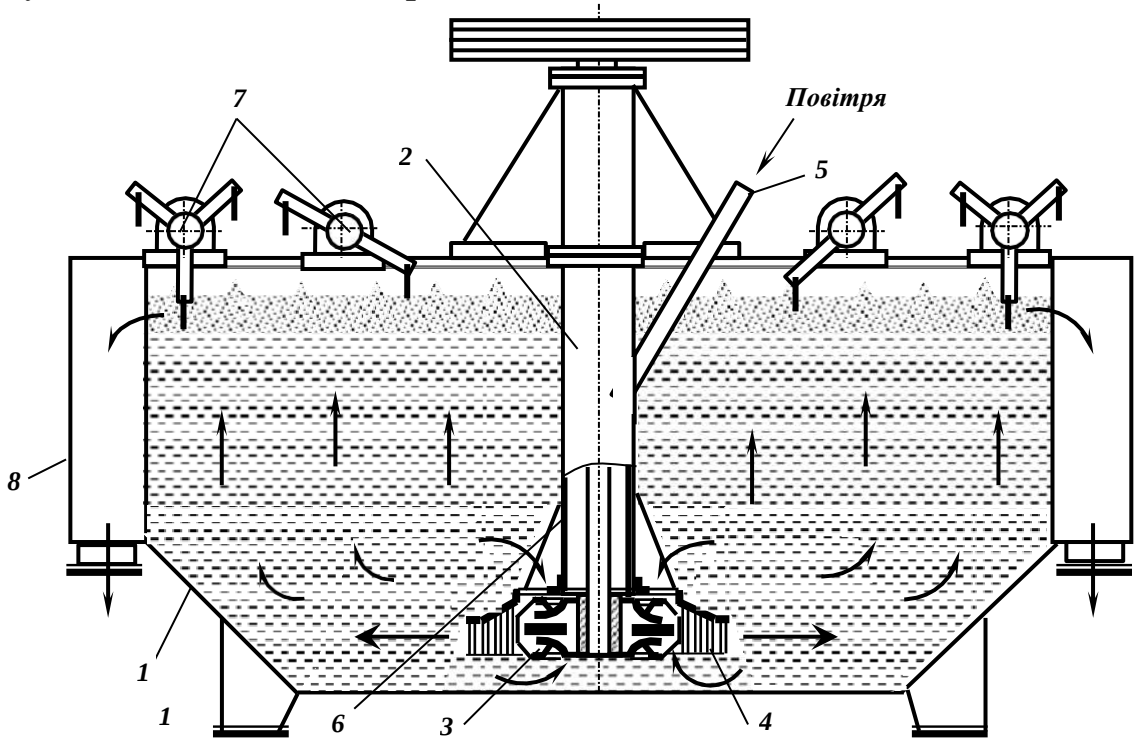


Рис. 5.4 – Схема механічної флотаційної машини типу МФУ-12.
1 – флотаційна камера; 2 – блок-аератор; 3 – імпелер; 4 – статор; 5 – повітряний патрубок; 6 – центральна труба; 7 – пінознімачі; 8 – жолоб пінного продукту.

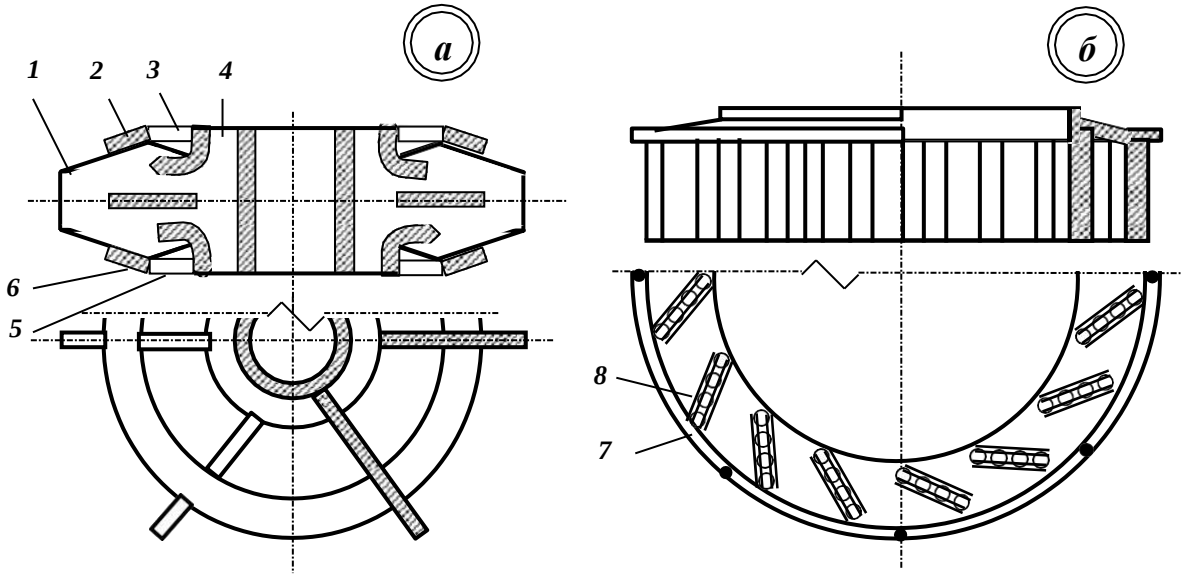


Рис. 5.5 – Відцентровий імпелер (*а*) і стержневий статор (*б*) флотаційної машини МФУ-12 (1 – консольні лопатки; 2 – верхній диск імпелера; 3 – верхня кільцева щілина для пульпи; 4 – кільцева щілина для повітря; 5 – нижня кільцева щілина для пульпи; 6 – нижній диск імпелера; 7 – диск статора; 8 – стержні).

Конструкція елементів вузла аерації – відцентрового імпелера і статора (рис. 5.5) – дозволила отримати високу аераційну здатність машини

Особливість конструкції відцентрового імпелера (рис. 5.5 ***а***) полягає в наявності консольних лопаток ***1***, які виступають за межі верхнього ***2*** і нижнього ***6*** дисків, і великої площі контакту пульпи з повітряним середовищем, що забезпечує високу продуктивність аератора по повітрю. Верхню ***3*** і нижню ***5*** кільцеві щілини використовують для надходження пульпи, а кільцеву щілину ***4*** – для надходження повітря. Стержневий статор (рис. 5.5 ***б***) являє собою диск ***7*** із закріпленими на ньому стержнями ***8***.

Процес флотації протікає таким чином: вихідна пульпа з приймального кармана подається у першу камеру флотомашини, де потрапляє у відцентровий імпелер через верхню кільцеву щілину, яка утворена верхнім диском і центральною трубою, і через нижню кільцеву щілину, утворену нижнім диском імпелера та його маточиною. Одночасно на імпелер надходить повітря з атмосфери, яке засмоктується через повітряний патрубок, у результаті чого відбувається насичення пульпи повітрям (аерація). При обертанні імпелера його лопатки викидають пульпо-повітряну суміш у 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 й утворюють пінний шар, який видаляється пінознімачами.

Перевагами машин типу МФУ є висока продуктивність, поліпшений гідродинамічний режим, прямотечійний рух пульпи в камері, що знижує витрату електроенергії. Флотомашини типу МФУ випускаються з місткістю камер від 6,3 до 36 м^3, їх технічні характеристики наведені в табл. 5.3.

Зарубіжні флотаційні машини механічного типу відрізняються від флотомашин типу ФМ в основному конструкцією аератора.

Флотаційна машина типу «Денвер Суб-А» (США) – прямотечійна з одно- або двостороннім зніманням піни. Машина застосовується в основному в перечисних операціях і при селекції колективних концентратів, оскільки забезпечує повернення промпродуктів без застосування насосів.

Замість надімпелерного диску в машині «Денвер Суб-А» встановлений статор – диск з радіальними лопатками, у якому отвори замінені клиноподібними виїмками. Клиноподібні виїмки у диску статора слугують для спрямування частини пульпо-повітряної суміші, яка викидається імпелером, до центральної труби, що забезпечує більш рівномірний розподіл повітря в камері.

Таблиця 5.3 – Технічні характеристики флотаційних машин МФУ

Параметри	МФУ-6	МФУ-12	МФУ-25	МФУ-36
Об'єм однієї камери, $м^3$	6,00	12,00	25,00	36,00
Число камер	6	6	6	1
Продуктивність:				
по твердому, т/год	50	80	120	25
по пульпі, $м^3$/год	до 450	до 700	до 1000	250
Імпелер:				
частота обертання, $хв.^{-1}$	580	580	580	580
потужність електродвигуна, кВт	30,0	40,0	50,0	55,0
Габарити камери, мм:				
довжина	14730*	19200*	21800*	6800
ширина	3500	3450	4150	6700
висота	3040	3290	3580	4500
Маса камери, т	23,45**	37,00**	49,90**	18,00

**Довжина шестикамерної машини; **Маса шестикамерної машини*

Імпелер являє собою диск із шістьма клиноподібними лопатками. Повітря в камеру або засмоктується з атмосфери, або подається від повітродувки.

Флотомашини «Денвер Суб-А» випускаються з місткістю камер від 3,3 до 11,3 $м^3$.

Флотаційна машина типу «Фагергрін» (США) складається з прямотечійних двокамерних секцій. Камери мають прямокутну або квадратну форми з вертикальними стінками, скошеними у нижній частині. У кожній камері є блок-аератор з аератором типу 1 + 1, який виконано з суцільнолитих ротора і статора.

При обертанні ротора через центральну трубу з атмосфери засмоктується повітря, а знизу – пульпа. Пульпа, яка викинута ротором до стінок камери, проходить між основним і фальшивим днищем і через циркуляційну трубу засмоктується всередину ротора. Така циркуляція запобігає осадженню матеріалу на дно камери. Знімання піни може бути одно- або двостороннім, а також здійснюватися самопливом. Камерний продукт видаляється з машини через розвантажувальний карман в останній камері.

Флотомашини типу «Фагергрін» використовують для збагачення багатьох корисних копалин і випускаються з місткістю камер від 0,3 до 28,3 $м^3$.

Флотаційна машина типу «Мінемет» (Франція) – прямотечійна з однобічним зніманням піни. Машина відрізняється конструкцією блока імпелера.

В імпелері машини «Мінемет» здійснюється роздільне введення пульпи й повітря на лопатки. Пульпа засмоктується імпелером із приймального кармана (розташованого за попередньою камерою), а повітря – через центральну трубу.

Флотаційна машина фірми «Гумбольдт» (Німеччина) конструктивно мало відрізняється від машини «Мінемет». Основні відмінності полягають у конструкції блоку імпелера, що являє собою похилий диск, на якому розташовані лопатки. Над імпелером поміщена статорна плита, на зовнішньому краї якої є короткі радіальні ребра (статор), а між ребрами розташовані отвори. При обертанні імпелера створюється різка зміна тиску і розрідження, внаслідок чого досягається інтенсивне перемішування й аерація пульпи.

Флотаційні машини фірми «Гумбольдт» застосовуються для флотації калійних солей, залізних руд і кам'яного вугілля.

Флотаційна машина типу «Бут» (США) складається з прямотечійних двокамерних секцій, які встановлюються каскадно, внаслідок чого пульпа вздовж машини рухається самопливом. Машина складається з камер, які мають квадратну форму з вертикальними стінками, скошеними в нижній частині. Блок-аератор флотомашини складається з нижнього осьового імпелера, встановленого біля дна камери, і верхнього імпелера зі статором. Нижній осьовий імпелер (типу пропелера) перемішує пульпу в нижній частині камери і подає її до верхнього імпелера, який спрямовує пульпу вниз.

Повітря засмоктується через центральну трубу в зону імпелера. Завдяки гідравлічному підпору, який утворюється нижнім імпелером, пульпо-повітряна суміш викидається не вниз, а радіально – на лопатки статора, де повітря додатково диспергується і знижується турбулентність потоків пульпи. Зйом піни двосторонній і здійснюється самопливом.

Флотомашини «Бут» використовують для збагачення руд кольорових металів і випускають з місткістю камер від 0,1 до 12,2 $м^3$.

Флотаційна машина типу «Вормен» (Австралія) складається з порівняно невеликих прямотечійних двокамерних секцій, які встановлюються каскадно, внаслідок чого пульпа вздовж машини рухається самопливом. Блок-аератор включає пальцевий ротор, статор і заспокоювач.

Ротор являє собою диск з прикріпленими до нього пальцями круглого або фігурного перетину. Товщина пальців плавно збільшується зверху вниз. Осі пальців розходяться від осі ротора униз і нахилені у напрямку, протилежному обертанню ротора. Оскільки ротор

розташований достатньо високо над дном камери, замулювання пальців виключається, що дозволяє здійснювати пуск машини після тривалих зупинок.

Знімання піни може бути одно- або двостороннім, але, як правило, здійснюється самопливом. При односторонньому зйомі піни задню стінку камери роблять похилою.

Перевага машин типу «Вормен» полягає в можливості переробки грубозернистої пульпи, тому що інтенсивний турбулентний потік забезпечує зависання крупних частинок, що полегшує їх контакти з бульбашками повітря.

Флотомашини типу «Вормен» випускають з місткістю камер від 0,39 до 1,86 м^3.

5.2.2. Пневмомеханічні флотаційні машини

На збагачувальних фабриках великої потужності найчастіше використовують пневмомеханічні флотаційні машини, основна відмінність яких від механічних полягає в подачі повітря під тиском, а не засмоктуванням.

Пневмомеханічні флотомашини порівняно з механічними забезпечують більш високу швидкість флотації і менші питомі витрати електроенергії. Крім того, у цих 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 застосовують при флотації звичайних пульп (до 40 % твердого і не менше 50 % класу –0, 074 мм). Пневмомеханічні машини доцільно використовувати в операціях міжциклової, основної і контрольної флотацій на фабриках великої та середньої виробничої потужності, також їх варто встановлювати в перечисних операціях при великих виходах пінних продуктів. Прямоточні пневмомеханічні машини рекомендуються для установки там, де непотрібне покамерне регулювання рівня пульпи і немає частих повернень промпродуктів. Пневмомеханічні флотомашини знаходять широке використання в основних і контрольних операціях при збагаченні руд кольорових металів й інших корисних копалин.

Флотаційна машина типу ФПМУ-6,3 (Україна) (рис. 5.6) – прямотечійна, восьмикамерна, застосовується для збагачення вугілля. Головною характерною особливістю цієї машини є спосіб подачі повітря і конструкція блока-аератора.

Вихідна пульпа через приймальний карман ***1*** надходить у першу камеру машини, піддається аерації і далі через переливні вікна в поперечних стінках спрямовується у наступну камеру, де процес повторюється.

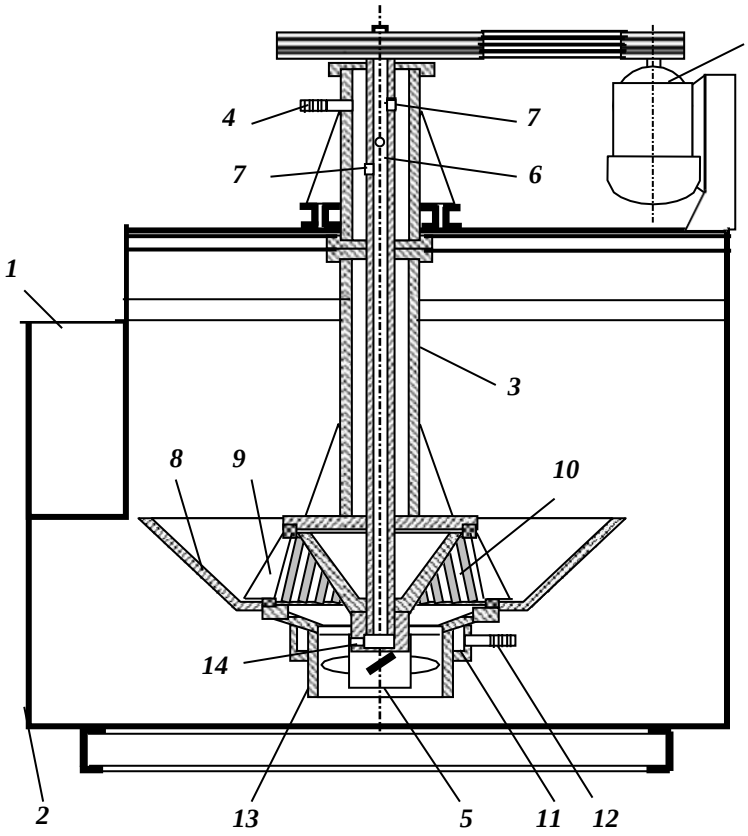


Рис. 5.6 – Схема пнемомеханічної флотаційної машини типу ФПМУ-6,3.
1 – приймальний карман;
2 – флотаційна камера;
3 – корпус блока-аератора;
4, 12 – повітряні патрубки;
5 – осьовий імпелер;
6 – порожній вал;
7, 14 – отвори; 8 – конус;
9 – статор; 10 – пальцевий імпелер; 11 – фурма;
13 – труба;
15 – електродвигун.

Для відділення зони транспортування пульпи від зони агітації і створення висхідних потоків у 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***, у якому розташований порожній вал ***6***. Внутрішня порожнина корпуса є повітряною коробкою, з якої через отвори ***7***, центральний канал порожнього вала і радіальні отвори ***14*** повітря надходить у маточину осьового імпелера ***5***, який розміщений в трубі ***13***. Отвори осьового імпелера слугують для рівномірного розподілу повітря в порожнині конічного пальцевого імпелера ***10***.

Повітря в корпус вводиться через патрубок ***4***, але також 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 в камері.

Наявність у блоці-аераторі відцентрового пальцевого й осьового імпелерів сприяє ефективному диспергуванню великої кількості повітря (до 300 $м^3$/год) і дозволяє задовільно розподіляти його по всьому перетину камери.

Технічна характеристика флотомашини ФПМУ-63 наведена в табл. 5.4.

Таблиця 5.4 – Технічна характеристика флотомашини ФПМУ-6,3

Параметри	ФПМУ- 6,3
Об'єм камери, $м^3$	6,3
Імпелер:	
діаметр конічного пальцевого, мм	525
діаметр осьового, мм	320
частота обертання імпелерного вала, $хв.^{-1}$	485
Потужність електродвигуна камери, кВт	22
Число камер	8
Продуктивність:	
по твердому, т/год	80
по пульпі, $м^3$/год	800
Габарити камери, мм:	
довжина	19190
ширина	3200
глибина	3260
Маса камери, т	4,5

Флотаційна машина типу ФПМ (Росія) (рис. 5.7) виготовляється з одно- і двостороннім пінозйомом, у звичайному і кислотостійкому виконанні. Камери послідовно з'єднані між собою на одному рівні або каскадно.

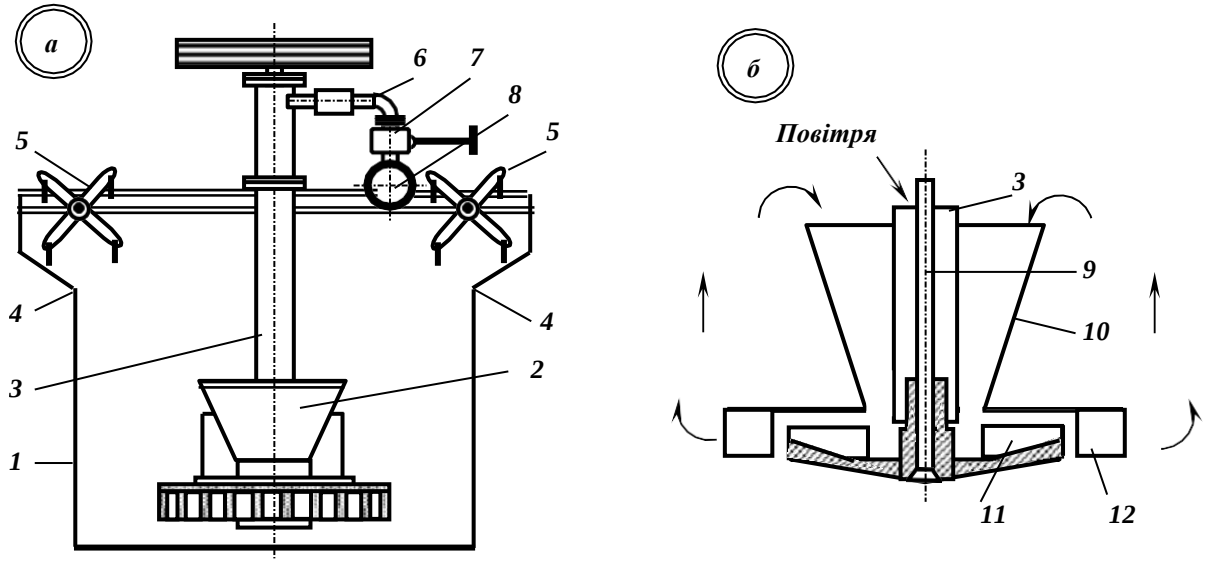


Рис. 5.7. Схема пневмомеханічної флотаційної машини типу ФПМ (а) та її блока-аератора (б) (1 – корпус камери; 2 – блок-аератор; 3 – повітряна труба; 4 – зливний поріг; 5 – пінознімач; 6 – патрубок; 7 – засувка; 8 – колектор; 9 – вал імпелера; 10 – конус-диспегатор; 11 – імпелер; 12 – статор).

Камера машини (рис. 5.7 ***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- або шестикамерних секцій. Пульпа з однієї секції в іншу потрапляє через проміжний карман. Камерний продукт видаляється із останньої камери через розвантажувальний карман. Перепад рівня в камерах регулюється автоматично за допомогою відповідних регуляторів (у проміжних і розвантажувальному карманах), висота зливного порогу – планками, а витрата повітря, що подається в імпелер, – засувками.

Конструкція відцентрового аератора (рис. 5.7 ***б***) 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. Пульпо-повітряна суміш, насичена диспергованими повітряними бульбашками, викидається через статор по всій поверхні днища камери і перетворюється в рівномірно спрямовані вгору потоки, що сприяють підйому бульбашок на поверхню пульпи. Перевагами машин цього типу порівняно з механічними є можливість регулювання аерації у кожній камері, менші енергомісткість і тривалість флотації в основних операціях, а недоліками – неможливість флотації крупнозернистого матеріалу й необхідність повної виробки камер при заміні блока-аератора.

Флотомашини типу ФПМ застосовуються при збагаченні руд кольорових металів, калійних солей, неметалічних корисних копалин.

Зарубіжні флотаційні машини пневмомеханічного типу відрізняються від флотомашин типу ФПМ в основному конструкцією блока-аератора. Технічні характеристики флотомашин типу ФПМ наведені в табл. 5.5.

Флотаційні машини типу «Денвер ДР» (США) з місткістю камери до 36,1 м^3 мають принципово однаковий відцентровий аератор, що й машини типу ФПМ. Із зарубіжних пневмомеханічних флотомашин найчастіше застосовуються машини цього типу.

Флотомашини «Денвер ДР» застосовуються при збагаченні багатьох корисних копалин: руд кольорових металів, калійних солей, неметалічних корисних копалин, в тому числі й вугілля.

Флотаційна машина «Аджитейр» (США) прямоточного типу складається з окремих секцій, які встановлюються каскадно. В кожній камері квадратного або прямокутного перетину встановлено пальцевий імпелер і радіальний заспокоювач. Рівень пульпи в машині регулюється автоматично. Для подачі промпродуктів у різні операції застосовуються спеціальні насоси.

Таблиця 5.5 – Технічні характеристики флотомашин ФПМ

Параметри	ФПМ 3,2	ФПМ 6,3	ФПМ 8,5	ФПМ12,5	ФПМ25	ФПМ40
Об'єм камери, $м^3$	3,2	6,3	8,5	12,5	25,0	40,0
Імпелер:						
діаметр, мм	650	760	760	900	1000	900
частота обертання, $хв.^{-1}$	200	240	165	190	143	150
потужність електро-двигуна камери, кВт	5,8	17,6	15,6	27,5	35,0	40,0
Витрати повітря на одну камеру, $м^3$/хв.	2,3	4,4	4,8	7,5	10,0	12,0
Продуктивність, $м^3$/хв.	8	14	19	22	45	70
Габарити камери, мм:						
довжина	1750	2200	2000	2600	2900	3200
ширина	1910	2520	3100	3580	3630	4400
глибина	2430	2940	4350	3900	5630	6600
Маса камери, т	2,56	3,50	6,10	6,00	10,80	18,30

Флотаційна машина з вібраційним аератором (Росія) реалізує можливість використання звукових коливань для диспергування повітря.

Застосування вібраційного руху робочого органа замість обертального може знизити витрати електроенергії і зменшити знос робочих органів.

Флотаційна машина типу ОК (Фінляндія) складається з прямотечійних камер квадратного перетину.

У кожній камері є аератор, який складається з ротора і кругового радіального статора. Ротор являє собою диск, до якого знизу симетрично по колу кріпляться десять елементів V-подібної форми. Кожний елемент має дві радіальні лопатки. Лопатки сусідніх елементів паралельні й між ними є щілини, з яких повітря, що надходить через порожній вал виходить у камеру. При обертанні ротора пульпа з дна камери засмоктується вгору в порожнину між радіальними лопатями і виходить у верхній частині ротора. Аератор має добрі аераційні характеристики. Зйом піни двосторонній. Рівень піни у камерах підтримується автоматично. Машина ОК компонується з двокамерних або чотирикамерних секцій, які встановлюються каскадно.

Флотомашини ОК випускають з об'ємом камер 16 і 38 $м^3$.

Флотаційна машина типу «Даві-2» (Чехія) складається з прямотечійних камер квадратного перетину. Аератор машини складається з пальцевого імпелера і диспергатора. Пальцевий імпелер на відміну від машин інших конструкцій встановлений пальцями вгору. Диспергатор, встановлений на дні камери, являє собою диск із радіальними лопатями.

Флотаційна машина типу «Максвел» (Канада) з місткістю камер до 56 м^3 являє собою чан висотою, що дорівнює діаметру. Пульпа перемішується шестилопатевим імпелером. Повітря подається знизу під імпелер. Рівень пульпи регулюється вручну шибером, за допомогою якого змінюється розмір прохідного отвору розвантаження камерного продукту.

При послідовному з'єднанні монокамери «Максвел» встановлюються каскадно. Машини «Максвел» використовують у комбінації з багатокамерними флотаційними машинами. Машини «Максвел» застосовують при збагаченні руд кольорових металів в основних та контрольних операціях.

5.2.3. Пневмогідравлічні флотаційні машини

Характерною особливістю пневмогідравлічних флотомашин є спосіб аерації пульпи подачею стисненого повітря, яке диспергується за допомогою різних гідравлічних пристроїв. Процес відбувається при значних швидкостях змішуваних фаз у вузьких трубопроводах або спеціальних пристроях, для чого застосовуються відцентрові насоси, а в окремих випадках повітродувки і компресори.

Флотаційна машина з циклонними аераторами (рис. 5.8) відрізняється відносно простою конструкцією, відсутністю рухомих частин і задовільними технологічними показниками.

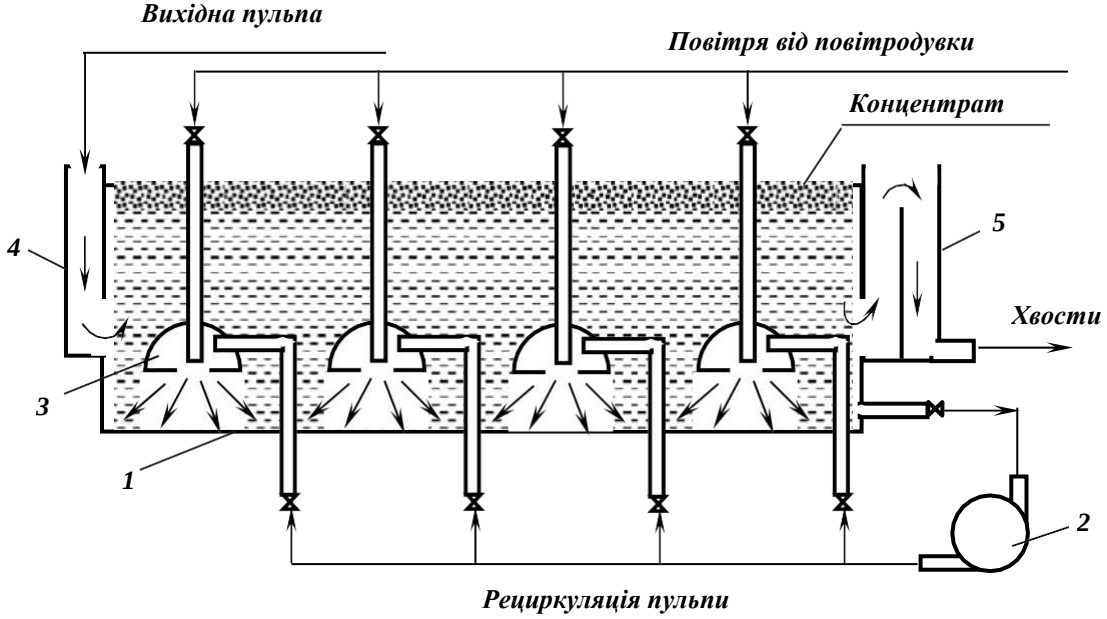


Рис. 5.8 – Схема циклонної флотомашини.
1 – флотаційна камера; 2 – відцентровий насос; 3 – циклонний аератор; 4 – приймальний карман; 5 – хвостовий карман.

Флотаційна машина складається з камери ***1***, відцентрового насоса ***2*** і циклонних аераторів ***3***. Підготовлена пульпа з реагентами надходить у приймальне відділення ***4*** машини і рухається поздовж камери в напрямку хвостового кармана ***5***. Частина камерного продукту (20 – 30 % від вихідного) відбирається насосом ***2*** і спрямовується по трубопроводу як рециркуляційний потік під тиском $14{,}7 \cdot 10^4$ Па до аератора.

В аератор, який має форму напівсфери, суміш вводиться тангенціально до його внутрішньої поверхні. Нижня частина циклонного аератора – плоске днище з вихровим отвором, через який потік пульпи, що швидко обертається, спрямовується в камеру.

До місця виходу струменя пульпи зверху подається повітря під тиском $1 \cdot 10^4$ Па і, таким чином, відбувається змішування й утворення пульпо-повітряної суміші. Вихровий отвір забезпечується змінними насадками різної форми і розміру для регулювання продуктивності аератора по пульпі та ступеня насичення її повітрям.

Недоліки машини полягають у зміні технологічних параметрів при зносі деталей аератора, а також у необхідності застосування насосів і повітродувок.

Ежекторна флотаційна машина (Україна) показана на рис. 5.9.

Ежекторні флотомашини ФЕ-6 і ФЕ-10 (з об’ємом камер 6 і 10 $м^3$) можуть компонуватись з будь-якого числа ступенів. Камери, а також завантажувальний і розвантажувальний (хвостовий) кармани з’єднуються між собою вільними переливами через затоплені пороги, що не виключає руху потоків пульпи трубопроводами як основне і циркуляційне навантаження.

Вихідний матеріал надходить у приймальний карман ***1***, а звідти частково в насос першого ступеня ***10***, куди також подається певний об’єм камерного продукту (циркуляційне навантаження). Від насоса ***10*** пульпа підводиться до ежектора ***2***, з якого аерована суміш по трубопроводу викидається всередину камери ***3***.

Флотаційна камера ***3*** виконана у формі зрізаної піраміди, кути якої відділені площинами і використовуються як кармани ***8*** для відбору камерного продукту. Пульпо-повітряна суміш завдяки ряду щілин восьмикутного диска ***9*** рівномірно розподіляється по всьому об’єму камери. Висхідні потоки гасяться відбійною решіткою ***4***. Пінний продукт накопичується у верхній частині флотаційної камери і видаляється звичайними пінознімачами, а камерний – через кармани ***8*** по трубопроводу ***7*** в насоси першого і другого ступенів, далі процес повторюється. Хвости видаляються з останньої камери через карман ***5*** з шибером. Для регулювання основного й циркуляційного навантаження слугують крани ***6***.

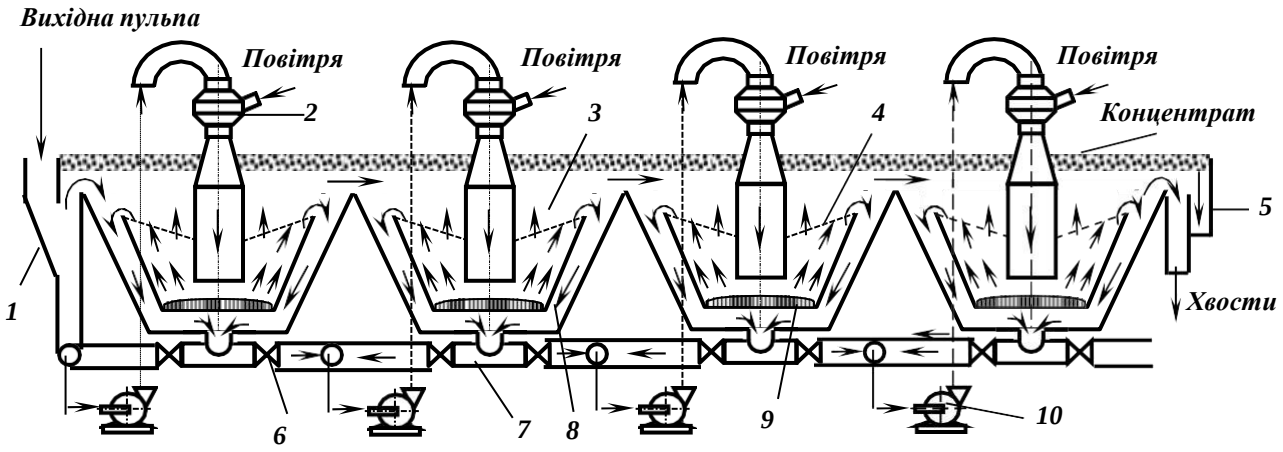


Рис. 5.9 – Схема ежекторної флотаційної машини.
1 – приймальний карман; 2 – ежектор; 3 – камера; 4 – відбійна решітка; 5 – розвантажувальний карман; 6 – крани; 7 – трубопровід; 8 – кармани; 9 – диск; 10 – насос.

Переваги прямотечійних ежекторних машин полягають у високій продуктивності й селективності розділення, стабільності роботи при коливаннях навантаження та простоті регулювання рівня пульпи (одним хвостовим шибером).

Недоліками ежекторних машин є низька зносостійкість насосів і трубопроводів та неможливість здійснення перечисних операцій.

Флотаційна машина типу «Апатит» (Росія) (рис. 5.10) призначена для збагачення апатито-нефелінових руд з великим виходом пінного продукту.

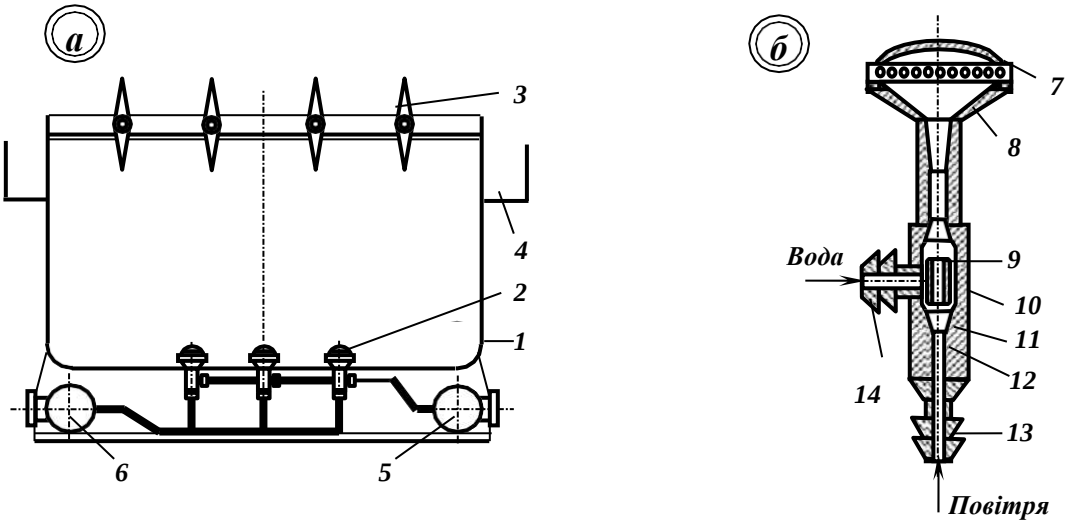


Рис. 5.10 – Схема флотаційної машини типу «Апатит» (а – розріз; б - аератор).
1 – камера; 2 – повітряно-водяні аератори; 3 – пінознімачі; 4 – концентратний жолоб; 5 – водяний колектор; 6 – повітряний колектор; 7 – розподільча головка з отворами; 8 – дифузор; 9 – камера змішування; 10 – корпус; 11 – приймальна камера; 12 – робоче сопло; 13 – штуцер для підводу повітря; 14 – штуцер для підводу води.

Машина складається з прямокутної камери ***1***, у днищі якої (вздовж подовжньої осі) змонтовані три ряди повітряно-водяних аераторів ***2***. У верхній частині камери розташовані пінознімачі ***3*** (чотири ряди) для переміщення піни до розвантажувальних бортів по обидва боки машини.

Стиснене повітря і чиста вода подаються в повітряно-водний аератор під тиском $2{,}5 \cdot 10^5$ – $3{,}5 \cdot 10^5$ Па у співвідношенні 15 : 1. Диспергування повітря здійснюється при русі суміші через калібровані отвори розподільної головки після виходу з аератора. Розмір каліброваних отворів розподільної головки складає 1,5 мм, а середня крупність повітряних бульбашок – 1,2 – 1,5 мм.

5.2.4. Пневматичні флотаційні машини

У пневматичних флотаційних машинах аерація і перемішування пульпи здійснюються стисненим повітрям. Основним способом диспергування повітря і аерації пульпи в машинах пневматичного типу є створення бульбашок при проходженні повітря крізь пористі перегородки (тканини, пористі гуми, пористу кераміку та ін.).

Аероліфтна флотаційна машина з неглибокою ванною (рис. 5.11) 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 іде ряд паралельних патрубків ***5***, які закінчуються наконечниками. Над аераційним відділенням встановлений ковпак ***6*** і збоку від нього дві перегородки ***7***.

Повітря з ресивера ***3*** подається в 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 в цій зоні.

Внаслідок різниці гідростатичного тиску пульпа викидається з аераційного простору і потрапляє в зону падіння між перегородками ***2*** і ***7***. В аероліфтному просторі й 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.

Порівняно з механічними і пневмомеханічними машинами пневматичні машини відрізняються простотою конструкції і малою металомісткістю.

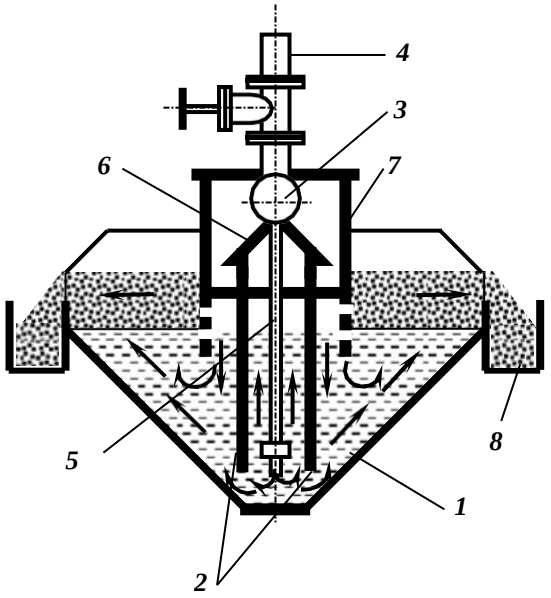


Рис. 5.11 – Схема аероліфтної флотаційної машини з неглибокою ванною.
1 – ванна; 2, 7 – перегородки; 3 – ресивер; 4 – труба для підводу повітря; 5 – патрубок; 6 – ковпак; 8 – концентратні жолоби.

Їхніми недоліками є 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 (Росія) компонується з окремих камер довжиною 3 м, глибиною 2 м і шириною 2,5 м (рис. 5.12). Вихідна пульпа подається з одного кінця камери через завантажувальний карман, камерний продукт витікає з протилежного кінця через розвантажувальний карман.

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 виходить з патрубків ***3*** суцільним струменем і тільки потім завдяки вихровим потокам, які утворюються перегородками ***6***, дробиться на дрібні бульбашки. У результаті подачі повітря в аераційне відділення густина пульпи в ньому порівняно з флотаційним відділенням знижується. Внаслідок цього пульпа з флотаційного відділення перетікає в аераційне, змішується з повітрям, піднімається вгору, 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 умов легкої флотованості матеріалу, малої або середньої його густини, простої

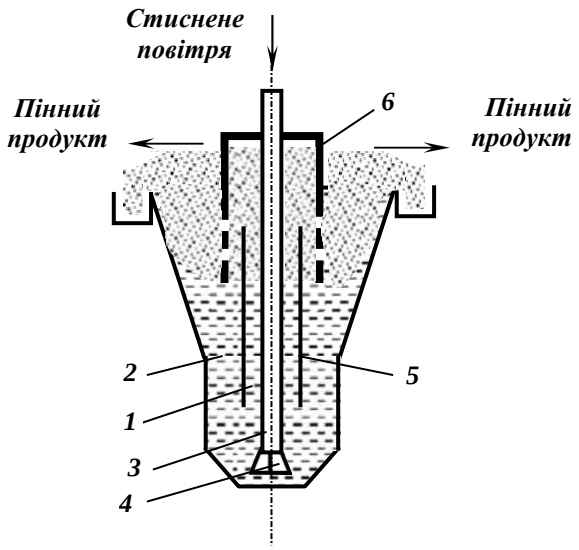


Рис. 5.12 – Схема аероліфтної флотаційної машини з глибокою ванною.
1 – аераційне відділення;
2 – флотаційне відділення;
3 – повітряні вертикальні патрубки;
4 – гумові наконечники;
5, 6 – перегородки.

схеми збагачення та великого виходу концентрату. При відсутності зазначених умов перевагу необхідно віддати механічним або пневмомеханічним машинам.

Колонна пневматична флотаційна машина (рис. 5.13) являє собою вертикально встановлену трубу великого діаметра (1 м і більше) висотою до 10 м; перетин колони може бути круглим, еліптичним або прямокутним.

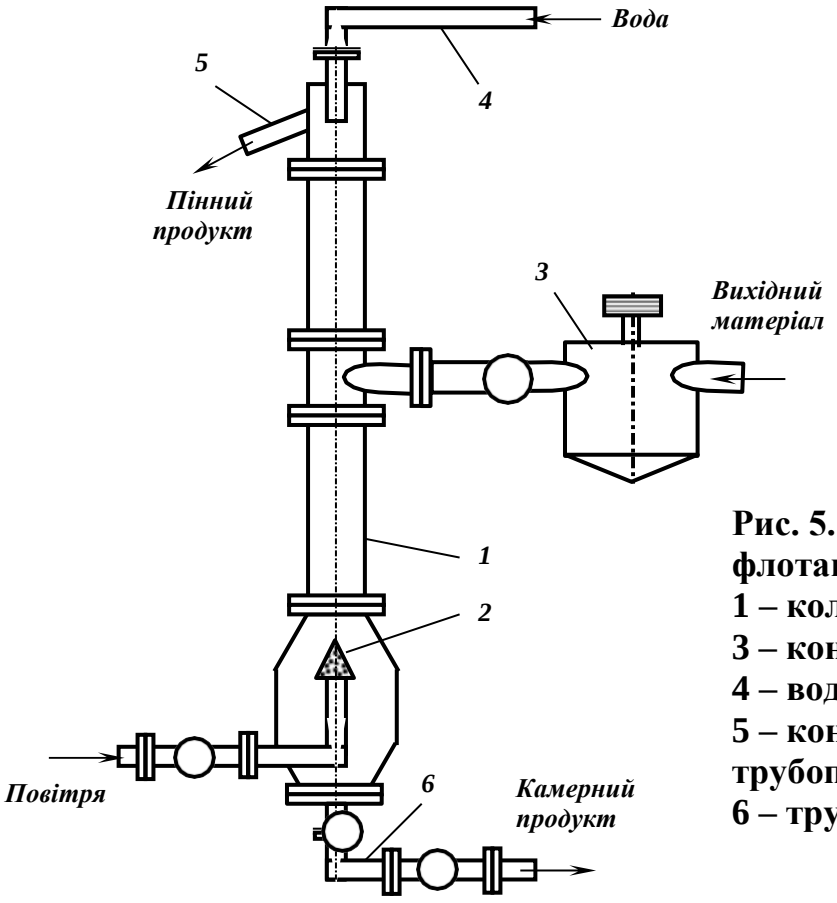


Рис. 5.13 –Схема колонної флотаційної машини.
1 – колона; 2 – аератор;
3 – контактний чан;
4 – водний трубопровід;
5 – концентратний трубопровід;
6 – трубопровід відходів.

Колона ***1*** складається з трьох частин: верхньої, середньої і нижньої. Вихідний продукт з контактного чану ***3*** по трубопроводу спрямовується 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.

В основу роботи колонних машин, які мають велике співвідношення висоти до ширини (діаметра), покладено принцип протитечійного руху мінеральних частинок і повітряних бульбашок. У колоні пульпа рухається вниз назустріч бульбашкам, які підіймаються вгору.

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 подається трубопроводом ***4***. Концентрат видаляється трубопроводом ***5***, відходи – трубопроводом ***6***.

Переваги колонних машин полягають у низькій енергоємності, невеликих капітальних витратах, малій займаній площі, можливості вторинної мінералізації в пінному шарі. Мають значні переваги при флотації тонкоподрібнених матеріалів, особливо вугільних шламів, коли напрямок спливання пінних агрегатів збігається з напрямком спливання частинок легкого компонента. Використовується головним чином для збагачення рудної сировини.

Флотаційна машина типу ФППМ-20 (рис. 5.14) являє собою різновид машин колонного типу, основними відмінними ознаками яких є велика глибина камер і принцип протитоку. Цей принцип дозволяє використовувати гравітаційні сили частинок і підйомну силу повітряних бульбашок для розриву гідратних оболонок, які оточують мінеральні частинки й повітряні бульбашки. Велика глибина камер дозволяє більш ефективно використовувати повітря, оскільки підвищується коефіцієнт мінералізації повітряних бульбашок.

Машина ФППМ-20 – протитечійна, складається з двокамерних секцій, які розташовані одна відносно одної під кутом 180°. У 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 вниз до їхньої донної частини. Стиснене повітря при проходженні через отвори в гумових трубках аератора диспергується і підіймається назустріч потоку пульпи, що рухається.

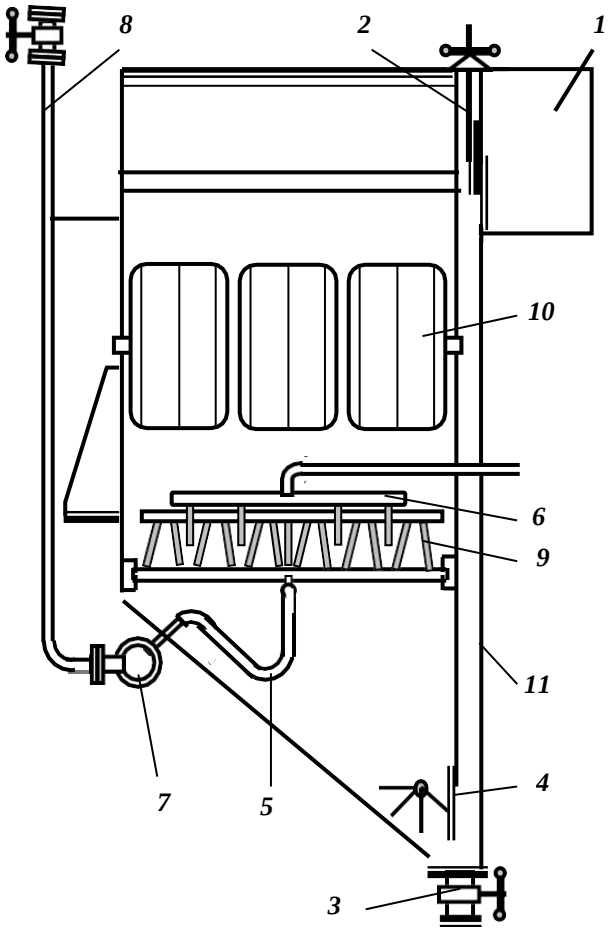


Рис. 5.14 – Схема флотаційної пневматичної протитечійної машини типу ФППМ-20.
1 – проміжний карман;
2 – шиберний пристрій;
3 – шланговий затвор; 4 – засувка;
5 – патрубок для підводу повітря;
6 – дільник реагентів; 7 – ресивер;
8 – повітропровід; 9 – аератор;
10 – заспокійлива решітка;
11 – корпус камери.

Процес мінералізації повітряних бульбашок, накопичення і видалення пінного продукту здійснюється звичайним способом. Флотований продукт першої секції з проміжного кармана трубопроводом надходить у приймальний карман другої секції, де він вдруге аерується і флотується.

Відходи з секції видаляються через випускний карман аналогічної конструкції. Рівень пульпи в кожній секції регулюється одним шиберним пристроєм.

Випуск пульпи з камери і підтримання постійного дренажу для запобігання зашламлення крупнозернистим матеріалом здійснюється шланговим затвором. Для зниження бурління пульпи в камерах встановлені заспокійливі решітки. Подача реагентів у камери та їх рівномірний розподіл в об’ємі пульпи здійснюється спеціальними дільниками.

Флотаційну машину ФППМ-20 можна застосовувати при збагаченні легко- і середньофлотованих шламів. Технічна характеристика флотомашини ФППМ-20 наведена в табл. 5.6.

Таблиця 5.6 – Технічна характеристика флотомашини ФППМ-20

Параметри	ФППМ-20
Об'єм загальний, $м^3$	80,0
Число секцій	2
Камера:	
число секцій	2
об'єм, $м^3$	20
витрата повітря на 1 камеру, $м^3$/хв.	до 80
тиск стисненого повітря, кПа	10 – 15
Продуктивність, т/год	70 – 100
Габарити, мм	
довжина	9500
ширина	4070
висота	6600
Маса, т	22,0

Флотаційна машина пінної сепарації ФПС-16 (Україна, Росія) (рис. 5.15) включає пірамідальну камеру ***1***, у верхній частині якої встановлені два ряди перфорованих гумових аераторів ***4***.

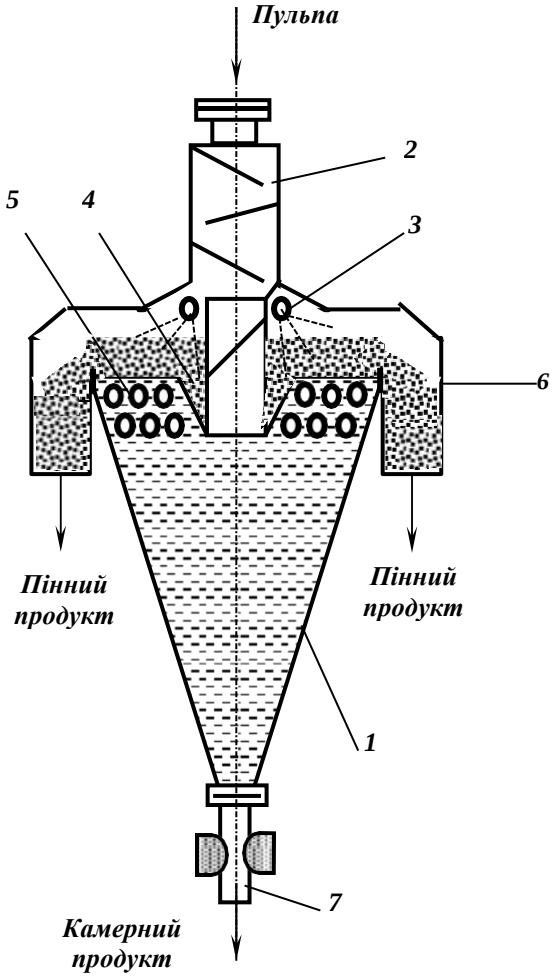


Рис. 5.15 – Схема машини пінної сепарації ФПС-16.
1 – флотаційна камера;
2 – завантажувальний пристрій;
3 – бризкала;
4 – приймальні жолоби;
5 – гумові аератори;
6 – жолоби пінного продукту;
7 – розвантажувальний пристрій.

Пульпа, оброблена реагентами, надходить зверху через завантажувальний пристрій ***2*** і приймальні жолоби ***4***, які забезпечують рівномірний розподіл пульпи по всій довжині машини на її праву і ліву частини.

У жолобах ***4*** пульпа розріджується і аерується повітрям, що ежектується при роботі бризкал ***3***, а також повітрям, що подається через гумові пористі трубки, які 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 та утримуються у шарі піни, яка розвантажується самопливом або пінознімачами з бортів камери в жолоби ***6***, розташовані по обидва боки машини.

Гідрофільні частинки під дією сили ваги разом зі стікаючою водою проходять крізь піну в нижню частину камери ***1***, звідки розвантажуються через спеціальний розвантажувальний пристрій ***7***.

За способом аерації машини пінної сепарації можуть належати 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 суттєво підвищити швидкість флотації і збільшити крупність флотованих частинок у 3 – 4 рази порівняно зі звичайними флотомашинами.

Перевагами флотомашин пневматичного типу є простота конструкції; відсутність деталей і вузлів, які швидко обертаються і швидко зношуються; мала металомісткість; зручність експлуатації.

Недоліки цих машин полягають у необхідності застосовувати повітродувки і компресори для подачі повітря і насоси для перекачки промпродуктів; обмеженості застосування (тільки в простих флотаційних схемах).

Технічні характеристики флотомашин пневматичного типу наведені в табл. 5.7 – 5.8.

Таблиця 5.7 – Технічні характеристики флотаційних машин ФП

Параметри	ФП 10	ФП 40	ФП 80	ФП 100
Розміри камери:				
діаметр, мм	2	3,4	3,4	3,4
глибина, мм	5,2	5,2	11	13,4
місткість геометрична, $м^3$	10	40	80	100
місткість корисна, $м^3$	7	30	60	75
Максимальні витрати повітря, $м^3$/хв.	7,5	15	30	40
Надлишковий тиск повітря на вході в аератор, кПа	150	150	160	180
Продуктивність по пульпі, $м^3$/хв.	5	10	15	20
Потужність електродвигуна для подачі повітря, кВт	19	40,5	81	108
Габарити камери, мм:				
довжина	2000	3400	3400	3400
ширина	2000	3400	3400	3400
висота	5200	5200	11000	12000
Маса камери, т	3,1	7,2	12,0	14,0

Таблиця 5.8 – Технічні характеристики машин пінної сепарації

Параметри	ФПС-16	ФП-16
Об'єм камери, $м^3$	5,0	10,0
Максимальні витрати повітря, $м^3$/хв.	2,0	7,8
Надлишковий тиск повітря на вході в аератор, кПа	1,2	2,0
Крупність флотованого матеріалу, мм	1 – 3	1 – 3
Вміст твердого у живленні, %	70	40
Продуктивність, т/год	50	100
Потужність електродвигуна, кВт	1,8	3,5
Габарити двокамерної секції, мм		
довжина	2100	3500
ширина	1800	2200
висота	3100	3500
Маса двокамерної секції, т	2,0	4,0

5.2.5. 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 й експлуатації.

Для широкого промислового використання можуть бути рекомендовані такі машини:

– механічні типу ФМ – у складних схемах флотації, які вимагають великої кількості 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 максимальної крупності зерен до 1 мм;

– аероліфтні типу АФМ та механічні типу МФУ – у простих схемах флотації, які не вимагають високої селективності, і з великим виходом пінного продукту.

За кордоном при збагаченні руд за простими схемами застосовують механічні машини типу «Фагергрін», пневмомеханічні типу «Аджітейр» або аероліфтні; при збагаченні поліметалічних руд за складними схемами звичайно використовують механічні машини типів «Денвер», «Фагергрін» та ін.

Сучасною тенденцією є розробка нових конструкцій флотаційних машин з камерами великої місткості. Порівняно зі стандартними ці машини характеризуються більш низькими капітальними й експлуатаційними витратами і більш стабільним технологічним процесом при таких же технологічних показниках. Висока продуктивність нових флотаційних машин з камерами великої місткості дозволяє укрупнити секції, скоротити комунікації і допоміжне обладнання, зменшити кількість точок і пристроїв автоматичного контролю та управління технологічним процесом, підвищити продуктивність праці.

Великий інтерес становить застосування колонних флотаційних машин, які відрізняються малою енергоємністю і займають 5 – 10 % площі, необхідної для установки машин інших конструкцій з рівноцінною продуктивністю.

Для підвищення ефективності збагачення за рахунок флотації крупнозернистих частинок доцільно застосовувати флотаційні машини з киплячим шаром і машини пінної сепарації. Пінну сепарацію слід застосовувати, у першу чергу, для вилучення з руди і хвостів частинок крупніше 0,074 мм, наприклад, у міжцикловій флотації на крупнозернистих пульпах і для збагачення піскової фракції хвостів.

Необхідна кількість камер механічної або пневмомеханічної флотаційної машини розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$n = [k\,Q\,(1 + R\,\delta)\,\tau] / (60\,k_3\,V\,\delta), \qquad (5.2)$$

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:

$$L = [k\, Q\, (1 + R\, \delta)\, \tau] / (60\, k_3\, S), \qquad (5.3)$$

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 за флотаційними машинами повинні виконуватися дві основні умови:

– максимальний самоплив продуктів і можливо менша кількість перекачувань (особливо пінних продуктів) насосами;

– потік пульпи, що проходить через флотаційні машини, має бути оптимальним.

5.3. Допоміжне обладнання

Крім флотомашин, для нормального функціонування флотаційного відділення збагачувальної фабрики необхідно передбачити допоміжне обладнання.

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 спеціальні кондиціонери.

Дозуються флотаційні реагенти живильниками різної конструкції. Контактні чани та реагентні живильники являють собою допоміжне флотаційне обладнання.

5.3.1. Пристрої для перемішування і кондиціонування пульпи

Контактний чан (рис. 5.16) призначений для перемішування пульпи з флотаційними реагентами протягом необхідного часу і створення умов для їхнього закріплення на мінеральних частинках.

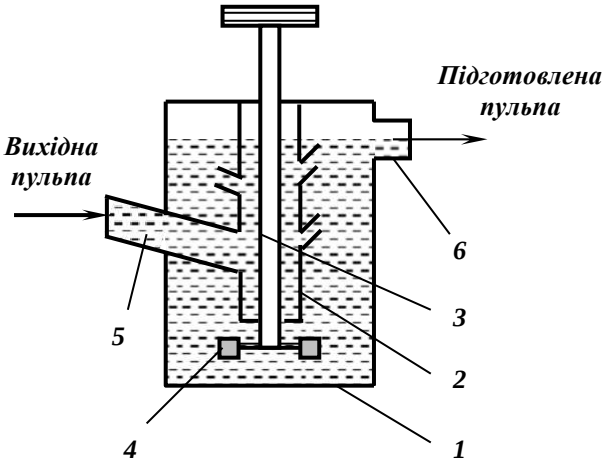


Рис. 5.16 – Схема контактного чана.
1 – циліндрична ємність;
2 – пустотіла труба;
3 – вал; 4 – лопатева мішалка;
5 – живильна труба;
6 – зливна труба.

Він являє собою ємність циліндричної форми ***1***, усередині якої розташована пустотіла труба ***2*** з боковими отворами для циркуляції пульпи. Вона забезпечує рівномірний розподіл реагентів по об'єму пульпи. Усередині труби обертається вал ***3*** з лопатевою мішалкою ***4***. Обертання мішалки сприяє як вертикальній, так і горизонтальній циркуляції пульпи. Завдяки цьому досягається 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. Інтенсивність і тривалість перемішування пульпи повинні встановлюватись у кожному випадку залежно від розчинності і диспергуючої здатності застосованих реагентів і характеристики пульпи.

Розрахунок необхідної кількості контактних чанів здійснюється за формулою :

$$n = [k\ Q\ (1 + R\ \delta)\ \tau] / (60\ k_3\ V\ \delta),$$

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 – необхідна тривалість контакту пульпи з реагентом, хв.; k_3 = 0,80 – 0,85 – коефіцієнт заповнення контактного чана; V – геометричний об'єм чана, м^3; інші позначення див. вище.

Агрегати підготовки пульпи АКП-800 («Каскад») та *АКП-1600* застосовуються на вуглезбагачувальних фабриках для кондиціонування пульпи перед флотацією. За принципом дії агрегати АКП-800 та АКП-1600 подібні. Принцип дії агрегатів кондиціонування пульпи розглянемо на прикладі АКП-800 (рис. 5.17).

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. Потоки пульпи, що пройшли через решітку ***4***, потрапляють на решітку ***5*** з отворами 15 – 20 мм. Реагенти від дозаторів ***6*** надходять у вентилятор ***7***. На маточині ротора вентилятора насаджені штирі, що розбивають реагенти на дрібні краплі, які разом із потоком повітря перетворюються в аерозоль.

Аерозоль по трубопроводу ***8*** надходить у дефлектор ***9***, звідки потік повітря спрямовується вгору до всмоктувального отвору коробки ***10*** і далі повертається у вентилятор. Таким чином, повітряний потік в агрегаті замикається. Дефлектор ***9*** слугує для рівномірного розподілу потоку аерозолю по всій площі апарата. При перетинанні потоку пульпи краплі реагенту адсорбуються на поверхні твердих частинок. Для промивання водою коробки ***10*** слугує зрошувач ***11***. При протіканні через отвори решіток ***4*** і ***5*** пульпа розбризкується і частково аерується потоком повітря. Кондиціонована пульпа розподіляється через зливні коробки ***12*** з поворотними заслінками ***13***. Далі кондиціонована пульпа через розподільні патрубки 14 надходить до флотомашин.

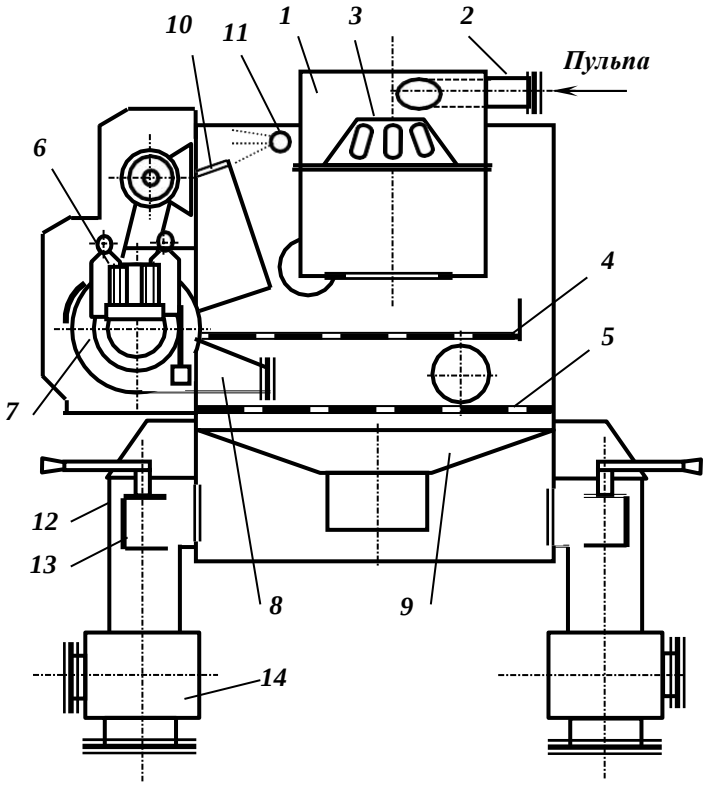


Рис. 5.17 – Агрегат підготовки пульпи АКП -800.
1 – змішувач; 2 – патрубок; 3 – розподільний конус; 4, 5 – решітки; 6 – дозатори реагентів; 7 – вентилятор; 8 – трубопровід подачі аерозолю; 9 – дефлектор; 10 – приймальна коробка; 11 – зрошувач; 12 – зливні коробки; 13 – заслінки; 14 – розподільні коробки.

Продуктивність агрегата АКП-800 складає до 800 $м^3$/год., агрегата АКП-1600 – до 1600 $м^3$/год.

Технічні характеристики контактних чанів і агрегатів підготовки пульпи наведені в табл. 5.9 – 5.10.

Таблиця 5.9 – Технічні характеристики контактних чанів

Параметри	КЧ-150	КЧ-200	КЧ-250	КЧ-300	КЧ-350	КЧ-400
Розміри чана:						
діаметр, мм	1500	2000	2500	3000	3500	4000
висота, мм	1500	2000	2500	3000	3500	4000
об'єм, $м^3$	2,2	5,5	11,0	19,4	31,2	46,6
Діаметр мішалки, мм	400	550	550	750	750	900
Частота обертання мішалки, $хв.^{-1}$	320	230	230	170	170	145
Потужність електродвигуна, кВт	2,8	4,5	4,5	7,0	7,0	10,0
Габарити, мм:						
ширина	1900	2400	3000	3500	4000	4600
висота	2700	3400	4000	4700	5400	6100
Маса, т	0,9	1,0	1,2	1,6	2,8	4,4

Таблиця 5.10 – Технічні характеристики агрегатів підготовки пульпи

Параметри	АКП-800 («Каскад»)	АКП-1600
Пристрій для здобування аерозолю	Вентилятор спеціальний	Розпилювач дисковий
Частота обертання ротора (диска), $хв.^{-1}$	2880	2910
Максимальне число зливних патрубків	8	8
Продуктивність по пульпі, $м^3$/год	800	1600
Потужність електродвигуна, кВт	4,5	5,5
Габарити, мм:		
довжина	2395	3200
ширина	2130	3200
висота	2330	3040
Маса, т	4,2	7,3

5.3.2. Живильники й дозатори флотаційних реагентів

Живильники флотаційних реагентів призначені для їх точної, рівномірної і безперервної подачі в процес. Конструкції живильників залежать від фізичних властивостей застосованих реагентів, які в більшості випадків завантажуються у пульпу в рідкому вигляді та рідше – у твердому.

Живильники для завантаження твердих сипких реагентів конструктивно подібні до живильників для руди: стрічкового і тарілчастого (рис. 5.18).

Стрічковий живильник (рис. 5.18 ***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. 5.18 ***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 та дозування рідких реагентів застосовується велика кількість живильників: скіпові, ковшові, склянкові, мембранні, діафрагмові, голчаті й шківні.

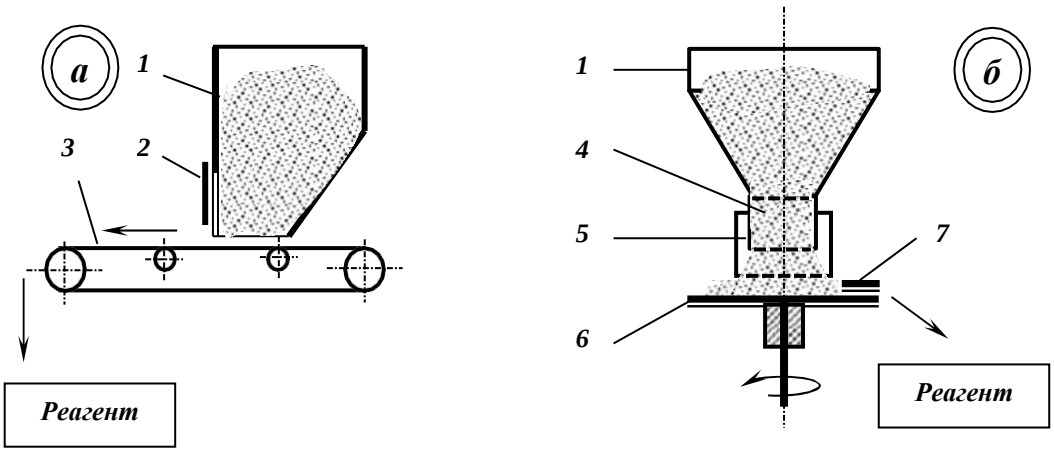


Рис. 5.18 – Схеми живильників для сипких реагентів.
***а* – стрічковий; *б* – тарілчастий**
1 – бункер; 2 – регулювальний шибер; 3 – конвеєрна стрічка; 4 – труба розвантажувальна; 5 – труба телескопічна; 6 – таріль; 7 – шкребок-скидач.

Автоматизований скіповий живильник АКПР-1 (рис. 5.19) дозує реагент склянкою ***4***, яку привідний кривошипно-шатунний механізм ***2*** переміщує зворотно-поступально по напрямних ***3***. При русі вниз склянка занурюється у бачок ***1*** з реагентом, при русі вгору склянка ковзає по криволінійній ділянці напрямних, нахиляється і зливає у прийомну лійку ***5*** порцію реагенту. Кут нахилу склянки і, отже, доза реагенту регулюються довжиною шатуна ***6*** приводного механізму і довжиною штока ***7***, який упирається в лекало ***8***, яке є елементом виконавчого механізму.

За аналогічним принципом працює живильник АКПР-2. Порція реагенту при використанні скіпового живильника ППЕМ-1176 залежить від кількості ходів скіпа за одиницю часу.

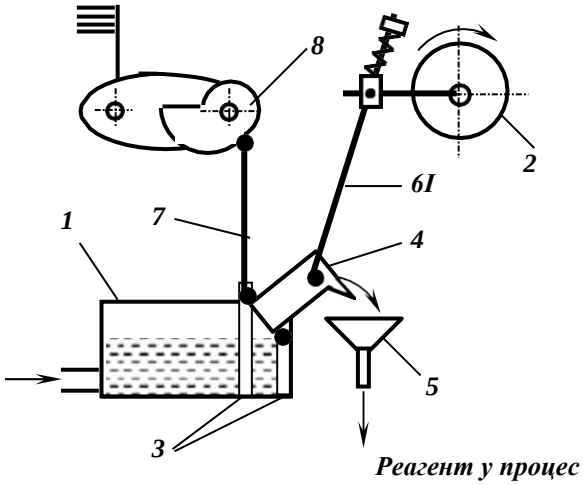


Рис. 5.19 – Схема скіпового живильника.
1 – бачок; 2 – приводний механізм;
3 – напрямні; 4 – склянка;
5 – приймальна лійка; 6 – шатун;
7 – шток; 8 – лекало.

Автоматизовані ковшові живильники 5-АДР та *6-АДР* (рис. 5.20) розроблені на базі скіпових для великих витрат реагентів.

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, кожен з яких призначений для обслуговування однієї точки.

Склянковий живильник (рис. 5.21) являє собою диск ***3***, що обертається навколо горизонтальної осі; на поверхні диска шарнірно кріпляться склянки ***2***.

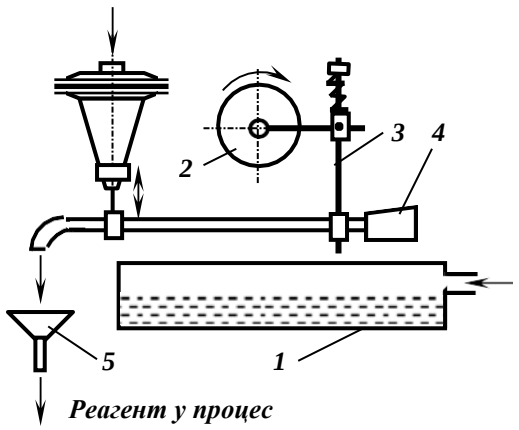


Рис. 5.20 – Схема ковшового живильника.
1 – бачок; 2 – приводний механізм;
3 – шатун; 4 – ківш; 5 – приймальна лійка.

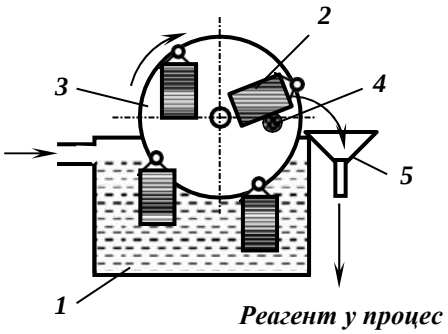


Рис. 5.21 – Схема склянкового живильника.
1 – бачок; 2 – склянка; 3 – диск;
4 – стержень перекидний;
5 – приймальна лійка.

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 подається у процес. Кут нахилу склянки і, отже, доза реагенту регулюються зміною положення

перекидного стержня. При подачі реагенту в декілька точок в одному бачку на одному валу паралельно встановлюють декілька дисків.

Мембранний живильник МПР-642 (рис. 5.22) призначений для дозування розчинів реагентів, які окиснюються і легко кристалізуються.

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 відповідно до потрібної порції реагенту.

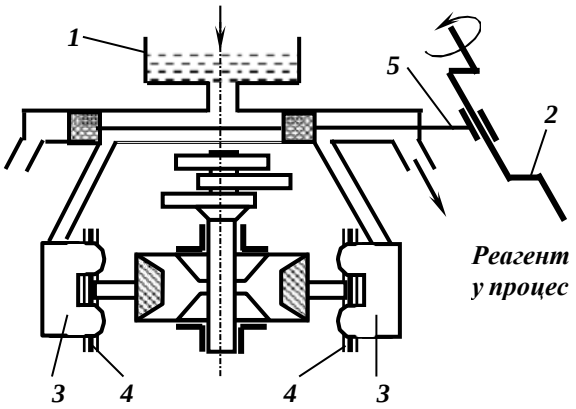


Рис. 5.22 – Схема мембранного живильника.
1 – бачок; 2 – привод;
3 – камери; 4 – мембрани;
5 – шток.

Голчатий АПІ-1 та *клапанний ПРІ-1 живильники* (рис. 5.23) призначені для дозування чистих реагентів або розчинів (напр., ксантогенатів, сірчистого натрію та ін.). У живильниках цих типів реагент вводиться у ємність ***1*** знизу, а зливний отвір розташований у верхній частині корпуса.

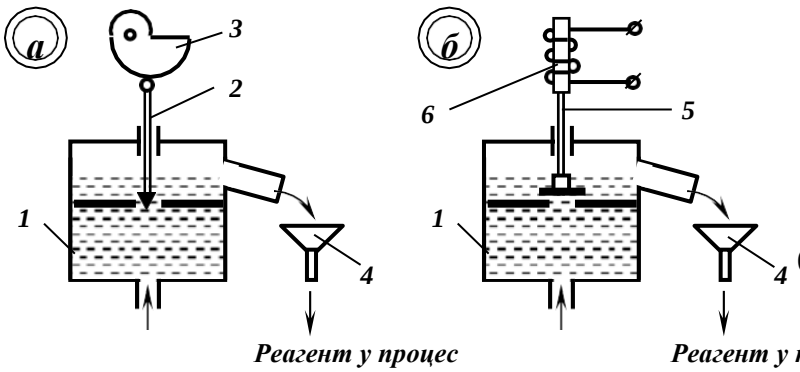


Рис. 5.23 – Схеми голчатого і клапанного живильників.
1 – бачок; 2 – голка;
3 – лекало;
4 – приймальна лійка;
5 – клапан;
6 – електронна система управління.

У голчатому живильнику АПІ-1 дозування реагенту регулюється зміною площі живого перетину дроселя при переміщенні голки ***2*** по лекалу ***3***.

В імпульсному клапанному живильнику ПРІ-1 об'єм порції реагенту, що дозується, є функцією часу відкриття клапана, який управляється електронною системою.

Порційні живильники ПР-2 та *АДБ-1* (рис. 5.24) відрізняються високою точністю регулювання і застосовуються для дозування чистих нев'язких розчинів реагентів.

Реагент у клапанну порожнину подається знизу. Клапан ***2*** з'єднаний з мірною ємністю ***1***, яка заповнюється при подачі імпульсу від системи управління ***3*** і спорожнюється після його зняття. Заповнення мірної ємності у живильнику ПР-2 обмежується повітряною трубкою ***5***, а в живильнику АДБ-1 фіксація рівня реагенту в мірній ємності здійснюється електродом ***6***. Після заповнення мірної ємності клапан перекриває вхідний отвір і порція реагенту подається у процес.

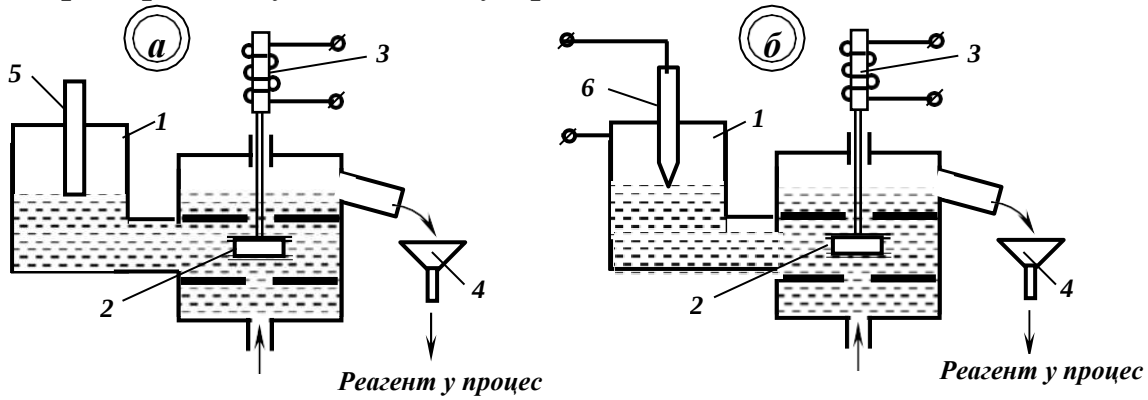


Рис. 5.24 – Схеми порційних живильників.
***а* – живильник ПР-2; *б* – живильник АДБ-1.**
1 – мірна ємність; 2 – клапан; 3 – електронна система управління; 4 – приймальна лійка; 5 – повітряна трубка; 6 – електрод.

Діафрагмовий живильник ДПР-1 та *сильфонний дозатор* (рис. 5.25) є апаратами насосного типу, призначені для дозування чистих реагентних розчинів. Витрата реагенту регулюється довжиною штоку.

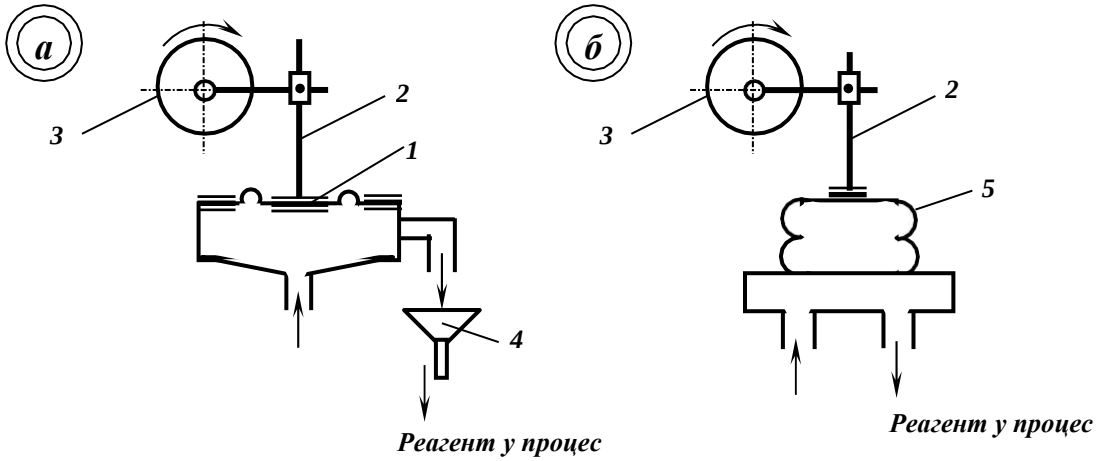


Рис. 5.25 – Схеми діафрагмового живильника та сильфонного дозатора.
а – діафрагмовий живильник; б – сильфонний дозатор.
1 – діафрагма; 2 – шток; 3 – привод; 4 – приймальна лійка; 5 – сильфон.

Крім того, як насосний живильник може використовуватися шестеренний насос.

Шківні живильники (рис. 5.26) використовують для дозування в'язких маслянистих реагентів. Живильник являє собою обертальний шків ***1***, занурений у ванну ***2*** з маслом.

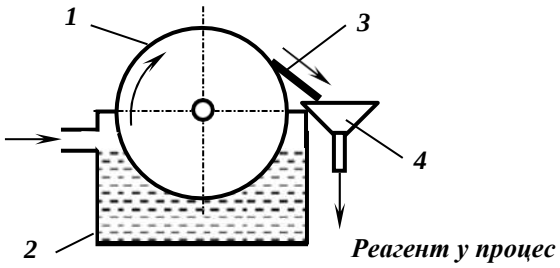


Рис. 5.26 – Схема шківного живильника.
1 – шків; 2 – бачок;
3 – шкребок;
4 – приймальна лійка.

Поверхня шківа покривається тонким шаром реагенту і захоплює його. Потім із бокової поверхні шківа масло знімається шкребком ***3*** і спрямовується в приймальну лійку ***4***. Витрати реагенту регулюються шириною шкребків та їх кількістю.

Технічні характеристики живильників і дозаторів флотаційних реагентів наведені в табл. 5.11 – 5.15.

Таблиця 5.11 – Технічні характеристики скіпових живильників

Параметри	ПРС – 1	ПРС – 2
Діаметр скіпа, мм	62	108
Висота скіпа, мм	75	103
Об'єм скіпа, $см^3$	245	945
Число підйомів скіпа, $хв.^{-1}$	10	10
Кількість реагенту, що видається скіпом, $см^3$/хв.	0,5 – 2450	0,5 – 9450
Потужність електродвигуна, кВт	0,25	0,25
Маса живильника, кг	240	240

Таблиця 5.12 – Технічні характеристики склянкових і шківних живильників

Параметри	Склянкові живильники				Шківні живильники		
Число секцій	1	3	2	5	1	3	6
Ємність секції, л	42	42	42	42	–	–	–
Число склянок у секції	10	10	10	10	–	–	–
Ємність склянки, л	0,025	0,025	0,025	0,02	–	–	–
Швидкість обертання вала, $хв.^{-1}$	5	5	5	5	23	23	23
Максимальна продуктивність, л/год	1,2	3,6	2,4	6,0	1,15	3,45	
Потужність електродвигуна, кВт	0,85	0,85	0,85	0,85	0,25	0,25	6,90
Маса живильника, кг	109	215	165	310	46,5	72,5	0,25 110,5

Таблиця 5.13 – Технічна характеристика живильника 5-АДР

Параметри	Величина
Кількість реагенту, що видається ковшем за одне перекидання, $см^3$	5 – 800
Діапазон лінійності збереження витратної характеристики, $см^3$	40 – 700
Об'єм бака, л	60
Точність дозування, %	± 3
Потужність, Вт	0,27

Таблиця 5.14 – Технічна характеристика дозатора АДРМ

Параметри	Величина
Діапазон регулювання продуктивності, л/год	0 – 480
Потужність, Вт	40
Габарити, мм:	
дозатора	450x450x500
блока управління	200x160x500
задатчика	100x100x270
Маса, кг	47,6

Таблиця 5.15 – Технічна характеристика розподільника реагентів РР-3

Параметри	Величина
Максимальна продуктивність, л/год	320
Число точок подачі реагентів	2 – 8
Погрішність розподілу, %	± 4
Потужність, Вт	10
Габарити, мм:	
діаметр	365
висота	450
Маса, кг	31

5.3.3. Піногасники

Піногасильні пристрої у флотаційних відділеннях збагачувальних фабрик застосовуються для видалення повітря з пінних продуктів. Необхідність їхнього застосування пов'язана з утворенням стійких пін, що приводить до труднощів при транспортуванні пінного продукту, а в деяких випадках і до втрат корисних компонентів при зневодненні.

Руйнування піни здійснюється механічними, фізико-хімічними, вакуумними та іншими способами.

Механічні методи базуються на застосуванні імпелерів або мішалок, виготовлених у вигляді спеціальних блоків і розташованих у будь-якій ємності (зумпфі або чані). Піна повинна надходити прямо на імпелер. Механічний піногасник (рис. 5.27) – мішалка, у якій пінний продукт під дією лопатей перемішується і руйнується.

При використанні *вакуумних пристроїв* передбачають встановлення ресивера, у якому піна остаточно руйнується, а пульпа та повітря розділяються. Частково піна руйнується при засмоктуванні й

транспортуванні в ресивер. Вакуумні пристрої можуть використовуватися для руйнування піни перед подачею її на згущення і для видалення її з поверхні згущувачів. Вакуумний піногасник (рис. 5.28) являє собою герметично закриту лійку, у якій завдяки вакууму (27 – 40 кН/м^2) відбувається виділення бульбашок повітря і руйнування піни.

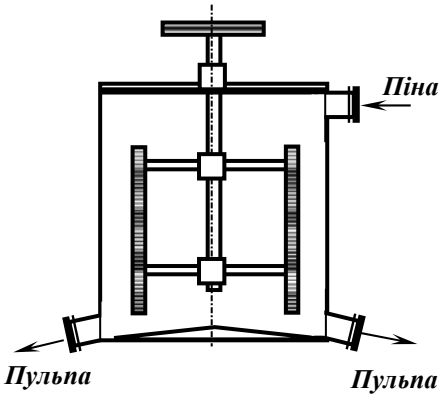


Рис. 5.27 – Механічний піногасник.

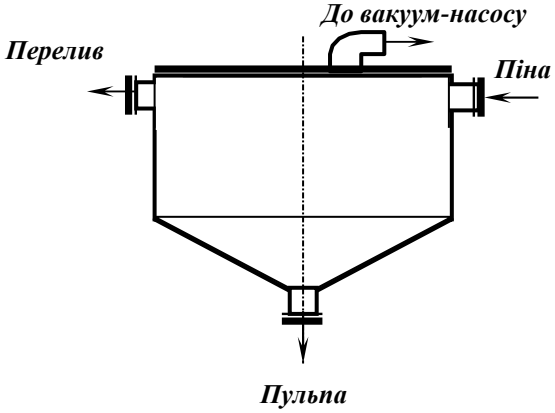


Рис. 5.28 – Вакуумний піногасник.

Найбільш простим і достатньо надійним у більшості випадків є механічний спосіб руйнування піни. Однак, як показала практика застосування механічних піногасників при флотації вугілля, вони непридатні для руйнування в'язких пін. Більш ефективним є *вакуумно-механічний спосіб* гасіння піни, при якому під дією вакууму бульбашки повітря збільшуються в об'ємі, їх гідратні оболонки потоншуються і при ударі об відбійну стінку лопаються.

Вакуумно-механічний спосіб є найбільш ефективним та поширеним. Недоліком цього способу гасіння піни є складність і громіздкість системи, висока енергоємність, значні капітальні й експлуатаційні витрати.

В *ежекторних пристроях* використовується стиснене повітря. Піна руйнується внаслідок розрідження, яке створюється на виході з сопла, а в інших пристроях внаслідок удару об відбійник. Ежекторні пристрої можуть бути розташовані безпосередньо біля жолоба флотаційної машини.

При фізико-хімічних способах руйнування піни застосовуються розчини різних реагентів: кислот, солей, неорганічних колоїдів, аполярних масел. Для контакту реагенту з бульбашками піни вона звичайно зрошується розчином реагенту під час її протікання тонким шаром по похилій площині (жолобу) або перемішується з ним у різних ємностях.

Електричний спосіб руйнування піни базується на застосуванні іскрового розряду. Розряд пропускається між розташованим над піною електродом і самою піною.

При *звуковому й ультразвуковому гасінні піни* застосовуються спеціальні звукові генератори та сирени.

Термічний спосіб руйнування піни полягає в перемішуванні її в чані з добавкою гострого пару.

Піногасильні пристрої доцільно встановлювати при розташуванні вакуум-фільтрів над флотомашинами або, якщо вакуум-фільтри розташовані в іншому приміщенні, тобто коли пінні продукти необхідно перекачувати відцентровими насосами.

Якщо пінні продукти надходять на вакуум-фільтри самопливом (флотомашини розташовані над фільтрами), застосування піногасника нераціональне, тому що ефективність роботи сучасних фільтрів, які мають високу продуктивність по повітрю і великий вакуум, несуттєво знижується при фільтруванні продуктів з підвищеним вмістом піни (повітря).

РОЗДІЛ 6. МАШИНИ ДЛЯ МАГНІТНОГО ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

6.1. Характеристика процесу 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.

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, тому що у магнітних сепараторах в магнітні продукти не вилучаються не тільки діамагнітні матеріали, а також і парамагнітні з занадто низькою магнітною сприйнятливістю. 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 слабким магнітним полем напруженістю H = 70 – 120 кА/м;

– *слабкомагнітні 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.

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).

На мінеральне зерно в неоднорідному магнітному полі діє магнітна сила $F_{магн}$, що визначається за формулою:

$$F_{магн} = \mu_0 \chi H grad H \text{ , Н/кг,} \qquad (6.1)$$

де χ – питома магнітна сприйнятливість, м^3/кг; $H \cdot grad H$ – 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 із зовнішнім магнітним полем і рухаються у магнітному полі за траєкторіями, що залежать від дії тільки механічних сил. Ці мінеральні зерна вилучаються у немагнітний продукт.

На результати магнітної сепарації сильно впливає 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 сприйнятливостей розділюваних при збагаченні більш магнітних χ_1 і менш магнітних зерен χ_2 називається *коефіцієнтом селективності магнітного збагачення:*

$$k_{см} = \chi_1 / \chi_2 \ . \qquad (6.2)$$

Для успішного розділення мінералів в магнітних сепараторах необхідно щоб величина коефіцієнта селективності магнітного збагачення була не меншою 3 – 5. Таким чином, розділення мінеральних зерен в магнітному полі можливе при додержанні умови:

$$f_{1магн} > f_{мех} > f_{2\,магн} \text{ ,} \qquad (6.3)$$

де $f_{1магн}$ і $f_{2\ магн}$ – 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 $f_{1магн}$ і $f_{2магн}$.

З нерівності (6.3) витікає, що зерна, для яких $f_{магн} > f_{мех}$, попадуть у магнітний продукт, а зерна, для яких $f_{мех} > f_{магн}$, попадуть у немагнітний продукт. Таким чином здійснюється розділення матеріалу в процесі магнітної сепарації. При переміщенні через робочу зону сепаратора магнітні мінерали під дією магнітної сили $f_{магн}$ змінюють траєкторію руху, що дозволяє відділити їх від немагнітних.

Розділення мінеральних частинок за магнітними властивостями може здійснюватись у трьох режимах (рис. 6.1):

– *режим відхилення* магнітних частинок; характеризується підвищеною продуктивністю, але зниженою ефективністю процесу;

– *режим утримання* магнітних частинок; характеризується високим вилученням магнітного компонента;

– *режим вилучення* магнітних частинок; характеризується високою якістю магнітного продукту, але зниженим його вилученням.

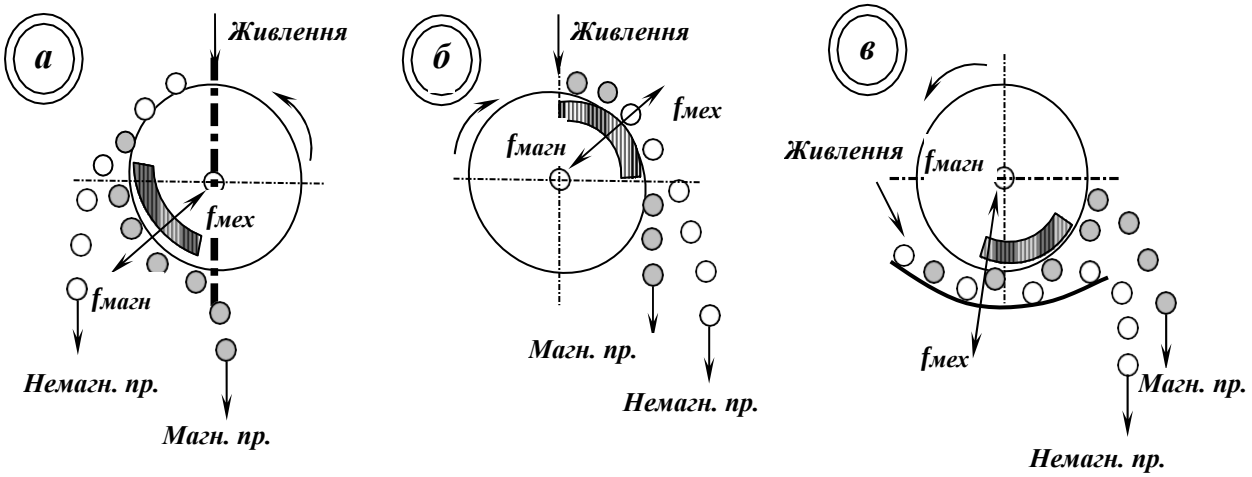


Рис 6.1 – Режими розділення частинок при магнітній сепарації: *а* – відхилення; *б* – утримання; *в* – вилучення.

Магнітні процеси збагачення широко використовуються як основні при збагаченні залізних і марганцевих руд і як доводочні при збагаченні різних руд кольорових і рідкісних металів.

6.2. Обладнання для магнітного збагачення

6.2.1. Магнітні сепаратори

Магнітні сепаратори – машини, у яких здійснюється процес магнітної сепарації.

Магнітні сепаратори класифікують за рядом характеристик.

Залежно від *напруженості і сили магнітного поля* магнітні сепаратори розділяють на дві групи:

– *сепаратори зі слабим 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 різної полярності.

– *сепаратори з сильним магнітним полем* (H = 600 – 1600 кА/м), призначені для вилучення з руд слабкомагнітних 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, виділяють *сухі* і *мокрі* сепаратори.

Сепаратори для мокрого збагачення залежно від напрямку *руху живлення і способу видалення продуктів сепарації* розрізняють на (рис. 6.2):

– *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 $\alpha > 90^o$.

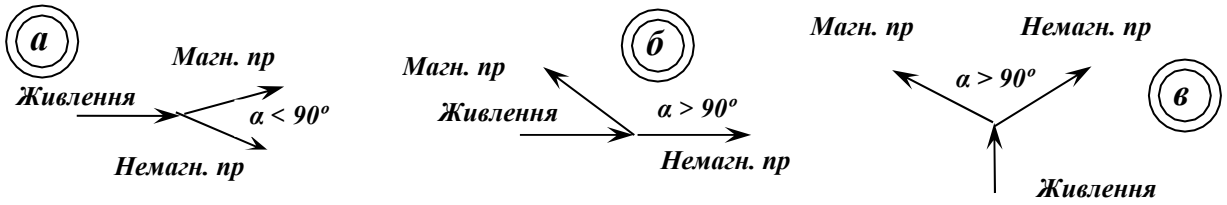


Рис. 6.2 – Режими магнітної сепарації.
***а* – прямотечійний; *б* – протитечійний; *в* – напівпротитечійний.**

За *конструкцією робочого органа* виділяють *барабанні, валкові, дискові* та ін. магнітні сепаратори.

Розділення частинок збагачуваного матеріалу за магнітною сприйнятливістю здійснюється в робочій зоні сепаратора, де магнітні частинки притягуються до робочого органу (барабана, валка, диска), утримуються на робочому органі і транспортуються в зону видалення. Робоча зона є зоною корисної дії магнітного поля сепаратора і у загальному випадку включає зону вилучення магнітних частинок і зону 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 слабкомагнітних 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 слабкомагнітних 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.

Барабанні магнітні сепаратори

Барабанні сепаратори широко використовуються в практиці збагачення магнетитових руд і регенерації феромагнітних обважнювачів при збагаченні у важких суспензіях. Барабани сепараторів зроблені з немагнітного матеріалу, а багатополюсна відкрита магнітна система – із спеціальних магнітно-жорстких матеріалів (напр., сплав **алніко** (від ал(юміній), ні(кель) і ко(бальт) – магнітно-тверді сплави на основі системи залізо – кобальт – нікель – алюміній (8–12 % Al, 15–26 % Ni, 5–24 % Co, до 6 % Cu, до 1 % Ti, решта – Fe) 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 зроблено у напрямку руху матеріалу (поздовж 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 поздовж осі барабана. Між полюсами розміщуються котушки обмоток, на які подається постійний струм.

За своїм призначенням барабанні сепаратори зі слабим 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; • сепаратори для регенерації феромагнітних обважнювачів крупністю до 1 мм.

Електромагнітний сепаратор ПБСЦ-63/50 (рис. 6.3) з верхньою подачею живлення призначений для сухого магнітного збагачення зернистих сильномагнітних руд і знезалізнення немагнітних матеріалів. Напруженість магнітного поля сепаратора регулюється і досягає 104 кА/м.

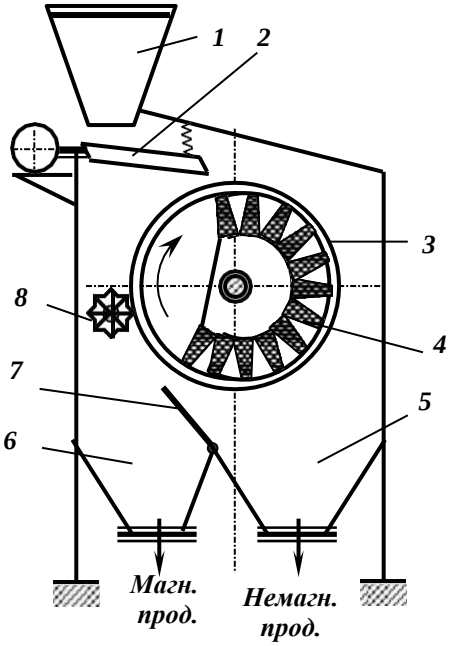


Рис. 6.3 – Схема барабанного сепаратора ПБСЦ-63/50.
1 – бункер;
2 – віброживильник;
3 – обертовий барабан;
4 – магнітна система;
5 – збірник немагнітного продукту;
6 – збірник магнітного продукту;
7 – регулювальний шибер;
8 – щітка.

Після встановлення необхідної для розділення напруженості магнітного поля матеріал з бункера ***1*** за допомогою віброживильника ***2*** рівномірним потоком 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. 6.4) 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 органу сепараторів залежить від вмісту магнітних мінералів у руді, потрібної продуктивності та необхідної якості продуктів сепарації.

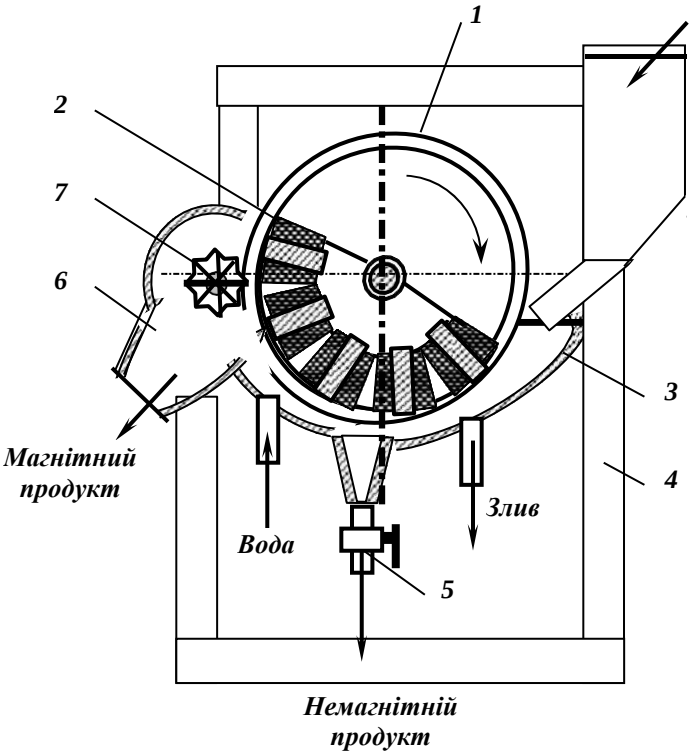


Рис. 6.4 – Схема електромагнітного барабанного сепаратора типу ЕБМ.

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 або 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.

Технічні характеристики барабанних магнітних сепараторів, використовуваних для збагачення сильномагнітних руд і реґенерації феромагнітних суспензій, наведені в табл. 6.1.

Таблиця 6.1 - Технічні характеристики барабанних сепараторів для сухого і мокрого збагачення сильномагнітних руд

Параметр	Сепаратори для сухого збагачення				Сепаратори для реґенерації суспензії		Сепаратори для мокрого збагачення					
	4ПБС--63/200	ПБСЦ--63/50	ЕБС--90/100	3ЕБС--90/100	ЕБМ--80/170	ЕБМ--80/250	ПБМ-90/250	ПБМ-П--90/250	ПБМ-ПП--90/250	ПБМ-П-120/300	ПБМ-ПП--120/300	ПБМ--150/400
Барабан:												
діаметр, мм	630	630	900	900	800	800	900	900	900	1200	1200	1500
довжина, мм	2000	500	1000	1000	1700	2500	2500	2500	2500	3000	3000	4000
частота обертання, $хв^{-1}$	49 – 102	55 – 300	25	25 – 43	10	6,5– 10,8	26	26	26	19	19	19
Число барабанів:												
основних	2	1	1	2	1	1	1	1	1	1	1	1
перечисних	2	–	–	1	–	–	–	–	–	–	–	–
Напруженість поля на поверхні барабанів, кА/м:												
основних	80 – 88	104	112-120	56 - 64	110	110	88–104	88–104	88–104	135	135	150
перечисних	112 – 120	–	–	112–120	–	–	–	–	–	–	–	–
Крупність живлення, мм	0 – 50	0 – 3	8 – 50	0 – 50	0 – 2	0 – 2	0 – 6	0 – 1,5	0 – 0,15	0 – 4	0 – 0,5	0 – 4
Продуктивність, т/год	400	до 30	60	120	50	200	130-180	160-250	40-90	250	250	350
Потужність сумарна, кВт	5,6	3,0	6,5	11,3	8,8	13,7	4	4	4	7,5	7,5	15,0
Габарити, мм:												
довжина	2710	1260	2280	2280	2700	3750	3030	3030	3030	3670	3700	5500
ширина	2895	880	2440	2440	2100	1095	1700	1700	1и700	2200	2200	3000
висота	2720	1700	2790	2790	2100	2200	1880	1880	1880	2360	2280	2700
Маса, т	10,0	2,6	4,7	4,7	4,4	7,5	3,3	3,3	3,3	5,6	5,5	12,8

Валкові і дискові магнітні сепаратори

Валкові і рідше – *дискові* сепаратори застосовуються для збагачення слабкомагнітних руд корінних і розсипних родовищ, а також видалення залізних домішок зі 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.

Електромагнітний сепаратор 8ЕВС-16/100 (рис. 6.5) 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***.

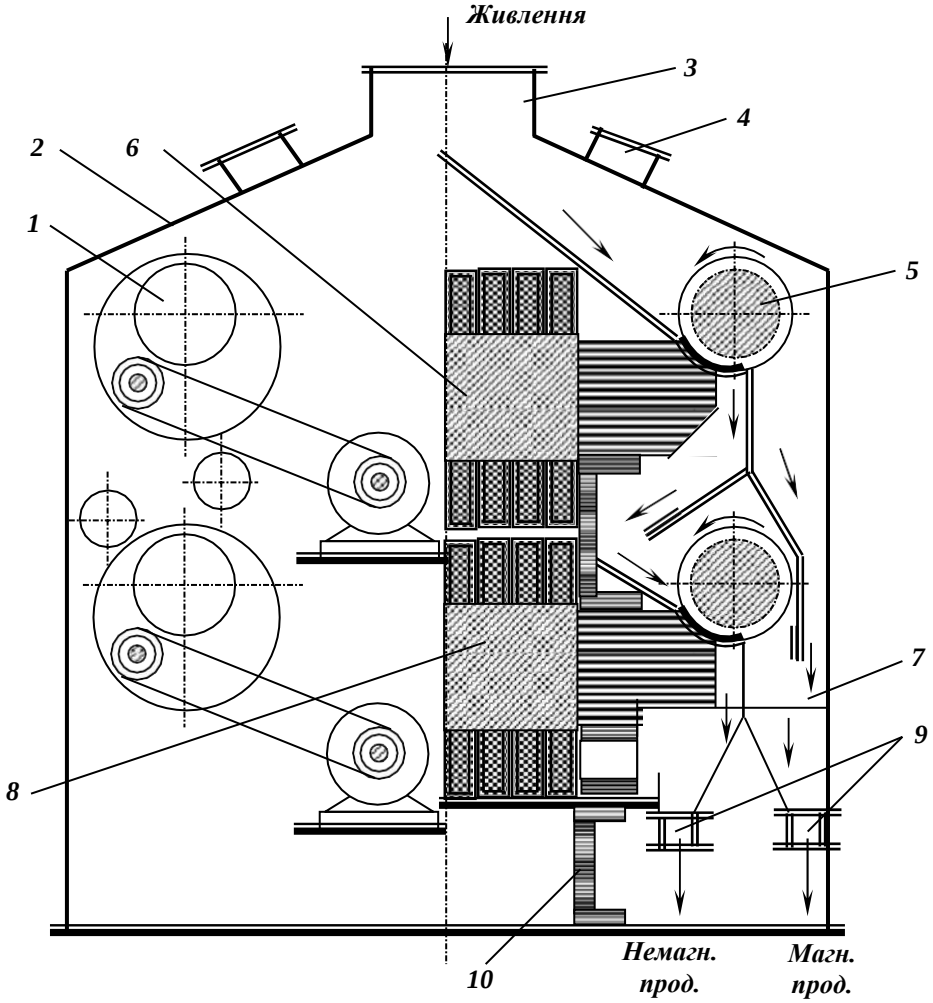


Рис. 6.5 – Схема електромагнітного валкового сепаратора типу 8ЕВС-16/100: 1 – привод; 2 – корпус; 3 – живильник; 4 – аспіраційний патрубок; 5 – валки; 6 – верхня електромагнітна система; 7 – ванни; 8 – нижня електромагнітна система; 9 – розвантажувальні пристрої; 10 – рама.

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 надходить 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 магнітні сепаратори застосовують для доводки концентратів руд рідкісних металів, вольфраму і деяких інших матеріалів. Вони забезпечують одержання досить високих якісних показників, але продуктивність їх дуже мала (практично не перевищує 0,25 т/год).

Дисковий магнітний сепаратор (рис. 6.6) складається з двох дисків ***1*** діаметром 600 мм, магнітопроводу *2* з обмотками ***3***, живильника ***4*** і вібраційного лотка ***5*** шириною 400 мм.

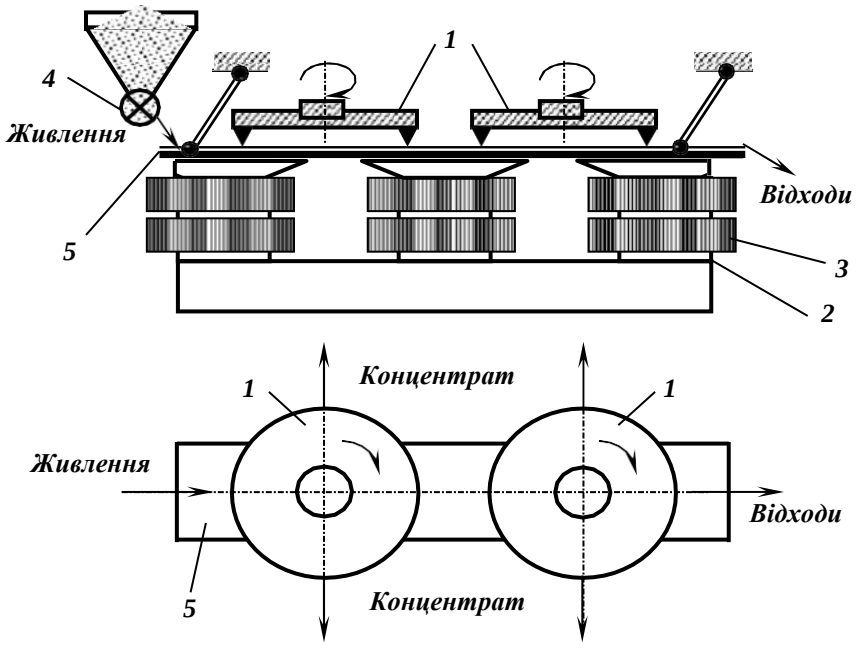


Рис. 6.6 – Схема дискового сепаратора.
1 – диски;
2 – магнітопровід;
3 – обмотки;
4 – живильник;
5 – вібролоток.

Диски виготовляються з низьковуглецевої сталі (до 0,3% С) 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.

Вихідний матеріал барабанним живильником рівномірно розподіляється по лотку і за рахунок вібрацій транспортується під диски, що обертаються. 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.

Технічні характеристики валкових і дискового сепараторів, вико ристовуваних для збагачення слабомагнітних руд, наведені в табл. 6.2.

Поліградієнтні магнітні сепаратори

При магнітному збагаченні слабкомагнітних руд труднощі являє розділення 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.

Поліградієнтні сепаратори 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 і інше.

Особливістю поліградієнтного середовища є те, що завдяки дрібним розмірам сусідні об’єкти (кулі тощо) стикаються у точці. Тому навіть при невеликій напруженості магнітного поля в робочій зоні у точках дотику має місце магнітне насичення, а суміжні області характеризуються великим об’ємним градієнтом і, отже, великою силою поля.

В областях з великою силою магнітного поля відбувається інтенсивне притягання і утримання тонкоподрібнених слабкомагнітних частинок, в той же час немагнітні частинки фільтруються через проміжки між кулями.

Поліградієнтний сепаратор (рис. 6.7) складається з барабана ***1***, всередині якого закріплена магнітна система ***2*.**

Таблиця 6.2 - Технічні характеристики валкових і дискового сепараторів для збагачення слабкомагнітних руд

Параметр	Сепаратори валкові для сухого збагачення			Сепаратори валкові для мокрого збагачення			Сепаратор дисковий ЕДС-1 для сухого збагачення
	2ЕВС--36/100	4ЕВС--36/100	6ЕВС--10/80	2ЕВМ--30/100	4ЕВМ--38/250	4ЕВМ--45/250	
Характеристика валка (диска):							
діаметр, мм	360	360	100	270	375	450	576
довжина, мм	1000	1000	800	1000	2500	2500	–
частота обертання, $хв^{-1}$	75 - 250	80 - 170	58	50	22 – 45	22 – 45	39
Число валків (дисків)	2	4	6	2	4	4	2
Напруженість поля на зубцях валка (диска), кА/м:	1350	1350	1300	800 - 900	1350	1000	1300
Крупність живлення, мм	до 3	до 5	до 2	до 5	до 5	до 0,5	до 2
Вміст твердого у живленні, %	–	–	–	70 –80	70 –80	50	–
Витрати води, $м^3$/год	–	–	–	8 - 10	40 - 50	65	–
Продуктивність, т/год	до 15	до 7	до 3	до 4	16 – 22	до 50	до 1,5
Потужність сумарна, кВт	24	24	3,7	7,5	37,6	8,8	4,3
Габарити, мм:							
довжина	2650	2170	1900	2300	4940	5245	860
ширина	2100	2050	2050	1600	2400	2600	1130
висота	2000	2100	2360	1650	2770	2440	–
Маса, т	7,8	11,0	6,3	4,0	34,4	49,0	1,7

Робоча зона сепаратора заповнена сталевими кулями ***3.*** У нижній частині ванни ***4*** розташовано дугове сито ***5*** з порогом ***6***. Сепаратор обладнаний живильником ***7*** і бризкалами ***8*** і ***9***.

Вихідний матеріал з живильника у пульпі подається на шар куль, який утримується на барабані полем магнітної системи. Немагнітні частинки профільтровуються через шар куль і надходять у породний відсік ***10*** ванни.

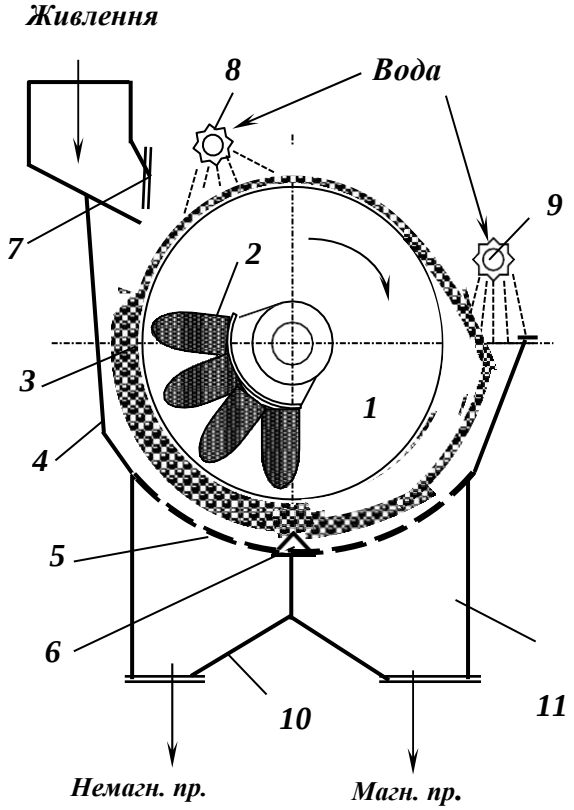


Рис. 6.7 – Схема поліградієнтного сепаратора. 1 – барабан; 2 – магнітна система; 3 – сталеві кулі; 4 – ванна; 5 – сито; 6 – поріг; 7 – бункер з живильником; 8, 9 – бризкала; 10, 11 – породний і коннцентратний відсіки.

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 знову подаються у зону дії магнітного поля. Далі процес повторюється.

Технічні характеристики поліґрадієнтних сепараторів наведені в табл. 6.3.

Таблиця 6.3 – Технічні характеристики поліґрадієнтних сепараторів

Параметр	ЕБШМ90/250	ЕБШМ120/250	4ЕВМФ45/250
Характеристика робочого органа:			
діаметр, мм	900	1200	450
довжина, мм	2500	2500	2500
частота обертання, $хв^{-1}$	3,1; 5,3; 9,5	2,8	2,7; 4
Число робочих органів	1	1	4
Характеристика поліградієнтного середовища:			
діаметр куль, мм	5 – 10	5 – 10	6 – 10
маса, кг	1000	-	-
індукція у робочій зоні, Тл	0,4 – 0,5	0,6 – 0,7	0,8 – 0,85
Крупність живлення, мм	0,5	0,5	0,5
Продуктивність, т/год	20 – 25	40	50
Потужність сумарна, кВт	46	32	33
Габарити, мм:			
довжина	3740	3225	5245
ширина	2200	4120	2604
висота	1845	2600	2440
Маса, т	12,1	19,4	49

6.2.2. Допоміжні апарати при магнітному збагаченні

При збагаченні магнетитових руд і регенерації феромагнітних суспензій виконуються операції намагнічування і розмагнічування.

Апарати для намагнічування (рис. 6.8 ***а***) застосовуються для магнітної флокуляції сильномагнітних частинок, що забезпечує їх швидке осадження у порівнянні з немагнітними частинками. Апарат для намагнічування являє собою трубу *1* із немагнітного матеріалу з системою постійних магнітів ***2***, 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. 6.8 ***б***) застосовують для руйнування флокул сильномагнітних частинок (дефлокуляції), оскільки наявність магнітних флокул утруднює процеси класифікації і фільтрування. Апарат для розмагнічування складається з труби ***1*** з немагнітного матеріалу, на якій розміщені обмотки магнітної системи ***2***. 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

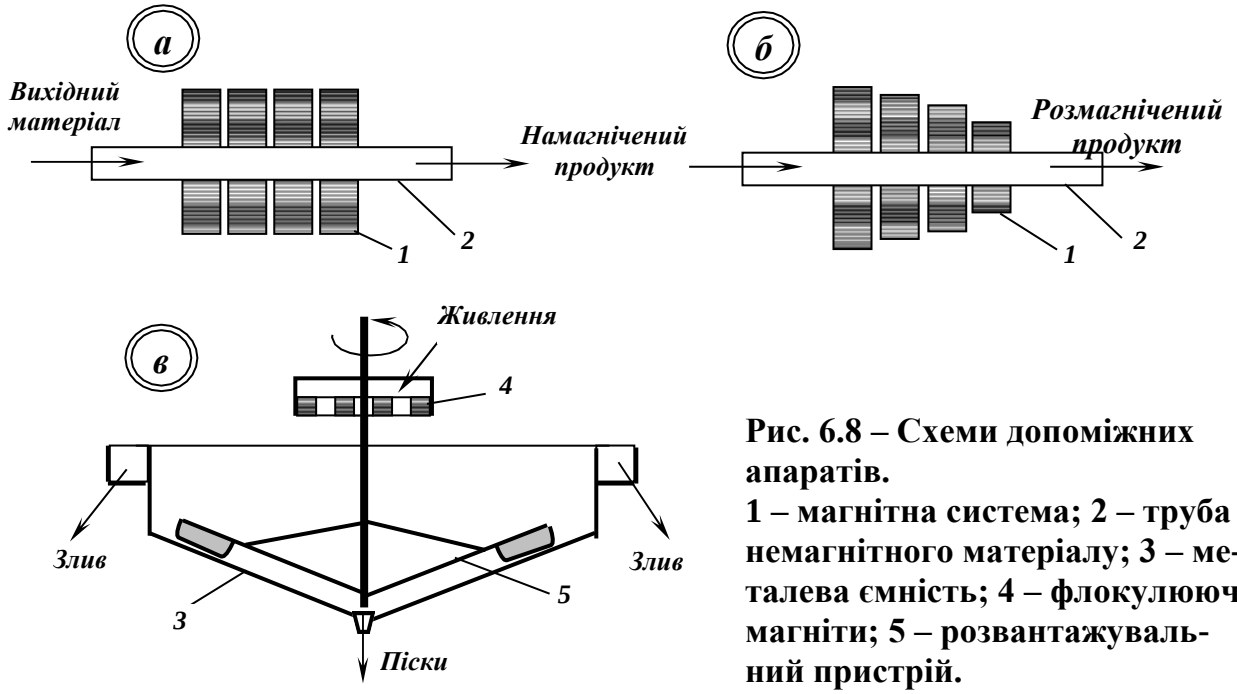


Рис. 6.8 – Схеми допоміжних апаратів.
1 – магнітна система; 2 – труба з немагнітного матеріалу; 3 – металева ємність; 4 – флокулюючі магніти; 5 – розвантажувальний пристрій.

зниження напруженості магнітного поля повинен бути невисоким. При переміщенні пульпи по мірі зниження напруженості магнітного поля знижується і намагніченість частинок.

Магнітні дешламатори (рис. 6.8 ***в***) використовуються для знешламлення і згущення тонкоподрібненого сильномагнітного матеріалу перед магнітним збагаченням або перед фільтруванням магнітних концентратів. Магнітний дешламатор складається з металевої ємності ***3***, живильної коробки з магнітами ***4*** і пристроїв для розвантаження продуктів операції. Для згущення і знешламлення пульпа надходить в живильну коробку, у днищі якої вмонтовані чотири намагнічувальних апарата на постійних магнітах. Пульпа проходить через намагнічувальні апарати, де вона намагнічується з утворенням флокул з сильномагнітних частинок. Флокули швидко осідають на дно ємності. 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.

6.3. Підготовка руд до магнітної сепарації

Особливостями процесу магнітної сепарації обумовлюється необхідність підготовки руди перед магнітним розділенням, яка залежить 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.

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 знешламлюють або знепилюють. При збагаченні сильномагнітних руд рекомендується видаляти частинки крупністю – 5 мкм, а при збагаченні слабкомагнітних 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 і зростків. При магнітній сепарації флокуляція підвищує продуктивність сепаратора і вилучення магнітного концентрату, але знижує його якість. При магнітному знешламленні і згущенні флокуляція підвищує продуктивність і селективність цих процесів, а при класифікації, навпаки, знижує ефективність. 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 вмісту в ньому вологи 1 %.

Випал. Магнетизуючому випалу піддають залізні руди для переводу немагнітних і слабкомагнітних оксидів заліза в магнітні оксиди – штучний магнетит Fe_3O_4 і маггеміт $\gamma - Fe_2O_3$. При цьому можуть утворитися різні ферити і металеве 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.

6.4. Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації

Основні фактори, що впливають на процес магнітної сепарації: продуктивність сепаратора, напруженість магнітного поля, параметри робочої зони, швидкість обертання барабанів і валків, крупність і магнітні властивості збагачуваної руди, густина живлення сепараторів.

Продуктивність магнітних сепараторів для сухого збагачення приймають за даними каталогів або так як і для сепараторів мокрого збагачення визначають за питомою продуктивністю на одиницю довжини

робочого органа (барабана, валка) і числа головних робочих органів (елементів) сепаратора:

$$Q = qn\,(L - 0{,}1)\text{ , т/год,} \qquad (6.4)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м; n – число головних робочих органів сепаратора; L – довжина робочого органа сепаратора, м.

Питомі продуктивності сепараторів для збагачення слабкомагнітних руд наведені в табл. 6.4, сепараторів для збагачення сильномагнітних руд – в табл. 6.5.

Таблиця 6.4 – Питомі продуктивності головних валків сепараторів для збагачення слабкомагнітних руд

Матеріал, що збагачується	Спосіб збагачення	Крупність, мм	Питома продуктивність, т/год·м
Марганцеві руди і промпродукти	Мокрий	0,1 - 1	5
Бурозалізнякові руди	Сухий	0 – 0,5	3
Скляні піски, абразиви, пегматити		0 – 2 0 – 0,16	1,5 – 2,5 1
Титано-цирконієві чорнові концентрати		Піски	1

Таблиця 6.5 – Питомі продуктивності барабанних магнітних сепараторів зі слабким полем для мокрого збагачення

Вміст у живленні сепаратора, %			Тип ванни	Питома продуктивність (т/год·м) при діаметрі барабана, мм		
Класу -0,074 мм	твердого	магнітної фракції		900	1200	1500
10 – 15	50	40 – 60	Прямотечійна	70 – 85	90 – 110	125
15 – 25	50	40 – 60		55 – 65	70 – 80	90 – 100
15 – 25	50	80 – 90		65 – 75	80 – 90	100 – 110
25 – 40	50	80 – 90	Протитечійна	70 – 85	90 – 110	-
50 – 60	50	80 – 90		60 – 70	100 – 120	-
50 – 60	50	40 – 60		50 – 55	80 – 100	-
60 – 70	30	80 – 90	Напівпротитечійна	28 – 36	56 – 72	80 – 95
60 – 70	20	80 – 90		16 – 24	32 – 48	50 – 60
75 – 85	30	80 – 90		20 – 28	40 – 56	60 – 70
75 – 85	20	80 – 90		14 – 20	28 – 40	45 – 55
94 – 96	30	80 – 90		12 – 16	24 – 32	35 – 45
94 – 96	20	80 – 90		8 – 12	16 – 24	25 – 30

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 спричиняє значне зростання маси магнітних систем, а відповідно, габаритних розмірів 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 обумовлює 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 і його градієнт 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 у значної мірі 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 барабану 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 слабкомагнітних 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 барабану 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 слабкомагнітних 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 найважливіших параметрів збагачуваної руди, який впливає на технологічні показники роботи сепараторів. Від крупності частинок залежать 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 відрізняються мінерали за своїми магнітними сприйнятливостями, тим легше їх розділити у магнітному полі, і навпаки. Селективність магнітного збагачення характеризується коефіцієнтом селективності (5.2). 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 – знижує якість 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.

РОЗДІЛ 7. МАШИНИ ДЛЯ ЕЛЕКТРИЧНОГО ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

7.1. Характеристика процесу електричного збагачення

Електричне збагачення (електрична сепарація) – процес розділення мінералів з різними електричними властивостями, залежно від яких під дією електричного поля змінюються траєкторії їх руху.

При електричній сепарації використовують такі 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 із 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.

При електричній сепарації використовують в основному різницю в електропровідності, діелектричній проникливості, електризації тертям і адгезії. За електропровідністю усі мінерали розділяються на три групи:

– *провідники* з питомою електропровідністю $10^{-1} \leq \rho \leq 10^{4}$ Сим/м. До провідників належать самородні метали, багато сульфідних мінералів, графіт, ільменіт, рутил, титаномагнетит та ін.;

– *напівпровідники* з питомою електропровідністю $10^{-2} \leq \rho \leq 10^{-10}$ Сим/м. До напівпровідників належать гранат, лімоніт, гематит, сидерит, молібденіт, псиломелан, станін та ін.;

– *непровідники* з питомою електропровідністю $10^{-11} \leq \rho \leq 10^{-20}$ Сим/м. До непровідників належать 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 оксидних 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 електрода, 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 постійної електричної напруги 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 накопичуються заряди протилежних знаків, але ці заряди на відміну від індукованих у провіднику є зв’язаними і їх не можна розділити.

Зарядження частинок можна виконувати йонізацією у полі коронного розряду, йонізацією α- або β- випромінюванням, електризацією тертям, індукуванням зарядів, контактом із 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 електрода приводить до того, що він практично миттєво набуває потенціалу електрода. Діелектрики до потенціалу електроду заряджуються поступово, свій потенціал (первинний заряд) вони можуть зберігати на протязі 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 зарядження 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 у формі 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.

7.2. Електричні сепаратори

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. 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.

У залежності від способу розділення мінеральної сировини виділяють чотири групи електричних сепараторів:

– електростатичні (барабанні, камерні, каскадні, пластинчаті);

– коронні і коронно-електростатичні (барабанні, камерні);

– трибоелектростатичні (барабанні, камерні);

– діелектричні (пластинчаті, кільцеві).

Електростатичні сепаратори

Суть *електростатичного методу сепарації* мінеральних частинок полягає у взаємодії електричного поля з зарядом частинок, який вони набувають при контакті з зарядженим тілом, електризацією тертям та інш. способами. Для розділення частинок за різницею їх електропровідності застосовують барабанні і пластинчаті електростатичні сепаратори.

Пластинчатий каскадний сепаратор (рис. 7.1) складається з шістнадцяти паралельних пластинчатих електродів.

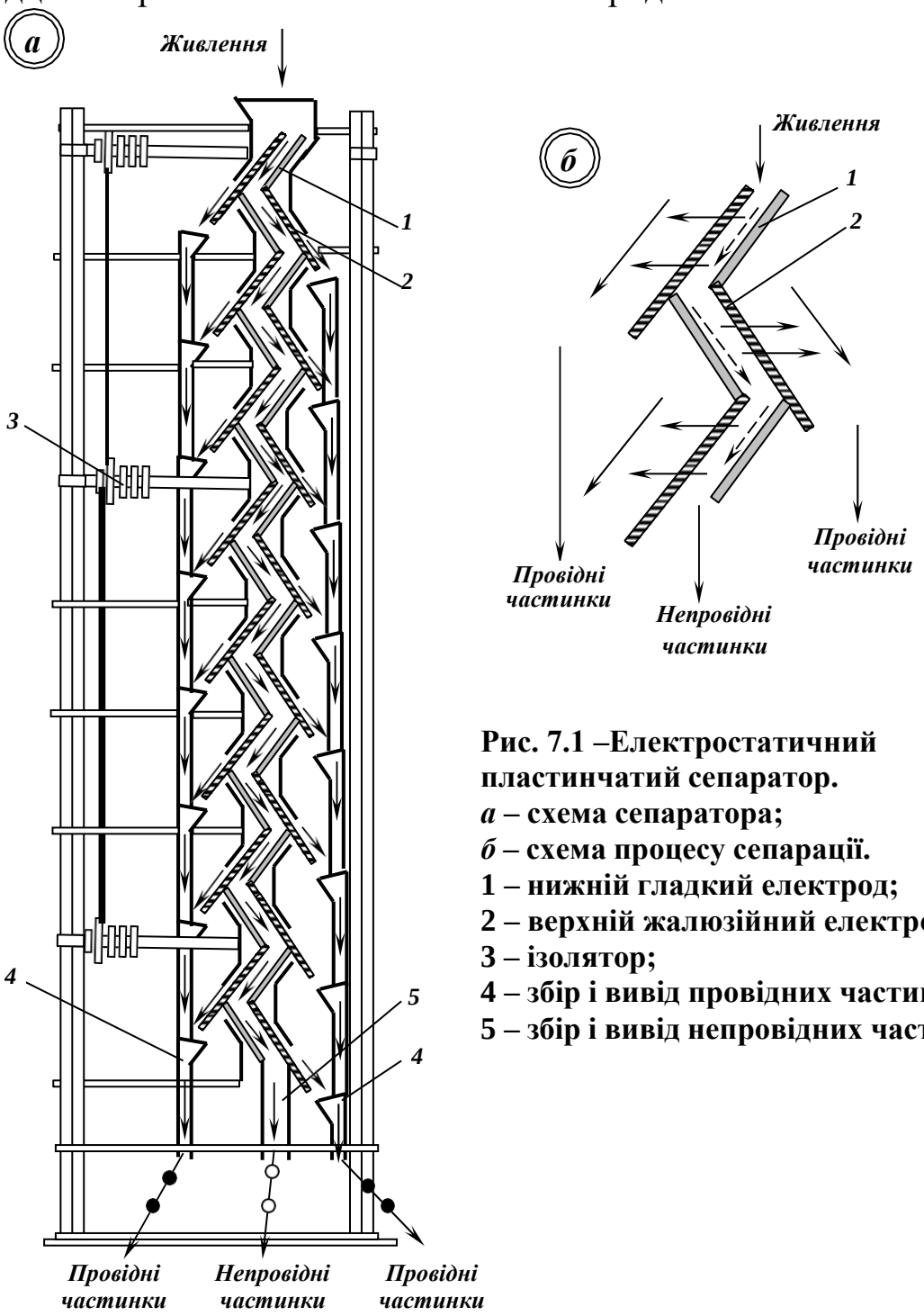


Рис. 7.1 –Електростатичний пластинчатий сепаратор.
***а* – схема сепаратора;**
***б* – схема процесу сепарації.**
1 – нижній гладкий електрод;
2 – верхній жалюзійний електрод;
3 – ізолятор;
4 – збір і вивід провідних частинок;
5 – збір і вивід непровідних частинок.

Нижні електроди ***1*** – гладкі, верхні ***2*** – жалюзійні. Один ряд електродів заземлений, а на другий, закріплений на ізоляторах ***3***, подається висока напруга.

Вихідний матеріал, що переміщується зверху униз між електродами, послідовно піддається дії електричного поля в 16-и зонах.

Частинки-провідники відриваються від гладкого електроду, проходять через жалюзі протилежного електроду 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. 7.2**)** розділення частинок здійснюється за їх електропровідністю.

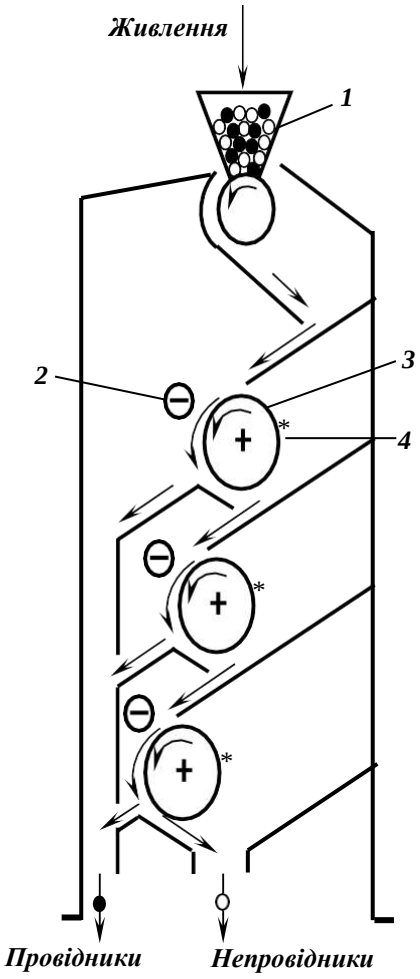


Рис. 7.2 – Схема трикаскадного барабанного електростатичного сепаратора.
1 – бункер з живильником;
2 – відхиляючий електрод;
3 – осаджувальний електрод;
4 – щітка.

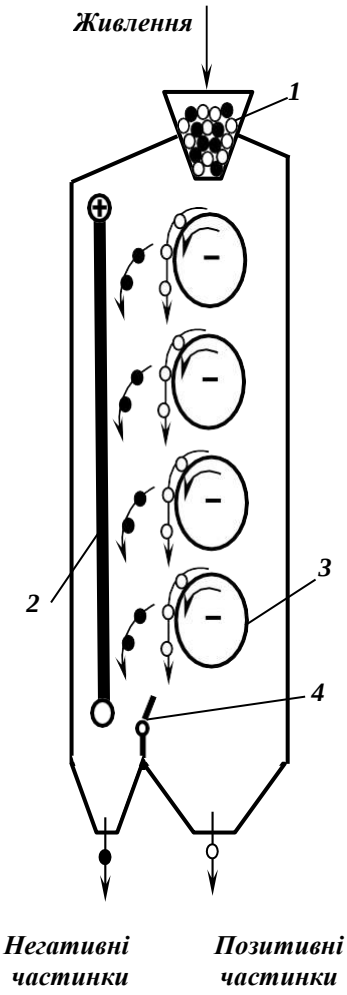


Рис. 7.3 – Схема барабанного електростатичного сепаратора з протиставним плоским електродом.
1 – бункер; 2 – плоский електрод;
3 – заземлений барабан; 4 – шибер.

Різновидом електростатичного барабанного сепаратора є *барабанний електростатичний сепаратор з протиставним плоским електродом* (рис. 7.3), в якому відхиляючий протилежно заряджений електрод виконаний у вигляді плоскої пластини.

Коронно-електростатичні сепаратори

Найбільше розповсюдження у практиці електричного збагачення знайшли коронно-електростатичні сепаратори, у яких розділення мінеральних частинок здійснюється у полі коронного розряду.

Коронно-електростатичний сепаратор (рис. 7.4) складається з завантажувального бункера ***1*** з живильником і електричним підігрівником та одного або декількох однакових блоків сепарації.

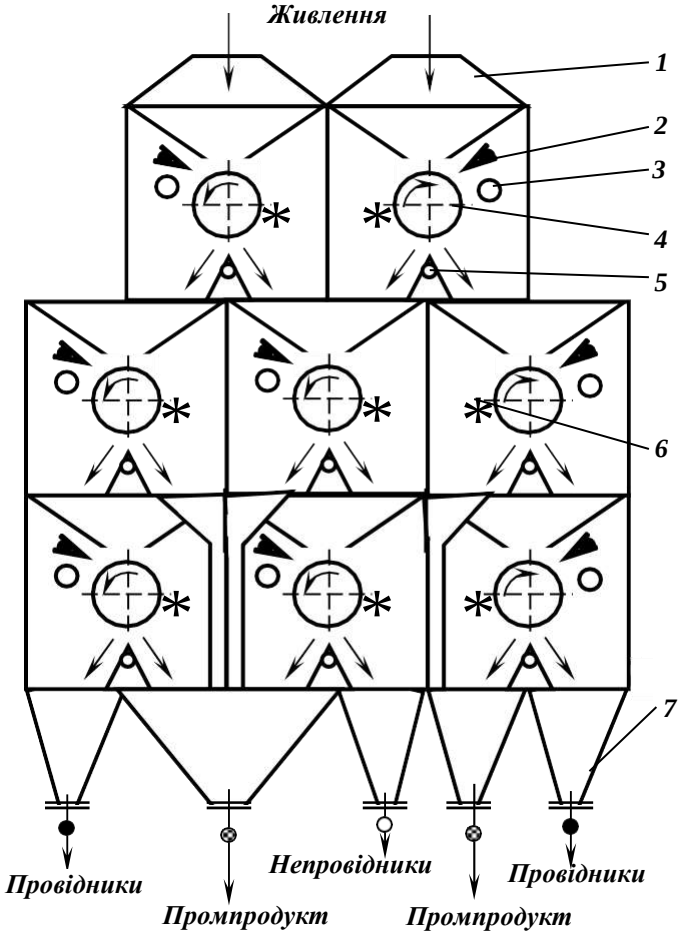


Рис. 7.4 – Схема багатосекційного коронно-електростатичного сепаратора.
1 – живильник; 2 – коронуючий електрод; 3 – відхиляючий електрод; 4 – осаджувальний електрод (заземлений); 5 – відсікачі; 6 – щітка;

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 до твірної 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.

Оскільки під час зарядження частинки знаходяться у контакті з поверхнею заземленого осаджувального електрода, то одночасно відбувається і їх розрядження. Частинки з високою електропровідністю, виходячи із зони дії коронного розряду, швидко віддають свій остаточний заряд осаджувальному електроду і відцентровими силами скидаються з поверхні барабана у збірник провідників. Частинки з меншою електропровідністю віддають свій заряд осаджувальному електроду повільніше і відриваються від нього пізніше та розвантажуються у збірник промпродукту. Частинки-непровідники не встигають розрядитися за один оберт осаджувального електрода і знімаються з нього щіткою у власний 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.

Технічні характеристики коронно-електростатичних барабанних сепараторів наведені в табл. 7.1.

Трибоелектричні сепаратори

Для розділення суміші мінералів, які представлені непровідниками, застосовують *трибоелектричну сепарацію*. В трибоелектричних сепараторах поле може бути однорідним і неоднорідним. Середовище сепарації – повітря. Використовуються в основному трибоелектричні сепаратори барабанні, камерні, лоткові і трубчаті.

Таблиця 7.1 – Технічні характеристики коронно-електростатичних барабанних сепараторів

Параметр	СЕС-2000	СЕС-1000М	СБЕ
Заземлений електрод:			
діаметр, мм	150	150	300
довжина, мм	2000	1000	2000
частота обертання, $хв^{-1}$	410; 450; 500	110 – 520	50 – 400
Діаметр відхиляючого електрода, мм	30	30	30
Напруга на електродах, кВ:	до 20	до 20	до 60
Відстань між електродами, мм:	–	–	0 – 80
Крупність живлення, мм	0,074 – 1,5	0,074 – 1,5	до 4
Живильник:			
тип	валковий	валковий	валковий
ширина щілини, мм	–	–	0 – 25
Продуктивність, т/год	4 – 20	1 – 5	4
Установлена потужність, кВт	12; 14,2; 21	12; 14,2; 21	–
Габарити, мм:			
довжина	3620	2650	4300
ширина	2020; 2700; 3370	2020; 2700; 3370	3400
висота	3950	3850	6630
Маса, т	9,4 – 22,7	7,5 – 18,3	16,0

Трибоелектричні барабанні сепаратори (рис. 7.5) призначені для розділення корисних копалин, що складаються з суміші зерен діелектриків і напівпровідників, які здатні при електризації тертям одержувати різнойменні заряди.

Сепаратор має зарядний пристрій у 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 висока напруга. Полярність напруги підбирається з урахуванням знака заряду, що отримують мінерали при електризації.

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 трибоелектричних сепараторах складає 0,1 – 1,7 мм. Такі сепаратори можуть бути використані й для розділення за електропровідністю, але для

цієї мети вони практично не використовуються, тому що коронні сепаратори для цього більш ефективні.

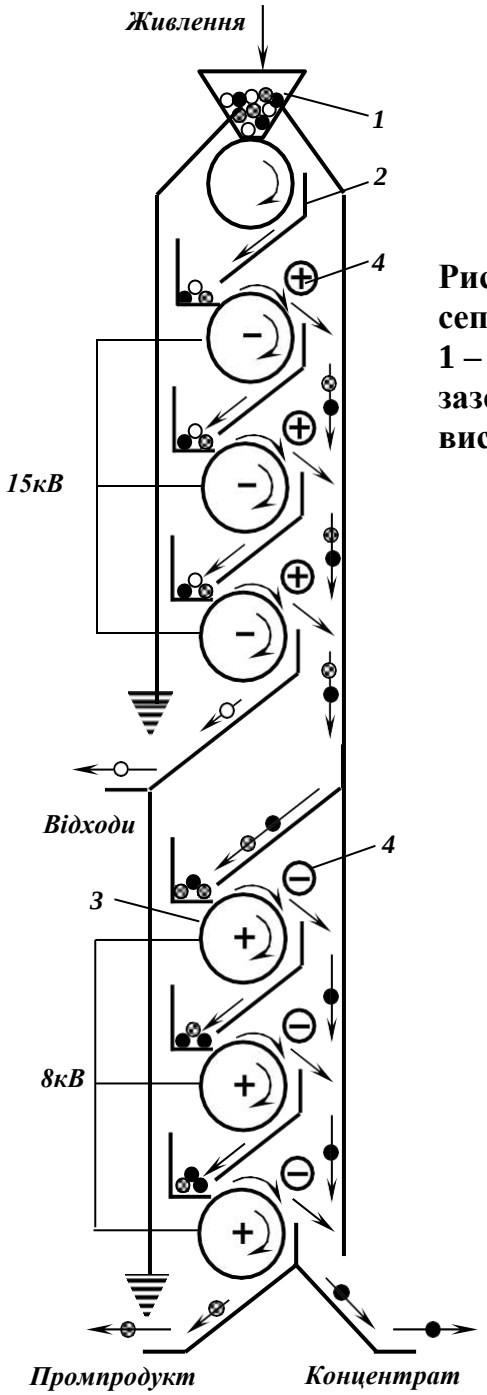


Рис. 7.5 – Схема трибоелектричного сепаратора.
1 – бункер; 2 – вібролоток; 3 – заземлений барабан; 4 – електрод з високим потенціалом.

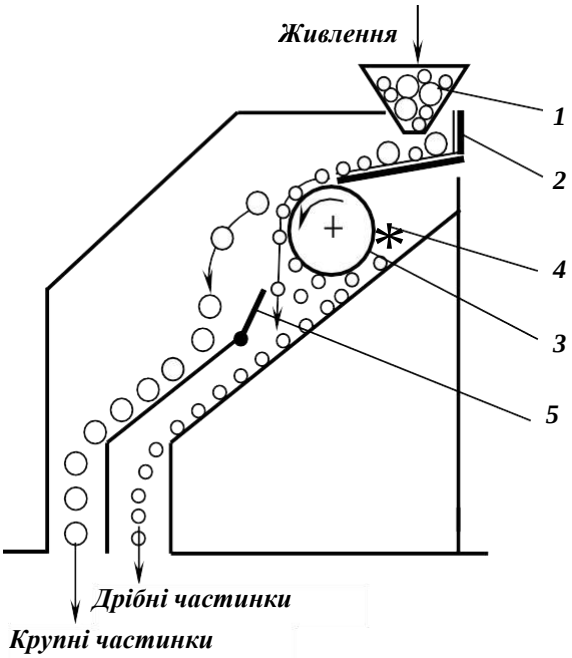


Рис. 7.6 – Трибоадгезійний сепаратор.
1 – бункер; 2 – вібролоток; 3 – барабан; 4 – щітка; 5 – шибер.

В *трибоадгезійному сепараторі* (рис. 7.6) можна знепилювати, класифікувати і розділювати за речовинним складом різні матеріали крупністю 0 – 5 (8) мм, які надходять на поверхню барабана по спеціальному лотковому живильнику.

Барабан має змінні поверхні з різних матеріалів і обладнаний приладом для підігріву для регулювання його температури. 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: адгезійної, електричної, відцентрової, гравітаційної. Для відриву частинки від поверхні барабана необхідно, щоб сума сил, діючих в напрямку від осі барабана, була більшою суми сил, діючих у протилежному напрямку. При визначеній частоті обертання частинки крупніші 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. Технічні характеристики трибоелектричних барабанних сепараторів наведені в табл. 7.2.

Таблиця 7.2 – Технічні характеристики трибоелектричних барабанних сепараторів

Параметр	СЕП-1	СЕП-2	СЕС-2000С	ЕКС-2000
Заземлений електрод:				
діаметр, мм	150	300	150	300
довжина, мм	1000	1000	2000	2000
частота обертання, $хв^{-1}$	40 – 420	40 – 420	110 – 520	50 – 400
Діаметр відхиляючого електрода, мм	30	30	30	–
Напруга на електродах, кВ:	до 40	до 40	до 50	до 50
Відстань між електродами, мм:	–	–	–	0 – 80
Крупність живлення, мм	до 1	до 1	0,074 – 1,5	до 3
Живильник:				
тип	валковий	валковий	валковий	валковий
ширина щілини, мм	–	–	0 – 15	–
Продуктивність, т/год	4	4	12	10
Установлена потужність, кВт	4,2	4,2	16,5	1,5
Габарити, мм:				
довжина	2750	2750	3620	4050
ширина	1690	2500	2700	3650
висота	3920	4790	3950	6560
Маса, т	4,9	8,9	18,0	21,5

Діелектричні сепаратори

Сутність *діелектричної сепарації* полягає в дії пондеромоторних сил неоднорідного електричного поля, які виникають внаслідок поляризації частинок і середовища. Величина цих сил визначається різницею провідності і діелектричної проникливості частинок і середовища, розмірами частинок і напруженістю електричного поля. Діелектрична сепарація здійснюється в рідкому діелектрику, діелектрична проникливість якого має проміжне значення між діелектричними проникливостями розділюваних мінералів. Частинка з діелектричною проникливістю більшою, ніж діелектрична проникливість середовища, буде рухатися в напрямку більшої напруженості поля. Частинка з діелектричною проникливістю меншою, ніж діелектрична проникливість середовища, навпаки, буде виштовхуватися із зони більшої напруженості поля. Діелектрична сепарація може бути використана для розділення матеріалів, які володіють близькими густинами, але різко відрізняються за діелектричними пронизливостями (напр., кварцит – доломіт; кварц – каолініт; сидерит – доломіт; турмалін – гранат та ін.).

У *діелектричному щілинному сепараторі* (рис. 7.7 ***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*** в 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 навпроти місця їхнього завантаження.

На рис.4.7 ***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, в яких можливе йонне зарядження частинок.

Розділюваний матеріал подається в ванну ***2*** живильником ***1*** на обертовий барабанний електрод ***5***, який находиться під напругою 5,5 кВ. Над ним розташована система електродів ***3*** у вигляді «ялинки». Напруженість між окремими верхніми електродами і барабаном можна змінювати.

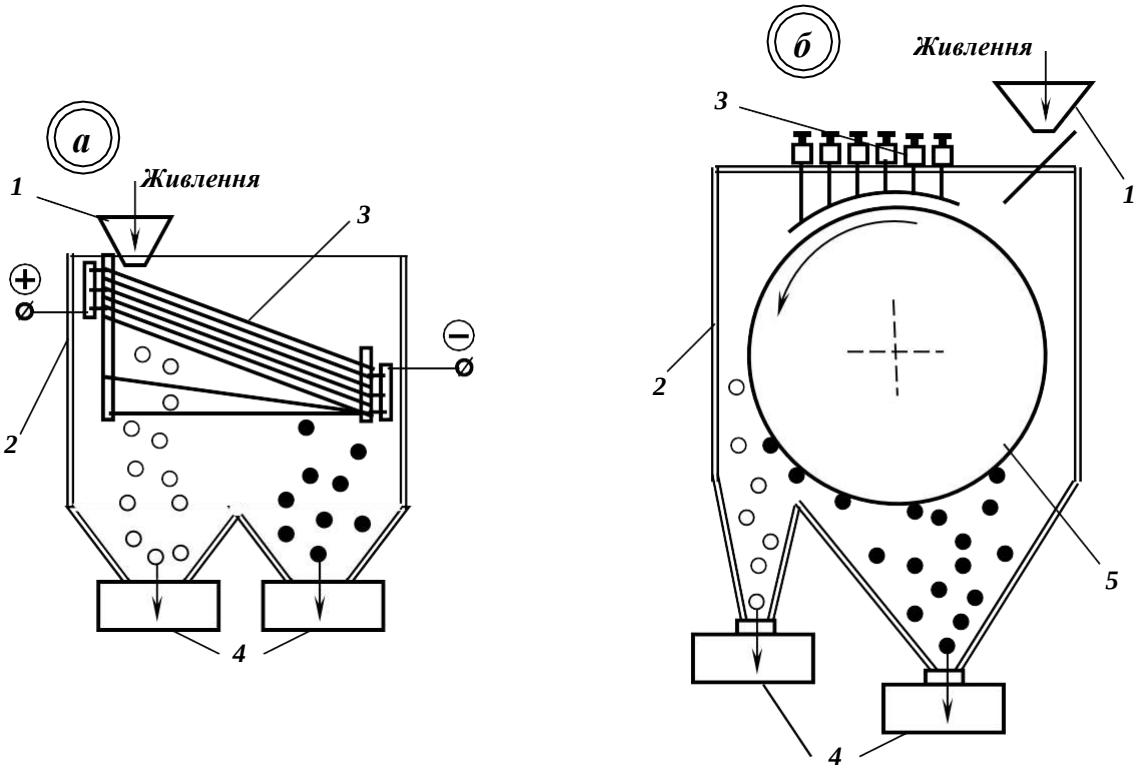


Рис. 7.7 – Діелектричні сепаратори.
***а* – щілинний; *б* – комбінований.**
1 – живильник; 2 – ванна; 3 – система електродів; 4 – збірники продуктів; 5 – обертовий барабан (електрод).

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.

7.3 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.

Сушка – основний спосіб підготовки матеріалу. Підвищена вологість матеріалу комплексно 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 особливо впливає на процес 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 відсаджувального електрода і 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 електростатичної 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 сторонні покриття і примазки, що змінюють природні електрофізичні властивості мінералів. Однак поверхні практично усіх мінералів в тому або іншому ступені забруднені і 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 направлено змінюють їхню поверхневу електропровідність.

Органічні реагенти, як і при флотації, вибірково адсорбуються або хімічно закріплюються на поверхні тих або інших мінералів і придають їм гідрофобність. 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.

7.4. 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.

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. 4.3).

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. 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 процесу електросепарації передують процеси очищення поверхні 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 притягнення 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 барабану одночасно з дрібною провідною і навпаки. Тому для одержання високих технологічних показників, матеріал перед надходженням на електричну сепарацію повинен бути класифікований за вузькою шкалою. Крім того, наявність тонкодисперсних частинок також знижує ефективність електросепарації, тому перед електросепарацією матеріал повинен бути знешламлений.

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 ефект-роді визначає силу коронного струму в міжелектродному просторі і є важливим фактором регулювання процесу електросепарації. Зі збільшенням напруги між електродами сила коронного струму зростає. Завдяки кращої іонізації 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 відбувалося 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 перебування частинок в полі коронного розряду, а також час розрядження частинок на заземлений електрод. Необхідно вибрати таку швидкість обертання барабана, яка забезпечить максимальну різницю в залишкових зарядах розділюваних частинок. Від швидкості обертання відсаджувального електрода залежить також і продуктивність сепаратора:

$$Q = 3600LVq \text{ , т/год,} \qquad (7.1)$$

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.

РОЗДІЛ 8. АПАРАТИ ДЛЯ СПЕЦІАЛЬНИХ МЕТОДІВ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

8.1. Характеристика спеціальних методів збагачення

Спеціальні методи збагачення базуються на використанні різниці у зовнішньому вигляді розділюваних мінералів (колір, блиск, форма зерен), а також на використанні специфічних властивостей деяких мінералів (радіоактивність, здатність до люмінесценції).

Розрізняють такі способи радіометричного збагачення:

– *авторадіометричний* – базується на використанні випромінювання (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, так як 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 відбивати, пропускати або заломлювати світло; застосовується для збагачення кварцу, крейди, магнетиту, золотовмісних руд;

– *нейтронно-активаційний* – оснований на використанні відмінностей в інтенсивності випромінювання радіоактивних ізотопів, що утворюються 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 послаблювати потік нейтронів внаслідок їх захоплення ядрами хімічних елементів; застосовується при збагаченні руд бору.

8.2. Апарати радіометричного збагачення

Радіометричні методи збагачення основані на різній здатності мінералів випромінювати, відбивати або поглинати випромінювання (табл. 8.1).

Радіометричне сортування здійснюється з використанням відбитого, розсіяного, прохідного і генерованого частинкою випромінювання.

До факторів, які впливають на показники сортування, відносяться речовинний і гранулометричний склад, характер розподілення мінералів, вміст основного корисного компонента і наявність супутніх корисних компонентів, ступінь нерівномірності розподілення цінного компонента в порціях (грудках), а також ступінь відповідності між вмістом цінного компонента і вимірюваним параметром, що використовується, як розділова ознака.

Основні задачі сортування полягають у наступному:

– виділення чистих мінералів або мінералів, придатних для використання без подальшого збагачення. Дана технологія використовується при вибірці коштовних, напівкоштовних і виробних каменів;

Таблиця 8.1 – 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, пов'язаних з ними
	Фотонейтронний	Ядерна реакція під дією потоку гамма-випромінювання із створенням нейтронів	Берилієві руди
	Нейтронно-активаційний	Штучна радіоактивність під дією нейтронів, 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 мінера-лів ультрафіолетовим, рентге-нівським або гамма-випромі-нюванням	Алмазовмісні, флюоритові, шеєлітові руди
	Фотометричний	Відбиття мінералами видимого світла	Неметалічні, золотовмісні, марганцеві руди та ін.

– попередня концентрація цінного компонента. 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 компонента;

– 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.

За допомогою радіометричних методів, які застосовуються для попереднього збагачення і як основні та доводочні збагачувальні операції, переробляють руди чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, алмазовмісні та інші неметалічні корисні копалини. Найбільше розповсюдження спосіб радіометричного сортування одержав при збагаченні природно-радіоактивних руд.

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 застосованої апаратури і економічними передумовами, найчастіше вона складає 20 – 25 мм.

Радіометричні сепаратори

В практиці збагачення корисних копалин в залежності від розділюваних мінералів застосовується багато типів радіометричних сепараторів.

Сепарація авторадіометрична основана на використанні випромінювання природно-радіоактивних хімічних елементів. З трьох видів випромінювання (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. 8.1) з розділовим шиберним механізмом складається з стрічкового конвеєра ***1***, датчика ***2***, екрана ***3***, шибера ***4***, електромагніта ***5*** і радіометра ***6***.

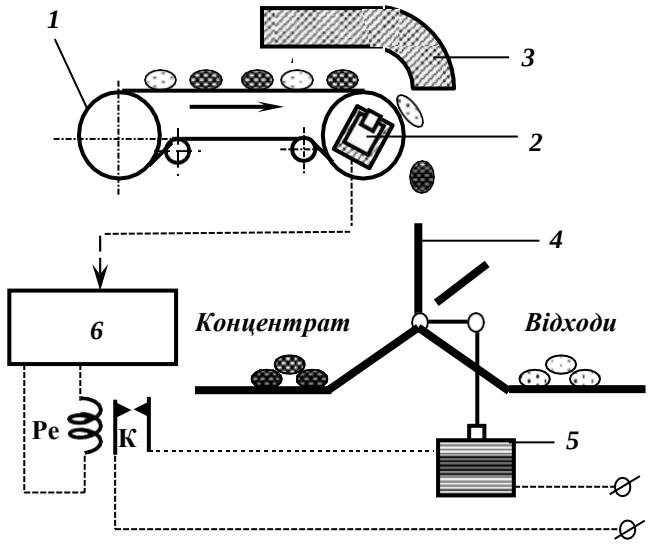


Рис. 8.1 – Схема стрічкового радіометричного сепаратора. 1 – конвеєр; 2 – датчик; 3 – екран; 4 – шибер; 5 – електромагніт; 6 – радіометр.

Вихідна руда подається на стрічковій конвеєр і моношаром переміщується до розділового шибера.

Інтенсивність гамма-випромінювання грудок руди реєструється датчиком радіометра, що встановлений у кінцевому барабані конвеєра. При підвищеній інтенсивності гамма-випромінювання грудок руди радіометр через контакти ***К*** реле ***Ре*** подає струм на обмотку електромагніту. Сердечник електромагніту 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.

Перед збагаченням матеріал класифікується на вузькі класи, кожний клас збагачується окремо. Перевагою процесу радіометричної сепарації є висока селективність розділення.

Сучасний радіометричний сепаратор має інший – значно більш швидкодійний розділовий механізм – наприклад, на основі повітряних форсунок (див. фотометричний сепаратор). Потік повітря, який подається через форсунки, змінює траєкторію руху частинок руди (вугілля тощо) в залежності від їх якості.

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 поточним режимом роботи – 80 т/год, з погрудковим – 20 т/год.

Сепаратор вібраційного типу (рис. 8.2) з механічним розвантажувальним пристроєм складається з вібратора ***1***, екрана ***2***,

багатоканального вібраційного конвеєра ***3***, шиберного розділового механізму ***5*** і сцинтиляційного датчика ***6***.

Вихідна руда до датчиків радіометра і сортувальних механізмів подається металевим вібраційним конвеєром, який складається з декількох паралельних жолобів.

У 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). Грудки руди можуть розділятися також пневматичним механізмом. Основною перевагою вібраційного радіометричного сепаратора є його висока продуктивність.

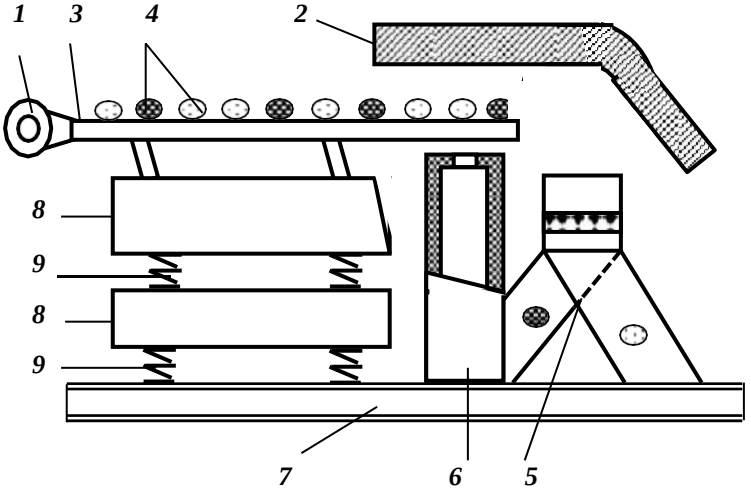


Рис. 8.2 – Схема вібраційного радіометричного сепаратора. 1 – вібратор; 2 – екран; 3 – багатоканальний конвеєр; 4 – грудки руди; 5 – шиберний розділовий механізм; 6 – сцинтиляційний датчик; 7 – рама; 8 – інертна маса; 9 – віброізолятори.

Авторадіометрична сепарація широко використовується для збагачення уранових руд, а також для руд, де корисний компонент знаходиться в мінералах, в яких одночасно попутно присутній радіоактивний хімічний елемент.

Сепаратор рентгенорадіометричний призначений для розділення мінеральної суміші з використанням характеристичних спектрів хімічних елементів, що входять до складу розділюваних компонентів.

Рентгенорадіометрична сепарація застосовується для аналізу на ряд хімічних елементів, при розвідуванні, видобутку і переробці, крупнопорційному сортуванні і сепарації руд. Застосовується, зокрема, для збагачення олов'яних руд.

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).

Фотонейтронні сепаратори

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 основі її полягає 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 визначеній потужності гамма-квантів, що бомбардують руду, потужність потоку нейтронів буде пропорційною кількості берилію в ній, що й використовується 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 як раз і 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.

За аналогічною методикою, як і берилій, 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.

Сепаратор фотолюмінесцентний застосовується для розділення твердих зернистих матеріалів у залежності від інтенсивності люмінесценції

мінералів під впливом 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.

Сепаратори фотометричні

Сепарація фотометрична основана на різній відбивній здатності мінералів, здатності їх пропускати та переломлювати світло, яка обумовлюється їх кольором і блиском. Залежно від того, у якій частині спектру спостерігається найбільша різниця у відбивній здатності розділюваних мінералів, для сепарації використовується та або інша частина спектру. 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 призначений для збагачення корисних копалин за різницею у розділюваних мінералів здатності відбивати світло, що обумовлюється їх кольором і блиском. Крупність збагачуваного матеріалу складає від 3 до 150 мм.

На рис. 8.3 наведено принципову схему фотометричного сепаратору.

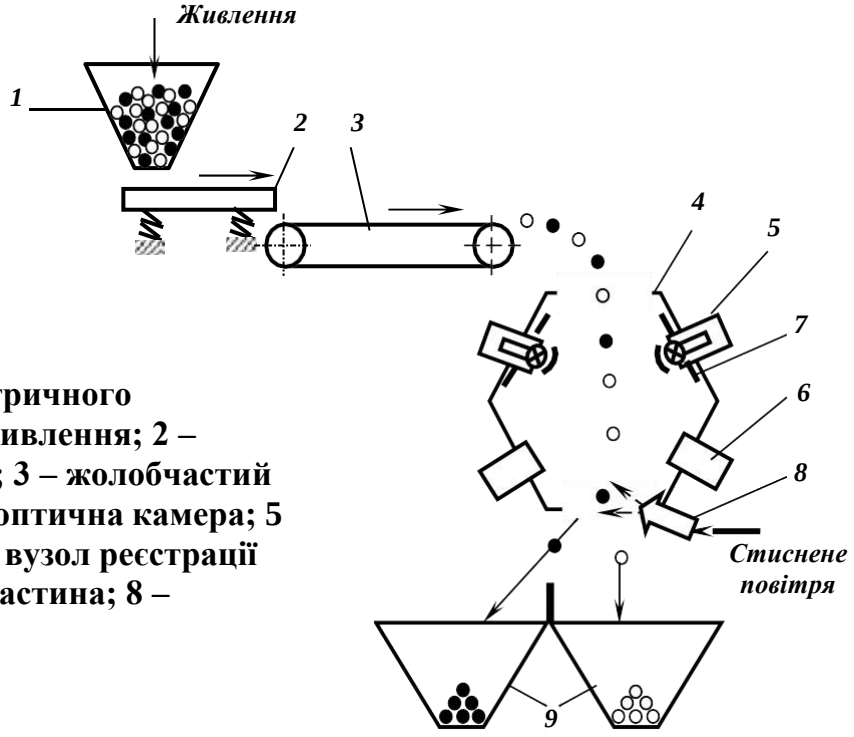


Рис. 8.3 – Схема фотометричного сепаратора. 1 – бункер живлення; 2 – вібраційний живильник; 3 – жолобчастий стрічковий конвеєр; 4 – оптична камера; 5 – вузол опромінення; 6 – вузол реєстрації імпульсів; 7 – фонова пластина; 8 – повітряний клапан;

Руда з бункеру ***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***.

На початку 1990-х років швейцарсько-італійська фірма Minmet Financing Company почала випускати фотометричні сепаратори марки Spectra-Sort, принцип дії яких базувався на трикомпонентній моделі світлового потоку (вихідний потік ділили на три, кожний з який проходив через кольоровий фільтр і потім потрапляв на фотоелемент). Всі зазначені конструктивні рішення фотометричних сепараторів не знайшли широкого застосування.

Нове покоління сепараторів для фотометричного збагачення з'явилося в кінці 1990-х років на основі досягнень цифрової фототехніки й модернізації електронних систем сепараторів.

Сучасні розробки – фотометричні сепаратори *Optosort* виробництва компанії AIS Sommer (ФРН) і сепаратори *Mikrosort* компанії Mogensen характеризуються більш високим рівнем розпізнавання об'єктів.

Вимірювання оптичних і геометричних параметрів об'єкта в сепараторах здійснюється цифровою рядковою широкосмуговою камерою. Критерієм розпізнавання матеріалу служать характеристики на основі моделі RGB, яка дозволяє розрізняти до 16,77 млн. кольорів та їх відтінків. Крім того, можливе врахування 8-и оптичних і геометричних ознак розділення з логічними функціями *«і», «або», «не».*

Мінімальна площа огляду для таких сепараторів становить 0,3х0,3мм. Подача рудних зерен здійснюється моно шаром. Коефіцієнт завантаження транспортного обладнання 0,3−0,4. Продуктивність сепаратора на класі крупності −30+12 становить 88 т/год, а на класі −6+3 мм досягає 12 т/годину. Синхронізація електронної системи сепаратора з персональним комп'ютером дозволяє швидко переналагоджувати систему, а також відкриває можливість безперервного контролю процесу сепарації з визначенням якісно-кількісних показників продуктів сепарації за будь-який відрізок часу.

Сепаратори *Optosort* випускаються в декількох модифікаціях, що відрізняються за способом подачі матеріалу в зону вимірювання (стрічковий конвеєр, віброживильник), за шириною подавального органа і вимірювальної камери (300, 600, 1200, 1800 мм).

Технічні характеристики фотометричних сепараторів наведені в табл. 8.2 – 8.3.

Таблиця 8.2 – Технічна характеристика фотометричного сепаратора ЦНДІолово

Параметр	Величина
Продуктивність по класу 75 – 120 мм, т/год	20
Розв'язувальна здатність, мм	4
Витрати стисненого повітря, $м^3$/хв	6 – 8
Споживана потужність, кВт	8

Таблиця 8.3 – Технічні характеристики фотометричних сепараторів фірми «Гансон Сортекс лімітед» («Ganson Sortex Ltd»)

Параметр	811	712	711	101М	621МД	962МВ	962М
Крупність живлення, мм	50 – 150	35 – 75	20 – 50	15 – 35	6 – 20	5 – 15	3 – 10
Число каналів	1	1	1	1	2	–	6
Споживана потужність, кВт	12	5	3	3	1,3	3	1,5
Тиск повітря, МПа	0,56	0,56	0,56	0,56	0,40	0,42	0,30
Витрати повітря, $м^3$/хв	8 – 11	3 – 5	1,4 – 2,8	0,6 – 1,5	0,4	1	0,3
Продуктивність, т/год	20 – 40	8 – 12	2 – 8	1,5 – 3	0,5 – 1,5	1 – 3	0,5 – 3
Габарити, мм:	4300	2600	2700	2300	1800	1800	1700
довжина	43000	2300	1700	1200	800	1400	800
ширина	7800	61000	3700	3100	1600	1500	1400
висота	5,8	2,3	0,9	0,9	0,5	0,7	0,3
Маса, т							

Фотометрична сепарація застосовується для збагачення руд чорних, кольорових і благородних металів, неметалічних корисних копалин.

Гамма-абсорбційні сепаратори

Сепарація гамма-абсорбційна базується на різниці 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, крім хімічного складу грудок руди, впливає також їхня крупність. Тому для усунення цього впливу руда перед сепарацією піддається класифікації за вузькою шкалою.

Гамма-абсорбційна сепарація може бути застосована для збагачення різних корисних копалин, однак вона достатньо ефективна тільки при високому вмісті корисного компонента в руді. Сьогодні метод застосовується для збагачення залізних руд. При збагаченні залізних руд

для забезпечення максимальної різниці в послабленні гамма-випромінювання грудками руди і породи важливим є вибір енергії джерела гамма-променів. Для залізних руд крупністю +100 мм слід застосовувати джерела ^{109}Cd , для класу 100 – 50 мм ^{241}Am , для класу 20 – 50 мм ^{14}C .

Крім хімічного складу грудок руди, на ступінь поглинання гамма-випромінювання впливають розміри випромінюваних грудок. Для усунення цього впливу руду попередньо класифікують.

Сепаратор гамма-абсорбційний призначений для збагачення корисних копалин за здатністю розділюваних мінералів поглинати гамма-випромінювання.

Схема сепаратора конвеєрного типу наведена на рис. 8.4. 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 компонента у грудці, що опромінюється. Радіометр настроюється так, щоб грудки з вмістом корисного компонента більше заданого направлялися у концентрат, з меншим – у відходи.

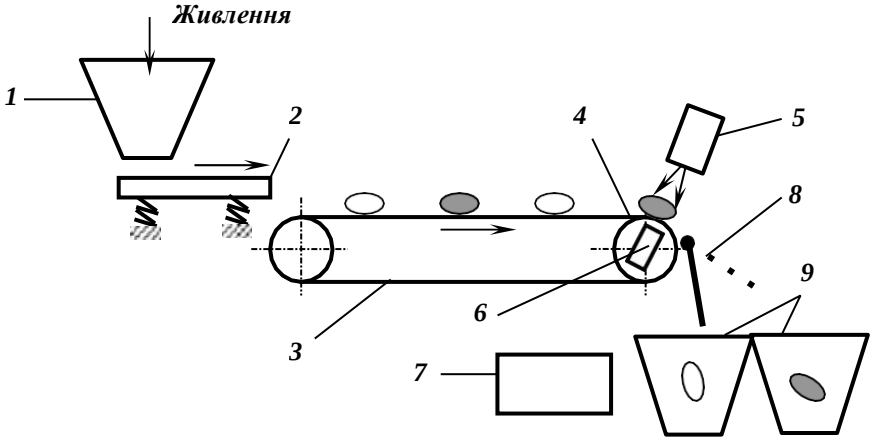


Рис. 8.4 – Схема гамма-абсорбційного сепаратора.
1 – бункер живлення; 2 – вібраційний живильник; 3 – стрічковий конвеєр; 4 – приводний барабан конвеєра; 5 – вузол опромінення; 6 – лічильник гамма-променів; 7 – радіометр; 8 – сортувальний механізм; 9 – збірники продуктів.

Технічна характеристика сепаратора наведена в табл. 8.4.

Таблиця 8.4 – Технічна характеристика гамма-абсорбційного сепаратора РС-2Ж

Параметр	Величина
Продуктивність по класу 100 – 200 мм, т/год	20 – 25
Площа, займана сепаратором, $м^2$	1,44
Споживана потужність, кВт	1,7
Висота, м	2,35
Маса,т	0,9

Сепаратор нейтронно-абсорбційний призначений для збагачення корисних копалин за здатністю розділюваних мінералів послаблювати потік 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.

8.3. Апарати збагачення за пружністю

Збагачення з використанням різниці в пружності компонентів основане на взаємодії розділюваних частинок з робочою поверхнею сепаратора (плитою), властивості якої постійні. Ефект взаємодії виявляється при ударі частинки об плиту. Для ударної дії потрібно надати тілу визначеної кінетичної енергії, тобто швидкості. Ця умова виконується в середовищі малої густини і в'язкості. В практиці таким середовищем є повітря.

Збагачення за пружністю може використовуватись в тих випадках, коли воно зумовлює концентрацію в тому або іншому продукті частинок з визначеними властивостями, напр., за вмістом цінного компонента, за міцністю та ін.

Розділення за пружністю здійснюється за рахунок різниці в коефіцієнтах відновлення швидкості частинок корисної копалини при прямому центральному ударі об розділову поверхню. Цей принцип використаний в вібраційному сепараторі (рис. 8.5).

Вібраційний 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 пружну сітку грудки з більшою пружністю досягають кутового відбійника, відбиваються від нього і потрапляють у бокові збірники **2**.

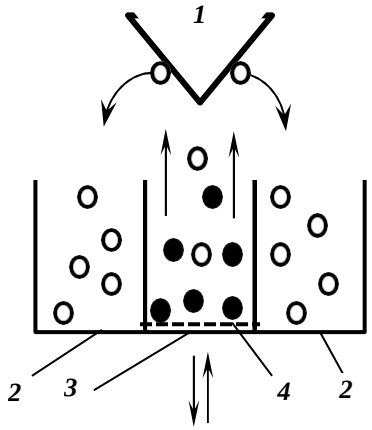


Рис. 8.5 – Схема вібраційного сепаратора з рухомою робочою поверхнею.
1 – кутовий відбійник; 2 – збірники продукту з більшою пружністю; 3 – збірник продукту з меншою пружністю; 4 – пружна сітка.

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. 8.6. Вихідний матеріал з бункера ***1*** подається віброживильником ***2*** в вигляді моношару на плиту ***3***. Частинки з більшою пружністю отримують більшу швидкість, рухаються по більш пологій траєкторії, пролітають більшу відстань і потрапляють в дальній збірник ***4***. Частинки з меншою пружністю отримують меншу швидкість, рухаються по крутій траєкторії, пролітають меншу відстань і потрапляють в ближній збірник ***5***.

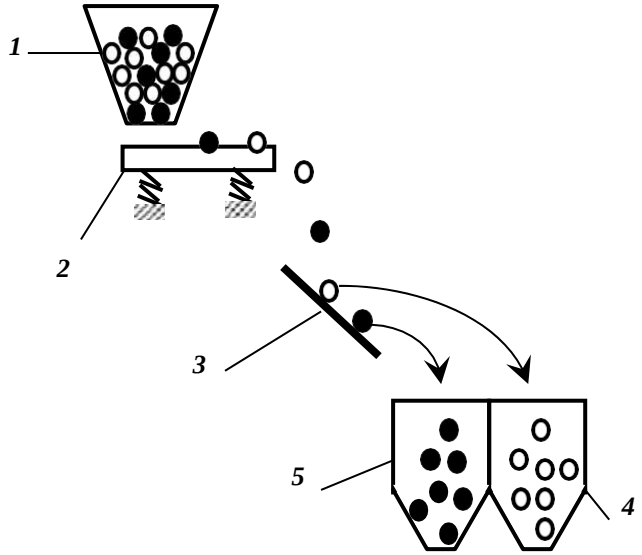


Рис. 8.6 – Схема сепаратора з нерухомою робочою поверхнею.
1 – бункер; 2 – віброживильник; 3 – плита; 4 – збірник продукту з більшою пружністю; 5 – збірник продукту з меншою пружністю.

Сортування за пружністю застосовується в основному на кар'єрах при переробці щебеню і гравію. Зокрема, збагачення за пружністю застосовується на декількох кар'єрах у США, Польщі.

8.4. Апарати збагачення за тертям і формою

Використання процесу збагачення за тертям доцільне тільки при значній різниці коефіцієнтів тертя розділюваних компонентів. Крім того, процес застосовується тільки тоді, коли коефіцієнт тертя пов'язаний з показником якості корисної копалини.

Збагачення за тертям здійснюється в дві стадії:

– 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 (табл. 8.5). 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. 8.7).

Для частинки, яка находиться 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:

$$f = sin\,\alpha/cos\,\alpha = tg\varphi. \qquad (8.1)$$

Отже коефіцієнт тертя спокою є тангенс 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 $\alpha \geq \varphi$.

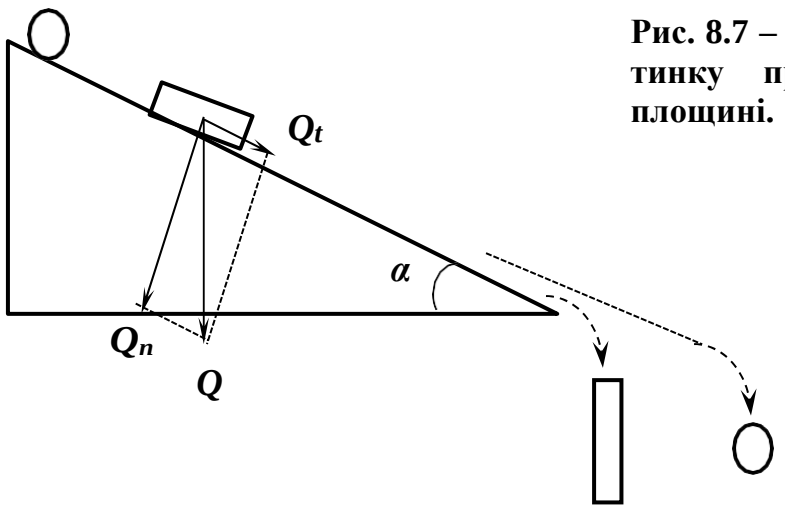


Рис. 8.7 – Сили, що діють на частинку при русі по похилій площині.

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 використане для збагачення за формою.

Для розділення компонентів по швидкості руху їм необхідно надати різні швидкості сходу з похилої площини і, отже, отримати різні траєкторії їх руху після сходу з площини. Швидкість частинки в момент її сходу з похилої площини визначається за формулою:

$$V = \sqrt{2Lg(\sin\alpha - f\cos\alpha)}\ , \qquad (8.2)$$

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, ніж зерно з шорсткуватою поверхнею.

Таблиця 8.5 – Коефіцієнти тертя ковзання частинок деяких мінералів у повітряному середовищі

Мінерал	Матеріал похилої площини			
	залізо	скло	дерево	лінолеум
Куприт	0,53	0,46	0,67	0,73
Шеєліт	0,53	0,51	0,70	0,71
Гематит	0,54	0,47	0,67	0,74
Кварц	0,37	0,72	0,75	0,78
Азбест	0,75	–	–	–

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 по площині, 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. 8.8).

Апарат з нерухомою робочою поверхнею типу «Гірка» показано на рис. 8.8 ***а***. В сепараторі є три похилі площини *А, Б, В*, кут тертя розділюваних компонентів по поверхнях цих площин відповідно складає: для азбесту $\varphi_а$ = 38 – 40°, для породи (змійовик) $\varphi_з$ = 17 – 27° (коефіцієнти тертя: для азбесту $f_а$ = 0,86 і для породи $f_з$ = 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. 8.8 ***б***).

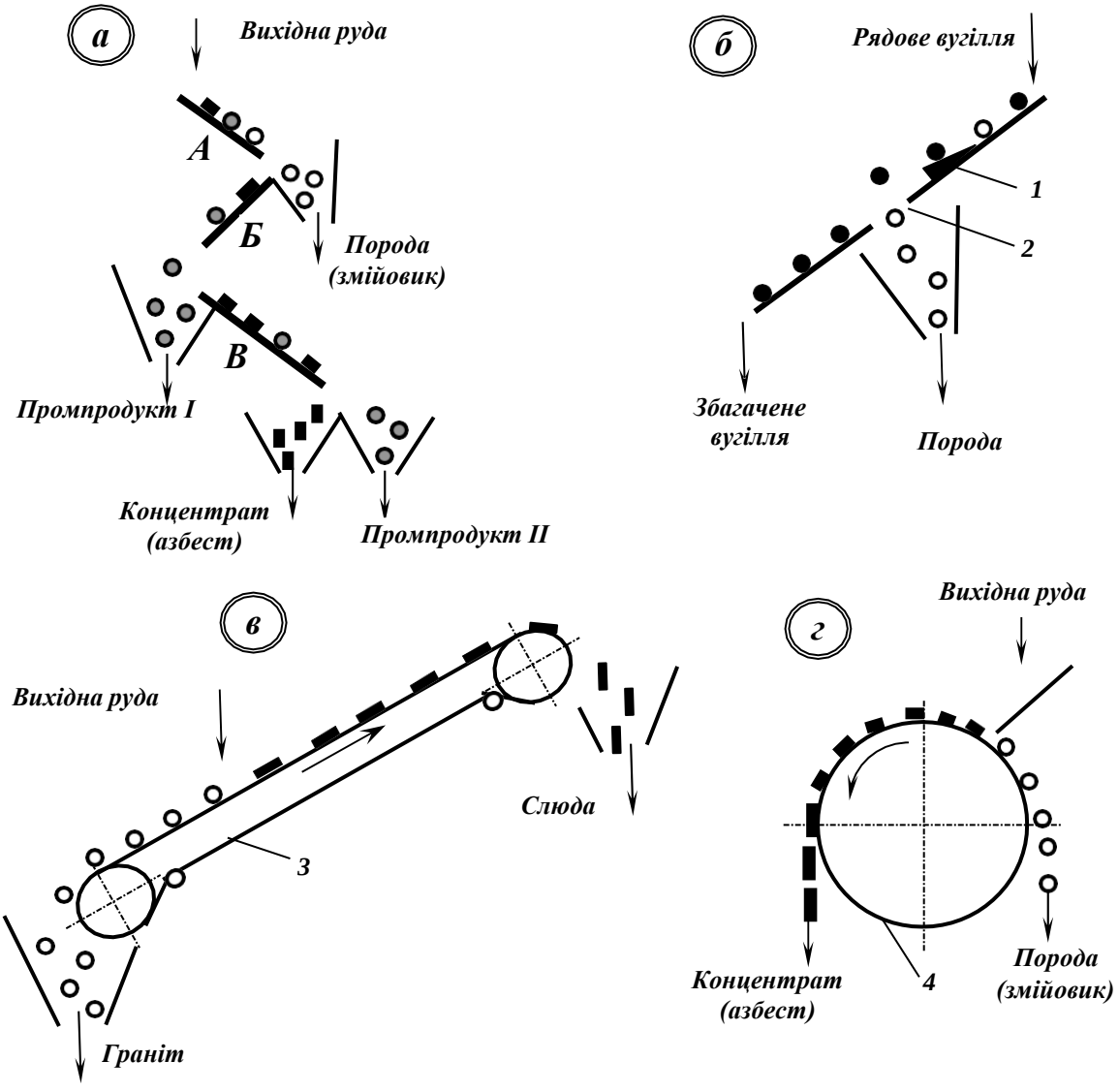


Рис. 8.8 – Схеми сепараторів для збагачення за тертям.
***а* – сепаратор з нерухомою робочою поверхнею «Гірка»; *б* – сепаратор площинний з відбійниками і щілинами; *в* – сепаратор стрічковий; *г* – сепаратор барабанний. А, Б, В – похилі площини (робочі поверхні); 1 – відбійник; 2 – щілина; 3 – стрічковий конвеєр; 4 – барабан.**

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 відносяться стрічкові, дискові і барабанні сепаратори.

Особливістю стрічкового сепаратора тертя (рис. 5.8 ***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 відділення граніту від слюди.

У барабанному сепараторі тертя (рис. 5.8 *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.

Збагачення за тертям і формою зерен застосовується при збагаченні азбестових руд, слюди і інших корисних копалин.

8.5. Апарати комбінованого збагачення за тертям, пружністю і контактною міцністю

8.5.1. *Поняття про коефіцієнт відновлення швидкості (англ. coefficient of restitution, COR)*

Коефіцієнт відновлення швидкості двох зіштовхуваних об'єктів – це додатне дійсне число між 0.0 і 1.0, що дорівнює співвідношенню швидкостей до і після зіткнення тіл, взятих уздовж лінії зіткнення.

Якщо COR=1, то об’єкти зіштовхуються пружно, якщо COR<1, то об'єкти зіштовхуються непружно. Якщо COR=0, то об'єкти насправді «зупиняються» після удару, зовсім без відскоку.

8.5.2. *Технологічні аспекти збагачення за тертям і пружністю.* Збагачення за тертям і пружністю – це комбінований спосіб розділення грудок мінеральної сировини за коефіцієнтом відновлення швидкості COR і коефіцієнтом тертя розділюваних компонентів. Застосовується для отримання міцного щебеню з вапнякових порід неоднакової міцності. Такий щебінь потрібний для виробництва бетонів високих марок.

Однією з властивостей вапняків є те, що зі збільшенням їхньої міцності коефіцієнт тертя по плиті суттєво знижується, а коефіцієнт відновлення швидкості підвищується, що й може бути використано при збагаченні вапняків неоднакової міцності.

8.5.3. *Сепаратори для збагачення за тертям і пружністю.* Однобарабанний сепаратор М.К. Тимченко (рис. 8.9 ***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 ***а***.

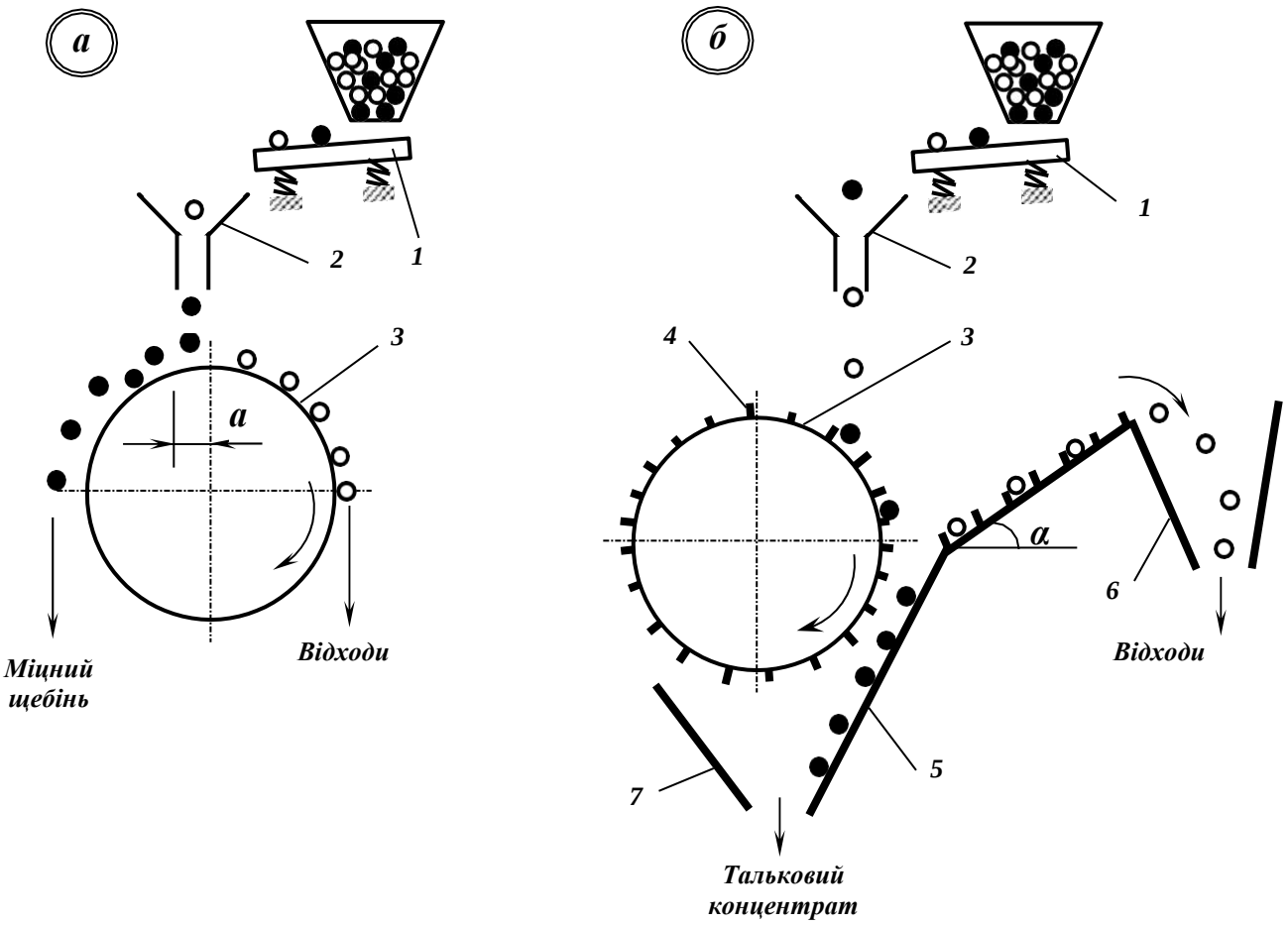


Рис. 8.9 – Схеми сепараторів для збагачення за тертям, пружністю контактною міцністю. *а* – однобарабанний сепаратор М.К. Тимченка; *б* сепаратор конструкції ВНДІнеруд. 1 – живильник; 2 – стабілізатор траєкторії; 3 барабан; 4 – зубці; 5 – похила площина; 6, 7 – збірники продуктів.

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 (рис. 5.9 ***б***). продуктів ***6*** і ***7.*** Сепаратор складається з живильника ***1***, з якого матеріал надходить у стабілізатор ***2*** траєкторії, обертового барабана ***3*** з зубцями ***4***, похилої площини ***5*** з рифленою верхньою частиною, яка може змінювати кут нахилу, і збірників продуктів **6,7**.

Тальк має меншу контактну міцність і менший коефіцієнт відновлення швидкості, ніж вмісні 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 у збірник відходів ***6***.

При контакті з барабаном частинка тальку отримує меншу швидкість обертання, тому що зуб ***4*** барабана зминає поверхню частинки тальку і відкидає її нижче, ніж породне зерно, на похилу площину 5, по якій вона й скочується у збірник концентрату ***7***.

8.6. Апарати для спеціального дроблення і подрібнення корисних копалин

8.6.1. Машини вибіркового дроблення і подрібнення

При дробленні ряду багатокомпонентних гірських порід відбувається не тільки розкриття чи відкриття цінного мінералу (шляхом роз'єднання зерен компонентів гірської породи), але й одночасно отримуємо різні розміри частинок різного складу. При цьому, зокрема, розміри частинок корисного компонента у дробленому продукті часто є суттєво відмінними від розмірів зерен пустої породи. Таким чином, розмір частинок стає непрямою ознакою їхнього речовинного складу.

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 компонента 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 виділення заданого класу крупності здійснюють з використанням як традиційних процесів грохочення і класифікації, так і тонкого грохочення. У деяких випадках більш ефективними, ніж грохочення і класифікація,

можуть бути чисто збагачувальні процеси, напр., флотація, магнітна сепарація.

Різні розміри частинок компонентів дробленої корисної копалини досягають при наявності різниці в їх твердості, міцності, пластичності та ін.

Для оцінки вибірковості дроблення (подрібнення) компонентів корисної копалини використовують два критерії: характеристики розкриття (відкриття) цільового компонента і порівняльні характеристики гранулометричного складу розділюваних компонентів.

Під *розкриттям* цільового компонента (мінералу) розуміють відношення маси вільних зерен мінералу в дробленому (подрібненому) продукті до маси даного мінералу у вихідній корисній копалині (у відсотках або частках одиниці):

$$f = 100m/(m + m_з), \qquad (8.3)$$

де m – маса вільних зерен цінного компонента в дробленому (подрібненому) продукті; $m_з$ – маса зерен компонента в зростках.

Відкриття цільового компонента – утворення в процесі дроблення і подрібнення зростків корисної компоненти з породою в яких корисна компонента частково має вільну поверхню. Таке відкриття золота та деяких інших металічних корисних компонентів достатнє для гідрометалургійного переділу сировини. Для визначення *відкриття* кількісно застосовують формулу (5.3), але в цьому випадку приймають: m – маса відкритого цінного компонента в дробленому (подрібненому) продукті; $m_з$ – маса не відкритого цінного компонента.

Крім характеристик *розкриття (відкриття)* 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 дроблення*:

$$k_c = d_{м\ max} / d_{c\ max}, \qquad (8.4)$$

де $d_{м\ max}$, $d_{c\ max}$ – максимальний розмір частинок відповідно міцного і слабкого (неміцного) мінералів у подрібненому продукті.

При збільшенні критерію селективності різниця в крупності частинок зростає і показники процесу збагачення покращуються.

Вибіркове дроблення можна застосовувати при переробці корисних копалин з крупними агрегатами цінного компонента, які відрізняються за

міцністю від вмісних порід. До таких корисних копалин відносяться вугілля, бурозалізнякові, азбестові, калійні руди та ін.

Найбільшою вибірковістю дроблення володіють барабанні дробарки, 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. 8.10) являє собою конусний грохот ***1***, співвісно з яким встановлений вал ***2*** із закріпленими на ньому молотками ***3***. Частота обертання конусного грохота $\omega_Г$ і вала $\omega_В$ з молотками вибираються у відповідності до властивостей корисної копалини.

Дробарка встановлюється горизонтально, а рух матеріалу здійснюється за рахунок нахилу конічної поверхні грохота. Матеріал, зруйнований до крупності меншої розміру отворів просіювальної поверхні грохота, виділяється у підрешітний продукт, який при переробці вугілля вважається концентратом. У надрешітний продукт виділяються недроблені грудки породи і побічні предмети (метал, дерево). Розвантаження надрешітного продукту здійснюється на сході з конічного грохота.

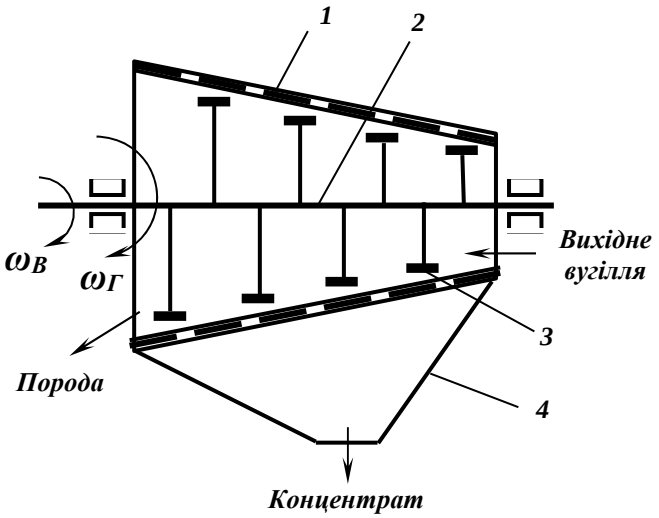


Рис. 8.10 – Схема дробарки ударного дроблення.
1 – конусний грохот; 2 – вал; 3 – молотки.

Дробарка еластичного дроблення (рис. 8.11) складається з герметичного корпуса ***4***, парубків завантажувального ***1***, розвантажувальних ***2***, ***7***, ***8*** і повітряного ***5***, нерухомого барабана ***13***, в якому закріплений вал ***11*** з розподільчим 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 робочій зоні 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***.

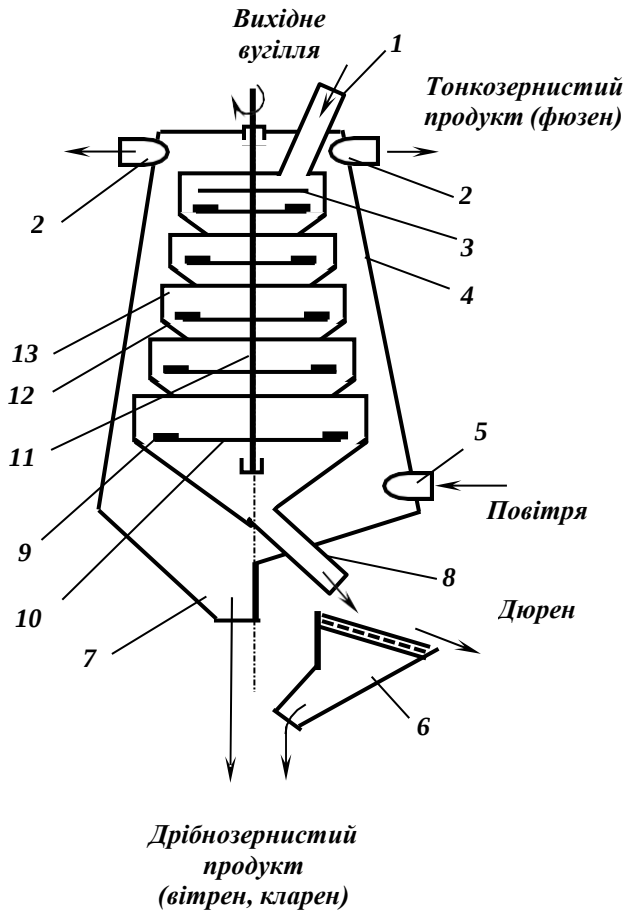


Рис. 8.11 – Схема дробарки еластичного дроблення. 1 – живильний патрубок; 2 – патрубок виводу фюзену; 3 – розподільний диск; 4 – герметичний корпус; 5 – повітряний патрубок; 6 – грохот; 7 – патрубок виводу вітрену і кларену; 8 – патрубок виводу міцних фракцій; 9 – молотки; 10 – обертові била; 11 – вал; 12 – конічні сита; 13 – барабан.

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.

Дробарка напівжорсткого дроблення (рис. 8.12) складається з корпуса ***4***, циліндричного барабанного грохота ***5*** з лопатками ***6***. Грохот на котках ***1*** встановлюється горизонтально. Вихідне вугілля по патрубку ***3*** подають усередину 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.

Найбільше поширення в практиці переробки вугілля отримали барабанні дробарки напівжорсткого дроблення. Крім основного призначення барабанні дробарки служать для очищення рядового вугілля від побічних предметів (метал, дерево).

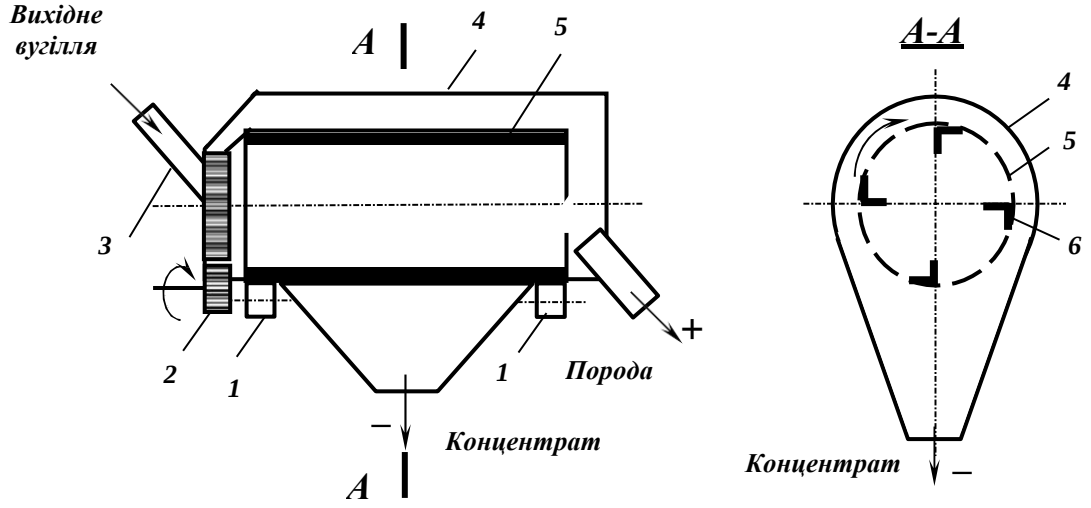


Рис. 8.12 – Схема дробарки напівжорсткого дроблення.
1 – опорні котки; 2 – шестерні; 3 – завантажувальний патрубок; 4 – корпус; 5 – циліндричний барабанний грохот; 6 – лопатки.

Вибіркове дроблення в барабанних дробарках забезпечує ефект тільки при значному розходженні в міцності вугілля і породи, який оцінюється показником вибірковості дроблення компонентів, тобто відношенням ступенів дроблення вугілля і породи. В залежності від показника вибірковості J вугілля вважають, що вибірковість дроблення низька $J = 1 – 1,5$; 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 П, ПС, К і Ж з малою міцністю має яскраво виражену схильність до вибіркового дроблення;

– вугілля марок Г і Д із середньою міцністю має слабо виражену схильність до вибіркового дроблення;

– антрацити мають найбільшу міцність слабо виражену схильність до вибіркового дроблення.

Основне призначення барабанних грохотів-дробарок – первинна обробка, в зв’язку з чим вони компонуються у складі поверхневих шахтних комплексів. 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. В промисловості вибіркове

дроблення застосовується при збагаченні вугілля, горючих сланців, будівельних матеріалів та інших неметалевих корисних копалин.

Вибіркове подрібнення, як і вибіркове дроблення, використовує різницю 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.

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 по їхніх розмірах, а по швидкості 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.

Причинами вибіркової зміни розмірів 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.

В промисловій практиці тонке грохочення сухих і вологих матеріалів здійснюється у повітряному середовищі на вібраційних грохотах. Недо-

ліком 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 в 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. 8.13). Рівномірний розподіл живлення по ширині робочої поверхні грохота здійснюється за допомогою пластини ***2***.

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.

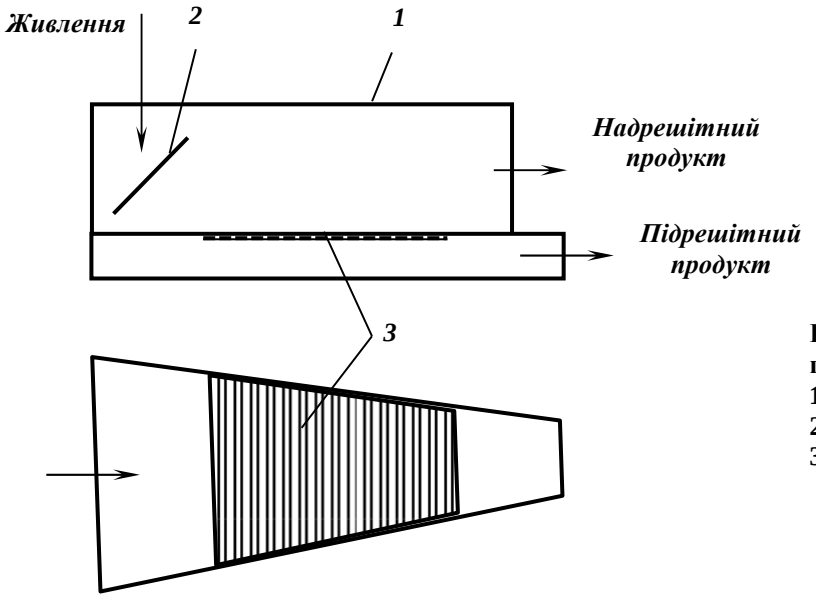


Рис. 8.13 – Схема гідравлічного грохота.
1 – звужений жолоб;
2 – розподільна пластина;
3 – сито.

Невеликий простір під ситом грохота не дозволяє надрешітному продукту зневоднюватись. Крім того, застосування звуженого жолоба ***1*** дозволяє розділяти надрешітний продукт ще й за густиною.

8.6.2. Пристрій для 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. 8.14. Процес руйнування в установці протікає таким чином: вихідний матеріал завантажується в камеру ***1*** і за допомогою газоподібного середовища в ній створюється заданий тиск, а через визначений час відкривають швидкодіючий клапан ***2***. В робочій камері ***3*** при цьому підтримується вакуум.

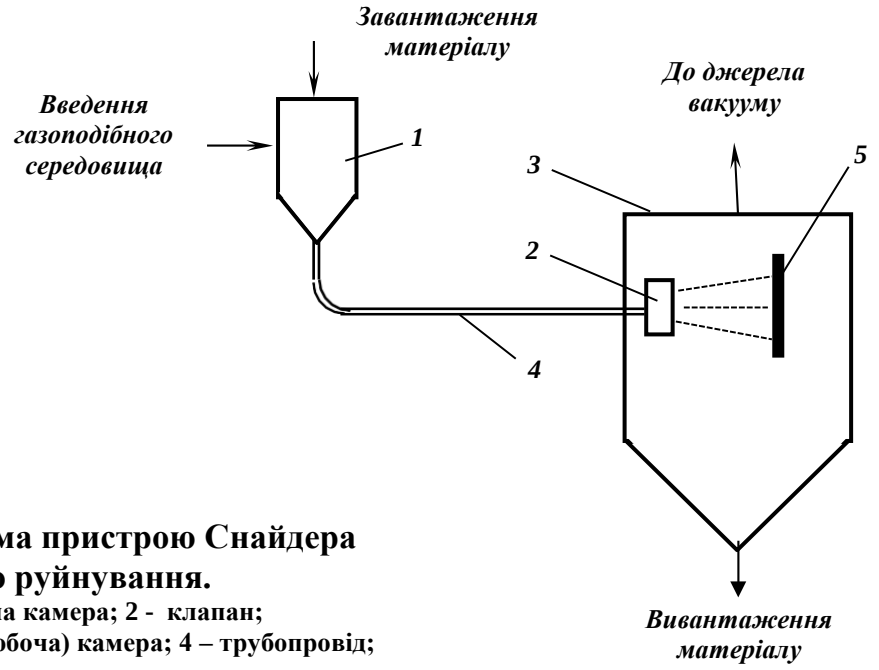


Рис. 8.14 – Схема пристрою Снайдера для вибухового руйнування.
1 – завантажувальна камера; 2 - клапан;
3 – руйнувальна (робоча) камера; 4 – трубопровід;
5 – відбійна плита.

Матеріал, що руйнується, за рахунок 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 зростання мінералів. У 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.

При подрібненні залізняку в установці Снайдера ефективність збагачення зростає на 2-4 %. Для мідних руд – на 1-3 %. При обробці азбесту стисненим середовищем підвищується вилучення азбесту в концентрат.

Для підвищення продуктивності установки Снайдера (до 90 т/год) можлива організація циклічної роботи декількох (2-8) камер високого тиску. Крупність матеріалу – до 50 мм.

8.6.3. Пристрій для електрогідравлічного руйнування

При електричному розряді в рідині виділяють три стадії: стрімерну, яскравого спалаху і дугового розряду.

Стрімерна стадія триває від моменту подачі напруги на електроди і до завершення пробою проміжку. На цій стадії має місце ріст декількох стрімерів (йонізаційний канал у газі, рідині) на шляху найменшого опору між електродами. Закінчується ця стадія коли один зі стрімерів досягне протилежного електрода або зустрічного стрімера. Тривалість стрімерної стадії складає декілька мікросекунд.

По закінченню стрімерної стадії опір робочого проміжку різко падає і відбувається виділення більшої частини енергії, накопиченої в конденсаторі. Густина струму в каналі розряду на 3 – 4 порядки вище, ніж під час стрімерної стадії, і досягає сотень кілоампер. Канал розряду сильно світиться і тому ця стадія отримала назву яскравого спалаху. Збільшення каналу розряду приводить до зниження густини струму в ньому.

При значних рівнях енергії розряд зі стадії яскравого спалаху переходить у дуговий, при якому струм підтримується за рахунок термоемісії катода. Значна енергія, яка виділяється в каналі розряду спричиняє нагрів речовини до десятків тисяч градусів, її випару 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 запропоновані Л. А. Юткіним електрогідравлічні дробарки. Особливістю цих дробарок для електропровідних матеріалів є відсутність контакту одного або обох електродів з матеріалом, що дробиться. Якщо між електродами перебуває провідний матеріал розряд в робочому проміжку не відбувається, тому що він замикається через цей 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. 8.15.

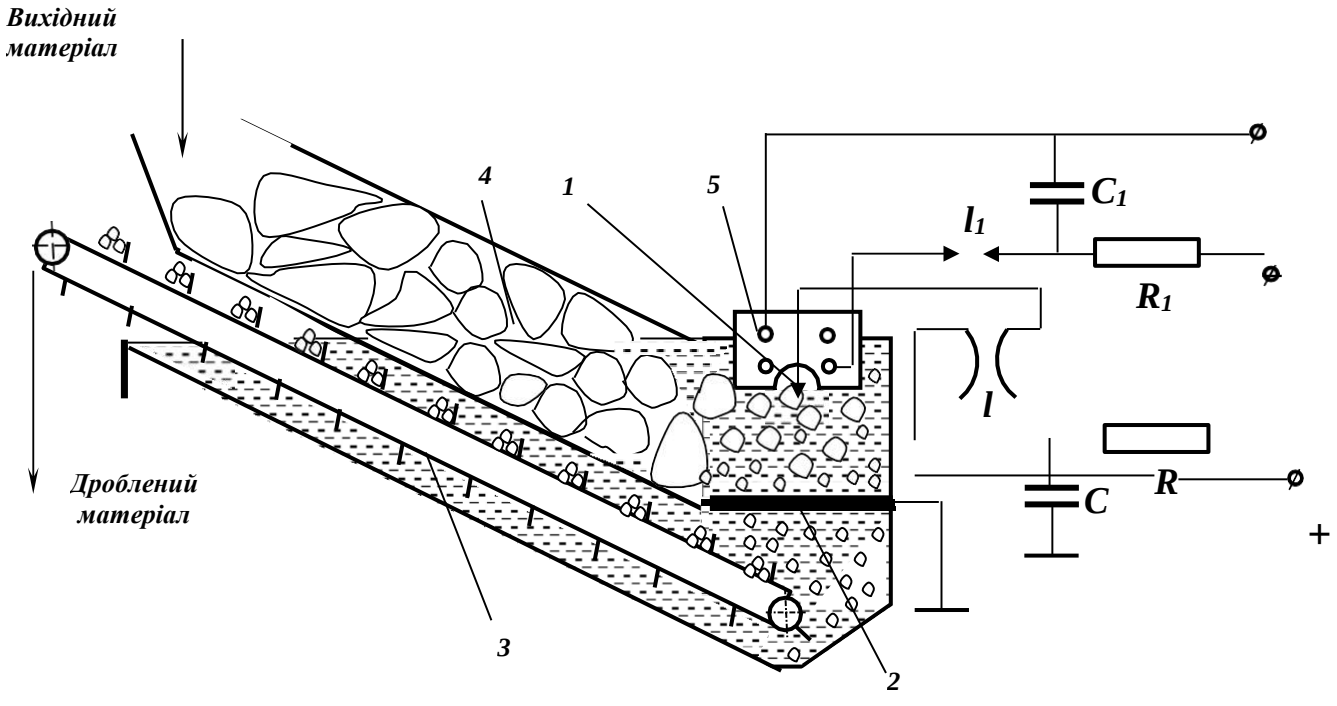


Рис. 8.15 – Схема електрогідравлічної дробарки.
1 – електрод; 2 – решітка-електрод; 3 – розвантажувальний пристрій; 4 – завантажувальний пристрій; 5 – котушка зворотного струму. R_1 ,C_1 , l_1– елементи ланцюга завдання частоти розрядів; R,C, l – елементи ланцюга заряду-розряду

Частота включення робочих електродів 1 і 2 дробарки регулюється параметрами спеціального 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. Струми, що протікають по зворотному провіднику, прокладеному поряд з повітряним проміжком, видувають з нього плазму і переривають тим самим процес розряду.

Підсилення ефекту дроблення досягають за рахунок спеціальної форми кришки дробарки і футерування її матеріалом, стійким до дії ударної хвилі, в дробарках з «паралельним» розрядом і встановлення відбивача сумісно 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.

8.7. Адгезійне збагачення корисних копалин

Адгезійне збагачення корисних копалин – сукупність фізико-хімічних способів збагачення корисних копалин. Полягає у вибірковому прилипанні частинок збагачуваного мінералу до жирової поверхні.

Прикладом може бути адгезійне збагачення золота, алмазів шляхом використання ефекту налипання гідрофобних (або гідрофобізованих) часточок корисної копалини на маслянисті поверхні (приміром, вуглемасляні гранули, жирові поверхні).

8.7.1. Адгезійне збагачення золота на гранулах-носіях

За кордоном опрацьовано декілька різновидів технологій адгезійного збагачення золота, зокрема, процес CGA (Coal Gold Agglomeration) фірми British oil and minerals та Davy McKee, процес фірми Precions Mineral Technologies Pty Ltd, процес «Карбед» (Carbad) компанії Carbad Pty Ltd. Аналогом цих технологій є вітчизняний «Процес адгезійної концентрації», розроблений на рівні полігонних випробовувань в Донецькому національному технічному університеті.

Процес базується на ефекті селективної адгезії олеофільних часточок золота до вуглемасляних гранул.

Технологія включає перемішування золотовмісної пульпи з вугільномасляними гранулами, відокремлення гранул від пульпи на грохоті або їх флотацію, рециркуляцію гранул з метою збільшення ступеня

насиченості їх золотом і вилучення останнього з гранул при їх дезінтеграції розчиненням або спалюванням.

На рис. 8.16-8.18 показано технологічну схему процесу "Карбед", варіант контактного апарата турбінного типу («турботрон») для адгезійної сепарації і вихідні та навантажені золотовмісними рудними зернами гранули-носії.

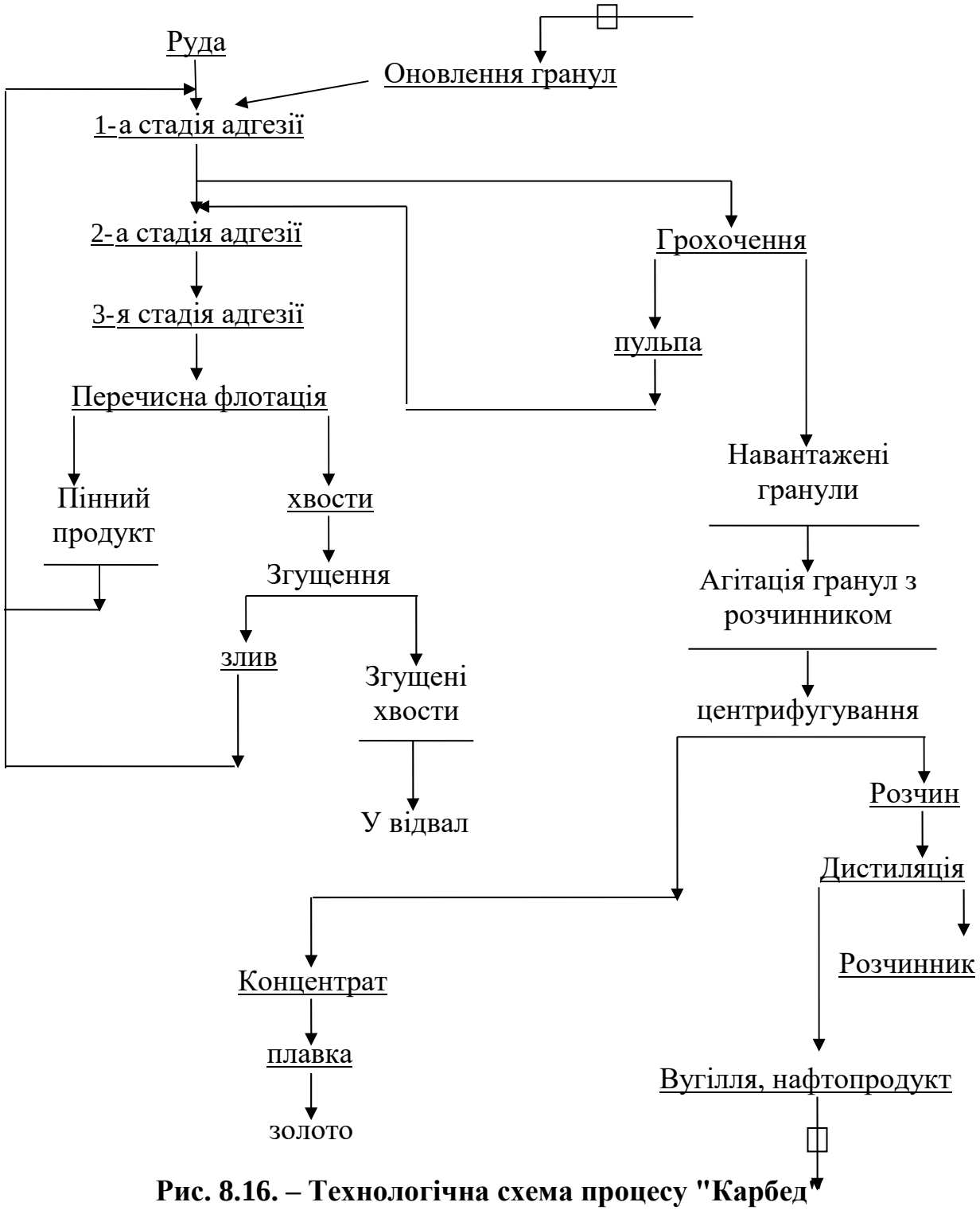
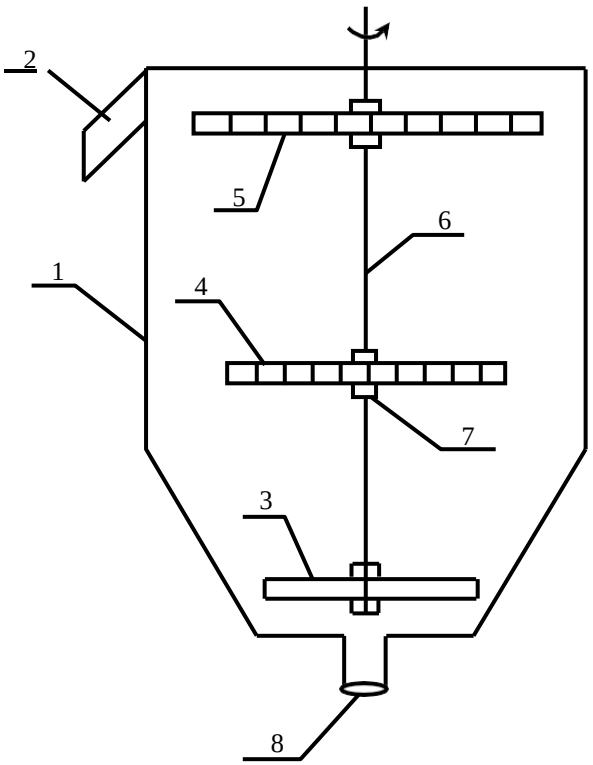


Рис. 8.16. – Технологічна схема процесу "Карбед"



,Рис. 8.17. – Контактний апарат турбінного типу («турботрон») для адгезійної сепарації: 1 – корпус; 2 – жолоб вивантаження гідросуміші концентрату; 3,4,5 – імпелери; 6 – вал з гвинтовою різьбою; 7 – гайка фіксації імпеллера на валу; 8 – вікно подачі вихідної рудної пульпи і адгезійно активних вуглемасляних гранул-носіїв.

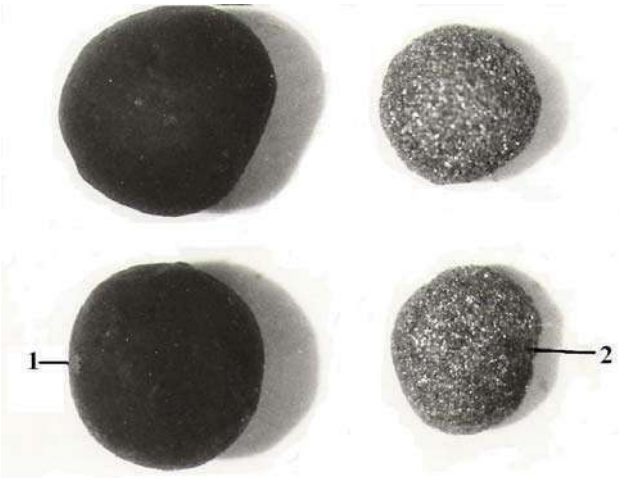


Рис. 8.18. – Вихідні вуглемасляні гранули-носії (1) та ці ж гранули з налиплими золотовмісними часточками після адгезійної сепарації.

Технологія адгезійного збагачення золота дозволяє:

- забезпечити вилучення з пульпи частинок золота крупністю 5-500 мкм (технологія ДонНТУ – ІБКХ НАНУ – також менше 5 мкм);

- забезпечити вилучення корисного компонента з руди на рівні 79-99 % при вмісті в ній золота 0,25 г/т і більше.

8.7.2. Жирові столи

Процес збагачення на жирових столах базується на вибірковій здатності деяких мінералів утримуватися липкими поверхнями. При протіканні пульпи по шару жирового покриття гідрофобні частинки прилипають до нього, а гідрофільні зносяться потоком води і видаляються у відходи.

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 петролеум, 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 мають високу гідрофобність, однак навіть невеликі кількості різного роду домішок або плівок на поверхні кристалів суттєво змінюють змочуваність, а відповідно, й здатність їхнього прилипання до жирової поверхні. В 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 4 – 8 вкритих шаром жиру плит, встановлених каскадно на спільній підвісний рамі, яка може коливатися в горизонтальній площині з амплітудою 6 – 19 мм і частотою 170 – 220 $хв^{-1}$. Плити розміром 250 х 900 мм встановлюються довгою стороною перпендикулярно до потоку з нахилом 8 – 18° залежно від крупності збагачуваного матеріалу. Шар жиру з прилиплими до нього частинками

періодично видаляється з плит вручну, розігрівається для відділення твердих частинок, після чого охолоджується для вторинного використання.

Стіл безперервної дії (рис. 8.19) складається з нескінченої гумової стрічки ***1*** шириною 1 м, що натягнута 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 12º 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.

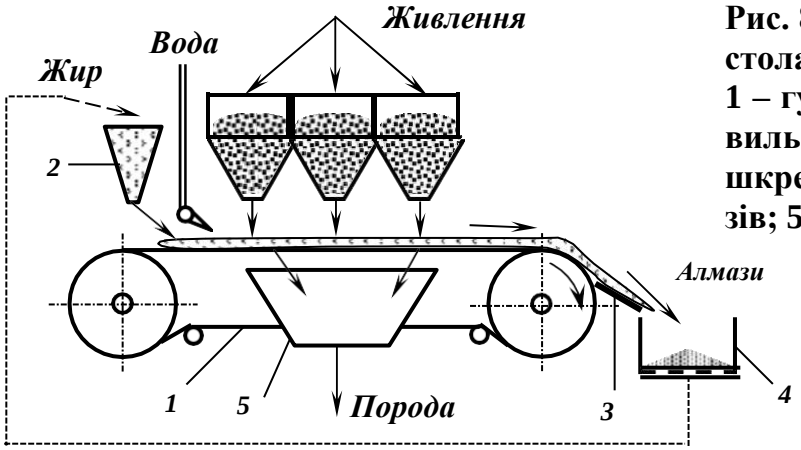


Рис. 8.19 – Схема жирового стола безперервної дії.
1 – гумова стрічка; 2 – живильник жирової маси; 3 – шкребок; 4 – збірник алмазів; 5 – породний лоток.

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 періодично вилучаються із збірника. 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 попередньо направляють на магнітну або електричну сепарацію. На жировий стіл надходять тільки немагнітні (непровідні) фракції, попередньо розкласифіковані за крупністю для роздільної обробки кожного класу. Процес збагачення на жирових поверхнях забезпечує високу ступінь вилучення алмазів – до 99,8 %.

ЧАСТИНА ІІІ. ЗАКЛЮЧНІ ПРОЦЕСИ

РОЗДІЛ 9. МАШИНИ ТА АПАРАТИ ДЛЯ ЗНЕВОДНЕННЯ

9.1. Загальні відомості про процеси зневоднення корисних копалин

Збагачення корисних копалин у більшості випадків здійснюється у водному або у важкому середовищі, тому продукти збагачення містять воду в кількості від 30 до 90 мас.%. Для подальшої металургійної, хімічної переробки або транспортування з таких продуктів вода повинна бути видалена одним з процесів зневоднення. Зневоднення відноситься до допоміжних операцій збагачення, але значення його постійно підвищується, оскільки зростає випуск тонкоподрібнених продуктів, які утримують воду, і посилюються вимоги до охорони навколишнього середовища. Сьогодні у всьому світі згущують і зневоднюють понад 1 млн. т/добу продуктів крупністю менше 100 мкм.

Зневодненням називають процес видалення води з корисної копалини або з продукту збагачення.

Розрізняють механічне і термічне зневоднення. До механічного зневоднення відносять: дренування, згущення, фільтрування і центрифугування. Термічне зневоднення – це видалення води випаровуванням.

Залежно від мінерального складу корисної копалини і прийнятої схеми збагачення операції зневоднення займають різне місце в технологічній схемі збагачення корисної копалини.

Якщо передбачені пневматичні, радіометричні або електричні методи збагачення, а сировина, що надходить, містить надлишок вологи, то її заздалегідь зневоднюють.

Концентрати зневоднюють для отримання продукту необхідної вологості, запобігання замерзання продуктів в зимовий час і поліпшення умов транспортування.

Хвости (відходи) збагачення зневоднюють для зручності їх складування і отримання оборотної води для технологічних потреб.

Зневоднюють і промпродукти збагачення, якщо з них необхідно видалити частину води перед подальшою обробкою. Рідку фазу при цьому направляють у зворотній цикл або скидають у хвостосховище.

9.1.1. Види вологи і показники, що характеризують продукти зневоднення

Вологість – кількісна міра вмісту води у продукті. У поняття вологості не входить вміст хімічно зв'язаної (конституційної), а також кристалогідратної води.

Вологість (%) – це відношення маси води в продукті до маси сирого продукту:

$$W = 100q/(G+q),$$

де q – маса води; G – маса сухого продукту.

Вологість підрозділяють на робочу W_p, лабораторну $W_л$ і зовнішню $W_{вн}$, які зв'язані між собою наступним співвідношенням:

$$W_{вн} = W_p + W_л.$$

Лабораторну вологість визначають висушуванням наважки продукту в лабораторних умовах до легко–сухого стану.

На механізм процесів зневоднення суттєво впливає енергія зв'язку рідини з матеріалом. Чим більше енергія зв'язку, тим важче відокремити вологу від матеріалу. На цьому принципі заснована класифікація форм зв'язку вологи з матеріалом, розроблена академіком П. О. Ребіндером. За цією класифікацією розрізняють хімічний, фізико–хімічний і фізико–механічний зв'язок.

Хімічно зв'язана волога володіє найбільшою енергією зв'язку з матеріалом і при сушці не видаляється. Хімічно зв'язана вода містить конституційну й кристалізаційну вологу.

Класифікацію форм зв'язку вологи, запропоновану П. О. Ребіндером, застосовують при вивченні механізму процесу сушки. Дериватографічним методом можна визначити частку міцно–зв’язаної з поверхнею мінералу (гірської породи) води, яка видаляється тільки сушкою[4].

При механічному зневодненні розрізняють гігроскопічну, адсорбційну, капілярну і гравітаційну вологу.

Гігроскопічна волога конденсується на поверхні частинок у вигляді плівок і утримується адсорбційними силами. Таку вологу відносять до найміцніше зв'язаної.

Капілярна волога заповнює проміжки між частинками і утримується в них силами капілярного тиску, які визначають за формулами:

$$P_Д = 2\sigma \cdot \cos\theta / r \qquad (9.1)$$

$$h = \frac{2\sigma \cdot \cos\theta}{g r \gamma} \qquad (9.2)$$

[4]Досвід застосування дериватографії для оцінки структури води на вугільній поверхні / В. С. Білецький, П. В. Сергєєв, Т. Г.Шендрік // Наук. пр. Донец. нац. техн. ун–ту. Сер. гірничо–електромеханічна. – Донецьк, 2008. – Вип. 15(131). – С. 51–65.

де – сила поверхневого натягу, що діє по колу капіляра (на межі вода – повітря), Н/м (для води = 0,073 Н/м); θ – крайовий кут змочування, градус; r – радіус капіляра, м; – густина рідини, кг/м^3.

При повній змочуваності θ = 0 і cosθ = 1 отримаємо

$$h = \frac{2\sigma}{gr\gamma} = \frac{a}{r},$$

де $a = \frac{2\sigma}{g\gamma}$ – постійна капілярності для даного мінералу.

Гравітаційна (вільна) волога заповнює всі проміжки між частинками і переміщується під дією гравітаційних сил. Видаляється способом дренування.

Продукти збагачення залежно від вмісту в них води підрозділяють на ті, що обводнюють (рідкі), мокрі, вологі, легко–сухі і сухі.

Рідкі продукти містять не менше 40 мас.% води і володіють рухливістю рідини (текучі). До таких продуктів відносять зливи млинів і класифікаторів, концентрати флотації, хвости тощо. Ці продукти характеризуються вмістом твердого в одиниці об'єму або відношенням твердого до рідкого (Т:Р) у вагових одиницях. Рідкі продукти **з**неводнюються на грохотах, в елеваторах, зумпфах, у згущувачах або відстійниках.

Мокрі продукти (від 15 до 40 мас.% води) містять частково гравітаційну, капілярну і адсорбційну вологу і не володіють рухливістю рідини. Їх отримують в результаті зневоднення рідких продуктів збагачення. Мокрі продукти зневоднюються на грохотах, в бункерах, на складах, в центрифугах, на фільтрах. Частина води з таких продуктів може виділятися при зберіганні, транспортуванні і перевантаженнях.

Вологі продукти (від 5 до 15 мас.% води) не містять гравітаційної вологи, не володіють текучістю, але містять деяку кількість капілярної і адсорбційної вологи. Їх отримують в результаті інтенсивного зневоднення мокрих продуктів. Вологі продукти зневоднюються термічною сушкою.

Легко–сухі продукти – сипкі, одержуються після висушування на повітрі, містять тільки гігроскопічну вологу. Волога, що конденсується на поверхні частинок, як правило, не перевищує 5 мас.%.

Сухі продукти практично не містять вологи, одержуються після випаровування води з вологих продуктів при термічній сушці.

Корисні копалини і продукти збагачення володіють різною водоутримувальною здатністю, яка залежить від питомої поверхні частинок і енергії, що витрачається на взаємодію з водою.

Розрізняють об'ємну і масову питому поверхню зернистого матеріалу. **Поверхню**, що припадає на одиницю об'єму продукту, називають **питомою об'ємною** S_v (м^2/м^3, або 1/м):

$$S_v = S/V,$$

де S – сумарна поверхня частинок, м^2; V – об'єм продукту, м^3.

Поверхню, що припадає на одиницю маси, називають **питомою масовою** $S_м$ (м^2/кг):

$$S_м = S/M,$$

де M – маса продукту, кг

Розрізняють також зовнішню і внутрішню поверхні частинок. Під зовнішньою розуміють геометричну поверхню частинок, а під внутрішньою – поверхню мікро-, мезо- і макропор та мікротріщин. Повна поверхня дорівнює сумі зовнішньої і внутрішньої поверхонь.

Чим більша питома поверхня продукту, тим більше вологи може утримуватися на ній.

Вологоутримувальна здатність зневоднюваних матеріалів залежить від їх змочуваності і гранулометричного складу.

Змочуваність характеризує молекулярну взаємодію води (рідини) з поверхнею частинок продукту збагачення. Змочуваність виявляється в частковому або повному розтіканні краплі рідини по поверхні частинки і характеризується **крайовим кутом змочування**θ (Рис.9.1), що утворюється дотичною до поверхні рідини з поверхнею твердих частинок. Відлічується у бік рідкої фази.

Крайовий кут змочування визначається за формулою:

$$\cos\theta = \frac{\delta_{T-Г} - \delta_{T-B}}{\delta_{B-Г}}, \qquad (9.3)$$

де δ_x – поверхнева енергія на межах відповідно: Т–Г – тверде тіло – газ; Т–В – тверде тіло – вода; В–Г – вода – газ.

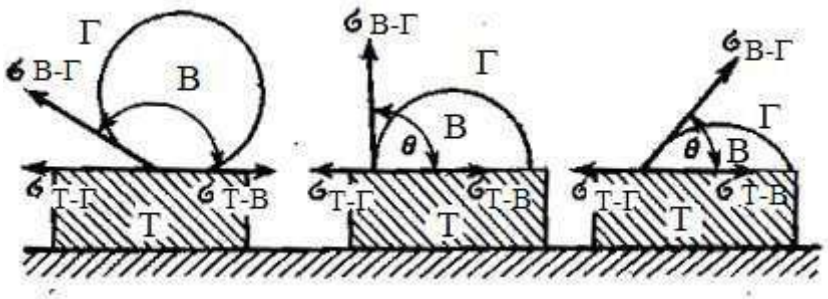


Рис.9.1 – Поверхнева енергія на межах розділення фаз:
$\sigma_{в-г}$ – вода – газ; $\sigma_{т-в}$ – тверде тіло – вода; $\sigma_{т-г}$ – тверде тіло – газ

Величина $\cos\theta$ пропорційна різниці, що виражає спад поверхневої енергії частинки (раніше сухої), дотичної з газом при змочуванні її водою.

Можливі наступні випадки змочування:

- при $0 < \cos\theta < 1$ крапля води розтікається по гідрофільній поверхні частинки, утворюючи крайовий кут $\theta < 90^0$;
- при $1 < \cos\theta < 0$ крапля води не розтікається по гідрофобній поверхні частинки, утворюючи крайовий кут $\theta > 90^0$.

Теоретично крайовий кут змочування може змінюватися від нульового значення (що відповідає повній **гідрофільності** або повному змочуванню водою) до 180° (крапля води абсолютно не розтікається по мінералу при його повній незмочуваності або граничній **гідрофобності**).

Змочуваність, що характеризується крайовим кутом, визначає також здатність зневоднюваних продуктів збагачення утримувати капілярну вологу.

Ефективність (%) процесу обезводнення або зневоднювального апарата розраховують за наступною формулою:

$$\eta = \frac{(W_н - W_о)}{W_н} 100 \qquad (9.4)$$

де $W_н$, $W_о$ – вологість продукту відповідно до і після зневоднення %.

Визначення частки вологи не видаляємої механічним зневодненням здійснюється за **максимальною молекулярною вологоємністю (ММВ),** яка може бути встановлена методом вологоємних середовищ[5].

Густина пульпи δ (кг/м^3) – це відношення маси пульпи до займаного нею об'єму:

$$\delta = M_п / V \qquad (9.5)$$

де $M_п$ – маса пульпи, кг; V – об'єм пульпи, м^3.

Вміст твердого в пульпі P (%) визначається відношенням маси сухого продукту до маси вологого:

$$P = 100G/(G + q) \qquad (9.6).$$

За вологістю продукту можна знайти вміст в ньому твердої фази:

$$P = 100 - W \qquad (9.7).$$

Характеристикою пульпи є також величина R – відношення маси рідкого до маси твердого:

$$R = P/T = q/G = W/(100 - W) = (100 - P)/P \qquad (9.8).$$

[5] Тихоненко Д.Г., Дегтярьов В.В. та ін. Практикум з грунтознавства. Харків: Майдан, 2009 – 448 с.

Загальна класифікація методів зневоднення продуктів збагачення наведена у таблиці 9.1.

Таблиця 9.1 – Загальна класифікація методів зневоднення

Метод зневоднення	Пристрої та апарати	Крупність зневод-нюваного продукту. Характер операції.	Зневоднюваний продукт	Загальна кінцева вологість, %
Дренування	бункери	класи крупністю 10–3 мм	вугілля руда	6–7 4–6
	дренажні склади	крупні продукти дрібні продукти	вугілля руда	4–5 6–10
	елеватори	поперєднє зневоднення	Вугілля >10 мм	9–10
		Крупні продукти	руда	16
		класи крупністю 3–35 мм	вугілля	18–22
		Дрібні продукти 3–35 мм	в руда	18–20
Дренування з використанням сил інерції	Грохоти вібраційні, резонансні	крупні продукти	вугілля	6–7
		крупні продукти	руда	4–6
		дрібні продукти	вугілля	18
		дрібні продукти	руда	10–12
		шлам	вугілля	25–30
		шлам	руда	18
Центрифугування	Дугові сита	попереднє зневоднення дрібних класів	вугілля	16–18
	Центрифуги фільтруючі	зневодненя дрібних класів	вугілля	8
	Центрифуги осаджувальні	зневодненя дрібного вугілля	вугілля	12–15
Згущення	Циліндричні та інші згущувачі	згущення пульпи	шлами	Р:Т=2–4
	Воронки		шлам	Р:Т=2–4
	Гідроциклони		шлами	Р:Т=2–4
Фільтрування	Вакуум–фільтри дискові, барабанні	зневодненя шламів	вугілля	20
			руда	10
	Фільтри ланцюгові	0–0,5 мм	руда	10
	План–фільтри Прес–фільтри	0–0,5 мм	руда	10
Термічна сушка	Барабанні сушарки	Дрібні продукти, шлами	вугілля	2–3
			руда	2–3
	Труби–сушарки	Дрібні продукти, шлами	вугілля	2–3
	Сушарки з киплячим шаром	Дрібні продукти, шлами	вугілля	2–3
Сублімація	Установи сублімації	Дрібні продукти, шлами	шлами	2–4

9.2. Дренування

9.2.1. Характеристика процесу

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.

Швидкість фільтрації рідини можна визначити за формулою:

$$w = \frac{1}{F}\frac{dV}{dt}, \qquad (9.9)$$

де w – кількість рідини, яка протікає через площу в 1 м^2, м^3/м^{2}с (м/с); V – об'єм рідини, що протікає за час t, м^3; F – площа перетину пористого середовища, м^2.

Згідно із законом Дарсі швидкість фільтрації виражається залежністю (*застосуємо для ламінарної течії води в порах фільтруючого середовища*):

$$w = k_ф\, j, \qquad (9.10)$$

де w – швидкість фільтрації, м/с; $k_ф$ – коефіцієнт фільтрації, м/с;

j – гідравлічний градієнт, $j = \dfrac{\Delta P}{\gamma h}$.

Звідси

$$w = k_ф \frac{\Delta P}{\gamma h}, \qquad (9.11)$$

де ΔP – тиск стовпа рідини, Н/м^2; h – висота шару, м; – густина рідини, кг/м^3.

Коефіцієнт фільтрації в даному випадку характеризує властивості середовища і рідини (пористість, форму пор, розташування рідини, в'язкість). Фільтруючі властивості середовища характеризуються його проникністю C.

Швидкість фільтрації з урахуванням проникності може бути представлена у вигляді:

$$w = \frac{C}{\mu}\frac{\Delta P}{h}, \qquad (9.12)$$

де w – швидкість фільтрації, м/с; C – проникність середовища рідиною, м^2; – в'язкість рідини, Па·с.

Отже, коефіцієнт фільтрації (м/с) визначається як:

$$k_{ф} = \frac{C\gamma}{\mu}.$$

Характер руху рідини визначається числом Рейнольдса:

$$\mathrm{Re} = \frac{\rho v d}{\mu}.$$

де – густина рідини, кг/м^3; v – швидкість руху рідини, м/с; d – діаметр капіляра, м; – в'язкість рідини, Па·с.

Для випадку $\mathrm{Re} < 1$ характер течії рідини ламінарний, для $\mathrm{Re} = 1 \div 1000$ – перехідний, для $\mathrm{Re} > 1000$ – турбулентний[6].

Для зневоднення характерний спочатку перехідний режим руху води, а потім через деякий проміжок часу – ламінарний. Тому об'єм дренуючої води змінюється в часі нерівномірно. У початковий період зневоднення спостерігається найбільш інтенсивна фільтрація води, а потім об'єм відфільтрованої води зменшується. Об'єм дренуючої води залежить від крупності зневоднюваного матеріалу, його змочуваності, тиску рідини і часу зневоднення.

Найефективніше вода фільтрується між частинками крупністю більше 0,4 мм. Наявність в продуктах частинок менше 0,2 мм, різко знижує швидкість фільтрації води. Між висотою капілярного підйому води і крупністю частинок існує певна залежність, наприклад при зневодненні залізорудних концентратів вона наступна:

Вміст класу –0,1 мм, %	20	40	60	80	86
Висота капілярного підйому, м	0,45	0,74	1,58	2,2	2,45

Наведені дані показують, що при зневодненні дрібних продуктів, висота капілярного підйому води може досягати 2,5 м.

При турбулентному русі рідини швидкість фільтрації визначається залежністю:

$$w = k_{ф} j^{m}, \qquad (9.13)$$

де m – показник градієнта, який дорівнює 0,5–1,0.

Коефіцієнт фільтрації $k_{ф}$ можна визначити експериментальним шляхом або за формулою:

[6] Так звана «турбулентна фільтрація» – згідно з Основы теории фильтрации: учебное пособие. 2–е изд. / Н. Е. Леонтьев. – Москва: МАКС Пресс, 2017. 88 с.

$$k_{\phi} = \frac{0{,}2\theta^3}{S_r^2(1-\theta)\mu}, \qquad (9.14)$$

де θ – коефіцієнт пористості фільтруючого шару; S_r – питома поверхня матеріалу, 1/м; – в'язкість рідини, Па·с.

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

9.2.2. Дренажні склади

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. 9.2) являє собою залізобетонну споруду великої ємності.

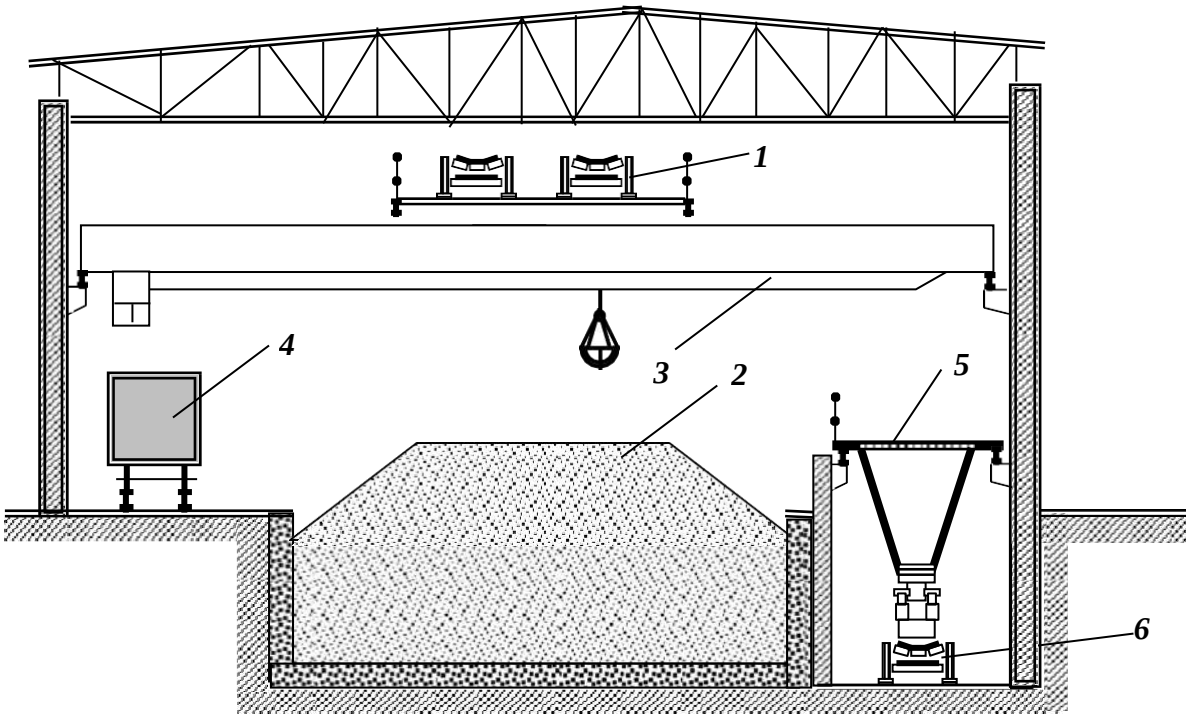


Рис. 9.2 – Дренажний концентратний склад.
1 – **завантажувальні конвеєри; 2 – штабель; 3 – грейферний кран;**
4 – вагон; 5 – пересувний розвантажувальний конус;
6 – розвантажувальний конвеєр.

Підлога складу має похил у 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.

У результаті зневоднення в штабелі утворюються дві зони: верхня і нижня, в яких простір між частинками переважно заповнений відповідно 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. Ефективність зневоднення на дренажних складах залежить від крупності продукту, тривалості зневоднення, висоти штабеля, наявності дренувального шару, способу укладки і змочуваності матеріалу.

На дренажних складах матеріал звичайно витримують від 6 до 24 год. Вологість зневодненого продукту складає 9 –16 % при початковій вологості 20 – 30 % .

9.2.3. Дренажні бункери

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. 9.3 – 9.4) 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 знову завантажують звільнені бункери. Необхідну тривалість зневоднення різних продуктів встановлюють експериментально.

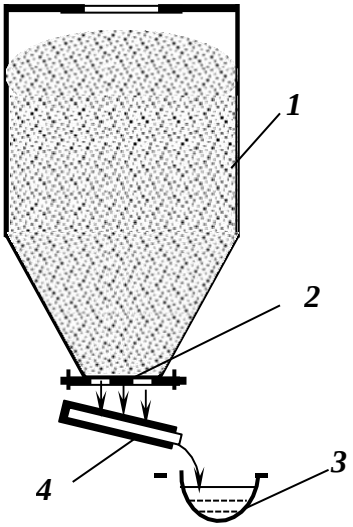


Рис. 9.3 – Схема зневоднювального бункера.
1 – бункерна чарунка; 2 – перфорований шибер; 3 – лоток; 4 – піддон.

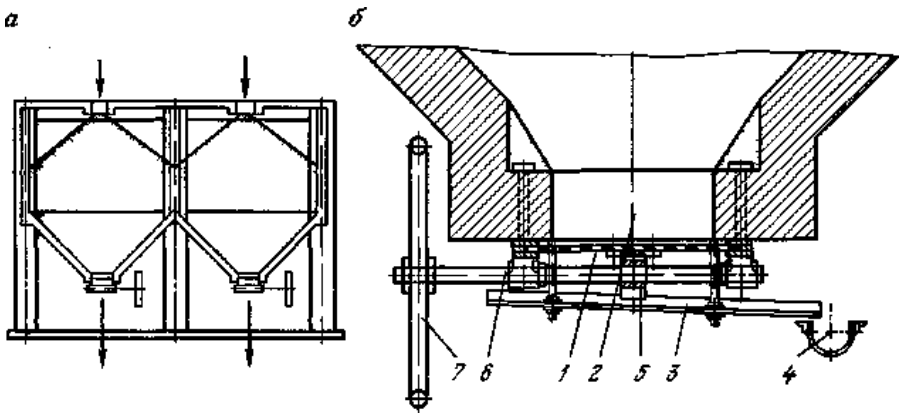


Рис. 9.4 – Блок зневоднювальних бункерів і затвор бункера.
а – чарунки бункера; б – затвор бункера: 1 – штурвал; 2 – вал; 3 – перфорована засувка; 4 – розвантажувальний отвір; 5 – зубчастий рейковий механізм; 6 – похилий лоток; 7 – жолоб для відводу води

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. Число чарунок в бункерах залежить від кількості зневоднюваного продукту і часу його зневоднення. Розміри чарунок в плані як правило відповідають кроку колон будівлі збагачувальної фабрики (6х6; 6,5х6,5; 7х7м), висоту чарунки приймають не більше 8 м. Для інтенсифікації процесу зневоднення можна по кутах і в середині бункера встановлювати перфоровані труби. Ефективність зневоднення в бункерах залежить від властивостей вихідного продукту (крупність, змочуваність), висоти бункера, конструкції дренажного пристрою та інших факторів.

Технологічний розрахунок зневоднювальних бункерів зводиться до визначення загального об’єму бункерів, числа і об’єму кожної з чарунок,

заданої продуктивності q_T (т/год) збагачувальної фабрики по даному зневоднюваному продукту і часу зневоднення. Прийнявши час завантаження однієї чарунки бункера t_1, час зневоднення T і час розвантаження та підготовки чарунки до наступного циклу зневоднення t_2, матимемо:

• необхідну місткість зневоднювального бункера (в m):

$$Q = q_T(t_1 + t_2 + T);$$

• ємність однієї чарунки (в m):

$$Q_1 = q_T t_1;$$

• число чарунок:

$$n = \frac{Q}{Q_1} = 1 + \frac{T + t_2}{t_1}$$

Приймаємо $t_1 = t_2$, і отримуємо

$$n = 2 + \frac{T}{t_2}$$

Як правило кількість бункерів приймають на 1–2 більше розрахункового. Необхідний об'єм бункера (в м^3):

$$V = \frac{Q_1}{\gamma_0 \psi}$$

де γ_0 – насипна густина, т/м^3; – коефіцієнт заповнення (0,8–0,85).

9.2.4. Зневоднювальні елеватори

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. 9.5) складається з двох тягових ланцюгів ***1*** з прикріпленими до них перфорованими ковшами ***2***.

При русі ланцюгів ковші поблизу 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 у 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.

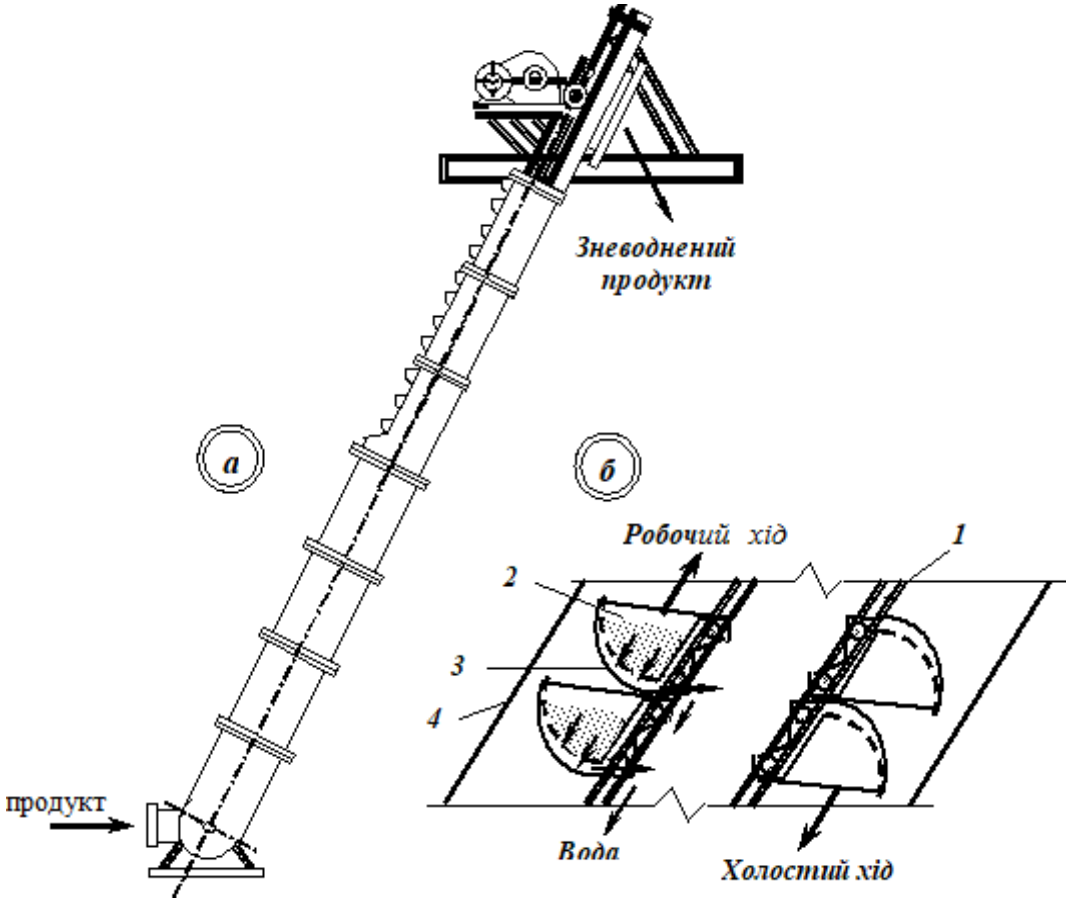


Рис.9.5 – Зневоднювальний елеватор.
а) загальний вигляд; б) схема розташування ковшів
1 – тяговий ланцюг; 2 – ківш; 3 – водовідвідний лист; 4 – корпус.

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 %.

Продуктивність елеваторів може бути визначена за формулами:
– з розімкненими ковшами:

$$Q_1 = 1{,}8\frac{i}{a} w \gamma_0 \psi \qquad (9.15)$$

– із зімкненими ковшами

$$Q_1 = 3{,}6 \frac{i}{a} w \gamma_0 \psi \qquad (9.16)$$

де Q – продуктивність, т/год.; i – об'єм ковша, м^3; a – крок ланцюга, м; w – швидкість руху ланцюга, м/с; γ_0 – насипна густина зневоднюючого продукту, кг/м^3; – коефіцієнт заповнення ковша = 0,85–0,9.

Швидкість руху стрічок елеватора приймається для крупних класів 0,25–0,27, для дрібних класів 0,15–0,17; для промпродукту 0,3–0,38 м/с.

Корисна довжина елеватора при відомій швидкості визначається часом зневоднення продуктів:

– для крупних класів не меншого 17–18 год.

– для дрібних – 27–29 годин.

Загальна довжина елеватора рівна сумі, що складається з корисної довжини, довжини ділянки нижче за рівень води в елеваторі і довжини його приводної частини.

Потужність привода визначається за формулою:

$$N = \frac{QH}{165} \qquad (9.17)$$

де N – потужність привода, кВт; Q – продуктивність, т/год.; H – висота підйому, м.

Зневоднення в елеваторах слід вважати попереднім. Вологість продуктів після зневоднення в ковшових елеваторах залежить від часу зневоднення і крупності зневоднюваних продуктів. Технічна характеристика зневоднюючих елеваторів наведена у таблиці 9.2.

Таблиця 9. 2 – Технічна характеристика зневоднювальних елеваторів

Параметри	**ЕО4С**	**ЕО6С**	**ЕО10**
Довжина, мм	До 30000		
Кут нахилу, градус	69–70		
Швидкість руху, м/с	0,17; 0,25		
Ківш:			
Ширина, мм	400	650	1000
Ємність, л	16	40	125
Крок, мм	320	400	800
Тяговий орган			
Тип	пластинчастий	втулочний	
Крок, мм	320	400	400
Редуктор	ПДНД–315		
Продуктивність. т/год	14–57	28–113	43–177

Ефективність зневоднення у елеваторах залежить від крупності продуктів, що зневоднюються, висоти зневоднювальної частини елеватора над рівнем води, швидкості переміщення ковшів і вмісту твердого у зливі.

9.2.5. Зневоднення на грохотах

На *грохотах* зневоднюють матеріали різної крупності, а також шлами. Ефективне зневоднення досягається на горизонтальних грохотах, які працюють зі струшуванням. Тому для зневоднення продуктів збагачення 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 % просіювальної поверхні грохота (по довжині). При цьому тверда фаза осаджується на поверхні сита, а основна маса води видаляється через шар матеріалу і щілини сита. На другому етапі відбувається розпушування і згущення осаду, в результаті чого розриваються капіляри і капілярна волога видаляється відносно легше. Позитивно впливає на якісні показники процесу сполоскування матеріалу на грохоті чистою водою. При цьому волога зневодненого продукту знижується на 1 – 2 мас.% за рахунок видалення з поверхні матеріалу дрібних мулистих частинок, що утримують вологу.

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

Зневоднювальний грохот (рис.9.6) складається з короба **1**, який закріплено на перекритті будівель за допомогою пружини амортизаторів **6.** У коробі монтуються зневоднювальні сита **4**.

Обертання від електродвигуна **3** за допомогою клинопасової передачі передається синхронізованому віброзбуджувачу **2,** жорстко з'єднаному з коробом. У результаті коробу надаються прямолінійні коливання, які направлені під кутом до площини сита. Бризкала **7** служать для подачі додаткової води на промивку зневоднюваного матеріалу, а воронки **5** – для збору і видалення шламових руд.

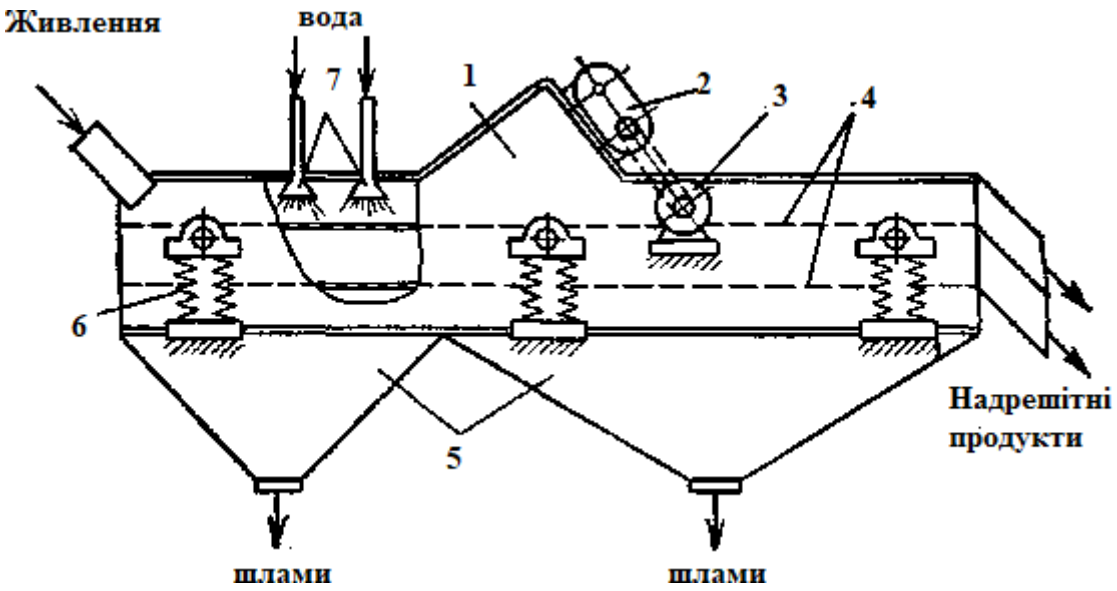


Рис. 9.6 – Схема грохота ГІСЛ –72.

1 – короб; 2 – віброзбуджувач; 3 – електродвигун; 4 – сита; 5 – воронки для збору і видалення шламових руд; 6 – амортизатори; 7 – бризкала.

Процес зневоднення на грохотах можна розділити на два етапи. На першому етапі відбувається попереднє зневоднення, здійснюване на 1/3 – 1/4 частини грохота (по довжині поверхні). При цьому тверда фаза суспензії осідає на поверхні сита, а основна маса води видаляється через шар мАтеріалу і отвори сита. На другому етапі відбувається розпушення і ущільнення осаду, в результаті розриваються капіляри і капілярна волога видаляється порівняно легше. Для споліскування продукту на ситі грохота як правило подають воду під тиском. При такий подачі води вологість кінцевого продукту знижується на 1 – 1,5 %, що пояснюється відмиванням дрібних, часто глинистих частинок. Витрата води становить 0,75 – 1 м^3/т.

Площа сита визначається за формулою:

$$F = BL = \frac{V}{q} \qquad (9.18)$$

де F – площа сита, м^2; B – ширина сита, м; L – довжина сита, м; V – об'єм води, що видаляється при зневодненні, м^3/год.; q – питоме навантаження на сито по видаленій воді, м^3/(м^2·год.).

При ширині щілин в ситі 0,75 – 1,0 мм q = 300 м^3 / (м^2·год.),

При ширині щілин 0,5 мм q = 200 м^3/(м^2·год.).

Продуктивність зневоднюючих грохотів визначається за формулою:

$$Q = qF\,, \qquad (9.19)$$

$$V = q_1 F\,,$$

де Q та V – продуктивність грохота відповідно в т/год. та м^3/год.; q – питоме навантаження на сито, т/(м^2·год.), F – площа сита, м^2; q_1 – питоме навантаження по підрешітній воді, м^3/(м^2·год.).

Питоме навантаження на сито при зневодненні різних продуктів збагачення наведено у таблиці 9.3.

Для інших корисних копалин питоме навантаження розраховують за формулою:

$$q_{n} = q\frac{\delta_{n}}{\delta_{n}}, \qquad (9.20)$$

де $q_{\text{п}}$ – питоме навантаження, т/(м^2·год.); $\delta_{\text{п}}$ – густина матеріалу, кг/м^3; δ – густина вугілля, кг/м^3.

Таблиця 9.3 – Питоме навантаження на сито при зневодненні різних продуктів збагачення

Продукти збагачення	Розмір отворів сита, мм	Питоме навантаження на сито,т/(м^2·год.)	Питоме навантаження по підрешітній воді, м^3/(м^2·год.)
Крупний вугільний концентрат	1,0	18–20	60–70
Дрібний вугільний концентрат	1,0	10–12	60–70
Дрібний вугільний концентрат	0,5	6–8	–
Шлам	0,5	2–3	–
Шлам	0,25	1–1,2	–

Вологість продуктів зневоднення на грохотах залежить від крупності зерен і виду продукту. Вміст в крупних класах дрібних класів ускладнює зневоднення на грохотах і збільшує вологість продуктів зневоднення приблизно на 2 %. При зневодненні крупних класів слід встановлювати два сита: верхнє з отворами розміром 5–12 мм для відділення дрібних класів і нижні з отворами розміром 0,25–1,0 мм для відділення шламу з водою.

Вологість продуктів зневоднення наведена у таблиці 9.4.

Таблиця 9.4 – Вологість продуктів зневоднення

Продукт зневоднення	Вологість, %
Крупний концентрат кам’янного вугілля	6–7
Дрібний концентрат кам’янного вугілля	17–18
Вугільний шлам	23–27
Щебінь 70–40 мм	3,0
Щебінь 40–20 мм	3,5
Щебінь 20–10 мм	4–4,5

Щебінь 10–5 мм	5–6
Щебінь 10–3 мм	6–7

Технічна характеристика грохотів для зневоднення наведена у таблиці 9.5.

Таблиця 9.5 – Технічна характеристика грохотів для зневоднення

Показники	**ГІСЛ–62**	**ГІСЛ–72**
Розмір просіювальної поверхні:		
Ширина, мм	2000	2500
Довжина, мм	5000	6000
Площа, $м^2$	10	15
Розмір отворів в залежності від технічного використання грохота, мм	2	
Нижнього (щілиноподібного)	0,5–2	
Верхнього (листового)	7, 12, 50	
Кут нахилу, град.	0–25	
Амплітуда коливань, мм	6	
Частота коливань $хв.^{-1}$	735	
Продуктивність, т/год.	270	400
Потужність електродвигуна, кВт.	17	22
Частота обертання, $хв.^{-1}$	735	
Маса грохота з бризкальними пристроями, кг		
У підвісному виконанні	До 10070	
У опорному виконанні	До 9950	До 13440
Вага грохота без бризкальних пристроїв, кг		
У підвісному виконанні	До 9890	–
У опорному виконанні	До 9770	До 13280

9.3. Апарати для згущення пульп

Згущенням називається процес зневоднення обводнених тонкозернистих продуктів (пульп, суспензій) осадженням твердої фази і відділенням рідкої фази у вигляді зливу.

Згущувальні апарати на збагачувальних 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.

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 основних зони (рис. 9.7.).

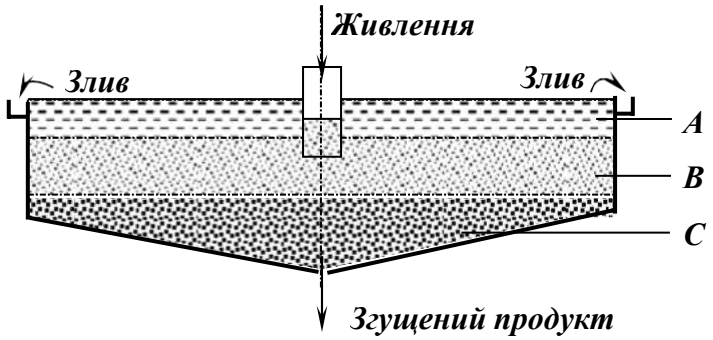


Рис. 9.7. – Зони осадження пульпи в згущувачах.
***A* –зона проясненої рідини;**
***B* – зона вихідної пульпи;**
***C* – зона згущення**

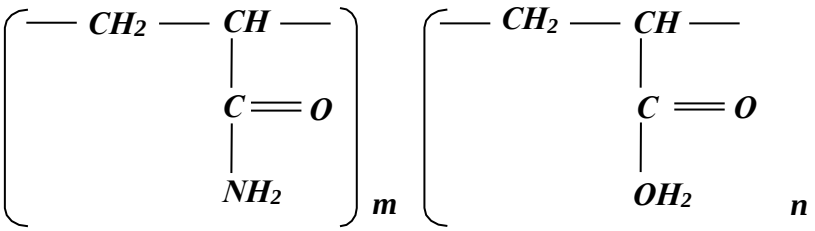
У верхньому шарі створюється зона проясненої рідини *A*, де рух твердих частинок відбувається за законами вільного падіння у водному середовищі. Швидкість руху частинок у цій зоні залежить від їх розміру і густини.

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 находиться зона згущення і ущільнення 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. Питоме навантаження і швидкість осадження залежать від вмісту твердого у вихідному і згущеному продуктах.

Суспензії за крупністю зважених частинок можна розділити на грубі, що містять частинки розміром > 100 мкм; тонкі – від 0,5 до 100 мкм, каламутності – від 0,1 до 0,5 мкм, колоїдні розчини – розміром <0,1 мкм.

Частинки грубих суспензій швидко осідають під дією сили тяжіння, частинки тонких суспензій осідають вельми повільно в спокійному середовищі, так як найтонші частинки знаходяться у броунівському русі, що заважає їх осадженню. Частинки колоїдних розчинів взагалі не осідають без застосування відповідних реагентів.

Для прояснення шламових вод застосовують:

1. Пристрої та апарати, в яких розшарування пульпи проходить під дією сили тяжіння:

- безперервної дії – пірамідальні відстійники, конусні згущувачі, циліндричні згущувачі, механічні класифікатори (спіральні), труби–згущувачі;
- періодичної дії – зовнішні відстійники, шламові басейни, ставки.

Апарати, в яких розшарування пульпи відбувається під дією відцентрової сили, – гідроциклони, відсаджувальні центрифуги.

Апарати, в яких для згущення застосовують сили тяжіння спільно з фільтрацією – згущувачі–фільтри.

Пристрої і апарати, в яких розшарування пульпи відбувається під дією сили тяжіння – це великі чани або басейни, куди пульпа подається безперервно або періодично. Зважені в пульпі тверді частинки повільно осідають, утворюючи осад, який ущільняється і в міру його накопичення видається з апарата. Верхні шари проясненої води переливаються через борти апарата.

В апаратах, де розшарування відбувається під дією відцентрованої сили, пульпа приводиться в обертальний рух. Тверді частинки, що мають більшу, порівняно з рідкою фазою (водою) густину, відкидаються відцентровою силою до периферії (стінок апарата), а прояснена вода збирається ближче до центру обертання.

У згущувачах–фільтрах тверді частинки осідають на фільтраційній поверхні і скидаються у вигляді ущільненого осаду в конус згущувача і далі видаляються з нього.

Основні величини, що характеризують пульпу (суспензію), пов'язані між собою наступними співвідношеннями:

об’єм твердого (частинки) і рідкого (води) в 1 $м^3$ пульпи:

$$V_{T} = \frac{T}{\gamma}; \quad V_{Ж} = \frac{\gamma - T}{\gamma};$$

відношення Р : Т (за масою):

$$P:T = n = \frac{(\gamma - T)\cdot 1000}{\gamma T};$$

маса (кг) твердого в 1 м^3 пульпи:

$$T = \frac{\gamma \cdot 1000}{n\gamma + 1};$$

густина пульпи (кг/м^3):

$$\gamma_{П} = 1 + \frac{(\gamma - T)\cdot 1000}{\gamma};$$

концентрація твердого за масою

$$c = \frac{T - 100}{\gamma}, \%$$

$$T = \gamma \frac{\gamma_{П} - 1000}{\gamma - 1000},$$

де – густина твердого, кг/м^3.

Фактори, що впливають на процес згущення

На ефективність процесу згущення впливають мінеральний і гранулометричний склади твердої фази, густина і форма частинок, вміст твердого у вихідній суспензії і згущеному продукті, в'язкість, pH і температура суспензії, а також конструктивні особливості використовуваних згущувальних апаратів.

Густина твердої фази суспензії істотно впливає на швидкість осадження частинок. Чим вище густина твердої фази, тим з більшою швидкістю будуть осідати частинки. На практиці частинки осаджуються у вигляді агрегатів – флокул, густина яких нижче, ніж густина твердої фази, через наявність внутрішньої вологи.

Зі зменшенням в'язкості суспензії швидкість осадження частинок зростає. Існують різні способи зниження в'язкості суспензії, один з яких – нагрівання. В'язкість води найбільш різко знижується при нагріванні до 20–30 °С. Так, при температурах 0 і 30 °С в'язкість становить відповідно 0,018 і 0,008 Па·с. Крім того, з підвищенням температури суспензії посилюється ефективність дії реагентів. Однак, так як на згущення подають значні обсяги суспензії, нагрівання їх економічно не виправдане.

Густина суспензії при її згущенні впливає по-різному: при згущенні більш щільних суспензій підвищується продуктивність згущувача по

твердому, але внаслідок стиснених умов зменшується швидкість осадження частинок і частина твердої фази виноситься в злив.

Для кожного мінералу існує своя оптимальна густина живлення вихідної суспензії за ефективністю роботи згущувача. Оптимальні умови роботи згущувача підбирають експериментальним шляхом.

Свіжу воду або злив подають у згущувач з метою руйнування піни на поверхні дзеркала згущувача, так як найчастіше згущенню піддають флотаційні концентрати, що містять залишковий спінювач.

Вміст твердого в згущеному продукті при роботі згущувачів коливається від 40 до 70%. Щоб підвищити вміст твердого в згущеному продукті, необхідно зменшити масу відкачуваного згущеного продукту, що призведе до зниження продуктивності згущувача по твердому і сприяє винесенню твердої фази в злив. Із зменшенням густини згущеного продукту збільшується продуктивність по твердому, але при цьому ефективність зневоднення знижується.

Ефективність процесу згущення значною мірою визначається розміром частинок: чим вони більші, тим вище швидкість осадження. Суспензії складаються з частинок різної крупності. Осадження крупних частинок в суспензії сповільнюють більш дрібні, що осідають з меншою швидкістю. В результаті взаємодії крупних і дрібних частинок спостерігається зближення швидкостей осадження частинок різної крупності в згущувальних апаратах. В реальних умовах крупність осаджуваних частинок регулюють за допомогою ефектів коагуляції і флокуляції.

Для згущення шламів найчастіше застосовують радіальні згущувачі з механічним розвантаженням осаду. Залежно від конструкції і розташування привода гребкової рами розрізняють згущувачі з центральним і периферичним приводами. Згущувачі з центральним приводом підрозділяють на згущувачі легкого типу, важкого типу і багатоярусні.

9.3.1. Згущувач з центральним приводом

Радіальний згущувач з центральним приводом (рис. 9.8) складається з циліндричного залізобетонного чана ***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 чана під дією сили ваги. Осілий шлам шкребками гребкового пристрою переміщується по днищу чана до розвантажувальної лійки,

звідки насосом видаляється із згущувача. Злив вивантажується через поріг у зливний жолоб і служить оборотною водою. Механізм привода вертикального вала і підіймання гребкової рами циліндричного згущувача складається з реверсивного електродвигуна і черв'ячної пари (черв'як і шестерня), що приводить в дію гвинт домкрата.

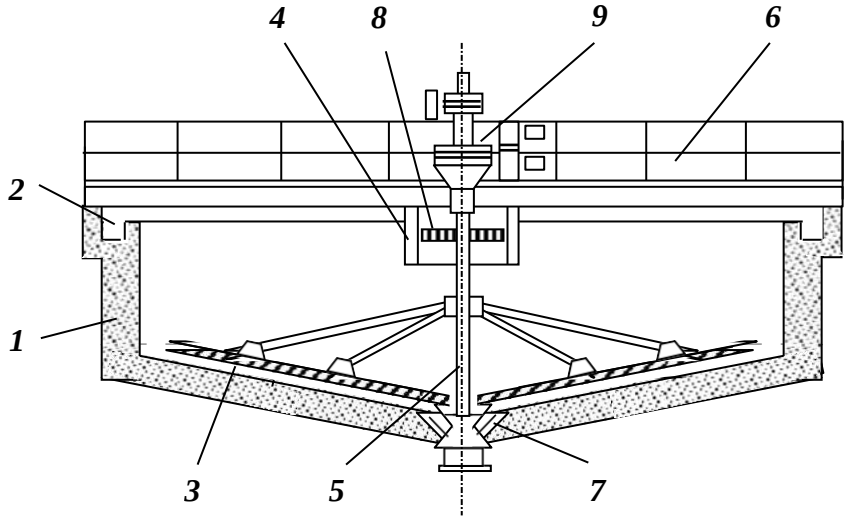


Рис. 9.8 – Радіальний згущувач з центральним приводом.
1 – залізобетонний чан; 2 – зливний жолоб; 3 – гребкова рама;
4 – лійка завантажувальна; 5 – вал; 6 – ферма; 7 – лійка
розвантажувальна; 8 – решітка; 9 – привод.

Робота підіймального механізму полягає в наступному: при зашламуванні гребкової рами черв'як натискає на пружину і через кулачки включає електродвигун, який домкратом піднімає або опускає вал разом з гребковою рамою. Підіймання і спускання вала і гребкової рами здійснюють в інтервалі 300–400 мм. Згущений продукт може видалятися самопливом, або його відкачують діафрагмовими або відцентровими пісковими насосами. Самопливне видалення згущеного продукту і відпомповування діафрагмовими насосами застосовують для згущувачів невеликого діаметра. У згущувачах великого діаметра згущений продукт видаляють за допомогою відцентрових насосів.

Гребки обертаючись з рамою руйнують структуру осаду, сприяють отриманню більш щільного згущеного продукту. Прояснена рідина – злив переливається через кромки кільцевого зливного жолоба по всій його довжині і відводиться зі згущувача. Згущувач оснащено спеціальним підіймальним механізмом, призначеним для запобігання від поломок гребкової рами і приводного механізму при аварійних перевантаженнях. При зупинці привода, що сталася в результаті забивання шламом гребкової рами, на валу створюється підвищений крутний момент, одночасно з подачею сигналу автоматично включається механізм підіймання вала.

Тривалість оберту гребкової рами залежить від крупності частинок і становить 2–8 хв. При осадженні тонких частинок окружна швидкість граблин як правило становить до 0,05 м/с, а при згущенні грубозернистих пульп цю швидкість збільшують до 0,15–0,2 м/с.

Згущувач з центральним приводом важкого типу

Згущувач з центральним приводом важкого типу (рис. 9.9) складається з чана **1**, в центрі якого встановлена залізобетонна колона **4**.

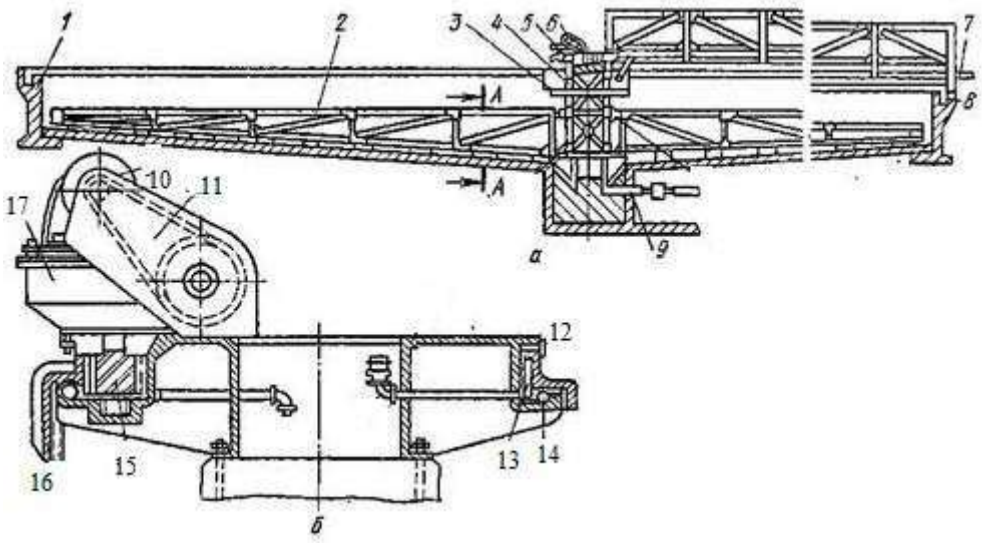


Рис.9.9 – Згущувач з центральним приводом важкого типу
1 – циліндричний чан; 2 – гребкова ферма; 3 – приймальний пристрій; 4 – залізобетонна колона; 5 – опорна головка; 6 – приводний механізм; 7, 9 – труба; 8 – зливний жолоб; 10 – електродвигун; 11 – клинопасова передача; 12 – кільце; 13 – сталеві кульки; 14 – суцільне кільце; 15 – шестерня; 16 – вушка

На колоні закріплена опорна головка **5** з приводним механізмом **6**. Приводний механізм, який складається з електродвигуна **10**, пов'язаного клинопасовою передачею **11** з черв'ячним редуктором **17**, передає обертання на шестерню **15**. Остання знаходиться в зачепленні з внутрішнім зубчастим вінцем діаметром близько 3 м, жорстко поєднаним з поворотним опорним кільцем **12**. Кільце **12** спирається на підшипник, що являє собою суцільне кільце **14** з проточкою, в яку покладені сталеві кульки **13**. Зубчастий вінець з'єднаний з рамою прямокутного перетину, яка обертається навколо колони за допомогою вушок **16**. До нижнього кінця рами шарнірно кріплять дві гребкові ферми **2** трикутного перетину з гребками. Шарнірне кріплення дозволяє гребковим фермам повертатися і підніматися при підпресуванні осаджуваного матеріалу. Гребки мають вигнуту форму і перекривають всю площу днища згущувача, для забезпечення підгортання осідаючих частинок до розвантажувальних патрубків. Живлення

в згущувач подають по трубі **7** в приймальний пристрій **3**. Злив відводять через кільцевої зливний жолоб **8**, а згущений продукт – по трубах **9**.

Перевага згущувача такого типу – міцність конструкції рами і гребкової ферми, що дозволяє згущувати продукти з високою густиною твердої фази і отримувати згущений продукт з підвищеним вмістом твердого. Крім того, згущувач може працювати в зимовий час під відкритим, небом, так як гребкова ферма буде обертатися під кіркою льоду. При низькому розташуванні гребкової ферми поліпшуються умови осадження твердої фази і прояснення пульпи. Згущувачі з центральним приводом випускають з діаметром чана від 2,5 до 100 м.

9.3.2. Двоярусний згущувач з центральним приводом

Двоярусний згущувач (рис. 9.10) складається з чана **1**, розділеного проміжним днищем **3** на верхній і нижній яруси.

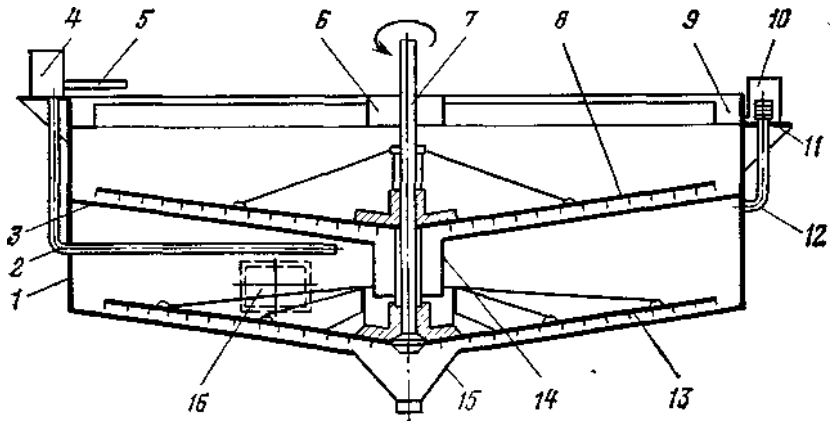


Рис. 9.10 – Двоярусний згущувач з центральним приводом
1 – чан; 2, 5 – труби; 3 – проміжне днище; 4 – розподільний резервуар; 6 – приймальний пристрій; 7 – центральний вал; 8 – верхній ярус; 9 – кільцевий жолоб; 10 – збірна ємність; 11 – насадкові кільця; 12 – труба; 13 – нижній ярус; 14 – перепускний патрубок; 15 – розвантажувальна воронка; 16 – ремонтний люк

На центральному валу **7** закріплені гребкові рами верхнього **8** і нижнього **13** ярусів. Вал з гребковими рамами обертається від електродвигуна через редуктор. Вихідну пульпу подають в розподільний резервуар **4**, з якого вона по трубах **2** і **5** надходить в зону згущення обох ярусів, причому живлення у верхній ярус подається через приймальний пристрій **6**. Осідаючий матеріал верхнього ярусу підгортають гребковою рамою до перепускного патрубка **14,** далі він надходить у нижній ярус, звідки разом зі згущеним продуктом нижнього ярусу відводиться через розвантажувальну воронку **15**. Злив верхнього ярусу видаляється через кільцевий жо-

лоб **9** і надходить у збірну ємність **10**. Злив з нижнього ярусу по трубі **12** також надходить в ємність **10**. Злив нижнього ярусу регулюють насадковими кільцями **11**, при зменшенні числа яких обсяг зливу зростає.

Недолік згущувача – труднощі доступу до гребкової рами нижнього ярусу для її ремонту або очищення від осадженого матеріалу. Для доступу в нижній ярус згущувача передбачений ремонтний люк **16**.

9.3.3. Згущувач з периферійним приводом

Згущувач з периферійним приводом (рис. 9.11) складається з круглого залізобетонного чана **1**, в центрі якого встановлена колона **3**, двох металевих ферм (рухомої **5** і нерухомої **4**), опорної голівки **2** і розташованого по борту чана рейкового шляху **10.**

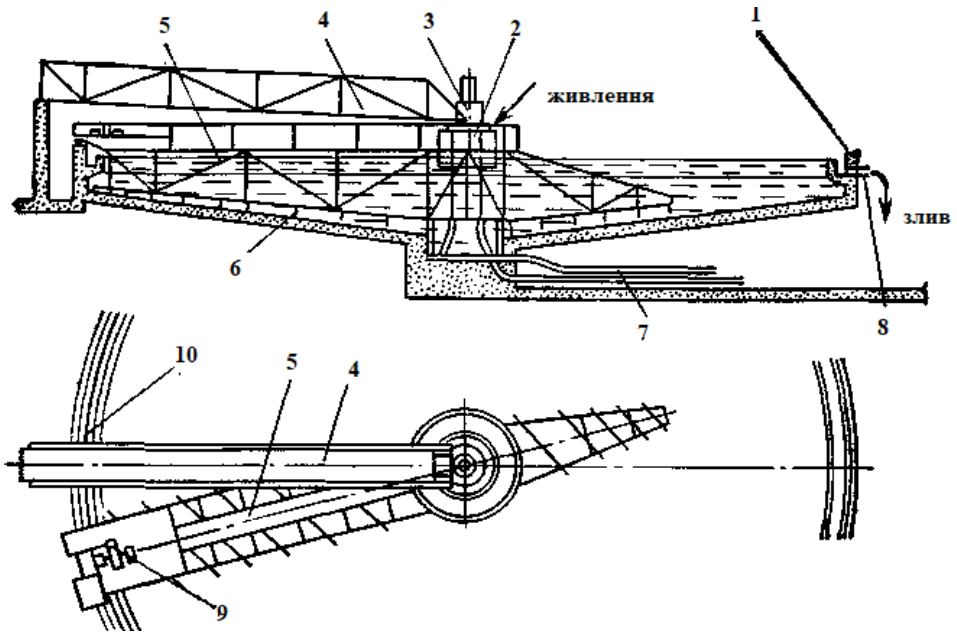


Рис. 9.11 – Згущувач з периферійним приводом
1– залізобетонний чан; 2 – опорна голівка; 3 – колона; 4 – нерухома ферма; 5 – рухома ферма; 6 – гребки; 7 – труба; 8 – трубопровід; 9 – привод; 10 – рейковий шлях

Рухома ферма **5** спирається одним кінцем на обертову частину опорної голівки, а іншим – ходовим колесом – на рейковий шлях **10**. До нижнього кінця рухомої ферми кріплять гребки **6**, висота яких збільшується до центру чана в міру зростання висоти шару згущеного продукту. Вільний кінець ферми **5** призначений для інтенсивного перемішування осідаючого матеріалу в зоні його найбільшої густини.

На рухомій фермі змонтовано привод **9**, що складається з електродвигуна, редуктора і ходового колеса. При передачі обертання від електродвигуна на ходове колесо рухома ферма обертається навколо централь-

ної колони. Згущувач забезпечений індуктивним реле швидкості. При перевантаженні згущувача і зменшенні частоти обертання рухомої ферми подається сигнал. Для відновлення нормальної роботи ферми підключають аварійний насос і додатково відкачують згущений продукт. Крім цього, в спеціальні кишені рухомої ферми завантажують баласт (до 18 т), в результаті чого зростає тиск ходового колеса на рейку і збільшується сила їх зчеплення. На нерухомій фермі укладені трубопроводи для подачі пульпи в згущувач і обладнаний місток для проходу.

Принцип роботи згущувача з периферійним приводом аналогічний принципу роботи згущувача з центральним приводом. Згущений продукт відкачують через розвантажувальні патрубки по трубах **7**, розташованих в спеціальній траншеї під днищем згущувача. Прояснена вода зливається через кромку кільцевого зливного жолоба і відводиться від нього по трубопроводу **8**.

Технічна характеристика згущувачів з центральним та периферичним приводом наведена у таблиці 9.6.

Таблиця 9.6 – Технічна характеристика згущувачів з центральним та периферійним приводом

Марка	Діаметр чана, мм	Глибина чана в центрі, мм	Площа згущення, $м^2$	Час обертання гребкової рами, хв.	Висота підйому граблин, мм	Потужність електродвигуна, кВт.
З центральним приводом						
Ц1–2,5	2500	1500	5	2	250	0,8
Ц4–М1	4000	2599	12	3	300	1,1
Ц6–М1	600	2500	28	4	400	2,2
Ц9–М1	9000	3000	60	5	400	3,0
Ц12–М1	12000	3000	110	6	400	3,0
Ц15–М1	15000	3000	175	7,5	400	4.0
Ц18–М1	18000	3600	250	9	400	4.0
Ц–25	25000	4000	500	11–45	–	1.9х2
Ц–30	30000	4000	700	11–45	–	3,3х2
Ц–50	50000	5000	1950	15,18,26,33	–	5,5х2
Ц–100	100000	75000	7850	–		4х8
З периферійним приводом						
П–25	25000	3600	500	9,13,18	–	7,1; 8.3; 10,5
П–30	30000	3600	700	11,16,19,3	–	7,1; 8.3; 10,5

9.3.4. Високопродуктивні згущувачі

Ідея високопродуктивного згущувача була вперше висунута і технічне рішення запатентоване в 1968 р. в цукровій промисловості. За останні 30 років такі згущувачі набули поширення в збагаченні корисних копалин, хімічній та інших галузях промисловості. Успішна робота високо продуктивних згущувачів забезпечується використанням флокулянтів високої молекулярної маси поліелектролітного типу.

Основною відмінністю згущувачів високої продуктивності від традиційних згущувачів є тривалість процесу осадження. У традиційному згущувачі час осадження може становити кілька годин і навіть днів, а в високопродуктивному – близько 1 год.. Отже, високопродуктивні згущувачі згущують пульпу в 3–10 разів швидше традиційних. Швидкість висхідного потоку для високопродуктивного згущувача складає 2–10 м/год. Діаметр високопродуктивного згущувача в 2–3 рази менше звичайного згущувача при однаковій продуктивності.

За останні кілька років проведені широкі дослідження процесу згущення, а також оптимізація конструкції з метою підвищення ефективності використання площі горизонтального перетину згущувачів і зниження таким чином капітальних витрат (рис.9.12.).

У системах Outotec Directional Autodil™ і Outotec Turbodil™ вперше застосовані технології, що дозволяють автоматично розбавляти живлення згущувача, оптимізувати його продуктивність і споживання флокулянта. Деаератор Outotec FrothBuster™ зменшує піноутворення на поверхні згущувача. А живильний колодязь Outotec Vane Feedwell™ додатково підвищує продуктивність за рахунок з'єднання між нижньою і верхньою зонами.



Рис. 9.12 – Загальний вигляд згущувача високої продуктивності

Основні переваги:

• Істотне підвищення швидкості осадження (0,35–1,5 т/м²·год.) за рахунок флокуляції.

• Стабільне отримання згущеного продукту з високою густиною.

• Ефективна флокуляція і рівномірний розподіл живлення завдяки інноваційній конструкції живильного колодязя.

• Автоматизація роботи.

У високопродуктивних згущувачах SUPAFLO флокуляція вихідної пульпи відбувається в живильному колодязі в регульованих умовах, після чого вона подається на уже утворену постіль. Постіль працює як фільтр і як «творець» флокул, вловлюючи тонкі частинки, що не були зфлокульовані в живильному колодязі. При цьому швидкість висхідного потоку рідини може бути значно вище, ніж в звичайному згущувачі.

Чан згущувача **SUPAFLO** (рис. 9.13) виготовлений з вуглецевого сталевого листа. Дно чана конічної форми з кутом конусності 14°.

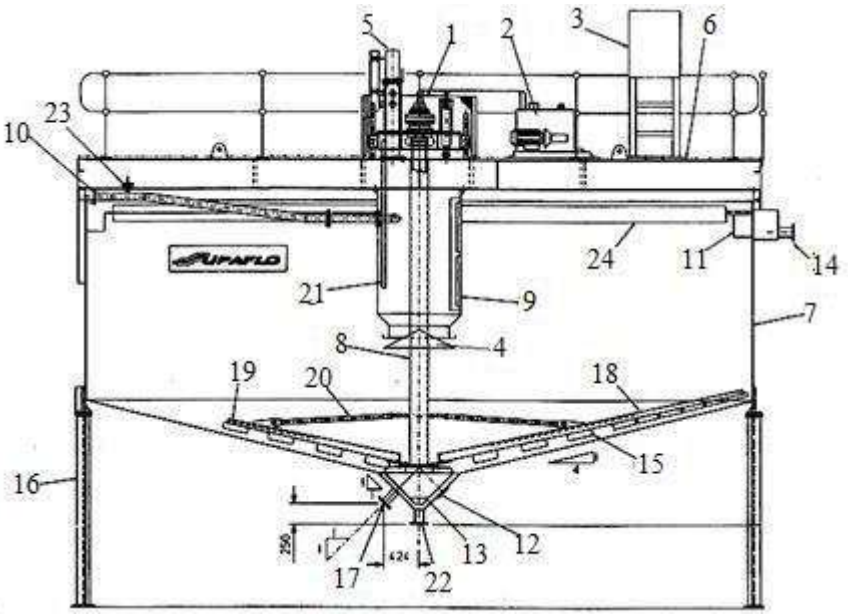


Рис. 9.13 – Високопродуктивний згущувач SUPAFLO:
1– привод; 2 – гідравлічна силова установка; 3 – панель управління; 4 – відбивний конус; 5 – підйомний механізм граблин; 6 – міст; 7 – чан; 8 – вал; 9 – живильний колодязь; 10 – живильна труба; 11 – кільцевий зливний жолоб; 12 – розвантажувальний конус; 13 – скребок розвантажувального конуса; 14 – зливна коробка; 15 – гребки; 16 – опорна конструкція; 17 – патрубок згущеного продукту; 18 – довга граблина; 19 – коротка граблина; 20 – розпірки граблин; 21 – розбризкувач флокулянту; 22 – випускний патрубок; 23 – патрубок подання флокулянта в живильну трубу; 24 – відбійник піни

У центрі днища є конус згущеного продукту з кутом нахилу 45°. На конусі встановлені патрубки розвантаження згущеного продукту і аварій-

ного скидання. Згущений продукт відпомповується двома пісковими насосами (один в роботі, один резервний). Дно чана з конусом згущеного продукту спирається на опорні колони. Кільцевий зливний жолоб з відбійником піни використовуються для випуску чистого зливу, який далі відводиться через розвантажувальну коробку. Згущувач обладнаний 4 граблинами: дві довгі, дві короткі. Привод граблин складається з гідравлічної силової установки і двигуна, який сполучений з багатоступінчастим планетарним редуктором. Механізм підйому граблин включає декілька паралельно працюючих гідравлічних циліндрів, які піднімають і опускають основу привода. Системи привода і механізм підйому граблин встановлені на мосту згущувача.

Граблини обладнані гребками так, щоб очищати усе дно згущувача за один оберт. Конструкція граблин ″низького гідравлічного опору″ знижує крутний момент, на привод згущувача. У конструкції граблин відсутня система ферм, що сприяє їх вільному руху в зоні згущування (ущільнення) осаду. Граблини переміщують згущений продукт до центру, а також допомагають зберігати постіль рухливою і ущільнювати укладку твердих частинок в постілі. На гребковій фермі додатково встановлені вертикальні пластини, які розпушують згущений продукт, створюють порожнини і канали, по яких ефективніше виділяється вода. Напрям руху граблин можна змінювати на протилежний дистанційно.

.

9.3.5. Циліндроконічний згущувач

Циліндроконічний згущувач (рис. 9.14) складається із сталевого циліндричного корпусу **6**, у верхній частині якого розташовано зливний жолоб ***5,*** система дозування флокулянту ***1,*** жолоб-змішувач ***2,*** проміжні камери ***3,*** повітровідділювачі ***4***. У центральній частині корпуса є завантажувальний пристрій **3**, на кінці якого поміщена конічна вставка з радіальними дільниками потоку. Згущений продукт розвантажується роторним розвантажувачем ***9*** з конічної частини ***8***. 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 флокул 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.

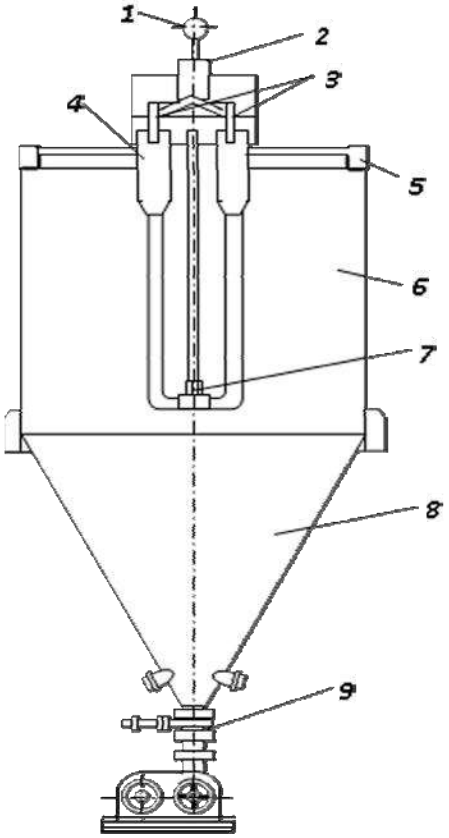


Рис.9.14 – Циліндроконічний згущувач
1– система дозування флокулянту; 2 – жолоб-змішувач; 3 – проміжні камери; 4 – повітровідділювачі; 5 – зливний жолоб; 6 – циліндрична частина; 7 – розподільна камера; 8 – конічна частина; 9 – розвантажувач

При технологічному розрахунку і виборі згущувачів питому площу згущення і продуктивність приймають або за експериментальними даними, 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:

$$F = Q / q, \text{ м}^2, \qquad (9.21)$$

де Q – продуктивність згущувача по пульпі, т/год.; q – питома продуктивність згущувача, $м^3/год \cdot м^2$.

За обчисленою площею згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = 2\sqrt{F/\pi} \approx 1{,}13\sqrt{F}\text{, м.} \qquad (9.22)$$

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.

9.3.6. Згущувач з осадоущільнювачем

Згущувач з осадоущільнювачем застосовують для уловлювання шламів, прояснення зворотних вод, згущення відходів флотації та отримання осадів з підвищеною концентрацією твердого. Принципова відмінність згущувача з осадоущільнювачем від згущувачів інших типів – збільшена висота зони стиснення (ущільнення) осаду. Використовують для отримання достатньо проясненого зливу та згущеного продукту з підвищеною концентрацією твердого.

Згущувач (рис. 1.15) складається із сталевого циліндроконічного корпусу **1**, на який спирається міст **2** з приводом розпушувача.

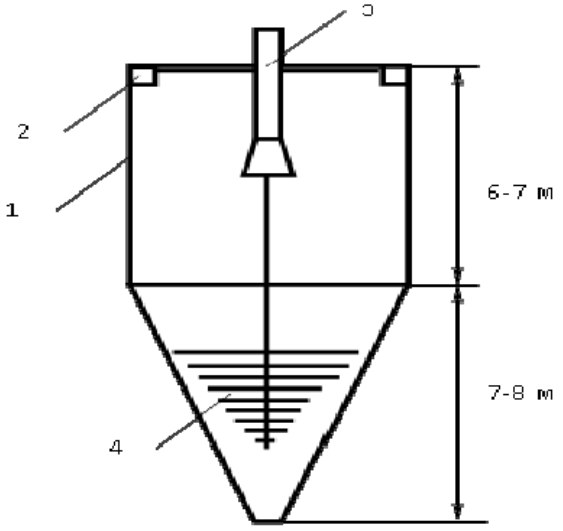


Рис. 9.15 – Згущувач з осадоущільнювачем
1 – циліндричний корпус; 2 – міст; 3 – приймальний пристрій;
4 – лопатки розпушувача

У центрі чана проходить вал з лопатками розпушувача **4**, укріпленими на його нижньому кінці.

Живлення подають в центральну частину корпусу через приймальний пристрій 3. Частинки твердого осідають в конічній частині чана і ущільнюються під дією гравітаційних сил, тиску стовпа рідини і коливань розпушувача. Встановлено, що легке перемішування осаду сприяє його ущільненню. При вертикальних коливаннях розпушувача в осаді утворюються канали, по яких вода переміщується у верхню частину згущувача.

Для видалення осаду використовують роторний вивантажувач 8 з приводом 9. Прояснена рідина зливається через кільцевий жолоб 4. Частота коливань розпушувача 3 хв.$^{-1}$, а амплітуда переміщення 200 мм. Питома продуктивність по вихідному живленню коливається від 2 до 3,5 м^3/(м^2·год.) або від 0,16 до 0,25 т/(м^2·год.). Концентрація твердого в згущеному продукті становить 700–800 г/л. Технологічні показники роботи згущувача з осадоущільнювачем вище показників роботи звичайного згущувача.

9.3.7. Радіальні згущувачі з ґрунтовим днищем

Останнім часом за кордоном почали застосовувати радіальні згущувачі з ґрунтовим днищем, які значно дешевше залізобетонних (рис.9.16). Досвід експлуатації таких згущувачів показав їх достатню надійність в роботі. Згущувачі з земляним днищем успішно експлуатують в різних країнах. Всього споруджено 18 таких згущувачів з діаметрами від 38,5 до 132,3 м.

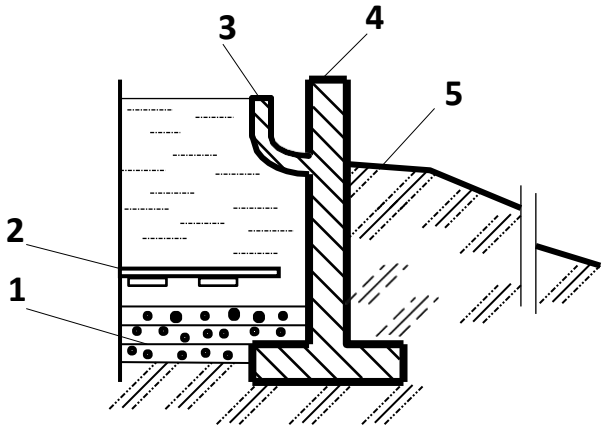


Рис.9.16 – Згущувач з ґрунтовим днищем
1– ґрунт; 2 – гребковий механізм; 3 – зливний жолоб;
4 – кільцева залізобетонна стінка; 5 – насип

При конструюванні таких згущувачів найбільш важливою умовою є непроникність ґрунту, що утворює основу (днище) згущувача. Тому першим етапом спорудження згущувача з ґрунтовим днищем є визначення

фізико–хімічних властивостей ґрунтового матеріалу, витрати реагенту та в'яжучих матеріалів для забезпечення водонепроникності ґрунту. Ґрунт повинен містити 10–20% глини.

Другий етап – спорудження бетонної стіни по периметру із зливним жолобом і тунелю під згущувачем для прокладки труб згущеного продукту.

Після спорудження тунелю під згущувачем, кільцевої залізобетонної стінки **4** із зливним жолобом **3** і установки привода згущувача на дні згущувача шарами по 150 мм укладають ґрунт 1. Його ущільнюють, обробляють реагентами, а потім монтують гребковий механізм **2**. Після цього навколо згущувача планують насип 5 шириною 5 м з укосами 1:11,5. Висота насипу повинна бути на 700 мм нижче верхньої кромки огороджувальної стінки.

На третьому етапі на дно згущувача укладають шари ґрунту товщиною 150–200 мм, ущільнюють кожен шар катком, обробляють стабілізаторами ґрунту і поверхнево–активними речовинами. Цей процес повторюється для другого і третього шарів.

Ці згущувачі відрізняються найбільш низькими капітальними витратами для згущувачів такої конструкції в порівнянні із залізобетонними.

Після спорудження згущувач заповнюється водою з додаванням 0,1% полімеру і витримується не менше 72 годин, після чого він готовий до роботи.

9.3.8. Згущувач з сифонним розвантаженням осаду (сифонний класифікатор–дешламатор)

Класифікатор складається з наступних основних вузлів: ванна, яка служить для прийому і обробки пульпи; колектор, який створює рівномірний потік промивальної води від низу до верху; сифонів, які служать для видалення важкої фракції з ванни (рис. 9.17).

Принцип роботи полягає в осіданні важкої фракції (пісків) у висхідному потоці промивальної води.

У нижній частині ванни, при включенні колектора і поданні живлення (пульпи), утворюється циркуляційний шар, який, досягаючи певного положення по висоті ванни, спричиняє включення автоматичної системи регулювання роботи сифона.

Піски видаляються автоматично. Циркуляційна зона постійно знаходиться в рівновазі.

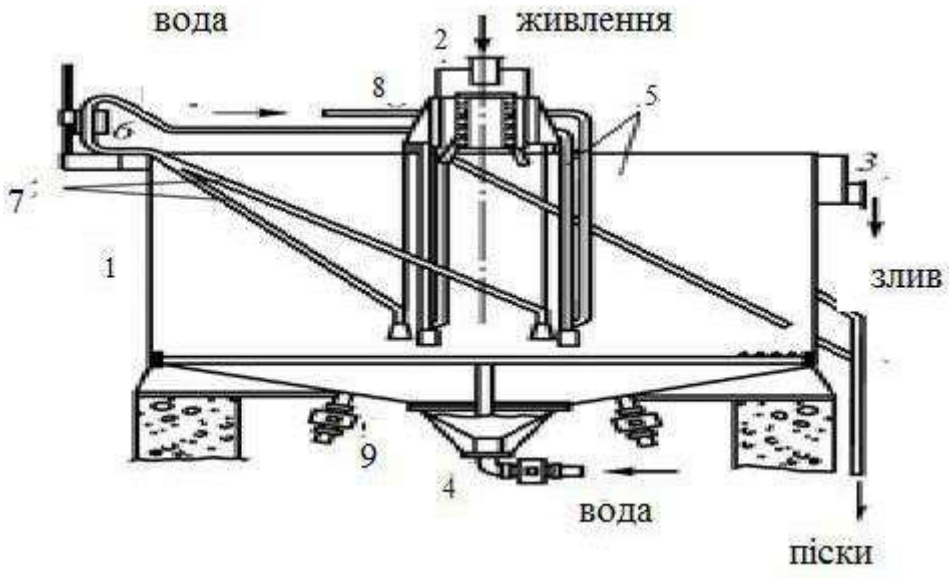


Рис. 9.17 – Сифонний класифікатор–дешламатор.
1 – чан; 2 – живлячий патрубок; 3 – зливний жолоб; 4 – труба для подання води знизу; 5 – сифони; 6 – регулюючий поплавцевий механізм з голчастим клапаном; 7 – п'єзометрична трубка; 8 – труба для подання води в сифон; 9 – дренажні патрубки

Сифонні класифікатори мають ряд переваг перед механічними і іншими гідравлічними класифікаторами, які забезпечують при їх застосуванні низькі експлуатаційні витрати і високу ефективність розділення.

Сифонне розвантаження пісків дозволяє значно спростити конструкцію дешламатора, оскільки виключається гребковий механізм з приводом і з'являється можливість застосування простої гідравлічної системи регулювання розвантаження пісків.

Відсутність гребкового механізму створює умови для найбільш раціональних конструктивних рішень систем бризкал. При цьому подання свіжої води вирішує дві задачі – створення висхідного потоку для ефективного промивання пісків і утворення суспензій, що легко розвантажуються через сифонні патрубки.

Механізм розділення магнетитових пульп в сифонних дешламаторах

При усталеному процесі розділення матеріалу у висхідному потоці води у ванні дешламатора утворюються наступні три зони.

ЗОНА 1 (прояснений шар пульпи) – розташовується між рівнем зливу і рівнем введення живлення. Для цієї зони характерні висхідні потоки, що виносять в злив тонкі частинки. Вміст твердого – 3–10%.

ЗОНА 2 (зона розділення). У цій зоні під дією висхідного потоку води відбувається розшаровування матеріалу на тонкі (шлами) і грубі (піски) фракції. У верхній частині цієї зони спостерігається інтенсивне перемішування пульпи потоком живлення.

ЗОНА 3 (циркуляційний шар – "псевдозріджений шар") – шар суспензії грубих фракцій (магнітних флокул), рух яких характеризується локальними переміщеннями під впливом постійно виникаючих і зникаючих пульсацій висхідного напряму. Розпушування в цьому шарі визначається характеристикою матеріалу і швидкістю висхідного потоку води. Вміст твердого – 25–70%. Висота і густина цього шару істотно впливають на процес розділення.

Встановлено, що найбільш високі показники розділення мінеральних суспензій досягаються при глибині подання живлення 0,4–0,6 м. При меншій глибині подання живлення спостерігається винесення важких частинок у злив, а при більшій – відбувається розмив псевдозрідженого шару, що погіршує якість пісків.

Ефективність класифікації, як показали дослідження в класифікаторах з сифонним розвантаженням пісків, досягає 60–65%, а ефективність дешламації 89–90%. Це забезпечується перечищенням осілих грубозернистих фракцій (флокул) в псевдозрідженому шарі при стійкій роботі сифонних класифікаторів–дешламаторів в заданому технологічному режимі.

Розділення мінеральних суспензій відбувається при поєднанні умов стисненого падіння (зона осадження) і умов вільного падіння частинок (зона зливу). При зміні висоти циліндричної ванни від 2 до 2,5 м, помітних змін вмісту твердого і гранулометричного складу не спостерігається.

Ванна змінного перерізу, дозволяє знизити питому витрату висхідної води майже на 30–40%, оскільки швидкість висхідного потоку в шарі пісків обернено пропорційна площі перерізу ванни.

На ефективність розділення істотно впливає характер переходу від зони осадження до циркуляційного шару. Причому, при розділенні флокул від шламів ця межа чіткіша, ніж при режимі класифікації. На межі цих зон є накопичення проміжних мінеральних частинок, агрегатів (граничних зерен) представлених головним чином зростками і великими зернами породи. Для стабілізації високих показників розділення дуже важливим є створення умов, що забезпечують динамічну рівновагу цих зон, тобто збереження постійної їх висоти. Найбільший приріст ефективності знешламлювання залежно від швидкості висхідного потоку спостерігається при менших об'ємних навантаженнях. Це пояснюється тим, що при малих навантаженнях в зоні осадження швидкість висхідного потоку недостатня, і для отримання високої ефективності необхідно збільшувати витрату

води, тобто організовувати інтенсивне промивання в основному в циркуляційному шарі. В умовах великих питомих об'ємних навантажень, коли швидкості висхідного потоку у верхніх зонах ванни дешламатора близькі до оптимальних (0,7–0,9 см/с) подання свіжої води через бризкала менше впливає на зміну умов розділення.

9.3.9. Магнітний дешламатор

Магнітні дешламатори (рис. 9.18) за конструкцією аналогічні радіальному згущувачу з центральним приводом.

Характерна риса магнітних дешламаторів – наявність намагнічувального пристрою **4**, що складається з чотирьох котушок, розташованих в живильній воронці. Напруженість магнітного поля: на полюсах – 80000–96000 А/м, в робочому зазорі – 32000–40000 А/м.

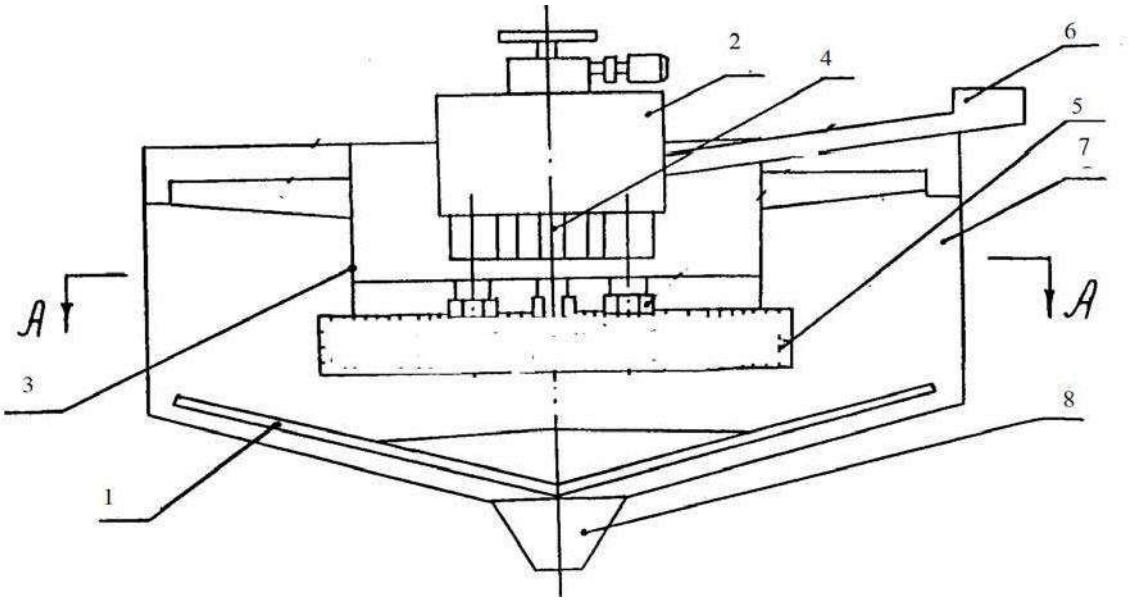


Рис. 9.18 – Магнітний дешламатор
1 – гребкова рама з граблинами; 2 – привод; 3 – завантажувальний бак; 4 – намагнічувальні апарати; 5 – заспокоювач; 6 – зливний жолоб; 7 – резервуар; 8 – розвантажувальний пристрій

Число намагнічувальних апаратів залежить від діаметра чана. Так, в дешламаторі МД–12 встановлено 30 намагнічувальних апаратів. Магнітний дешламатор складається з металевого чана (корпусу) **7**, у верхній частині якого знаходиться кільцевий жолоб **6** для збору і видалення зливу, завантажувального бака **3**, гребкової рами **1**, механізмів обертання і підйому граблин **2**, заспокоювача **5**. Дно дешламатора має конічну форму, в центрі знаходиться розвантажувальна воронка **8**. Вихідна пульпа надходить в завантажувальний бак і перед подачею в чан проходить через

намагнічувальні апарати. Завантажувальний бак знаходиться всередині заспокоювача, що являє собою обичайку з листової сталі і служить для запобігання виносу в злив крупних частинок і флокул.

Досвід роботи залізорудних збагачувальних фабрик Криворізького басейну та інших фабрик показує, що дешламатори є ефективними апаратами для згущення залізних концентратів перед фільтруванням. Завдяки високій питомій продуктивності і меншим розмірам у порівнянні зі згущувачами, дешламатори можна розміщувати поблизу вакуум–фільтрів. Це зменшує витрати на перекачування пульпи і покращує обслуговування апаратів. З урахуванням високих технологічних результатів роботи магнітних дешламаторів для згущення магнетитових концентратів вони рекомендуються для всіх збагачувальних фабрик, що переробляють сильномагнітні руди.

Технічна характеристика магнітних дешламаторів наведена у таблиці 9.7.

Таблиця 9.7 – Технічна характеристика магнітних дешламаторів

Найменування показників	МД –5А	МД – 9А	МД – 12
Діаметр чана, мм	5 000	9 000	12 000
Площа осадження, $м^2$	19,6	64	112
Продуктивність по вихідному продукту, т/год.	60	220	350
Потужність привода, кВт – механізму обертання граблин – механізму підйому граблин	 1,5 1,1	 3,0 1,1	 5,5 1,5
Габаритні розміри, мм – довжина – ширина – висота	 5 400 5 250 5 250	 9 440 9 200 8 300	 13 460 11 500 9 035
Маса, кг	8 200	27 200	55 000

9.3.10. Гідроциклони

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламлення дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення.

У промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках використовують головним

чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10º і великих типорозмірів з кутом конусності 20º.

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 – 10º; класифікаційні – 20º; важкосередовищні – 40–60º; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90º.

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 9.19). Живлення під тиском подається у верхню частину циліндра за допомогою тангенціально розташованої живильної насадки ***3***. Злив вивантажується через зливний патрубок ***4*** у циліндричній частині ***1*** гідроциклона, а піски – через піскову насадку ***5***, розташовану в конічній частині ***2***.

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 русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній, що переміщається уздовж стінок конуса вниз до піскової насадки ***5***, і внутрішній циліндричний, спрямований угору уздовж осі до зливного патрубка ***4***. Поблизу геометричної осі апарата іноді відбувається розрив суцільності потоку і утворення повітряного стовпа діаметром до 0,7 від діаметра зливного патрубка.

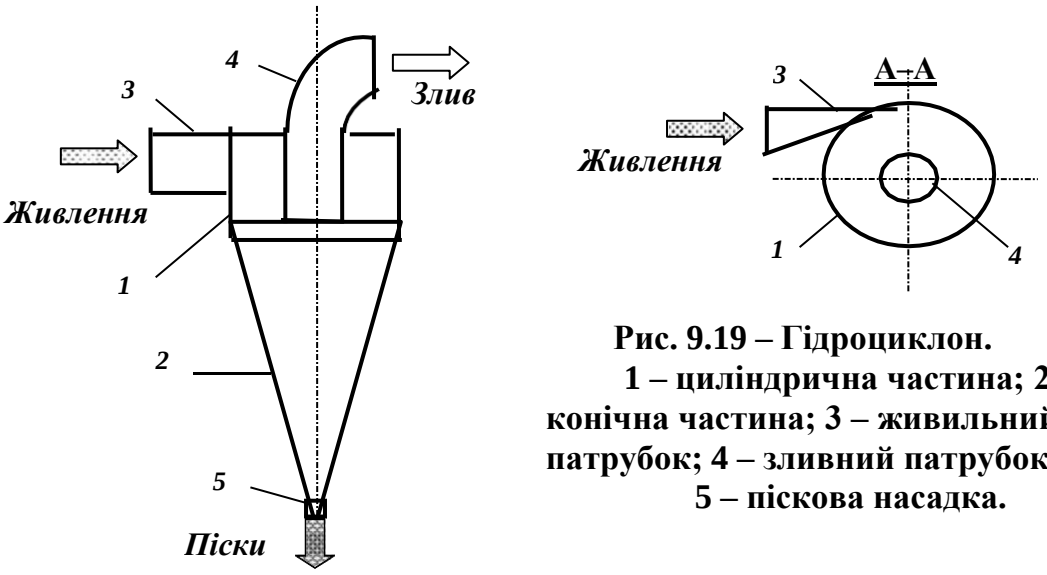


Рис. 9.19 – Гідроциклон.
1 – циліндрична частина; 2 – конічна частина; 3 – живильний патрубок; 4 – зливний патрубок; 5 – піскова насадка.

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). Зупинимося на цих факторах більш докладно.

Конструктивні фактори:

– *діаметр D* (м) гідроциклона визначає його продуктивність по твердому:

$$Q = 200\ D^{2},\ \text{т/год.},\qquad (9.23)$$

Вибираючи гідроциклон, 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;

– *розмір і форма живильного патрубка* $d_Ж$ мало впливають на якісні показники роботи гідроциклона, у той же час продуктивність гідроциклона прямо пропорційна розміру живильного патрубка. Форма отвору живильного патрубка як правило виконується прямокутною (щілинною), еквівалентний діаметр живильного патрубка приймається в межах:

$$d_Ж = (0{,}08 – 0{,}25)\ D,\ \text{м};\qquad (9.24)$$

– *діаметр зливного патрубка* $d_{ЗЛ}$ впливає на всі показники роботи гідроциклона. Збільшення діаметра зливного патрубка викликає пропорційне збільшення продуктивності і приводить до одержання більш грубих зливів у зв'язку зі скороченням часу перебування матеріалу в апараті. Діаметр зливного патрубка приймається залежно від діаметра гідроциклона і на 20 – 25 % більше діаметра піскової насадки:

$$d_{ЗЛ} = (0{,}2 – 0{,}4)\ D,\ \text{м};\qquad (9.25)$$

$$d_{ЗЛ} = (1{,}20 – 1{,}25)\ d_П,\ \text{м};\qquad (9.26)$$

– *діаметр піскової насадки* $d_П$ практично не впливає на продуктивність, однак впливає на якісні показники роботи гідроциклона. Зі зменшенням розміру піскової насадки збільшується вихід зливу і його крупність, збільшується вміст твердого в пісках і зменшується їхній вихід. Розмір піскової насадки вибирають залежно від діаметра гідроциклона і діаметра зливного патрубка:

$$d_П = (0{,}03 – 0{,}20)\ D,\ \text{м}\qquad (9.27)\ ;$$

$$d_П = (0{,}15 – 0{,}80)\ d_З,\ \text{м}\qquad (9.28).$$

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках $Q_П$. Питома продуктивність гідроциклона по пісках $q_П$, що проходять через піскову насадку обраного розміру $d_П$ складає:

$$q_П = Q_П / (0{,}785n\, d_П{}^2), \text{ т/год·м}^2 \qquad (9.29),$$

де $Q_П$ – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год.; n – число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклона повинна складати $5\cdot10^3$ – $2{,}5\cdot10^4$ т/год·м^2. Якщо питома продуктивність не входить у зазначений інтервал, треба прийняти інший розмір насадки і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки $d_П$.

– *розвантажувальне відношення* $d_П / d_{ЗЛ}$, тобто відношення діаметра піскової насадки до діаметра зливного патрубка є основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклона. 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 досягається 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;

– *кут конусності* α визначає об’єм гідроциклона і час перебування в ньому матеріалу. Зі збільшенням кута конусності збільшується крупність класифікації, зменшуються вихід пісків і об'ємна продуктивність:

$$Q_0 = 310^4\, k_\alpha\, k\, d_Ж\, d_{ЗЛ}\, p_0{}^{0,5}, \text{ м}^3/\text{год}, \qquad (9.30)$$

де $\boldsymbol{p_0}$ – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; $\boldsymbol{k_\alpha}$ – поправка на кут конусності α гідроциклона (при $\alpha = 10^o$ k_α=1,15; при $\alpha = 20^o$ k_α=1,0); k – поправка на діаметр гідроциклона, що визначаються за формулою:

$$k = 0{,}8 + 1{,}2 / (1 + 10\, D)\,; \qquad (9.31)$$

– *спосіб установки гідроциклона* залежить від його розміру і тиску на вході. На роботу гідроциклонів великих розмірів при невеликих тисках

на вході може істотно впливати гравітаційне поле. У цьому випадку рекомендується встановлювати гідроциклони в похилому або горизонтальному положенні. У похилому положенні встановлюють також важкосередовищні гідроциклони.

Технологічні фактори:

– *тиск* $\boldsymbol{p_0}$ *на вході в гідроциклон* для одержання задовільних результатів розділення повинен бути постійним і досить високим. При заданій об'ємній продуктивності (4.23) він визначається головним чином розмірами зливного $d_{ЗЛ}$ і живильного $d_Ж$ отворів. Підвищення тиску сприяє зменшенню граничної крупності розділення і одержанню більш дрібних зливів. При одержанні грубих зливів допускається робота гідроциклона з тисками 0,05 МПа, при одержанні тонких зливів – не менше 0,2 МПа;

– *вміст твердого у вихідній пульпі* β впливає на крупність і розрідженість продуктів розділення. Одержання тонких зливів можливе лише при досить низьких вмістах твердого у вихідній пульпі. У протилежному випадку крупність зливу зростає внаслідок збільшення в'язкості і густини пульпи в гідроциклоні. Крім того, підвищення вмісту твердого в пульпі спричиняє збільшення навантаження на піскову насадку, яка може не забезпечити вивантаження пісків, що приведе до порушення процесу розділення;

– *гранулометричний склад вихідного матеріалу* впливає на якісні показники процесу розділення. При розділенні грубозернистих шламів злив більш крупний, а піски більш густі, ніж при роботі за тих же умов, але на більш дрібних матеріалах. Результати класифікації погіршуються при збільшенні вмісту у вихідному матеріалі класів, близьких до граничної крупності розділення.

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

$$d_н = 15\left(\frac{D d_{ЗЛ}\beta}{k_D d_П(\delta - 1)\sqrt{p_0}}\right)^{0,5}, \text{ мкм},$$

де $D, d_{ЗЛ}, d_П$ – діаметри гідроциклона, зливної і пісковой насадок, м; β – вміст твердого в живленні гідроциклона, %; k_D – поправковий коефіцієнт на діаметр гідроциклона; δ – об'ємна густина твердої фази, т/м^3; p_0 – тиск на вході в гідроциклон, МПа.

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.

Технічні характеристики гідроциклонів наведені в табл. 9.8.

Таблиця 9.8 – Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	ГЦ–75	ГЦ–150	ГЦ–250	ГЦ–360	ГЦ–500	ГЦ–710	ГЦ–1000	ГЦ–1400
Діаметр гідро–циклона, мм	75	150	250	360	500	710	1000	1400
Кут конусності, градус	10	10	20	20	20	20	20	20
Еквівалентний діаметр живильного отвору, мм	17	38	65	90	130	150	210	300
Діаметр зливного отвору, мм	22	50	80	115	150	200	250	380
Діаметр піскового отвору, мм	8; 12; 17	12; 20; 27; 34	34; 48; ?5	34; 48; 75; 96	48; 75; 96; 150	48; 150 75; 200	75; 150 200; 250	200; 250 300; 350
Тиск на вході, МПа	0,01––0,02	0,01––0,02	0,03––0,25	0,03––0,25	0,03––0,25	0.03––0,25	0,06––0,45	0.06––0,45
Продуктивність при тиску 0,1 МПа, $м^3$/год	5	15	50	95	180	260	470	900
Габарити, мм:								
довжина	300	500	600	700	900	1200	1500	2100
ширина	350	450	650	750	1000	1400	1600	2200
висота	600	1200	1400	1900	2500	3500	4500	6200
Маса, кг	20	100	200	300	450	1450	2400	4500

9.3.11. Згущувальні конуси (згущувальні воронки)

Згущувальні конуси використовують на вуглезбагачувальних фабриках невеликої продуктивності для згущення пульпи та очищення шламів від тонких породних частинок.

Згущувальний конус являє собою циліндроконічний резервуар з кутом нахилу конічної частини 60 – 65^0. Діаметр циліндричної частини воронки не перевищує 6 м. У центрі воронки закріплений завантажувальний патрубок. У нижній частині конуса передбачений патрубок для відводу згущеного продукту (рис. 9.20).

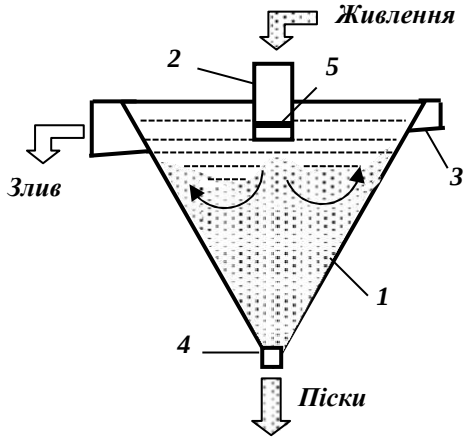


Рис.9.20 – Схема згущувального конусу. 1 – конічний корпус; 2 – центральна труба; 3 – зливний жолоб; 4 – піскова насадка.

Вихідна пульпа через завантажувальний патрубок надходить у воронку, де створюється висхідний потік рідини. Тверді частинки осідають і вивантажуються з воронки через розвантажувальний патрубок. Злив видаляється через кільцевий зливний жолоб. Згущувальні воронки – малоефективні апарати. Застосовують їх тільки на вуглезбагачувальних фабриках, і то в обмежених масштабах.

Питома продуктивність воронки складає близько 20 $м^3/м^2 \cdot год$) при концентрації твердого в живленні до 110 г/л (концентрація твердого в зливі становить 40 ÷ 80 г/л). Технічна характеристика згущувального конуса наведена в таблиці 9.9.

Таблиця 9.9 – Технічна характеристика згущувального конуса

Параметри	СВ–4500	СВ–5000
Діаметр зливного порога, мм, не менше	4500	5000
Площа дзеркала осадження, $м^2$	16	20
Робочий об’єм, $м^3$	40	46

Габаритні розміри мм., не більше:		
довжина (L)	5480	6150
ширина (B)	5310	6000
висота (H)	5290	4950
Маса, кг, не більше	3434	4136

9.3.12. Пірамідальні відстійники

Пірамідальний відстійник працює за принципом класифікатора з горизонтальним потоком.

Пірамідальний відстійник складається з камер прямокутного перерізу з пірамідальними днищами (рис.9.21).

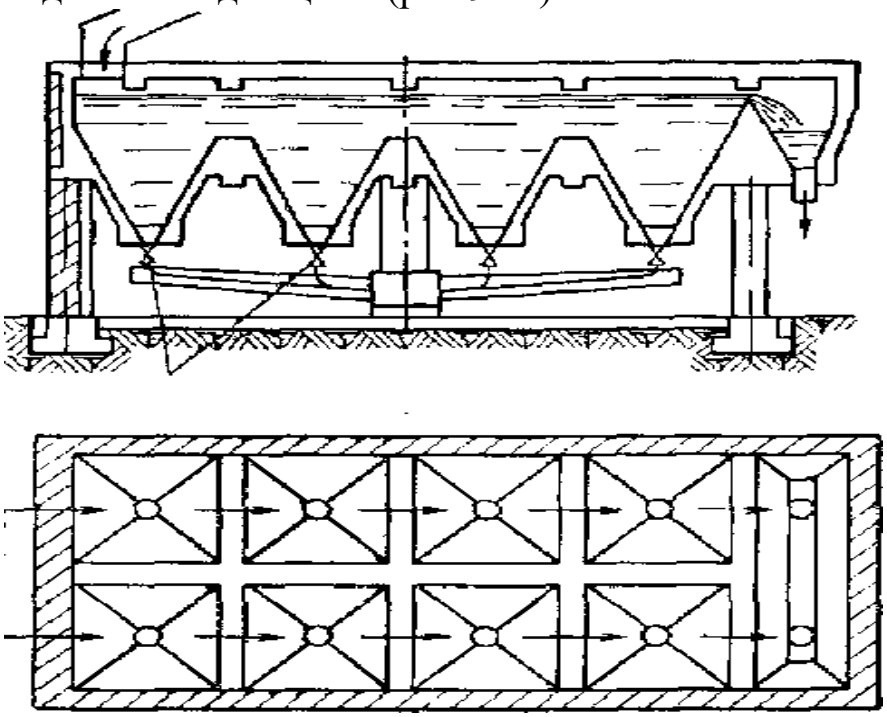


Рис. 9.21 – Пірамідальний відстійник

Камери у верхній частині з’єднані між собою. Живлення подають в приймальний жолоб відстійника. При русі суспензії до зливного порога під дією сил тяжіння з неї осідають тверді частинки, спочатку найбільш крупні (в першу камеру), потім частинки меншого діаметру і в кінцеву камеру найбільш дрібні. Згущений продукт вивантажують з відстійників за допомогою діафрагмових насосів або роторних розвантажувачів.

Ефективність роботи пірамідальних відстійників залежить від схеми підключення камер (паралельна або послідовна), способів завантаження

живлення і розвантаження згущеного продукту, а також видалення зливу. Відстійники – громіздкі і малоефективні апарати. Їх питома продуктивність коливається від 5 до 14 $м^3/(м^2 \cdot год)$ при змінах концентрації твердого в живленні, зливі і згущеному продукті відповідно від 50 до 250, від 30 до 220 і від 300 до 600 г/л.

9.3.13. Згущувач з похилими пластинами

Пластинчастий згущувач являє собою камеру (рис. 9.22), в якій встановлений пакет паралельних пластин, розташованих на відстані 35–50 мм один від одного під кутом 25–60 ° до горизонту. Поверхня згущення в цих апаратах чисельно дорівнює сумі горизонтальних площ всіх пластин.

Розрізняють протиточні і прямоточні згущувачі.

У протиточних пластинчастих згущувачах, найбільш прийнятних для гірничорудної промисловості (рис. 9.22), живлення що вводиться між пластинами, і згущений продукт рухаються в протилежних напрямках.

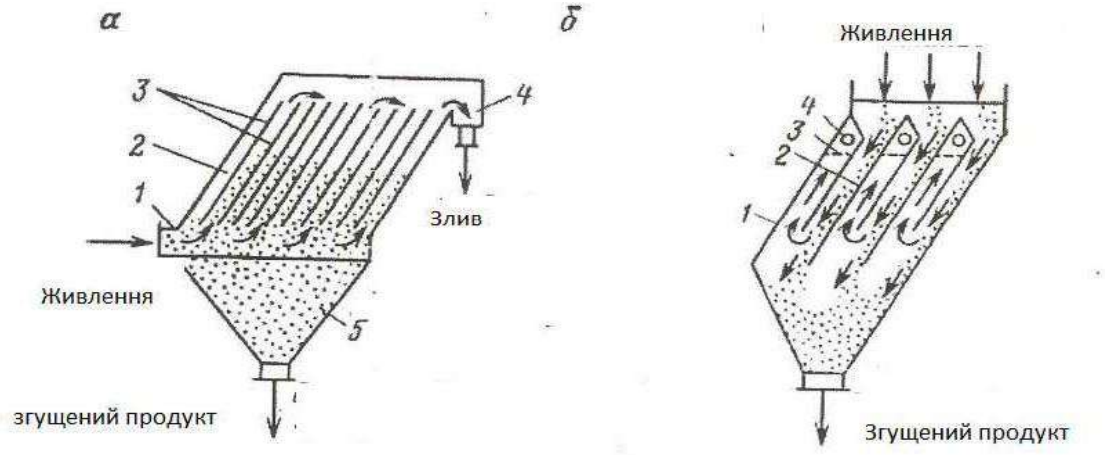


Рис.9.22 – Схема згущувача з похилими пластинами
а – з нижнім підведенням живлення: 1 – завантажувальний пристрій; 2 – корпус; 3 – пластини; 4 – зливний жолоб; 5 – шламовий бункер;
б – з верхнім підведенням живлення: 1 – корпус; 2 – похилі пластини; 3 – сітки; 4 – зливний жолоб. Стрілками показано напрям руху частинки.

Найбільш істотні умови роботи згущувача – рівномірна подача живлення в усі канали, які утворені пластинами, і унеможливлення перемішування вихідного продукту зі згущеною пульпою.

Простір вище введення живлення є зоною прояснення. Її можна збільшити, встановивши додаткові короткі пластини між основними площинами. Тверді частинки в пульпі під час проходження потоку між пластинами випадають на похилі площини, у вигляді згущеного продукту, переміщуються по пластинах і заповнюють трапецієподібну частину згущувача.

Розвантаження згущеного продукту може бути автоматизованим. Контроль його густини може здійснюватися за допомогою g–променів, ультразвуку або вимірюванням електропровідності пульпи. Від вимірювача густини сигнал як правило надходить на привод насоса, який змінює витрату згущеного осаду.

При малих кутах нахилу пластин на них накладають вібрації з малою амплітудою коливання. Для ущільнення осаду в трапецієподібній частині апарата може бути встановлений вібратор, який також сприяє вивантаженні осаду з розвантажувального патрубка.

Протиточні пластинчасті згущувачі виготовляють з площею згущення 50, 100 і 200 м^2 (запроектовані з площею згущення до 1000 м^2), кут нахилу пластин 45 і 55°. Пластини виготовляють із склопластику, пластмаси, скла, нержавіючої сталі та інших матеріалів. Процес осадження в тонкому шарі можна інтенсифікувати використанням пластин з хвилястою поверхнею.

Осадження частинок твердої фази і прояснення рідкої фази в тонкому шарі пульпи протікає швидше, ніж у вертикальних згущувачах завдяки зменшенню висоти шару і наявності похилої поверхні.

Основний принцип дії згущувача з похилими пластинами – поєднання збільшеної ефективної площі осадження зі зменшенням висоти падіння частинок. Одночасно відбувається ламінарний рух проясненої води з більш низькою густиною вгору вздовж похилої площини. Це також збільшує швидкість прояснення.

Для згущення в тонкому шарі використовують згущувачі з набором похилих пластин. Критичний кут нахилу пластин до горизонту, при якому можливе ковзання осаду на дно згущувача, залежить від матеріалу пластин і властивостей твердої фази. Найчастіше $\alpha = 45–60^0$. Відстань між пластинами повинна бути ≥ 15–20 мм по горизонталі.

Чим менше відстань між пластинами і чим більше відношення довжини пластин до цієї відстані, тим вище швидкість осадження. Для підвищення ефективності прояснення пластини виконують з ребрами, які розташовані перпендикулярно до руху потоку пульпи (лабіринтова насадка).

Залежно від напрямку нахилу пластин і подачі живлення згущувачі розрізняють (рис. 9.23):

1) прямоточні згущувачі

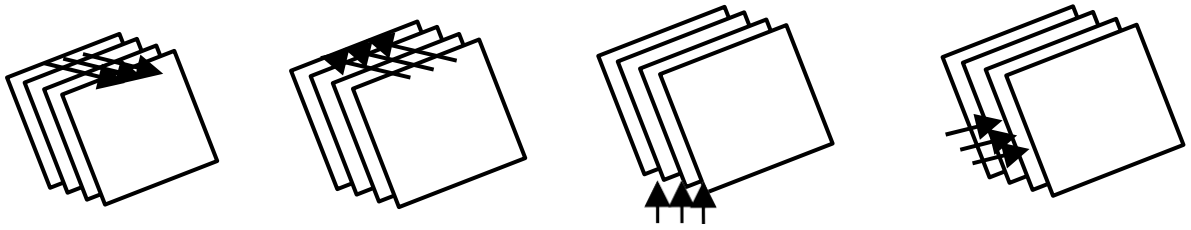
а) живлення подається в напрямку проти нахилу пластин;

б) живлення подається в напрямку нахилу пластин;

2) протитечійні згущувачі – живлення подається між пластинами знизу вгору (в);

3) поперечні згущувачі – живлення подається між пластинами в горизонтальному напрямку (г).

Найбільш високі результати роботи забезпечують згущувачі з протитечійним і поперечним напрямком руху рідини (рис. 9.29, в,г). Такі згущувачі застосовуються на густих пульпах і дають більш чистий злив



а *б* *в* *г*

при більшій витраті пульпи, α = 45–55°.

Рис. 9.23 – Співвідношення напрямів нахилу пластин і подачі живлення

За поперечною схемою, коли рідка фаза тече перпендикулярно напрямку переміщення осаду, кут нахилу пластин збільшується до 60°. У цьому випадку збільшується продуктивність згущувача. Згущувачі, які працюють за прямоточною схемою застосовуються для більш крупного матеріалу при невеликому навантаженні і розрідженій пульпі, α = 40–30°. Такі апарати чутливі до коливань навантаження.

Критичний кут нахилу пластин до горизонту, при якому можливе ковзання осаду на дно згущувача, залежить від матеріалу пластин і від властивостей мінеральних частинок (визначається експериментальним шляхом).

Вплив відстані між пластинами та їх довжиною на швидкість осадження наведено у таблиці 9.10.

Таблиця 9.10 – Вплив відстані між пластинами та їх довжини на швидкість осадження

Відстань між пластинами по горизонталі, мм	10	20	40	80
Відносна швидкість осадження при довжині пластини, мм/с	1	0,35	0,24	0,18
150	0,36	0,21	0,17	0,14
104	0,08	0,07	–	–
58				

Параметри згущення в тонкому шарі відносяться до процесу прояснення тонких вуглевмісних пульп, але можуть бути використані як орієнтовні (приблизні) для інших матеріалів.

При зневодненні свинцевого (галенітового) концентрату крупністю 92% класу –0,044 мм в згущувачі з площею згущення 100 м^2 вміст твердого у вихідному продукті – 100 г/л, в згущеному – 50–75 мас. %, в зливі – 120 мг/л.

Згущувачі мають просту і компактну конструкцію, що передбачає можливість регулювання процесу осадження і отримання продуктів з вмістом твердого в згущеному продукті до 60%, в зливі – 0,1 г/л.

Застосування згущувачів з похилими пластинами для обробки легкоосаджуваних пульп дозволяє збільшити продуктивність на одиницю займаної виробничої площі в 5–10 разів у порівнянні з радіальними згущувачами.

Технічна характеристика згущувача з похилими пластинами наведена у таблиці 9.11.

Таблиця 9.11 – Технічна характеристика згущувача з похилими пластинами

Показники	СП–03	СП–1А	СП–2А	СП–4А	СП–6А	СП–8А	СП–12А	СП–16А	СП–18А	СП–20А
Продуктивність по вихідному продукту, м^3/год	7,5	25	50	100	150	200	300	400	450	500
Площа поверхні дзеркала зливу, м^2	0,3	1	2	4	6	8	12	16	18	20
Ефективна площа осадження, м^2	0,24	20	40	80	120	160	240	320	360	400
Габаритні розміри, мм										
довжина L	1660	2525	2525	3864	3950	3864	3864	3864	3950	3864
ширина B	1160	1160	2190	2190	3300	4430	6670	8950	9650	11150
висота H	3840	4675	5150	6215	6550	6215	6215	6215	6500	6215
Вага, кг	1065	2090	3750	6200	12000	12240	21860	29270	37500	36870

9.4.1. Апарати для фільтрування

Фільтруванням називають процес розділення твердої і рідкої фаз тонкозернистих і шламистих суспензій, оснований на примусовому (під

дією тиску або вакууму тощо[7]) видаленні з них води через пористу перегородку. Тверді частинки, які утрималися на пористій перегородці, називають осадом, а рідку фазу, яка пройшла через систему фільтрувальної перегородки – фільтратом.

Процес фільтрування протікає під дією різниці тисків по обидві сторони фільтрувальної перегородки. Залежно від способу створення необхідної різниці тиску розрізняють вакуум–фільтри і фільтр–преси. У перших апаратах різницю тисків по обидва боки фільтрувальної перегородки створюють за допомогою вакууму, а у других – за допомогою тиску. Апарати комбінованої дії, в яких використовують вакуум і тиск, називають гіпербарфільтрами.

Осади, що отримуються на фільтрувальній перегородці, підрозділяють на нестисливі і стисливі. Під нестисливими розуміють такі осади, в яких пористість залишається постійною при зміні тиску фільтрування. До таких осадів відносять концентрати руд кольорових і чорних металів, тобто осади, що мають зернисту структуру. Пористість стисливих осадів змінюється зі збільшенням різниці створюваного тиску. До таких осадів відносять глину, торф та ін. Стисливі опади фільтруються менш ефективно.

Розрізняють фільтрування при постійній різниці тисків і при постійній швидкості витікання фільтрату. Фільтрування при постійній різниці тисків здійснюється в разі, якщо простір за фільтрувальною перегородкою з'єднаний з джерелом постійного вакууму або простір перед суспензією – з джерелом постійного тиску. При такому методі фільтрування, в зв'язку зі збільшенням опору шару осаду, швидкість фільтрування є змінною величиною. Якщо забезпечена постійна подача суспензії поршневим насосом, то відбувається фільтрування при постійній швидкості. При реалізації такого процесу фільтрування змінною величиною є різниця тисків.

Процес фільтрування на вакуум–фільтрах (рис. 9.24) 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 фільтрувальній поверхні;

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

[7] гідравлічного або механічного тиску, вакууму, гравітаційної сили, відцентрової сили та ін.

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

– в *зоні* ***IV*** під фільтрувальну 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***.

Зона ***I*** характеризується постійним збільшенням товщини осаду і видаленням фільтрату, зона ***II*** – частковим видаленням фільтрату.

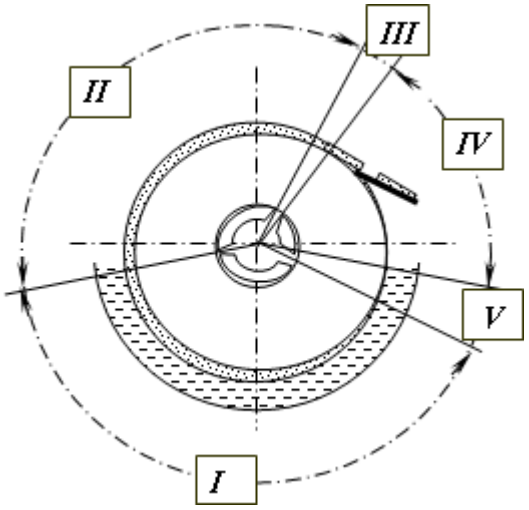


Рис.9.24 – Схема процесу фільтрування на вакуум–фільтрах
I – зона фільтрування; II – зона просушування;
III, V – «мертві зони»; IV – зона віддувки

З урахуванням ламінарності течії рідини крізь шар осаду і отвори фільтруючої поверхні рівняння фільтрування може бути записане у такому вигляді:

$$\omega = dV / Fdt = dV' / dt = \Delta p / \mu R, \qquad (9.32)$$

де – 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; – в'язкість фільтрату, Па·с; R – спільний 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:

$$R_{oc} = rmV' \qquad (9.33)$$

де $r-$ середній питомий масовий опір осаду, м/кг; $m-$ маса осаду, що відклався на поверхні фільтрування при отриманні одиниці об'єму фільтрату, кг/м^3.

Після заміни R_{oc} на R одержимо остаточне диференціальне рівняння фільтрування:

$$dV'/dt = \Delta p/(\mu rmV) \qquad (9.34).$$

Фільтрування застосовують для зневоднення тонких матеріалів – шламів, флотаційних концентратів і відходів.

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*.

Фактори, що впливають на процес фільтрування

На ефективність процесу фільтрування впливають вміст твердого в суспензії, крупність твердої фази, значення різниці тисків, частота обертання робочого органу фільтра та інші фактори.

Вміст твердого **P** у фільтрованій суспензії впливає на товщину осаду **h**, його вологість **W** і питому продуктивність фільтра **q**, що підтверджується рядом досліджень. Збільшення вмісту твердого в живленні фільтра призводить до збільшення питомої продуктивності фільтра, вологості і товщини осаду. При фільтруванні рудних суспензій оптимальний вміст твердого в живленні 50–65%, при цьому товщина осаду коливається в межах 20–23 мм при вологості 11,2–11,6 і питомій продуктивності 1–1,3 т/(м^2·год). Крім того, в густій суспензії спостерігається менше розшарування у ванні фільтра по крупності, тому отримують осад більш рівномірний за гранулометричним складом, ніж в розбавлених суспензіях. При фільтруванні густих суспензій знижується питомий опір осаду, що пояснюється коагуляцією суспензій.

Крупність частинок твердої фази суспензії, що надходить на фільтрування, визначається прийнятою схемою збагачення, розміром вкраплення корисного мінералу і якістю виробленого концентрату. Вологість осаду і продуктивність фільтра залежать від крупності живлення.

Збільшення вмісту в живленні фільтра тонких класів призводить до підвищення вологості осаду і зниження питомої продуктивності, так як зі зменшенням крупності збільшується питома поверхня частинок, а отже, і їх вологоутримуюча здатність. Тому при однаковій масі вологість осаду

тонкоподрібнених продуктів більша, ніж вологість крупнозернистого осаду. Вплив розрідження на процес фільтрування виражається залежністю

$$Q_1 / Q_2 = \sqrt{\Delta P_1 / \Delta P_2}$$

де Q_1, Q_2 – продуктивність вакуум–фільтра при перепаді тиску відповідно ΔP_1, ΔP_2.

У промислових умовах вплив розрідження враховують більш складною залежністю, так як на продуктивність фільтра впливають багато факторів. У багатьох випадках збільшення розрідження призводить до зниження вологості осаду до 2–3 %. Практикою роботи і дослідженнями встановлено, що при фільтруванні доцільно використовувати більш низьке розрідження в зоні фільтрування і більш високе в зоні підсушування осаду. Підвищення вакууму в зоні підсушування сприяє зниженню вологості осаду.

Важливим недоліком роботи фільтра при зниженому вакуумі в зоні набору осаду є утворення тріщини на поверхні осаду. При вакуумі в зоні набору 0,07 МПа усадка дорівнює 20–30% , а при падінні до 0,03 МПа усадка перевищує 50 %, при цьому спостерігається розтріскування осаду. При виборі значення вакууму необхідно враховувати властивості осаду, так як для стисливих опадів збільшення розрідження не призводить до зниження вологості. У промислових умовах розрідження на барабанних і дискових вакуум–фільтрах підтримують в межах від 0,05 до 0,08 МПа.

Частота обертання робочого органу фільтра (барабана, дисків) впливає на продуктивність фільтра і вологість осаду. При зменшенні частоти обертання час фільтрування і підсушування осаду зростає, при цьому товщина осаду збільшується. З такого осаду видаляється більше вологи, тобто вологість його зменшується. Збільшення частоти обертання дисків призводить до підвищення вологості осаду. Залежність питомої продуктивності від частоти обертання неоднозначна. Оптимальну частоту обертання дисків або барабана підбирають в кожному конкретному випадку з урахуванням властивостей фільтрованої суспензії.

Співвідношення зон набору і підсушування осаду також впливає на продуктивність фільтра і вологість осаду. Для більшості фільтрів це співвідношення зон становить 1:1. Якщо зона підсушування осаду буде в 1,5–1,7 разів більше зони набору, то продуктивність фільтра знизиться на 8–10%, а вологість осаду зменшиться на 0,5%. Змінити співвідношення зон можна зниженням рівня суспензії у ванні фільтра.

9.4.1. Дисковий вакуум–фільтр

Дисковий вакуум-фільтр – вакуум-фільтр, в якому робочим органом є порожнистий обертовий диск з розміщеною на бокових поверхнях фільтруючою перегородкою. Дискові вакуум-фільтри мають наступні переваги перед барабанними вакуум-фільтрами: більша площа фільтрувальної поверхні, а отже, і продуктивність (при однакових габаритах фільтра); можливість простої і швидкої заміни секторів з порваною фільтрувальною тканиною; менша металоємність.

Дискові вакуум-фільтри (рис.9.25.) використовують на збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів крупністю до 0,2 мм і вугільних – до 0,5 мм.

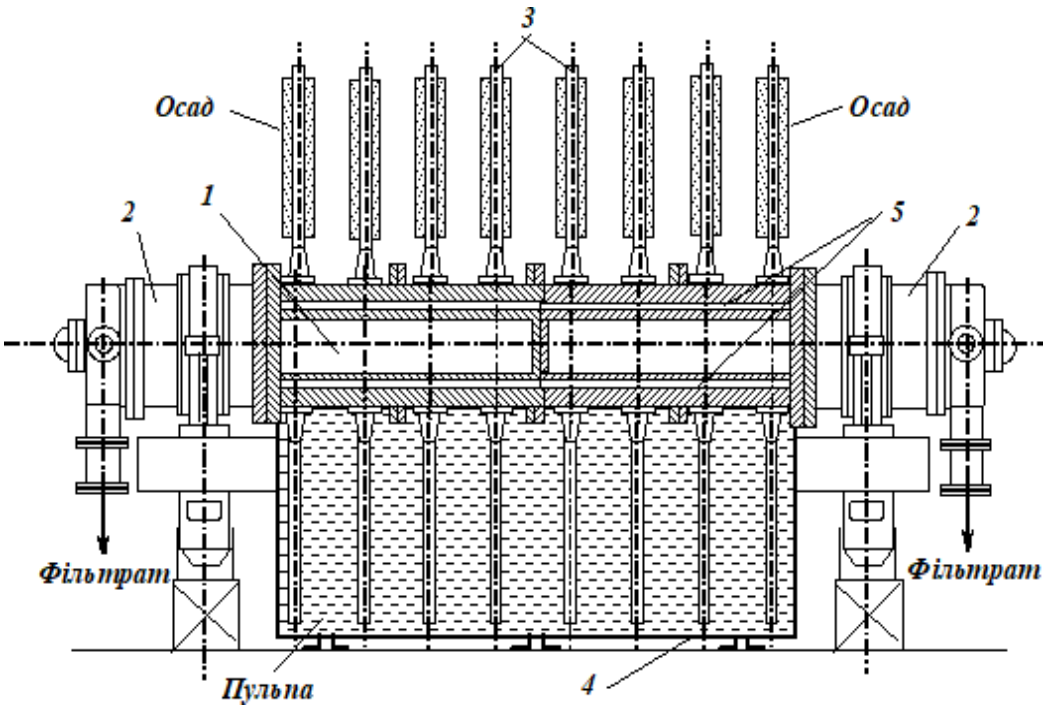


Рис.9.25 – Дисковий вакуум-фільтр.
1 – порожнистий вал; 2 – розподільна головка; 3 – диски;; 4 – ванна; 5 – канали

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

В каналах є отвори для підключення до них секторів, з яких складаються диски. Число отворів на валу відповідає числу секторів. Кількість дисків на валу може бути від 2 до 12. 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).

Сектори вставляють в спеціальні гнізда пустотілого вала і кріплять до нього за допомогою шпильок з накладками. До торців вала притискуються за допомогою пружин розподільні головки. Вихідна пульпа надходить між дисками у ванну. Фільтруюча поверхня створюється боковими стінками дисків. У зоні фільтрування сектори дисків через розподільну головку підключені до вакуум-насоса.

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. 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 вакууму 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 готується до наступного циклу фільтрування.

Ці апарати мають більш розвинену фільтрувальну поверхню, ніж барабанні. Поверхня фільтрації стандартних фільтрів складає від 1 до 85 м^2, діаметр диска від 0,9 до 3,5 м, число дисків від 1 до 10, частота обертання фільтруючих дисків 0,13 – 2 об/хв., потужність електродвигуна 0,2 – 5 кВт, великі фільтри мають дві розподільні головки.

У порівнянні з іншими апаратами дискові фільтри відрізняються найбільшою фільтруючою поверхнею на одиницю займаної площі, можливістю незалежного ремонту окремих дисків, малою витратою фільтруючої тканини і невеликою витратою енергії. Проте, в цих апаратах погано здійснюється промивка осаду, при якому розбавляється суспензія у ванні фільтру. Дискові фільтри, так само, як і барабанні, виготовляють для роботи під тиском.

Фільтрувальну тканину натягують на сектор у вигляді попередньо зшитого чохла. На патрубку у валу фільтра цей чохол обв'язують дротом або шпагатом, а по контуру сектора зшивають і затискають накладкою.

Для знімання осаду застосовують безперервну і миттєву віддувку. При використанні безперервної віддувки не забезпечується ефективне відділення осаду з фільтруючої поверхні.

Внаслідок того що потоком стисненого повітря частина вологи з каналів вала і секторів повертається до фільтрувальної поверхні і частково в осад, на 0,44–1,62 % підвищується вологість осаду. При миттєвій віддувці осаду тиск повітря в два рази більший, ніж при безперервній віддувці, а витрата його приблизно в два рази нижче. Застосування миттєвої віддувки осаду дозволяє знизити його вологість на 0,3–0,5%. Для забезпечення

миттєвої віддувки осаду використовують спеціальні клапани.

Спеціалістами ВАТ «Бердичівський машинобудівний завод «Прогрес» розроблена конструкція нових дискових вакуум-фільтрів з трубчатим чарунковим валом та литим чавунним валом прохідного перетину з площею поверхні фільтрування 63 м^2 та 100 м^2.

Дискові вакуум-фільтри «ПРОГРЕС–ДОО» нової серії призначені для зневоднення тонкоподрібнених залізорудних концентратів з вмістом твердої фази 5000 кг м^3. Основою для розробки стали техніко–технологічні дослідження результатів роботи дискових вакуум-фільтрів, а також технічні пропозиції підприємств гірничозбагачувального комплексу на фільтри даної конструкції.

Технічна характеристика дискових вакуум-фільтрів наведена у таблиці 9.12.

Таблиця 9.12 – Технічна характеристика дискових вакуум-фільтрів

Параметри	ДУ9–1,8–2	ДУ27–1,8–2	ДУ51–2,5–2	ДУ68–2,5–2	ДШ68–2,5У	ДУ100–2,5–2
Площа фільтрування, м^2	9	27	51	68	68	100
Діаметр дисків, м	1,8	1,8	2,5	2,5	2,5	2,5
Число дисків	2	6	6	8	8	12
Частота обертання дисків, с$^{-1}$	0,03–0,015	0,03–0,015	0,03–0,015	0,03–0,015	0,03–0,015	0,03–0,015
Середня швидкість переміщення лопатей мішалки, м/с	0,4	0,4	0,4	0,4	96 хв. $^{-1}$	0,4
Потужність електродвигуна, кВт						
Привода дисків	3	3	3	3	4	3
Привода мішалки	2,2	2,2	4	4	5,5	4х2
Вага, т	3,97	5,86	10,14	12	12,52	16,93

Основними перевагами фільтрів після модернізації є:

- збільшені прохідні перетини каналів вала, які дозволяють значно збільшити продуктивність фільтрів;
- виготовлення розподільних головок зі збільшеним перетином;
- введення у конструкцію розподільних та чарункових шайб, виготовлених із поліамідних матеріалів, що підвищило зносостійкість у 5 разів;

- виготовлення трубчатого чарункового валу зварної конструкції дозволило підвищити ремонтно–придатність фільтра;

- використання пластикових секторів «Tamfelt», з підвищеним прохідним перетином та вихідним діаметром штуцера, збільшує питому продуктивність фільтра.

Технічна характеристика дискового вакуум-фільтра **«ПРОГРЕС–ДОО»** наведена у таблиці 9.13.

Таблиця 9.13 – Технічна характеристика дискового вакуум-фільтра «ПРОГРЕС– ДОО»

-

Параметри	ДОО 16	ДОО 32	ДОО 50	ДОО 63	ДОО 80	ДОО 100	ДОО160	ДОО 250
Площа фільтрування, $м^2$	16	32	50	63	80	100	160	250
Діаметр дисків, м	2,5	2,5	2,5	2,5	2,7	2,5	3,2	3,75
Споживана потужність, кВт	1,49	3,46	5,3	6,9	3,9	8,0	13,0	13,0
Робочий тиск, МПа	0,085	0,085	0,085	0,085	0,085	0,085	0,085	0,085
Габаритні розміри, мм								
довжина	2800	3600	4400	5500	6640	7400	7400	9500
ширина	3200	3200	3200	3200	3230	4000	4000	4400
висота	3300	3300	3300	3300	2950	4100	4500	4600
Вага, т	4,54	6,30	8,50	12	10,71	15,18	24,0	32,5

9.4.2. Дисковий вакуум-фільтр з керамічними пластинами CERAMEC

Широке застосування на зарубіжних і вітчизняних збагачувальних фабриках знаходять дискові вакуум-фільтри з керамічними пластинами CERAMEC фінської фірми Outokumpu Mintec.

Дисковий вакуум-фільтр CERAMEC є принципово новим винаходом. Основою фільтра капілярної дії є його диск, пластини якого виготовлені з мікропористого гідрофільного керамічного матеріалу, синтезованого на основі оксиду алюмінію.

Діаметр пор такий, що капілярні сили всередині пор значно більші прикладеного вакууму, тому пори в матеріалі завжди заповнені водою і через пори рухається тільки фільтрат.

Частинки твердого не проходять через пори і налипають на зовнішній поверхні диска у вигляді кеку.

Повітря з атмосфери також не проходить через пори диска і не потрапляє у вакуум-систему, тому для створення високого вакууму всередині дисків і у всій системі потрібно невеликий вакуум-насос. Це значно знижує енерговитрати.

Установлена потужність двигуна насоса 2,2 кВт, а вся споживана потужність фільтра СС-45 близько 17 кВт. Рівень вакууму 90–95 КПа.

Технологія CERAMEC в порівнянні зі звичайними вакуум-фільтрами має такі переваги:

– створення високого вакууму в системі, що дозволяє отримувати кек, що не вимагає подальшої сушки;

– дуже чистий фільтрат, який практично не має твердих частинок;

– зменшення енерговитрат на 90%;

– відсутність фільтротканини;

– довгий термін служби пластин (від одного року і більше);

– повна автоматизація процесу. Фільтр оснащений програмованою логістикою, яка автоматично керує всіма функціями фільтра;

– мінімальна кількість дорогого устаткування (компресори, насоси, запірні клапани, фільтрувальна тканина і т.п.);

– при необхідності промивка кеку водою;

– хімічне і ультразвукове очищення дисків;

– компактність конструкції: все допоміжне обладнання встановлено на корпусі і в цілому кожен фільтр – це модуль.

Конструкція вакуум–фільтра CERAMEC (рис. 9.26, а) аналогічна дисковому вакуум–фільтру.

Кожен диск фільтра складається з 12 керамічних фільтруючих пластин. Пластина фільтра складається з макропористої основи з каналами для дренажу фільтрату і мікропористої мембрани з обох сторін. Товщина пластини 24–30 мм. Всередині пластини передбачена порожнина для збору і відводу фільтрату, який видаляється по патрубку через втулку. Пластини за допомогою втулки кріпляться на валу і пов'язані з вакуумною системою, що складається з трубопроводу фільтрату, розподільного клапана, системи збору фільтрату і вакуум-насоса. Фільтрувальні диски занурені в пульпу, яку закачують у ванну через шланговий затвор. Для підтримки пульпи у завислому стані є мішалка.

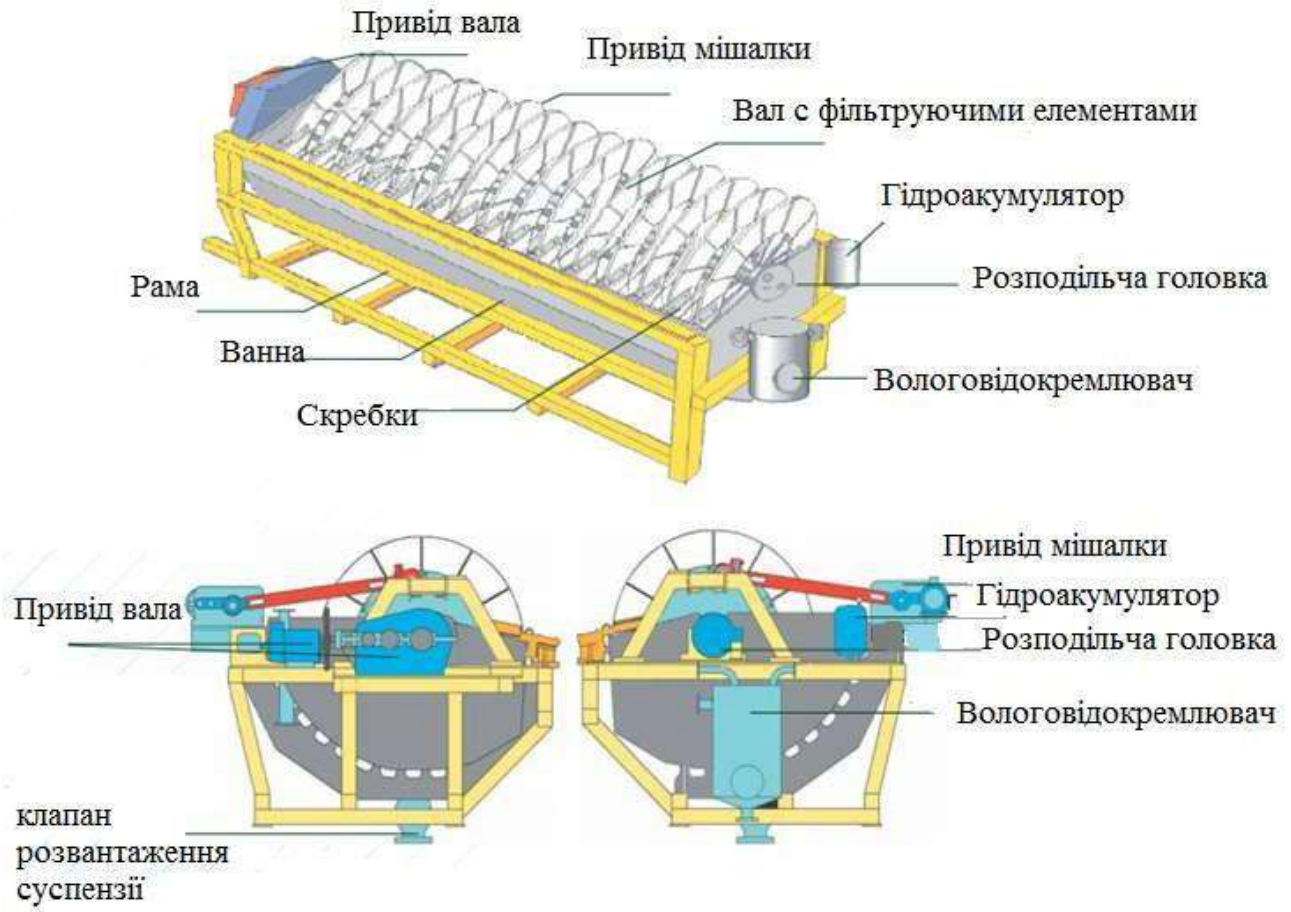


Рис.9.26 – Конструкція вакуум-фільтра CERAMEC

Процес фільтрування на керамічному фільтрі включає шість стадій.

1. **Утворення кеку.** Диски здійснюють безперервне обертання в автоматичному режимі. Як тільки вони занурюються в пульпу, під дією вакууму рідина проходить через мікропористі пластини в магістральний трубопровід відведення фільтрату. Тверді частинки швидко збираються на зовнішній стороні дисків у вигляді кеку. Частина рідини постійно утримується в порах диска силами капілярного тиску, перешкоджаючи проходженню повітря і твердого.

2. **Промивання кеку** (в разі технологічної необхідності). Промивна вода за допомогою форсунок розбризкується на поверхні утвореного кеку. Рідина проходить через весь шар кеку і сприяє видаленню з нього розчинних домішок.

3. **Сушка кеку**. При обертанні дисків капілярний ефект продовжує діяти безперервно по всій поверхні диска до тих пір, поки вся вільна рідина не буде відфільтрована з кеку. Після виходу пластини з пульпи починається сушка утвореного кеку, яка триває до його розвантаження скреперами.

4. **Розвантаження кеку**. Кек видаляється за допомогою керамічних скреперів, залишаючи тонкий шар (кірку) матеріалу на поверхні диска для

захисту його від механічних пошкоджень. Це збільшує термін служби дисків і знижує витрати на техобслуговування.

5. **Зворотна промивка.** Фільтрат використовується для зворотного промивання дисків, видаляючи кек, що залишився, і очищаючи мікропористі структури дисків.

6. **Регенерація дисків**. Очищення фільтруючих пластин і регенерація здійснюються за допомогою ультразвукових вібраторів, розташованих між фільтруючими дисками у ванні, і шляхом хімічної промивки розведеним розчином азотної кислоти 1–2 рази на добу. Система ультразвукового очищення може застосовуватися регулярно або періодично, самостійно або в комбінації з хімічним промиванням за допомогою спеціально підібраних хімічних реагентів.

Випускаються фільтри з числом дисків 5, 10, 15. При площі одного диска 3 м^2 вони утворюють типорозмірний ряд СС–15, СС–30, СС–45. Продуктивність одного фільтра досягає 30–45 т / год.

Традиційно фільтри CERAMEC використовуються для фільтрування мідних, свинцевих, цинкових, нікелевих та інших концентратів кольорових металів. Зневоднення хромових і залізорудних концентратів стало конкурентоспроможним при використанні даних фільтрів. На фільтрах капілярної дії зневоднюються вугільні концентрати, пігменти, продукти хімічної промисловості. Сьогодні в світі працює понад 100 фільтрів CERAMEC.

9.4.3. Барабаний вакуум-фільтр із зовнішньою фільтрувальною поверхнею

Барабанний вакуум-фільтр із зовнішньою фільтруючою поверхнею (рис. 9.27) складається з барабана ***1***, порожнистих цапф ***2***, розподільних головок ***3***, ванни ***4***.

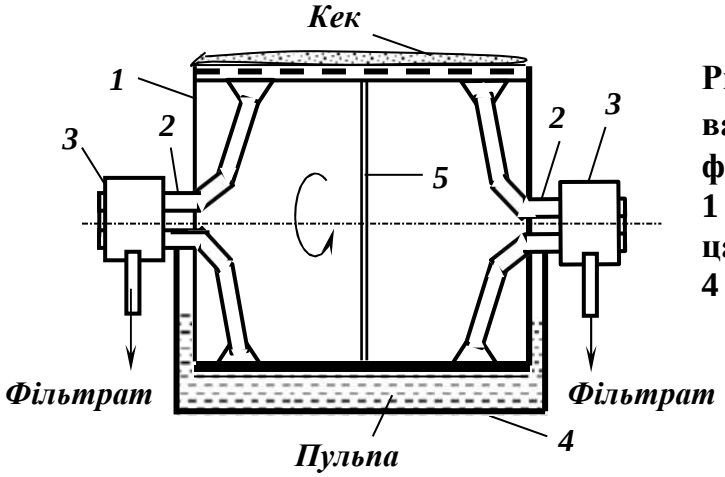


Рис. 9.27 – Схема барабанного вакуум-фільтра із зовнішньою фільтрувальною поверхнею. 1 – барабан; 2 – порожнисті цапфи; 3 – розподільні головки; 4 – ванна; 5 – перегородка.

Вертикальна перегородка ***5*** ділить барабан на дві ізольовані одна від одної половини. Внутрішня порожнина барабана в радіальному напрямку

розділена на секції, кожна з яких з’єднана трубами з розподільною головкою.

Зовнішня поверхня барабана розділена на неглибокі осередки, вкриті перфорованими решітками. Між решітками передбачені пази, в які гумовими джгутами закріплюється фільтрувальна тканина, тому осередки ізольовані один від одного. Фільтрувальну тканину на барабані закріплюють за допомогою м'якого сталевого дроту, яким обмотують барабан. Барабан занурений у ванну, забезпечену мішалкою для запобігання осадження частинок твердої фази. У боковій стінці ванни передбачені переливні патрубки, за допомогою яких забезпечують постійний рівень пульпи у ванні. Обертання від електродвигуна через багатоступінчастий редуктор передається на приводну шестерню, закріплену на цапфі барабана. Барабан обертається на пустотілих чавунних цапфах у підшипниках, розташованих на торцевих стінках ванни.

До торців пустотілих цапф пружинами притиснуті розподільні головки зі змінними шайбами, які служать для підключення внутрішніх секцій фільтра до вакуумопроводів і труб, що подають стиснене повітря і відводить фільтрат.

Розподільна головка (рис. 1.28, а, б) застосовується на барабанних і дискових вакуум-фільтрах всіх типів і складається з пустотілого литого корпуса з камерами **2**, **5** для відведення фільтрату при наборі і просушуванні осаду, камери 6 для подачі стисненого повітря при віддувці осаду і камери **7** для подачі води та стисненого повітря для регенерації фільтротканини.

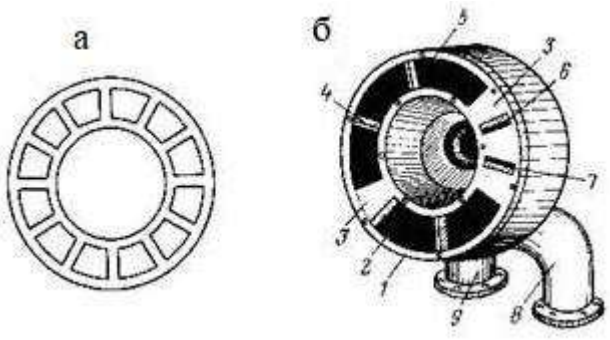


Рис. 9.28 – Рухома шайба (а), розподільна головка (б) вакуум-фільтра.
1– нерухома шайба; 2 – порожнина вакууму (набір осаду); 3 – міст розділення зон; 4 – ребро жорсткості; 5 – порожнина вакууму (просушка); 6, 7 – вікна подачі стисненого повітря для віддувки осаду і регенерації тканини; 8, 9 – труби для відведення фільтрату із зон набору і просушування осаду

Розподільна головка притискається до торця вала за допомогою пружинного пристрою. У корпусі головки кріпиться розподільна шайба **1** з отворами, розміри яких повністю збігаються з розмірами отворів відповідних камер головки. На торцевій поверхні цапфи закріплена чарункова

шайба, що оберігає торці вала від зносу, з числом отворів, що дорівнює кількості отворів цапфи. Чарункова шайба цапфи під тиском пружинного механізму щільно прилягає до розподільної шайби. При обертанні цапфи ущільнювальна шайба і розподільна головка залишаються нерухомими, обертається тільки чарункова шайба. При обертанні отвори чарункової шайби цапфи співпадають з порожнинами камер головки, в результаті цього в секторах барабана створюється вакуум або надлишковий тиск повітря. Шайби головки і вала є найбільш швидкозношуваними деталями**.**

Процес фільтрування здійснюється за наступною схемою. Пульпу подають у ванну фільтра, де гребками частинки твердого підтримуються в завислому стані. У зоні **А** сектори барабана знаходяться під розрідженням, тому на поверхні фільтротканини відкладається шар осаду. Вода проходить через пори фільтротканини і потрапляє під внутрішню порожнину барабана, звідки відводиться через розподільну головку. Зона **Б** – зона підсушування осаду. Під дією вакууму через осад просочується повітря, витісняючи вологу, що міститься в порах. Зона **В** – зона віддувки осаду. Сектори, що знаходяться в цій зоні, підключаються до магістралі стиснутого повітря, яке віддуває осад з поверхні фільтротканини. У зоні **Г** відбувається регенерація фільтрувальної тканини. Пори тканини очищуються від частинок твердого за допомогою подачі води або стисненого повітря.

Процес утворення осаду на поверхні барабана відбувається в складних умовах, що змінюються. Незважаючи на наявність працюючої мішалки, у ванні фільтра спостерігається розшарування суспензії по крупності. Встановлено, що у верхніх шарах суспензії у ванні знаходиться близько 7–10% крупних частинок, в середніх – 30–40% і в нижніх – 50–58%. Тому при зануренні в суспензію фільтрувальної поверхні на ній в першу чергу утворюється шар осаду, що складається з найтонших частинок. Ці частинки забивають пори тканини і збільшують опір руху рідини. Надалі, у міру обертання барабана, утворюється шар з більш великих часток, що знаходяться в нижній частині ванни. При виході фільтрувальної поверхні з суспензії знову формується шар осаду з найтонших частинок. Осад такої структури має підвищену вологість і незначну міцність.

Площа фільтрування таких вакуум–фільтрів від 5 до 80 м^2. Недоліки барабанних фільтрів: громіздкість конструкції і складність заміни фільтротканини при її пориві. Крім того, сили, обумовлені розрідженням, і сили тяжіння, що діють на осад, спрямовані в протилежні сторони.

Технічна характеристика барабанного вакуум-фільтра із зовнішньою фільтруючою поверхнею наведена у таблиці 9.14.

Таблиця 9.14 – Технічна характеристика барабанного вакуум-фільтра із зовнішньою фільтрувальною поверхнею

Параметри	БОУ–1,75	БОУ10–2,6	БОУ20–2,6	БОУ40–3–4
Площа фільтрування, $м^2$	5	10	20	40
Розміри барабана, мм				
діаметр	1762	2612	2612	3000
довжина	960	1350	2702	4400
Частота обертання барабана, $с^{-1}$	0,002–0,032	0,002–0,032	0,002–0,032	0,007–0,188
Середня швидкість руху лопатей мішалки, м/с	–	0,33	0,33	–
Потужність електродвигуна, кВт				
Привода барабана	1,1	2,2	3	4,1
Привода мішалки	1,1	2,2	3	4
Маса, т	5,27	7,88	12,95	17,88

9.4.4. Барабаний вакуум-фільтр з внутрішньою фільтрувальною поверхнею

Барабанний вакуум-фільтр з внутрішньої фільтруючою поверхнею (рис. 9.29) складається з суцільного барабана **1**, на якому закріплені два опорних бандажа **4**. Усередині барабана змонтована циліндрична перфорована поверхня **2**, обтягнута фільтрувальною тканиною.

Тканину закріплюють в спеціально передбачених пазах за допомогою поздовжніх планок.

Між фільтрувальною поверхнею і барабаном передбачені порожнини **9**, з'єднані трубками з цапфою, до якої притиснута розподільна головка **3**. Розподільна головка закриває один кінець барабана, другий кінець якого відкритий і забезпечений кільцевим порогом. Барабан обертається на опорних роликах **8.**

Обертання від електродвигуна через редуктор передається приводний шестерні барабана.

Вихідна суспензія по трубі **7** надходить всередину барабана в зону фільтрування **А**. Надлишок суспензії переливається через кільцевий поріг. В результаті подачі вакууму в порожнині **9** в зоні фільтрування на поверхні тканини осідають найбільш великі частинки, що знаходяться в нижніх шарах суспензії. Це сприяє проходженню фільтрату через шар осаду і тканину. Дрібні частинки осідають на шари більших у міру виходу фільтрувальної поверхні з суспензії, тому вона менше забивається дрібними частинками, а осад краще зневоднюється. У зоні **Б** здійснюється

підсушування осаду під дією вакууму, а в зоні **В** – його віддувка. Під дією сили тяжіння осад відривається від фільтрувальної поверхні і падає в приймальний жолоб 5, під яким встановлений стрічковий конвеєр **6** для видалення осаду з внутрішньої порожнини барабана. У зоні **Г** фільтрувальну поверхню регенерують.

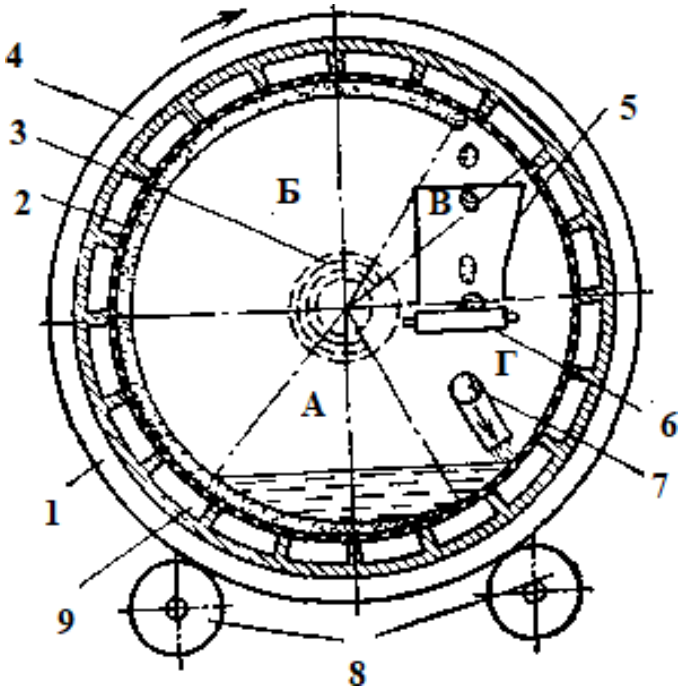


Рис. 9.29 – Барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою фільтрувальною поверхнею
1 – барабан; 2 – циліндрична перфорована поверхня; 3 – розподільна головка; 4 – опорний бандаж; 5 – приймальний пристрій; 6 – конвеєр; 7 – труба; 8 – опорні ролики; 9 – порожнина.

При фільтруванні напрями дії сили тяжіння і вакууму на осад збігаються.

До недоліків розглянутого вакуум-фільтра відносять: складність і громіздкість конструкції; неможливість спостереження за осадом і станом кріплення фільтрувальної тканини; трудність заміни тканини і усунення її дефектів.

Барабанні вакуум-фільтри з внутрішньою фільтрувальною поверхнею до 40 м^2 застосовують в основному для фільтрування грубих, зернистих і швидко осаджуваних суспензій.

Технічна характеристика барабанного вакуум-фільтру з внутрішньою фільтрувальною поверхнею наведена у таблиці 9.15.

Таблиця 9.15 – Технічна характеристика барабанного вакуум–фільтра з внутрішньою фільтруючою поверхнею

Параметри	БУ 25–2,5	БОУ40–2,5
Площа фільтрування, $м^2$	25	40
Розміри барабана, мм		
діаметр	2700	2680
довжина	3330	5160
Частота обертання барабана, $с^{-1}$	0,024–1,02	0,06–1,02
Потужність електродвигуна, кВт		
привода барабана	3	4,5
розвантажувального конвеєра	3	3
Маса, т	10,538	16,71

9.4.5. Стрічковий вакуум-фільтр

Стрічкові вакуум-фільтри з робочим органом у вигляді нескінченної стрічки із закріпленою на ній фільтрувальною тканиною відносяться до безперервно діючих апаратів, призначених для фільтрування крупнозернистих швидко осаджуваних суспензій, а також тонкоподрібнених матеріалів, для яких інші типи фільтрів непридатні.

Ці фільтри застосовуються при зневодненні магнетитового концентрату крупністю від 0,2 до 2 мм, хвостів залізорудних фабрик, продуктів збагачення сильвінітових руд, флотаційних марганцевих концентратів.

Стрічковий вакуум-фільтр (рис. 9.30) являє собою нескінченну гумову стрічку з отворами, покриту стрічкою з фільтротканини, і натягнуту на приводний і натяжний барабани. Борти стрічки ковзають зі швидкістю 0,01–0,167 м/с по двох напрямних планках, а середня її частина прилягає до колосникових решіток над вакуум–камерою. Вакуум–камера розташовується між приводним і натяжним барабанами по всій довжині під верхньою гілкою стрічки. Вакуум-камера з'єднана патрубками з колектором для відведення фільтрату в ресивер. Пульпа надходить на стрічку наливом з живильного лотка і утворює шар кеку. Кек знімається ножовим пристроєм при огинанні стрічкою приводного барабана. Нижня частина стрічки, підтримувана роликами, промивається з метою регенерації фільтротканини.

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 складається з приводного ***1*** і натяжного ***6*** барабанів, вакуум-камери ***2***, гумовотканинної стрічки ***5***, живильного лотка ***4*** і бортів ***3***.

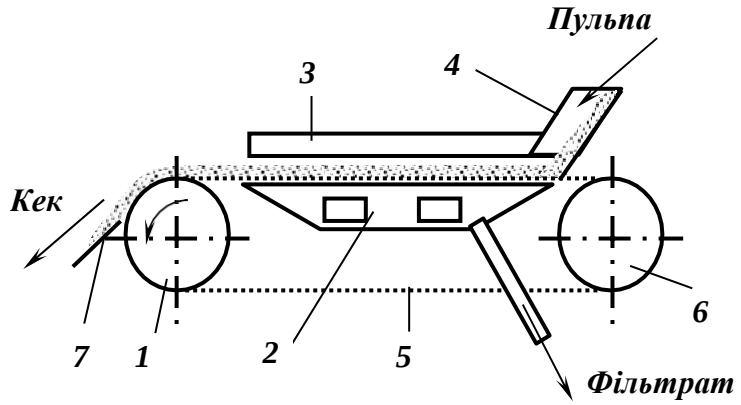


Рис. 9.30– Схема стрічкового вакуум-фільтра.
1 – приводний барабан;
2 –вакуумна камера;
3 – борта; 4 – живильний лоток; 5 – гумовотканинна стрічка; 6 – натяжний барабан; 7 – шкребок.

Фільтрувальна тканина закріпляється на гумовотканинній стрічці гумовими шнурами. У стрічці передбачені отвори, які з'єднують підтканинний простір стрічки з вікнами золотникової решітки вакуум–камери. Під робочою (верхньою) частиною стрічки розташована вакуумна камера, що патрубками з'єднана з колектором для відводу фільтрату.

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 барабана шкребком ***7***.

Спеціальний завантажувальний пристрій забезпечує рівномірний розподіл суспензії по всій ширині стрічки. У стрічці є поперечні канавки з наскрізними отворами, через які фільтрат надходить у вакуум-камеру і звідти відводиться в ресивер.

По довжині верхньої робочої частини стрічки є дві зони: **I** – зона набору осаду; **II** – зона зневоднення і просушування осаду.

Після розвантаження кеку фільтруюче полотно проходить стадію регенерації. Вода під тиском зі спеціальних сопел безперервно омиває обидві сторони полотна. Спеціальна оптико-електромеханічна система управління запобігає сходу стрічки. Приводний барабан має безступінчастий регульований привод.

До переваг стрічкових вакуум-фільтрів відносять: простоту пристрою і обслуговування; збіг напрямків сили тяжіння і руху частинок під дією розрідження; можливість регенерації фільтротканини; до недоліків – великі розміри (необхідна значна площа для установки фільтра); відносно мала поверхня фільтрування, неповне використання фільтрувальної тканини і складність її заміни.

Технічна характеристика барабанного стрічкового вакуум–фільтра наведена у таблиці 9.16.

Таблиця 9.16 – Технічна характеристика стрічкового вакуум-фільтра

Параметри	Л1,6–0,5/3,2	Л2,5–0,5/4,8	Л3,2–0,5/6,4	Л4–0,5/8	Л10–1,25/8
Площа фільтрування, $м^2$	1,6	2,5	3,2	4	10
Робоча довжина вакуум-камери, мм	3200	4800	6400	8000	8000
Діаметр барабанів, мм	800	800	800	1200	1600
Хід натяжного барабана, мм	150	150	150	300	–
Ширина стрічки, мм					
робоча	500	500	500	500	1250
повна	700	700	700	700	1600
Швидкість руху стрічки м/с	0,013–0,08	0,013–0,08	0,167–0,1	0,025–0,15	0,0676–0,167
Потужність електродвигуна, кВт	3	2	5,5	5,5	10
Маса, т	3,37	4,08	4,82	6.365	22,160

9.4.6. Тарілчастий фільтр (план-фільтр)

У план-фільтрі (рис. 9.31) горизонтальна таріль **2** встановлюється на рамі **1** і приводиться в обертання через редуктор **5** електродвигуном **6**. Таріль покрита зверху перфорованим диском **3**, на який натягується фільтрувальна тканина. Простір між диском і дном тарелі розділений на ряд секцій, сполучених каналами з горизонтально розташованою розподільною головкою **4**, яка при обертанні тарелі послідовно з'єднує її секції з вакуумом (при видаленні фільтрату) або зі стисненим повітрям (при сушінні кеку, його віддувці і регенерації тканини). Вісь розподільної головки збігається з вертикальною віссю обертання тарелі.

Цикл фільтрування протікає за один оберт тарелі. Пульпа на фільтруючу поверхню подається зверху. Шар кеку знімається з диска шнеком **7**. Диск обертається двигуном **8**.

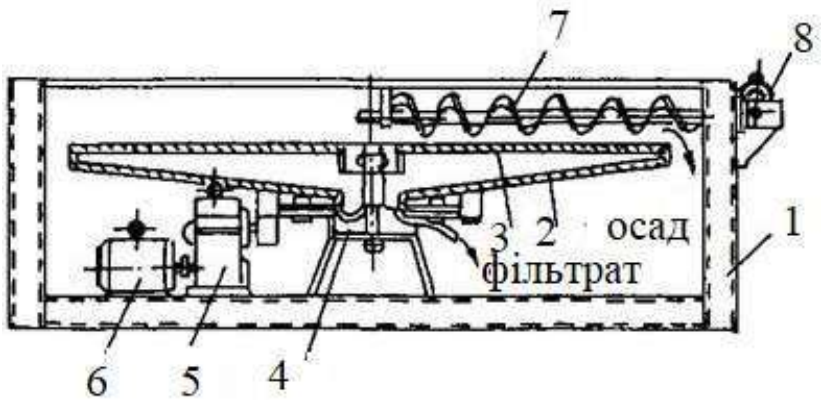


Рис. 9.31 – План-фільтр.
1 – рама; 2 – горизонтальна таріль; 3 – перфорований диск;
4 – розподільна головка; 5 – редуктор; 6, 8 – електродвигуни; 7 – шнек

Недоліком план-фільтрів є мала площа фільтруючої поверхні (10 і 20 м^2). Перевагами фільтрів є можливість багаторазового промивання кеку; допустимість значних перевантажень без помітних змін якості відмивання; висока питома продуктивність; простота конструкції; низька вартість витратних матеріалів.

Ці фільтри іноді застосовують для зневоднення крупнозернистих шламів, наприклад, вугільних, нефелінових. План-фільтри добре зарекомендували себе у виробництві калійних добрив для фільтрування галітових відходів.

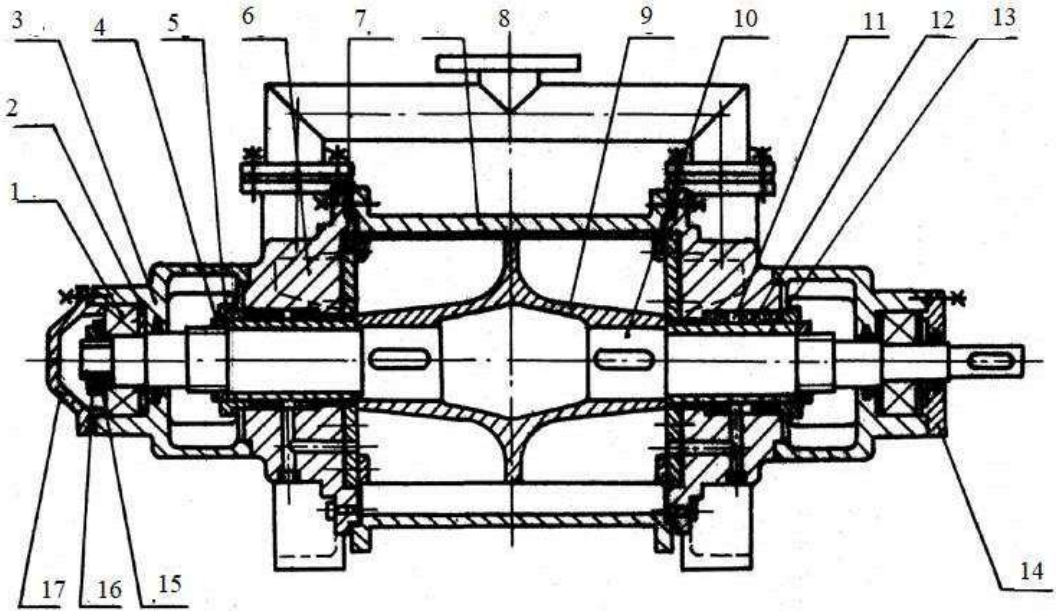
При випробуваннях фільтра на збагачувальній фабриці 4–го рудоуправління «Білоруськалій» (м. Солігорськ) при проектній продуктивності 200 т/год. вологість осаду становила 7%.

9.4.7. Допоміжне обладнання для вакуум–фільтрів

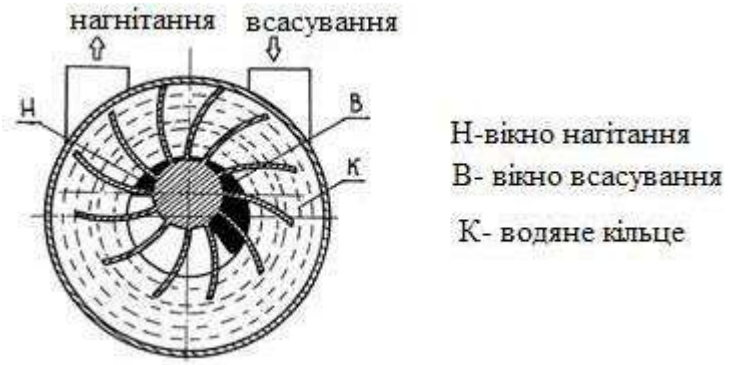
Вакуум-насоси і турбоповітродувки

Вакуум-насоси – ротаційний ексгаустер, який створює розрідження (вакуум) в замкненому просторі (трубопровідній системі) для відсмоктування газу, рідини або газоповітряної суміші, наприклад, з дегазаційного газопроводу. На збагачувальних фабриках здебільшого використовують вакуум-насоси водокільцевого типу.

Водокільцеві вакуум-насоси ВВН–300 (рис. 9.32) застосовуються на гірничо-збагачувальних підприємствах.



а



б

Рис. 9.32 – Вакуум-насос ВВН–300.
а – конструкція; б – кришка циліндра
1 – підшипник; 2 – кільця дистанційні; 3 – корпус підшипника; 4 – гайка; 5 – букса сальника; 6 – лобовина; 7 – газорозподільчий диск; 8 – корпус; 9 – колесо; 10 – вал; 11 – кільце фонарне; 12 – сальники; 13 – втулка; 14,17 – кришки; 15 – шайба стопорна; 16 – гайка.

Робочою рідиною в насосі служить вода. Принцип дії насосів ВВН–300 заснований на зміні вільного об'єму води між лопатками при обертанні ексцентрично розташованого колеса в циліндрі, частково заповненого водою. При використанні цього насоса необхідне відділення і відведення основної маси води перед вакуум–насосом. Зайва подача води в насос веде до неприпустимого перевантаження електродвигуна і до руйнування робочих органів насоса.

Водокільцева установка складається з вакуум-насоса і електродвигуна, сполученого зубчастою муфтою. Електродвигун встановлюється на зварній рамі, а насос – на двох фундаментних опорах.

Конструкція. Вакуум-насос ВВН–300 (рис. 9.32,а) складається з корпусу 8, закритого з торців кришками **3**, всередині якого розташований вал **6** з робочими колесами **14** і 17.

Вал обертається в роликових підшипниках **1**, встановлених в кронштейнах. Роз'єм циліндра здійснений по горизонтальній осі. Положення рознімних частин фіксується штифтами. Циліндр має чотири опорні лапи для кріплення до фундаментної опори. Кришка **14,17** з розподільним диском (рис. 9.32,б) утворює відсіки, кожен відсік сполучений з циліндром отвором: **В** – всмоктувальним, **Н** – нагнітальним. Відсіки зовні мають патрубки з фланцями. Ущільнення зазору між розподільним диском і колесом від проходження перегрітого повітря з нагнітальної сторони на всмоктувальну здійснюється через гідрозатвор. Є також два ряди отворів, закритих гумовими клапанами, для автоматичного випуску з нагнітального патрубка повітря, тиск якого в колесі перевищить тиск нагнітання.

Поршневий вакуум-насос ВН–120М являє собою однорядну одноциліндрову одноступінчату поршневу машину подвійної дії. Як показала практика експлуатації, поршневі вакуум–насоси вимагають ретельного очищення повітря від води і твердих частинок. Потрапляння твердих абразивних частинок веде до швидкого зносу клапанів, кілець і інших деталей.

Турбоповітродувки(турбінні повітродувки). Для віддувки осаду в відділеннях фільтрування широке застосування знаходять турбоповітродувки.

Конструкція. У чавунному литому корпусі турбоповітродувки (рис.9.33) обертаються робочі колеса, щільно насаджені на вал. Опорами валу служать роликопідшипник і упорний підшипник. Корпуси підшипників мають водяні сорочки для охолодження масла. Вода підводиться до нижніх корпусів підшипників.

Для підведення повітря до робочого колеса першого ступеня в корпусі є усмоктувальна діафрагма, а до коліс наступних ступенів – проміжні діафрагми. На валу розташовані дистанційні втулки. Для зниження шкідливих циркуляцій всередині повітродувки робочі колеса і вал забезпечені лабіринтовими ущільненнями.

На валу роторів за робочим колесом на останньому щаблі встановлений розвантажувальний поршень (думміс) для урівноваження осьового тиску. На виході валу з корпусу є кінцеві лабіринтові ущільнення.

Мастило підшипників – рідке, здійснюється мастильними кільцями, розташованими на валу. Для контролю за рівнем і температурою масла встановлено мастиловказівники і термометри. Масло заливається через сітки-фільтри в корпусах підшипників (вальниць).

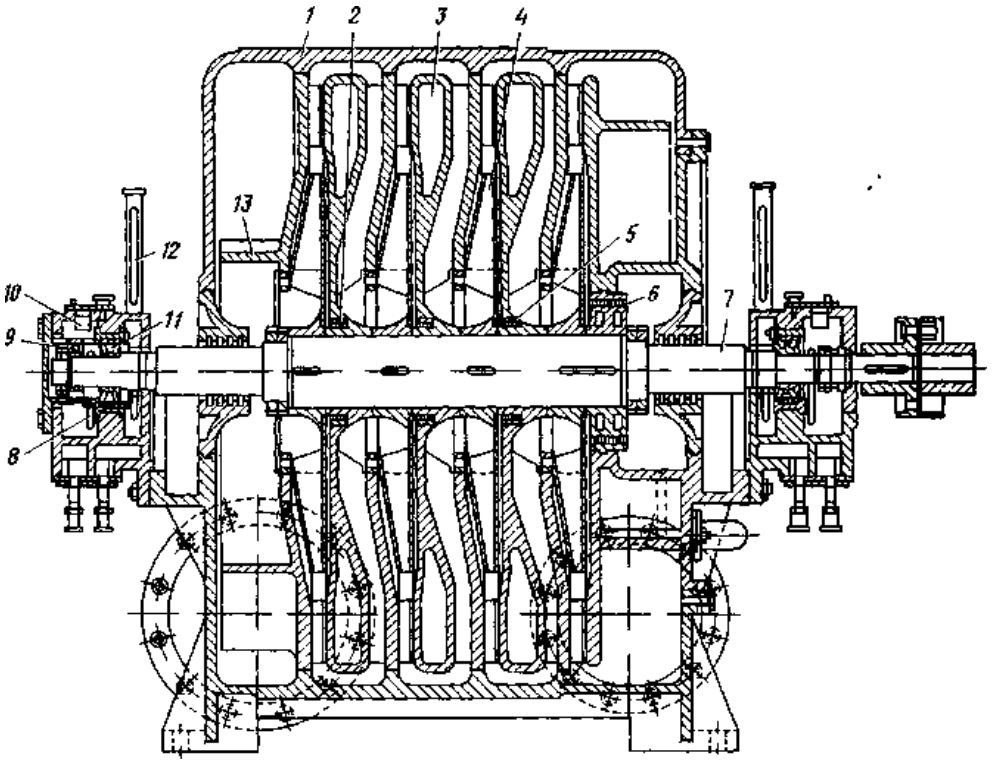


Рис.9.33 – Схема турбоповітродувки.
1 – корпус; 2 – дистанційна втулка; 4 – проміжна діафрагма; 3 – робоче колесо; 5 – лабіринтові ущільнення; 6 – розвантажувальний поршень; 7 – вал; 8 – мастильне кільце; 9 – вальниця кочення (кульковий підшипник); 10 – сітка–фільтр; 11 – роликова вальниця кочення, 12 – термометр; 13 – діафрагма

Турбоповітродувки в порівнянні з водокільцевими повітродувками споживають менше енергії на 1 м^3 повітря. Подача їх досягає 200 м^3/хв.

Ресивери. При фільтруванні продуктів збагачення для розділення водоповітряної суміші на рідину і повітря застосовують ресивери з радіальним і тангенціальним введенням суміші, а також двокамерні ресивери.

Ресивери з радіальним введенням суміші. Ресивер являє собою циліндричний резервуар з патрубками введення суміші, відведення повітря і фільтрату (рис.9.34). Усередині ресивера встановлений відбійник.

Для профілактичних оглядів передбачені оглядові люки і штуцери водомірної скляної трубки для контролю рівня води. Об’єм ресиверів вибирається залежно від об’єму повітря і фільтрату. В ресиверах з радіальним введенням водоповітряної суміші розділення на рідину і повітря відбувається в основному тільки в результаті зміни швидкості руху суміші. Такого ж розділення можна домогтися за допомогою збільшення об'єму.

Останнім часом все більш широке застосування знаходять ресивери з тангенціальним введенням водоповітряної суміші (рис.9.35). У цих ресиверах поділ фаз відбувається в полі відцентрових сил.

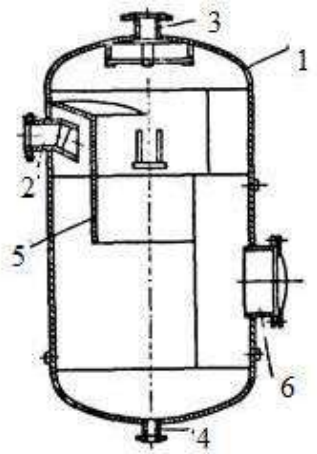


Рис. 1.34 – Ресивер з радіальним введенням водоповітряної суміші.
1 – корпус; 2 – живильний патрубок; 3–патрубок відводу повітря; 4 – патрубок відводу фільтрату; 5 –відбійник; 6 – оглядовий люк

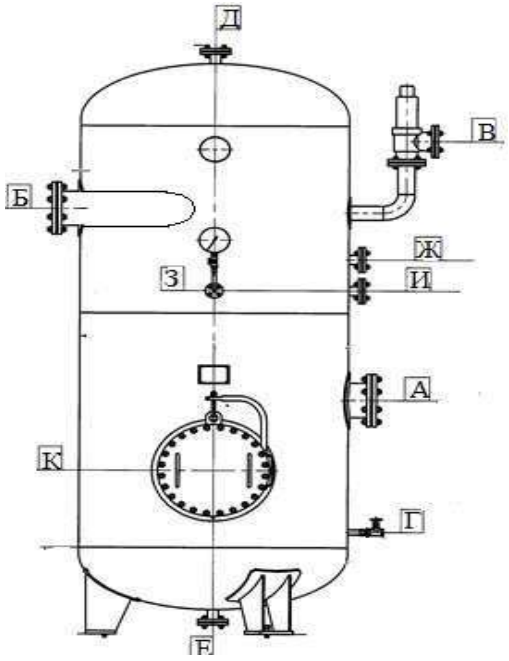


Рис. 9.35 – Схема ресивера з тангенціальним вводом водоповітряної сумішіА– вихід повітря; Б–подача повітря; В–запобіжний клапан; Г–кран; Е–злив дренажу

Ресивери випускаються з одним і двома вхідними штуцерами. Вибір того чи іншого ресивера залежить від числа головок на вакуум–фільтрі. Основними розрахунковими параметрами ресивера є його діаметр і висота циліндричної частини під віссю вхідного патрубка.

Висота верхньої циліндричної частини всіх ресиверів 900 мм приймається виходячи з умов запобігання краплевиносу. Висота нижньої циліндричної частини залежить від способу відведення фільтрату.

У разі застосування ресиверів як з радіальним, так і з тангенціальним

введенням фільтрат може відводитися або фільтратними насосами, або самопливом барометричними трубами.

За відсутності достатньої висоти приміщення (10 м) організація самопливного відведення фільтрату звичайними ресиверами неможлива.

Розроблено конструкцію ресивера, що дозволяє відводити фільтрат без фільтратних насосів при будь–якій висоті приміщення під ресивером.

Схема двокамерного ресивера наведена на рис. 9.36.

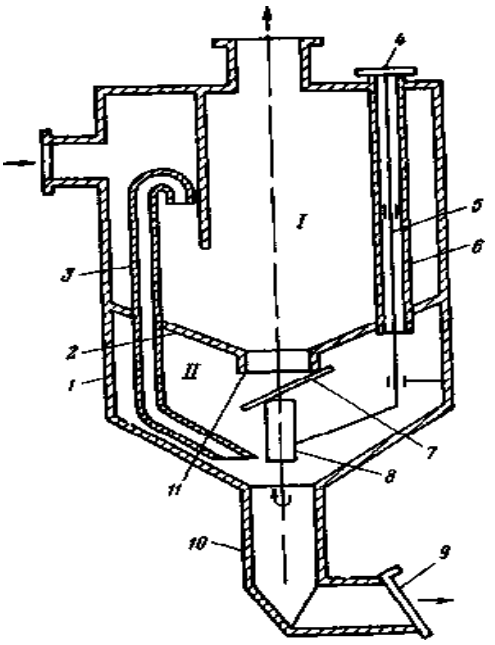


Рис.9.36 – Схема двокамерного ресивера.
1 – корпус; 2 – перегородка; 3 – трубка для вирівнювання вакууму;
4, 7, 9 – клапан; 5 – шток; 6 – труба; 8 – поплавок; 10 – патрубок; 11 – отвори

Корпус ресивера **1** розділений перегородкою **2** на дві камери – верхню **I** і нижню **II.** У перегородці є отвір **11** з клапаном **7**. У корпус вставлена труба **6** для подачі атмосферного повітря в камеру **II**. У трубі **6** переміщується шток **5**, пов'язаний одним кінцем з клапаном **4**, а іншим з поплавком **8**. Об’єм і маса поплавка повинні бути такими, щоб підіймальна сила забезпечувала відкриття клапана **4** при зануренні поплавка у фільтрат. Між камерами **I** і **II** встановлюється трубка **3** для вирівнювання вакууму. Відведення фільтрату проводиться через патрубок **10** з клапаном **9**.

Працює ресивер наступним чином. У початковий момент при подачі розрідження клапани **4 і 9** щільно закриті під дією вакууму, а клапан **7** відкритий і спирається на верхній торець поплавка. Подана водоповітряна суміш розділяється на повітря і фільтрат. Повітря видаляється по вакуумній системі, а фільтрат через отвір **11** надходить в камеру **II**, де він накопичується.

По мірі заповнення камери **II** поплавок частково виявляється в фільтраті і на нього починає діяти виштовхувальна сила. Однак поплавок не спливає, так як він пов'язаний штоком **5** з клапаном **4**, який вакуумом утримується в закритому положенні. Коли весь поплавок занурюється у фільтрат, виштовхувальна сила стає достатньою для подолання дії розрідження, клапан 4 відкривається, а поплавок спливає. При цьому він повертає клапан **7**, прикриваючи отвір **11**.

Отвір **11** в цей момент щільно закривається за рахунок різниці тисків, що утворилася в камерах **I** і **II**. Фільтрат в цей період накопичується в камері **I**, а з камери **II** видаляється, оскільки в ній встановлюється атмосферний тиск і клапан **9** відкривається.

Поплавок при цьому певний час утримується виштовхувальною силою у верхньому положенні, а потім поступово опускається, прикриваючи клапан **4**. В цей момент оголюється нижній кінець вирівнювальної трубки **3**, в камері **II** створюється вакуум, який спричиняє до щільного закривання клапанів **4** і **9.** При вирівнюванні вакууму клапан **7** під дією власної ваги і стовпа рідини відкривається і фільтрат переходить в камеру II. Надалі цикл повторюється.

За кордоном широко використовуються ресивери фірми "Дорр–Олівер". Особливість ресивера полягає в тому, що після виділення рідина відводиться через тангенціально розташований патрубок.

9.4.8. Фільтрувальні тканини

Фільтрувальна тканина є невід'ємною складовою частиною фільтру. Від її властивостей багато в чому залежать техніко–економічні показники процесу. Фільтрувальна тканина повинна:

- затримувати тверді частинки пульпи так, щоб їх вміст у фільтраті не перевищував 1 %;
- мати невеликий гідравлічний опір;
- мати тривалий термін служби і достатню механічну міцність;
- не втрачати фільтруючу здатність в процесі експлуатації;
- мати мінімальне зчеплення з осадом, з тим щоб забезпечити його повне розвантаження;
- бути зручною в при пошитті з неї чохлів і закріпленні на фільтрі.

Як правило фільтрувальна тканина задовольняє лише основні вимоги.

На процес фільтрування істотно впливає будова фільтрувальної тканини. Характеристикою прядильного волокна є метричний номер **N**, який визначається числом метрів волокна в наважці масою 1 грам. Тому чим вище номер, тим тонше нитка.

Для бавовняних фільтрувальних тканин номер пряжі як правило 20–30. Найбільш міцна синтетична пряжа має номер 200–300. Останнім часом замість номера введена нова одиниця – текс (Т) – маса 1000 м волокна, виражена в грамах. Чим менше текс, тим тонше нитка або волокно. Для перекладу номера в тексі служить формула **T = 1000/N**.

Пряжа складається як правило з декількох ниток. Дві нитки і більш одиночної пряжі, скручені разом, утворюють *кручену пряжу*. Метричний номер крученої пряжі позначають дробом, чисельник якого показує номер одиночної нитки пряжі, а знаменник – число окремих ниток.

Число ниток в пряжі не більше 8.

Фільтрувальну тканину виготовляють з двох систем паралельних ниток, розташованих перпендикулярно між собою. Залежно від взаємного розташування ниток можна виготовити багато різних переплетень. Кожне переплетення (рис. 9.37) характеризується значенням рапорту **R**, тобто найменшим числом ниток, після якого повторюється порядок переплетень.

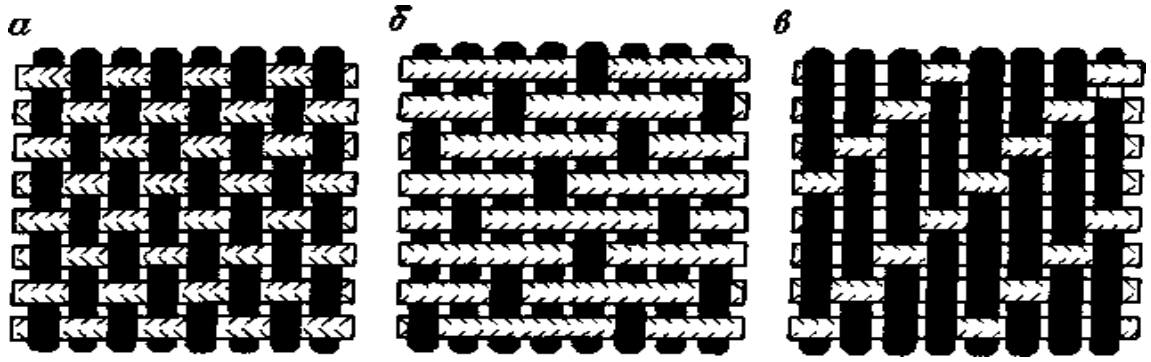


Рис. 9.37 – Типи переплетень фільтрувальних тканин:
а – полотняне; б – сатинове; в – саржеве

Основні види переплетень – полотняне, саржеве і сатинове. У полотняного переплетення **R = 2**. Тканини з таким переплетенням володіють високою затримуючою здатністю, але мають підвищений гідравлічний опір. Застосовують такі тканини на фільтр-пресах. Тканини саржевого переплетення мають **R>3**. Вони володіють меншою затримуючою здатністю, але легше регенеруються. Більшість фільтротканин має саржеве переплетення. При сатиновому переплетенні **R>5**. За міцністю і затримуючій здатності вони поступаються полотняним і саржевим.

Фільтрувальні тканини для рудних пульп виготовляються з бавовняних і синтетичних волокон. Бавовняні тканини (бельтинг, фільтродіагональ і ін.) останнім часом застосовуються рідко у зв'язку з тим, що фільтротканини з синтетичних волокон мають вищі фільтруючі властивості, міцніші і дешевші. Синтетичні волокна виробляють з

синтетичних полімерів. Найчастіше фільтротканини виготовляють з поліамідних і поліефірних волокон. Поліамідні волокна отримують з поліаміду–6 (капрон), перлону, силону, нейлону. Широко застосовується поліефірне волокно (лавсан, дакрон).

Виготовляють фільтротканини з хлоринових, поліуретанових і інших волокон. Розробляються фільтротканини з волокон поліформальдегідів.

Синтетичні тканини, особливо з поліефірних і поліамідних волокон, володіють високими фізико–механічними властивостями. За структурою синтетичні фільтротканини підрозділяються на філаментні і тканини з мононитки. Філаментну нитку отримують шляхом скручування елементарних волокон. Моноволокно потрібного діаметру отримують продавлюванням відповідної смоли через філь'єру з подальшою витяжкою. Для збільшення міцності зчеплення між нитками тканину пропускають між гарячими каландрами[8]. Можуть застосовуватися тканини змішаної структури.

В процесі експлуатації на вакуум-фільтрах тканини піддаються механічним і фізико–хімічним діям: багатократному вигину і розтягуванню при періодичній зміні вакууму, абразивному зносу, взаємодії з пульпою. Механічні дії на тканину ведуть до зміни її міцнісних властивостей і поступовому руйнуванню. Фізико–хімічні дії сприяють відкладенню мінеральних солей, їх кристалізації як на поверхні, так і усередині окремих ниток і волокон, змінюючи їх фізико–механічні властивості.

Закупорювання або мінералізація тканин приводять до зміни характеру гідравлічного опору тканини в часі. В результаті відбуваються втрата її проникності і погіршення властивостей фільтрації. При цьому, особливо у разі фільтрувальних тканин з синтетичних ниток, тканина виходить з ладу раніше, ніж вона зноситься фізично.

Кінетика засмічення фільтрувальних тканин

Встановлено, що мінералізація тканини відбувається головним чином із зовнішнього, зверненого до пульпи, боку. Мінеральні відкладення утворюються в результаті:

- адгезійного прилипання твердих частинок до волокон;
- механічного вклинення в тіло волокон і в міжволоконний простір твердих частинок;

[8] **Кала́ндр** (через фр. *calandre* від грец. κύλινδρος – «коток», «вал») – машина для безперервного формування листа полімеру, гуми, текстилю або паперу методом пропускання його через зазор між обертовими валами. У результаті каландрування виходить полотно необхідної товщини та ширини.

- хімічного відкладення на волокнах гідроксидів заліза, подальшого відкладення магнетитових і кварцових частинок з мікровключеннями магнетиту і прилипання до цих частинок нових порцій частинок з підвищеними магнітними властивостями;
- відкладення карбонатів на магнетитових і кварцових частинках з цементацією всієї поверхні волокон і ниток в цілому.

В процесі експлуатації в результаті вищезгаданих причин властивості тканини істотно змінюються.

9.4.9. Схеми фільтрувальних установок

Тонкоподрібнені концентрати зневоднюють як правило в два прийоми: згущенням вихідного концентрату і фільтруванням згущеного продукту з поверненням фільтрату в операцію згущення.

Компонування основного і допоміжного обладнання у відділеннях зневоднення певною мірою впливає на технологічні показники процесу.

Схеми з індивідуальним і груповим підключенням Вакуум-фільтрів до ресиверів

Фільтрат з вакуум-фільтра відводиться через ресивер, в якому відбувається розділення водоповітряної суміші на фільтрат і повітря. Фільтрат збирається в нижній частині ресивера і видаляється, а повітря відсмоктується вакуум-насосами.

Схема, за якою фільтрат з декількох вакуум-фільтрів відводиться через один ресивер, називається груповою (рис. 9.38). Схема, яка передбачає відведення фільтрату з кожного вакуум-фільтра через індивідуальні ресивери (один або кілька), що працюють тільки з одним вакуум-фільтром, називається схемою з індивідуальним підключенням (рис. 9.39, 9.40).

Схема з індивідуальним підключенням набагато простіше, так як незалежно від числа встановлюваних на один вакуум-фільтр ресиверів підключення до вакуумопроводу здійснюється одним трубопроводом. На вертикальній ділянці цього трубопроводу як правило і встановлюють засувку для перекриття подачі вакууму на фільтр. Ця засувка знаходиться на повітряній магістралі і тому працює цілком надійно.

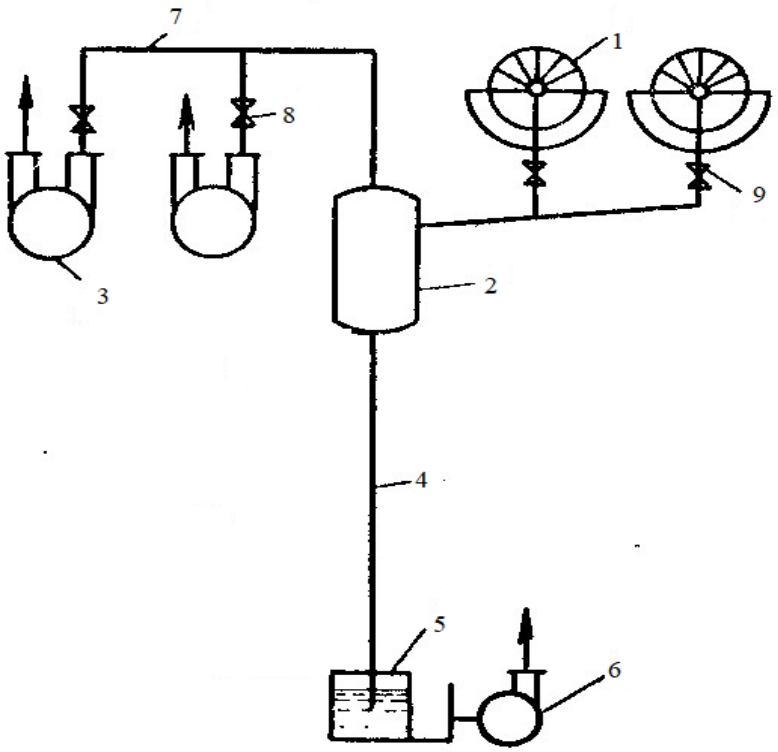


Рис.9.38– Групова схема підключенния вакуум–фільтрів до ресивера. 1 – вакуум–фільтр; 2 – ресивер; 3 – вакуум насос; 4 –барометрична труба; 5 –гідрозатвор; 6 – насос для перекачування фільтрату; 7 – вакуумпровід; 8 - засувки.

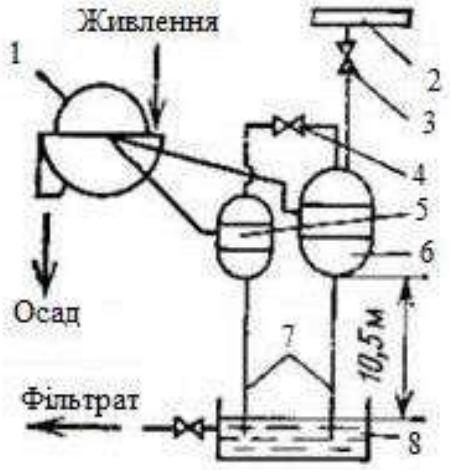


Рис.9.39 – Схема з роздільним та загальним вакуумом в зонах набору і сушіння осаду. 1 – вакуум-фільтр; 2 – вакуумпровід; 3 – кран; 4 – вакуумний клапан; 5 – ресивер низького розрідження; 6 – ресивер високого розрідження; 7 – барометричні труби; 8 – гідрозатвор.

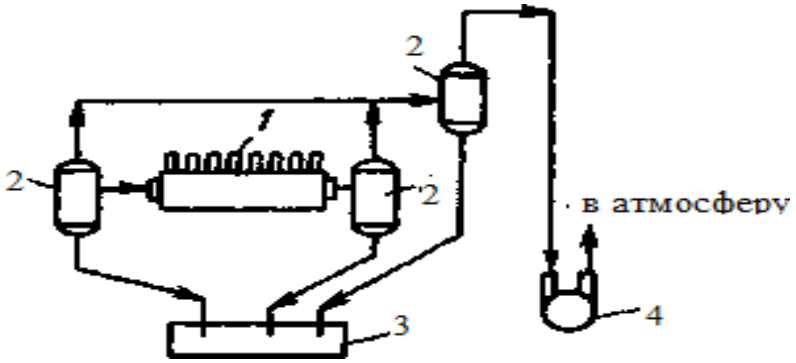


Рис.9.40 – Індивідуальна схема підключення вакуум–фільтрів до ресивера без вакуумопроводу.
1 – вакуум–фільтр; 2 – ресивер; 3 – гідрозатвор; 4 – вакуум–насос.

Групове підключення вакуум-фільтрів до ресивера здійснено на ряді гірничо–збагачувальних комбінатів, побудованих в 1950–1960-і роки. При реконструкції фільтрувальних відділень і будівництві нових передбачають індивідуальні схеми підключення, оскільки експлуатація виявила ряд істотних недоліків групових схем:

– взаємний вплив вакуум-фільтрів, що входять в групу, один на одного (падіння вакууму на одному з вакуум-фільтрів, що входять в групу, через загальний ресивер відбивається на роботі всіх інших вакуум–фільтрів даної групи;

– падіння вакууму на одному з вакуум-фільтрів призводить до підвищення вологості концентрату на всіх вакуум-фільтрах.

Падіння вакууму на вакуум-фільтрі можливе в результаті механічних пошкоджень (знос вала, шайб і головок; порив фільтрувальної тканини, при установці нової фільтрувальної тканини на фільтр та ін.). Остання обставина особливо важлива, тому що фільтрувальна тканина замінюється щодня на трьох – чотирьох вакуум-фільтрах і в перші 15 – 20 год. її експлуатації вологість одержуваного на фільтрі осаду підвищується. У цей період значення вакууму на фільтрі знижується на 10–15 КПа, що негативно впливає на вологість концентрату всіх вакуум-фільтрів групи.

При індивідуальному підключенні вакуум-фільтрів до ресивера їх взаємний вплив один на одного повністю виключається, при груповому підключенні – утруднене управління їх роботою.

Для відключення одного вакуум-фільтра від групи необхідно перекрити дві засувки (по числу головок вакуум-фільтра), розташовані на похилому трубопроводі від вакуум-фільтра до ресивера, по якому рухається водоповітряна суміш, яка часто містить також і частки концентрату. У цьому місці засувки працюють ненадійно, не забезпечують повного перекриття вакууму, виникають труднощі при їх відкриванні.

Зміна значення вакууму в зоні набору осаду впливає на технологічні

показники при фільтруванні: зниження вакууму в зоні набору осаду дозволяє в ряді випадків знизивши питому продуктивність фільтра зменшити вологість концентрату. Особливо це важливо при роботі вакуум-фільтра на новій фільтротканині, коли утворюється товстий шар осаду з підвищеною вологістю.

Для практичної реалізації схем з роздільним вакуумом в зонах набору і сушки осаду розподільні головки вакуум-фільтрів повинні мати два патрубка для під'єднання до відповідних зон. Фільтрат з кожної зони відводиться через "свій" ресивер, і, таким чином, при роздільному вакуумі на кожен вакуум-фільтр необхідно встановлювати два ресивера: для зони набору і для зони сушки (рис. 1.39). Об’єми цих ресиверів неоднакові, так як через ці зони відводяться різні об’єми фільтрату і повітря.

У період набору осаду сектори занурені в пульпу і знаходяться нижче коміркового вала фільтра. У цей період фільтрат проходить всередину сектора, але не виливається з нього. І лише в кінці зони набору фільтрат частково відводиться з секторів. Через зону набору осаду виводиться 20–30 % всього фільтрату. Основна маса фільтрату виводиться через зону сушіння, коли сектори переходять в положення вище коміркового вала і фільтрат, що накопичився в секторах, виливається під дією сили тяжіння.

У зоні набору осаду відбувається також часткове відведення повітря, так як сектори, занурені в пульпу, майже не сполучаються з атмосферою. Основний об’єм вакуумного повітря відводиться в зоні сушки, коли повітря просочується через осад. Таким чином, об’єм ресивера зони набору осаду може бути в 2–2,5 рази менше, ніж ресивера зони сушки.

Вакуум у ресивері зони набору створюється, як правило, від того ж вакуумопроводу, що і вакуум в зоні сушки. Для регулювання значень вакууму між ресивером і вакуумопроводом встановлюють регулюючий клапан.

Щоб не мати зайвих засувок, ресивер зони набору з'єднується з вакуумопроводом не безпосередньо, а через трубопровід, що йде від ресивера зони сушки до вакуумопроводу.

При цьому однією засувкою при зупинці фільтра відключається вакуум від обох ресиверів. Значення вакууму в зоні набору осаду залежить від стану фільтротканини, вмісту твердого в пульпі і крупності концентрату, які на різних технологічних секціях можуть бути різними.

Схеми з роздільним вакуумом доцільно застосовувати в тому випадку, коли концентрат добре набирається на фільтрувальну тканину, що створює умови для регулювання процесу зневоднення.

При зневодненні важко фільтруємих продуктів, коли при високій густині пульпи на фільтрувальну тканину набирається осад невеликої товщини (як правило, близько 7–8 мм) застосування схем з роздільним

вакуумом в зонах набору і сушки осаду не дозволяє досягти зниження вологості осаду, так як зменшення товщини осаду знижує і без того невелику питому продуктивність фільтра. До таких важко фільтруємих продуктів належать флотаційні концентрати з окиснених залізних руд.

Малоефективним стає застосування роздільного вакууму і при фільтруванні магнетитових концентратів з питомою поверхнею ≥200 $м^2/кг$, тому на грудкувальних фабриках на вакуум-фільтрах роздільна подача вакууму в зони набору і сушки осаду не передбачена. Не застосовується роздільний вакуум на ПівнГЗК, ІнГЗК і ряді інших ГЗК, що випускають концентрати з поверхнею 200 $м^2/кг$ і більше, не дивлячись на те що проектом така схема передбачалася. Можлива схема, коли загальний вакуумопровід взагалі відсутній. В цьому випадку до кожного вакуум-фільтра під'єднується вакуум-насос, перекриття подачі вакууму на фільтр при його зупинці досягається відключенням вакуум-насоса, а засувки не потрібні.

Застосування такої схеми може бути виправдане при фільтруванні вельми тонкоподрібнених концентратів, якщо потрібна велика витрата вакуумного повітря. Слід відзначити високу надійність схеми в експлуатації: відсутність горизонтального вакуумопроводу виключає осадження концентрату у вакуумній магістралі, знижуються втрати вакууму.

Схема відведення фільтрату з ресивера

Вакуум-фільтрувальна установка з видаленням фільтрату насосами (рис.19.41) складається з вакуум-фільтра **1,** ресивера **2**, гідровловлювача **6**, вакуум-насосу **5**, барометричної труби **7** і гідрозатвора **4**, з'єднаних між собою трубопроводами. Ресивер призначено не тільки для підтримки постійного розрідження в системі, а й для збору фільтрату. Гідровловлювач піднято над затвором на висоту 18,5 м з метою попередження потрапляння фільтрату в вакуум-насос при аварійних ситуаціях, так як в разі створення надмірного вакууму (0,1 МПа) висота підйому фільтрату в барометричній трубі складе 10,33 м. З урахуванням всмоктування повітря через осад в зоні просушування, втрат вакууму в системі і характеристик насоса значення робочого вакууму нижче граничного на 13,3–19,9 КПа.

У схемі з примусовим відведенням фільтрату з ресивера насосами суміш фільтрату з повітрям через розподільну головку також надходить в

ресивер, в якому відбувається попереднє розділення рідкої і газової фаз. Фільтрат накопичується в нижній частині ресивера і його безперервно відкачують відцентровим насосом. Повітря із залишками фільтрату у вигляді крапель надходить у гідровловлювач, де відбувається остаточне відділення фільтрату, що виключає його попадання у вакуум-насос.

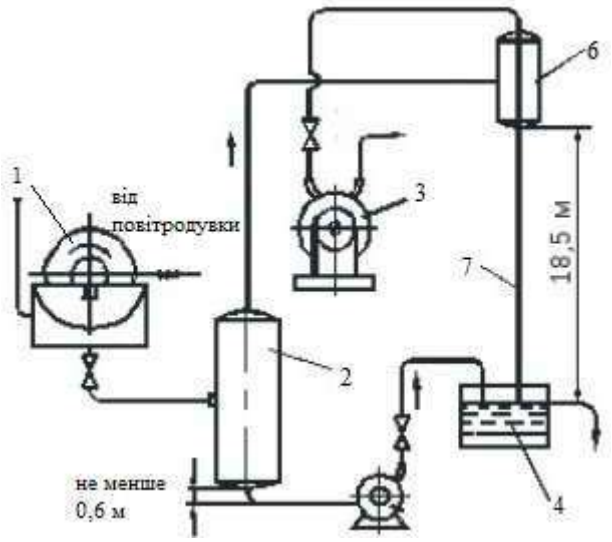


Рис. 9.41 – Схема фільтрувальних вакуум–установок з видаленням фільтрату насосами.
1– вакуум-фільтр; 2 – ресивер; 3 – насос; 4 – збірник фільтрату; 5 – вакуум - насос; 6 – гідровловлювач для фільтрату; 7 – барометрична труба

Фільтрат з гідровловлювача стікає по барометричній трубі в гідрозатвор, який встановлюється нижче її на 10,5 м. Нижній кінець барометричної труби опущений у воду для попередження засмоктування атмосферного повітря в трубу. Для забезпечення необхідної висоти барометричної труби, гідровловлювач підвішується до самої верхньої позначки будівлі, що не приводить до вимушеного збільшення висоти будівлі фільтрувального відділення. У цій схемі фільтри можуть встановлюватися на нижніх відмітках будівлі. Гідрозатвор встановлюється на найнижчій позначці будівлі – на насосному уступі.

На трубопроводі «ресивер – відцентрований насос» встановлений зворотний клапан для запобігання зворотного потоку рідини.

Переваги схеми з примусовим видаленням фільтрату насосами: можливість установки вакуум-фільтрів на нижніх відмітках фільтрувального відділення і виключення забивання гідрозатвора твердою фазою.

Недоліки схеми з примусовим видаленням фільтрату насосами:

– при фільтруванні тонкоподрібнених продуктів підтримується робочий вакуум 79–86 Па, тому для відкачування фільтрату насоси повинні створювати на всасі високе розрідження;

– для гарантованої роботи насосів, що відпомповують фільтрат, вони повинні встановлюватися нижче ресивера на 3–5 м;

– при роботі насосів необхідно постійно контролювати рівень фільтрату в приймачі і при переповненні ресивера повинен автоматично вмикатися резервний насос;

– важко регулювати вакуум в зоні набору осаду при роботі фільтратних відцентрових насосів;

– при застосуванні схем з індивідуальним відведенням фільтрату з кожного фільтра і при роздільному вакуумі різко зростає число фільтратних насосів, тобто зростають витрати на обладнання;

– необхідність вузла автоматизації для забезпечення автоматичного включення резервного насоса при відключенні і виході з ладу основного.

Схема з самопливним видаленням фільтрату за допомогою барометричної труби **4** і гідрозатвора **5** (рис. 9.42) працює таким чином: відсмоктуване з вакуум-фільтра **1** повітря разом з фільтратом надходить в ресивер **2**, в якому відбувається розподіл водоповітряної суміші на повітря і фільтрат. Фільтрат з ресивера **2** стікає по барометричній трубі **3** в збірник фільтрату **4**, з якого вже може відпомповуватися насосом. Повітря відкачується з ресивера **2** і з усієї системи вакуум-насосом **5**. Повітродувка необхідна для подачі стисненого повітря в зоні віддувки кеку і регенерації фільтротканини.

Кінець барометричної труби повинен бути занурений у фільтрат не менше ніж на 350–400 мм, що контролюється за наявністю переливу на гідрозатвор. Це забезпечує герметизацію всієї системи і підтримку вакууму. Гідрозатвор – це приймач прямокутного перетину обсягом близько 1 м^3, заповнений фільтратом, куди опущена барометрична труба.

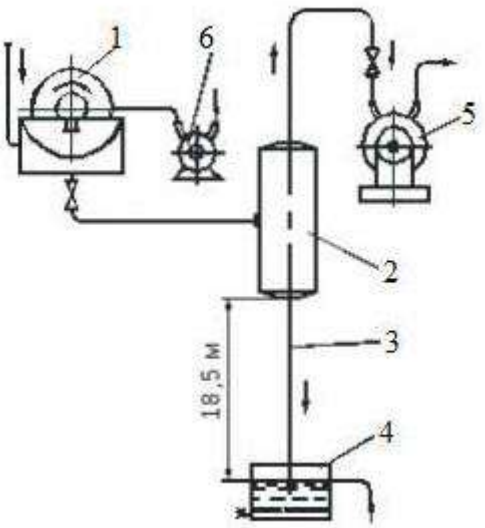


Рис. 9. 42 – Схема фільтрувальних вакуум-установок з видаленням фільтрату самопливом.
1 – вакуум–фільтр; 2 – ресивер; 3 – барометрична труба; 4 – збірник фільтрату; 5 вакуум-насос –; 6 – повітродувка

Схеми з самопливним відведенням фільтрату поширені на вуглезбагачувальних фабриках і на фабриках, що збагачують руди кольорових і

чорних металів і неметалічних корисних копалин.

Водночас на деяких збагачувальних фабриках застосовують схеми з видаленням фільтрату насосами. Зазначені дві принципові схеми вакуум-фільтрувальних установок підрозділяють на наступні види (рис. 9.43):

- з груповим компонуванням фільтрів (три – п'ять фільтрів пов'язані з одним ресивером);
- з індивідуальним компонуванням (кожному фільтру ресивер);
- з роздільним вакуумом в зонах набору і сушки осаду.

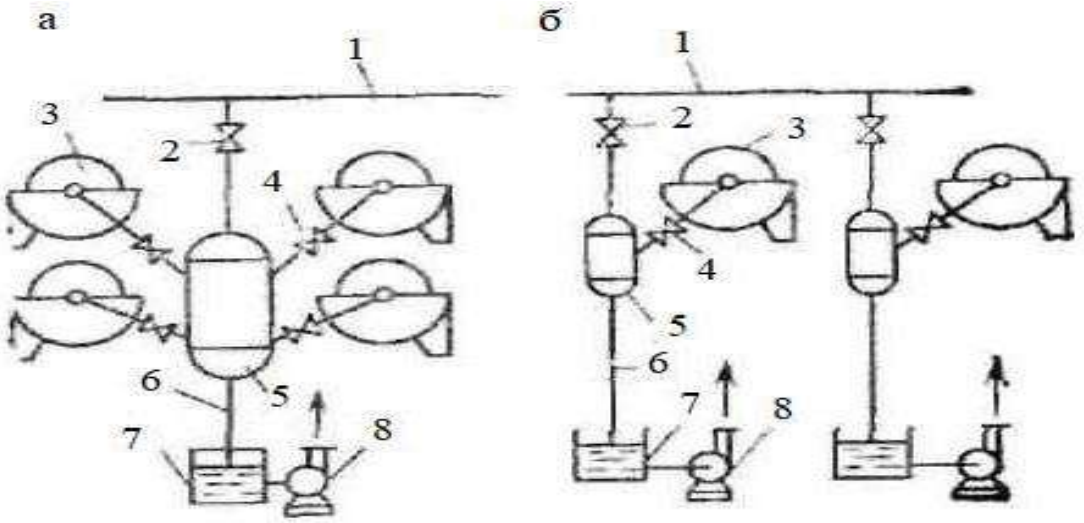


Рис. 9. 43 – Схема компоновки вакуум-фільтрів і ресиверів. а – групова ; б – індивідуальна; 1 – вакуумопровід; 2, 4 – засувки, 3 – вакуум–фільтр, 5 – ресивер, 6 – барометрична труба: 7 – гідрозатвор; 8 – насос.

Схема з груповим компонуванням фільтрів (рис.1.43, а) передбачає збір фільтрату в одному ресивері. Недолік схеми в тому, що при пориві тканини на одному фільтрі спостерігається падіння вакууму на всіх фільтрах, з'єднаних з одним ресивером. Крім того, при оснащенні одного з фільтрів новою фільтрувальною тканиною на всіх фільтрах підвищується вологість осаду, так як внаслідок просочування повітря зменшується вакуум на фільтрах, пов'язаних з одним ресивером.

Індивідуальна компоновка фільтра з одним ресивером (рис. 1.43, б) позбавлена зазначених недоліків, при її використанні спрощується управління фільтром – в разі необхідності він легко може бути відключений від вакуумопроводу.

9.4.10. Фільтр-преси

Для розділення важко фільтруємих тонкозернистих шламистих суспензій з незначним вмістом твердих частинок застосовують фільтр-преси. Робочий тиск при фільтруванні підтримується в межах 0,4–1,6 МПа.

За конструктивним виконанням фільтр-преси підрозділяють на два класи: горизонтальні і вертикальні. За устаткуванням фільтрувальних камер розрізняють фільтр-преси рамні, камерні і діафрагмові.

Фільтр-прес (рис. 9.44) складається з комплекту вертикальних рифлених фільтрувальних плит ***3***, розташованих між упорною ***2*** і притискною ***8*** плитами.

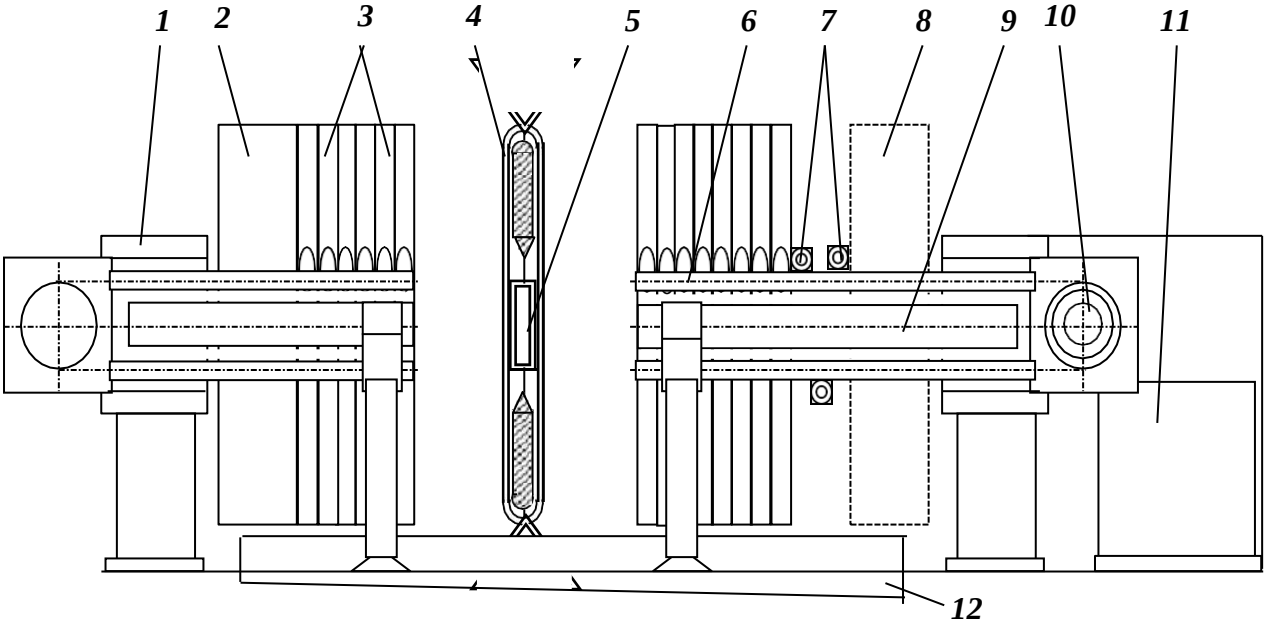


Рис. 9.44 – Схема камерного фільтр-преса.
1 – шарнірна головка; 2 – упорна плита; 3 – фільтрувальні плити; 4 – фільтрувальна тканина; 5 – гумове кільце; 6 – ланцюг механізму переміщення плит; 7 – напрямні ролики; 8 – притискна плита; 9 – опорна балка; 10 – привод ланцюгової передачі; 11 – гідропривод; 12 – жолоб для відводу фільтрату.

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***. Затиск плит здійснюється притискною плитою ***8*** від гідропривода ***11***. Для запобігання 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***.

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 та відводиться. Припинення стоку фільтрату свідчить про закінчення фільтрування, тобто

про те, що камери повністю заповнені ущільненим осадом. Після цього плити розсовують і зневоднений осад вивантажують з фільтра.

На продуктивність фільтр-преса 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-преса 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 стрічкові 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 біля 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.

Рамний фільтр-прес. Порожню раму фільтр-преса (рис.9.45) розташовують між двома плитами, утворюючи камеру **4** для осаду. Отвори **1** і **2** в плитах і рамах збігаються, утворюючи канали для проходу відповідно суспензії і промивної води. Між плитами і рамами поміщають фільтрувальні перегородки («серветки»), отвори в яких збігаються з отворами в плитах і рамах.

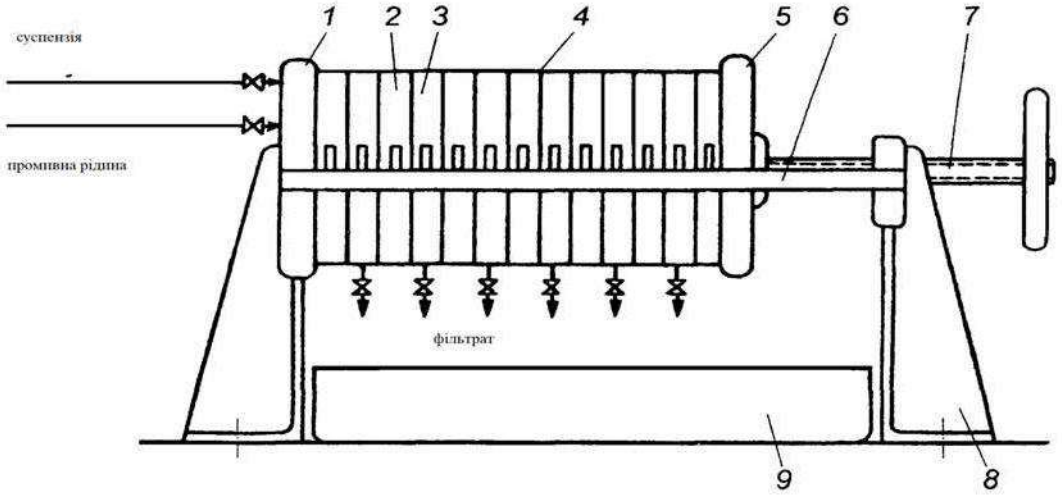


Рис.9.45 – Схема рамного фільтр-преса.
1 – упорна плита; 2 – рама; 3 – плита; 4 – фільтруюча тканина; 5 – рухома кінцева плита; 6 – горизонтальна напрямна; 7 – затискний гвинт; 8 – станина; 9 – жолоб для збору фільтрату або промивної рідини.

Стиснення плит і рам здійснюється за допомогою гвинтового або гідравлічного затискачів. Суспензія під тиском нагнітається по каналу 1 і відводів **3** в порожній простір (камеру) всередині рам. Рідка фаза суспензії проходить через фільтрувальні перегородки **5**, по жолобках рифлів **6** рухається до каналів **7** і далі в канали **8**, які відкриті на стадії фільтрування у всіх плит. Коли простір (камера) **4** заповниться осадом, подачу суспензії припиняють, і починається промивання осаду. В стадії промивки по бічних каналах **2** подають промивну рідину, яка омиває осад і фільтрувальні перегородки та виводиться через крани **9**. Після закінчення промивання осад продувають стисненим повітрям і потім розсовують плити і рами. Осад частково падає в збірник, встановлений під фільтром, а частина осаду, що залишилася, вивантажується вручну. Серветки при необхідності замінюють.

Камерний фільтр-прес складається з набору фільтрувальних плит 3 однаково профілю з отвором в центрі (рис.9.46). Поверхня плит, окрім

кромки, ребриста. Між плитами укладають фільтрувальну тканину **4** так, щоб не закривалися центральні отвори. При стисканні плит між ними утворюються камери, в які подають фільтровану суспензію.

Фільтрувальні плити і рами фільтрпресів виготовляють зі сталі, чавуну та керамічних матеріалів.

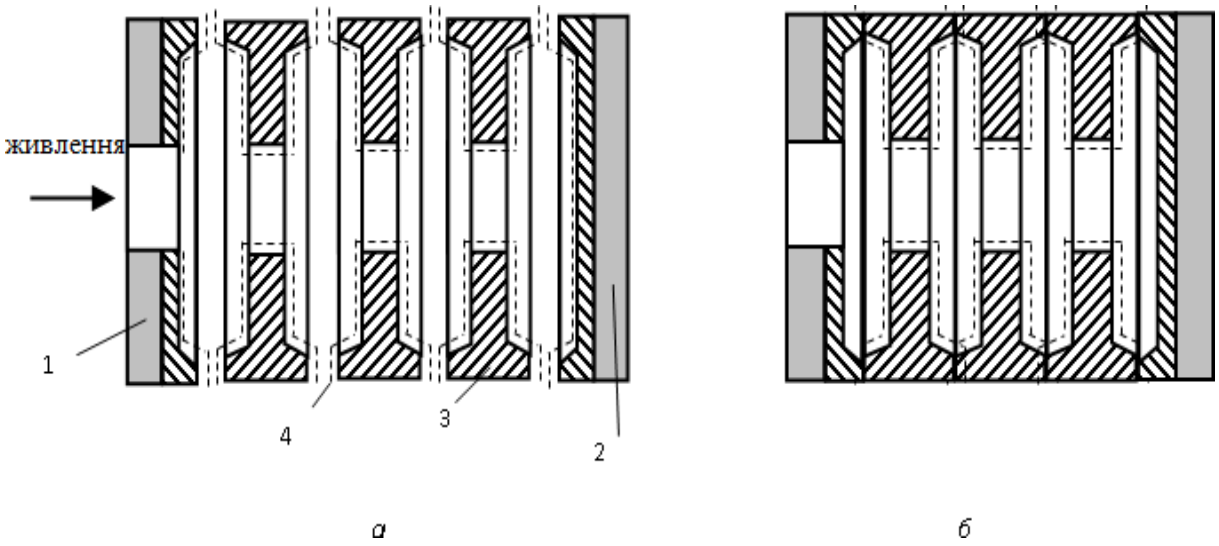


Рис.9.46 – Камерний фільтр-прес (фрагмент):
1 – нерухома плита; 2 – рухома плита; 3 – фільтрувальна плита;
4 – фільтрувальна тканина

До переваг рамних і камерних фільтр-пресів відносять значну площу фільтрування на одиницю займаної площі виробничого приміщення і відсутність рухомих частин.

Промисловість випускає горизонтальні фільтр-преси наступних типів: ФПГ–140, ФРАМ–200, ФПАВ–300 з поверхнею фільтрування відповідно 140, 200 і 300 м.

До вертикальних фільтр-пресів відносяться фільтри серії ФПАК (фільтр-прес автоматичний камерний).

Вертикальний фільтр-прес типу ФПАКМ (рис.9.47,а) складається з упорної **5** і натискної **2** рам, проміжних фільтрувальних **6** і опорної **7** плит, горизонтально розташованих на вертикальних стрижнях – стягувачах. Між фільтрувальними плитами **6** проходить нескінченна фільтрувальна стрічка **9**, що огинає направляючі ролики **4**. Стрічка натягується спеціальним пристроєм, а регенерується в спеціальній камері після очищення. Колектори **8** і **1** призначені відповідно для подачі суспензії і відведення фільтрату. Фільтрувальна плита **2** (рис.9.47,б) перекривається перфорованим листом **4**, вкритим фільтрувальною тканиною **3**. допомогою ножових пристроїв. Між плитою і рамою **6** укладається гумова діафрагма **5**.

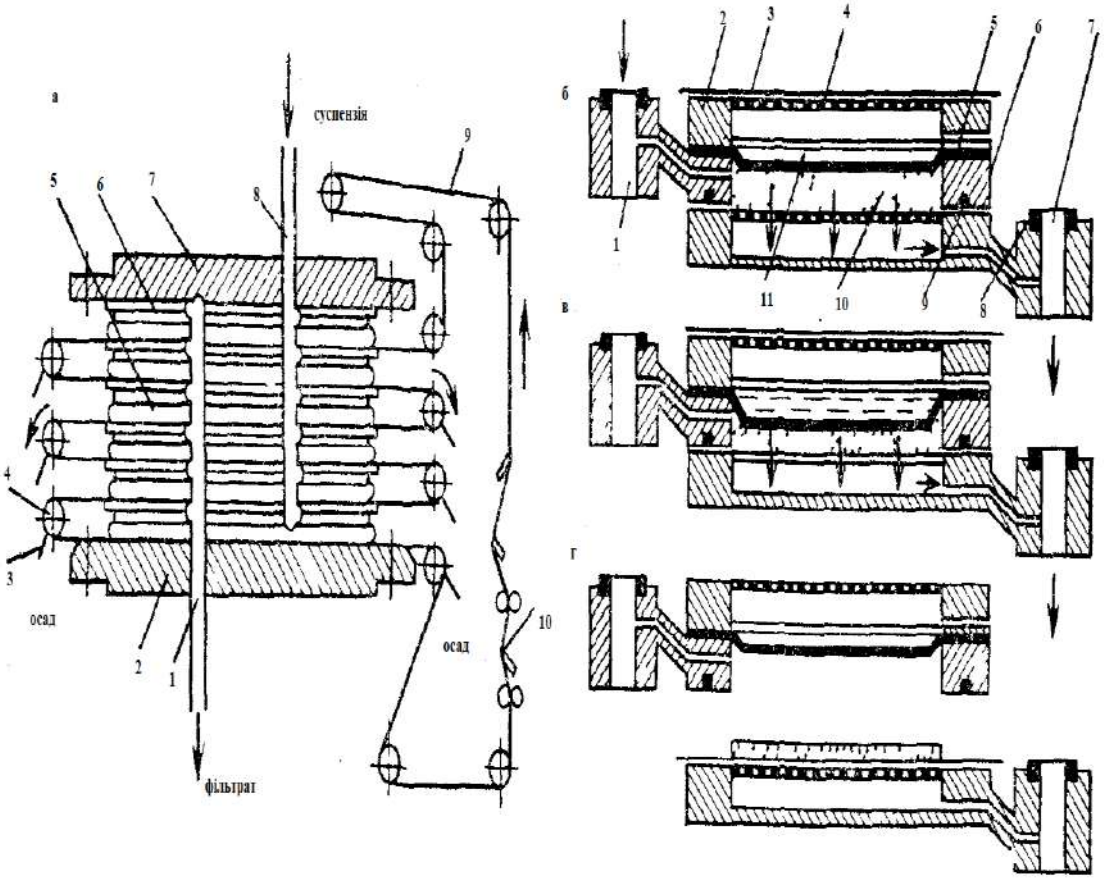


Рис. 9.47 – Вертикальний фільтр-прес типу ФПАКМ:
а) загальний вигляд: 1, 8 – колектори; 2 – натискна рама; 3, 10 – ножі; 4 – направляючі ролики; 5 – упорна рама; 6 – фільтрувальні плити; 7 – опорна плита; 9 – фільтрувальна стрічка;
б, в, г) окремі етапи роботи фільтра: 1,7 – колектор; 2 – фільтрувальна плита; – фільтрувальна тканина; 4 – перфорований лист; 5 – гумова діафрагма ; 6 – рама; 8 – кільцева прокладка; 9 – гумовий шнур; 10, 11 – простір між гумовою діафрагмою і фільтрувальною тканиною

Прес-фільтр працює періодично. Повний цикл роботи фільтра складається з наступних основних операцій. Вихідну суспензію під тиском подають по колектору **1** в простір **10**, обмежений гумовою діафрагмою і фільтрувальною тканиною. Частинки твердого утримуються на поверхні тканини, а фільтрат проходить через шар осаду і тканину і видаляється з плити по колектору **7**. Після закінчення певного часу припиняють подачу суспензії і в простір **11** між днищем плити і діафрагмою подають під тиском воду (рис. 9.47, в).

В результаті подачі води діафрагма розтягується, осад відтискається (витискується вода з пор між частинками). Після відтискання осаду плити розсовують (рис. 9.47, б), внаслідок чого осад звільняється. Для видалення осаду включають привод, що переміщає фільтрувальну тканину. Осад знімається при огинанні тканиною направляючих роликів. Потім плити зсо-

вують. Кільцева прокладка **8** і гумовий шнур **9** служать для герметизації плит і колекторів. Після ущільнення плит цикл операцій фільтрування повторюють. Тривалість повного циклу фільтрування складає 3 – 200 хв. в залежності від гранулометричного складу фільтрованого матеріалу.

Переваги вертикальних фільтр-пресів: простота конструкції апаратів, значна площу фільтрування, можливість використання великих (до 2 МПа) перепадів тиску на фільтруючій перегородці, мінімальний вміст твердого у фільтраті і відносно низька вологість отримуваних осадів.

Питома продуктивність прес-фільтрів від 5 до 25 кг/(м^2·год) залежно від концентрації твердого, характеристики крупності матеріалу і режиму фільтрування. Робота фільтр-преса повністю автоматизована.

Технічна характеристика автоматичного камерного фільтр-преса ФПАКМ наведена у таблиці 9.17.

Таблиця 9.17 – Технічна характеристика автоматичного камерного фільтр-преса ФПАКМ

Параметри	ФПАКМ	ФПАКМ	ФПАКМ	ФПАКМ
Площа фільтрування, м^2	2,5	5	10	25
Число фільтрувальних плит	6	6	12	16
Ширина фільтрувальної тканини, мм	700–750	842–920	845–920	1100–1200
Тиск, МПа	1,5	1,5	1,5	1,5
максимальний	1,5	1,5	1,5	1,5
робочий	1,2	1,2	1,2	1,2
Потужність електродвигуна, кВт				
механізму затиску плит	3	5,5	5,5	7,5
привода руху тканини	1,5	3	3	5,5
маслонасосної станції	1,5	1,5	1,5	1,5
водонасосної станції	13	13	13	22
Маса фільтр-преса, т	4,8	6,9	8,7	14,3
Маса установи, т	6,3	8,4	10,2	16,6

Останніми роками за кордоном для зневоднення шламів і стічних вод промислових підприємств стали використовувати стрічкові фільтр-преси. Фірма «Дегремон» (Франція) випускає стрічкові фільтр-преси типу «Флокпрес». Схема фільтр-преса типу «Флок-прес» наведена на рис. 1.48.

У **стрічковому фільтр-пресі «**Флок-прес» (рис.9.48) суспензія по лотку **3** подається на рухому фільтрувальну стрічку **2.**

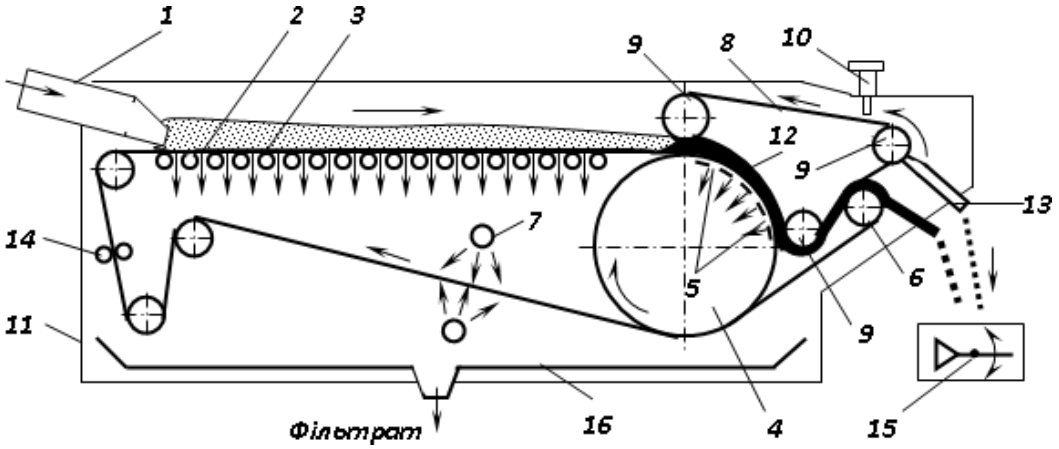


Рис.9.48 – Стрічковий фільтр-прес «Флок-прес».
1– живильний лоток; 2 – фільтрувальна стрічка; 3 – опорні ролики; 4 – барабан вкритий гумою; 5 – прорізи для стоку фільтрату; 6 – зворотний ролик; 7 – бризкала; 8 – гумотканинна стрічка; 9 – ролики; 10 – домкрат; 11 – рама; 12 – зазор між фільтрувальною і стискуючою стрічками; 13 – скребок; 14 – зрівняльні ролики; 15 – контрольний пристрій для вивантаження осаду; 16 – піддон.

Флокульована суспензія лотком **1** подається на фільтрувальну стрічку **2**, яка виготовлена з тканого синтетичного волокна і рухається безперервно. 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 боків 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.

Пресування осаду здійснюється під дією безперервно стискуючої його гумовотканинної стрічки **8**, яка рухається синхронно з фільтрувальною стрічкою. Стискуюча стрічка рухається по роликах **9**, що встановлені на рамі **11** апарата. Ролики можуть обертатися навколо осі, яка у свою чергу, може бути зміщена 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 від фільтрувальної стрічки за допомогою гнучкого скребка **13.** Другим скребком стискуюча стрічка очищується від залишків осаду

після його знімання. 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.

Більш довершена модель стрічкового фільтр-преса – **апарат «Прес–Дег»** (рис.9.49).

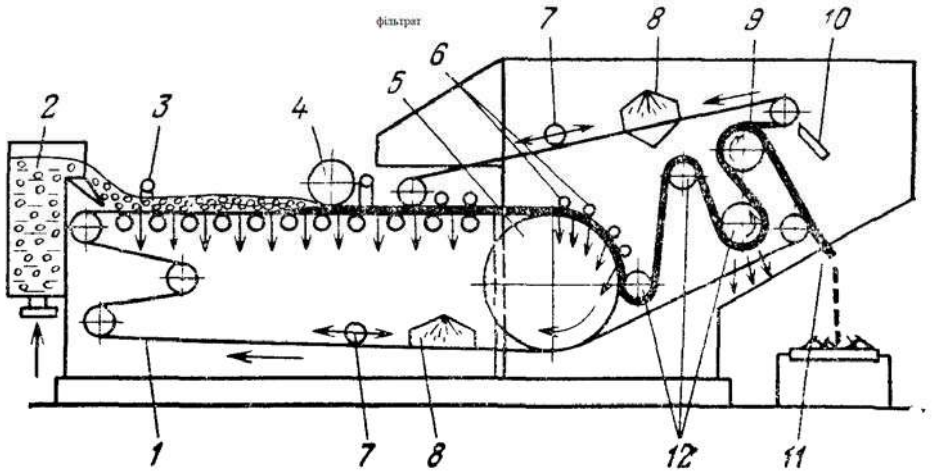


Рис.9.49 – Стрічковий фільтр-прес «Прес – Дег».
1 – фільтрувальне полотно; 2 – камера; 3 – гребінки; 4 – притискний ролик; 5 – барабан; 6,9,12 – ролики; 7 – автоматичний пристрій; 8 – камера; 10,11 – гнучкі скребки.

Суспензія з камери **2**, забезпеченої мішалкою, надходить на фільтрувальне полотно **1**. У зоні дренування за допомогою гребінок **3** тверді грудки розрівнюються і суспензія рівномірно розтікається по всій площі фільтрувальної тканини. Додаткове ущільнення і розподіл осаду за площею полотна здійснюється притискним роликом **4**. Осад надходить в клиновидну щілину, що утворюється фільтрувальним полотном, яке обхоплює барабан **5**, і притискною гумовотканинною стрічкою. У цьому просторі осад під дією зростаючого тиску стискається. Фільтрат видаляється через пористу поверхню барабана. Зневоднення здійснюється під дією роликів **6**, що притискують фільтрувальну тканину до барабана. Потім обидві стрічки синхронно огинають систему роликів **12**, за допомогою яких збільшується тиск на осад. Після проходження ролика **9** стрічки відокремлюються і рухаються в різні боки. Гнучкими скребками **10** і **11** осад зчищається з притискної стрічки і поверхні фільтрувального полотна і падає на стрічковий конвеєр. Обидві стрічки центруються автоматичними пристроями **7** і промиваються водою під тиском в камерах **8**.

На ефективність роботи фільтрів впливають такі чинники: вміст твердого у вихідній пульпі, крупність твердої фази, різниця тисків по обидва боки фільтруючої перегородки, частота обертання робочого органу фільтра та ін. Залежно від цих факторів вологість 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 органу (дисків, барабана, стрічки) і навпаки. Збільшення в живленні вмісту тонких класів (–0,05 мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищення вологості осаду. До таких же результатів приводить і зменшення вакууму. Добавка флокулянта підвищує продуктивність фільтра, однак при великих витратах флокулянта підвищується вологість кеку.

Продуктивність фільтрів визначається за формулою:

$$Q = q\,F, \text{ т/год.}, \qquad (9.35)$$

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 (крупністю –0,05 мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищення вологості осаду. Такі ж результати спричиняє і зменшення вакууму. Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю кеку.

Більш ефективна робота фільтра «Прес–Дег» порівняно з фільтром «Флокпрес» пояснюється встановленням гребінок, додаткового ролика у зоні дренування, наявністю системи роликів, які збільшують число точок прикладення тиску в зоні пресування, ущільненням полотен і застосуванням пневматичних затискачів, що регулюють і стабілізують тиск. Ширина фільтрувального полотна фільтр-преса 1–3 м, повна активна поверхня фільтрування коливається від 11 до 33 м.

Стрічкові фільтр-преси компактніші і дешевші камерних, мають нижчу витрату електроенергії, їх простіше експлуатувати і обслуговувати. Вологість осадів, що отримують на стрічкових і камерних фільтр-пресах, приблизно однакова.

Для кращого зневоднення суспензій на стрічкових фільтр-пресах їх заздалегідь обробляють ефективними флокулянтами, середня витрата яких може досягати 500 г/т. Вологість отримуваних осадів залежить від гранулометричного складу твердої фази, типу фільтр-преса, тиску пресування і коливається від 6 до 30 %.

9.4.11. Гіпербарфільтр

У гіпербарфільтрах (HBF) необхідний перепад тиску, який вилучає рідину з суспензії, створюється одночасно і вакуумом і тиском. Фільтри HBF працюють при різниці тисків 2 – 6 бар і гарантують високу продуктивність і найнижчу залишкову вологість. Конструктивно розповсюджений варіант, який включає дисковий вакуум-фільтр розташований у напірному резервуарі (рис.9.50). Області застосування: дрібнодисперсне вугілля, боксити, залізна руда, мідна руда, червоний шлам та ін. матеріали.

Основні переваги гіпербарфільтрів:
– фільтрація під тиском до 6 бар;
– максимально низька залишкова вологість (15–18%);
– безперервний режим роботи;
– найвища продуктивність;
– чистий фільтрат;
– невелика площа розміщення;
– повністю автоматизований режим експлуатації установки.

а) **б)**

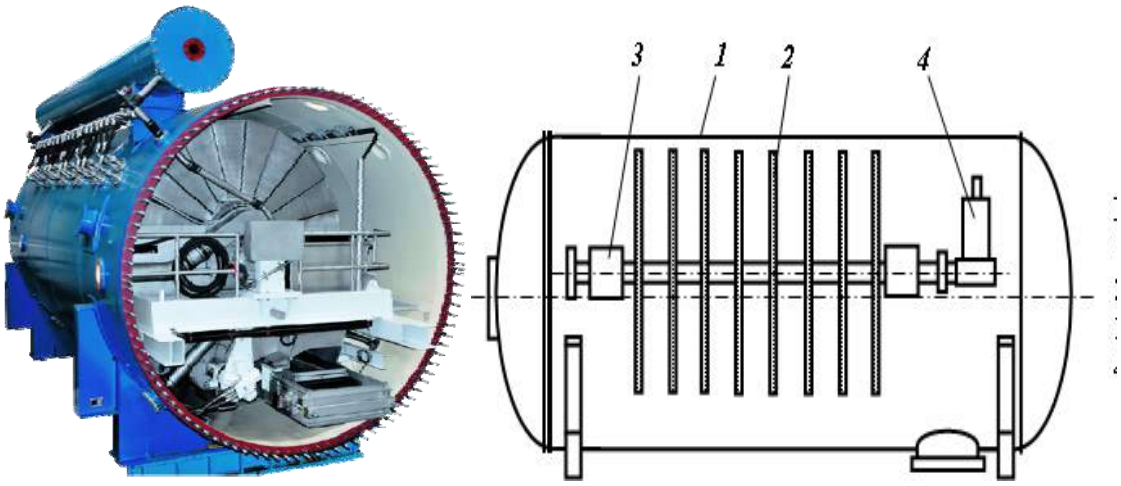


Рис.9.50 – Гіпербарфільтр.
а – загальний вигляд; б – схема гіпербарфільтра;
1 – напірний резервуар; 2 – фільтрувальний диск; 3 – головка управління; 4 – привод фільтра.

Стандартні робочі характеристики гіпербаричних фільтрів наведені у таблиці 9.18.

Таблиця 9.18 – Стандартні робочі характеристики гіпербаричних фільтрів (HBF)

Матеріал	Концентрація на вході (мас. %)	Залишкова вологість (мас. %)		Продуктивність (кг/м^2 год)	
		VF	HBF	VF	HBF
Вугільний концентрат	20–40	20–25	15–18	250–450	600–900
Мідний концентрат	50–75	11–15	7–9	250–500	1.000–2.000
Концентрат заліза	50–70	9,5–13	6–9	500–1.500	1.500–3.000
Концентрат бокситів	40–60	8–10	12–15	300–600	500–1.600
Червоний шлам	25–40	50–55	25–30	150–200	250–400

9.5. Апарати для зневоднення під дією відцентрованих сил

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[9], які підрозділяються на фільтруючі, осаджувальні та комбіновані.

При відцентровій фільтрації зневоднюваний матеріал завантажується в перфорований ротор центрифуги і здійснює разом з ним обертальний рух. Під дією відцентрової сили відбувається примусова фільтрація води, що знаходиться в продукті, через осад твердих частинок, що відкладається на стінках ротора. Рідка фаза називається фугатом, а тверда фаза, що рухається по ситу – осадом (готовим зневодненим продуктом). Центрифуги з перфорованим ротором називаються фільтруючими.

Фільтруючі центрифуги застосовуються, зокрема, 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 застосовують *осаджувальні* і *осаджувально–фільтруючі центрифуги*.

Осаджувальне центрифугування здійснюється в центрифугах із суцільним ротором. Під дією відцентрових сил тверді частинки осідають на стінки ротора і

[9] Центрифуги являють собою ротори циліндричної або конічної форми з перфорованими або суцільними стінками, які обертаються навколо своєї осі з великою швидкістю.

осад ущільнюється, вода витискається із проміжків між частинками і видаляється у вигляді фугату через зливні вікна ротора. Осад на стінках ротора шнеком переміщується в кінець ротора і видаляється з нього через отвори. При переміщенні осаду з нього витискається вода, що стікає через зливні вікна.

Осаджувальні центрифуги застосовуються для зневоднення тонких незбагачених шламів, флотаційних концентратів і, в окремих випадках, відходів флотації.

9.5.1. Фільтруючі вертикальні центрифуги з інерційним розвантаженням осаду

Центрифуги з відцентровим (інерційним) вивантаженням осаду типу ФВІ[10] (рис. 9.51) доцільно використовувати для зневоднення абразивних продуктів збагачення антрациту.

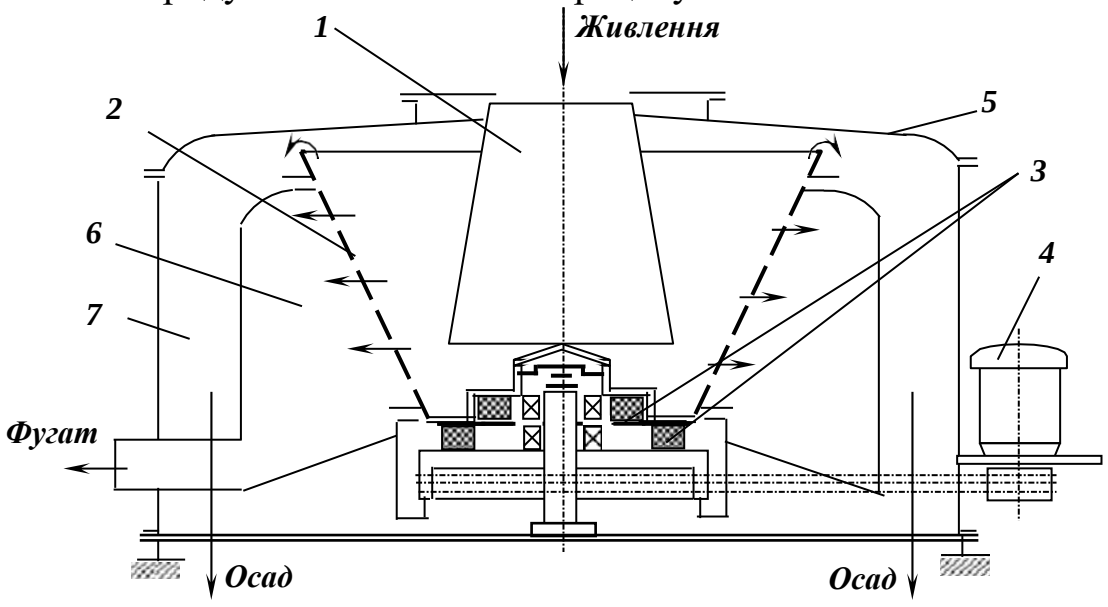


Рис. 9.51 – Центрифуга фільтруюча інерційна типу ФВІ.
1 – завантажувальний конус; 2 – конічний ротор; 3 – амортизатори; 4 – електродвигун; 5 – корпус; 6 – камера для фугату; 7 – камера для осаду.

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.

[10] фільтруюча, вертикальна, з інерційним вивантаженням $D_р$ = 1000

Перевагою центрифуг ФВІ є короткочасність контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею. Втрати твердого з фугатом фільтруючих центрифуг складають 1 – 3 % , а вологість осаду – 7 – 10 % .

Технічна характеристика центрифуги ФВІ–100 наведена у таблиці 9.19.

Таблиця 9.19 – Технічна характеристика центрифуги ФВІ–100

Показник	**Значення**
Продуктивність, т/год	До 80
Вологість продукту, %	
вихідного	До 25
зневодненого	8
Вихід осаду, %	98
Діаметр ротора, мм	1000
Частота обертання ротора, об/хв	420 – 470
Потужність, кВт	22
Вага, т	3,62

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

9.5.2. Фільтруючі центрифуги з вібраційним розвантаженням осаду

Вібраційні центрифуги типу ФВВ (рис. 9.52) 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, далі – через отвори ротора, потрапляє в збірник фугату і відводиться з нього з центрифуги. Одночасно під дією вібрацій ротора осад переміщується по його внутрішній поверхні до верхньої кромки ротора, 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.

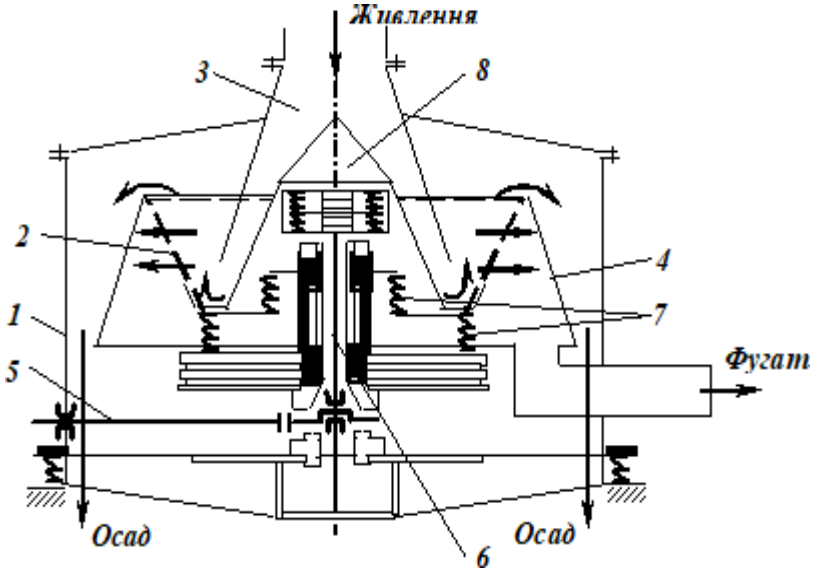


Рис. 9.52 – Центрифуга фільтруюча вібраційна типу ФВВ
1 – корпус; 2– конічний ротор; 3– завантажувальний ротор; 4– внутрішній конус; 5 – горизонтальний ексцентриковий вал; 6 – шатун; 7 – амортизатори; 8 – головка віброзбуджувателя

Основні переваги: 1) можливість регулювання часу перебування осаду в роторі за рахунок зміни режиму вібрації, 2) порівняно зі шнековими ступінь переподрібнення матеріалу в 2–2,5 рази менше, 3) низька питома витрата споживаної електроенергії, 4) висока продуктивність (до 400 т/год.); 5) короткочасність контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею і малий знос сит.

Недоліки: 1) складності в експлуатації та ремонті.

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.

9.5.3. Центрифуга з вібраційно–пульсуючим розвантаженням осаду

Підвищенню продуктивності центрифуг безперервної дії, без зниження ефекту розділення, сприяє збільшення довжини барабана. У зв’язку з цим останнім часом набули поширення центрифуги з пульсуючим вивантаженням осаду і багатоступінчатим барабаном (рис. 9.53). Така центрифуга складається немов би з декількох послідовно включених центрифуг з пульсуючим вивантаженням осаду, що мають

відносно короткі барабани, зміщені один відносно одного (по загальній осі). Суспензія, що розділяється, послідовно проходить всі барабани, які здійснюють обертально–поступальний рух уздовж осі. Кромка торця одного барабана служить поршнем–штовхачем для розвантаження осаду з наступного барабана.

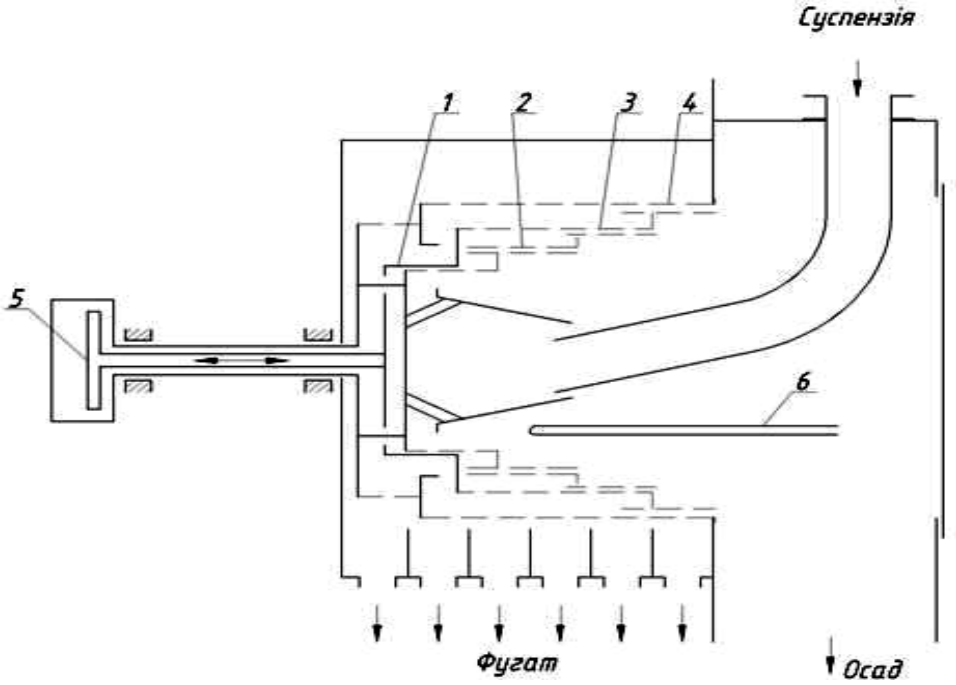


Рис. 9.53 – Багатоступінчата центрифуга безперервної дії з пульсуючим вивантаженням осаду.
1 – барабан першого ступеня; 2 – барабан другого ступеня; 3 – барабан третього ступеня; 4 – барабан четвертого ступеня, 5 – гідравлічний привод; 6 – труба для подачі промивної води

Спеціальним поршнем–штовхачем осад виштовхується тільки з барабана першого ступеня. У центрифугах з багатоступінчатим барабаном досягається ефективне розділення суспензій. Переходячи з одного ступеня в інший, осад розпушується і завдяки цьому додатково підсушується, що сприяє підвищенню продуктивності центрифуги. Одночасно в таких центрифугах досягається ефективніша промивка осаду і краще розділення фугату і промивних вод, ніж в одноступінчатих центрифугах.

Питома витрата енергії в багатоступінчатих центрифугах значно менша, ніж в одноступінчатих, оскільки значна частина рідини видаляється вже в барабанах перших ступенів порівняно малого діаметра.

9.5.4. Фільтруючі центрифуги зі шнековим розвантаженням осаду

Шнекові фільтруючі центрифуги типу ФВШ (рис. 9.54) застосовуються для зневоднення тих же продуктів, що й вібраційні центрифуги 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.

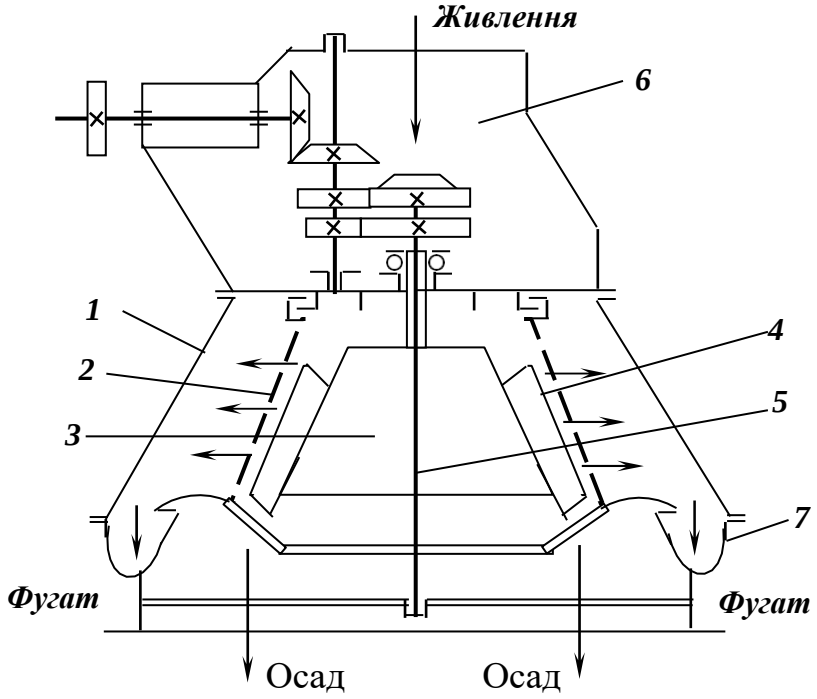


Рис. 9.54 – Центрифуга фільтруюча шнекова типу ФВШ.
1 – корпус центрифуги; 2 – фільтруючий ротор; 3 – корпус шнека; 4 – шкребки; 5 – головний вал; 6 – завантажувальний циліндр; 7 – жолоб для фугату.

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.

9.5.5. Горизонтальна фільтруюча центрифуга з поршневим вивантаженням осаду

Горизонтальна фільтруюча центрифуга з пульсуючим поршнем призначена для розділення грубодисперсних, легко поділюваних суспензій (як правило, з розміром твердих частинок більше 0,1 мм). На рис. 9.55 представлена схема горизонтальної фільтруючої центрифуги з поршневим вивантаженням осаду.

Працює центрифуга наступним чином. Ротор **1** приводиться в обертання. Спільно з ротором обертається поршень **3** з розподільним

конусом **8.** У праву і ліву порожнини циліндра **7** полого валу **4** через отвори **14** і **15** по черзі подається стиснене повітря (рідина під тиском). За рахунок цього жорстко пов'язані один з одним диск **6**, шток **5** і поршень **3** здійснюють зворотно–поступальні рухи з невеликою амплітудою. Всередину розподільного конуса **8** через трубу **11** подається суспензія. Через отвори 9 в стінці конуса **8** суспензія під дією відцентрових сил викидається всередину ротора **1**.

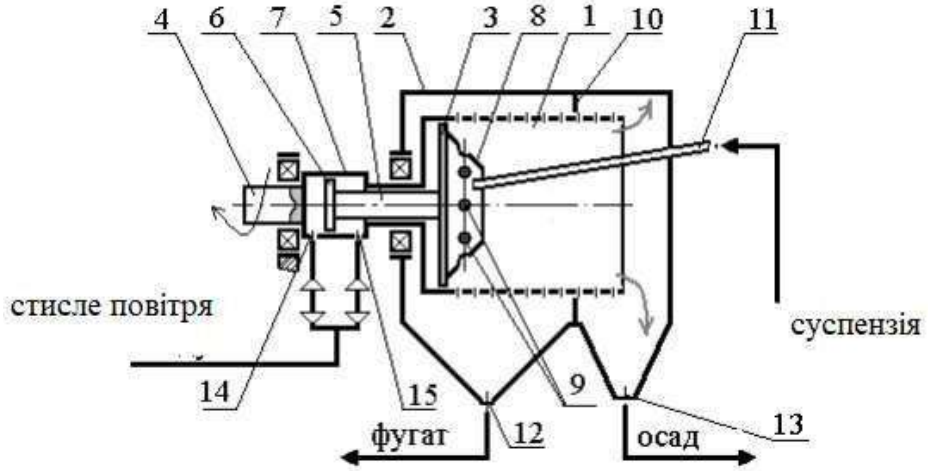


Рис. 9.55 – Горизонтальна фільтруюча центрифуга з поршневим вивантаженням осаду.

1 – ротор; 2 – кожух; 3 – поршень; 4 – вал; 5 – шток; 6 – диск; 7 – циліндр; 8 – розподільний конус; 9 – отвір в стінці конуса; 10 – вертикальна перегородка; 11 – труба для підведення суспензії; 12 – штуцер для відводу фугату; 13 – штуцер для відводу осаду; 14 і 15 – отвори для підведення і відведення стисненого повітря.

Рідка фаза суспензії (фугат) під дією перепаду тисків, викликаного відцентровими силами, фільтрується через перфоровану стінку ротора **1** і потрапляє в ліву секцію усередині кожуха **2** (секцію зліва від вертикальної перегородки **10**). Фугат відводиться з центрифуги через штуцер **12**. За рахунок коливань поршня **3** осад, що утворюється на внутрішній поверхні стінки ротора **1**, поступово переміщується до його відкритого кінця. З кромки відкритого кінця ротора осад під дією відцентрових сил скидається в праву секцію кожуха. З правої секції кожуха осад видаляється через штуцер **13**. У центрифузі додатково можуть бути передбачені пристрої для підведення і відведення промивної рідини, подачі гарячого повітря для термічного підсушування осаду.

Недоліками даних центрифуг є значні винесення частинок фугату і потужність, споживана поршнем.

9.5.6. Осаджувальна центрифуга

Осаджувальні і осаджувально–фільтруючі центрифуги призначені для зневоднення розріджених дрібних продуктів збагачення.

Осаджувальні шнекові центрифуги застосовуються для зневоднення тонких незбагачених шламів, флотаційних концентратів і, в окремих ви–падках, відходів флотації. Для зневоднення флотаційних концентратів, що важко фільтруються, і шламів застосовуються осаджувально–фільтруючі центрифуги.

Осаджувальні шнекові центрифуги типу ОГШ (рис. 9.56) 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. У торцевій кришці циліндричної частини ротора розташовані зливні вікна **5** з регу–льованими шайбами для видалення фугату. У кінці конічної частини ро–тора 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**.

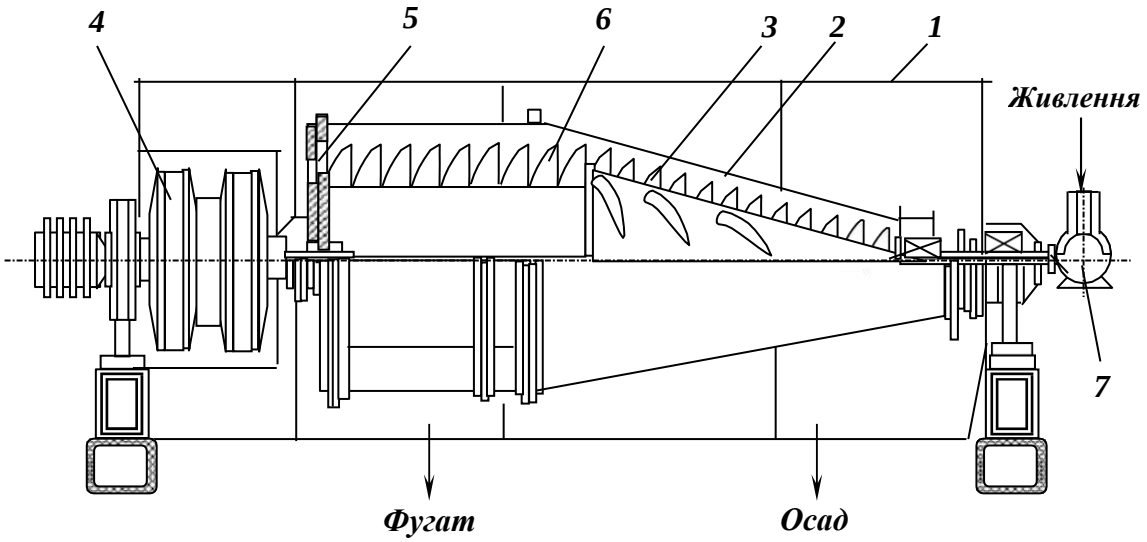


Рис. 9.56 – Осаджувальна шнекова центрифуга типу ОГШ.
1 – корпус; 2 – ротор; 3 – шнек; 4 – планетарний редуктор; 5 – зливні вікна; 6 – спіраль; 7 – завантажувальний пристрій.

У конічній частині шнека є отвори для подачі суспензії усередину 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.

Вихідна пульпа завантажувальним пристроєм подається усередину шнека і через отвори в ньому надходить в ротор. У роторі відбувається відцентрове осадження частинок і розділення суспензії на тверду і рідку фази. Тверда фаза шнеком переміщується до розвантажувальних патруб–ків, 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.

Осаджувальні центрифуги ОГШ застосовують для зневоднення дріб-них розріджених продуктів, які містять від 10 до 50 % твердого за масою.

Осаджувально–фільтруюча шнекова центрифуга типу ОГШ–1350Ф (рис. 9.57) створена на базі центрифуги ОГШ–1350 і відрізняється від неї наявністю фільтруючого ступеня **9**.

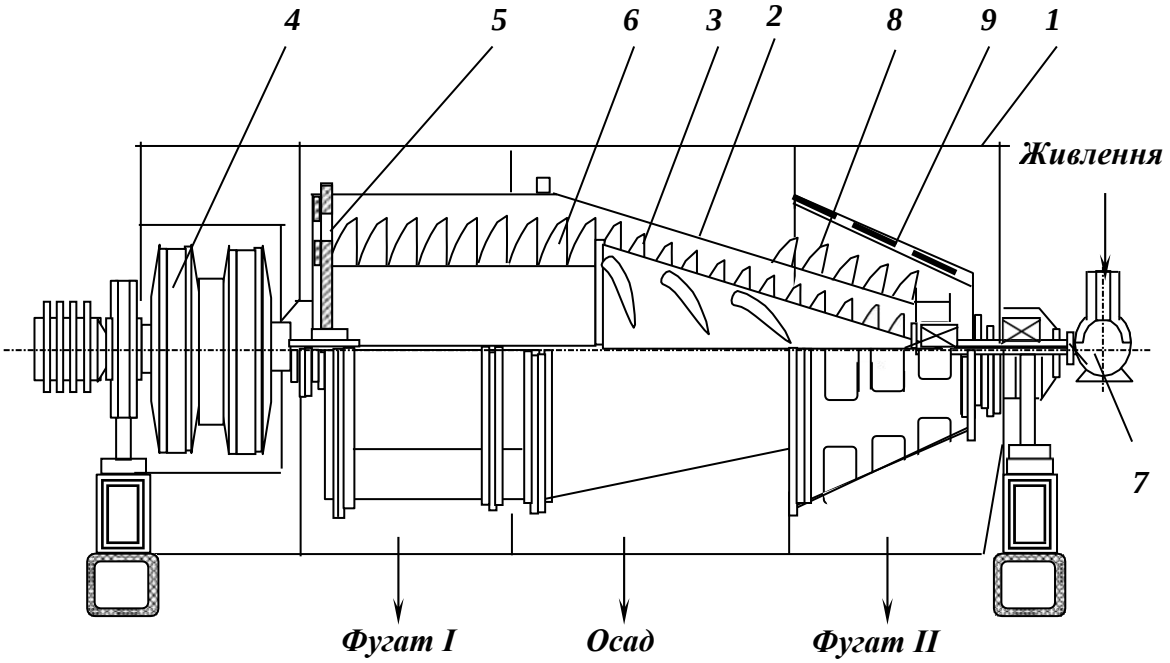


Рис. 9.57 – Осаджувально-фільтруюча шнекова центрифуга ОГШ–1350Ф
1 – корпус; 2 – ротор; 3 – шнек; 4 – планетарний редуктор; 5 – зливні вікна; 6 – спіраль; 7 – завантажувальний пристрій; 8 – шнек фільтруючого ступеня; 9 – фільтруючий ступінь.

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 твер–дого у фугат 25 – 35 %; вологість осаду: концентратів флотації 20 – 25 %, відходів флотації 22 – 30 %, шламу 17 – 22 %. Суттєвий недолік відсаджу–вальних центрифуг – високий вміст твердого у фугаті, що у 2 – 3 рази бі–льше, ніж у фільтраті вакуум–фільтрів. Винос твердого у фугат скорочу–ється 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.

РОЗДІЛ 10. АПАРАТИ ДЛЯ СУШІННЯ МАТЕРІАЛУ

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. 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. 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).

Процес сушки вологого матеріалу протікає таким чином. Під дією тепла біля поверхні матеріалу утворюється плівка водяної пари. Якщо тиск цієї пари більший, ніж тиск водяної пари у довкіллі, то відбувається дифузія пари в середовище, і волога видаляється з поверхні матеріалу. При цьому вологість матеріалу на поверхні зменшується і усередині нього з'являється перепад вологості, який, будучи віднесений до одиниці довжини по нормалі, називається градієнтом вологості і є показником швидкості руху вологи в матеріалі. За наявності градієнта вологості в матеріалі починається переміщення вологи, яке носить назву вологопровідності.

Унаслідок нагріву матеріалу переміщення вологи при сушці відбувається також за рахунок градієнта температури, і волога переміщається від більш нагрітих шарів в менш нагріті.

Існують різні типи сушильних пристроїв для сушки матеріалів. При цьому застосовують наступні способи сушки.

Конвективний, в якому тепло передається від сушильного агента (нагрітого повітря, димових газів) до матеріалу для випаровування вологи шляхом зіткнення.

Контактний спосіб, коли тепло передається матеріалу від нагрітої поверхні, на якій розташований матеріал.

Контактно–конвективний – поєднання перших двох способів сушки.

Радіаційний, коли тепло для випаровування вологи передається матеріалу інфрачервоними променями від електроламп або нагрітих випромінюючих поверхонь.

Сушка сублімацією в умовах заморожування при вакуумі.

Сушка струмами високої частоти, коли температура усередині матеріалу стає вищою за його зовнішню температуру, і волога рухається з внутрішніх шарів до зовнішніх і випаровується в навколишнє середовище.

Комбіновані способи сушки.

Сушка за методом Флейснера зі скиданням тиску і під вакуумом, ультразвуком і так далі.

У процесі термічної сушки виділяють три періоди: підігрів 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:

$$Z = G_c \Delta W^d /(Ft), \qquad (10.1)$$

де $Z -$ граничний вологовміст матеріалу, кг/год·м^2; $G_c -$ маса висушеного матеріалу, кг; $\Delta W^d -$ 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. 10.1), яка характеризує вологовміст, асимптотично наближається до рівноважного вологовмісту. Внаслідок цього температура матеріалу, що висушується, підвищується (крива 2) і наближається до температури довкілля.

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.

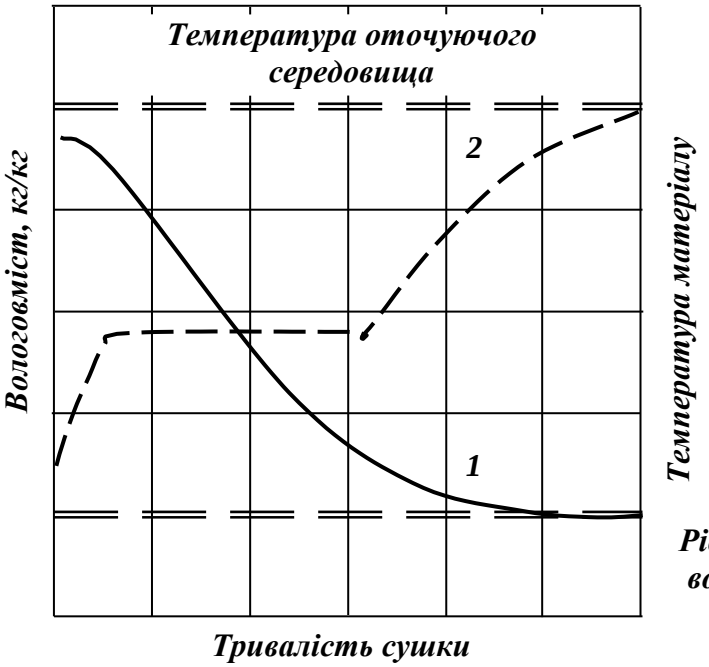


Рис. 10.1 – Криві вологовмісту і температури матеріалу.

Основні типи і конструкції сушарок для продуктів збагачення наведено у таблиці 10.1.

Таблиця 10.1 – Основні типи і конструкції сушарок для продуктів збагачення

Тип сушарок	Спосіб сушіння	Конструкція сушарок	Область використання сушарок
З газовим обігрівом	конвективний	барабанні	Сушіння матеріалу різної крупності (до 50 – 300 мм)
		Труби – сушарки	Сушіння дрібного матеріалу (менш 25 мм)
		Сушарки з киплячим шаром	Сушіння дрібного матеріалу (6–10 мм, іноді до 50 мм
З паровим обігрівом	контактно–конвективний	Барабанно–трубчаті	Сушіння дрібного матеріалу (менш 6 мм)
	конвективний	тарілчасті	Сушіння дрібного матеріалу (менш 6 мм)

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.

Для продуктів збагачення вугілля і руд застосовують в основному перші три способи сушки з газовим або паровим обігрівом.

У сушарках з газовим обігрівом як теплоносій і сушильний агент використовують димові гази від продуктів згорання: твердого палива або коксівного, доменного генераторного і інших газів. Тепло передається шляхом конвективного теплообміну.

У сушарках з паровим обігрівом як теплоносій застосовують відпрацьовану пару або пару проміжного відбору турбін. Тепло передається не безпосередньо сушимому матеріалу і сушильному агентові (повітрю), а через нагріті парою (а іноді і нагрітими продуктами згорання палив) поверхні нагріву, тобто має місце контактний, а також і конвективний способи сушки.

10.1. Газові 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.

Барабанні сушарки призначені для сушки будь-яких продуктів збагачення незалежно від їх крупності і початкової вологості. Як сушильний агент застосовують продукти згорання палив. Барабанні сушарки виготовляють з діаметром барабана 0,5–5 м і довжиною від 2,5 до 35 м.

Барабанна сушарка прямої дії (рис. 10.2) складається із зварного сушильного барабана з насадженими на нього двома бандажами, за допомогою яких барабан, спираючись на опорні ролики, обертається навколо своєї осі.

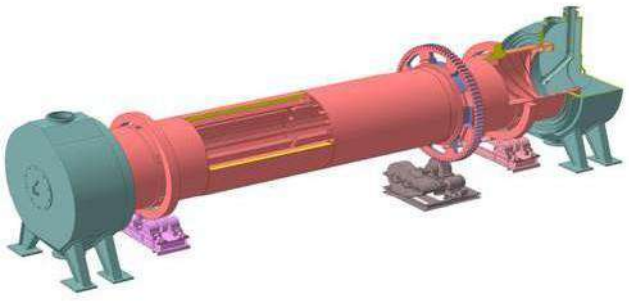


Рис. 10.2 – Зовнішній вигляд барабанної газової сушарки

Сушильний барабан (рис. 10.3) являє собою полий зварний циліндр ***2*** з листової сталі, до стінок якого з внутрішнього боку 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.

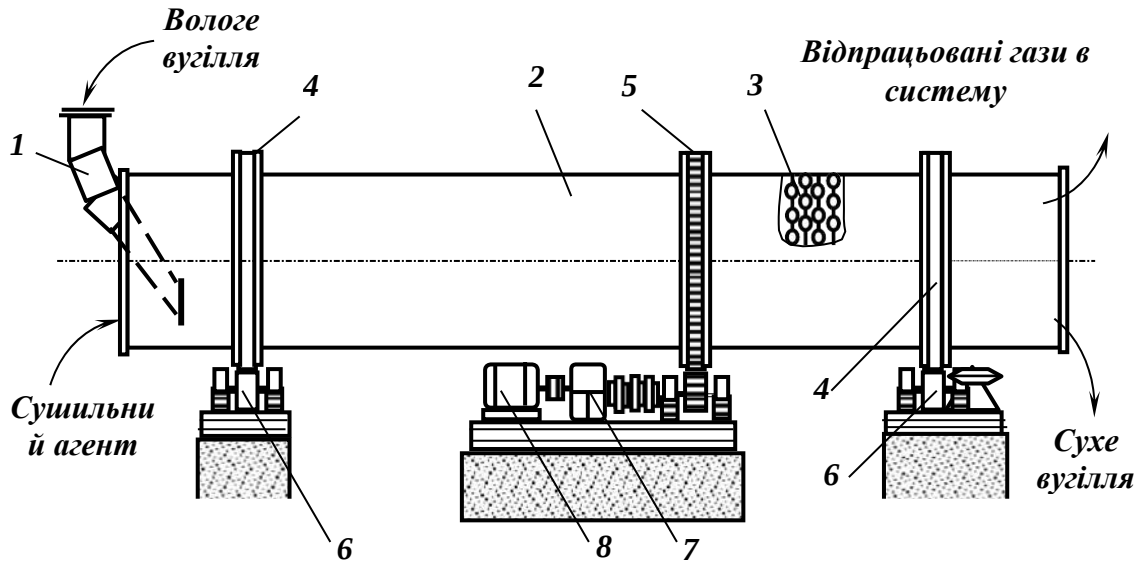


Рис. 10.3 – Барабанна сушарка
1 – завантажувальний лоток; 2 – барабан; 3 – ланцюгові насадки; 4 – бандаж; 5 – приводна вінцева шестерня; 6 – котки; 7 – редуктор; 8 – електродвигун

Вихідний вологий матеріал надходить у барабан по завантажувальному лотку ***1***. Переміщення матеріалу забезпечується обертанням барабана і його нахилом під кутом 3 – 5º 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:

$$V = Q(R_1 - R_2) / w, \text{ м}^3, \qquad (10.2)$$

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. 10.4.

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.

Переваги барабанних сушарок: велика продуктивність, висока економічність у відношенні витрати тепла й електроенергії, надійність у роботі, простота конструкції і зручність експлуатації.

Недоліки барабанних сушарок обумовлюються їх громіздкістю, високими капітальними витратами, подрібненням матеріалу при сушінні, тривалим контактом 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.

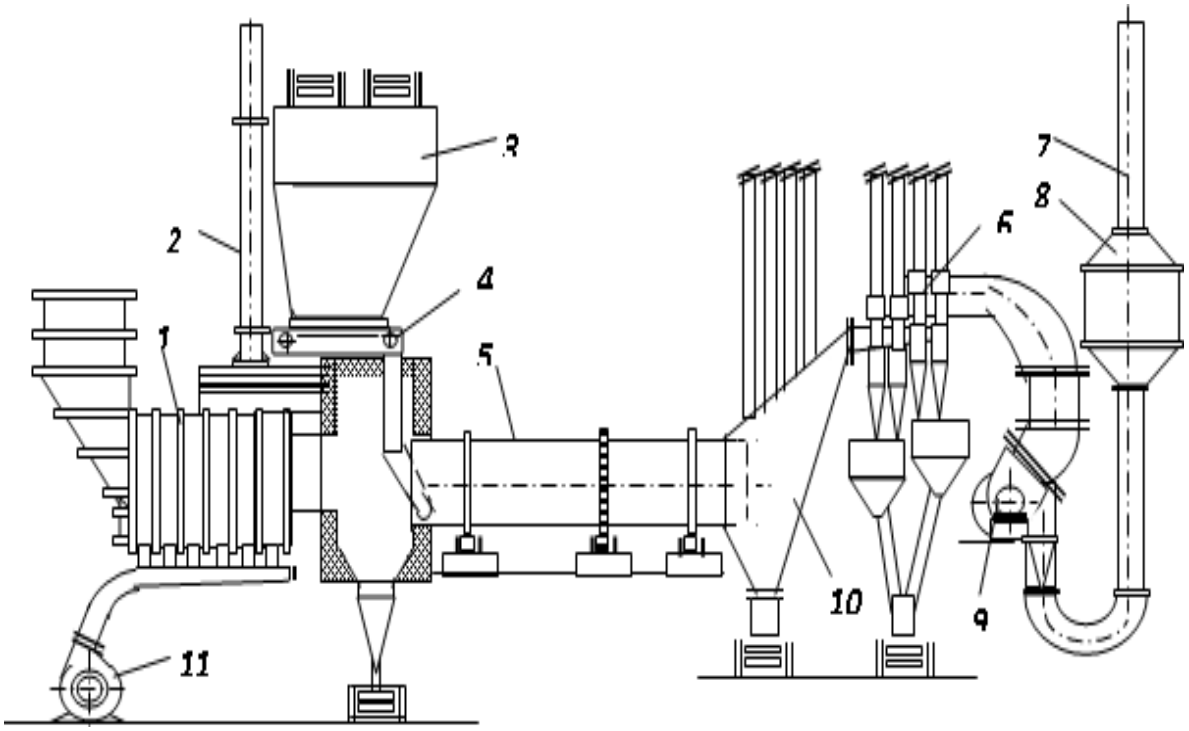


Рис.10.4 – Схема сушильної установки, обладнаної сушильним барабанами.
1 – топка; 2 – розпалювальна труба; 3 – бункер вологого вугілля; 4 – живильник вологого вугілля; 5 – сушильний барабан; 6 – батарейний пиловловлювач; 7 – димова труба; 8 – мокрий пиловловлювач; 9 – димосос; 10 – розвантажувальна камера; 11 – дуттьовий вентилятор.

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

Усередині барабана встановлюють насадки для кращого заповнення його сушимим матеріалом і перемішування матеріалу. Внутрішня частина барабана обладнана лопатями (рис.10.5). При обертанні барабана вони захоплюють матеріал і розсипають його тонкими паралельними каскадами (цівками), що займають весь простір барабана. Гарячі гази між каскадами падаючого матеріалу безпосередньо стикаються з вологими поверхнями частинок (зерен). Частина матеріалу залишається на дні барабана і піддається іншому способу теплообміну, на відміну від матеріалу, який зсипається у вигляді каскадів. Число каскадів, що утворюються в сушильному барабані, залежить від числа і форми лопатей.

В конструкції внутрішнього облаштування сушильних барабанів враховуються густина і сипкі властивості матеріалу та необхідність забезпечення його рівномірного розподілу в поперечному перетині барабана.

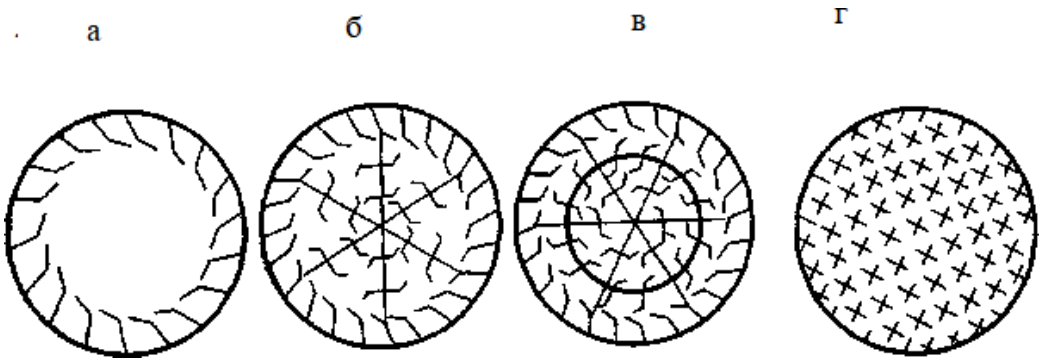


Рис.10.5 – Система насадок у сушильному барабані.
а – периферійна; б – секторна; в – секторна з внутрішнім кільцем;
г – хрестоподібна.

Периферійна (підіймально-лопатева) система застосовується для крупногрудкових матеріалів і матеріалів з поганою сипучістю (рис. 10.5, а).

Секторна насадка (рис. 10.5, б) використовується для крупногрудкових матеріалів з великою густиною.

Секторна насадка з внутрішнім кільцем (рис. 10.5, в) призначається для дрібногрудкових матеріалів з хорошою сипучістю.

Хрестоподібна насадка (рис. 10.5, г) використовується для матеріалів з дрібними частинками, при сушці яких має місце значне винесення пилу.

Димові гази надходять в сушильний барабан у вигляді газоповітряної суміші і проходять уздовж барабана в розвантажувальну камеру, звідки вони вентилятором подаються на очистку від пилу і потім викидаються в атмосферу або їх частково спрямовують назад у процес сушки для використання залишкового тепла.

Разом з димовими газами в сушильний барабан надходить також сушимий матеріал, який дією потоку газів при обертанні барабана просувається уздовж барабана у напрямку розвантажувальної камери.

Є також газові барабанні сушарки, в яких димові гази рухаються в барабані назустріч сушимому матеріалу. Такі сушарки небезпечні при сушці в них легкозаймистих матеріалів унаслідок зіткнення майже висушеного і нагрітого матеріалу в кінці барабана з найбільш гарячими димовими газами. Якщо матеріал нерівномірний по крупності, то найбільш дрібні частинки його при сушці захоплюються протитечією димових газів і тривалий час знаходяться в сушимому барабані, що приводить до нерівномірної сушки і перегріву матеріалу.

Тепло для сушки, передається матеріалу безпосередньо шляхом зіткнення газів з ним через поверхню падаючих з скребків частинок, від нагрітих поверхонь пристроїв насадок при зіткненні з ними матеріалів. Теплообмін через поверхню падаючих частинок у багато разів більше, ніж

від поверхні пристроїв насадок і оголеної поверхні сушильного барабана.

Утворення газоповітряної суміші, необхідної для сушки, відбувається в топці, де згорає паливо. З метою досягнення необхідної температури газів, що входять в барабан, за топкою як правило встановлюється камера змішувача, в яку підводиться холодне повітря або відпрацьовані гази сушарки. Для розпалювання топки і пуску в роботу сушильного барабана передбачена розпалювальна труба.

Підсос відпрацьованих газів або холодного повітря в камеру змішування відбувається унаслідок створюваного тут розрідження вентилятором (димососом), що видаляє відпрацьовані гази, який встановлюється як правило за сушаркою, після пиловловлюючого пристрою.

На роботу сушильних барабанів істотно впливають:

- герметичність установки як при завантаженні, так і розвантаженні матеріалу;
- застосування належних насадок;
- початкова температура газів (сушильного агента);
- швидкість обтікання газами матеріалу в сушарці.

Режим роботи барабанних сушарок значною мірою залежить від крупності і вологості сушимого матеріалу. Коефіцієнт заповнення матеріалом перетину сушильних барабанів коливається від 0,15 до 0,25. Температура сушильного агента допускається до 1100° С, швидкість руху агента на виході з барабана – не більше 5 м/с, а для дрібного матеріалу щоб уникнути його віднесення 0,5–1 м/с, температура агента при виході з сушарки 70–150° С, тривалість сушки 15–40 хв., число обертів барабана – від 1 до 6 за 1 хв. (вибирається з таким розрахунком, щоб час перебування сушимого матеріалу в барабані при відповідному числі його обертів відповідав встановленій тривалості сушки).

10.2. Газові 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. Пневматична труба–сушарка (див. рис. 10.6 а, б) являє собою апарат, у якому дисперсні частинки, що висушуються, переміщаються в режимі пневмотранспорту по похилій або вертикальній трубі.

У трубах–сушарках висушують термостійкі матеріали (солі, оксиди, порошки металів та ін.), використовуючи високотемпературні теплоносії з температурою 250–700 °С (наприклад, топкові гази). Щоб уникнути завалу в нижній частині сушарки швидкість газу звичайно в 2–3 рази перевищує

швидкість зависання великих часток й агрегатів матеріалу, що висушується. Залежно від властивостей матеріалу і вимог до готового продукту розроблені труби–сушарки найрізноманітніших конструкцій.

Сушильна установка з трубою–сушаркою (рис. 10.7) складається з топки ***7*** зі змішувальною камерою, труби ***1*** встановленої вертикально, і системи пиловловлення. Нижня частина труби приєднується до топки, а верхня через газопровід – до циклона ***3***.

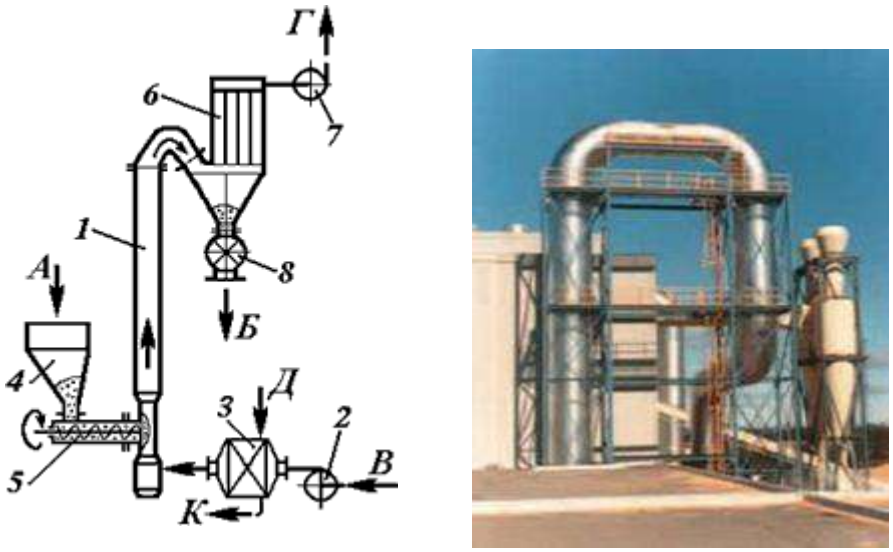


Рис. 10.6 – Пневматична труба-сушарка.
а – схема сушильної установки; б – зовнішній вигляд: 1 – труба сушарка; 2, 7 – вентилятори; 3 – калорифер; 4 – бункер; 5 – шнек–живильник; 6 – рукавний фільтр; 8 – шлюзовий затвор; Потоки: А – вологий матеріал; Б – продукт (сушонка); В – повітря свіже; Г – повітря відпрацьоване; Д – пара; К – конденсат

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.

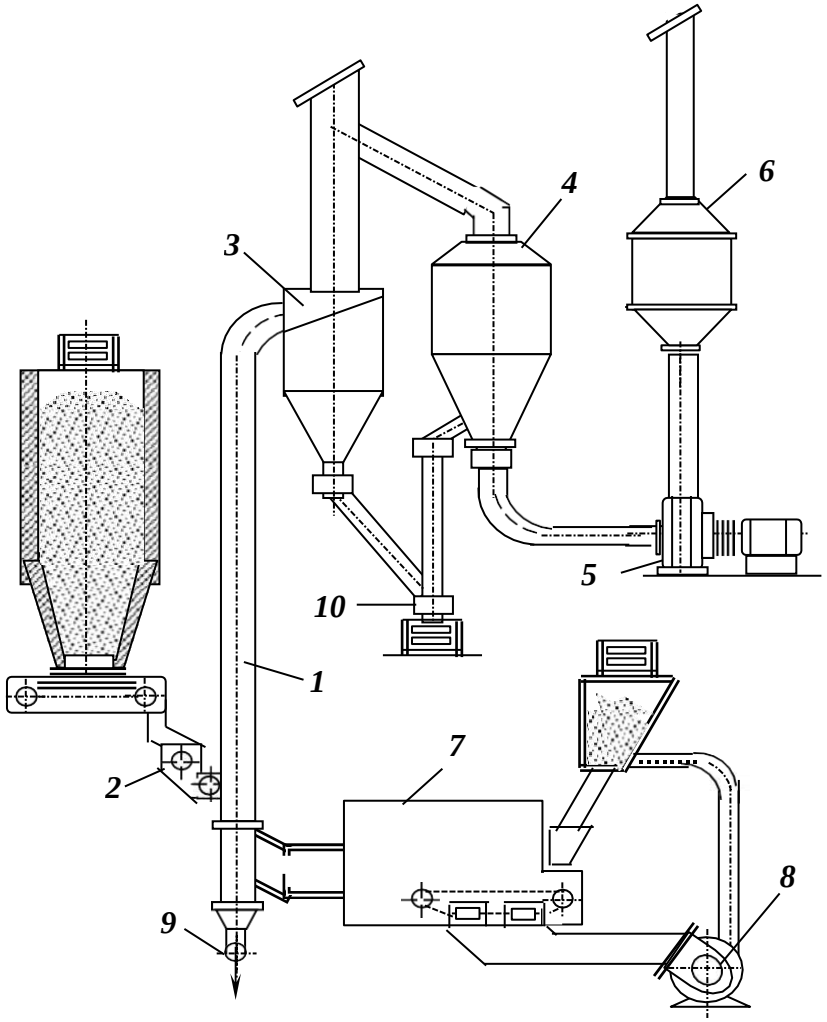


Рис. 10.7 – Схема сушильної установки. з трубами-сушарками.
1 – труба-сушарка;
2 – живильник;
3 – циклон;
4 – батарейний пиловловлювач;
5 – димосос;
6 – скрубер;
7 – топка;
8 – вентилятор;
9 – затвор; 10– розвантажувальний пристрій.

Швидкість руху газів повинна бути достатньою для підйому найбільш крупних частинок сушимого матеріалу. 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, після чого задаються висотою сушарки (H = 20 – 25 м) і обчислюють її діаметр:

$$D = \sqrt{4V/(\pi H)}\text{, м.} \qquad (10.3)$$

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.

Швидкість руху газів в трубі–сушарці повинна бути достатньою для підйому найбільш крупних частинок сушимого матеріалу. Крупні грудкуваті частинки матеріалу, що провалилися (не винесені газами), збираються в нижній частині труби і через затвор виводяться назовні з труби.

Для видалення матеріалу, що провалився, застосовують також шлюзові живильники, конусні мигалки, скребкові конвеєри, змонтовані у ванні, заповненою водою, і ін.

Простота конструкції, порівняно низькі капітальні витрати, однорідний розподіл вологого вугілля, значна швидкість сушки і невеликі розміри частинок продукту сприяють застосуванню їх в гірничій промисловості для сушки дрібнозернистих матеріалів – концентрату флотації, шламу.

Труби–сушарки виконуються діаметром 0,83; 0,90, 1,0; 1,1 і 1,2 м. Довжина труб коливається в межах 15–25 м. Висота завантаження прийнята в межах 2,5–6 м. Тривалість сушки матеріалу в трубі–сушарці дуже короткочасна (секунди) і визначається довжиною труби і швидкістю потоку газу.

Щоб уникнути грудкування вологого сушимого матеріалу і рівномірного завантаження його по перетину труби–сушарки застосовують спеціальні живильники для закидання матеріалу в трубу.

Велике значення при роботі труб–сушарок має недопущення підсосу повітря по всьому шляху газового тракту і забезпечення повної герметизації сушильної установки. Для забезпечення безпеки роботи і усунення можливості вибуху при сушці займистих матеріалів необхідно підтримувати вміст кисню в газах не більше 19 %, а при сушці вугілля з великим виходом летких – до 16 %. Чим вище температура сушильних газів, тим менше буде і вміст в них кисню.

Для усунення скупчення і осідання в різних місцях сушильної установки вугільного пилу слід усувати горизонтальні ділянки в системі.

Необхідно контролювати температуру газів за сушильною установкою, яка не повинна перевищувати для бурого вугілля 110° С, для кам'яного вугілля 130° С.

У сушильній установці необхідно передбачити запобіжні клапани у вигляді діафрагм для викиду газів поза зоною сушильного цеху.

В середньому на вуглезбагачувальних фабриках при сушці концентратів температура газів при вході коливається від 600 до 1100° С, тобто в середньому 700–750 °С і при виході від 90 до 130 °С.

Витрата тепла на 1 кг випарюваної вологи 3750–4600 кДж/кг, а витрата електроенергії 35–60 кВт на 1 т випарюваної вологи. Продуктивність при сушці концентратів коливається від 25 до 90–100 т/год по сирому вугіллю і від 3 до 7 т/год по випарюваній волозі, тобто в середньому 40–60 т/год по сирому вугіллю і 4–6 т/год по випарюваній волозі.

Підвищення продуктивності досягається за рахунок підвищення початкової температури газів, збільшення потужності димососів і діаметру труб–сушарок, поліпшення тепловіддачі, реконструкції пиловловлюючих пристроїв, установки топок високої продуктивності, зменшення втрат повітря в системі та інших заходів.

10.3. Сушіння газами у киплячому шарі матеріалу

Сушіння газами у киплячому шарі (КШ) матеріалу є порівняно новим і перспективним способом сушки дрібного концентрату і суміші його з концентратом флотації, а також вугільного концентрату в суміші з крупним зернистим шламом або шихти і використовується на коксохімічних заводах.

У сушарках киплячого шару (СКШ) висушують не тільки дисперсні матеріали з розміром часток 0,2 – 10 мм, але й пасти, суспензії, розчини та розплави.

Сушарки КШ класифікують за декількома основними ознаками:

– за гідродинамічним режимом роботи: з киплячим, зваженим, вихровим і фонтануючим шаром;

– за конфігурацією сушильної камери: циліндричні, циліндроконічні, прямокутні;

– за числом сушильних камер (зон): однокамерні (однозонні), багатокамерні (багатозонні);

– за розташуванням камер: горизонтальні, вертикальні, горизонтально-секціоновані, вертикально-секціоновані;

– за кратністю використання теплоносія: з одноразовим і багаторазовим використанням теплоносія.

У 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. Принципова будова сушарок КШ та зовнішній вигляд подано на рис. 10.8 а, б,в.

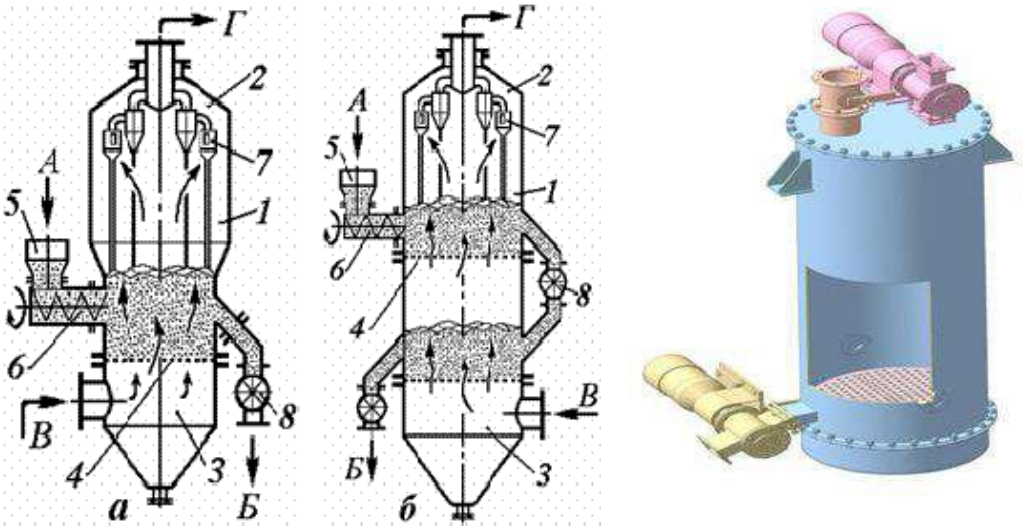


Рис. 10.8 – Циліндричні сушарки з киплячим шаром (СКШ).
а – однозонна циліндроконічна; б – двозонна циліндрична; в – зовнішній вигляд
1 – корпус; 2 – кришка; 3 – камера газорозподільна; 4 – решітка газорозподільна; 5 – бункер; 6 – живильник; 7 – система пилоуловлювальна; 8 – дозатор секторний; Потоки: А – вологий матеріал; Б – продукт; В – гази нагріті; Г – гази відпрацьовані.

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 рухається по решітці від точки завантаження до розвантажувального пристрою сушарки. В деяких сушарках КШ можна одночасно проводити декілька суміщених процесів (наприклад, сушіння, гранулювання та капсулювання – нанесення водостійкого покриття або сушіння й одержання багатошарового складного добрива).

У сушарках КШ можна висушувати розчини на шарі частинок інертного зернистого матеріалу з наступним стиранням шару й одержанням дрібнодисперсних порошків (наприклад, анілінових барвників).

Сушарка з киплячим шаром є вертикальною циліндровою шахтою, розділеною по висоті горизонтальними ґратами на дві камери. Верхня – сушильна камера, нижня, – камера для подачі сушильного агента. До нижньої камери примикає топка для спалювання газоподібного або рідкого палива. Тут створюється підвищений тиск за допомогою

вентиляторів, що подають повітря для горіння. Сушимий матеріал подається в сушарку зверху з бункера живильником. Розвантаження сушеного матеріалу проводиться через патрубок, розташований над ґратами. Гази, проходячи через ґрати в шар сушимого матеріалу, підтримують його унаслідок підвищеного тиску в псевдозрідженому стані. Відпрацьовані гази прямують в пиловловлювальні пристрої.

Для процесу сушки у зваженому стані краще використовувати рівномірне за крупністю вугілля.

Схема сушильної установки, обладнаної сушарками киплячого шару, наведена на рис. 10.9.

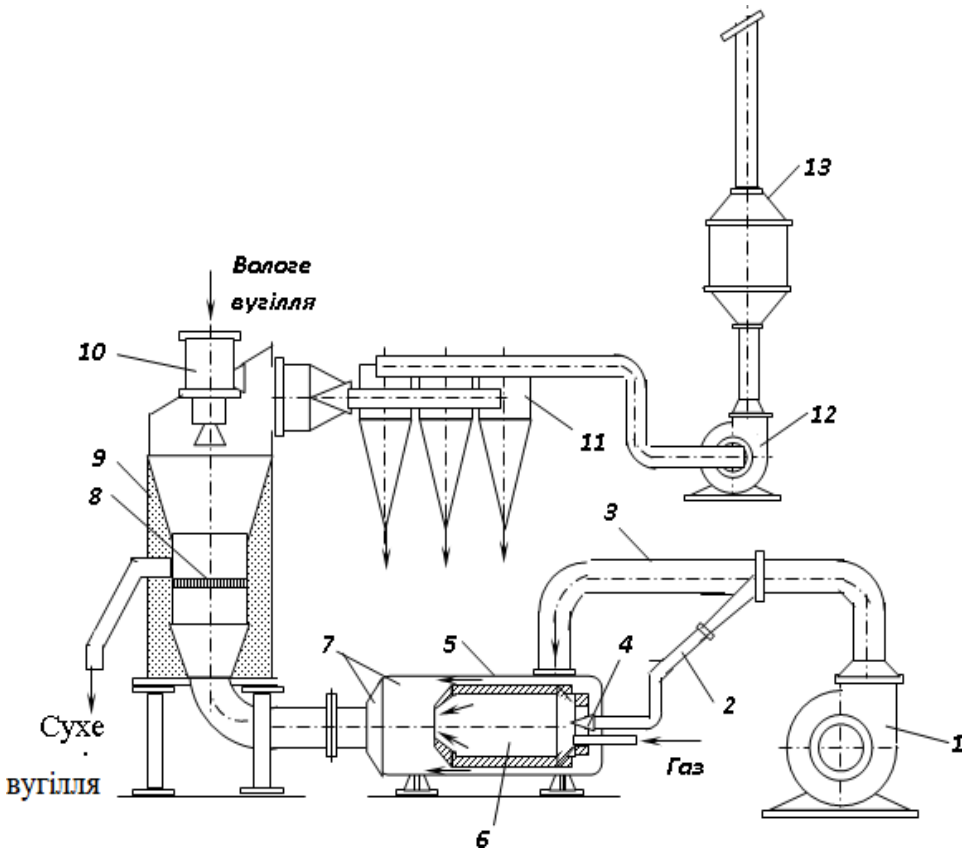


Рис. 10.9 – Схема сушильної установки, обладнаної сушарками киплячого шару. 1 – дуттьовий вентилятор; 2, 3 – повітропроводи; 4 – пальник; 5 – топка; 6 – камера згоряння; 7 – камера змішування; 8 – решітка; 9 – камера сушки; 10 – живильник; 11 – циклони; 12 – димосос; 13 – скрубер.

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 двома повітропроводами. У камеру змішування

подаються частково відпрацьовані гази. Вологе вугілля подається у сушарку за допомогою живильника. Воно потрапляє на решітку (ґрати) сушильної камери, через яку проходять гарячі гази – сушильний агент, що засмоктується з топки димососом. 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:

$$F = Q(R_1 - R_2)/w, \text{ м}^2 \qquad (10.4)$$

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 (2.4), 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).

При сущці в киплячому шарі вугілля необхідно звертати увагу на санітарні норми що викидається в атмосферу пилу і на вдосконалення схем пиловловлювання. Для установки тих, що працюють слід використовувати вибухобезпечні газодувки для підтримки необхідного і стабільного тиску паливного газу.

Значне застосування сушарки з киплячим шаром отримали в США, де замість барабанних сушарок, особливо для сушки вугілля, застосовують цей спосіб сушки.

10.4. Парові трубчаті сушарки

Парові барабанні трубчасті сушарки призначені для сушіння дрібних продуктів збагачення крупністю до 6 мм і вугілля на брикетних фабриках.

Вони застосовуються в тих випадках, коли є дешевий відпрацьований пар, а також важливо уникнути забруднення концентрату при сушінні і зменшити його втрати по пилу, наприклад, на графітових фабриках, в хімічній промисловості для сушіння кристалічних матеріалів.

Парова трубчаста сушарка (рис. 10.10) являє собою барабан **5** з двома торцевими днищами.

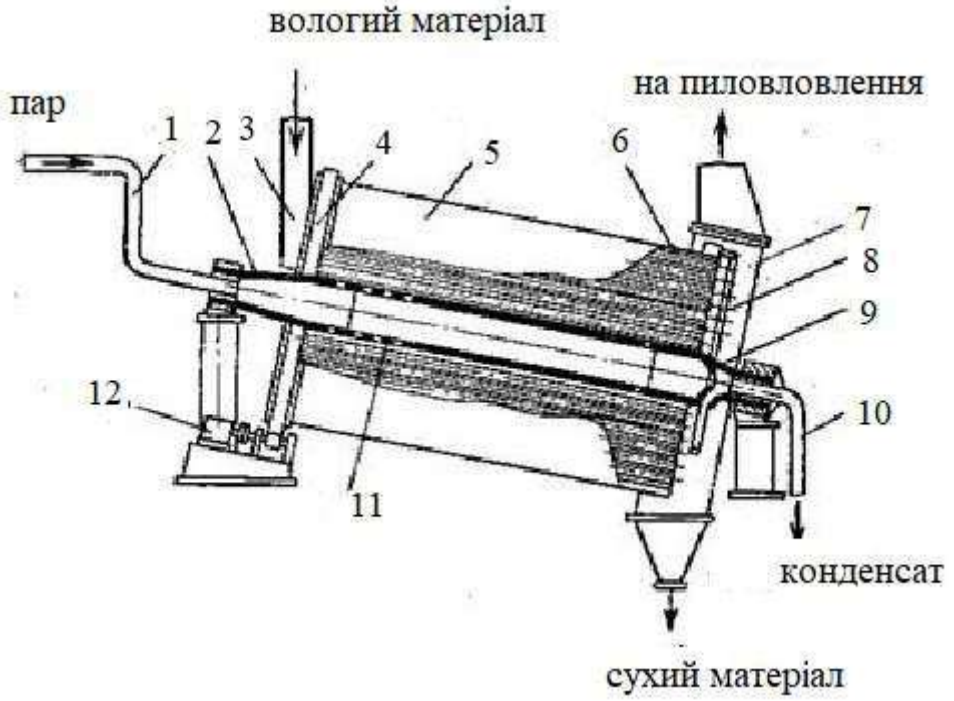


Рис. 10.10 – Парова трубчата сушарка
1– паропровід; 2, 9 – порожнисті цапфи; 3 – спеціальне живильне пристосування; 4 – зубчастий вінець ;5 – барабан; 6 – сушильні трубки; 7 – розвантажувальна камера; 8 – конденсатні трубки; 10 – спускна труба; 11– центральна труба; 12 – електродвигун

Барабан встановлюється під кутом від 8 до 15 ° залежно від сушимо матеріалу і необхідної тривалості сушіння. Віссю обертання барабана є центральна парова труба з двома порожнистими цапфами **2** і **9**, встановленими в підшипниках. Обертання барабану передається за допомогою зубчастого вінця **4** на барабані, який знаходиться в зачепленні з зубчастою шестернею, що отримує обертання від електродвигуна **12** через редуктор. Парова труба і цапфи поєднані з торцевими днищами барабана.

У торцевих днищах закріплені сушильні трубки **6**, в які за допомогою спеціального пристосування **3** вводиться сушимий матеріал, що переміщається при обертанні барабана по похилу до розвантаження. Паралельно з сушимим матеріалом по сушильним трубкам рухається нагріте повітря, яке сприймає випаровування з вугілля вологу і виходить з сушарки через трубку для пароповітряної суміші. Пар для обігріву трубок

надходить по паропроводу **1**, вводиться через передню цапфу в центральну трубу **11** і через наявні в ній отвори потрапляє в порожнину барабана між трубками.

Контактуючи із зовнішніми стінками трубок, усередині яких проходить сушимий матеріал, пар віддає своє тепло і конденсується. Утворений в барабані конденсат збирається в збірник конденсату, розташований у задній торцевій частині барабана, і U–подібними конденсатними трубками **8** відводиться через цапфу **9** в спускну трубу **10**. Таким чином, в парових трубчастих сушарках сушимий матеріал і агент сушіння (повітря) рухаються по сушильним трубках, а теплоносій – пара – в міжтрубному просторі. При переміщенні по нагрітих трубках матеріал висушується, а волога поглинається повітрям, що циркулює разом з матеріалом. Висушений матеріал висипається з трубок в розвантажувальну камеру **7**.

Живильний пристрій сушильних трубок – це завантажувальний рукав з розташованими в ньому похилими полицями, за якими сушимий матеріал завантажується в трубки. Для поліпшення завантаження трубок і усунення можливої закупорки їх сушимим матеріалом іноді застосовуються пристрої для завантаження матеріалу за допомогою стиснутого повітря. Очищення пароповітряної суміші, що виходить з сушарки, проводиться в електрофільтрах.

Загальний вигляд барабана трубчастої парової сушарки наведено на рис. 10.11.

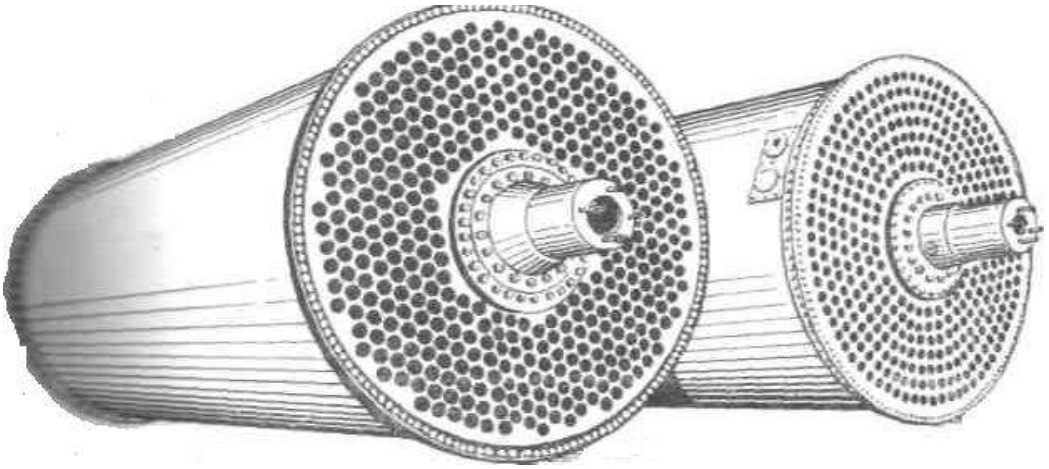


Рис.10.11 – Загальний вигляд барабана трубчастої парової сушарки

Один з варіантів сушильної установки з паровою трубою–сушаркою показаний на рис. 10.12.

При сушінні використовується сухий насичений пар з тиском 0,35–0,4 МПа. Довжина барабана 8 м, діаметр – 3, 4, 5 м. Кількість трубок, в залежності від розмірів барабана, може бути 600, 876, 1581. Сушильні

трубки розташовуються в барабані по кутах шестикутника, що забезпечує розміщення найбільшої кількості трубок при даному діаметрі барабана.

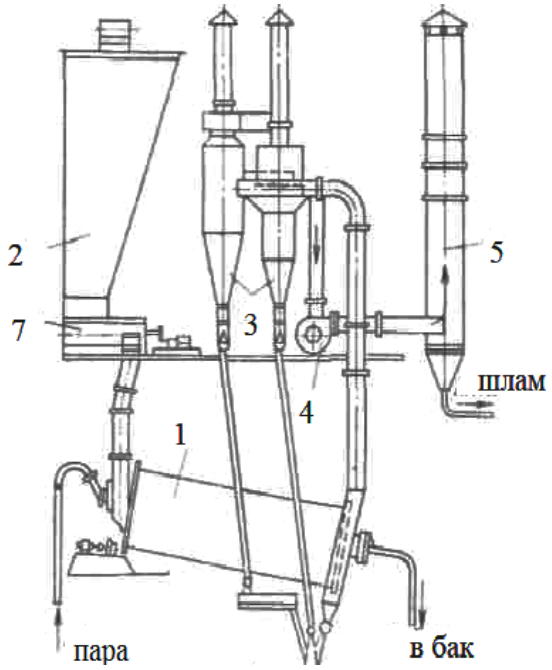


Рис. 210.12 – Сушильна установка з паровою трубчастою сушаркою. 1– сушарка; 2 – бункер сирого вугілля; 3 – циклони; 4 – вентилятор-димосос; 5 – мокрий пиловловлювач; 6,7 – розвантажувальні і завантажувальні пристрої.

Для поліпшення заповнення трубок сушимим матеріалом, кращого перемішування матеріалу і посилення ефекту випаровування вологи усередині трубок поміщають вставки різних конструкцій. Вставка – це стержень хрестоподібного перетину 25х25 мм довжиною 6 м. На задньому кінці розташовано штир, який входить в отвір труби. Скоба впирається в заплічники в місці входу труби в трубну дошку. Є нерухомі вставки і рухомі. Рухомі вставки не закріплюються в трубках, а перекочуються в них при обертанні сушарки. Є і проміжні типи вставок, коли закріплений один, як правило задній, кінець. Нерухомі вставки легко засмічуються сторонніми домішками у вугіллі, що знижує продуктивність. Шляхом підбору виду вставок, зміною їх довжини, витків і конструкції можна досягти більш рівномірної сушки, значного збільшення продуктивності сушильних труб сушарки.

Висушений матеріал сушильних трубок як правило потрапляє в конвеєр, розташований внизу розвантажувальної камери.

Під впливом тяги, створюваної витяжною трубою, в розвантажувальній камері сушарки утворюється розрідження, яке обумовлює надходження повітря в сушарку і просування його по трубках. Для запобігання засмоктуванню повітря в розвантажувальну камеру і створення в ній

необхідного розрідження задня стінка камери повинна по можливості щільно прилягати до кожуха барабана, що обертається.

Технічні характеристики парових трубчатих сушарок наведено у таблиці 10.2.

Таблиця 10.2 – Технічні характеристики парових трубчатих сушарок

Показники	Розмір сушарок, м		
	3х8	4х8	5х8
Діаметр барабана, мм	3140	3990	5420
Довжина барабана, мм	7990	7990	7990
Довжина сушильних трубок, мм	8000	8000	8000
Кількість трубок, шт.	600	876	1581
Площа нагрівання, $м^2$	1325	2230	4000
Частота обертання, об /хв.	Від 4,2	До 11,2	Від 3 до 9
Продуктивність по сухому продукту, т/год.	8,5	14	26
Потужність електродвигуна, кВт	10	17.5	22
Маса сушарки, т	65	120	190

Парові трубчасті сушарки працюють на насиченій злегка перегрітій парі. Роботу парових сушарок характеризують показники:

- Питомі витрати тепла на одиницю кількості випаруваної вологи, кДж/кг;
- Напруга поверхні нагріву сушарки по випареній волозі, кг/$м^2$ год.;
- Питомі витрати пари на одиницю кількості випаруваної вологи, кг/кг.

10.5. Спеціальні апарати для сушки

Серед спеціальних апаратів сушки мінеральної сировини слід виділити вакуумні, камерні, тунельні багатозональні, стрічкові, аерофонтанні, розпилюючі та ежекторні.

Вакуумна сушка – сушка, що відбувається у герметичних камерах за тиску, нижчого від атмосферного.

Матеріал, що висушується, поміщають у спеціальний автоклав чи герметичну камеру, де створюється розрідження повітря. Оскільки температура кипіння води у вакуумі є нижчою, ніж при атмосферному тиску, то, створюючи вакуум глибиною 0,9 кг/см², температуру

сушильного агента можна знизити до 40…45 °С. У такий спосіб можна вести інтенсивний і, разом з тим, низькотемпературний процес сушіння.

Перевагами вакуумних сушарок є можливість сушіння матеріалів при невисоких температурах, менша витрата тепла, можливість уловлювання пари цінних компонентів (наприклад, пари спиртів та органічних рідин), кращі санітарні та безпечні умови роботи обслуговуючого персоналу.

Недоліками таких сушарок є низька продуктивність, необхідність застосування ручної праці, більші витрати часу на сушіння, завантаження й вивантаження матеріалу.

Гребкові вакуум–сушарки. У гребкових вакуум–сушарках процес сушіння проходить під вакуумом при перемішуванні матеріалу за допомогою гребків (рис. 10.13).

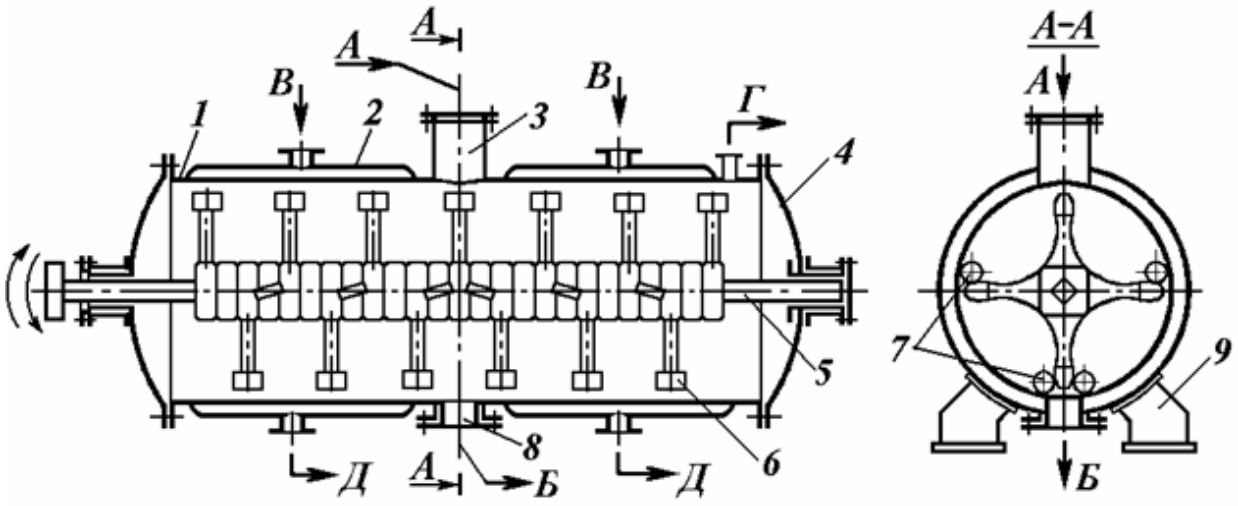


Рис. 10.13 – Гребкова вакуум–сушарка.
1 – корпус; 2 – парова сорочка; 3 – люк завантажувальний; 4 – кришка; 5 – вал; 6 – гребки; 7 – труби–качалки; 8 – люк для вивантаження; 9 – опора; Потоки: А – вологий матеріал; Б – висушений матеріал; В – пара насичена; Г – пара волога; Д – конденсат водяної пари

Сушарка має нерухомий циліндричний корпус, обладнаний паровою сорочкою, зовні сорочка вкрита шаром теплоізоляції. У центрі сушарки встановлений вал із гребками, поверненими під кутом відносно осі вала. Вал приводиться в рух від електродвигуна через черв'ячну передачу й обертається із частотою 5–8 об/хв., передбачена можливість автоматичного перемикання напрямку обертання вала.

При обертанні вала в один бік матеріал переміщається від периферії до центру, при обертанні в інший бік – у зворотному напрямку, що поліпшує процес сушіння, полегшує завантаження й вивантаження матеріалу. Для руйнування грудок матеріалу, що висушується, усередині

камери розміщують довгі труби, що вільно перекочуються по внутрішній поверхні корпусу.

Після подачі теплоносія в сорочку й прогрівання сушарки включають мішалку, через завантажувальний люк завантажують вологий матеріал, а потім герметизують сушарку. Затим включають у роботу вакуум–насос, створюють у сушарці необхідне розрідження й подають у сорочку перегріту пару потрібного тиску (до 0,5 МПа). Після цього починається процес сушіння, що проходить із інтенсивністю 6 – 8 кг вологи/год. на 1 $м^3$ простору сушильної камери.

Під час сушіння відбирають пробу матеріалу, що висушується, після закінчення сушіння припиняють подачу теплоносія в сорочку, охолоджують продукт, скидають вакуум і при працюючій мішалці вивантажують продукт через розвантажувальний люк. Після закінчення вивантаження зупиняють мішалку й проводять підготовчі роботи для виконання повторної операції сушіння.

Сушарки даного типу придатні для висушування матеріалів підвищеної хімічної чистоти, чутливих до високих температур, а також для сушіння токсичних і вибухонебезпечних речовин.

Камерні сушарки. Для сушіння дисперсних матеріалів у малотоннажних виробництвах застосовують камерні сушарки із частковою рециркуляцією й проміжним підігріванням повітря (рис. 10.14).

Сушарка являє собою прямокутну теплоізольовану камеру **1**, внутрішній простір якої розділений на секції, у кожній секції встановлені додаткові підігрівники – калорифери **7** й **8**. Вологий матеріал розміщують на полицях **5**, що встановлені у вагонетку **4**.

Вагонетки вкочують у сушильну камеру, а затим сушарку герметизують. Потім включають вентилятор **2**, підігрівають у калорифері **3** повітря й подають його в секції сушильної камери.

Після проведення сушіння в першій секції повітря підігрівається в додатковому підігрівнику **7,** після чого повітря надходить у другу секцію й процес повторюється.

На виході із сушарки частина відпрацьованого повітря повертається на рециркуляцію за допомогою шибера **6**.

Таким чином, у даній сушарці реалізований процес із частковою рециркуляцією відпрацьованого повітря й дворазовим його підігріванням, що забезпечує м'які умови сушіння. Тривалість сушіння складає декілька змін залежно від властивостей матеріалу, що висушується, і від температурного режиму, продуктивність сушарки за вологою, що видаляється, дорівнює 13 – 20 кг/год.

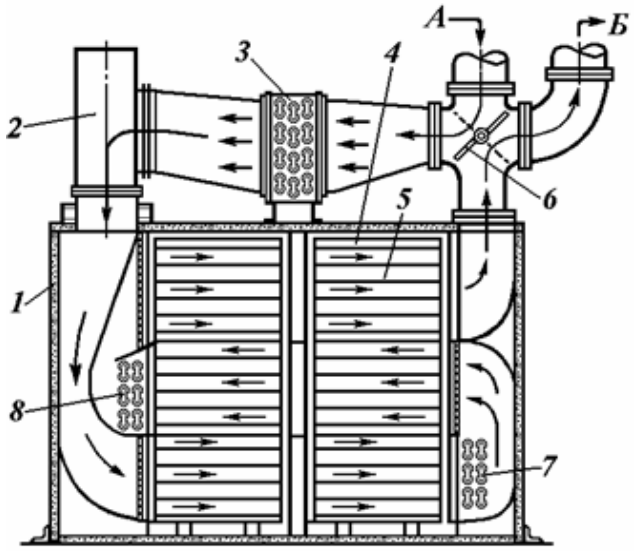


Рис. 10.14 – Камерна сушарка.
1 – корпус сушарки; 2 – вентилятор; 3, 7, 8 – калорифери; 4 – вагонетки; 5 – полиці з вологим матеріалом; 6 – шибер; Потоки: А – повітря свіже; Б – повітря відпрацьоване.

Недоліками такої сушарки є трудомісткість операцій завантаження й вивантаження матеріалу й низька інтенсивність сушіння.

Удосконаленим варіантом камерних сушарок є тунельна багатозональна сушарка (рис. 10.15 а, б), у якій висушуваний матеріал у формі великих штучних виробів (наприклад, керамічних) знаходиться у візках (вагонетках).

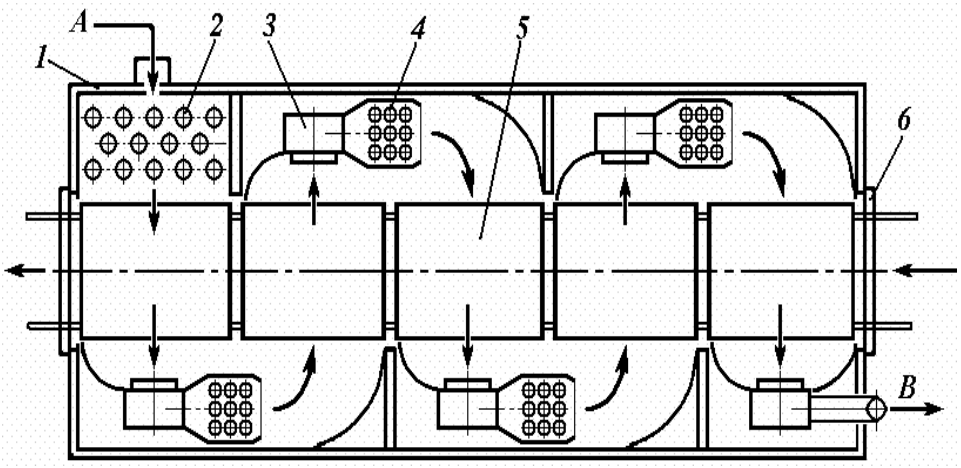


Рис. 10.15, а – Тунельна багатозональна сушарка (вид зверху).
1 – корпус; 2 – калорифер; 3 – вентилятор; 4 – калорифер додатковий 5 – вагонетка; 6 – двері розсувні; Потоки: А – повітря свіже; Б – повітря відпрацьоване

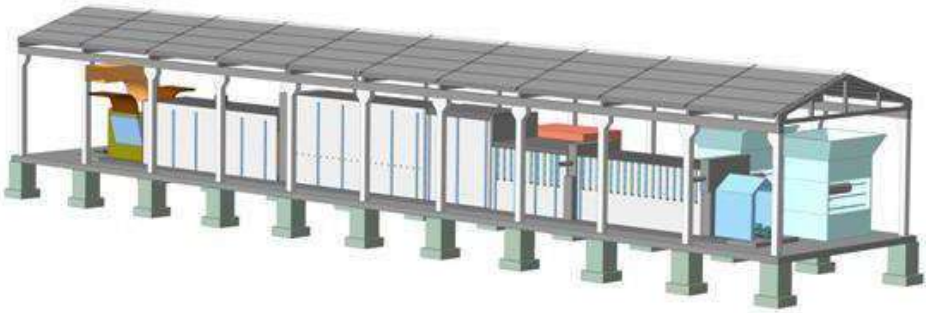


Рис. 10.15, б – Тунельна багатозональна сушарка (вид збоку).

Вагонетки повільно переміщуються в зонах сушильної камери, виконаної у вигляді довгого коридору – тунелю довжиною 20 – 60 м і шириною 2 – 6 м. Швидкість руху газів у камерах сушарки становить 2 – 3 м/с.

За режимом роботи тунельні сушарки належать до обладнання напівбезперервної дії.

Сушильний агент за допомогою газодувок примусово нагнітається й рухається уздовж камер прямо-, протитечією або збоку до матеріалу, що висушується, при цьому є можливість проводити процес сушіння із частковим підігріванням повітря (газу) у секціях.

Тунельні сушарки також можуть обігріватися топковими газами.

Вентилятори й калорифери звичайно встановлюють збоку або знизу під тунелем. Переміщення вагонеток відбувається за допомогою троса й механічної лебідки, швидкість переміщення залежить від температурного режиму й тривалості процесу сушіння.

Стрічкові сушарки. Для сушіння крупногрудкових, волокнистих і пастоподібних матеріалів застосовують стрічкові сушарки (рис. 10.16).

У цих сушарках матеріал рівномірним шаром товщиною до 50 мм розміщений на стрічковому транспортері, який повільно переміщується від завантажувального пристрою до розвантажувального бункера.

У багатострічкових (багатоярусних) сушарках транспортерні стрічки розташовуються одна над одною і переміщуються в протилежних напрямках.

Сушильний агент звичайно подають протитечією до висушуваного матеріалу, під час пересипання матеріалу з однієї стрічки на іншу відбувається його розпушення, що сприяє інтенсифікації процесу сушіння.

Стрічкові сушарки можуть бути багатозонними з регульованим температурним режимом сушіння у зонах.

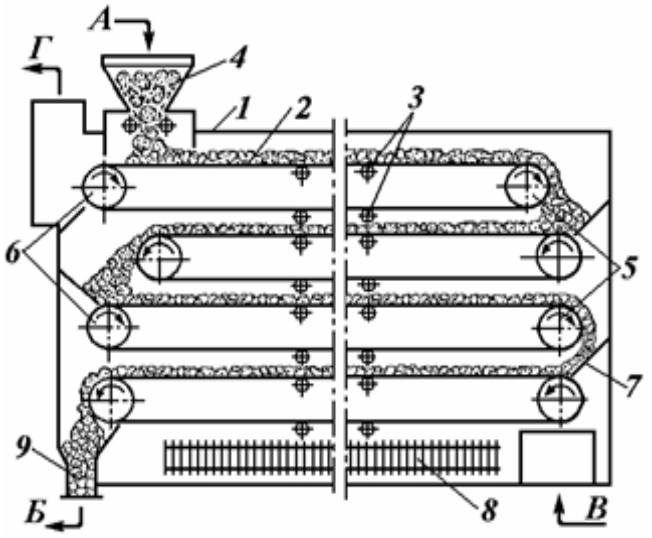


Рис. 10.16 – Багатострічкова сушарка.
1 – корпус сушарки; 2 – нескінченна стрічка – транспортер; 3 – опорні ролики; 4 – бункер завантажувальний; 5 – барабан ведучий; 6 – барабан ведений; 7 – стінка розділова; 8 – парові калорифери; 9 – бункер вивантажувальний; Потоки: А – вологий матеріал; Б – висушений матеріал; В – повітря свіже; Г – повітря відпрацьоване

Аерофонтанні сушарки (рис. 10.17) являють собою комбіновані апарати, у яких на різних ділянках апарата використовують активні гідродинамічні режими взаємодії потоків гарячого теплоносія й дисперсних частинок. У нижній конічній секції апарата створюють гідродинамічний режим, у якому локальна швидкість газового потоку перевищує швидкість витання часток і на цій ділянці утворюється фонтан: частинки (зерна) матеріалу, що висушується, захоплюються потоком газу, виносяться у центральну верхню зону, тут відкидаються в периферійну кільцеву зону і рухаються вниз. У верхній зоні апарата швидкість газу менша швидкості витання частинок, тому під дією сили ваги частинки осідають і переміщуються щільним шаром у режимі повзучого руху в нижню конічну частину апарата.

Таким чином, в аерофонтанному апараті виникає тороїдальна циркуляція частинок: у центрі апарата частки швидко рухаються знизу вгору, а на периферії повільно сповзають зверху вниз. Швидкість циркуляції залежить від швидкості газу й від об'єму циркулюючого шару частинок, час сушіння визначається температурним режимом і швидкістю циркуляції. При такій циркуляції теплообмін між частками й газом відбувається не тільки конвективним, але й контактним способами, що помітно інтенсифікує процес сушіння.

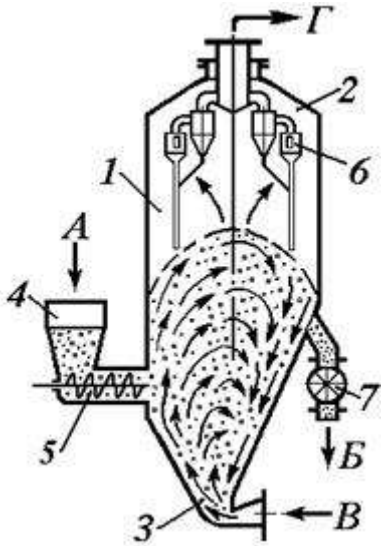


Рис. 10.17 – Аерофонтанна сушарка з вихровим шаром.
1 – корпус; 2 – кришка; 3 – днище конічне; 4 – бункер; 5 – шнек; 6 – пиловловлювач; 7 – дозатор; Потоки: А – вологий матеріал; Б – продукт; В – гази нагріті; Г – гази відпрацьовані

Висушений продукт відводиться із сушарки через переливний пристрій (для грубозернистих частинок) або виноситься потоком газу в режимі пневмотранспорту. Аерофонтанні сушарки часто використовують для висушування розчинів і паст, забезпечуючи при цьому отримання гранульованого продукту.

10.6. Топки

На сушильних установках збагачувальних фабрик як сушильний агент використовуються топкові гази, які отримують в топках при спаленні твердого, рідкого або газоподібного палива. Найбільш простими в управлінні є топки з газоподібним або рідким паливом. Однак їх застосування обмежується в зв'язку з дефіцитом такого палива. На збагачувальних фабриках найчастіше застосовують топки з шаровим спаленням твердого палива, які є більш складними в експлуатації і автоматизації.

Топки сушарок повинні задовольняти наступним основним вимогам:
– простота конструкції і надійність в роботі;
– достатня теплова потужність, що забезпечує сушильну установку;
– високий коефіцієнт корисної дії на зольному паливі і промпродукті;
– мінімальна кількість золи виносу;
– автоматизація, контроль режимних параметрів, телеметрія.

Щоб отримати димові гази з температурою, необхідною для сушки, до отриманих в топці продуктів згорання домішується повітря або вихідні гази сушильної установки після знепилювання їх в пиловловлюючому пристрої.

Зниження температури продуктів згорання палива здійснюється в камерах змішування, що встановлюються на шляху руху димових газів до сушильної установки. Оскільки при спалюванні зольного палива продукти згорання містять летку золу, то необхідно передбачати таку конструкцію камери змішування, щоб в ній з димових газів випадала летка зола.

Вибір топки проводиться залежно від характеристики спалюваного палива, а також від продуктивності сушильних агрегатів. Найбільше застосування знайшли ланцюгові решітки для спалювання палива в шарі.

Топки з горизонтальними ґратами. У таких топках процес горіння палива протікає в результаті періодичного завантаження вручну великої кількості палива в топку. Ручне завантаження палива не тільки трудомісткий і шкідливий в санітарному відношенні процес, але воно застаріле й не забезпечує високого ККД топки. Великі порції завантажуваного вугілля притлумлюють процес горіння. При завантаженні надходить значний обсяг холодного повітря, що знижує якість і порушує процес горіння палива. Робота топок із горизонтальними гратами поліпшується із застосуванням механічного завантаження. Повітря на горіння палива подається відцентровим дуттєвим вентилятором по коробах і підводиться до шару палива знизу колосникових грат. Напір (тиск) дуттєвого повітря в топках з горизонтальними ґратами приймається в залежності від виду палива: при спалюванні кам'яного вугілля – 50– 80 мм вод. ст., бурого вугілля – 100–150 мм вод. ст.

Розпечені димові гази відводяться з топки по каналу за допомогою вентилятора сушильного барабана або іншої сушильної установки, яку обслуговує топка.

Зола провалюється через решітку, зсипається в бункер, а потім видаляється. Шуровка (перемішування) палива на колосникових гратах здійснюється переміщенням. Простір топки в області найбільш високої температури футерують вогнетривким матеріалом. Для огляду топки передбачений лаз.

Безперевне завантаження палива в топку невеликими порціями і повна герметизація при цьому створює сприятливі умови роботи цієї топки. Однак, подача палива на горизонтальну решітку зверху все ж дещо порушує процес горіння. Цей недолік виключається в топках з подачею палива знизу палаючого шару за допомогою гвинтового подавача. Принцип роботи його такий же, як і шнекового живильника. Топки з горизонтальними механічними гратами ланцюгового типу являють собою дві гілки нескінченного ланцюга з встановленими на них колосниками, що утворюють пластинчату (колосникову) стрічку. Стрічка спирається на ролики і приводиться в рух приводом. Із бункера по жолобу в приймальну

лійку топки подається вугілля. Подача вугілля з бункера регулюється шиберним затвором. У приймальній лійці є живильник, за допомогою якого паливо подається на решітку і в результаті її руху рівним шаром розподіляється на решітці. Швидкість руху решітки вибирається з такого розрахунку, щоб вугілля повністю згорало за час його просування від місця завантаження до кінцевої зірочки. Утворений шлак при обгинанні стрічкою зірочки зсипається в шлакову вагонетку або інший вид транспорту і видаляється з топки. Розпечені димові гази відбираються з топкового простору і надходять в сушильний барабан. Подача газів змінюється бічною заслінкою в каналі.

Робота топки регулюється швидкістю руху решітки, величиною дуття і подачею палива. Розрідження в топці при максимальному завантаженні 6–8 мм вод. ст. При подачі дуття від спеціального дуттєвого вентилятора решітка по довжині ділиться на кілька зон, що відрізняються величиною напору і відповідно кількістю повітря, що подається на горіння палива. Подачу дуття в кожну зону регулюють окремим спеціальним важелем (автоматично).

При обслуговуванні топки рекомендується кожні 3–4 год відкривати донні шибери. При використанні крупногрудкового вугілля з вмістом летких не менше 25% топки з ланцюговою решіткою можуть працювати без дуття. Нормальна робота топки протікає тільки за умови рівномірної подачі палива і рівномірному його розподілі по ширині решітки. Це забезпечується правильною роботою живильника і постійним ступенем дроблення палива до певної крупності. Для розпалювання топка забезпечується спеціальною трубою.

Схема автоматизації топки з ланцюговими ґратами. На рис. 10.18 зображена схема автоматизації топки шарового спалення з ланцюговими ґратами прямого ходу.

Топка являє собою камеру спалення твердого палива **3**, яке відбувається на поверхні безпровальних ланцюгових ґрат **2**. Паливо дозується на ґрати з бункера **1** живильником з приводом **4–6**. Для підтримки горіння знизу вентилятором подається повітря, витрата його керується системою регулювання температури в зоні горіння (система **2**). Продукти горіння через змішувальну камеру надходять у сушильний агрегат (трубу–сушарку або барабан). Система регулювання **5** підтримує температуру газу на вході в агрегат шляхом розбавлення газів холодним повітрям. Величина цієї температури визначається маркою вугілля, що сушиться, і його вологістю. Велике значення для безпеки праці має тиск(розрідження) в топці. Необхідне розрідження забезпечує система 4, яка змінює продуктивність димососа, впливаючи на його направляючий апарат виконавчим механізмом **4–6**. Схема автоматизації містить газоаналізатор (система **3**) і систему контролю рівня палива в бункері (система **1**). При

наявності оперативного контролю вмісту O_2 і CO_2 є можливість розробити систему регулювання раціонального режиму спалення твердого палива.

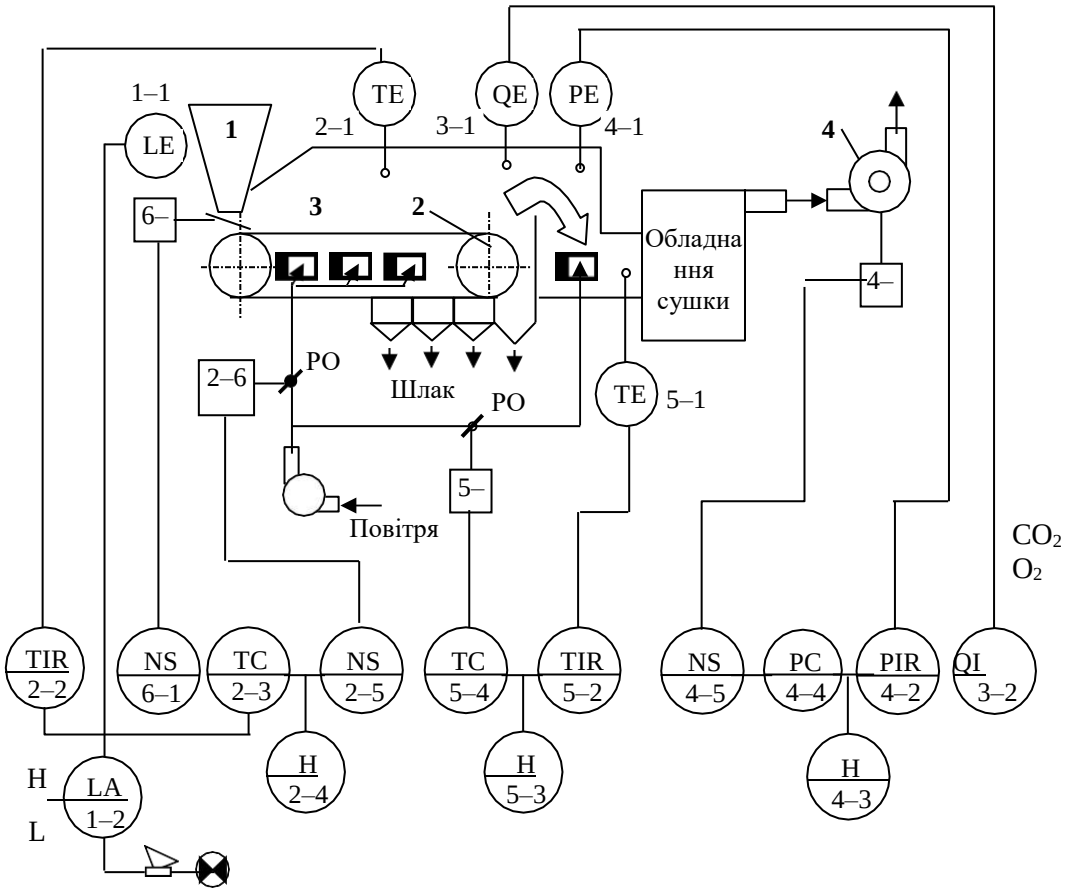


Рис. 10.18 – Схема автоматизації топки з ланцюговими ґратами.

Топки з похилими ґратами. Похила решітка складається з окремих колосників, розташованих один над одним ступенями. Кожна друга ступінь має гідравлічний привод і здійснює зворотно–поступальний рух. Паливо надходить на верхні колосники решітки з шахти, пройшовши заслінку, регулюючу кількість подаваного на решітку палива. При зворотно–поступальному русі колосників паливо з верхніх колосників перештовхують на нижні, воно поступово сповзає до шлакової частини решітки і звалюється в зольний бункер.

Топка має два зольних бункера; в лівий з них надходить шлак, що утворився при горінні палива в процесі руху його по колосників, а в правий – що утворився на шлаковій частині решітки. Основна ж маса шлаку скидається в шахту. Повітряне дуття подається під колосники вентилятором через повітроводи, забезпечені шиберами для регулювання подачі повітря в залежності від кількості палива на решітці. На фронтальній частині топки встановлений гідравлічний привод колосників.

РОЗДІЛ 11. СУХЕ ЗНЕПИЛЕННЯ І ПИЛОВЛОВЛЕННЯ

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.

Залежно від крупності 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 зольний (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 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:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих}, \qquad (11.1)$$

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.

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. 11.1).

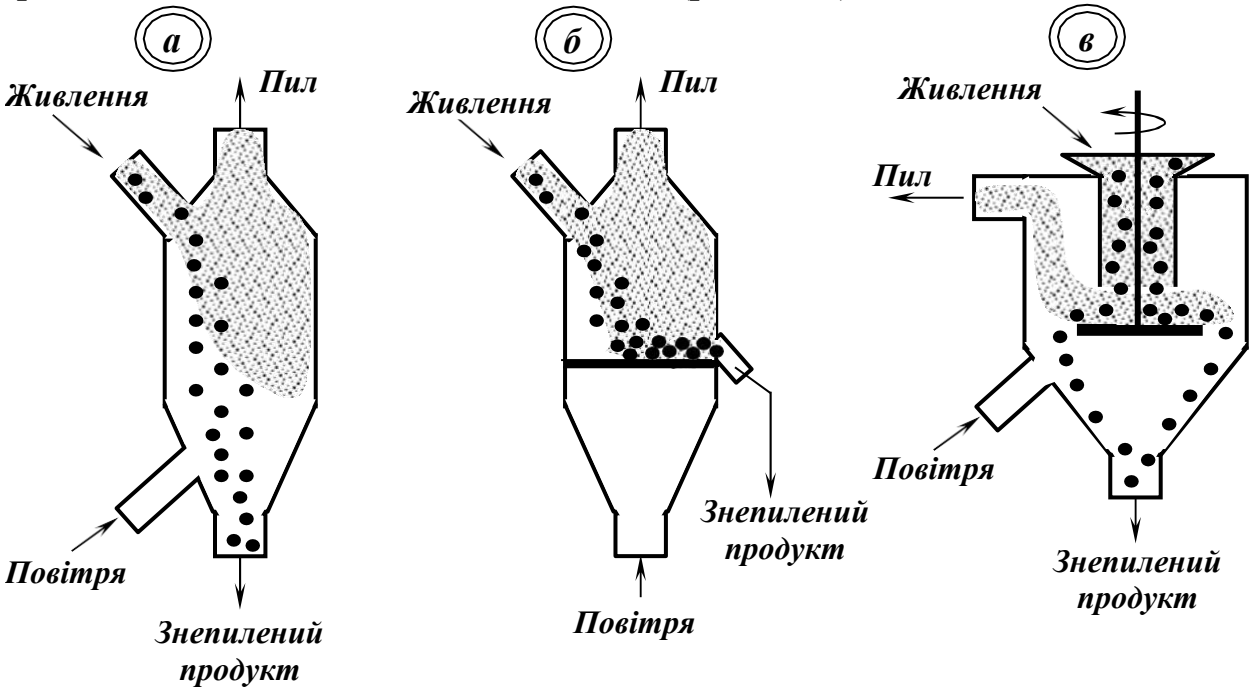


Рис.11.1 – Схеми знепилення у вертикальному (*а*), горизонтальному (*б*) і комбінованому (*в*) потоках матеріалу в повітряних класифікаторах.

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.

11.1. Відцентрований знепилювач

У відцентровий знепилювач (рис. 11.2) вихідний матеріал надходить через лійку **1** на обертовий диск **2**. Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диска до стінок внутрішньої камери **3** і зсипається по жалюзі **4** у внутрішній конус **5**. Тут матеріал піддають дії висхідного повітряного потоку, що створюється вентилятором **6**. Ротор останнього приводиться в рух валом **7** сумісно з диском **2**. Частинки пилу захоплюються повітряним потоком, надходять на лопатки ротора вентилятора і викидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери **8**. Пилові частинки рухаються по спіралі вниз у конічну частину зовнішньої камери **9** до розвантажувального патрубка **10** і виводяться з апарату. Знепилений продукт зі знепилю-

вача видаляється через конус **5** і патрубок **11**. Повітря, що викидається вентилятором у зовнішню камеру, по спіралі спускається вниз, 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.

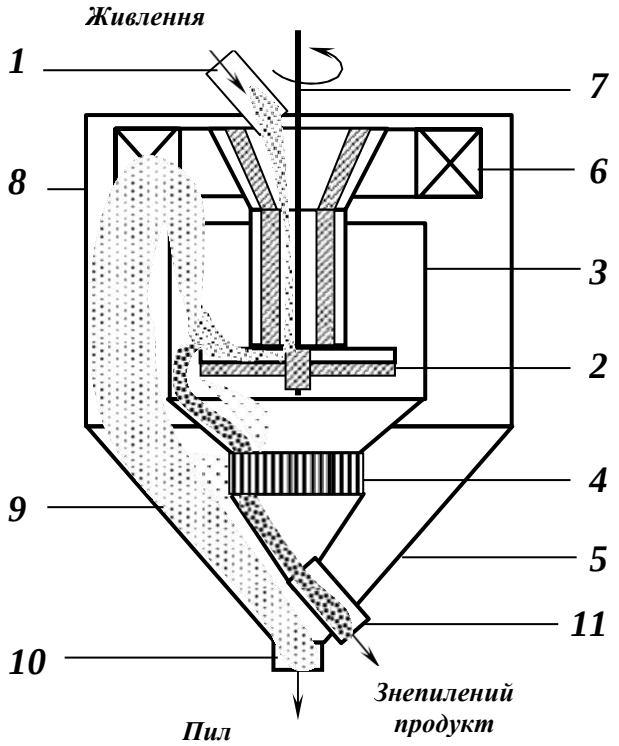


Рис. 11.2 – Схема відцентрового знепилювача.
1 – завантажувальна лійка; 2 – диск; 3 – циліндрична частина внутрішньої камери; 4 – жалюзі; 5 – конічна частина внутрішньої камери; 6 – вентилятор; 7 – вал; 8 – циліндрична частина зовнішньої камери; 9 – конічна частина зовнішньої камери; 10, 11 – розвантажувальні 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 виноситься і крупні частинки. Ефективність роботи знепилювача залежить також і від вологості вихідного продукту: при вологості 5 % – ефективність знепилення складає 70 – 80 % , а при збільшенні вологості – знижується до 25 – 30 % . Крім того, важливою умовою ефективної роботи знепилювача є його повна герметизація від підсмоктувань атмосферного повітря.

Як збагачувальний апарат відцентровий знепилювач застосовується при збагаченні азбесту, частинки якого значно легші породних і виносяться з апарату у зваженому стані в пиловловлюючі циклони.

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні і електричні способи пиловловлення. До механічних належать способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і цінності пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

11.2. Вібраційний знепилювач

На базі грохота ГІЛ–62 створений вібраційний знепилювач (рис. 11.3).

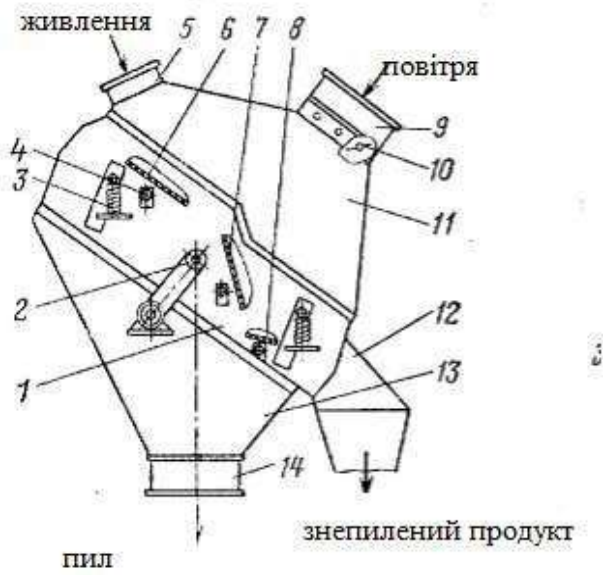


Рис. 11.3 – Схема вібраційного знепилювача.
1 – короб; 2 – віброзбуджувач; 3 – віброізолятори; 4 – шарніри; 5 – завантажувальний пристрій; 6,7,8 – сито; 9 – патрубок для подачі повітря; 11 – камера; 12 – розвантажувальний пристрій знепиленого продукту; 13 – воронка; 14 – розвантажувальний пристрій пилу

У грохота змінена конструкція короба **1**, який спирається на пружинні віброізолятори **3**. Коливання коробу надається від віброзбуджувача **2**. Особливості конструкції знепилювача – наявність трьох сит з шарнірами, що дозволяють змінювати кут нахилу робочих поверхонь. Вихідне живлення через завантажувальний пристрій **5** надходить на перше сито **6**, де відбувається його розподіл по всій поверхні і попереднє просівання, потім матеріал відходить на друге послідовно розташоване сито **7**, де відбувається його знепилювання і частково просівання. Друге сито закріплене зі значним похилом, завдяки чому матеріал переміщається не тільки за рахунок вібрацій, а й під дією сили ваги. Остаточне просівання і знепилювання здійснюється на третьому ситі 8, також встановленому послідовно, але з меншим похилом. Повітря для знепилювання подають через вхідний патрубок зверху. Таким чином, на частинки, що знаходяться на поверхні сит, діють сили тяжіння і динамічний вплив повітря, причому обидві сили спрямовані в один бік – вниз. Знепилений продукт з сит видаляється через розвантажувальний пристрій **12**, а пил через воронку **13** і пристрій **14** направляють в циклон для вловлювання тонкого пилу.

Продуктивність знепилювання по живленню становить 100–150 т / с, площа сит 5 м^2, ширина щілини на ситах 3–6 мм, ефективність вилучення пилу в підрешітний продукт 70% .

11.3. Пиловловлювальна камера

Камерні пиловловлювачі застосовуються для уловлювання дрібнозернистого матеріалу і крупного пилу (>100 мкм). До апаратів, в яких уловлювання пилу здійснюється під дією сил тяжіння, відносяться пиловловлювальні камери (рис. 11.4). Останнім часом вони застосовуються для осадження продуктів сушки барабанних сушарок і труб–сушарок. Для досягнення максимальної ефективності очищення газів в камерах необхідно, щоб частинки пилу перебували в пиловловлювальній камері можливо довше, тобто швидкість потоку газу повинна бути знижена.

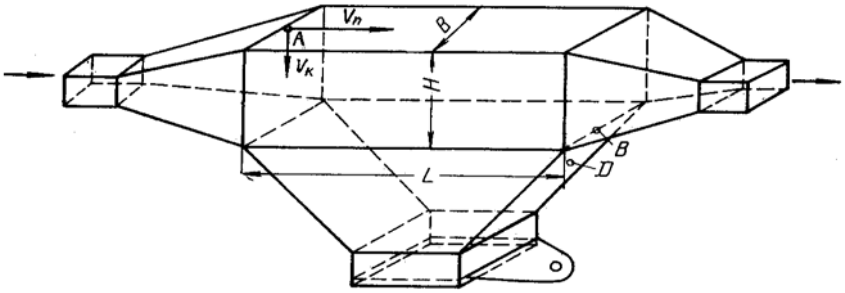


Рис.11.4 – Пиловловлювальна камера.

Внаслідок громіздкості вони не набули великого поширення. Геометричні розміри камер вибирають в залежності від необхідної ефективності очищення газів. Принцип дії камерних пиловловлювачів полягає в тому, що запилений газ надходить в камеру, поперечний перетин якої дозволяє рухатися потоку при ламінарному режимі.

Під дією сили тяжіння крупний пил осідає в бункер, а повітря (газ) разом з тонким пилом прямує за межі камери. У пиловловлювальних камерах сила тяжіння, що діє на частинку, повинна переважати над силою впливу потоку газів на частинку.

Для виконання цих умов необхідно, щоб площа горизонтального перетину камери, особливо верхній її частині, була більше площі перетину барабана або труби–сушарки. В цьому випадку потік газу в осаджувальній камері різко знижує швидкість руху і частинки пилу під дією сили ваги осаджуються у нижню частину камери, звідки вивантажуються тим або іншим способом.

Діаметр граничного зерна, що уловлюється в пилоосаджувальній камері, визначається за формулою:

$$d = \sqrt{18\mu V\ /(3600 S \rho g)}\ , \text{м} \qquad (11.2)$$

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.

Ефективність очищення газів в пиловловлювальних камерах становить 40–60%, швидкість руху газу в камерах приймають в межах 1–3 м/с.

11.4. Інерційні жалюзійні пиловловлювачі

Принцип дії жалюзійних пиловловлювачів полягає в тому, що запилений потік газу змінює напрям руху, а частинки пилу, маючи велику густину, рухаються за інерцією в тому ж напрямку. На рис. 11.5 показана схема роботи жалюзійного пиловловлювача.

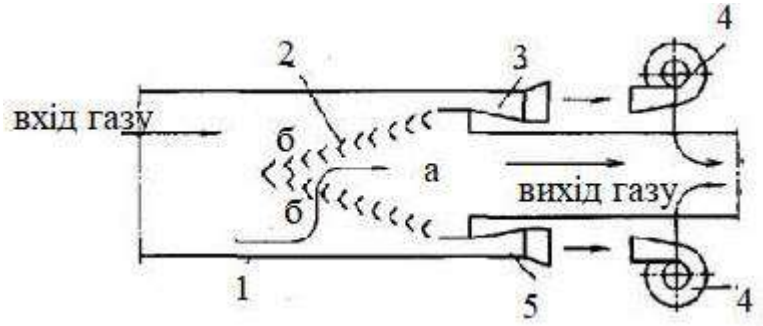


Рис. 11. 5 – Схема жалюзійного пиловловлювача.
1 – камера; *2* – жалюзійні грати; *3* – щілиноподібне відведення;
***4* – циклони.**

Потік запиленого газу (повітря) надходить в пиловловлювач, де зустрічає на шляху руху похило встановлені пластини. Потік газу проникає в простір між пластинами і прямує в зону ***а,*** а частинки пилу відбиваються від пластин і переміщаються в зону ***б,*** де пил концентрується разом з невеликою (5–10%) кількістю повітря. Насичений пилом потік повітря із зони ***б*** прямує в ефективніший пиловловлювач (як правило, циклон або фільтр). У жалюзійних пиловловлювачах ступінь очищення повітря невеликий: уловлюються головним чином частинки розміром >0,1 мм. На вітчизняних збагачувальних фабриках жалюзійні пиловловлювачі не знайшли застосування.

11.5. Циклони

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.

Циклони (рис. 11.6) належать до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для уловлення пилу крупністю більше 10 мкм.

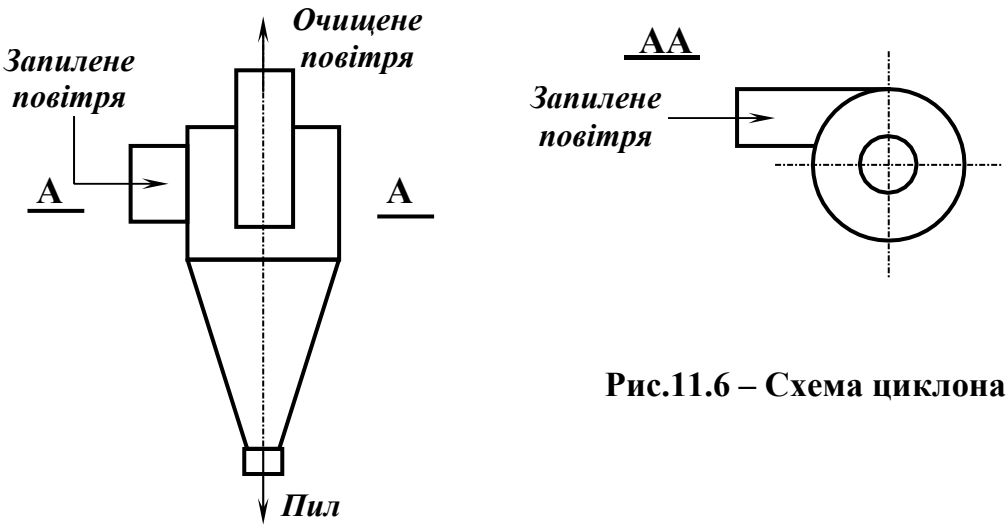


Рис.11.6 – Схема циклона.

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 спеціальну насадку у конічній частині циклона. Очищене від пилу повітря видаляється через осьовий патрубок у верхній частині циклона.

Діаметр граничного зерна, що уловлюється в циклоні, визначається за формулою:

$$d = \sqrt{\frac{\cos\beta \ln\frac{R_2}{R_1} 9\mu}{\pi n \omega \rho}}, \text{ м}, \qquad (11.3)$$

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. 11.7) призначені для виділення пилу крупністю до 5 мкм.

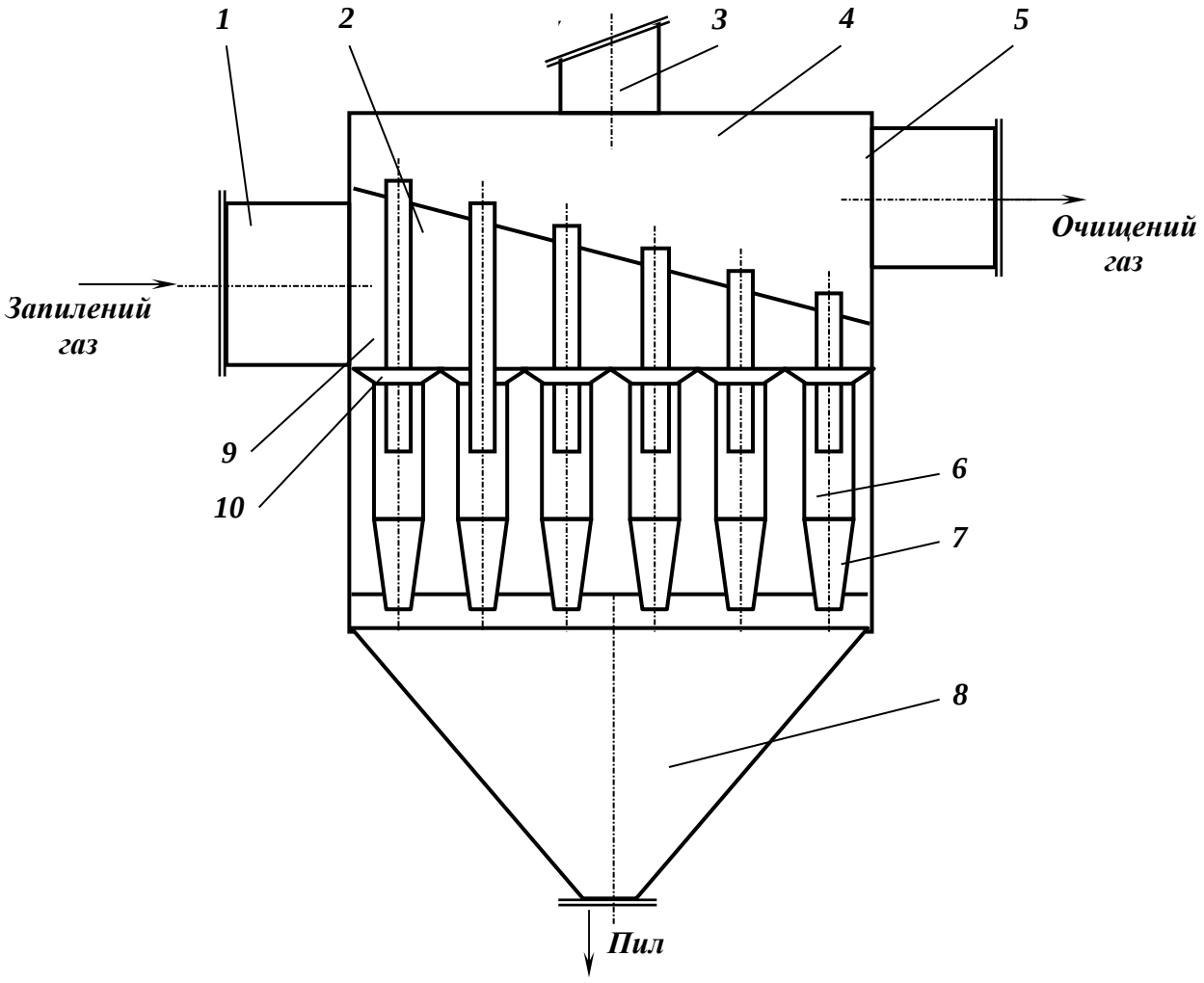


Рис. 11.7 – Схема батарейного циклона.
1 – вхідний патрубок; 2 – вхідна камера; 3 – захисний клапан; 4 – вихідна камера; 5 – вихідний патрубок; 6 – циклонні елементи; 7 – корпус циклонного елемента; 8 – пиловий бункер; 9 – вихлопні труби; 10 – закручуючі пристрої.

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. 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 ***10*** надходить в циклонні елементи ***6***.

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.

РОЗДІЛ 12. МОКРІ АПАРАТИ ДЛЯ УЛОВЛЮВАННЯ ПИЛУ

За принципом дії мокрі пиловловлювачі розділяють на чотири групи:

- плівкові, в яких вода стікає по стінках у вигляді водяних плівок; у них пил осідає і рухається разом з водою (шлами);
- зрошувані, в яких рідина утворює при стіканні водяну завісу, через яку проходить запилений потік повітря;
- комбіновані, такі, що суміщають два перші способи;
- мокрі фільтри, в яких запилене повітря пропускають через шар води або піни.

До першої групи відносяться: зрошуваний циклон, плівковий пиловловлювач з вертикальними насадками, циклон ЛІОТ з водяною плівкою.

До другої групи відносяться: скрубер з насадкою, пиловловлювач шахтного типу, механічний газопромивач, відцентровий турбінний пиловловлювач, багатозонний пиловловлювач, пилоуловлювальна башта з ґратами, горизонтальні пиловловлювачі, камери мокрого очищення.

До третьої групи відносяться: скрубер ВТІ[11], мокрий шаровий відцентровий пиловловлювач, зрошуваний циклон, прямоточний пиловловлювач МПР–100, пиловловлювачі з трубою Вентурі і ін.

До четвертої групи відносяться: простий мокрий фільтр, мокрий фільтр з решетом, шаровий фільтр і пінні пиловловлювачі.

На практиці широке застосування отримали пиловловлювачі третьої групи.

Мокре пиловловлення застосовується для видалення частинок крупністю більше 0,3 мм із запилених газів. А також при очищенні від пилу гарячих і вибухонебезпечних газів.

За принципом дії мокрі пиловловлювачі підрозділяються на зрошувані, комбіновані і пінні.

12.1. Відцентровий зрошуваний скрубер

У відцентровий скрубер (рис. 12.1) запилені гази із швидкістю до 20 м/с подають тангенціально по патрубку ***1*** в нижню частину циліндричного корпуса ***2***. Завдяки такій подачі гази набувають в середині корпуса обертового руху. Частинки під дією відцентрових сил осаджуються на внутрішній поверхні корпуса.

[11] Відцентрові скрубери конструкції ВТІ «Промбудпроект» застосовують для очищення повітря від пилу, що утворюється при обробці піску, коксу, вугілля, вапняку та ін.

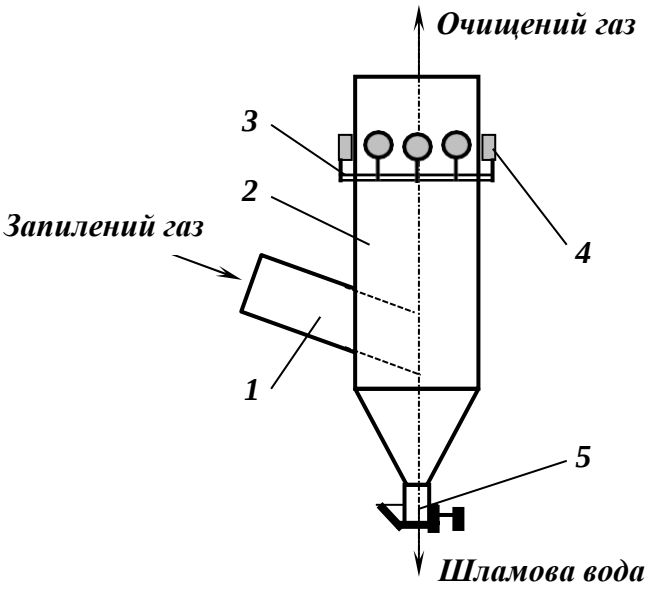


Рис. 12.1 – Відцентровий скрубер:
1 – вхідний патрубок; 2 – корпус;
3 – кільцева труба; 4 – форсунки;
5 – затвор.

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 всередині 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%.

12.2. Швидкісні пиловловлювачі

Швидкісні пиловловлювачі (рис. 12.2) 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.

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.

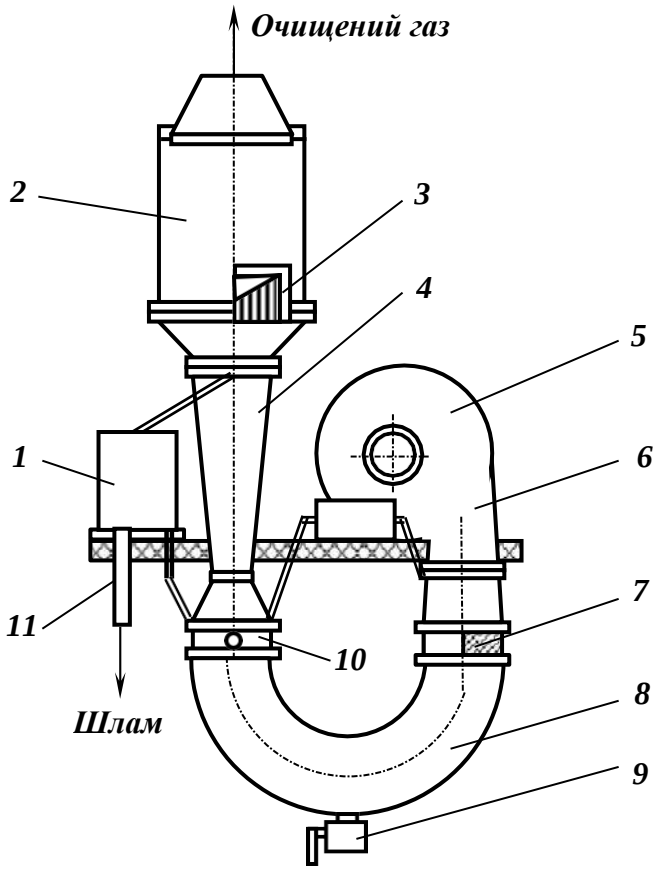


Рис. 12.2 – Швидкісний пиловловлювач.
1 – приймальний бак;
2 – бризковловлювач;
3 – закручуюча решітка;
4 – труба Вентурі;
5 – димосос; 6 – патрубок;
7 – жалюзійні решітки;
8 – закруглений трубопровід; 9 –гідрозатвор;
10 – форсунки;
11 – зливна труба.

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 %.

12.3. Барботажні і пінні пиловловлювачі

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. 12.3) являє собою циліндроконічний резервуар ***1*** заповнений водою, через яку барботує запилене повітря, що подається по зануреній під шар води центральної 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.

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.

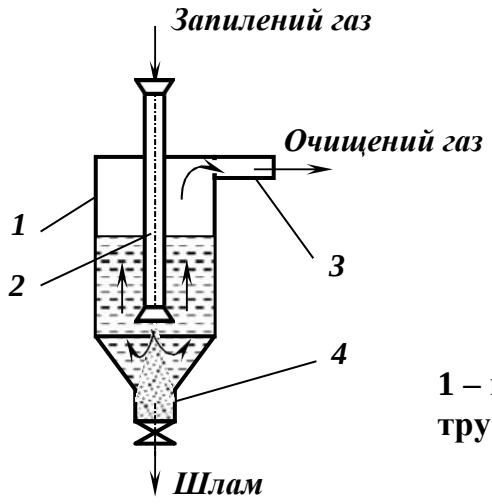


Рис. 12.3 – Схема барботажного пиловловлювача.
1 – циліндроконічний резервуар; 2 – центральна труба; 3 – верхній патрубок; 4 – нижній патрубок.

Пінні пиловловлювачі (рис. 12.4), в яких відбувається інтенсивне змочування частинок в шарі піни з розвинутою поверхнею контакту газів з рідиною, є більш ефективними в порівнянні з барботажними.

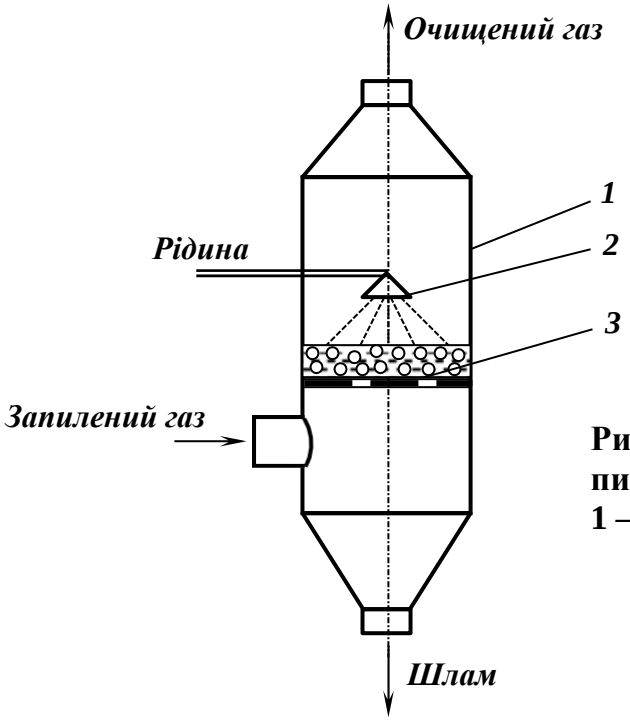


Рис. 12.4 – Пінний пиловловлювач.
1 – корпус; 2 – зрошувальний

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.

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 %.

Плівковий пиловловлювач. У плівковому пиловловлювачі з вертикальними насадками (рис. 12.5) запилений газ, просуваючись по камері **1**, зустрічає на своєму шляху вертикальні колонки **2**, по яких стікає вниз плівка води.

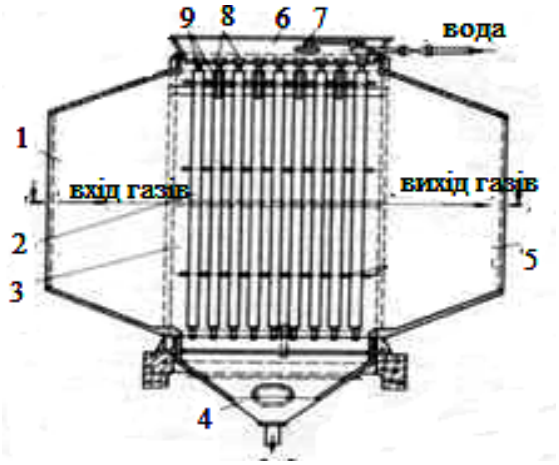


Рис. 12.5 – Плівковий мокрий пиловловлювач з вертикальними насадками
1 – камера; 2 – вертикальні колонки; 3 – дифузор; 4 – бункер; 5 – конфузор; 6 – резервуар; 7 – поплавок; 8 – 9 – трубки

Колонки розташовані в шаховому порядку. Потік частинок зіштовхується з колонками, занурюється в плівку води і рухається разом з нею у вигляді шламу в бункер **4**. Пройшовши дифузор **3** і простір між колонками, газ видаляється через конфузор **5**, залишаючи на насадках пил. Зверху над апаратом встановлений резервуар **6**, в якому за допомогою поплавкового пристрою **7** підтримується певний рівень води. З резервуару вода

надходить у чавунні діафрагми **5**, потім в трубки **9** стікає вниз в насадку, з тим щоб, вийшовши з трубок, піднятися вгору для зливу. Оптимальна швидкість потоку газу v = 5 м/с. Ступінь очищення газу пиловловлювачем з вертикальними насадками досить високий (~97%), але наявні недоліки (чутливість апарату до ступеня очищення, великі витрата металу, корозія і ін.) обмежують його застосування.

Скруббер ВТІ «Промбудпроект» отримав широке застосування на вуглезбагачувальних фабриках при остаточному очищенні газу труб–сушарок, хоча він і поступається за ефективністю прямоточному пиловловлювачу.

Пиловловлювач (Рис. 12.6) складається з металевого циліндра **1**, покритого усередині протикислотною футеровкою, конуса **2** з фланцем **3**.

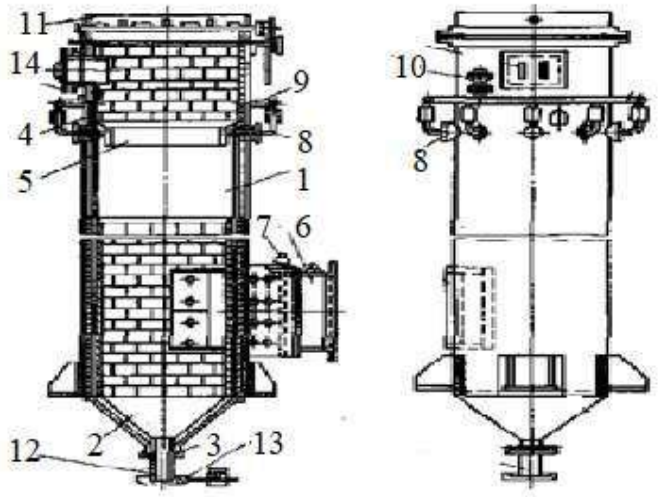


Рис. 12.6 – Скрубберний пиловловлювач:
1 – циліндр; 2 – конус; 3 – фланець; 4 – кільце; 5 – фартух; 6 – дифузор; 5 – шибер; 8 – форсунки; 9 – трубопровід; 10 – вентиль; 11 – клапан; 12 – патрубок; 13 – затвор; 14 – лаз

На висоті 3/4 довжини циліндра встановлено кільце **4** з алюмінієвим фартухом **5**. Запилений газ подається через дифузор **6** з шибером **7** в циліндр по дотичній і обертається, піднімаючись вгору. Через форсунки **8** по трубопроводу **9** подається рівномірно розподілена по всьому перетину циліндра вода, яка, ударяючись об фартух **5**, відбивається на поверхню циліндра і стікає по ній вниз. Кількість води регулюється вентилем **10.**

Газ, обертаючись, піднімається вгору, частинки пилу відкидаються на поверхню циліндра і несуться водою через патрубок **12** в гідравлічний затвор **13**. Очищений газ йде в атмосферу через клапан **11**. Для огляду пиловловлювача передбачений лаз **14**. Ефективність уловлювання пилу складає 96–97%.

Переваги цих пиловловлювачів: уловлювання тонкого пилу, високий ККД, простота конструкції, невеликі витрати на споруди.

РОЗДІЛ 13. 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.

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.

13.1. Тканинні рукавні фільтри

Тканинні фільтри підрозділяють:

- за способом роботи на фільтри періодичної і безперервної дії;
- за формою фільтрувальної поверхні – на мішечні, рукавні й рамкові;
- за способом регенерації фільтруючого поверхні – на:

– фільтри з механічним струшуванням рукавів, рукавні фільтри зі зворотним секційної продувкою;
– рукавні й плоскі фільтри з імпульсною продувкою стисненого повітря, рукавні фільтри, регенеровані пульсуючим потоком повітря або газу.

Тканинні рукавні фільтри (рис. 13.1) 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.

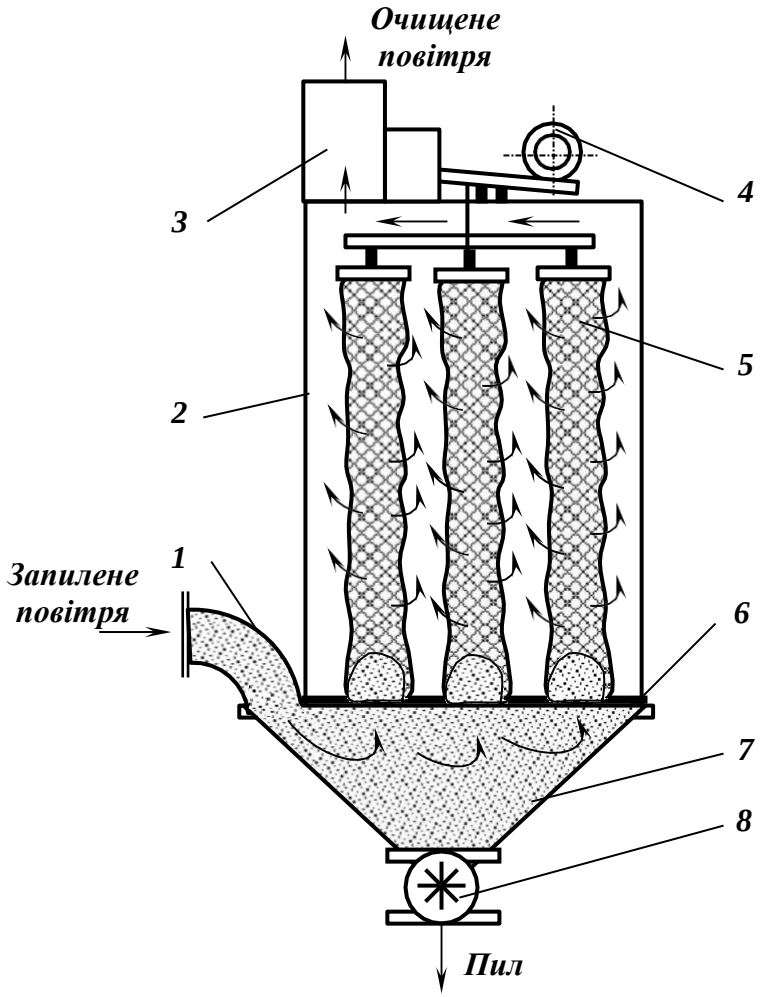


Рис. 13.1– Рукавний фільтр. 1 – вхідний патрубок; 2 – корпус; 3 – вихідний патрубок; 4 – струшуючий механізм; 5 – рукава; 6 – горизонтальна перемичка; 7 – бункер; 8 – шлюзовий затвор.

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.

Фільтри працюють з підсмоктуванням повітря, який становить до 15% від об'єму повітря або газу, що надходить на очистку.

13.2. Зернисті фільтри

Зернисті фільтри 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.

Принцип роботи: при подачі запиленого повітря у робочу зону фільтра пил осідає в порах між зернами під дією сил інерції, дифузії та інших факторів, а очищений газ рухається за межі шару.

Переваги зернистих фільтрів: простота конструкції, доступність і низька вартість матеріалів, можливість роботи при високих температурах і в агресивних середовищах (допускаються різкі зміни температури і тиску). Недоліки – громіздкість фільтра, складність регенерації шару, підвищений тиск – затримують їх широке застосування. Висока ефективність уловлювання тонкодисперсних частинок (<5 мкм) в зернистих фільтрах відбувається при невеликій швидкості газу (<0,05 м/с) з переважанням дифузійно–седиментаційного осадження і при великій швидкості (> 0,5 м/с), коли більше діють інерційні сили осадження. В останньому випадку субмікронні частинки уловлюються погано.

Зернистий фільтр з вертикальним пересувним шаром магнезиту (рис. 13.2) 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***. 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 всередину корпуса фільтра, проходить через шар магнезиту і очищується від дрібнодисперсного пилу.

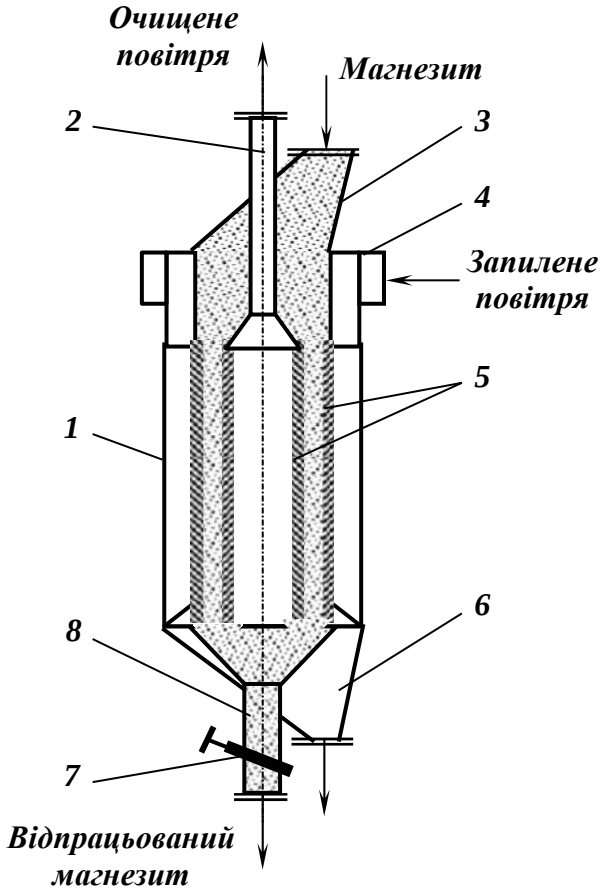


Рис. 13.2 – Зернистий фільтр з вертикальним пересувним шаром магнезиту.
1 – корпус; 2 – вихідний патрубок; 3 – бункер магнезиту; 4 – вхідний патрубок; 5 – жалюзійні решітки; 6 – патрубок для вивантаження пилу; 7 – шибер; 8 – патрубок для вивантаження відпрацьованого магнезиту.

Очищене повітря відводиться по центральному випускному патрубку. Відпрацьований магнезит заміняють на свіжий при зупинці фільтру не менше чим на 0,5 год.

Такі фільтри застосовують для очищення газів, що видаляються з сушильних газів на Запорізькому вогнетривкому заводі. Ефективність очистки повітря до 99 % при періодичній роботі і 90 – 97 % при безперервній.

Зернистий фільтр з регенерацією методом зворотної продувки і накладення вібрацій (рис. 13.3) складається з корпусу ***2***, обладнаного патрубками вхідного ***1*** (для запиленого повітря) і вихідного ***4*** (для очищеного повітря), продувного патрубка ***3***, дросельної заслінки ***5***. У 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.

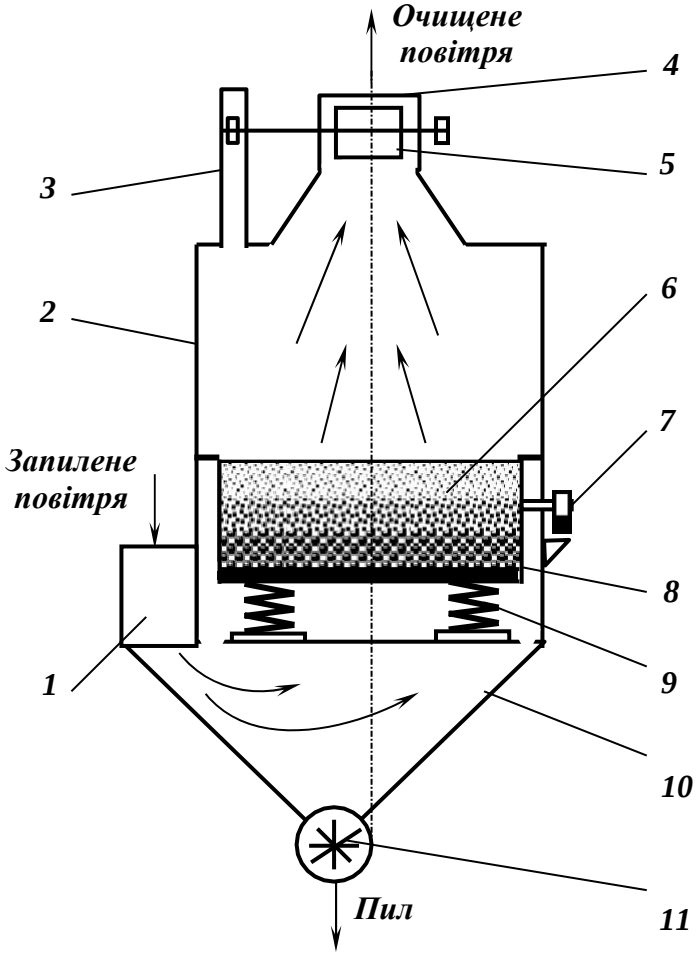


Рис. 13.3 – Зернистий фільтр з регенерацією методом зворотної продувки і накладення вібрацій. 1 – вхідний патрубок; 2 – корпус; 3 – продувний патрубок; 4 – вихідний патрубок; 5 – дросельна заслінка; 6 – фільтруючий зернистий шар; 7 – віброзбуджувач; 8 – контейнер; 9 – пружини; 10 – пиловий бункер; 11 – розвантажувальний пристрій.

Запилений газ по вхідному патрубку надходить в бункерну частину корпуса, а звідти під контейнер із 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 %.

13.3. Рулонні фільтри

Рулонні фільтри (рис. 13.4) застосовують для очищення повітря від пилу в системах припливної вентиляції та кондиціонування повітря при запиленості менше 10 мг / м^3.

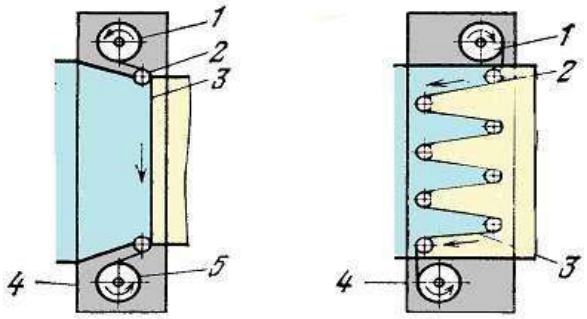


Рис. 13.4 – Схема рулонного фільтра (два варіанта).
1 – котушка; 2 – ролики; 3 – фільтрувальний матеріал; 4 – камера; 5 – нижня котушка.

Рулонний фільтр являє собою камеру **4**, у верхній частині якої розташована котушка **1** з намотаним на неї фільтрувальним матеріалом **3**. Край матеріалу пропускають через щілини камери і, огинаючи ролики **2**, закріплюють на нижній котушці **5**. Стрічка приводиться в рух спеціальним приводним механізмом нижньої котушки. При досягненні заданого перепаду тисків на фільтрувальній поверхні стрічка матеріалу перемотується на певну довжину.

Довжина матеріалу в рулоні близько 10 м. В якості фільтруючого матеріалу використовують різні ткані і неткані матеріали з натуральних, синтетичних та мінеральних волокон. Фільтрувальну тканину в рулонних фільтрах, як правило, не регенерують.

Для зниження опору і підвищення продуктивності камер рулонних фільтрів збільшують площу фільтрувальної поверхні розміщуючи фільтрувальну тканину зигзагоподібно. Валки приводяться в рух за допомогою ланцюгової передачі від приводного механізму, що обертає нижню котушку.

Важлива умова нормальної експлуатації тканинних фільтрів – підтримання оптимальної температури газів, що очищаються на вході у фільтр. При робочих температурах газів, що перевищують допустиму межу температури для тканини даного типу, різко скорочується термін її служби.

При фільтруванні газів з температурою нижче точки роси на поверхні тканини може з'явитися водяна пара, що призводить до зниження газопроникності тканини, корозії апарату і утворення осадів.

13.4. Електрофільтри

Очищення газів і повітря під дією електричних сил – один з найбільш досконалих методів уловлення пилу. Апарати для такої очистки – електричні фільтри.

Електростатичні фільтри призначені для уловлювання пилу крупністю до 0,1 мкм з повітря і газів різного хімічного складу, вологості і температури.

Переваги електрофільтрів: можливість отримання високого ступеня очищення (до 99% і більше), невеликий гідравлічний опір (100–300 Па); незалежність роботи від тиску газів; незначна витрата електроенергії (0,1–0,8 кВт·год на 1000 $м^3$ газу замість 2 для інших пиловловлювачів); можливість очищення газів при високих температурах і їх агресивності; широкий діапазон концентрацій пилу (від часток грама на 1 $м^3$ до 50 $г/м^3$); повна автоматизація роботи.

Недоліки електрофільтрів: висока вартість у порівнянні з вартістю інших пиловловлюючих апаратів; великі розміри; необхідність висококваліфікованого обслуговуючого персоналу; знижена ефективність вловлювання пилу деяких речовин (наприклад, сажі, возгонів оксиду цинку і ін.), вибухонебезпечність при уловлюванні вибухового пилу.

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. 13.5).

До коронуючого електрода через ізолятор ***4*** підводиться постійна напруга 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 ***6*** і випрямляча ***5***.

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.

У 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.

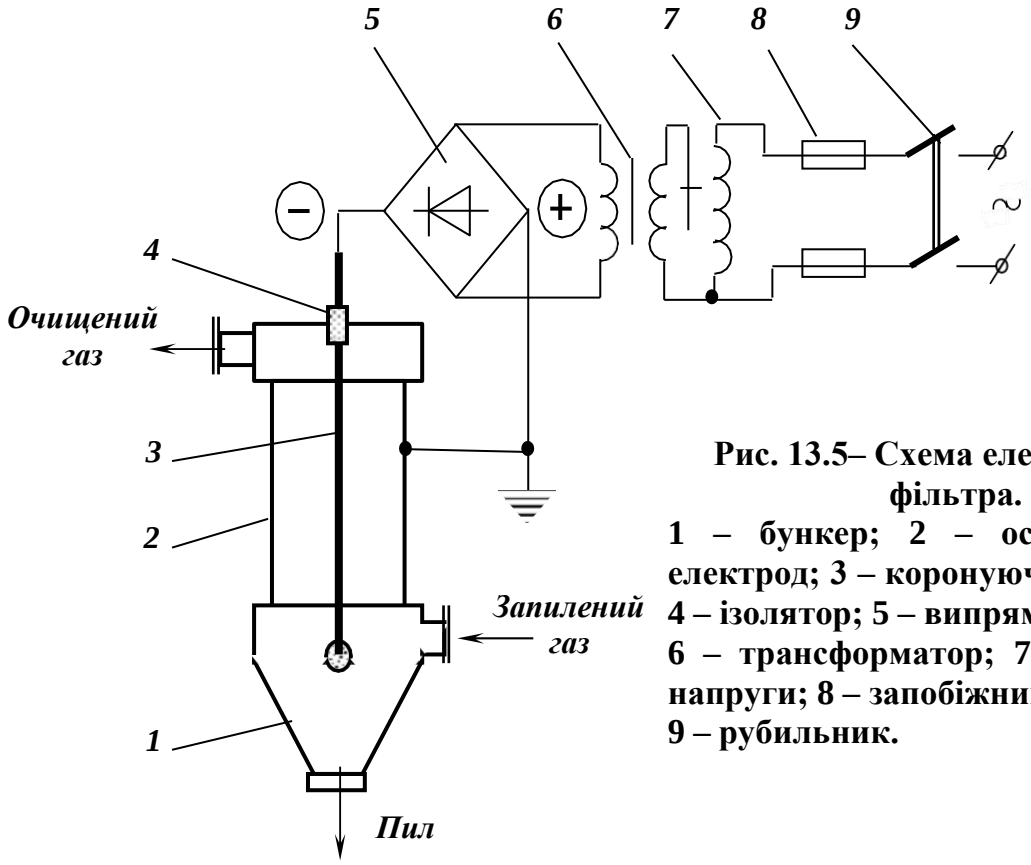


Рис. 13.5– Схема електричного фільтра.
1 – бункер; 2 – осаджувальний електрод; 3 – коронуючий електрод; 4 – ізолятор; 5 – випрямляч; 6 – трансформатор; 7 – регулятор напруги; 8 – запобіжник; 9 – рубильник.

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 зі знаком осаджувального електрода. Якщо величина цього заряду перевищує сили зчеплення частинки з електродом, починають проявлятися сили відштовхування.

При електричному очищенні газів коронуючий електрод має, як правило, негативний потенціал. Ефективність пиловловлення складає 50 – 80 % при позитивно зарядженому коронуючому електроді і досягає 99,9 %, якщо він заряджений негативно.

За конструкцією електрофільтри аналогічні електричним сепараторам з коронуючими електродами. Осаджувальні електроди електрофільтрів виконуються у вигляді заземлених металевих вертикальних труб або пластин, а коронуючі – у вигляді металевих 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.13.6) 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***.

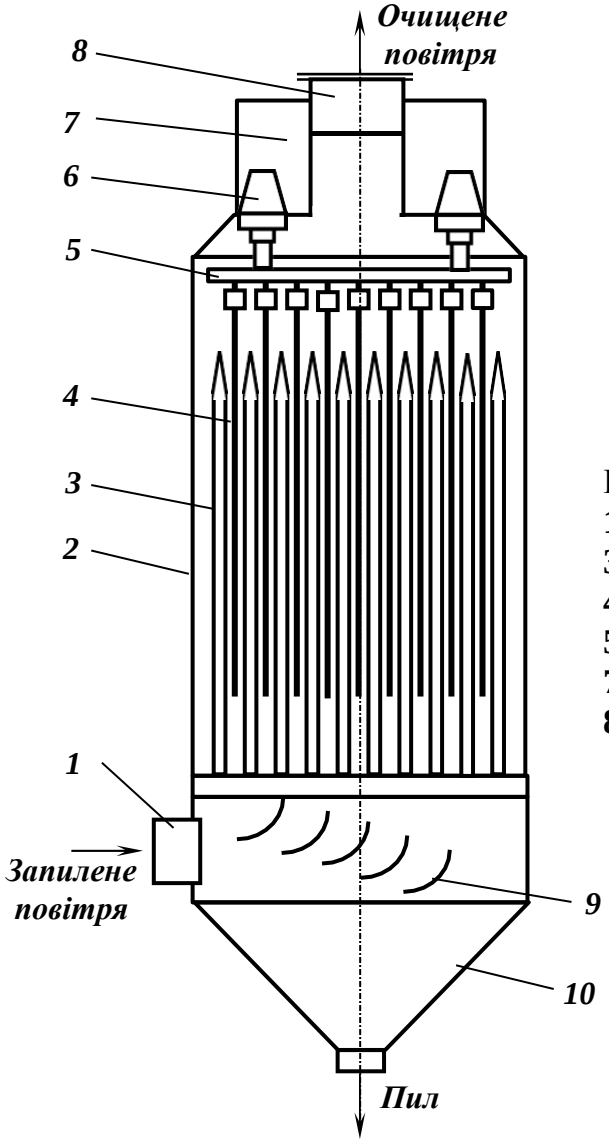


Рис. 13.6 – Електрофільтр ДВП.
1 – вхідний патрубок; 2 – корпус;
3 – осаджувальний електрод;
4 – коронуючий електрод;
5 – підвіска; 6 – ізолятори;
7 – ізоляторна коробка;
8 – вихідний патрубок; 9 –

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.

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.

Двозонні електрофільтри. Електрофільтри поділяють на однозонні, в яких зарядка і осадження частинок пилу відбувається в одній зоні, і двозонні, в яких зарядка і осадження, здійснюється в двох різних зонах: в першій – встановлені коронуючі електроди і відбувається зарядка (йонізація) частинок, в другій – встановлені осаджувальні електроди і відбувається осадження частинок.

Двозонний електрофільтр Ріон–1,4 (рис. 13.7) складається з решітки для входу повітря **1**, через яку надходить запилений газ, коронуючих електродів **2**, осаджувальних електродів **3**, решітки для виходу повітря **4** і масляної ванни **5**.

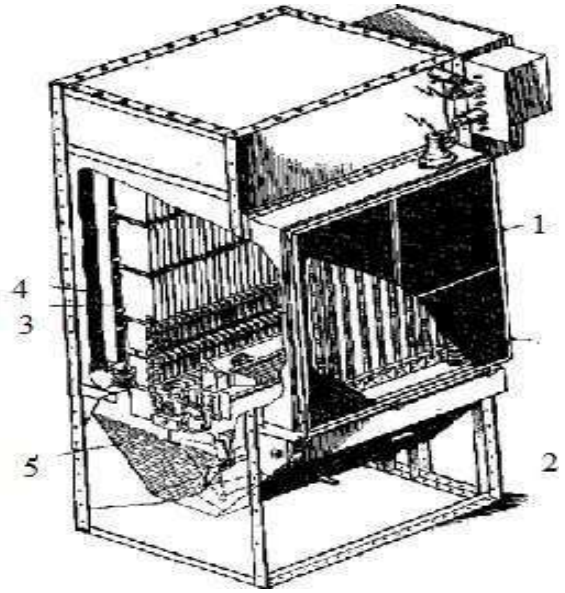


Рис. 13.7 – Двозонний електрофільтр РІОН–1,4
1– решітка для входу повітря; 2 – коронуючі електроди; 3 – осаджувальні електроди; 4 – решітки для виходу повітря; 5 – масляна ванна

Запилений газ, отримавши заряд при русі між коронуючими електродами, направляється в зону осаджувальних електродів, що складаються з окремих панелей, закріплених на нескінченному ланцюгу, який рухається разом з панелями електродів, опускаючись внизу в масло, що знаходиться в бункері. Пил змивається маслом і осідає в бункері. Двозонні електрофільтри працюють при зниженій напрузі (на коронуючому

електроді 14 кВ і на осаджувальному електроді 7 кВ) в порівнянні з однозонним (55–72 кВ). Крім цього, в двозонному електрофільтрі завдяки однойменному заряду між електродами вдалося зменшити відстань між ними до 7 мм замість 120–150 мм в однозонному електрофільтрі. Це дозволило в осаджувальному електроді збільшити градієнт напруженості до 800–1000 кВ/м або вдвічі більше градієнта однозонного електрода.

Наявність великої сили осадження при значно зменшеному шляху осадження дозволило суттєво скоротити час перебування газу в електрофільтрі (0,2–0,4 с), збільшити продуктивність фільтрів. У електрофільтрі РІОН–1,4 регенерація осаджувальних електродів проводиться маслом.

Іноді в двозонних електрофільтрах передбачається зона йонізації, створювана за допомогою дисків або голок, розташованих на коронуючих електродах, які проходять і в зоні осаджувальних електродів (всередині них); йонізація частинок пилу, здійснюється за допомогою радіоактивного випромінювання, а для осадження пилу встановлюють електроди двополюсні, як в звичайному однозонному електрофільтрі.

Рекомендують іноді використовувати одночасно відцентрову силу інерції для осадження пилу в циклонах і установку в них коронуючих і осаджувальних електродів. Однак складність установки електродів і їх експлуатація затримують застосування таких циклонів.

РОЗДІЛ 14. 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*.

14.1. Брикетування

Брикетування – фізико-хімічний 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 (буре вугілля, торф, залізні руди і металургійні відходи) при тиску 100 – 250 МПа і зі зв'язуючими (кам'яне вугілля, антрацитовий штиб, рудний дріб'язок) при тиску 20 – 80 МПа.

Брикетування зі зв'язуючими

Фізико–хімічні параметри процесу брикетування зі зв'язуючими речовинами залежать від способу брикетування, властивостей вихідної сировини, використаних зв'язуючих, умов ущільнення брикетів, а також від швидкості полімеризації зв'язуючих і утворення різних цементуючих речовин в структурі брикетів.

В практиці брикетування використовують рідкі і тверді зв'язуючі речовини: 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. 14.1).

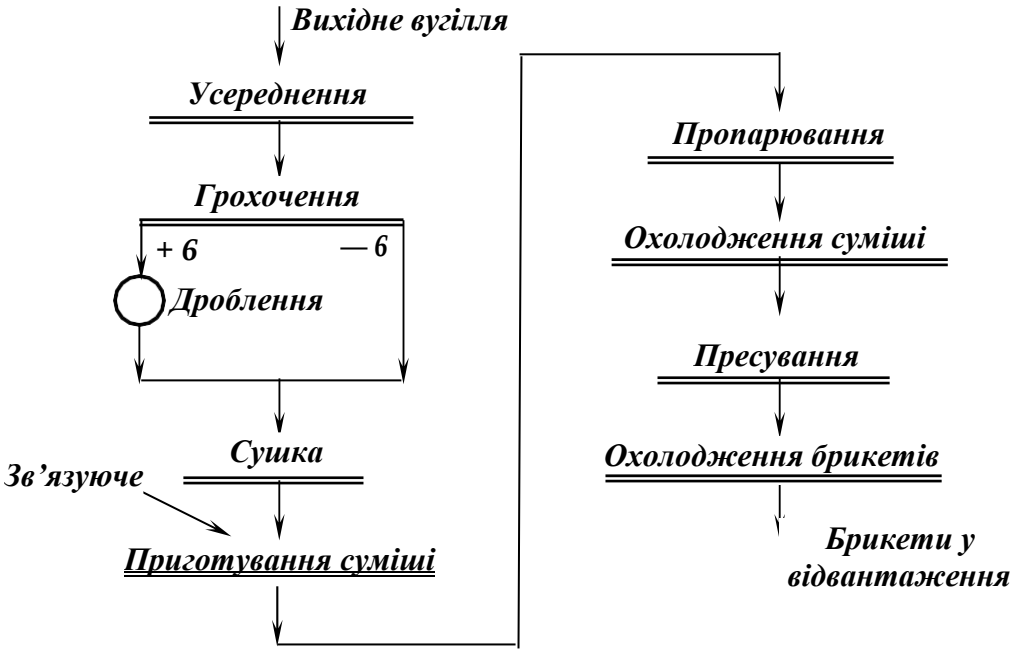


Рис. 14.1– Схема брикетування кам'яного вугілля.

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 є 2 – 3 %. В результаті сушки сировина

нагрівається до 60 – 80°С, що сприяє тонкошаровому розподілу зв'язуючого на поверхні сировини.

Підготовка рідких зв'язуючих речовин (нафтопродукти, бітуми) полягає в їх нагріванні і зневодненні, після чого дозована кількість зв'язуючого подається в операцію змішування з вугіллям.

Підготовка твердих зв'язуючих речовин (кам'яновугільний пек) полягає в дробленні і подрібненні до 1 – 3 мм, після чого дозована кількість зв'язуючого змішується з шихтою.

Змішування вугільної шихти зі зв'язуючими і її пропарювання виконується в спеціальних змішувальних апаратах при температурі 100 – 150°С. В таких умовах зв'язуюча речовина рівномірно розподіляється в об'ємі вугільної маси. Після охолодження на 20 – 30°С підготовлена брикетна суміш подається на пресування.

Пресування брикетної суміші виконується на вальцьових пресах (рис. 14.2) при тиску 20 – 80 МПа. 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 необхідну 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.

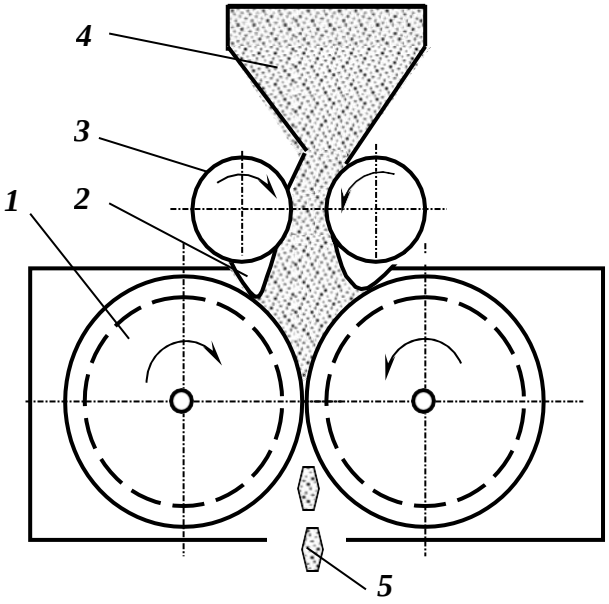


Рис. 14.2 – Схема вальцьового брикетного преса.
1 – брикетувальні валки;
2 – завантажувальна камера підпресованого матеріалу;
3 – підпресовуючі валки;
4 – завантажувальний бункер; 5 – брикети.

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. 14.3.

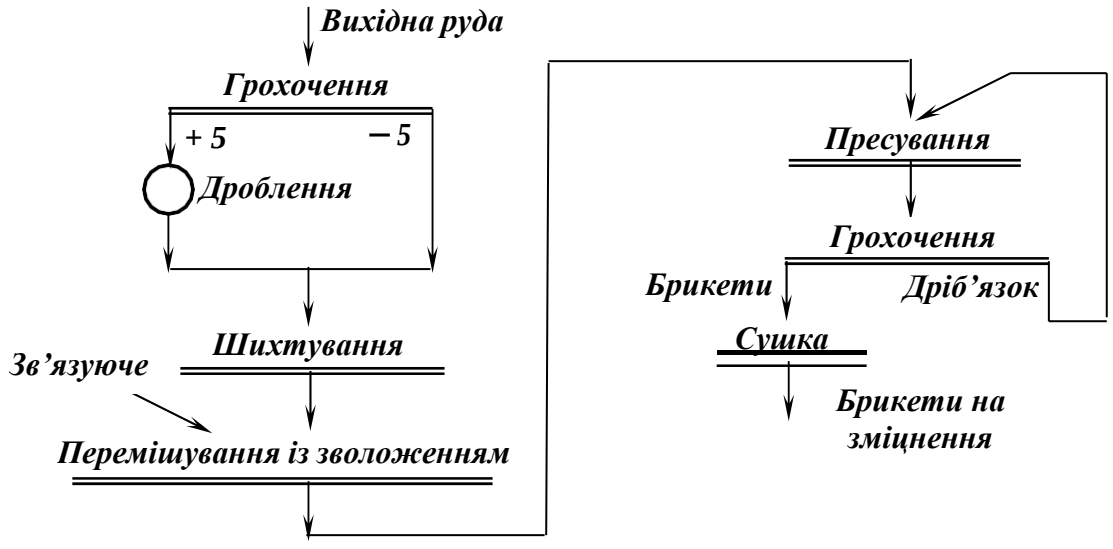


Рис.14.3 – Схема брикетування рудної сировини.

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 брикетуванні більший вміст вологи, ніж для руд щільних і кристалічних з низькими пористістю і водопоглиненням. Для сушки вологих дрібних продуктів (дрібних руд, флотоконцентратів, шламів і ін.) використовують найчастіше барабанні газові сушарки.

Підготовка рідких зв'язуючих речовин полягає в їх нагріванні і зневодненні, твердих – в дробленні і подрібненні.

Завершальний етап підготовки брикетної суміші – дозування компонентів їх старанне перемішування. В деяких схемах перемішування здійснюється в декілька стадій, що дає можливість більш рівномірно 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[12].

Пресування рудної брикетної суміші виконується на пресах періодичної (штемпельні, столові) і безперервної (вальцеві, кільцеві) дії при тиску до 100 МПа.

Подальша підготовка брикетів до металургійного процесу зводиться до зміцнення їх структури в результаті підсилення механічних зв'язків і підвищення термічної стійкості. Звичайна операція охолодження не може забезпечити необхідну міцність брикетів. Для зміцнення брикетів застосовують різні методи: сушку, карбонізацію, автоклавну обробку.

Брикетування без зв'язуючих

При брикетуванні без зв'язуючих речовин відбувається поступове заповнення пустот між частинками, а потім ущільнюються і деформуються самі частинки і між ними виникають сили молекулярного зчеплення.

[12] Для отримання оптимальної брикетної суміші сьогодні застосовують ресурси математичного моделювання, зокрема, симплекс-центроїдні плани для моделей типу «склад-властивість».

Підвищення тиску і тривалості перебування матеріалу під тиском приводить до зниження пружних деформацій і переходу їх в пластичні, внаслідок чого структура брикету зміцнюється.

Технологія брикетування молодого бурого вугілля і торфу включає підготовчі операції, сушку, пресування, охолодження і відвантаження брикетів (рис.14.4).

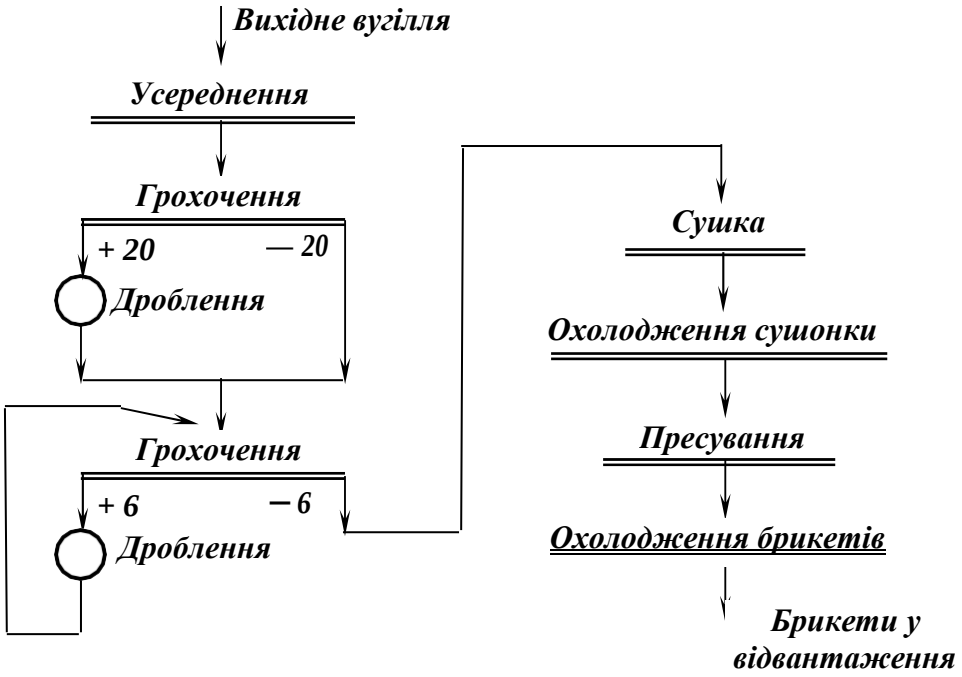


Рис. 14.4 – Схема брикетування молодого бурого вугілля.

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.

Пресування – основний процес в технології брикетування бурого вугілля. В процесі пресування під дією високих механічних зусиль (80 – 120 МПа) відбувається обтискування вугільного дріб'язку, в результаті чого він перетворюється в брикет. Маса буровугільних брикетів складає 300 – 600 г. Брикетування бурого вугілля здійснюється в штемпельних,

рідше в кільцевих пресах. Брикети після пресування мають температуру 70 – 80°С, тому перед відвантажуванням вони повинні охолоджуватись (в охолоджувальних жолобах або конвеєрах). Брикети повинні зберігатись на складах закритого типу, щоб уникнути атмосферних діянь.

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 брикетуванню 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 вальцьових 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 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.

14.2. 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. 14.5) 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.

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.

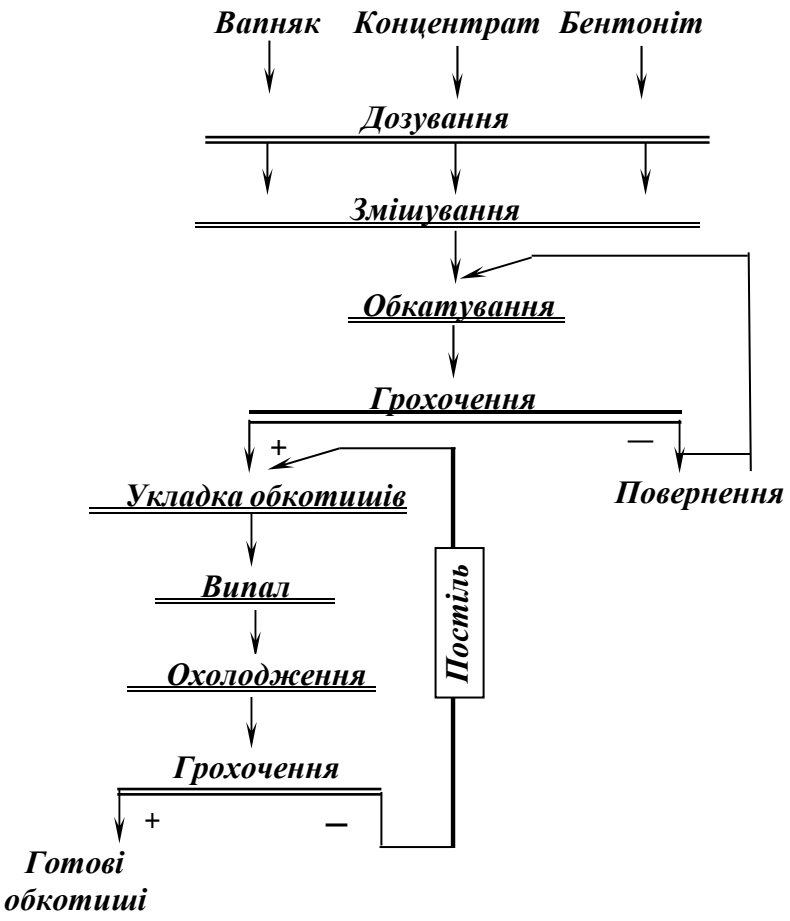


Рис. 14.5, а – Схема виробництва обкотишів.

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 тарілчастих обкочувачах (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.

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 грязьові грудки.



Рис. 14.5, б – Котуни (обкотиші) шведської гірничовидобувної компанії LKAB.

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 випалювальних машинах, комбінованих установках (колосникова решітка – трубчаста 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°C.

Після сушки відбувається зміцнюючий випал обкотишів. Він полягає в поступовому нагріванні обкотишів гарячими газами до 1250 – 1300°С.

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 зв'язаний не з окисненням, а тільки з твердофазним спіканням рудних частинок і утворенням в обкотишах шлакових зв'язків.

На технологію випалу і якість випалених обкотишів впливає їх розмір, 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°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 підвергають також хромові, фосфористі і флюоритові концентрати, а в деяких випадках й концентрати руд кольорових металів.

14.3. 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.

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. 14.6) 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.

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 агломерований матеріал 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).

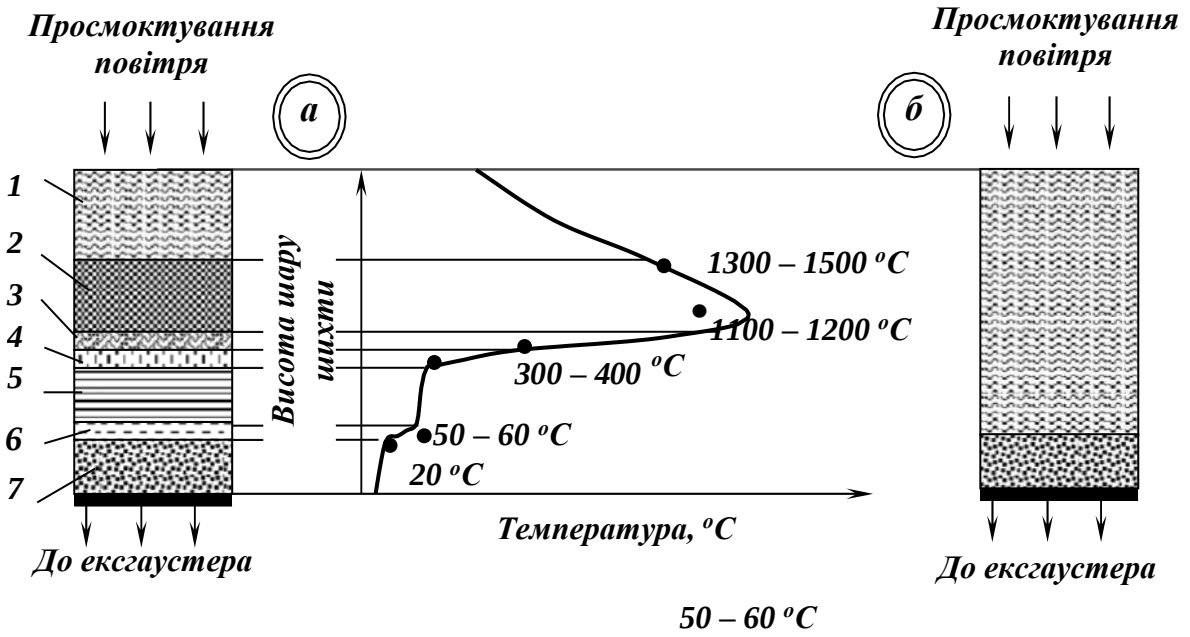


Рис. 14.6, а – Структура агломераційного шару.
***а* – початок агломераційного процесу; *б* – закінчення агломераційного процесу**
1 – зона готового агломерату, який охолоджується; 2 – зона формування агломерату; 3 – зона інтенсивного нагріву; 4 – зона сушки; 5 – зона перезволожування; 6 – зона конденсації; 7 – шар вихідної шихти.



Рис. 14.6, б. Залізорудний агломерат.

Кількість нових мінералів, що утворюються в твердих фазах, мала, тому що термін 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 відіграє значної ролі у формуванні фізичної структури агломерату внаслідок відносно низьких температур (700 – 1100°С) і малої тривалості етапу (30 с). Роль цього етапу полягає в тому, що новоутворені 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:

– найбільш міцну дрібнопористу губчату структуру з відносно рівномірно розподіленими порами розміром до 4 мм. Формуванню цієї 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 ретуром[13] (агломерат крупністю до 5 мм) 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. Ця структура характерна для офлюсованого агломерату з основністю 1,2 – 1,5, при якій вони мають мінімальну міцність;

[13] продукт, фракція (як правило дрібна, відсів) яка повертається в технологічний процес (в рециклі).

– 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 відновлюваність. 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. 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.

РОЗДІЛ 15. ВОДОПОСТАЧАННЯ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК

Основне завдання водопостачання збагачувальних фабрик – безперервна і рівномірна подача необхідної кількості води необхідної якості.

Правильно організоване водопостачання має важливе значення для нормальної роботи гірничорудного підприємства в цілому і збагачувальної фабрики зокрема.

Освоєння родовища дуже часто залежить від наявності води в районі майбутньої копальні, а вибір місця розташування збагачувальної фабрики – від джерела водопостачання.

Питання водопостачання повинне вирішуватися комплексно, тобто з урахуванням всіх споживачів даного району: збагачувальної фабрики, копальні, заводу, робочого селища, енергетичних установок, залізничного транспорту. Крім того, необхідне врахування можливого повторного використання води і організації зворотного водопостачання на збагачувальній фабриці та в інших виробничих процесах даного підприємства або суміжних з ним.

Одночасно з водопостачанням мають бути розроблені питання каналізації і очищення стічних вод збагачувальної фабрики і всіх інших підприємств району розташування фабрики.

На промислових підприємствах для технологічних цілей використовується промислова вода, а для забезпечення обслуговуючого персоналу – спеціально підготовлена питна вода.

Залежно від джерела водопостачання підприємства промислова вода може називатися:

– свіжою – вода, що подається з природного джерела;

– повторною – вода, що подається на фабрики після використання її на інших підприємствах або в побуті;

– зворотною – вода стоків збагачувальної фабрики або окремих вузлів її схеми.

Перш ніж вирішити питання про методи очищення стічних вод від забруднюючих компонентів, необхідно розглянути наявні можливості повторного споживання води в іншому виробництві або зворотного водопостачання. Для збагачувальної фабрики, що працює на повному водообігу, джерелом водопостачання є стоки у хвостосховище; злив останнього використовується в технологічному процесі.

На деяких фабриках хвости перед надходженням у хвостосховище прояснюються в згущувальних пристроях (проміжних ємностях або ставках), зливи яких використовуються як звортотна вода, а згущений матеріал скидається у хвостосховище.

На підприємствах застосовуються різні схеми водопостачання збагачувальних фабрик: від прямоточної до схеми повного водообігу. Вибір тієї або іншої схеми визначається техніко–економічними і санітарно–гігієнічними міркуванням, а також наявністю або обмеженістю джерел водопостачання. Розробка схеми зворотного водопостачання є обов'язковою як для нових проектованих, так і для діючих підприємств.

На великих збагачувальних фабриках, окремі цехи потребують води різної якості, тому водопостачання встановлюють за змішаною схемою. Одні цехи використовують схему прямоточного водопостачання, інші – оборотного, треті – з послідовним використанням води. Господарсько–питні водопроводи завжди прямоточні, виробничі водопроводи бувають прямоточними, оборотними та з послідовним використанням води.

Вибір схеми водопостачання збагачувальної фабрики (рис. 15.1) залежить від багатьох чинників, основними з яких є: розташування і потужність джерела водопостачання, спосіб збагачення корисної копалини, якість води і кратність її використання.

Схема водопостачання збагачувальної фабрики має бути взаємопов'язана зі схемами водопостачання інших довколишніх споживачів води. Одночасно з рішенням питання водопостачання фабрики мають бути розроблені схеми використання води, каналізації і очищення стічних вод.

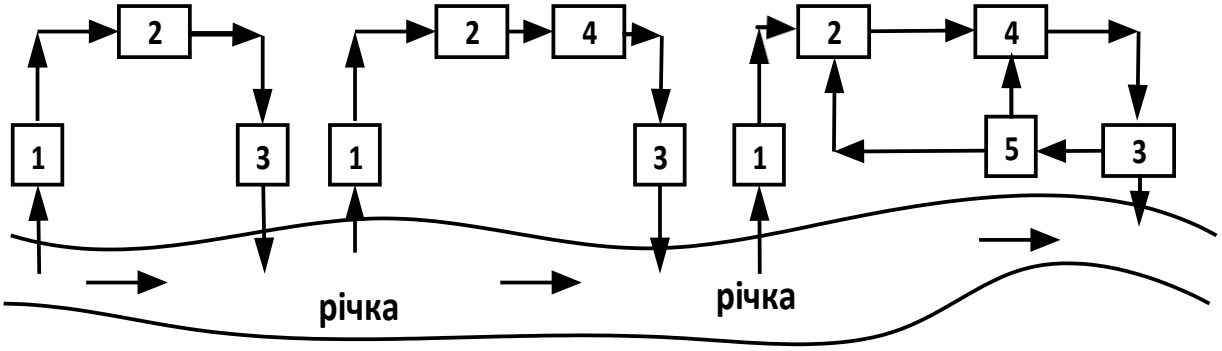


Рис. 15.1. – Схеми використання води: а – прямоточна; б – з дво-, трикратним використанням води; в – з оборотом води; 1 – насосна станція; 2 – збагачувальна фабрика; 3 – хвостосховище; 4 – фабрика флотації; 5 – насосна станція оборотного водопостачання

Розглянемо схеми водопостачання, які застосовуються на збагачувальних фабриках:

– з прямоточним (однократним) використанням води (рис. 7.1, а). В цьому випадку об'єм стічних вод, що відводяться у водоймище, визначається як різниця між об'ємом свіжої води, узятої з водоймища, і безповоротними втратами води;

– з послідовним (дво-, трикратним) використанням води (рис.7.1, б). Використовувана послідовно в першому і другому виробництвах вода

повертається в те ж водоймище аналогічно прямоточній схемі;

– з оборотом води (Рис. 7.1, в) відпрацьована вода після відповідного очищення і обробки повністю або частково використовується на поповнення систем оборотного водопостачання.

Прямоточне водопостачання

Ця схема передбачає безпосередній забір води з джерела з однократним використанням її в процесі і подальшим скиданням у відкрите водоймище або на рельєф місцевості (рис.7.1,а). Джерелом водопостачання можуть бути підземні і поверхневі води.

До поверхневих джерел відносяться річки, озера, моря, канали, водосховища тощо. Важливим критерієм вибору джерел води є економічні міркування, оскільки при прямоточному водопостачанні вся вода скидається без повторного використання, і вартість її повинна задовольняти вимогам рентабельності підприємства.

При прямоточній схемі водопостачання можлива організація спеціальної підготовки води перед надходженням її в технологічний процес. Водопідготовка здійснюється в тих випадках, коли необхідно очистити воду від домішок, знизити її твердість або підігріти. Для цього передбачається будівництво цеху водопідготовки, що здорожує вартість води. За відсутності довколишніх джерел води необхідної якості можливе транспортування її з віддалених місць, що вимагає додаткових витрат.

При прямому водопостачанні вся використана вода направляється у хвостосховище. Стоки хвостосховища повинні очищатися до санітарних або рибогосподарських норм, а потім скидатися у водоймища або на рельєф місцевості.

Прямоточні схеми водопостачання найменш раціональні з точки зору збереження водних джерел від забруднення. В разі глибокого очищення стічних вод до санітарних норм ці схеми виявляються дорогими.

Водопостачання з повторним використанням води

При повторному використанні води (рис. 7.1, б) передбачається однократне (або багатократне) споживання очищених або неочищених стоків одного підприємства (цеху) або переділу у водопостачанні іншого підприємства (цеху, переділу) з подальшим скиданням їх в хвостосховище, потім у водоймище або на рельєф місцевості. При цьому досягається економія свіжої води на промислові потреби, але не гарантується охорона довкілля від забруднення промисловими стоками, якщо не здійснюються спеціальні заходи по очищенню стоків.

Якщо склад повторно використовуваної води не відповідає вимогам технологічного процесу, необхідно проводити спеціальну операцію водопідготовки перед її використанням.

Повторне використання води може бути організоване й усередині фабрики. Наприклад, води гравітаційного переділу після відстою можуть прямувати у цикл флотації.

Оборотне водопостачання

При оборотному водопостачанні (рис.15.1, в) передбачається постійне повне або часткове використання стоків, що дає не лише економію свіжої води, але і знижує кількість скидних вод, а при повному водообігу гарантує охорону довкілля від забруднення її стічними водами. Можливі різні варіанти схем оборотного водопостачання. Розглянемо їх.

Повний водообіг характеризується використанням всіх стоків підприємства без їх скидання. Втрати води від випару і фільтрації в ложі хвостосховища і з продуктами, що виводяться з технологічного процесу, поповнюються свіжою водою. Повний водообіг може бути організований за схемою: збагачувальна фабрика – хвостосховище – збагачувальна фабрика. Тут всі стоки фабрики з попереднім очищенням найбільш забруднених вод (наприклад, зливів згущувачів) або без очищення скидаються у хвостосховище, а потім злив хвостосховища після відстою також без очищення або з очищенням повертається в технологічний процес збагачення.

У схемі *часткового водообігу* частина стоків використовується без очищення або з очищенням. Решта після очищення до санітарних норм скидається. Природні втрати в процесі виробництва поповнюється свіжою водою. Співвідношення оборотної і свіжої води може бути різним. Воно визначається технологічними показниками збагачувального переділу і техніко-економічними розрахунками загалом по фабриці.

Поциклове оборотне водопостачання. Водообіг може бути і *поциклovим (внутрішнім),* тобто коли вода даного циклу повністю повертається в цей же цикл, а стоки хвостосховища використовуються, як правило, в останньому циклі збагачення. Перевагою поциклового оборотного водопостачання є те, що повторно використовувані стоки містять практично лише ті домішки, які характерні для даного циклу збагачення. Проте в результаті багатократного обороту відбувається накопичення в оборотній воді реагентів, що не розкладаються. В деяких випадках це спричиняє порушення технологічного процесу. Тому в таких схемах передбачається локальне очищення вод або скидання частки засолених розчинів (що утворюються, наприклад, при збагаченні солоного вугілля) із заміною їх на менш концентровані.

Схема поциклового водообігу на збагачувальних фабриках залежить від перероблюваної корисної копалини і технологічної схеми збагачення, а для фабрик, що переробляють руди, вугілля методом флотації – від асортименту і кількості реагентів флотації.

Як відомо, для руд з двома корисними компонентами застосовуються такі схеми флотації: пряма селективна флотація (коли кожен корисний компонент виділяється послідовно з руди), колективна флотація (коли всі корисні компоненти вилучаються в колективний концентрат і потім колективний продукт розділяється на окремі компоненти з отриманням однойменних концентратів). Можливі різні комбінації цих двох схем флотації.

Цикловий водообіг може бути повним або частковим. У останньому випадку частина стоків після очищення до санітарних або рибогосподдарських норм скидається в природні водоймища. Втрати води поповнюються, як і при повному водообігу свіжою водою.

Водопостачання за комбінованою схемою

Комбіновані схеми водопостачання можуть бути як з повним використанням оборотних вод, так і з частковим скиданням надлишкової води (після відповідного очищення). За використанням стоків в технологічному процесі схеми оборотного водопостачання діляться на три основні види: повного використання, поциклового і комбінованого.

Схеми використання води залежать від функцій, які виконує вода в системах виробничого водопостачання. Вода використовується як середовище, що поглинає і транспортує домішки без нагріву (збагачення корисних копалини, гідротранспорт хвостів збагачення). Вода використовується як розчинник деяких флотореагентів. У незначних об'ємах вода використовується для охолоджування устаткування; при цьому вона нагрівається і практично не забруднюється.

На дробильно-сортувальних фабриках вода витрачається на господарсько-питні потреби, гідрознепилення у вузлах перевантаження гірничої маси, охолодження підшипників і пилопригнічення при дробленні, охолодження змащувального мастила, змив пилу в аспіраційних установках і мокре прибирання приміщень.

На вуглефабриках вода потрібна для технологічного процесу збагачення вугілля. Водопостачання здійснюється або однією спільною господарсько-питно-виробничо-протипожежною системою, або двома роздільними системами: господарсько-питною і виробничою. Виробничі стічні води після очищення використовуються в системі оборотного водопостачання.

На рудозбагачувальних фабриках вода витрачається на господарсько–питні потреби, промивання руди, приготування розчинів реагентів

флотації і пульпи, охолодження підшипників дробарок, кульових млинів, в сушильних установках тощо. Водопостачання здійснюється по таких мережах: виробнича свіжа вода; господарсько-протипожежна вода; оборотна вода з охолоджуючими пристроями (бризкальними басейнами); оборотна забруднена вода із ставком-хвостосховищем. Свіжа виробнича вода витрачається на приготування розчинів реагентів флотації, а також на заповнення втрат в оборотному циклі. Виробничі стічні води використовуються в системі оборотного водопостачання.

На фабриках грудкування вода витрачається, в основному, в корпусі грудкування і випалу котунів для зволоження шихти, охолоджування устаткування, змащувального мастила і повітря, гідроущільнення горнів та ін. обладнання, а також на санітарно-технічні потреби (газоочищення, гідротранспорт пилу, мокре прибирання приміщень і ін.).

На фабриках для збагачення руд кольорових металів вода витрачається на технологічні потреби: при подрібненні руди для створення певного відношення Р:Т, необхідного для транспортування і класифікації подрібненого продукту; при флотації – для створення відношення Р:Т пульпи і для транспортування пінного продукту. Вода необхідна також для допоміжних операцій: охолодження підшипників дробарок, масляних станцій, млинів тощо. На фабриках, що працюють за гравітаційною схемою збагачення, використовується система оборотного водо постачання. На флотаційних фабриках застосовують прямоточну систему водо постачання з оборотом води і змішану. Виробничі стічні води очищають і скидають у хвостосховище, з якого залежно від прийнятої схеми водопостачання або спускають у водоймище, або подають в систему оборотного водопостачання.

При проектуванні схем і систем водопостачання особливу увагу слід звертати на безперебійність подачі води споживачам. Незалежно від системи водопостачання (прямоточне, з послідовним використанням води або оборотне) необхідно, щоб найбільш відповідальним агрегатам і цехам збагачувальної фабрики вода подавалася по двох самостійних, незалежних один від одного водопроводах або мережах.

Найважливішим етапом проектування є вибір схеми водопостачання населених пунктів і промислових підприємств. Оптимальною є така схема водопостачання, при якій споживач забезпечується водою необхідної якості у необхідній кількості при мінімальній вартості.

Одним з найбільших водокористувачів у чорній металургії є гірничо-збагачувальні комбінати (ГЗК). Витрата води на 1 т залізорудного концентрату досягає 30 $м^3$. Для раціональнішого використання води застосовують схеми оборотного водопостачання.

Під схемою оборотного водопостачання збагачувальних фабрик прийнято розуміти комплекс споруд (магістральні водоводи, насосні

станції, згущувачі, хвостосховища і ін.), що дозволяють багато разів використовувати воду в технологічному процесі.

У практиці збагачення руд чорних металів знайшли застосування в основному два види схем оборотного водопостачання: з проясненням хвостової пульпи в шламосховищі і з проясненням у згущувачах з подальшою подачею пульпи у хвостосховище. Перша схема забезпечує природне (безреагентне) прояснення пульпи, але не скрізь застосовна внаслідок підвищеної фільтруючої здатності підстилаючих порід шламосховищ. Друга застосовується, як правило, з подачею флокулянтів для прискорення осадження твердого в згущувачах і дозволяє значно скоротити витрати свіжої води на технологічні потреби.

Найбільш перспективним для скорочення витрат води на технологічні потреби є глибоке зневоднення хвостів з подальшим сухим складуванням.

Основним критерієм для визначення укрупнених показників при розробці техніко-економічного обґрунтування і проектуванні схем водопостачання і каналізації є норми водоспоживання. Під нормою водоспоживання розуміється витрата води в $м^3$, використовуваної на виробничі цілі, допоміжні і господарсько–побутові потреби, віднесена до 1 т руди або концентрату.

Потреба в свіжій воді включає всі види втрат, що мають місце на збагачувальних фабриках:

– безповоротні з концентратом;

– у місцях використання (за сантехнічними нормами 0,3-0,4 $м^3/т$);

– на випар і фільтрування;

– на заповнення пор в хвостових відкладеннях (0,15–0,2 $м^3/т$).

Технологічну воду на фабриках використовують в процесах збагачення для відмивання і відділення шламів від зернистого матеріалу, в магнітній сепарації, класифікації, дешламації, для транспортування продуктів збагачення, охолоджування устаткування, приготування реагентів, знепилювання, пиловловлювання і змиву, а також для гідроущільнення ґрунтових і піскових насосів.

Витрата води на виробничі цілі визначається при розрахунку водно–шламовій схеми. Витрата оборотної води насамперед залежить від крупності подрібнення руд, чим більше вміст класу –0,074 і 0,05 мм в концентраті ГЗК, тим вище витрата оборотної води на 1 т концентрату.

Основна частка спільної витрати оборотної води припадає на подрібнення і класифікацію, причому на I стадії подрібнення і класифікації – 12–13%, на II – 53–55%, решта води витрачається на магнітну сепарацію і дешламацію. Витрата оборотної води складає в середньому 9 $м^3$ на 1 т вихідної руди.

Витрата води на охолоджування устаткування, змив і тому подібне, що не враховується шламовою схемою, приймається в межах 0,15–0,2 $м^3$ на 1 т вихідної руди.

Витрата води на поливання території фабрики рекомендується приймати в межах 0,3–0,6 л на 1 $м^2$ майданчика, що поливається.

Витрата питної води приймається 25 л на одного працюючого за зміну. При митті під душем – 40 л, або з розрахунку на одну душову сітку при тривалості користування душем 45 хв. витрата складає 500 л/год. (кількість чоловік на одну сітку від 3 до 7).

Витрата води на внутрішнє пожежогасіння з пожежних кранів потрібно приймати у виробничих будівлях з розрахунку двох пожежних струменів, а в допоміжних будівлях одного струменя продуктивністю 2,5 л/с кожен. При пожежі вода повинна подаватися в кількостях, необхідних для гасіння пожежі і задоволення всіх споживачів води. Після пожежі запас води в запасних резервуарах має бути відновлений не більше ніж через 36 годин.

Фізичні, хімічні та бактеріологічні властивості води

Залежно від призначення до якості води на збагачувальних фабриках висувають різні вимоги. Найважливішими показниками якості води (табл. 15.1), що визначають її придатність для використання на гірничо–збагачувальних комбінатах, є вміст зважених речовин, кольоровість, запах, смак, сухий залишок, мінеральний залишок, загальна твердість і її складові, біологічне і хімічне споживання кисню, водневий показник pH.

Таблиця 15.1 – Вимоги до якості води, використовуваної в системах оборотного водопостачання збагачувальних фабрик
(за даними інституту Механобрчермет)

Показники	Залізні руди			Марганцеві руди	
	Методи збагачення				
	мокра магнітна сепарація	пряма флотація	зворотна флотація	Гравітаційно-магнітне збагачення	флотація
Температура °С, не нижче	+4	+4	+4	+4	+4
Вміст зважених речовин в оборотній воді, міліграм/кг: згущувачів і хвостосховища	не вище 1000	не вище 1000	не вище 1000	не вище 1000	не вище 600

для I стадії подрібнення і класифікації	2500	2500	2500	3000	-
Вміст масел і смоло-подібних продуктів (ефіророзчинних), міліграм/кг	-	50-60	7-8	-	137
Концентрація водневих йонів pH, не вище	8,2	8,5	11	8,2	8,2
Твердість, мг-екв/кг:					
спільна	34	22	10	31	31
карбонатна	3	3	-	-	-
Лужність спільна або сума лугів, мг-екв/кг	-	-	-	3-4	3-4
Мінеральний залишок, міліграм/кг	9285	4500	2400	до 10000	не вище 6000
Ca^{2+}	2750	200	180	220	220
Mg2+	247	150	12	240	240
Cl^-	5250	2100	760	1100	1100
$SO4^{2-}$	706,9	800	1600	1950	1950
поверхнево-активних речовин	-	50-60	8-10	25	137
речовин, що заважають повторному використанню води, мг-екв/кг	-	SiO_2	$HCO_3^+ + CO_3$	-	-
Хімічне споживання кисню (ХСК), мг O_2/кг	–	–	до 10,0	160	200-300

Вимоги до якості води на збагачувальних фабриках для виробничих потреб, встановлюються технічними умовами.

Фізичні властивості води характеризуються вмістом зважених речовин, мутністю або прозорістю, кольором, запахом, смаком, температурою.

Вміст зважених речовин у воді визначається ваговим способом або вимірюванням мутності (прозорості) води. Згідно з ДСТУ вміст зважених речовин у воді для господарсько–питних цілей централізованих водопроводів не повинен перевищувати 1,5 мг/л.

Мутність води характеризується вмістом зважених речовин та вимірюється (мг/л) мутномірами.

Прозорість води вимірюється в скляній трубці з сантиметровою шкалою. При цьому визначають товщину шару води, через який видно

умовний знак, нанесений чорною фарбою на білій пластині у вигляді двох хрестоподібних ліній товщиною 1 мм, або спеціальний стандартний шрифт. Прозорість вимірюється у сантиметрах.

Колір води пояснюється присутністю у воді гумусових речовин. Колір вимірюється в градусах по платино-кобальтовій шкалі[14] шляхом порівняння води з еталоном води. Колір не повинен перевищувати 20°.

Запах та смак води обумовлюється наявністю в ній розчинених газів, мінеральних солей та мікроорганізмів. Для виробничих потреб запах та смак суттєвого значення не мають.

Температура води поверхневих джерел коливається у межах 0–30°С. Ґрунтові води на глибині мають постійну температуру 4–8 °С. Для питних цілей використовують воду з температурою 7–12 °С.

Хімічні властивості води залежать від розчинених різних речовин: вапна, гіпсу, аміаку, кисню, вуглекислоти, сірки, водню, солей заліза, кальцію, магнію тощо. Загальний вміст розчинених солей (мг/л) характеризується щільним залишком, який визначається шляхом випарювання профільтрованої води.

Твердість води обумовлена вмістом солей кальцію та магнію. Вода з твердістю менше 4 ммоль/дм^3 характеризується як м'яка, від 4 до 8 ммоль/дм^3 – середньої твердості, від 8 до 12 ммоль/дм^3 – тверда, понад 12 ммоль/дм^3 – дуже тверда.

За О. О. Алекіним:

– дуже м'яка – до 1,5 ммоль/дм³;

– м'яка – 1,5–3,0 ммоль/дм³;

– помірно тверда – 3,0–6,0 ммоль/дм3;

– тверда – 6,0–9,0 ммоль/дм3;

– дуже тверда – понад 9,0 ммоль/дм3.

Вміст газів та хімічних елементів. Високий вміст кисню у воді, вуглекислоти, сірководню неприпустимий. Вони сприяють корозії металевих труб. У воді повинно бути не більше: 0,3 мг/л заліза, 1,2 мг/л флуору, 0,1 мг/л свинцю, 1 мг/л міді, 5 мг/л цинку. Неприпустимий вміст важких металів, жирів, органічних сполук.

Активна реакція води характеризується показником концентрації водневих йонів (pH): нейтральне середовище pH=7, кисле – менше 7, лужне – більше 7. На збагачувальних фабриках використовують воду з pH = 6–10. Бактеріальне забруднення води характеризується вмістом бактерій в 1 мл води. Питна вода повинна містити не більше 100 бактерій в 1 мл води.

[14] Метод вимірювання кольору в одиницях Хазена (платино-кобальтова шкала)

РОЗДІЛ 16. ХВОСТОВЕ ГОСПОДАРСТВО ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК

Хвости являють собою дрібні частинки пустої породи, які утворюються у результаті переробки корисних копалин. Розрізняють мокрі та сухі хвости. Тверда фаза хвостової пульпи складається з частинок різного розміру, а рідка фаза – з води.

Хвостове господарство збагачувальної фабрики являє собою комплексну систему, призначену для транспортування, укладки хвостів, видалення і складування відходів, прояснення і очищення стоків та оборотного водопостачання.

Залежно від крупності і вологості відходів, що видаляються з фабрики, розрізняють сховища для мокрих дрібних відходів і сховища для сухих крупних відходів.

Хвостове господарство розрізняють за ознаками:

– за характером матеріалу – для мокрих хвостів, для сухих хвостів;

– за способом компоновки – висотні, глибинні та інші природні і штучні заглиблення;

– за способом транспортування – контейнерні, рейкові, з підвісними канатними дорогами, з автомобільним транспортом, з гідравлічним транспортом;

– за формою штабелів – плоскі, хребтові, конічні, коноїдальні.

16.1. Транспортування й укладання дрібних мокрих відходів

При мокрих процесах збагачення корисних копалин утворюється пульпа, яка містить відходи. Основний спосіб транспортування та укладки дрібних мокрих хвостів включає гідравлічний транспорт хвостової пульпи від збагачувальної фабрики та її скидання у хвостосховище. Переваги цього способу: хвости зберігаються та придатні для використання; хвости складуються та створюються сприятливі умови для прояснення стічних вод або використання як оборотної води. Недолік способу – необхідність зведення гідротехнічних споруд (дамб, пристроїв для скидання проясненої води).

Пульпа гідравлічним способом по лотках і трубах транспортується в спеціально створені природні або штучні басейни–сховища – гідравлічні відвали, де відбувається осадження і укладання твердої фази відходів та прояснення води, що направляється в оборот на фабрику.

Площадка, на якій розташовується басейн–сховище, вибирається на основі вивчення матеріалів топографічних, інженерно–геологічних і гідрогеологічних досліджень. При виборі площадки повинні бути дотримані такі умови:

– місткість басейну повинна бути достатньою для складування відходів протягом усього періоду експлуатації фабрики,

– при вмісті в складованих відходах або окремих їхніх фракціях цінних компонентів, що можуть бути використані в майбутньому або в інших галузях промисловості, необхідно передбачити можливість їхнього відвантаження,

– басейн повинен розташовуватися нижче рівня майданчиків прилеглих житлових масивів і промислових підприємств, щоб запобігти їхньому затопленню у випадку аварії, крім того це дозволить використовувати самопливний транспорт пульпи в басейн,

– мінімальна віддаленість гідравлічного відвала від зони забудови повинна бути не менше 1 км,

– заборонено скидати прояснені води у водойми, які використовують як джерела водопостачання або як рибогосподарські,

– місце розташування площадки під басейн–сховище необхідно узгоджувати з планами забудови району,

– найдоцільніше розташовувати гідравлічний відвал у природній западині або долині, що дозволяє при невеликій довжині дамби для обгороджування одержати басейн значного об’єму.

Типи гідравлічних відвалів, що зустрічаються в практиці збагачення, наведені в табл. 16.1.

Таблиця 16.1 – Типи гідравлічних відвалів

Типи відвалів	Умови використання
Котлованні	Розташовуються в котлованах вироблених кар’єрів. Використаються рідко
Рівнинні	Розташовуються на рівнинах із спорудженням дамб з усіх боків Використаються рідко, при відсутності природних западин
Косогірні	Розташовуються на схилах із спорудженням дамб з трьох боків, четвертий – схил. Використаються в гористій місцевості
Заплавні	Розташовуються в заплавинах річок на більш високих терасах берега із спорудженням дамб з трьох боків, четвертий – берег. Використаються рідко
Яристі	Розташовуються в ярах, які перегороджують дамбами. Використаються часто
Яристо–рівнинні	Використовуються при невеликій місткості яру. Яри перегороджують, а рівнинні ділянки огороджують дамбами
Долинні	Розташовуються в долинах гірських річок, коли неможливо застосувати гідровідвал іншого типу, тому що їх спорудження вимагає перенесення русла річки

У розвідному пульпопроводі на відстані 1 – 2 м один від одного робляться отвори з насадками, через які відходи по жолобах направляються в басейн, де тверді частинки осаджуються, а прояснена вода через зливні колодязі відводиться в колектор і повертається на фабрику.

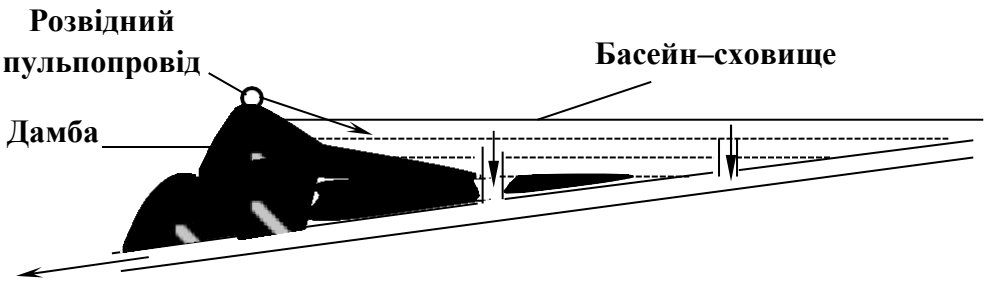


Рис. 16.1 – Схема басейну–сховища дрібних мокрих відходів.

Дамба (гребля) огородження басейну–сховища першої черги зводиться з місцевих матеріалів висотою 4–6 м. Висота греблі першої черги повинна бути не менше ніж на 1 м вище рівня води в басейні. Басейн, що утворюється, за місткістю повинен бути достатній для скидання відходів протягом першої зими експлуатації збагачувальної фабрики, а площа його дзеркала повинна забезпечити прояснення води.

Якщо відходи містять до 60 % матеріалу крупністю –0,074 мм, то дамби намивають із самих відходів. При більш тонких відходах споруджують змішані дамби, а із місцевих піщаних або піщано–гравійних матеріалів зводяться тільки невеликі дамби нарощування. У деяких випадках роблять класифікацію відходів на дамбі і піски використовують для намиву дамби, а злив скидають в басейн. Басейн заповнюється в напрямку від дамби, при цьому крупні частинки, осаджуючись поблизу дамби, збільшують її міцність.

Стічні води флотаційних фабрик після прояснення містять реаґенти, тому випускати їх у відкриті водойми без додаткового очищення забороняється. Способи хімічного очищення стічних вод перед скиданням їх у відкриті водойми повинні розроблятися в проекті збагачувальної фабрики на основі результатів досліджень.

Вуглезбагачувальні фабрики проектують з цілком замкненою водно–шламовою схемою, що дозволяє значно знизити потребу фабрики у свіжій воді.

Необхідна місткість басейну–сховища визначається за формулою:

$$V = Qn / [\eta\delta(1 - m)] \text{ ,м}^3 \text{ ,} \qquad (16.1)$$

де $\boldsymbol{Q}$ – маса відходів, що укладаються протягом року, т/рік; $\boldsymbol{n}$ – число років експлуатації фабрики; $\boldsymbol{\eta}$ – коефіцієнт заповнення басейну–сховища, який змінюється пропорційно його місткості і приймається $\boldsymbol{\eta}$ = 0,75 – 0,90; $\boldsymbol{\delta}$ – густина твердої фази відходів, т/м^3; $\boldsymbol{m}$ – пористість відкладів відходів, яка змінюється обернено пропорційно середньозваженій крупності їх частинок ($\boldsymbol{m}$ = 0,40 – 0,65).

16.2. Схеми укладання відходів і оборотного водопостачання

Принципам укладання відходів і оборотного водопостачання задовольняють наступні схеми (рис. 8.2), які застосовуються на існуючих і проектованих гірничозбагачувальних підприємствах.

Схема А використовується на збагачувальних фабриках з тонким подрібненням і мокрими методами збагачення (флотація, магнітна сепарація й ін.). Пульпа, що містить дрібні відходи, напірним гідротранспортом направляється в басейн–сховище, де тверда фаза осаджується, а освітлена вода через колодязі і колектор повертається на фабрику. При використанні цієї схеми флокулянт, як правило, не застосовується.

Схема Б також використовується на збагачувальних фабриках з тонким подрібненням і мокрими методами збагачення.

Дрібні відходи попередньо згущують у радіальному згущувачі, куди для інтенсифікації процесу осадження твердої фази подають флокулянт. Згущений продукт напірним гідротранспортом направляють у басейн–сховище, а злив повертають у процес (оборотна вода). Через залишкову концентрацію реагентів у зливі радіального згущувача схема Б не застосовується на фабриках зі складним реагентним режимом.

Схема В застосовується на фабриках, що збагачують корисні копалини в широкому діапазоні крупності, сухим і мокрим способом (наприклад, на магнітозбагачувальних фабриках, які застосовують суху і мокру магнітну сепарацію).

Крупні сухі або зневоднені відходи направляють у відвал одним з чотирьох способів. Дрібні відходи після попереднього згущення напірним гідротранспортом направляють у відвал. Злив радіального згущувача використовується як оборотна вода.

Схема Г може бути використана на збагачувальних фабриках зі стадіальним збагаченням корисних копалин. Основний обсяг грубодисперсних відходів першої стадії збагачення направляють у басейн–сховище без попереднього згущення. Схема Г використовується рідко, тому що капітальні й експлуатаційні затрати при ній вищі, ніж за схемами А, Б, В.

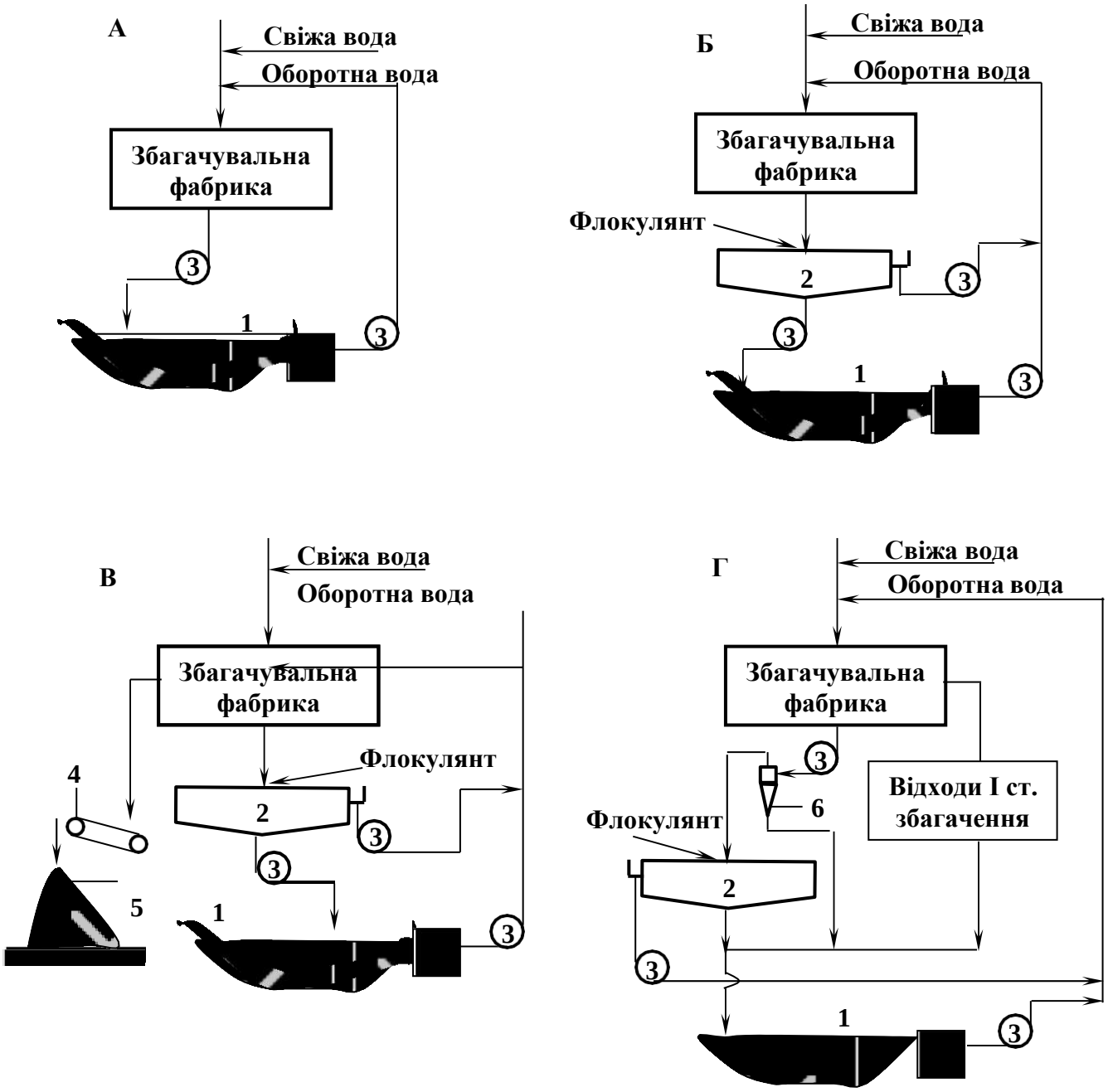


Рис. 16.2 – Схеми складання відходів і оборотного водопостачання, які використовують на рудних збагачувальних фабриках.
1 – басейн–сховище; 2 – радіальний згущувач; 3 – насос; 4 – стрічковий конвеєр; 5 – відвал крупних відходів; 6 – гідроциклон.

Більш тонкі відходи наступних стадій збагачення направляють в басейн–сховище після попередньої обробки, що полягає в класифікації і згущенні. Злив радіального згущувача – оборотна вода.

Деякі діючі вуглезбагачувальні фабрики при обробці відходів застосовують схему В з використанням дорогих, складних у гідротехнічному відношенні споруд – мулонакопичувачів. Однак для проекто-

ваних, споруджуваних і реконструйованих фабрик при виборі схем обробки відходів флотації варто виходити з наступних основних вимог:

- схема обробки відходів флотації повинна забезпечити одержання чистої води для використання її в оборотному циклі фабрики;
- згущений продукт згущувачів при використанні фільтр–пресів повинен містити твердої фази не менше 350 кг/м^3;
- зневоднений продукт фільтр–пресів при вологості не більше 25 % повинен самостійно або в суміші з гравітаційними відходами легко транспортуватися у відвал автомобільним або іншим видом транспорту;
- схема обробки відходів флотації повинна забезпечити спільне складування у відвалах флотаційних і гравітаційних відходів.

За однією з таких схем (рис. 16.3, схема 1) відходи флотації після згущення в радіальному згущувачі направляють у осаджувальні центрифуги. Флокулянт (поліакриламід) подають у згущувач і центрифуги. Злив згущувача і фугат центрифуг – оборотна вода. Ця схема не дістала широкого застосування на вуглезбагачувальних фабриках з двох причин:

• велика витрата флокулянту (30–50 г/т подають у радіальний згущувач і 200–400 г/т – у центрифуги),

• швидке накопичення мулів у водно–шламовій системі фабрики при поверненні в оборотний цикл фугату відсаджувальних центрифуг.

Перспективною є схема 2 (рис. 16.3), яка передбачає попереднє висококонцентроване згущення відходів флотації в циліндроконічні згущувачі і подальше їх зневоднення у фільтр-пресах.

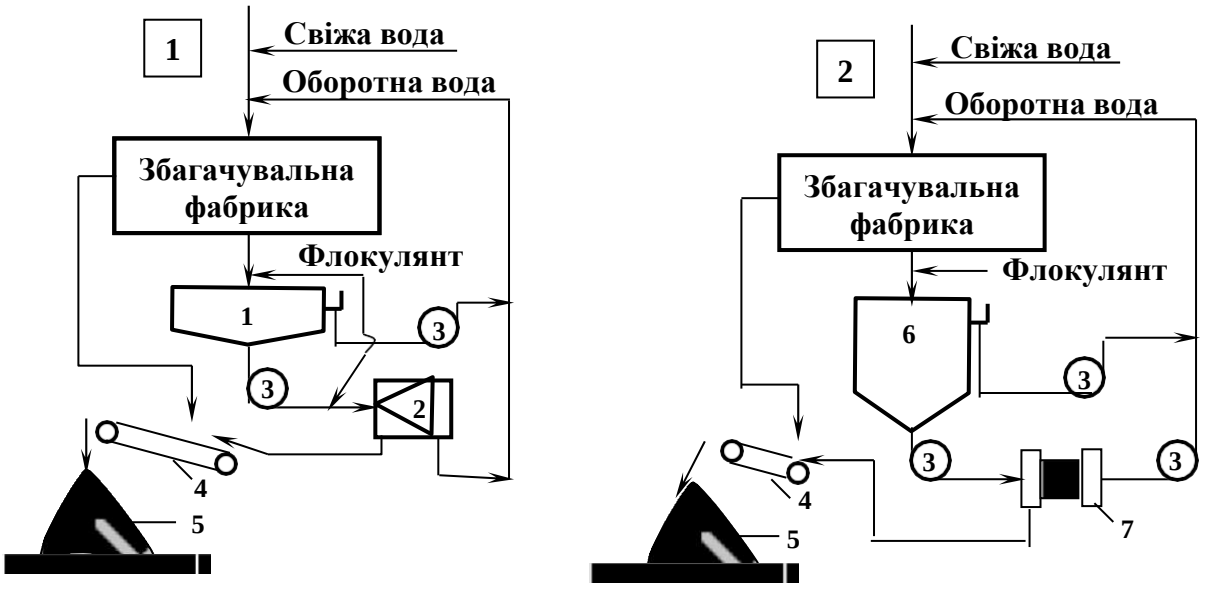


Рис. 163 – Схеми складування відходів і оборотного водопостачання вуглезбагачувальних фабрик. 1 – радіальний згущувач; 2 – відсаджувальна центрифуга; 3 – насос; 4 – стрічковий конвеєр; 5 – конусоподібний відвал; 6 – циліндроконічний згущувач; 7 – фільтр–прес.

У фільтр–пресах одержують два кінцевих продукти – чистий з концентрацією 1 кг/м^3 твердої фази – фільтрат і збезводнений до транспортабельного стану – осад. Головні переваги цієї схеми обробки відходів флотації – відсутність необхідності відводу земельних ділянок під мулонакопичувачі і наявність на фабриці одного породного господарства для спільного складування відходів гравітаційного і флотаційного збагачення.

16.3 Насоси

На збагачувальній фабриці залежно від призначення використовуються наступні різновиди відцентрових насосів: насоси для чистої води; насоси фекальні; насоси для пульпи; насоси для кислого середовища.

Насоси для чистої води застосовують для господарського, технологічного і протипожежного водопостачання збагачувальних фабрик. Їх також можуть застосовувати для перекачування фільтратів, зливів згущувачів і оборотної води з хвостових ставків, оскільки всі ці води мають низький вміст твердого, представленого тонкими зернами (не більше 15–20 мкм). Насоси фекальні застосовують для перекачування побутових стічних вод. Для перекачування пульп використовуються насоси піскові і ґрунтові з гідроущільненням робочої камери.

Насоси вибирають за каталогом відповідно до характеристик побудованих з врахуванням допустимого зниження ККД (не більше 7%).

За визначенням, ***шламові насоси*** є варіантом відцентрованих насосів, які перекачують абразивні речовини. «Шламовий насос» повинен сприйматися як загальний термін, який відрізняє насоси такого виду від інших відцентрованих насосів, головним чином для чистих рідин. Термін «шламовий насос», охоплює різні типи відцентрованих насосів важкого типу, які використовуються для гідравлічного транспортування твердих частинок. Для уточнення термінології слід використовувати класифікацію твердих частинок, які перекачуються насосами в різних областях використання.

Піскові та гравійні насоси використовують для перекачування галі та гравію у діапазоні крупності 2–8 мм.

Гравійні насоси – насоси для подачі гравійної суміші використовують для перекачування твердих частинок у крупності до 50 мм.

Шламові насоси за сферою використання класифікують:

Пінні насоси вказують на сферу використання, яка пов’язана з перекачуванням пінних пульп при флотації.

Насоси для перекачування вугілля відносяться до «зберігаючого» гідравлічного транспортування вугілля.

Зумпфові насоси – насоси, які працюють в приямках, з зануреними корпусами.

Занурені насоси – весь агрегат занурено (насос встановлюється під рівнем рідкого середовища).

Відцентрові насоси

Насос відцентровий – *насос лопатевий*, який діє за допомогою відцентрових сил і в якому рідке середовище переміщується через робоче колесо від центра до периферії.

Класифікація. *Насоси відцентровані* класифікують за кількома ознаками:

1.За кількістю робочих коліс: одноколісні, двоколісні і багатоколісні (*насоси секційні*), в яких рідина проходить послідовно крізь ряд коліс, причому загальний напір насоса дорівнює сумі напорів, які створюються кожним колесом. У багатоступінчастому відцентровому насосі на вал насаджено декілька коліс. Рідина через всмоктуючий патрубок підводиться до центру 1–го колеса, від периферії цього колеса до центру наступного колеса і далі до нагнітального патрубка. У колеса (2, 3, 4 і так далі) рідина надходить під тиском. Кожне колесо збільшує тиск рідини. Багатоколісні насоси створюють великі натиски (напори).

2. За створюваним тиском:

– низьконапірні (до 2 атм.);

– середньонапірні (2–6 атм.);

– високонапірні (понад 6 атм.).

3.За способом підведення рідини до робочого колеса: *насоси* с однобічним підведенням і насоси з двобічним підведенням;

4.За розташуванням вала – горизонтальні та вертикальні. Вертикальні насоси застосовуються для відкачування рідини з глибоких колодязів і свердловин, а також з фабричних зумпфів, куди вони опускаються.

5. За конструкцією корпусу – з вертикальним роз’єднанням і горизонтальним роз’єднанням.

6.За відводом рідини з робочого колеса – спіральні та турбінні, в яких рідина до спірального каналу (завитки) надходить через спрямовуючий апарат (нерухоме колесо з лопатями);

7. За способом з’єднання з двигуном – приводні (зі *шківом* або *редуктором*), з’єднані безпосередньо через *муфту* та моноблок–насоси, де робоче колесо встановлене на подовженому кінці вала електродвигуна;

8.За родом *рідини*, яка перекачується – вугільні, ґрунтові, а також водопровідні, каналізаційні, теплофікаційні, кислотні і т. ін.

У *гірничій промисловості* широко застосовують *насоси вугільні, ґрунтові, шламові, суспензійні,* а також багатоколісні секційні насоси.

Конструкція і принцип дії

Основними елементами відцентрових насосів є:

– посаджене на вал робоче колесо з лопатями;

– спіральний корпус (уліта).

До всмоктувального патрубка приєднана всмоктуюча трубка, а до нагнітального – нагнітальний трубопровід.

Сальники ущільнюють отвори, через які проходить вал насоса.

Циркуляція рідини усередині корпусу усувається ущільненням між корпусом і робочим колесом, що ізолює зону всмоктування від зони нагнітання.

На рис. **16**.4 показані конструктивні елементи відцентрового насоса: підвідного пристрою **1**, робочого колеса **2**, жорстко посадженого на вал, відвідного пристрою **3**, корпусу **6** та дифузора **4**.

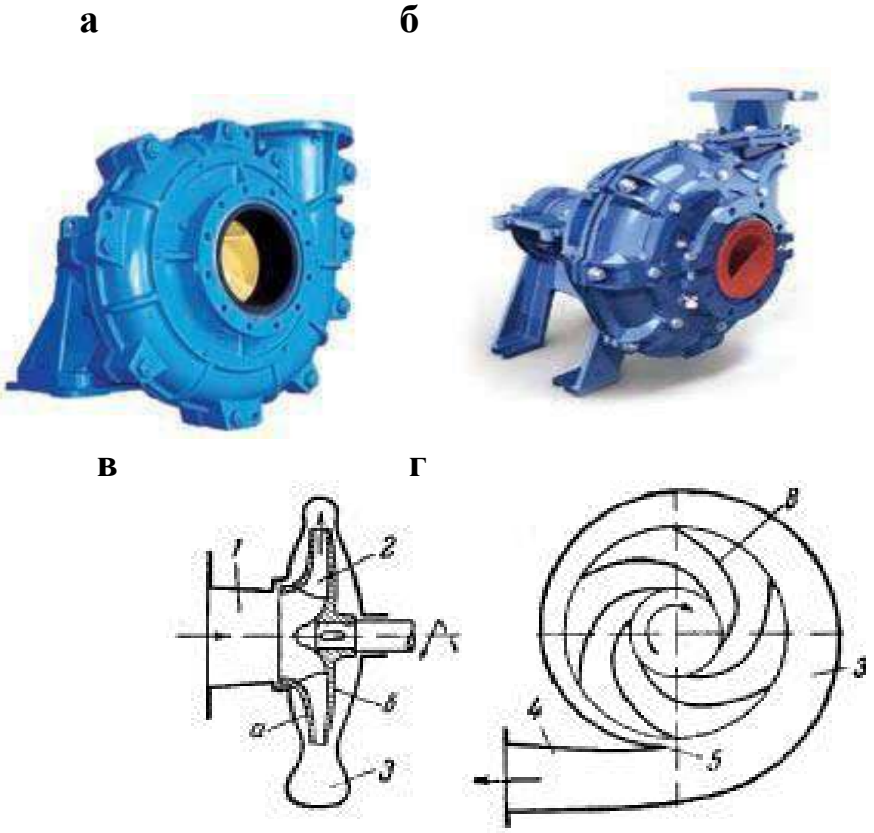


Рис. 16.4 – Схема відцентрованого насоса: а, б – загальний вигляд; в – передній диск; г – задній диск; в – лопаті; 1 – підвід; 2 – робоче колесо; 3 – відвід; 4 – дифузор; 5 – язик.

При обертанні робочого колеса лопаті захоплюють рідину в обертовий рух навколо осі вала. Під дією відцентрової сили рідина рухається уздовж лопатей від центру колеса до його периферії і через спіральний корпус подається в нагнітальний трубопровід. Передача енергії з вала відцентрового насоса потоку рідини відбувається безпосередньою силовою дією лопаток робочого колеса на рідину. У відцентровому кільцевому отворі на вході в колесо і у всмоктувальній зоні створюється розрідження, а на виході з робочого колеса і спіральної камери корпусу тиск підвищується. Таким чином, при обертанні робочого колеса в потоці рідини виникає різниця тиску по обидва боки кожної лопаті. Відцентровий насос перед запуском заповнюється рідиною.

Робоче колесо (рис.16.5) відцентрованого насоса закритого типу являє собою два диски **1** та **2**: один плоский з втулкою, а другий у вигляді широкого кільця. Між дисками знаходяться лопаті **3**, які утворюють розширені канали. В центрі робочого колеса є втулка **4**, за допомогою якої вона закріплюється на валу. Усі елементи робочого колеса виготовлено шляхом відливки. У деяких конструкціях відцентрованих насосів рідина надходить у відвідний пристрій не відразу, а попередньо проходить напрямний аппарат, який являє собою два нерухомих кільцевих диски, між якими змонтовані лопаті, відігнуті в бік, протилежно напряму виходу рідини з робочого колеса.

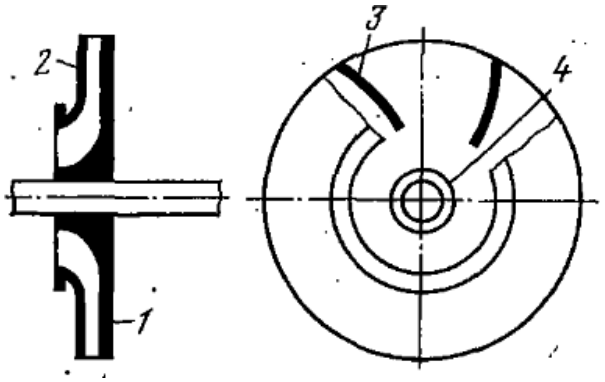


Рис. 16.5 – Схема робочого колеса.

Типи робочих коліс відцентрованого насоса наведено на рис.16.6.

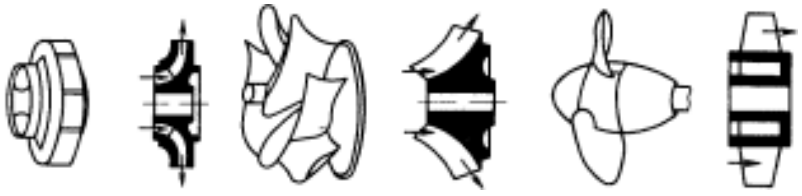


Рис. 16.6 – Типи робочих коліс відцентрованого насоса.

При наявності направного апарату рідина, що виходить з каналів робочого колеса, потрапсяє в його міжлопатевий простір. В направному апараті швидкість рідини зменьшується та її кінетична енергія перетворюється у потенціальну. При відсутності направного апарату, перетворення кінетичної енергії потоку у потенціальну проходить у спіральному корпусі насоса та дифузорі.

Насос відцентровий секційний (рис.16.7) – багатоступінчастий горизонтальний відцентровий насос з системою урівноваження осьової сили гідравлічною п'ятою, з вертикальним рознімання на окремі секції.

Ротор насоса являє собою вал, на якому розміщені робочі колеса. Загальний напір насоса дорівнює сумі напорів, що створюються кожним колесом. Типорозмірний ряд насосів відцентрових секційних включає машини з подачею до 1000 м^3/год. і напором до 2000 м.вод.ст. при ККД 48 – 80%. У гірничій промисловості використовуються у системах дільничного і головного водовідливу, відкачування води з кар'єрів, свердловин.

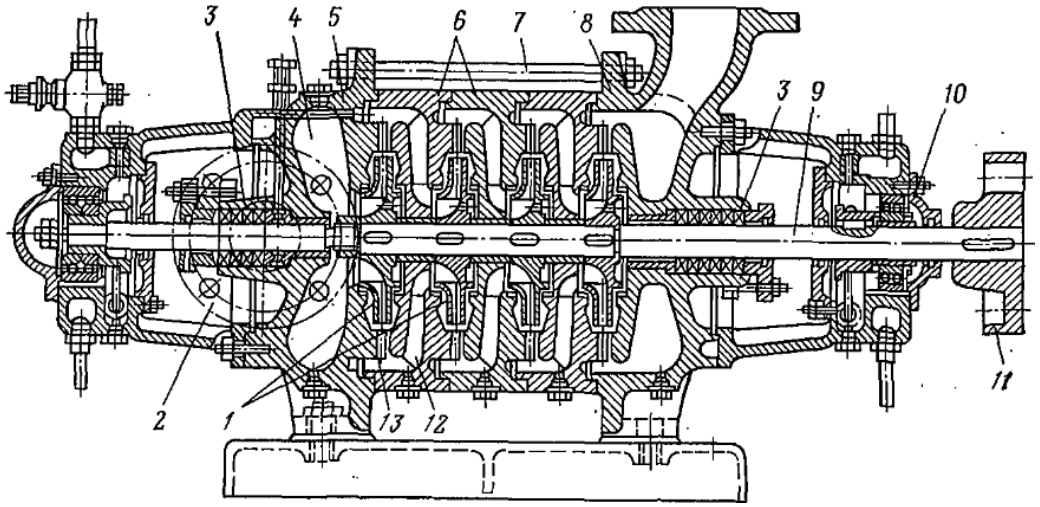


Рис. 16.7 – Насос відцентровий секційний
1– робочі колеса; 2 – всмоктувальний патрубок; 3 – сальник; 4 – спіральний підвід; 5 – кришка всасу; 6 – корпус;7 – болти; 8 – нагнітальна кришка; 9 – вал; 10 – підшипник; 11 – муфта; 12 – зворотні лопаті;13 – направні лопаті

Секційний насос призначений для подачі води з температурою до 60–80 °С, при крупності твердих частинок до 0,1–0,2 мм. Насос має вертикальний роз'єм корпусу і однобічний підвід води до робочих коліс.

Робочі колеса **1** ступені і корпусу **6** з направними апаратами складають однакові взаємозамінні секції з однаковим напрямом руху води у проточній частині. Секції збираються на загальному валу **9** між всмоктувальною **5** і нагнітальною **8** кришками і стягуються болтами **7**. Місця виходу валу з всмоктувальної і нагнітальної кришок мають сальникові ущільнення **3**. Опорами ротора служать два підшипника кочення **10** з кільцевим мастилом.

Вода через спіральний підвід 4 першого ступеня потрапляє у робоче колесо. Відвід води з одного ступеня в другий проводиться по каналах нерухомих направних апаратів. Муфта **11** з'єднує вал насоса з електродвигуном. Осьове зусилля урівноважується за допомогою перепускних отворів у робочому колесі або за допомогою розвантажувального диску, який встановлюється за останньому робочому колесі. Число ступенів в одному насосі коливається від 2 до 8–12.

Перевага секційних насосів – можливість зміни напору за рахунок збільшення або зменшення числа робочих коліс.

Відцентрові насоси для перекачування пульпи

Для перекачування пульп використовують насоси піскові з сальниковим ущільненням і насоси ґрунтові. Ґрунтові насоси великих розмірів називають землесосами.

Відцентрові піскові насоси з сальниковим ущільненням (тип Пс) випускаються консольні, горизонтальні і вертикальні з живленням бічним і центральним. Насоси Пс застосовуються для пульп з pH=6–8 і температурою до 60 °С. Насоси Пс випускаються наступного виконання: від 2,5Пс–6 до 8Пс–14.

У шифрах насосів перші цифри – діаметр входу в насос (мм), зменшений в 25 разів; П – пісковий; с – сальниковий; останні цифри – коефіцієнт швидкохідності.

Подача: 34 – 342 $м^3$/год.

Натиск: 16,5 – 58 м. вод. ст.

Потужність електродвигуна: 5,5 – 160 кВт.

Допустима густина пульпи: 1,4 – 1,9 г/$см^3$.

Відцентрові піскові насоси типу Гр випускають горизонтальними в декількох модифікаціях: насоси типу Гру відрізняються від насосів Гр ширшими прохідними перетинами і рекомендуються для перекачування більш грубозернистої пульпи. Насоси типу ГР–Л випускають в легкому однокорпусному, а ГР–Т у важкому двокорпусному виконанні.

Модифікація насосів: від 3Гр–8 до 20Гру–8Л.

Діаметр робочого колеса: 225 – 1390 мм.

Подача: 50 – 4000 $м^3$/час.

Натиск: 16 – 68 м. вод. ст.

Електродвигун: 10 – 1600 кВт.

Ґрунтові насоси великих розмірів працюють при подачі рідини ущільнювача в сальник і у всмоктувальну порожнину через отвір в кришці.

Поршневі насоси в системах водопостачання застосовуються рідко. Їх використовують в тих випадках, коли необхідно створити в

рідинах великий тиск, наприклад, при подачі їх на фільтр-преси. На збагачувальних фабриках насоси застосовуються для перекачування розчинів флотореагентів. Поршневі насоси використовують при малих та середніх напорах.

Поршневі насоси класифікують за рядом ознак:

– за типом привода – приводні, прямо діючі, ручні;

– за конструкцією поршня – з дисковим поршнем, плунжерні, діафрагмові;

– за числом циліндрів – з одним, двома та трьома циліндрами;

– за розташуванням циліндрів – горизонтальні і вертикальні;

– за кратністю дії – простої, подвійної дії, диференціальні.

Найбільше значення має класифікація за числом нагнітань за 1 цикл руху поршня і за конструкцією поршня.

Залежно від числа нагнітань за 1 цикл руху поршня, розрізняють наступні типи поршневих насосів:

1) насоси простої дії – 1 раз всмоктують, 1 раз нагнітають;

2) подвійної дії – 2 рази всмоктують, 2 рази нагнітають, працюють обидві сторони поршня;

3) насоси диференціальні: 1 раз всмоктують, 2 рази нагнітають.

Залежно від конструкції поршня розрізняють поршневі насоси:

1) власне поршневі, в яких поршень виготовляється у вигляді диска з кільцями ущільнювачів і манжетами;

2) плунжерні насоси, в яких поршень виконаний у вигляді довгастого порожнистого циліндра.

Принцип дії поршневого насоса (рис.16.8). У клапанній камері **4** та циліндрі **5** насоса при руху поршня **6** зліва направо створюється розрідження.

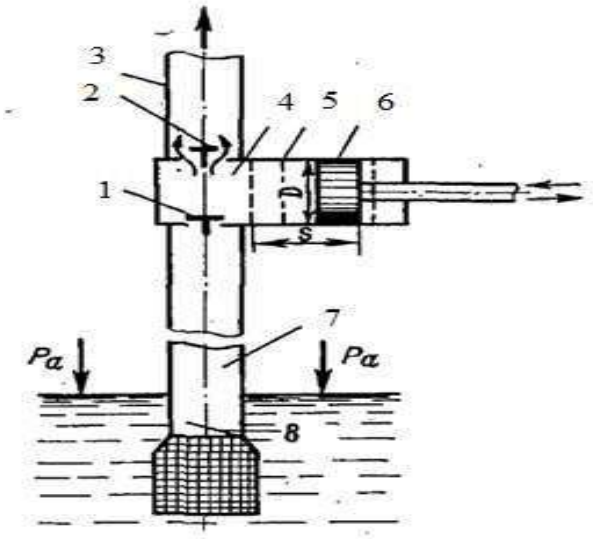


Рис. 16.8 – Схема поршневого насоса простої дії.

Під дією атмосферного тиску на вільну поверхню вода підіймається по трубі 7, відкриває зворотний клапан **8** та всмоктувальний клапан **1** і заповнює розріджений об’єм циліндра насоса. При руху поршня справа наліво в циліндрі насоса створюється тиск. Під його дією закривається всмоктувальний клапан, відкривається нагнітальний клапан **2** і вода з циліндра надходить в нагнітальну трубу **3.** За час нагнітального ходу зворотний клапан поршня виконує одне всмоктування та одне нагнітання.

Поршневі насоси мають переваги перед відцентровими:

- можливість подачі незначних об’ємів води при високому напорі;
- добру всмоктувальну здатність;
- високий ККД при малих витратах та високому напорі.

Основні недоліки:

- нерівномірність подачі;
- великі розміри та вага;
- наявність швидкозношуваних деталей.

Діафрагмові насоси (рис.16.9) – об’ємні насоси, роль поршня у яких виконує гнучка пластина – діафрагма, закріплена по краях, її деформація відбувається під дією важільного механізму. При вигині діафрагми в один бік відбувається всмоктування рідини, при вигині в інший – нагнітання.

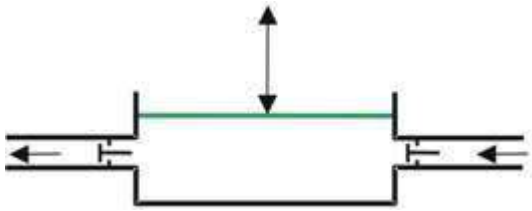


Рис.16.9 – Принципова схема діафрагмового насоса.

Діафрагмовий насос розвиває невеликий напір і знаходить застосування для водовідливу при будівельних роботах, а при невеликій подачі – як дозувальний у системах водоочищення та хімічній промисловості. Крім того, ці насоси застосовують для перекачування забруднених, хімічно активних і займистих рідин. На збагачувальних фабриках діафрагмові насоси використовуються для видалення згущеного продукту з радіальних згущувачів малих розмірів.

Плунжерний насос (рис.16.10) – об'ємний насос, витісняючим органом якого є плунжер, що відрізняється від поршня меншим діаметром, завдяки чому можна досягти вищого напору при меншій подачі. З погляду гідравліки, плунжерний насос не відрізняється від поршневого.

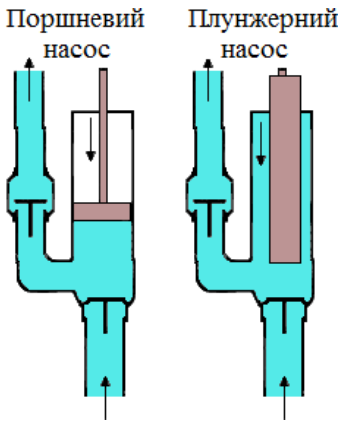


Рис.16.10 – Порівняння поршневого і плунжерного насосів.

При однаковому протіканні робочого процесу характеризуються простішою експлуатацією, завдяки відсутності змінних деталей (поршневих кілець, манжет тощо). Плунжерні насоси–дозатори використовують, зокрема, для дозування вапняного молока, розчинів коагулянтів та інших нейтральних і агресивних рідин.

РОЗДІЛ 17. ХІМІЧНІ, ФІЗИКО–ХІМІЧНІ ТА БІОХІМІЧНІ МЕТОДИ ОЧИЩЕННЯ СТІЧНИХ ВОД

17.1. Фізико-хімічні методи 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.

Стічними водами збагачувальних фабрик називають видалені за межі фабрик води, забруднені відходами та шкідливими домішками. Характеристика стічних вод залежить від складу збагачуваних руд, вугілля і способів їх збагачення, а також від властивостей застосовуваних реагентів. Правильне рішення водно-шламового господарства збагачувальних фабрик зводиться до того, щоб рух води на фабриці був замкнутим.

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.

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 перспективними є поєднання йонного обміну з вакуумним відгоном і йонного обміну зі зворотним осмосом.

До основних способів 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 відкритих 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 додаванням 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.

17.2. Природне очищення стічних вод

Природне очищення стічних вод збагачувальних фабрик відбувається в басейнах–сховищах. Тут 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 від механічних домішок відбувається розкладення шкідливих домішок, що містяться в стічних водах збагачувальних фабрик. 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.

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.

У всіх 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, поверхнево-активних 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 проясненої воді перевищує гранично допустиму концентрацію (ГДК), вона направляється на додаткове очищення.

17.3. Хімічні методи очищення стічних вод

До хімічних методів очищення стоків відносять нейтралізацію кислот і окиснення різних мінеральних сполук.

Нейтралізація стічних вод з підвищеною кислотністю або лужністю полягає в тому, що ці води нейтралізують різними методами:

- змішуванням кислот і лужних вод в необхідній пропорції для отримання необхідної pH;
- використанням активної лужності міських стічних вод або водойм;
- додаванням необхідних реагентів;
- фільтрацією стічних вод через нейтралізуючі матеріали.

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 наступає через 15 – 20 хв. після введення вапна у стічні води. Обробка стічних вод вапном приводить також до осадження з них катіонів кольорових металів.

Для нейтралізації кислих вод можна застосовувати й метод фільтрування крізь шар матеріалу, що складається з магнезиту або доломіту. Перевагами 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 $5м^3/год \cdot м^2$.

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:

$$Cu^{2+} + Fe_2 \rightarrow Fe^{2+} + Cu_2\downarrow ;$$
$$Cu^{2+} + Ni_2 \rightarrow Ni^{2+} + Cu_2\downarrow .$$

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 гідрооксиду або лужної вуглекислої солі міді:

$$Cu^{2+} + 2OH^- \rightarrow Cu(OH)_2\downarrow ;$$
$$Cu^{2+} + 2OH^- + CO_3^{2+} \rightarrow Cu_2(OH)_2\,CO_3\downarrow .$$

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. 17.1

Таблиця 17.1 – 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 зі стічних вод її осадженням у вигляді важкорозчинного сульфіду або поглинанням при фільтруванні стічних вод крізь 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. 17.1. В результаті змішування вапнякового молока з рідким хлором утворюється гіпохлорит кальцію:

$$2Ca(OH)_2 + Cl_2 \rightarrow Ca(OCl)_2 + CaCl_2 + 2H_2O\ .$$

Приготовлений 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.

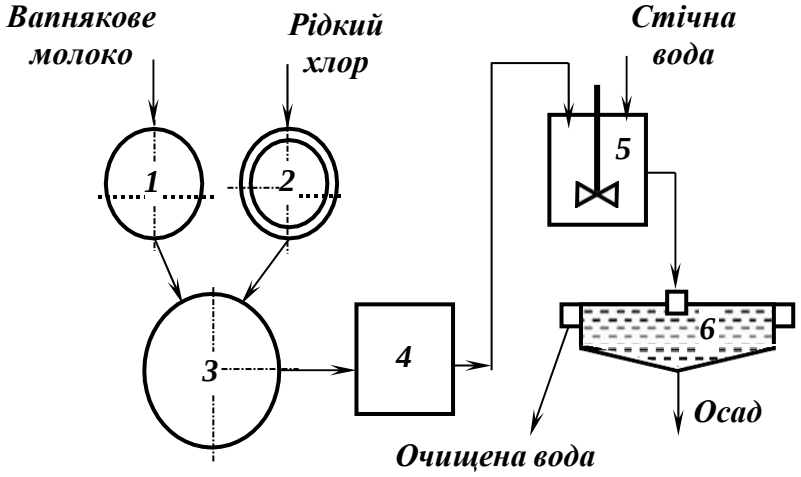


Рис. 17.1 – Схема очищення стічних вод рідким хлором. 1 – бак з вапняковим молоком; 2 – випарна станція; 3 – бак приготування розчину гіпохлориту кальцію; 4 – дозатор; 5 – контактний чан; 6 – згущувач.

Процес окиснення ціанід–іонів озоном протікає з постійною швидкістю до їхньої остаточної концентрації 1 – 4 мг/л. процес оснований на сильній окислювальної дії, яку спричиняє на ціанід атомарний кисень при розпаді озону O_3. Окиснення простих ціанідів протікає за реакцією:

$$CN^- + O_3 \rightarrow CNO^- + O_2\ .$$

Новим і перспективним методом є обробка стічних вод озонуванням, що дозволяє зробити глибоке очищення стічних вод і повторно використовувати їх на збагачувальних фабриках. Озон (O_3) отримують шляхом впливу електричного розряду на кисень повітря. Озон руйнує прості і комплексні ціаніди, легко вступає в хімічні реакції з домішками стічних вод. Для одержання озону використовують «тихі» електричні розряди у повітрі, який потім пропускають через воду.

Схема озонуючого пристрою для очищення стічних вод наведена на рис. 17.2. 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.

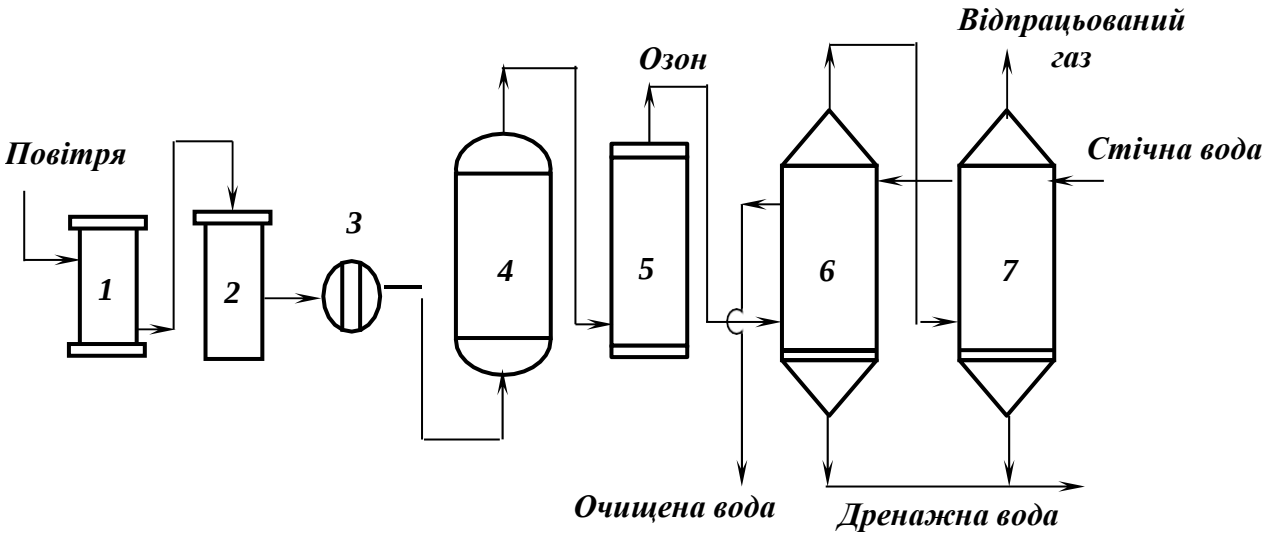


Рис. 17.2 – Схема озонуючого пристрою. 1 – теплообмінник; 2 – володдільник; 3 – повстяний фільтр; 4 – осушувальна камера; 5 – озонатор; 6 – основний реактор; 7 – попередній реактор.

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 до ціанітів «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 до 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*.

17.4. 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.

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 протийони 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.

Сутність йонного обміну полягає в тому, що є катіонообмінні або аніонообмінні смоли (катіоніти або аніоніти), здатні вилучати з розчину позитивні або негативні йони металів в обмін на еквівалентну кількість інших йонів того ж знаку. Йоніт складається з каркасу, пов'язаного валентними силами кристалічної ґратки. Каркас має позитивний або негативний заряд, що компенсується рухливими протийонами протилежного знаку; останні можуть бути замінені іншими йонами того ж знаку.

Каркас катіоніту є високомолекулярним поліаніоном, а каркас аніоніту – полікатіоном.

Катіоніт з протийонами, що являють собою йони водню в формі H^+, є нерозчинною високомолекулярною кислотою. Аніоніт містить аніони OH^- і являє собою нерозчину основу. Розрізняють органічні, неорганічні і синтетичні йонообмінники. Йонообмінні смоли – це тверді, нерозчинні у воді речовини, здатні поглинати з розчину позитивні або негативні йони.

Йонний обмін є дифузійним процесом, швидкість якого залежить від рухливості протийонів, тому ця швидкість визначається розміром зерен іоніту (зі зменшенням їх вона збільшується) і його пористістю. Поглинання носить характер селективності, що вельми важливо для отримання чистих металів.

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. 17.3).

У йонообмінній колоні ***3*** на різній висоті встановлені безпровальні ***2*** і провальна ***1*** решітки. У безпровальних решітках змонтовані конічні перетічні лійки ***6***. У верхньої частини 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 уверх, 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.

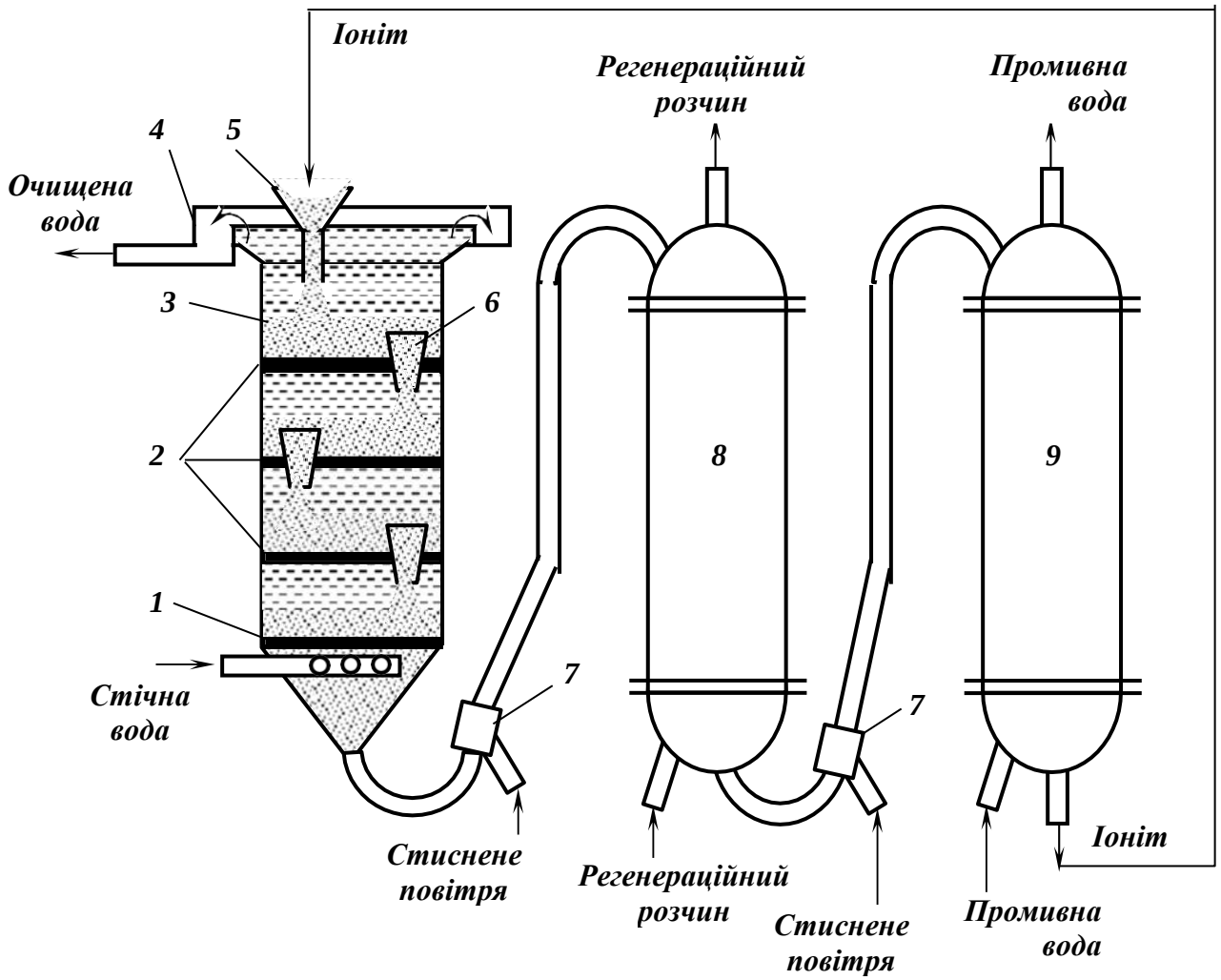


Рис. 17.3 – Схема йонообмінного пристрою.
1 – провальна решітка; 2 – безпровальні решітки; 3 – йонообмінна колона; 4 – зливний жолоб; 5 – конічна лійка для подачі іоніту; 6 – перетічні лійки; 7 – аероліфт; 8 – регенераційна колона; 9 – промивна колона.

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. За допомогою йонообмінних смол вилучаються: цинк, срібло, хром, нікель, мідь, уран і ін.

17.5. 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.

Електрохімічне анодне окиснення стоків дозволяє поряд зі знегодненням 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.

17.6. 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.

Сутність цього методу полягає в тому, що вилучення з розчинів речовин здійснюють за допомогою іншого розчинника (екстрагента). Якщо змішати взаємно розчинні рідини, що містять забруднення, то ці забруднення розподіляються відповідно до своєї розчинності згідно рівняння

$$K=C_E:C_в, \qquad (17.1)$$

де К – коефіцієнт розподілу, є певною величиною для розчинної речовини; C_E і Св – відповідно концентрація речовини в розчиннику (екстрагенті) і воді.

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.

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. 17.4) 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. Для екстракції можуть застосовуватись колони з перфорованими сітчастими насадками, колони з рухомими сітчастими насадками, відцентрові екстрактори і екстрактори змішувально–відстійного типу.

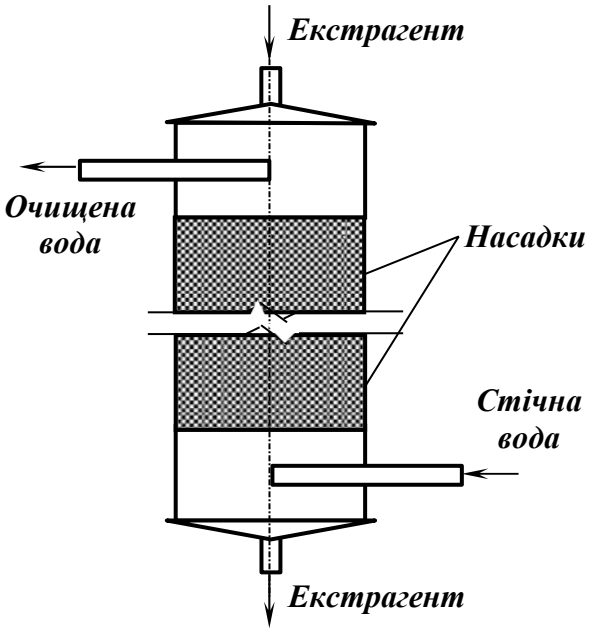


Рис.17.4 – Екстракційна колона.

Найчастіше екстракцію застосовують для очищення стічних вод від фенолів (екстрагент – бензол).

17.7. 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 – використовують 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.

Процес адсорбції полягає в наступному: до стічної води додають тверді речовини в подрібненому вигляді, змішують їх зі стічною водою. Сорбент (тверді речовини) відокремлюють від рідини відстоюванням або фільтрацією. Стічні води частіше пропускають через фільтр, що складається з сорбенту: активованого вугілля, коксового дріб'язку, торфу, каоліну, крейди, вапняку, тирси. Для відновлення адсорбенту на нього впливають хімічними розчинниками, паром або піддають термообробці. Цей метод знаходить широке застосування для очищення стічних вод від

фенолів, сполук арсену, сірководню і багатьох інших домішок. Цей метод вимагає підвищених витрат на здійснення.

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. 17.5), заповнену адсорбентом.

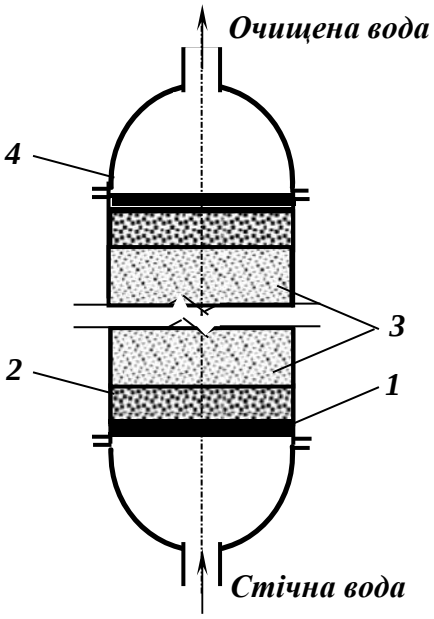


Рис. 17.5 – Адсорбер колонний з нерухомим шаром.
1 – безпровальна решітка;
2 – підтримуючий шар;
3 – активоване вугілля;
4 – колона.

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.

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. 17.6) являє собою колону ***3*** висотою 4 м.

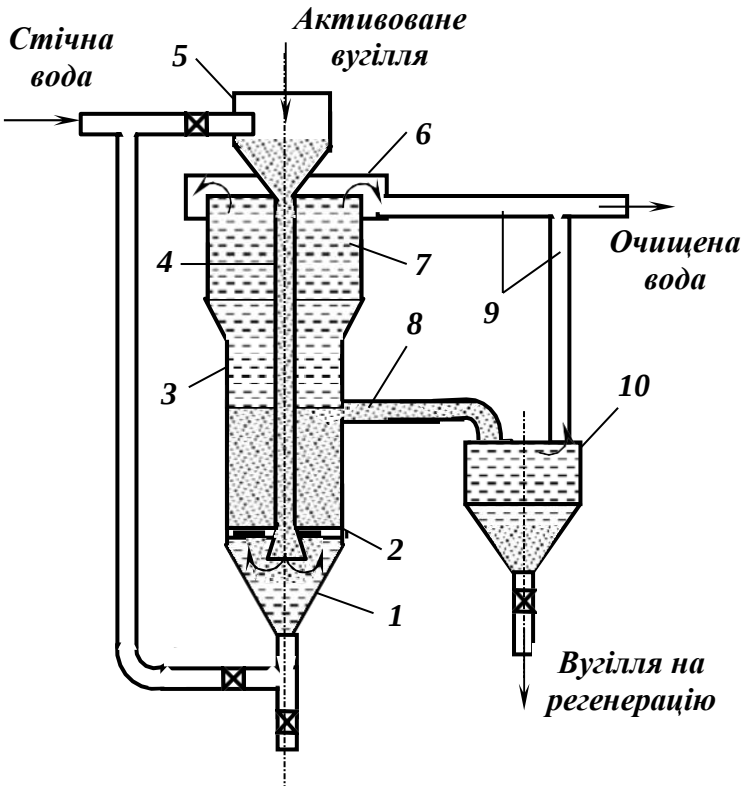


Рис. 17.6 – Адсорбер циліндричний з псевдорозрідженим шаром.
1 – конічне днище; 2 – розподільна решітка; 3 – колона; 4 – центральна труба; 5 – напрямна лійка; 6 – зливний жолоб; 7 – розширена частина колони; 8 – розвантажувальний патрубок; 9 – труби відводу очищеної води; 10 – ущільнювач вугілля.

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.

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.

17.8. 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.

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 екстрагента (збирача) і розчинника.

Для очищення вод, які містять масло і нафту, широко розповсюджені адгезійна сепарація і напірна флотації. Схеми пристроїв адгезійної сепарації наведені на рис. 17.7 і 17.8.

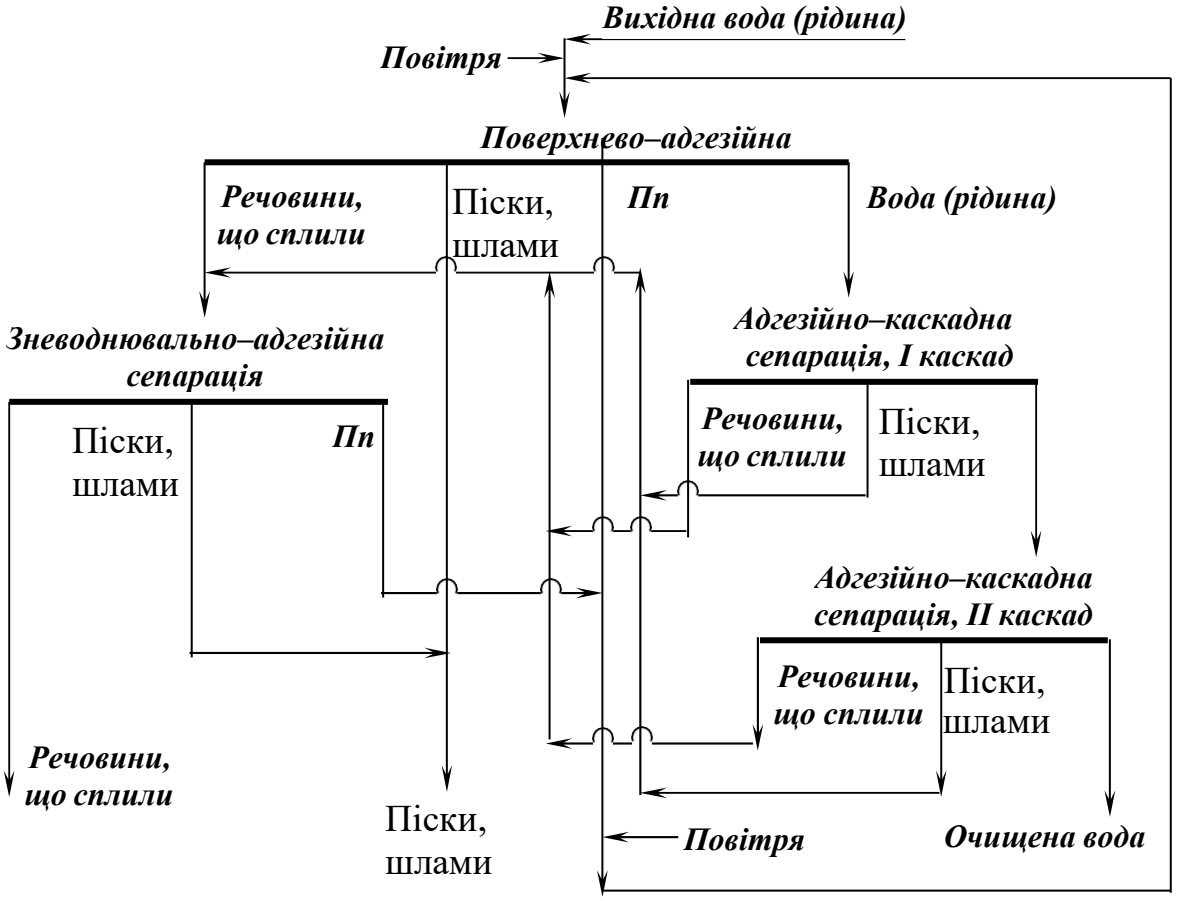


Рис. 17.7 – Схема поверхневої, каскадної і зневоднювальної адгезійної сепарації.

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).

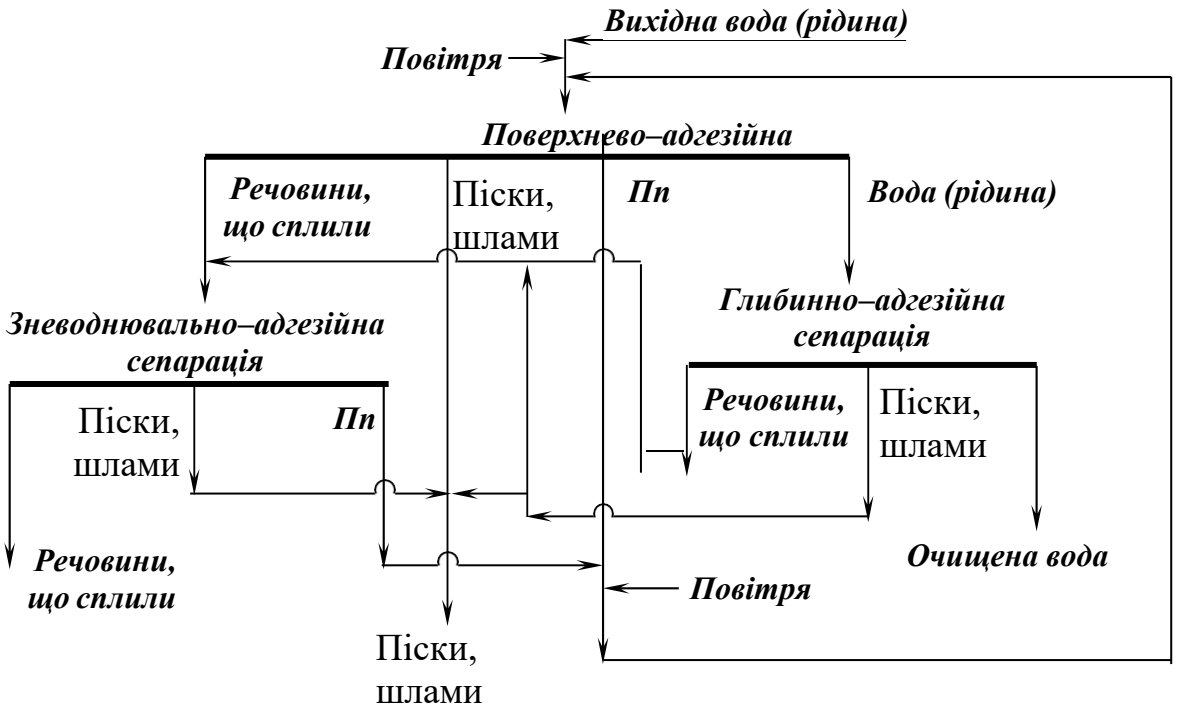


Рис. 17.8 – Схема поверхневої, глибинної і зневоднювальної адгезійної сепарації.

Переваги пристроїв адгезійного очищення стічних вод такі: пристрої мають високий ступінь самовирівнювання (самоналаштовуються); займають невелику площу; разом з нафтою і маслами виводяться й тонкі шлами; вміст кисню збільшується до вмісту звичайної води; застосування коагулянтів не потрібне.

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.

17.9. 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.

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.

Після очищення біологічними методами воду слід знешкоджувати від хвороботворних бактерій. Останнім часом через підвищені вимоги до якості води очищену воду піддають доочищенню в багатошарових піщаних фільтрах, мікрофільтрах, контактних прояснювачах, біологічних ставках, в хімічних окиснювачах озонуванням. У деяких випадках виникає необхідність видалення азоту і фосфору, які сприяють розвитку в водоймах рослинності. Фосфор і азот видаляють фізико–хімічними, хімічними і біологічними методами.

У спорудах механічної та біологічної очистки з'являються у великій кількості осади. Осад первинних відстійників піддається гниттю, тому для його обробки передбачаються двоярусні відстійники, метантенки. Осад просушують на мулових майданчиках, а також зневоднюють на вакуум–фільтрах, фільтр–пресах, центрифугах, сушать в сушарках. До нових способів згущення і зневоднення належить спосіб безнапірного фільтра і вібрації фільтрувальної перегородки при зневодненні осаду, а також метод заморожування осадів.

Пристрої для біохімічного очищення стічних вод поділяють на:

- пристрої, в яких очищення стічних вод наближається до природних умов;
- пристрої з штучно створеними умовами очищення стічних вод.

До перших відносяться поля зрошення, поля фільтрації та біологічні ставки. До других відносять аеротенки і біологічні фільтри, що дозволяють більш інтенсивно здійснювати окиснення органічних домішок.

Аеротенки – це залізобетонні резервуари різної форми, що складаються з декількох секцій, по яких рухаються стічні води. Існує багато різних видів аеротенків: з пневматичною аерацією, поверхневою аерацією і змішаного типу. Аеротенки також ділять на: оксітенки, фільтротенки флототенки, біодиски і біологічні ставки. Аерація стічних вод у аеротенках може бути здійснена механічними і пневматичними методами. 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. 17.9) стічна вода надходить в усереднювач ***1*** з решіткою для механічного очищення води від крупних частинок і різних сторонніх предметів.

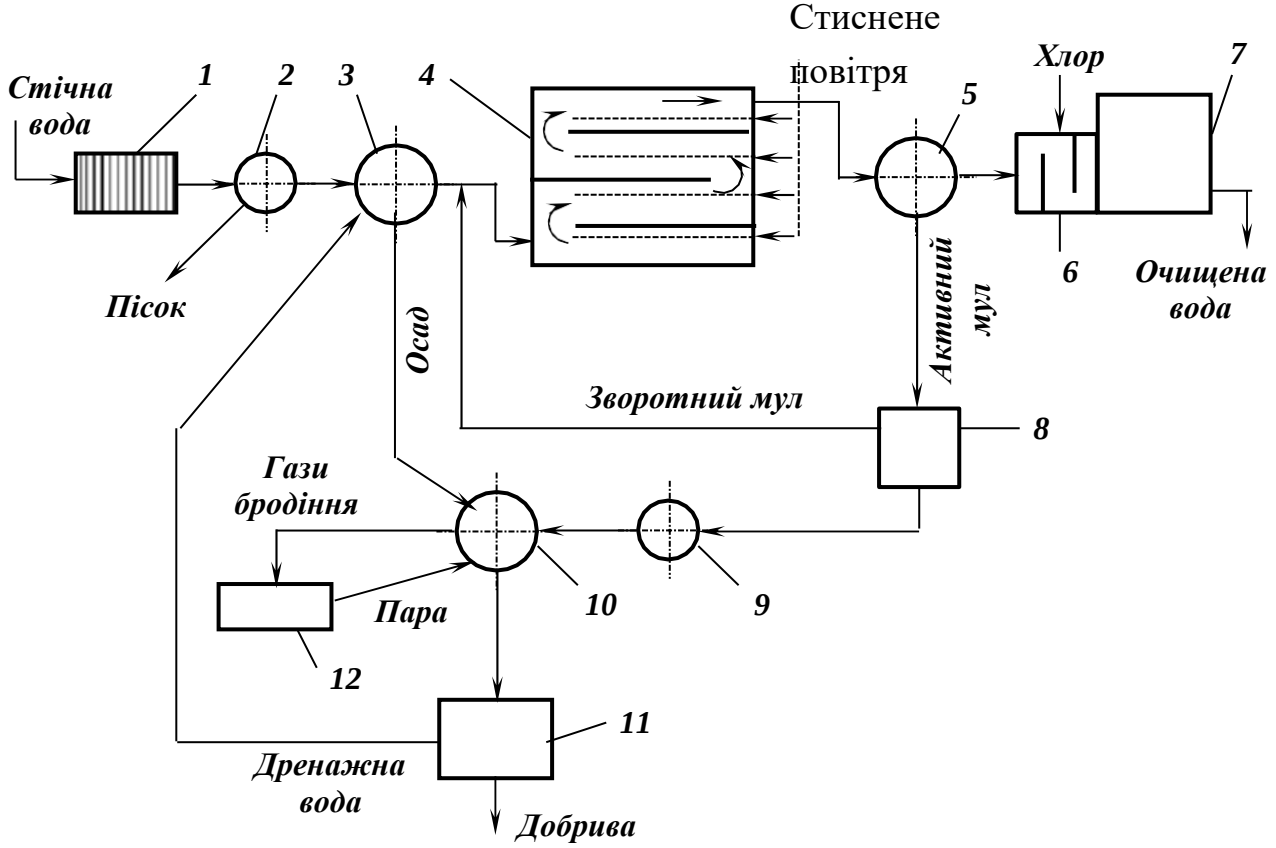


Рис. 17.9 – Схема повного біохімічного очищення стічних вод. 1 – усереднювач; 2 – пісколовка; 3 – первинний відстійник; 4 – аеротенк; 5 – вторинний відстійник; 6 – контактний резервуар; 7 – чан; 8 – насосна станція; 9 – мулоущільнювач; 10 – метантенк; 11 – муловий майданчик;12 – котельна.

З усереднювача вода подається у пісколовку ***2***, яка являє собою циліндроконічний резервуар з тангенціальним вводом води. У пісколовці осаджується зерниста фракція – пісок. Злив пісковловлювача 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°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.

Біофільтр – споруда (рис. 17.10) для біологічного (із застосуванням мікроорганізмів) очищення побутових і промислових стічних вод шляхом мінералізації органічних речовин бактеріями–аеробами.

Біофільтр являє собою басейн з дренажем на днищі, завантажений матеріалом–фільтратом (шлак, галька та ін., 20 – 50 мм завбільшки). Висота завантаження біофільтра близько 2 м. В біофільтрі відстояна стічна рідина, проходячи через фільтрувальний матеріал, очищається створюваною на ньому біологічною плівкою, аналогічною активному мулу аеротенків. В біофільтрі плівка обгортає зерна завантаження і в міру того, як наростає, змивається водою; повітря проникає в пори завантаження через його поверхню, дренаж і стіни (якщо вони проникні).

Найпродуктивніші біофільтри – це аерофільтри та біофільтри зі збільшеною висотою завантаження (до 4 м) і з рециркуляцією рідини.

Фільтрація води здійснюється через шар крупного зернистого матеріалу, вкритого біологічною плівкою аеробних мікроорганізмів. Забруднюючі речовини стічних вод сорбуються біоплівкою і, під впливом

організмів, із яких вона складається, піддаються процесу окиснення. Реакція окиснення відбувається в присутності повітря, що природним або штучним способом подається у споруду.

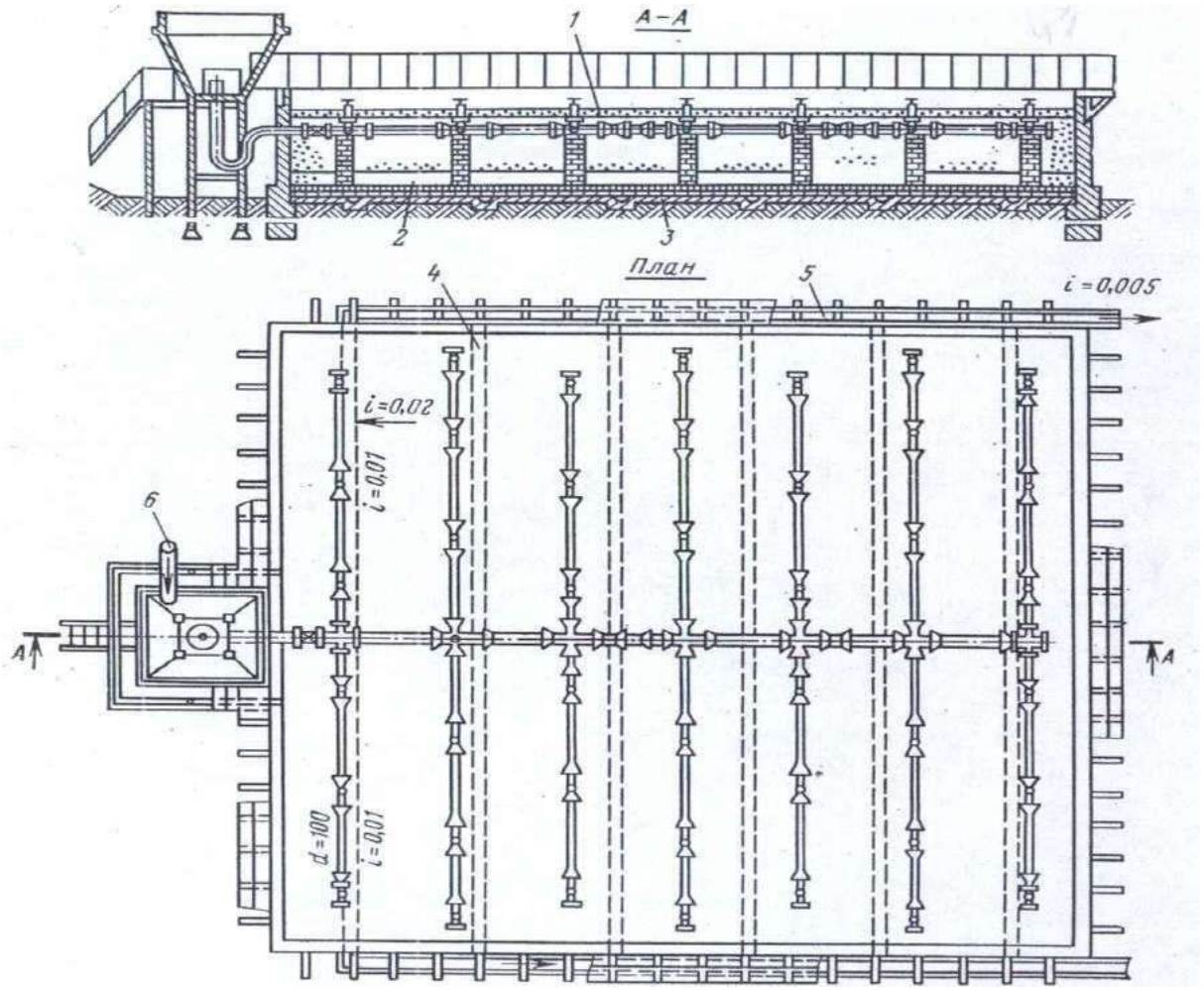


Рис. 17.10 – Біофільтр
1– розподільчий шар; *2* – підтримуючий шар; 3 – бетон; *4* – дренаж; 5 – збірний лоток; *6* – подача стічної води

Для очищення невеликої кількості стічних вод застосовують біофільтри з природною подачею повітря. Крупнозернистий матеріал, на поверхні якого розташовується біоплівка, називають завантаженим. Як фільтрувальний матеріал для біофільтрів використовують щебінь, гальку, керамзит, пластмасові елементи і т. д.

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 бувають періодичної і безперервної дії. Біофільтри періодичної дії майже не застосовуються.

Біофільтри підрозділяють на високонавантажені і слабконавантажені або крапельні. Високонавантажені біофільтри характеризуються великою продуктивністю. 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·$м^2$. 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.

Принцип дії біофільтра наступний: стічні води надходять в розподільні пристрої, які періодично подають їх на поверхню фільтра; профільтрована через товщу біофільтра вода проходить через отвори в дірчастому дні на суцільне днище і видаляється по лотках з фільтра і далі надходить у вторинні відстійники, в яких затримується біоплівка, відокремлена від чистої води.

Високонавантажені біофільтри відрізняються від крапельних: матеріалом завантаження фільтра (крупність зерен 40–60 мм); штучною продувкою матеріалу завантаження; збільшенням висоти шару фільтрації завантаження; зменшенням тривалості перерви подачі води на фільтр і більшим обсягом робочої поверхні фільтра; введенням рециркуляції і збільшенням навантаження.

Схема одноступінчатої роботи біофільтра з рециркуляцією показана на рис. 17.11.

Біологічне очищення стічних вод в природних умовах

Біологічне очищення стічних вод в умовах наближених 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*. Поля зрошення, як правило, використовуються для вирощування овочевих та ягідних культур.

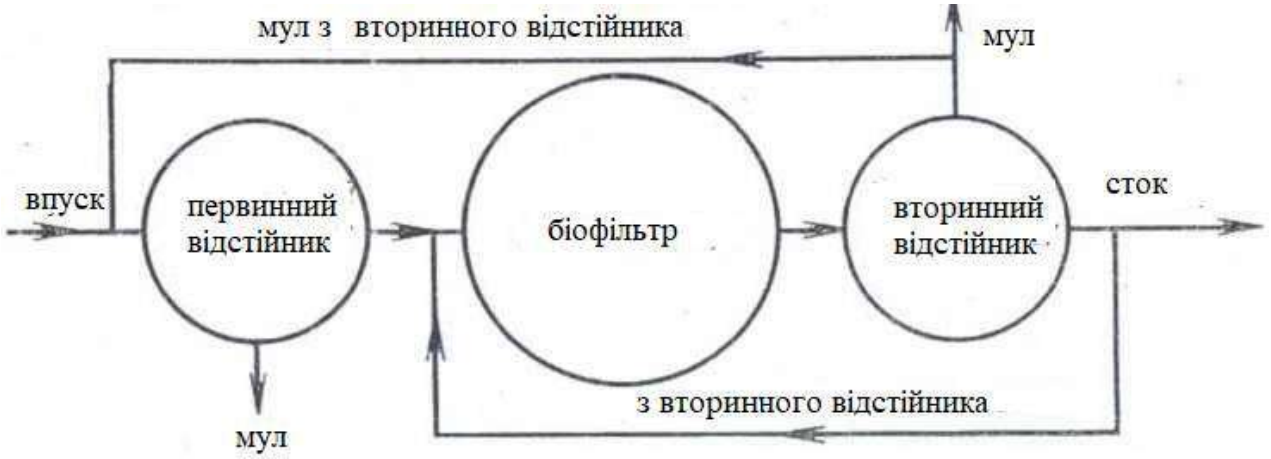


Рис 17.11 – Схема одноступінчатої роботи біофільтра з рециркуляцією

Біологічні ставки – штучно створені неглибокі водойми для біологічного очищення стічних вод. Вони працюють самостійно для повного очищення стічних вод в місцевостях із середньою температурою 10° С.

Біологічні ставки часто використовуються в поєднанні з іншими методами очищення, причому їх використовують для доочищення вод. Біологічні ставки бувають аеробні та анаеробні. Аеробні ставки бувають проточні та контактні. Якщо ставок очищає воду повністю, то для цього потрібен час перебування води в ньому 12–20 діб. Глибина води в ставках першого ступеня не більше 1 м, а в наступних не більше 1,5–2 м. При доочищенні час перебування води в ставку не менше 2 діб, а глибина ставка не більше 1 м. В аеробних контактних ставках час перебування води 8–10 діб. Для розрахунку площі приймається 1 га для 250 $м^3$/добу води при сильно забрудненій воді та 4000–5000 $м^3$/добу при доочищенні.

Інші методи

Евапорація – відгін водяними парами летких речовин, що забруднюють стічну воду. Вона знаходить широке застосування в хімічній промисловості і, зокрема, на коксових установках для очищення води від фенолів. При використанні методу евапорації стічні води не забруднюються реагентами. Цей метод досить простий і зручний для подальшої біологічної очистки води.

17.10. 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 (за масою). Якщо отримана суміш виявляється недостатньо зневодненою, у суміш додають негашене вапно в кількості 1 – 10 кг/т. Підготовлену в такий спосіб суміш відходів можна транспортувати автосамоскидами в плоскі відвали, яри, відпрацьовані кар'єри. Засипані площі після покриття шаром чорнозему піддають рекультивації.

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.

ДОДАТКИ

Додаток А

Методика розрахунку схеми дроблення

Методика розрахунку схеми дроблення розглянута на прикладі, що приведений нижче.

Завдання: Виконати розрахунок схеми дроблення (рис. 1) за наступними вихідними даними: продуктивність ЗФ $Q_{ЗФ}$ = 600 т/год; руда – середньої твердості; розмір максимального куска – у вихідному D_{max} = 600 мм, у дробленому продукті d_{max} = 12 мм; гранулометричні склади руди і дроблених продуктів (табл. 1).

Таблиця 1 – Гранулометричний склад руди

Клас, мм	γ,%	γ^{+d}, %	γ^{-d}, %
+400	30	30	100
400 – 200	28	58	70
200 – 100	17	75	42
100 – 50	15	90	25
50 – 25	4	94	10
25 – 12	3	97	6
12 – 0	3	100	3
Разом	100	–	–

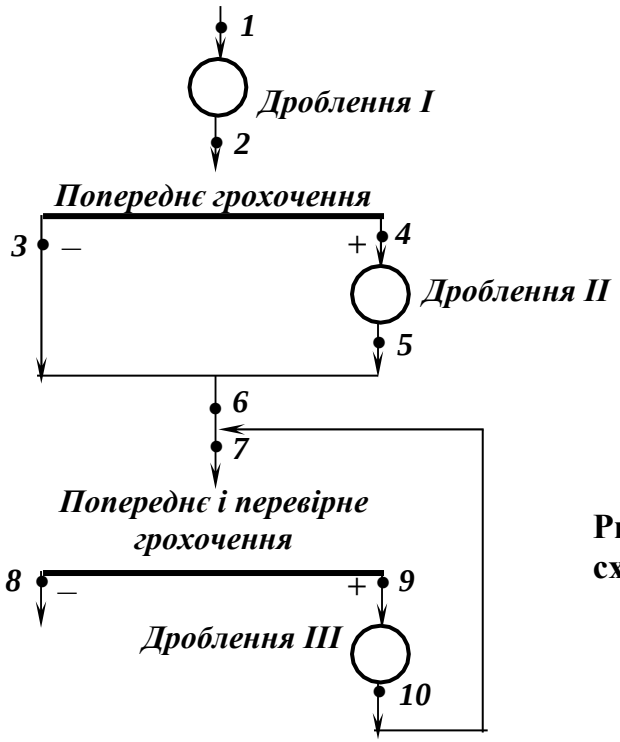


Рис. 1 – Розрахункова схема дроблення (АБГ).

1. Розрахунок технологічних показників

Визначаємо показники схеми дроблення.

1.1 Загальний ступінь дроблення:

$$S_{заг} = D_{\max} / d_{\max} = 600/12 = 50.$$

При отриманому загальному ступіні дроблення може бути прийнята тристадіальна схема дроблення, що не суперечить І-му правилу вибору схеми дроблення.

1.2 Середній ступінь дроблення:

$$S_{сер} = \sqrt{S_{заг}} = \sqrt{50} = 3{,}7.$$

1.3 Ступені дроблення у окремих стадіях:

• у I і II стадії призначаємо

$$S_1 = S_2 = 3{,}3.$$

Перша і друга стадії працюють без перевірного грохочення, тому їхні ступені дроблення повинні бути менші, ніж у третьому ступені, який працює з перевірним грохоченням;

• тоді ступінь дроблення III стадії

$$S_3 = S_{заг} / (S_1 \cdot S_2) = 50/3{,}3 \cdot 3{,}3 = 4{,}6.$$

1.4 Умовна максимальна крупність грудок у окремих стадіях:

• у I стадії

$$D_1 = D_{\max} / S_1 = 600/3{,}3 = 182 \text{ мм},$$

• у II стадії

$$D_2 = D_{\max} / (S_1 \cdot S_2) = 600/3{,}3 \cdot 3{,}3 = 55 \text{ мм},$$

• у III стадії

$$D_3 = D_{\max} / (S_1 \cdot S_2 \cdot S_3) = 600/3{,}3 \cdot 3{,}3 \cdot 4{,}6 = 12 \text{ мм}.$$

1.5 Ширина розвантажувальних щілин дробарок I і II стадій.

При дробленні руд без перевірного грохочення максимальна умовна крупність *z* дробленого продукту перевищує ширину розвантажувальної щілини дробарки (табл. 2).

Таблиця 2 – Максимальна умовна крупність *z* дробленого продукту

Категорія твердості руди	Максимальна умовна крупність *z* дробленого продукту для дробарок типу:			
	ККД	ЩДП	КСД	КМД
М'які	1,1	1,3	1,3 – 1,5	1,7 – 2,0
Середньої твердості	1,4	1,5	1,8 – 2,0	2,2 – 2,5
Тверді	1,6	1,7	2,4 – 2,6	2,7 – 3,0

З урахуванням закрупнення ширина розвантажувальних щілин дробарок:

• I стадії (закрупнення для руди середньої твердості z_1 =1,4)

$$i_1 = D_1/z_1 = 182/1{,}4 = 130\,\text{мм};$$

• II стадії (закрупнення для руди середньої твердості z_2 =1,8)

$$i_2 = D_2/z_2 = 55/1{,}8 = 30\,\text{мм}.$$

1.6 Розмір отворів сит грохотів a і ефективність грохочення E_2^{-a} у II стадії дроблення.

Для попереднього грохочення розмір отворів сит грохотів приймають від *i* (якщо дробарка недовантажена) до *zi* (якщо дробарка перевантажена).

Для крупного грохочення на колосникових грохотах *E* = 60 – 70 % (в розрахункової схемі відсутнє).

Для середнього і дрібного грохочення на вібраційних грохотах *E* = 80 – 85 % .

Для розрахункової схеми приймаємо:

$$a_2 = i_2 = 30\,\text{мм}; \qquad E_2^{-a} = E_2^{-30} = 85\%.$$

1.7 Режим роботи грохотів і дробарок III стадії

У залежності від значень ширини розвантажувальної щілини дробарки *i*, розміру отворів сита *a* і ефективності грохочення E_2^{-a}, які визначають режим роботи грохотів і дробарок, змінюється характеристика крупності дробленого продукту, необхідне число дробарок і грохотів, продуктивність млинів.

Найбільш раціональні такі режими, при яких розвантажувальні щілини дробарок і ефективності грохочення зменшені, а розміри отворів сит грохотів збільшені.

Для розрахункової схеми приймаємо:

$$i_3 = 0{,}8D_3 = 0{,}8 \cdot 12 = 10\,\text{мм};$$

$$a_3 = 1{,}2D_3 = 1{,}2 \cdot 12 = 14\,\text{мм};$$

$$E_3^{-a} = E_3^{-14} = 75\,\%.$$

1.8 Обґрунтування схеми дроблення.

Оскільки у вихідній руді, що надходить на ЗФ, вміст класу – 130 мм складає менше 15 % (див. табл. 1 – гранулометричний склад вихідної руди), I стадії дроблення не повинна передувати операція попереднього грохочення (обґрунтування по I правилу вибору схеми дроблення). В II стадії дроблення раціональне використання попереднього грохочення (обґрунтування по II правилу вибору схеми дроблення). В заключній стадії дроблення рекомендується застосовувати попереднє і перевірне

грохочення (обґрунтування по III правилу вибору схеми дроблення). Таким чином, прийнята тристадійна схема типу АБГ (рис. 1) є для даної руди раціональною.

2. Розрахунок схеми дроблення

Якщо є ситові аналізи вихідного матеріалу і продуктів дроблення необхідно побудувати їхні характеристики крупності і використовувати їх при розрахунках. При відсутності ситових аналізів слід скористатися типовими характеристиками або емпіричними формулами, які їх описують.

2.1 Розрахунок I стадії дроблення

• *Маси продуктів* I стадії:

$Q_2 = Q_1 = 600$ т/год.

Після побудови характеристики крупності продукту *1* (рис. 2) визначаємо вміст у ньому класу + 130 мм: $\beta_1^{+130} = 67\%$ ($\beta_1^{-130} = 33\%$).

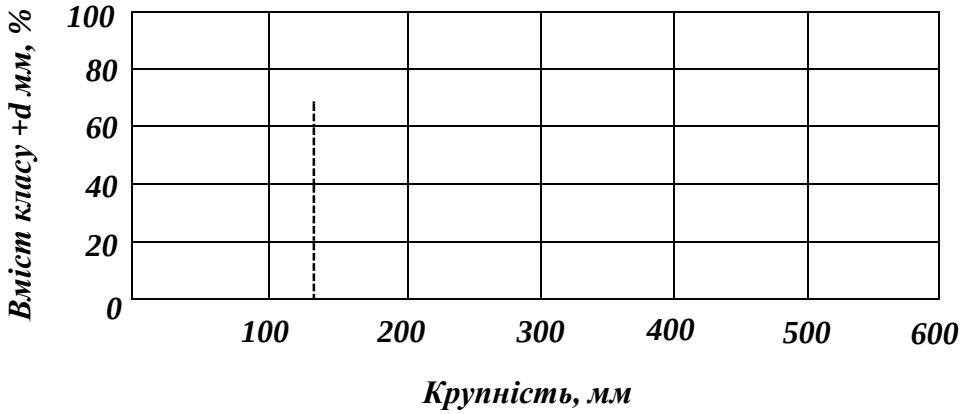


Рис. 2 – Характеристика крупності вихідної руди.

• Визначаємо *відносну крупність* зерен у дробленому продукті I стадії дроблення (табл. 3): $z_1 = d / i_1$ (i_1 = 130 мм).

Таблиця 3 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті I стадії дроблення

d, мм	130	100	50	25	12
z_1	1,00	0,77	0,38	0,19	0,09

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулами, наведеними в Табл. 1.9 визначаємо гранулометричний склад класу +130 мм після його дроблення (табл. 4):

$$b^{+z} = (1 - 0{,}80z + 0{,}11z^3 - 0{,}02z^4) \cdot 10^2; \quad b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 4 – Гранулометричний склад класу + 130 мм після дроблення

d, мм	130	100	50	25	12
b_1^{+z}	29,0	43,3	70,2	84,8	92,8
b_1^{-z}	71,0	56,7	29,8	15,2	7,2

• Вихід класів у продукті 2 розраховується за формулою:

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + b_1^{-d} \cdot \beta_1^{+i1}, \%,$$

де $\beta_1^{-d}, \beta_2^{-d}$ – вихід класу «– *d*» у вихідному і дробленому продуктах, %; b_1^{-d} – вміст класу «– *d*» у дробленому продукті (табл. 4), %; β_1^{+i1} – вихід класу «+ i_1 » у вихідному продукті ($\beta_1^{+130} = 0{,}67$), частки од.

Наприклад,

$$\beta_2^{-130} = 33 + 71 \cdot 0{,}67 = 80{,}6, \%;$$

$$\beta_2^{-100} = 25 + 56{,}7 \cdot 0{,}67 = 63{,}0, \%$$ і т.д.

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту *2* наведені у табл. 5.

Таблиця 5 – Гранулометричний склад продукту *2*

Клас, мм	γ, %	Сумарні виходи	
		γ^{+d}, %	γ^{-d}, %
+ 130	19,4	19,4	100,0
130 – 100	17,6	37,0	80,6
100 – 50	33,0	70,0	63,0
50 – 25	13,8	83,8	30,0
25 – 12	8,4	92,2	16,2
12 – 0	7,8	100,0	7,8
Разом	100,0	–	–

2.2 Розрахунок II стадії дроблення

Другій стадії дроблення передує грохочення на ситі з розміром отворів a_2 = 30 мм. З використанням даних табл. 5 визначити вихід класу (0–30 мм) неможливо, тому необхідно побудувати сумарну характеристику крупності продукту 2 (рис. 3).

Після побудови характеристики крупності продукту *2* визначаємо вміст у ньому класу + 30 мм: $\beta_1^{+30} = 80\,\%$ ($\beta_1^{-30} = 20\,\%$).

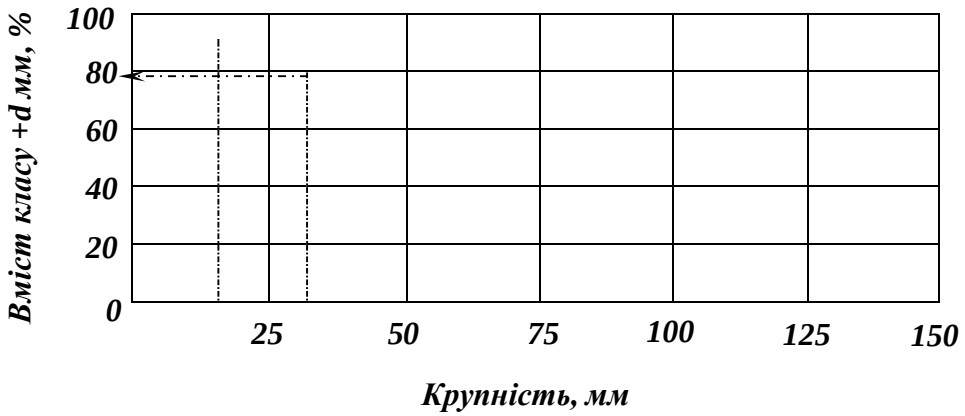


Рис. 3 – Характеристика крупності продукту *2*.

Крім того, при розрахунку процесу грохочення необхідно знати вихід класу (0–15 мм): $\beta_1^{+15} = 90\,\%$ ($\beta_1^{-15} = 10\%$).

• *Маси продуктів* II стадії:

$Q_6 = Q_1 = 600$ т/год.

$Q_3 = Q_2 \cdot \beta_2^{-30} \cdot E_2^{-30} = 600 \cdot 0{,}2 \cdot 0{,}85 = 102$ т/год; ($\gamma_3 = 17$ %);

$Q_4 = Q_2 - Q_3 = 600 - 102 = 498$ т/год; ($\gamma_4 = \gamma_5 = 83$ %);

$Q_5 = Q_4 = 498$ т/год;

• Визначаємо *відносну крупність* зерен у дробленому продукті II стадії дроблення (табл. 6): $z_2 = d / i_2$ ($i_2 = 30$ мм).

Таблиця 6 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті II стадії дроблення

d, мм	25	12
z_2	0,83	0,40

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулами, наведеними в Табл. 1.9 визначаємо гранулометричний склад класу +30 мм після його дроблення (табл. 7):

$$b^{+z} = (1 - 0{,}82z + 0{,}17z^2) \cdot 10^2;$$

$$b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 7 – Гранулометричний склад класу + 30 мм після дроблення

d, мм	25	12
b_2^{+z}	43,7	69,9
b_2^{-z}	56,3	30,1

• Вихід класів у продукті 6 розраховується за формулою:

$$\beta_6^{-d} = \beta_2^{-d} \cdot E_2^{-30} + b_2^{-d} \cdot \gamma_5, \%,$$

де $\beta_2^{-d}, \beta_6^{-d}$ – вихід класу «– *d*» у продуктах *2* і *6*, %; b_2^{-d} – вміст класу «– *d*» у дробленому продукті (табл. 7), %; γ_5 – вихід продукту *5*, частки од.; E_2^{-30} – ефективність грохочення по зерну 30 мм, частки од.

Наприклад,

$$\beta_6^{-25} = 16{,}2 \cdot 0{,}85 + 56{,}3 \cdot 0{,}83 = 60{,}5, \%;$$

$$\beta_6^{-12} = 7{,}8 \cdot 0{,}85 + 30{,}1 \cdot 0{,}83 = 31{,}6, \%.$$

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту *6* наведені у табл. 8.

Таблиця 8 – Гранулометричний склад продукту *6*

Клас, мм	*γ, %*	Сумарні виходи	
		γ^{+d}, %	γ^{-d}, %
+ 25	39,5	39,5	100,0
25 – 12	28,9	68,4	60,5
12 – 0	31,6	100,0	31,6
Разом	100,0	–	–

2.3 Розрахунок III стадії дроблення

У третю стадію дроблення включені операції попереднього і перевірного грохочення на ситі з розміром отворів a_3 = 14 мм. З використанням даних табл. 8 визначити вихід класу (0–14 мм) неможливо, тому необхідно побудувати сумарну характеристику крупності продукту 6 (рис. 4).

Після побудови характеристики крупності продукту *6* визначаємо вміст у ньому класу + 14 мм: $\beta_6^{+14} = 65\%$ ($\beta_6^{-14} = 35\%$).

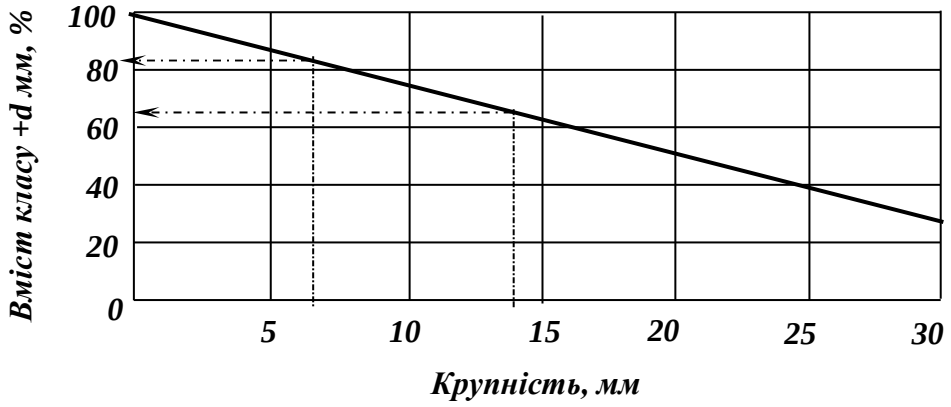


Рис. 4 – Характеристика крупності продукту *6*.

• Визначаємо *відносну крупність* зерен у дробленому продукті III стадії дроблення (табл. 9): $z_2 = d / i_3$ (i_3 = 10 мм).

Таблиця 9 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті III стадії дроблення

d, мм	14	12
z_3	1,4	1,2

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулами, наведеними в Табл. 1.9 визначаємо гранулометричний склад класу + 14 мм після його дроблення (табл. 10):

$$b^{+z} = (1 + 0{,}12z - 1{,}13z^2 + 0{,}62z^3 - 0{,}10z^4) \cdot 10^2; \quad b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 10 – Гранулометричний склад класу + 14 мм після дроблення

d, мм	14	12
b_2^{+z}	27,0	38,1
b_2^{-z}	73,0	61,9

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту *10* наведені у табл. 11.

Таблиця 11 – Гранулометричний склад продукту *10*

Клас, мм	*γ, %*	Сумарні виходи	
		γ^{+d}, %	γ^{-d}, %
+ 14	27,0	27,0	100,0
14 – 12	11,1	38,1	73,0
12 – 0	61,9	100,0	61,9
Разом	100,0	–	–

• Для визначення оригінального живлення, по якому вибирається дробарка, III стадія дроблення подається у розгорнутому вигляді, тобто с роздільними операціями попереднього і перевірного грохочення (рис. 5).

• *Маси продуктів* III стадії:

$$Q_8 = Q_6 = Q_1 = 600 \text{ т/год};$$

$$Q_{6'} = Q_6 \cdot \beta_6^{-14} \cdot E_3^{-14} = 600 \cdot 0{,}35 \cdot 0{,}75 = 157{,}2 \text{ т/год}; \ (\gamma_{6'} = 26{,}3\ \%);$$

$$Q_{6''} = Q_6 - Q_{6'} = 600 - 157{,}5 = 442{,}5 \text{ т/год}; \ (\gamma_{6''} = 73{,}7\ \%).$$

З використанням ситової характеристики продукту *10* (табл. 11) визначаємо *C*, Q_{10}, Q_7 $Q_{10'} = Q_{10} \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14}$, при $Q_{10} = Q_{6'} + C$ і $Q_{6'} = Q_{10'}$

отримуємо:

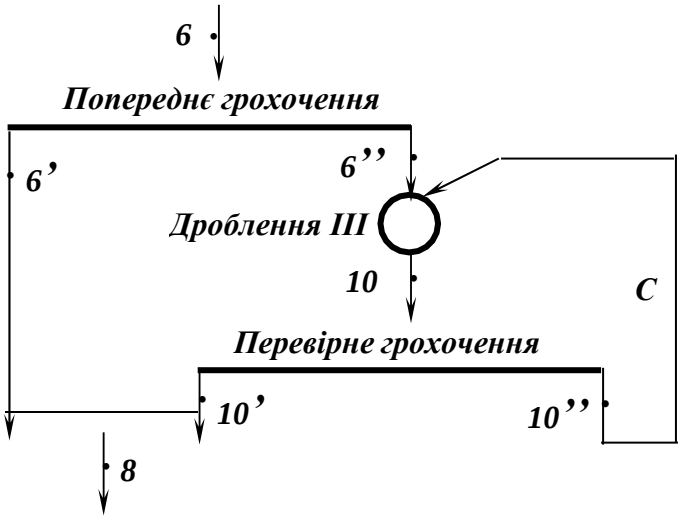
$$Q_{6'} = Q_{6'} \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14} + C \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14},$$

звідки

$$C = \frac{Q_{6'}(1 - \beta^{-14} \cdot E^{-14})}{\beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14}} = \frac{442{,}5 \cdot (1 - 0{,}73 \cdot 0{,}75)}{0{,}73 \cdot 0{,}75} = 365{,}7 \text{ т/год};$$

$$Q_{10} = Q_{6'} + C = 442{,}5 + 365{,}7 = 808{,}2 \text{ т/год}; \ (\gamma_{10} \approx 134{,}7\ \%)$$

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 600 + 808{,}2 = 1408{,}2 \text{ т/год}; \ (\gamma_7 \approx 234{,}7\ \%)$$



Примітка.
1. Дробарку вибирають по прод. 6".
2. Грохот вибирають по прод. 7.

Рис. 5 – Розрахункова схема III-ої стадії дроблення.

• Вихід класу (– 12 мм) у продукті 8 розраховується за формулою:

$$\beta_8^{-12} = (\beta_6^{-12} + \beta_{10}^{-12} \cdot \gamma_{10}) \cdot E_3^{-14} = (31{,}6 + 61{,}9 \cdot 1{,}347) \cdot 0{,}75 = 86{,}2\ \%,$$

де $\beta_6^{-12}, \beta_{10}^{-12}$ – вихід класу «– *12*» у продуктах *6* і *10*, %; γ_5 – вихід продукту *10*, частки од.; E_3^{-14} – ефективність грохочення по зерну 14 мм, частки од.

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту *8* наведені у табл. 12.

Таблиця 12 – Гранулометричний склад продукту *8*

Клас, мм	*γ, %*	Сумарні виходи	
		γ^{+d}, %	γ^{-d}, %

+ 12 12 – 0	13,8 86,2	13,8 100,0	100,0 86,2
Разом	100,0	–	–

При розрахунку процесу грохочення необхідні такі дані:

– вміст класу розміром менше половини розміру отворів сита (– 7 мм) у продукті *7*. Оскільки характеристика крупності прямолінійна, вміст цього класу можна розрахувати за формулою:

$$\beta_7^{-7} \approx 0{,}5 \cdot \frac{\beta_6^{-14} + \beta_{10}^{-14} \cdot \gamma_{10}}{\gamma_7} = 0{,}5 \cdot \frac{35 + 73 \cdot 1{,}347}{2{,}347} = 28{,}4\,\%;$$

– вміст надлишкових зерен (+ 14 мм) у продукті *7*:

$$\beta_7^{+14} = \frac{\beta_6^{+14} + \beta_{10}^{+14} \cdot \gamma_{10}}{\gamma_7} = \frac{65 + 27 \cdot 1{,}347}{2{,}347} = 43{,}2\,\%.$$

3. Вибір обладнання схеми дроблення

Дробарки

3.1 Вимоги, яким повинні задовольняти дробарки наведені у табл. 13.

Таблиця 13 – Вимоги до дробарок

Показник	I стадія	II стадія	III стадія
Крупність максимальних грудок у живленні, мм	600	182	55
Ширина розвантажувальної щілини, мм	130	30	10
Потрібна продуктивність, т/год	600	498	442,5

3.2 Технологічні характеристики обраних дробарок.

Дробарки вибирають с урахуванням твердості матеріалу, що дробиться, і вимог, що указані в табл. 13. Для руд середньої твердості обираємо конусні дробарки, їхні технологічні характеристики наведені в табл. 14.

Таблиця 14 – Технологічні характеристики обраних дробарок

Стадія дроблення	Тип дробарки	Ширина, мм		Насипна густина т/м^3	Продуктивність	
		завант. отвору	розвант. щілини		м^3/год	т/год
I	ККД 900/140	900	140	2	420	840

II	КСД 1750Гр	250	25 – 60		300	600
III	КМД 2200Т2	75	7 - 15		160	320

3.3 Визначення числа дробарок з урахуванням нерівномірності навантаження ($k_н$ = 1,1):

• в I стадії:

$$n_1 = k_н \cdot Q_1 / Q_{др1} = 1{,}1 \cdot 600 / 840 = 0{,}8 \Rightarrow$$ 1 др. ККД 900/140;

• в II стадії:

$$n_2 = k_н \cdot Q_4 / Q_{др2} = 1{,}1 \cdot 498 / 600 = 0{,}9 \Rightarrow$$ 1 др. КСД 1750Гр;

• в III стадії:

$$n_3 = k_н \cdot Q_{6'} / Q_{др3} = 1{,}1 \cdot 442{,}5 / 320 = 1{,}5 \Rightarrow$$ 2 др. КМД 2200Т2.

Грохоти

3.3 Визначення площі просіюючої поверхні вібраційних грохотів II і III стадій виконується за формулою:

$$F = Q_o / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p,$$

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

Дані для визначення площі просіюючої поверхні грохотів використовуються дані табл. 1.8 і 1.9. Для прикладу, що розглядається, розрахункові коефіцієнти наведені у табл. 15.

Таблиця 15 – Розрахункові коефіцієнти для визначення площі просіюючої поверхні

Показники	q, м^3/год·м^2	δ	k	l	m	n	o	p
II стадія	33	2	0,7	2,00	1,28	1	1	1
III стадія	25	2	0,9	1,47	1,45	1	1	1

• в II стадії:

$$F_2 = Q_2 / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 600 / 33 \cdot 2 \cdot 0{,}7 \cdot 2 \cdot 1{,}28 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 5{,}1$$ м^2;

• в III стадії:

$$F_3 = Q_7 / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 1408{,}2 / 25 \cdot 2 \cdot 0{,}9 \cdot 1{,}47 \cdot 1{,}45 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 14{,}7$$ м^2.

Для руд з насипною густиною 2 т/м^3 обираємо грохоти типу ГІТ-51 ($F_{гр}$ = 7,9 м^2) – для II і III стадії.

3.5 Визначення числа грохотів з урахуванням нерівномірності навантаження ($k_н$ = 1,1):

• в II стадії:

$$n_2 = k_н F_2 / F_{гр} = 1{,}1 \cdot 5{,}1 / 7{,}9 = 0{,}7 \Rightarrow \text{1 гр. ГІТ-51}$$

• в III стадії:

$$n_3 = k_н \cdot F_3 / F_{гр} = 1{,}1 \cdot 14{,}7 / 7{,}9 = 2{,}0 \Rightarrow \text{2 гр. ГІТ-51}$$

Схема ланцюга апаратів розрахованої схеми дроблення наведено на рис. 6.

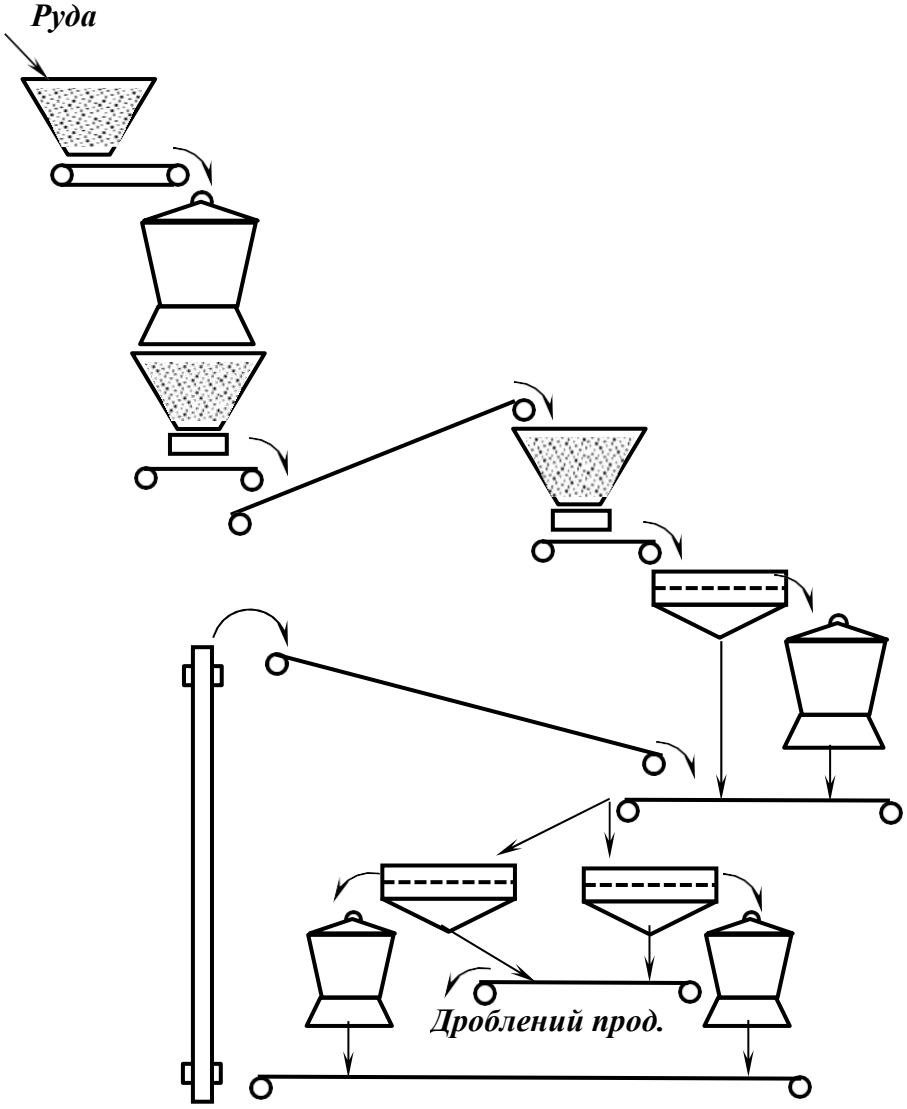


Рис. 6 – Апаратурне зображення розрахованої схеми дроблення.

Додаток В

Методика розрахунку схеми подрібнення

Методика розрахунку схеми подрібнення розглянута на прикладі, що приведений нижче.

Завдання: Виконати розрахунок схеми подрібнення (рис. 1) за наступними вихідними даними: продуктивність ЗФ $Q_{ЗФ}$ = 600 т/год; на подрібнення надходить дроблена руда середньої твердості; вкраплення – нерівномірне по крупності; розмір максимального куска у вихідному продукті $D_{max} \leq 20$ мм; попередніми дослідженнями установлено, що раціональним варіантом є двостадійна схема *ВГ*; вміст розрахункового класу (–0,074 мм) у продуктах схеми наведено у (табл. 1).

Таблиця 1 – Вміст розрахункового класу у продуктах схеми

№ продукту	1	3	4	5	7	8	9
Вміст розрахункового класу, %	3	30	50	5	80	8	40

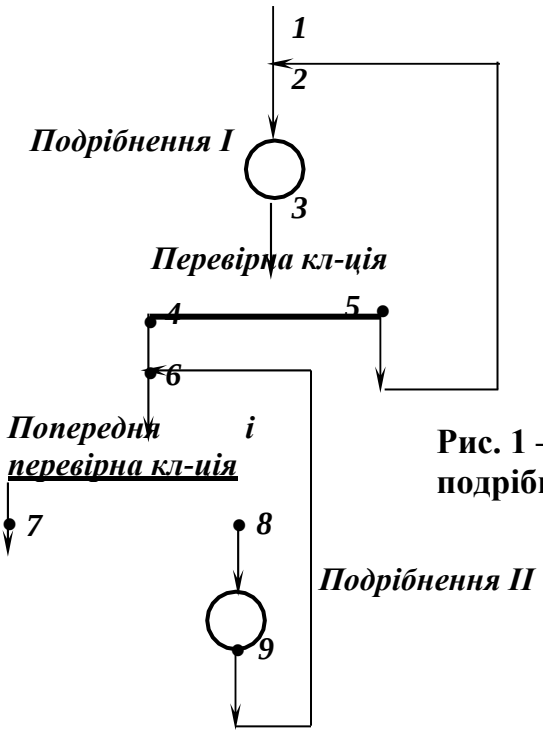


Рис. 1 – Розрахункова схема подрібнення.

1. Визначення мас продуктів

• *І-а стадія подрібнення:*

$$Q_4 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для перевірної класифікації I стадії подрібнення:

$$Q_3\beta_3 = Q_4\beta_4 + Q_5\beta_5$$

при $Q_3 = Q_4 + Q_5$ і $Q_4 = Q_1$ одержимо:

$$(Q_1 + Q_5)\beta_3 = Q_1\beta_4 + Q_5\beta_5,$$

звідки

$$Q_5 = Q_1 \cdot \frac{\beta_4 - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5} = 600 \cdot \frac{50 - 30}{30 - 5} = 480 \text{ , т/год;}$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_5 = 600 + 480 = 1080 \text{ , т/год.}$$

Вибір млина I стадії подрібнення здійснюється по продукту *1* (без циркуляційного навантаження), а вибір класифікатора – по продукту *3* (з циркуляційним навантаженням).

• *II-а стадія подрібнення:*

$$Q_7 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Для визначення циркуляційного навантаження і оригінального живлення, по якому вибирається млин, II стадія подрібнення представляється у розгорнутому вигляді, тобто с роздільними операціями попередньої і перевірної класифікації (рис. 2).

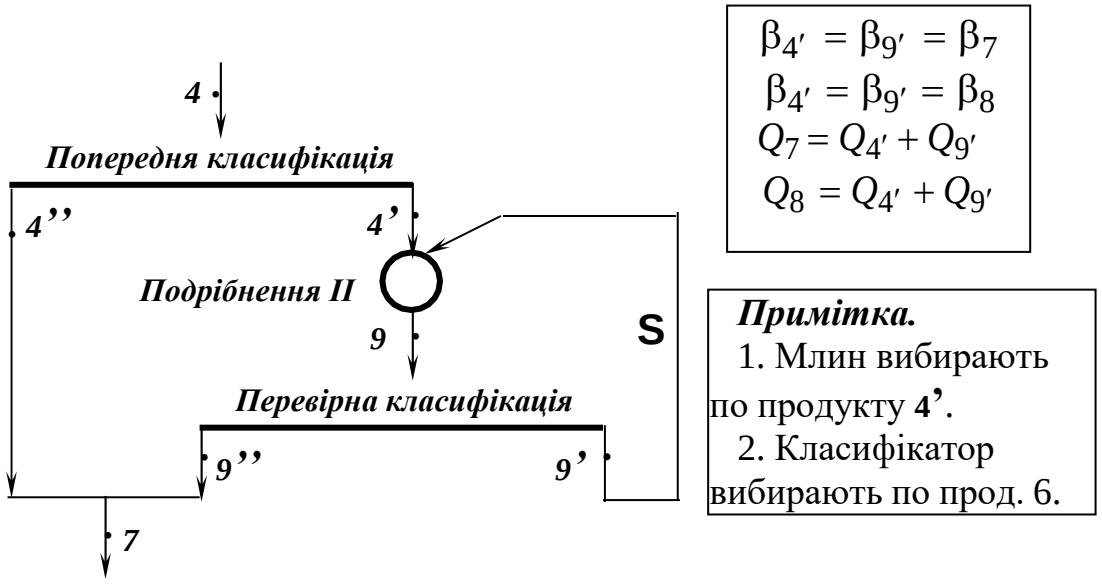


Рис. 2 – Розрахункова схема II стадії подрібнення.

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для попередньої класифікації II стадії подрібнення:

$$Q_4\beta_4 = Q_{4'}\beta_{4'} + Q_{4'}\beta_{4'}$$

при $Q_{4'} = Q_4 - Q_{4'}$ одержимо:

$$Q_4\beta_4 = (Q_4 - Q_{4'})\beta_{4'} + Q_{4'}\beta_{4'},$$

звідки

$$Q_{4'} = Q_4 \cdot \frac{\beta_{4'} - \beta_4}{\beta_{4'} - \beta_{4'}} = 600 \cdot \frac{80-50}{80-8} = 250 \text{ , т/год;}$$

$$Q_{4'} = Q_4 - Q_{4'} = 600 - 250 = 350 \text{ , т/год.}$$

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для перевірної класифікації II стадії подрібнення:

$$Q_9\beta_9 = Q_{9'}\beta_{9'} + Q_{9'}\beta_{9'}$$

при $Q_9 = Q_{4'} + Q_{9'}$ і $Q_{4'} = Q_{9'}$ одержимо:

$$(Q_{4'} + Q_{9'})\beta_9 = Q_{4'}\beta_{9'} + Q_{9'}\beta_{9'},$$

звідки

$$Q_{9'} = Q_{4'} \cdot \frac{\beta_{9'} - \beta_9}{\beta_9 - \beta_{9'}} = 250 \cdot \frac{80-40}{40-8} = 312{,}5 \text{ , т/год;}$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_{4'} + Q_{9'} = 250 + 312{,}5 = 562{,}5 \text{ , т/год.}$$

$$Q_6 = Q_4 + Q_9 = 600 + 562{,}5 = 1162{,}5 \text{ , т/год.}$$

2. Вибір обладнання схеми подрібнення

2.1 Млини

У I стадію подрібнення надходить руда крупністю 0 – 20 мм, вміст розрахункового класу – 0,074 мм у вихідному продукті $\beta_в = \beta_1 = 3\%$, у остаточному – $\beta_o = \beta_4 = 50$ %. У I стадії прийнятий до установлення стержневий млин з центральним розвантаженням – МСЦ.

У II стадію подрібнення надходить руда крупністю 0 – 3 мм, вміст розрахункового класу – 0,074 мм у вихідному продукті $\beta_в = \beta_8 = 8\%$, у остаточному – $\beta_o = \beta_7 = 80$ %. У II стадії прийнятий до установлення кульовий млин з центральним розвантаженням – МШЦ.

Продуктивність барабанних млинів розраховуємо за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах,

близьких до оптимального, тобто з використанням даних роботи ЗФ-аналога. Розрахунок робимо за питомою продуктивністю.

Питома продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою:

$$q = q_e k_n k_k k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D ,$$

де q – питома продуктивність проектованого млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м^3; q_e – питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м^3; k_n – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проектованої до переробки руди і руди, що переробляється; k_k – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проектованій фабриках; k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектованого і працюючого млинів; k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об'ємному заповненні проектованого і працюючого млинів подрібнюючим середовищем; k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектованого і працюючого млинів; k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів проектованого і працюючого млинів; k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектованого і працюючого млинів.

За еталонний прийнятий кульовий млин МШЦ 2700х3600, що працює на ЗФ-аналогі і подрібнює руду середньої твердості крупністю 0 – 15 мм.

Параметри еталонного млина МШЦ 2700х3600: $V_э = 17{,}5 м^3$; $Q_e = 35$ т/год; $N_e = 400$ кВт; $\beta_в^e = 5\%$; $\beta_o^e = 60\%$; $\varphi_e = 35$ %; $\psi_e = 75$ %.

У відповідності до параметрів еталонного млина його питома продуктивність складає:

$$q_e = \frac{Q_e(\beta_o^e - \beta_в^e)}{V_e} = \frac{35 \cdot (0{,}60 - 0{,}05)}{17{,}5} = 1{,}1 \text{ т/год·м}^3.$$

Типорозміри прийнятих до установки млинів наведені у табл. 2.

Таблиця 2 – Типорозміри прийнятих до установки млинів

Варіант	I стадія	II стадія
1	МСЦ 3600х4500	МШЦ 3600х4500
2	МСЦ 4000х5500	МШЦ 4000х5500
3	МСЦ 4500х6000	МШЦ 4500х6000

• Визначення поправкових коефіцієнтів

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_n.

Якщо руда, що проектується до переробки, має твердість меншу еталонної, $k_n > 1$. Якщо руда, що проектується до переробки, має твердість більшу еталонної,

$k_n < 1$. Якщо руда, що проектується до переробки, і еталонна мають близьку твердість, $k_n = 1$.

Коефіцієнт крупності руди $k_к = m/m_e$,

де *m* – відносна продуктивність млина, що проектується, при заданій крупності вихідного і залишкового продуктів;

m_e – те ж саме для еталонного млина, що працює у промислових умовах.

Відносні продуктивності млинів і коефіцієнти $k_к$ визначені з використанням даних табл. 3а, результати розрахунку наведені у табл. 3.

Таблиця 3 – Відносні продуктивності млинів і коефіцієнти $k_к$

Млин	Крупність вихідної руди, мм	Вміст класу – 0,074 мм у залишковому продукті, %	Відносна продуктивність *m*	Коеф. $k_к$
Еталонний	0 – 15	60	0,96	–
I стадія	0 – 20	50	0,92	0,96
II стадія	0 – 3	80	0,94	0,98

Таблиця 3а – Відносна продуктивність млинів за новоутвореним класом – 0,074 мм залежно від крупності вихідного і кінцевого продуктів

Крупність вихідного матеріалу, мм	Вміст класу –0,074 мм в кінцевому продукті, %						
	30	40	48	60	72	85	95
0 - 40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
0 - 20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
0 - 15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
0 - 10	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,84
0 - 5	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
0 - 3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Коефіцієнт типу млина k_T. Якщо еталонний млин МШЦ, а прийнятий до установки – МШР, $k_T = 1{,}10 - 1{,}15$. Якщо еталонний млин МШР, а прийнятий до установки – МШЦ, $k_T = 0{,}85 - 0{,}90$. Якщо еталонний млин і прийнятий до установки одного типу, $k_T = 1$.

Коефіцієнт заповнення подрібнюючим середовищем $k_\varphi = \varphi / \varphi_e$,
де φ і φ_e – ступені заповнення проектованого і еталонного млинів подрібнюючими тілами. Ступені заповнення, прийняті для проектованих млинів, і коефіцієнти заповнення наведені у табл. 4. Максимальний ступінь заповнення – див. табл. 4а.

Таблиця 4 – Ступені заповнення і коефіцієнти k_φ

Показники	Еталонний млин	МСЦ (I стадія)	МШЦ (II стадія)
φ, %	35	35	38
k_φ	–	1,00	1,08

Таблиця 4а – Максимальний ступінь заповнення млинів подрібнюючим середовищем

Тип млина	МСЦ	МШЦ	МШР
φ, %	35	42	45

Коефіцієнт частоти обертання $k_\psi = \psi / \psi_e$,

де ψ і ψ_e – частоти обертання проектованого і еталонного млинів. Частоти обертання, прийняті для проектованих млинів, і коефіцієнти частоти обертання наведені у табл. 5. Максимальні частоти обертання – див. табл. 5а.

Таблиця 5 – Частоти обертання млинів і коефіцієнти k_ψ

Показники	Еталонний млин	МСЦ (I стадія)	МШЦ (II стадія)
ψ, %	75	70	75
k_ψ	–	0,93	1,00

Таблиця 5а – Граничні частоти обертання млинів

Тип млина	МСЦ	МШЦ і МШР об'ємом до 50 м^3	МШЦ і МШР об'ємом 50-100 м^3	МШЦ і МШР об'ємом більше 100 м^3
ψ ,%	60 - 72	75 - 85	75 - 82	70 - 78

Коефіцієнт довжини млина $k_L = (L / L_e)^{0,15}$,

де L і L_e – довжина проектованого і еталонного млинів, м.

Довжина проектованих млинів, і коефіцієнти довжини наведені у табл. 6.

Таблиця 6 – Довжина млинів і коефіцієнти k_L

Показники	Еталонний млин	Проектовані млини		
L, %	3,6	4,5	5,5	6,0
k_L	–	1,03	1,06	1,08

Коефіцієнт діаметра млина $k_D = \sqrt{(D - 2t) / (D_e - 2t_e)}$,

де D і D_e – діаметри проектованого і еталонного млинів, м; t і t_e – товщина футеровки проектованого і еталонного млинів, м.

$$t = 0{,}04 + 0{,}02D$$

Результати розрахунку коефіцієнта k_D наведені у табл. 7.

Таблиця 7 – Величина поправкового коефіцієнта k_D

Млин	Діаметр, м	Товщина футеровки	Коеф. k_D
Еталонний	2,7	0,094	–
Проектовані	3,6 4,0 4,5	0,112 0,120 0,130	1,16 1,23 1,30

• Визначення продуктивності млинів

З використанням поправкових коефіцієнтів визначаємо *питомі продуктивності проектованих млинів* (табл. 8).

Таблиця 8 – Питомі продуктивності млинів

Стадія	Вар.	q_e	k_n	$k_к$	k_T	k_φ	k_ψ	k_L	k_D	q
I	1 2 3	1,1	1	0,96	1	1	0,93	1,03 1,06 1,08	1,16 1,23 1,30	1,17 1,28 1,38
II	1 2 3	1,1	1	0,98	1	1,08	1,00	1,03 1,06 1,08	1,16 1,23 1,30	1,39 1,52 1,63

Визначаємо *продуктивність прийнятих у проекті млинів і їх число*:

$$Q_м = \frac{qV_м}{\beta_o - \beta_в}; \qquad n_м = \frac{kQ_ж}{Q_м}.$$

Результати розрахунку продуктивності наведені у табл. 9.

Таблиця 9 – Продуктивність млинів і їх число

Стадія	Вар.	q	V	β_o	$\beta_в$	$Q_м$	$Q_ж$	$n_м$
I	1 2 3	1,17 1,28 1,38	32 60 82	0,50	0,03	80 160 240	600	8 4 3
II	1 2 3	1,39 1,52 1,63	32 60 82	0,80	0,08	65 125 185	250	4 2 2

Вибір варіанта млинів здійснюється за результатами техніко-економічного порівняння (табл. 10).

Таблиця 10 – Техніко-економічне порівняння варіантів

Стадія	Вар.	Кільк.	Маса, т		Установлена потужність, кВт		Вартість, млн. грн.	
			од.	заг.	од.	заг.	од.	заг.
I	1 2 3	8 4 3	160 250 310	1280 1000 930	1000 2000 2500	8000 8000 7500	13,0 15,9 21,7	104,0 63,6 65,1
II	1 2 3	4 2 2	160 250 310	640 500 620	1000 2000 2500	4000 4000 5000	13,0 15,9 21,7	52,0 31,8 43,4

Найбільш економічний 2-й варіант, але він незручний при компонуванні обладнання, тому приймається по 4 млина у кожній стадії (у I стадії 4 млина МСЦ 4000х5500, у II стадії – 4 млина МШЦ 3600х4500).

Класифікатори

Спіральні класифікатори використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання грубого за крупністю зливу. Тому у I стадії установлюються спіральні класифікатори. Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

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

по пісках:

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

де m, D, n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв$^{-1}$); k_β , k_δ , k_c , k_α – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

• Визначення поправкових коефіцієнтів

Коефіцієнт крупності зливу k_β , визначається за даними табл. 4.5.
При вмісті класу (– 0,074 мм) у зливі β = 50 % k_β = 1,75.

Коефіцієнт густини руди $k_\delta = \delta / 2{,}7$,

де δ – об'ємна густина руди, т/м^3 .

При об'ємній густині руди δ = 3,5 т/м^3 k_δ = 1,30.

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розбіжності між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта

k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ визначається за даними табл. 4.6.

При густині зливу, яка відповідає базисній, $k_c = 1$

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за табл. 4.7.

При куті нахилу ванни класифікатора $\alpha = 14^o$ $k_\alpha = 1{,}12$.

• Визначення типорозміру класифікатора

Оскільки у I стадії прийнято до установки 4 млина, то доцільно визначити продуктивність однієї секції і для неї виконувати розрахунок необхідного класифікаційного обладнання.

Годинна продуктивність однієї секції:

– по зливу $Q^*_4 = Q_4 / n_м = 600/4 = 150$ т/год;

– по пісках $Q^*_5 = Q_5 / n_м = 180/4 = 120$ т/год.

Визначаємо діаметр спіралей класифікатора (класифікатор двоспіральний $m = 2$):

$$D^{1,768} = Q^*_4 \big/ 4{,}56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha = 150/4{,}56 \cdot 2 \cdot 1{,}75 \cdot 1{,}3 \cdot 1 \cdot 1{,}12 = 6{,}45 \text{ м}.$$

$D = 2{,}87$ м, найближчий стандартний розмір – $D = 3$ м .

Продуктивність обраного класифікатора по зливу:

$$Q_C = 4{,}56\, m\, k_\beta\, k_\delta\, k_c\, k_\alpha\, D^{1,768} = 4{,}56 \cdot 2 \cdot 1{,}75 \cdot 1{,}3 \cdot 1 \cdot 1{,}12 \cdot 3^{1,768} = 162 \text{ т/год}.$$

Перевіряємо вибраний класифікатор на продуктивність по пісках:

$$Q_П = 5{,}45\, m\, k_\delta\, k_\alpha\, D^3 n = 5{,}45 \cdot 2 \cdot 1{,}3 \cdot 1{,}12 \cdot 3^3 \cdot 3 = 1285 \text{ т/год}.$$

Приймаємо 4 двоспіральних класифікатора – 2КСН-30 (по одному класифікатору на кожний млин).

Гідроциклони

Для класифікації подрібненого продукту II стадії подрібнення ($Q_6 = 1162{,}5$ т/год.) плануються гідроциклони ГЦ-710, ГЦ-1000 і ГЦ-1400.

Продуктивність гідроциклонів і їх число визначається за формулами:

$$Q_{гц} = 200 D^2, \text{т/год}; \qquad n = 1{,}1 Q_ж / Q_{гц}.$$

Результати розрахунку продуктивності і числа гідроциклонів наведені у табл. 11.

Таблиця 11 – Продуктивність і число гідроциклонів

Гідроциклон	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
Продуктивність, т/год	100	200	400
Число гідроциклонів	13	7	4

Вибір варіанта здійснюється техніко-економічним порівнянням (табл. 12).

Таблиця 12 – Техніко-економічне порівняння варіантів

Варіант	ГЦ	Кільк.	Маса, т		Вартість, тис. грн.	
			од.	заг.	од.	заг.
1	710	13	1,45	18,85	18,0	234,0
2	1000	7	2,40	16,80	22,0	154,0
3	1400	4	4,50	18,00	38,0	152,0

З технологічних і економічних міркувань до установки прийняті ГЦ-1400 (зручність компонування – по одному гідроциклону на кожний млин і найменші витрати на ГЦ). Але гідроциклони приймають зі 100%-ним резервом, таким чином, у кожного млина буде установлено по 2 гідроциклона – 1 робочий і 1 резервний.

Апаратурне зображення 1-ої секції розрахованої схеми подрібнення подано на рис. 3.

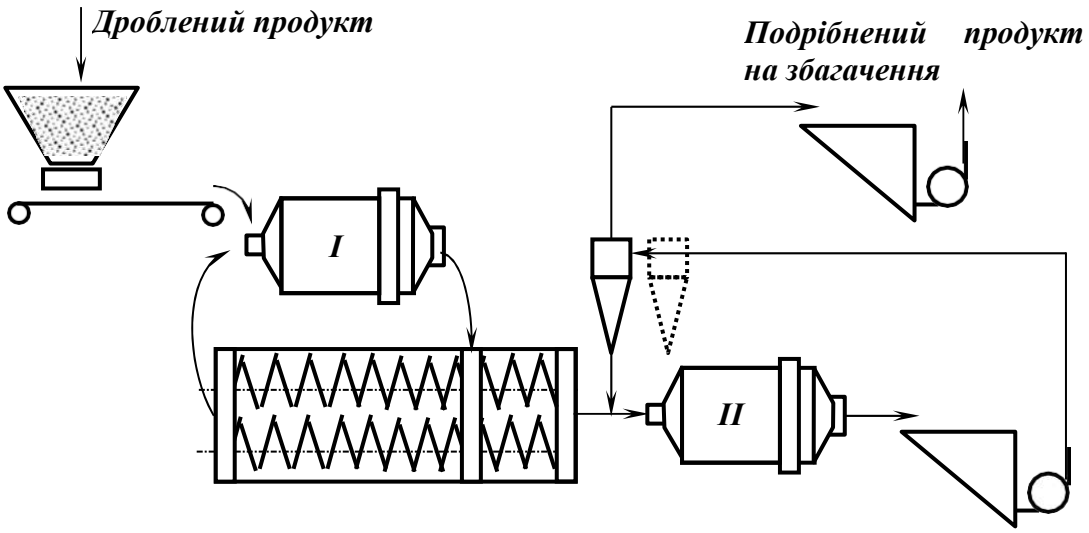


Рис. 3 – Апаратурне зображення 1-ої секції розрахованої схеми подрібнення (усього секцій – 4).

Список рекомендованої літератури

1. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415с.
2. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982.– 518 с.
3. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 285с.
4. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. [навчальний посібник] – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. –296 с.
5. Справочник по обогащению руд: Т. 1. Подготовительные процессы./ Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского – М.: Недра, 1982. – 366с.
6. Справочник по обогащению углей./ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М.: Недра, 1984.– 614 с.
7. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: Кн. 1 / Редкол. О.Н. Тихонов и др. – М.: Недра, 1988.– 374 с.
8. Смирнов В.О., Білецький В.С. Підготовчі процеси збагачення корисних копалин. [навчальний посібник] – Донецьк: Східний видавничий дім, Донецьке відділення НТШ, 2012. – 286 с.
9. Самилін В., Білецький В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин (курс лекцій). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 116 с.
10. Білецький В. С., Смирнов В. О. Технологія збагачення корисних копалин: Посібник з грифом Мінвузу. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2004.– 272 с. (друге видання – 2009 р.)
11. Білецький В. С., Смирнов В. О. Переробка і якість корисних копалин (курс лекцій). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 324 с.
12. Смирнов В. О., Сергєєв П. В., Білецький В. С. Технологія збагачення вугілля. Навчальний посібник. – Донецьк: Східний видавничий дім, – 2011. – 476 с.
13. Смирнов В. О., Білецький В. С., Шолда Р. О. Переробка корисних копалин (монографія). Донецьк: Східний видавничий дім. 2013. 600 с.
14. Владимир Белецкий, Валерий Самылин, Павел Сергеев. Специальные методы обогащения полезных ископаемых и геотехнологии. Саарбрюккен (ФРН): Palmarium Academic Publishing. – 2015. – 114 с. ISBN 978-3-659-60151-4
15. Сокур М. І., Білецький В. С. та ін. Підготовка корисних копалин до збагачення: монографія / Сокур М. І., Білецький В. С., Єгурнов О. І., Воробйов О. М., Смирнов В. О., Божик Д. П. – Кременчук: Кременчуцький національний ун-т ім. М.Остроградського, Академія гірничих наук України. ПП Щербатих О. В., 2017. – 392 с.
16. Папушин Ю. Л., Білецький В. С. Основи автоматизації гірничого виробництва (курс лекцій). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2007. – 168 с.

17. Білецький В. С., Смирнов В. О. Моделювання процесів збагачення корисних копалин: (Монографія) – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013.– 304 с.
18. Сергєєв П. В., Білецький В. С. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин (практикум) – Маріуполь: Східний видавничий дім, 2016. – 119 с. ISBN 978–966.
19. Сокур Л. М., Бабець Е. К., Сокур Н. И., Чебенко Ю. Н. Дробильно-сортировочное и транспортное оборудование. Монография/ Кременчуг: изд. ЧП Щербатых А. В., 2011.– 236 с.
20. Сокур М. І. та ін.. Дезінтеграція мінеральних ресурсів: монографія / Сокур М. І., Кіяновський М. В., Воробйов О. М., Сокур Л. М., Сокур І. М. – Кременчук: видавництво ПП Щербатих О. В., 2014–304 с.
21. Гірничий енциклопедичний словник. т. І. (за редакцією В. С. Білецького). – Донецьк: Східний видавничий дім. – 2001. – 514 с. [2]
22. Гірничий енциклопедичний словник. т. ІІ. (за редакцією В. С. Білецького). – Донецьк: Східний видавничий дім. – 2002. – 632 с.
23. Гірничий енциклопедичний словник. т. ІІІ. (за редакцією В. С. Білецького). – Донецьк: Східний видавничий дім. – 2004. – 752 с.
24. Мала гірнича енциклопедія. т. І. (за редакцією В. С. Білецького). – Донецьк: Донбас, 2004. – 640 с.[17]
25. Мала гірнича енциклопедія. т. ІІ. (за редакцією В. С. Білецького). – Донецьк: Донбас, 2007. – 652 с.[18]
26. Мала гірнича енциклопедія. т. ІІІ. (за редакцією В. С. Білецького). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 644 с.
27. Смирнов В. О., Білецький В. С. Флотаційні методи збагачення корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, НТШ-Донецьк – 2010. – 496 с.
28. Сергєєв П. В., Білецький В. С. Селективна флокуляція вугільних шламів органічними реагентами. (монографія). – Донецьк: Східний видавничий дім, Донецьке відділення НТШ, «Редакція гірничої енциклопедії», 2010. – 240 с.
29. Смирнов В. О., Білецький В. С. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин. Навчальний посібник. – Донецьк: Східний видавничий дім, – 2005. – 300 с.
30. Абрамов А.А., Горловский С.И., Рыбаков В.В. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии. Африки и Латинской Америки: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1991.– 312 с.: ил.
31. Бедрань Н.Г. Обогащение углей: Учеб. для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988.– 206 с.: ил.
32. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых: Учеб. пособие для вузов. – Киев – Донецк: Вища школа, Головное изд-во, 1980.– 416 с.
33. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. – М.: Недра, 1990.– 574 с.: ил.

34. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1982.– 216 с.
35. Пилов П.И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Учеб. пособие. – Днепропетровск: Національний гірничій університет. – 2003. – 123 с.
36. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1983.– 400 с.
37. Справочник по обогащению руд черных металлов. – 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. – М.: Недра, 1980.– 527 с.
38. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1980.– 400 с.
39. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы. – Москва, 2002. 509 с.
40. Barry A. Wills. Mineral processing technology. B/H, Oxford, 2001.
41. Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды. – М.: Недра, 1987. – 260 с.
42. Руденко К.Г., Шемаханов М.М. Обезвоживание и пылеулавливание. – М.: Недра. 1981. – 350 с.
43. Бейлин М.И. Теоретические основы процессов обезвоживания углей. – М.: Недра, 1969. – 240 с.
44. Брук О.Л. Фильтрование угольных суспензий. М.: Недра. – 1978. – 272 с.
45. В.А. Жужиков. Фильтрование. Теория и практика разделения суспензий. М.: Химия. – 1980. – 398с.
46. Фридман С.Э., Щербаков О.К., Комлев А.М. Обезвоживание продуктов обогащения. М.: Недра. – 1988. – 240 с.
47. Обогатительное оборудование. Каталог–2006. Ин–т Гипромашуглеобогащение.
48. Оборудование для горнорудной, угольной и металлургической промышленности. Торговый дом Бердичевского машиностроительного завода «Прогресс». Каталог–проспект. – 2006г. – 42с.
49. Справочник по обогащению руд: Т. 1. Вспомогательные процессы./ Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского – М.: Недра, 1982. – 366с.
50. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина І. Підготовчі процеси. – Кривий Ріг: Криворізький національний університет. 2019. –202 с.
51. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина ІІ. Основні процеси. – Кривий Ріг: Криворізький національний університет. 2019. – 212 с.
52. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина ІІІ. Заключні процеси. – Кривий Ріг: Криворізький національний університет. 2019. – 230 с.
53. Adam Robert Lucas (2005), "Industrial Milling in the Ancient and Medieval Worlds: A Survey of the Evidence for an Industrial Revolution in Medieval Europe", Technology and Culture 46 (1): 1-30 [10-1 & 27]

Навчальний посібник

Білецький Володимир Стефанович
Олійник Тетяна Анатоліївна
Смирнов Валерій Олександрович
Скляр Людмила Василівна

ОСНОВИ ТЕХНІКИ ТА ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Редакція авторська

Підп. до друку 15.05.2020. Формат 60х84 1/16. Папір офісний.
Друк цифровий. Гарнітура Times. Ум. друк. арк. 22,75.
Зам. 08-01/19-1. Наклад 300 пр.