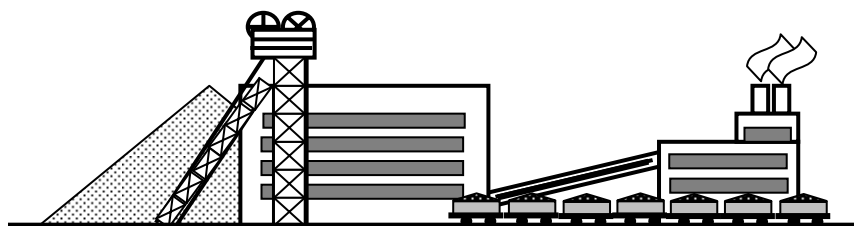


ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦЬКЕ ВІДДІЛЕННЯ НАУКОВОГО ТОВАРИСТВА ІМ. ШЕВЧЕНКА

Білецький В.С., Смирнов В.О.

ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН



Рекомендовано Міністерством освіти та
науки України як навчальний посібник для студентів
вищих навчальних закладів

Донецьк
“Східний видавничий дім”
2009

ББК 33.4-4
УДК 622.7
Б 61

Білецький В.С., Смирнов В.О.
Б 61 **Технологія збагачення корисних копалин** (видання дру-
ге). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2009. – 272 с.

ISBN 966-7804-70-4

Викладені теоретичні основи і технологія процесів збагачення корисних копалин. Розглянуті основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики. Викладені методи контролю технологічного процесу і базисні положення охорони навколишнього середовища.

Видання призначене для студентів вузів та фахівців гірничих спеціальностей.

Табл. 24, іл. 120, бібл. 17.

ББК 33.4-4

Рецензенти:

д-р техн. наук, професор М.М. Бережний
(Криворізький технічний університет),
д-р техн. наук, професор В.Ф. Пожидаєв
(Східноукраїнський національний університет)
д-р техн. наук, професор І.К. Младецький
(Національний гірничий університет)

Гриф надано Міністерством освіти і науки України
№ 14/18.2-270 від 19.02.04.

ISBN 966-7804-70-4

© Білецький В.С.,
Смирнов В.О., 2009
© Макет, “Східний
видавничий дім”, 2009

ЗМІСТ

Передмова	6
Вступ.....	7
1. Загальні поняття.....	12
1.1. Означення збагачення корисних копалин	12
1.2. Класифікація корисних копалин і продуктів збагачення	13
1.3. Технологічні показники збагачення	16
1.4. Класифікація процесів збагачення	19
1.5. Схеми переробки корисних копалин	22
2. Підготовчі процеси	24
2.1. Грохочення	24
2.1.1. Загальні відомості про процес	24
2.1.2. Просіюючі поверхні грохотів	26
2.1.3. Гранулометричний склад корисних копалин	28
2.1.4. Грохоти	30
2.1.5. Показники роботи грохотів	37
2.2. Дроблення і подрібнення	40
2.2.1. Характеристика процесів	40
2.2.2. Закони дроблення	42
2.2.3. Міцнісні характеристики гірських порід і способи їх руйнування	44
2.2.4. Машини для дроблення і подрібнення	48
2.2.5. Схеми дроблення і подрібнення	61
2.3. Гідравлічна класифікація	62
2.3.1. Загальні відомості про процес	62
2.3.2. Закономірності руху тіл у середовищах	64
2.3.3. Закономірності процесу класифікації	71
2.3.4. Класифікатори	74
3. Основні (збагачувальні) процеси	85
3.1. Характеристика збагачуваності корисної копалини	85
3.2. Збагачення у важких середовищах	87
3.2.1. Характеристика процесу	87
3.2.2. Апарати для збагачення у важких середовищах	90
3.2.3. Технологія збагачення у важких середовищах	96
3.3. Відсадка	99
3.3.1. Теоретичні основи процесу відсадки	99
3.3.2. Відсаджувальні машини	105
3.3.3. Технологія відсадки	109
3.4. Збагачення у струмені води на похилій площині	112
3.4.1. Теоретичні основи процесу розділення	112
3.4.2. Збагачення на шлюзах	113

3.4.3. Збагачення на концентраційних столах.....	117
3.4.4. Гвинтова сепарація	121
3.4.5. Протитечійна водна сепарація	125
3.5. Промивка.....	128
3.6. Пневматичне збагачення	133
3.7. Флотація	138
3.7.1. Сутність процесу флотації і галузі використання	138
3.7.2. Фізико-хімічні основи флотації	142
3.7.3. Флотаційні реагенти.....	146
3.7.4. Класифікація мінералів за флотованістю	150
3.7.5. Флотаційні машини.....	151
3.7.6. Допоміжне флотаційне обладнання	155
3.7.7. Схеми флотації	157
3.7.8. Фактори, що впливають на процес флотації	160
3.8. Магнітне збагачення	161
3.8.1. Визначення і загальна характеристика	161
3.8.2. Теоретичні основи магнітного збагачення	164
3.8.3. Магнітні сепаратори.....	168
3.8.4. Допоміжні апарати при магнітному збагаченні.....	174
3.8.5. Схеми магнітної сепарації.....	176
3.8.6. Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації	178
3.9. Електричне збагачення	179
3.9.1. Визначення і загальна характеристика	179
3.9.2. Теоретичні основи електричного збагачення.....	181
3.9.3. Електричні сепаратори	186
3.9.4. Схеми електричної сепарації	190
3.9.5. Фактори, що впливають на процес електричної сепарації.....	192
3.10. Спеціальні методи збагачення.....	193
3.10.1. Визначення і загальна характеристика	193
3.10.2. Радіометрична сепарація	194
3.10.3. Збагачення за тертям і формою зерен	196
3.10.4. Адгезійне збагачення корисних копалин.....	197
3.10.5. Вибіркове дроблення і декрепітація.....	200
3.10.6. Гідрометалургійні процеси збагачення	201
3.10.7. Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин.....	203
3.10.8 Перспективні спеціальні процеси збагачення.....	207
4. Заклучні (допоміжні) процеси	210
4.1. Зневоднення.....	210
4.1.1 Загальні відомості про процес зневоднення.....	210

4.1.2. Дренування.....	213
4.1.3. Центрифугування	216
4.1.4. Згущення	219
4.1.5. Фільтрування	222
4.1.6. Сушка.....	228
4.2. Знепилення і пиловловлення	232
4.2.1. Промисловий пил	232
4.2.2. Знепилення.....	234
4.2.3. Пиловловлення	236
4.3. Охорона навколишнього середовища.....	239
4.3.1. Вплив людини на природу	239
4.3.2. Заходи щодо охорони навколишнього середовища.....	242
4.3.3. Очищення стічних вод	243
4.3.4. Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення.....	245
4.4. Опробування і контроль технологічних процесів	247
4.4.1. Опробування корисних копалин і продуктів збагачення	247
4.4.2. Контроль технологічних процесів.....	253
4.4.3. Технічний контроль на вугільних шахтах і розрізах	259
4.4.4. Баланс продуктів збагачення	261
5. Збагачувальні фабрики	263
5.1. Класифікація і склад збагачувальних фабрик.....	263
5.2. Вибір схеми збагачення корисних копалин	266
Список рекомендованої літератури	270

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, основні та допоміжні процеси, що застосовуються при збагаченні корисних копалин. Викладені сучасні теоретичні уявлення про процеси власне збагачення мінеральної сировини – гравітаційні, флотаційні, магнітні, електричні та спеціальні. Описані основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики, схеми збагачення корисних копалин, подана класифікація і склад збагачувальних фабрик. Викладені основні методи дослідження перероблюваної мінеральної сировини, контролю технологічного процесу і базисні положення охорони навколишнього середовища.

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 ХХІ ст.

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

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, в XX ст. – радіоактивних мінералів. Якщо брати технології видобутку, то найдавніші – відкритим та шахтним способом, з I тис. до н.е. з'являється свердловинна гірнична 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 гірничих робіт. В кінці XX ст. щорічно з надр Землі видобувалося близько 120 млрд т гірничої маси і близько 25 млрд т корисних копалин.

Отже, 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" Георгія Агріколи (1494-1555, справжнє ім'я – Георг Бауер) в дванадцяти книгах, восьмий розділ якого присвячений збагаченню корисних копалин [1]. Це – перша енциклопедія гірничої справи і металургії, яка підвела підсумок всьому досвіду людства по видобуванню руди та плавці металів аж до XVI ст. Праця Агріколи 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 граніт-порфіру, андезиту, а також тверді породи каменю – різні сорти пісковика. 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. 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 перешкодило монголо-татарське нашествя (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) копали кам'яне вугілля і опалювали «горючим каменем» свої печі. При цьому була освоєна не-

проста система опалювання - відведення газу, прибирання шлаку і т.д. У XVII - на поч. XVIII ст. у Києво-Могилянській академії викладають елементи гірничої науки, мінералогії (Феофан Прокопович та ін.). У 1711 р. на Галичині почався колодязний видобуток нафти.

З утворенням у 1719 р. т. зв. “Берг-Колегії” повсюдно активізується пошук руд і мінералів. У 1721 р. керуючий Бахмутськими соляними промислами Н.Вепрейський і 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 “Берг-Колегію”. В 1723 р. в районі с. Городище розпочинається перша промислова розробка вугільного пласта. Прибула на місце робіт вугільна експедиція під керівництвом Я.Ніксона і Г.Капустіна констатує, що «тут можна добрий вугільний завод завести». Вугілля починають використовувати на місцевих соляних заводах і в кузнях.

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 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. відкрито 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. належить становлення 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, гранат, смарагд, адамант, карбункул, рубін, аметист, опал, топаз, берил, кришталь, яшма та ін.

Суттєвий внесок у наукове узагальнення способів розробки корисних копалин вніс російський вчений М.В.Ломоносов, який ще юнаком в 1734 р. вчився в Києво-Могилянській академії. Головною працею В.М.Ломоносова в галузі гірничої справи є книга “Первые основания металлургии или рудных тел”, видана в 1763 р. Зокрема в додатку “О слоях земных” висувається теза про рослинне походження вугілля викопного.

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 починається з кінця XIX ст. У 1899 р. засновано Катеринославське вище гірниче училище (інститут з 1912 року, нині Національний гірничий університет України). 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. В академії навчається близько 9 тис. студентів.

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 Дніпропетровськ (Національний гірничий університет), Кривий Ріг (Криворізький державний технічний університет), Донецьк (Донецький національний технічний університет), Луганськ (УкрНДІвуглезбагачення), Сімферополь (Інститут мінеральних ресурсів).

В країні працює 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 зв'язано близько 48% виробничих фондів і 20% трудових ресурсів. Мінерально-сировинний комплекс (МСК) забезпечував 23-25% валового національного продукту.

1. ЗАГАЛЬНІ ПОНЯТТЯ

1.1. ОЗНАЧЕННЯ ПОНЯТТЯ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Ефективність використання корисної копалини залежить головним чином від вмісту в ній корисного компонента і наявності шкідливих домішок. Мінеральну сировину безпосередньо переробляють металургійними, хімічними та іншими методами тільки у тих випадках, коли її якість відповідає певним технологічним вимогам. Але такі корисні копалини в природі зустрічаються рідко. Вміст корисних компонентів у сировині, що добувається, може складати від часток відсотка (мідь, нікель, кобальт і ін.) до декількох відсотків (свинець, цинк і ін.) і декількох десятків відсотків (залізо, марганець, вугілля і ін.). Безпосередня переробка таких корисних копалин технічно і економічно недоцільна. Тому в більшості випадків корисні копалини піддаються спеціальній переробці з метою їхнього збагачення.

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

Збагачення корисних копалин уможливорює подальшу ефективну металургійну, хімічну та іншу їх переробку. Крім того, попереднє збагачення корисних копалин дозволяє:

- збільшити промислові запаси мінеральної сировини за рахунок використання родовищ бідних корисних копалин з низьким вмістом корисних компонентів;
- підвищити продуктивність праці на гірничих підприємствах і знизити вартість руди, що добувається, за рахунок механізації гірничих робіт і суцільної виїмки корисної копалини замість вибіркової;
- підвищити техніко-економічні показники металургійних і хімічних підприємств при переробці збагаченої сировини за рахунок зниження витрат палива, електроенергії, флюсів, хімічних реактивів, поліпшення якості готових продуктів і зниження втрат корисних компонентів з відходами;
- здійснити комплексне використання корисних копалин, тому що попереднє збагачення дозволяє вилучити з нього не тільки основні корисні компоненти, але і супутні, що містяться в малих кількостях;
- знизити витрати на транспортування до споживачів більш багатих продуктів, а не всього обсягу видобутої гірничої маси, що містить корисну копалину;

- виділити з мінеральної сировини шкідливі домішки, що при подальшій її переробці можуть погіршувати якість кінцевої продукції, забруднювати навколишнє середовище і загрожувати здоров'ю людей.

Переробка корисних копалин здійснюється на збагачувальних фабриках, що сьогодні являють собою могутні висококомеханізовані підприємства зі складними технологічними процесами.

1.2. КЛАСИФІКАЦІЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ

Корисними копалинами називаються природні мінеральні речовини, які за сучасного рівня розвитку техніки можуть з достатньою ефективністю використовуватись у господарстві безпосередньо або після попередньої обробки.

За умовами утворення розрізняють корисні копалини *ендогенні*, *екзогенні* та *метаморфогенні*. Крім того, за умовами утворення розрізняють корисні копалини *органічного* і *неорганічного* походження.

За фізичним станом є *тверді*, *рідкі* й *газоподібні* корисні копалини.

За умовами залягання – *пластові*, *жилі* та ін.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Метаморфогенні корисні копалини – екзогенні та (або) ендегенні корисні копалини, структура і текстура яких суттєво змінена під дією температури, тиску, глибинних розчинів та інших факторів у надрах землі. Метаморфізм звичайно відбувається при зміні температури в діапазоні 300–1100°C і тискові в діапазоні 1–6000 атм. Зміни включають перекристалізацію, мінералогічні і хімічні перетворення гірських порід.

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

Руди поділяються на металічні і неметалічні. До металічних належать руди, що є сировиною для одержання чорних, кольорових, рідкісних, дорогоцінних і інших металів (залізні, мідні, уранові та інші). До неметалічних належать руди, що є сировиною для

хімічної, харчової та іншої промисловості (азбестові, графітові, фосфоритові тощо).

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Корисним компонентом називають хімічний елемент або природну сполуку (мінерал), для одержання яких добувається корисна копалина (напр., Fe у залізних рудах, Cu у мідних рудах). Розрізняють основні і супутні (попутні) корисні компоненти.

Основні корисні компоненти – це складові частини корисної копалини, самостійне вилучення (добування) яких економічно доцільне.

Попутні корисні компоненти – складові частини корисної копалини, вилучення яких економічно доцільне лише спільно з основним корисним компонентом. При наявності двох або більше основних корисних компонентів корисна копалина характеризується як комплексна (наприклад, мідно-молібденові, мідно-свинцево-цинкові руди). Попутні корисні компоненти при збагаченні виділяють або в самостійний продукт, або в колективний продукт з основним корисним компонентом. З колективного продукту попутні корисні компоненти вилучають у процесі металургійної або хімічної переробки.

Домішками при збагаченні називають сторонні хімічні елементи або природні сполуки, що містяться в корисній копалині у невеликих кількостях. Домішки можуть бути корисними, нейтральними і шкідливими; корисні поліпшують якість цінного компонента, а шкідливі – погіршують (напр., V, W, Mn, Cr – корисні домішки в залізних рудах, а S, P – шкідливі); нейтральні домішки є індиферентними баластами.

Мінерали, що не містять корисних компонентів у значущих кількостях, називають *порожньою (пустою) породою*. При збагаченні вони разом зі шкідливими домішками видаляються у відходи і направляються у відвал. Поняття "пуста порода" – відносно умовне. По мірі розвитку техніки і технології переробки корисних копалин мінерали пустої породи стають корисними.

У сучасній промисловості широко впроваджуються безвідходні технології, що передбачають повне використання мінералів пустої породи (кварцового піску, глинистих включень, гранітів, польових шпатів тощо) для потреб будівельної, скляної, керамічної та інших галузей промисловості.

1.3. ТЕХНОЛОГІЧНІ ПОКАЗНИКИ ЗБАГАЧЕННЯ

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

Вихід продукту – показник, що визначає, яку частину маси корисної копалини, що переробляється, складає той чи інший продукт

збагачення. Вихід продукту збагачення виражають у відсотках, рідше в частках одиниці:

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

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

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

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

Вміст компонента – показник, що характеризує частку компонента (корисного, шкідливого, нейтрального) в корисній копалині або продукті збагачення. Вміст компонентів у корисній копалині α і у продуктах збагачення β виражають у відсотках, іноді в частках одиниці. Іноді вміст компонента у відходах позначають θ . Вміст дорогоцінних металів у рудах і продуктах збагачення як правило виражають як відношення маси металу до маси руди – г/т.

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

$$\gamma_k \cdot \beta_k + \gamma_v \cdot \beta_v = 100 \cdot \alpha. \quad (1.3)$$

Якщо при збагаченні отримані три кінцевих продукти – концентрат, відходи і промпродукт, то рівняння набуває вигляду:

$$\gamma_k \cdot \beta_k + \gamma_v \cdot \beta_v + \gamma_{nn} \cdot \beta_{nn} = 100 \cdot \alpha. \quad (1.4)$$

Рівності (1.2), (1.3) і (1.4) називаються рівняннями балансу продуктів збагачення.

Вилучення ε – показник, що визначає, яка частина маси цінного компонента, що міститься в початковій сировині, перейшла до конче-

нтрату або іншого продукту збагачення. Вилучення виражається у відсотках, рідше в частках одиниці і обчислюється як відношення маси компонента в i -тім продукті до його маси в збагачуваній корисній копалині:

$$\varepsilon_i = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\alpha}, \quad (1.5)$$

При двох продуктах збагачення - концентраті і відходах - вилучення корисного компонента до концентрату (ε_k) і у відходи (ε_v) отримуємо з виразів:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} \qquad \varepsilon_v = \frac{\gamma_v \cdot \theta}{\alpha}$$

Сумарне вилучення $\Sigma \varepsilon_i$ одного (даного) компонента в усі кінцеві продукти збагачення складає 100 %, тобто: $\varepsilon_k + \varepsilon_v = 100\%$; $\varepsilon_k + \varepsilon_v + \varepsilon_{пп} = 100\%$.

Ступінь скорочення k_c – величина, що показує у скільки разів вихід отриманого концентрату γ_k менший від кількості переробленої корисної копалини:

$$k_c = 100 / \gamma_k. \quad (1.6)$$

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

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

$$k_k = \beta_k / \alpha. \quad (1.7)$$

Якісно-кількісні показники збагачення характеризують технічну досконалість технологічного процесу фабрики. Чим вищий вміст корисного компонента в концентраті і його вилучення, чим більші показники ступеня збагачення і ступені скорочення, тим вища ефективність збагачення корисної копалини.

Якість продуктів збагачення в окремих випадках характеризують не тільки вмістом корисних компонентів і наявністю шкідливих

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

1.4. КЛАСИФІКАЦІЯ ПРОЦЕСІВ ЗБАГАЧЕННЯ

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

Підготовчі процеси призначені для *розкриття* або *відкриття* зерен корисних компонентів (мінералів), що входять до складу корисної копалини, і поділу її на класи крупності, що задовольняють технологічні вимоги наступних процесів збагачення. До підготовчих відносять процеси дроблення, подрібнення, грохочення і класифікації.

Дроблення і подрібнення – технологічна операція та процес руйнування і зменшення розмірів грудок мінеральної сировини (корисної копалини) під дією зовнішніх механічних, теплових, електричних сил, направлених на подолання внутрішніх сил зчеплення, що зв'язують між собою частинки твердого тіла.

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

Розкриття зерен корисних компонентів – дроблення або (та) подрібнення зростків до повного вивільнення зерен корисного компо-

нента та одержання механічної суміші зерен корисного компонента і пустої породи (міксту).

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

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

Грохочення здійснюється розсіванням корисної копалини на решетах і ситах з каліброваними отворами на дрібний (*підрешітний*) продукт і крупний (*надрешітний*). Грохочення застосовується для розділення корисних копалин за крупністю на просівних (просіюючих) поверхнях, з розмірами отворів від часток міліметра до декількох сотень міліметрів.

Класифікація матеріалу за крупністю здійснюється у водному або повітряному середовищі і базується на використанні розбіжності у швидкостях осадження частинок різної крупності. Великі частинки осаджуються швидше і концентруються в нижній частині класифікатора, дрібні частинки осаджуються повільніше і виносяться з апарата водним або повітряним потоком. Одержувані при класифікації крупні продукти називаються *ісками*, а дрібні – *зливом* (при гідравлічній класифікації) або *тонким продуктом* (при пневмокласифікації). Класифікація застосовується для розділення дрібних і тонких продуктів по зерну розміром не більше 1 мм.

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

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

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

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

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

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

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

Розходження у формі зерен і коефіцієнті тертя дозволяє відокремити плоскі лускаті частинки слюди або волокнисті агрегати азбесту від частинок породи, що мають округлу форму. При русі по похилій площині плоскі і волокнисті частинки ковзають, а округлі зерна скочуються вниз. Коефіцієнт тертя кочення завжди менший від коефіцієнта тертя ковзання, тому плоскі і округлі частинки рухаються по похилій площині з різною швидкістю і за різними траєкторіями, що створює умови для їхнього розділення.

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

Відмінності в адгезійних і сорбційних властивостях мінералів корисної компоненти і пустої породи лежить в основі адгезійного і сорбційного збагачення золота та адгезійного збагачення алмазів (методи належать до спеціальних).

Різні властивості компонент корисної копалини взаємодіяти з хімічними реагентами, бактеріями та (або) їх метаболітами обумов-

лює принцип дії хімічного та бактеріального вилуговування ряду корисних копалин (золото, мідь, нікель тощо).

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

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

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

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

Для зневоднення продуктів збагачення використовують *методи дренажування* (грохоти, елеватори), *центрифугування* (фільтруючі, відсаджувальні і комбіновані центрифуги), *згущення* (згущувачі, гідроциклони), *фільтрування* (вакуум-фільтри, фільтр-преси) і *термічного сушіння*.

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

1.5. СХЕМИ ПЕРЕРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Переробка корисної копалини здійснюється рядом технологічних операцій, які створюють схему збагачення.

Технологічними називаються операції механічної обробки корисної копалини, призначені для зміни її якості або для розділення на продукти різної якості.

Схема збагачення – це графічне зображення послідовності технологічних операцій, яким піддають корисну копалину на збагачувальній фабриці. Розрізняють технологічні, водно-шламові, якісно-кількісні схеми збагачення та схеми обладнання (ланцюга апаратів).

Схема збагачення показує послідовність переміщень усіх продуктів збагачення вихідної сировини між технологічними операціями, з яких кожна позначається горизонтальною лінією (рис. 1.1 а).

Схема збагачення, що містить дані про якість і кількість корисної копалини і продуктів її обробки, називається *якісно-кількісною*, а схема, що містить дані про кількість води в окремих операціях і продуктах, називається *водно-шламовою*. При об'єднанні цих схем в одну одержують *технологічну схему збагачення*.

Схемою обладнання (рис. 1.1 б) називається графічне зображення шляху проходження корисної копалини і продуктів її обробки через всі апарати із зазначенням їхнього типу, розміру і числа. Інша назва цієї схеми – *схема ланцюга апаратів* – послідовність умовних зображень кожного технологічного процесу або апарата з зазначенням ліній переміщення твердого продукту, води, допоміжних матеріалів, тобто технологічних зв'язків між операціями та апаратами.

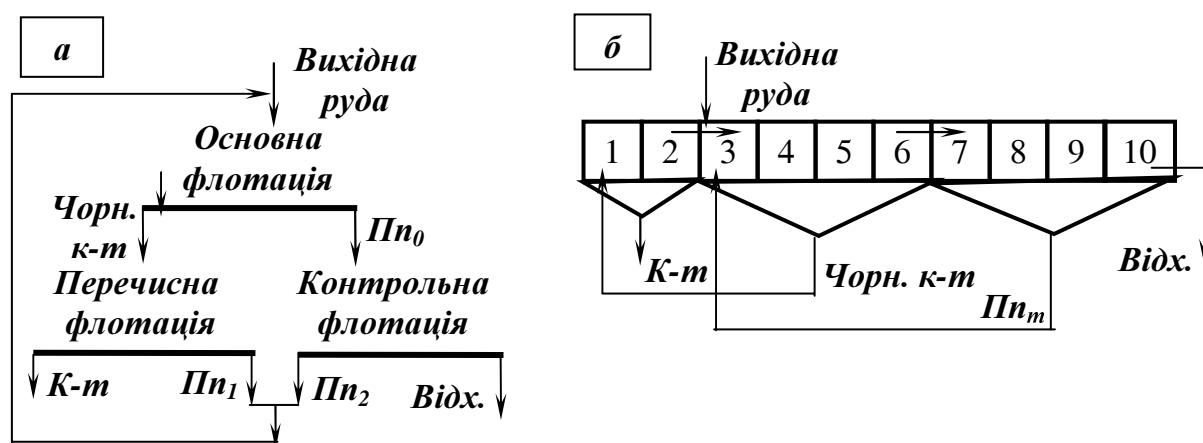


Рис.1.1. - Способи зображення технологічних схем збагачення корисних копалин: а – лінійний; б – апаратний.

Одним з основних завдань прийнятої схеми збагачення є забезпечення випуску продукції, якість якої повинна задовольняти вимоги державних стандартів або технічних умов міністерств.

2. ПІДГОТОВЧІ ПРОЦЕСИ

2.1. ГРОХОЧЕННЯ

2.1.1. Загальні відомості про процес

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

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

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

Машини і пристрої для грохочення називаються *грохотами*. Матеріал, що надходить на грохочення, називається *вихідним*, а продукти грохочення *класами крупності* (сукупність частинок матеріалу, обмежених верхнім і нижнім розмірами). Матеріал, що залишився на ситі, називається *надрешітним продуктом*, матеріал, що пройшов через отвори сита, – *підрешітним*. Клас, використовуваний як готовий товарний продукт, називається *сортом*.

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

За технологічним призначенням розрізняють п'ять видів операції грохочення:

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

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

- *допоміжне* – застосовують у схемах дроблення для виділення готового за крупністю продукту перед дробарками (попереднє грохо-

чення) і для контролю крупності дробленого продукту (контрольне грохочення);

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

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

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

За послідовністю виділення класів крупності розрізняють такі види грохочення: 1) від дрібного до крупного (рис. 2.1 а); 2) від крупного до дрібного (рис. 2.1 б); 3) комбінований (рис. 2.1 в).

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

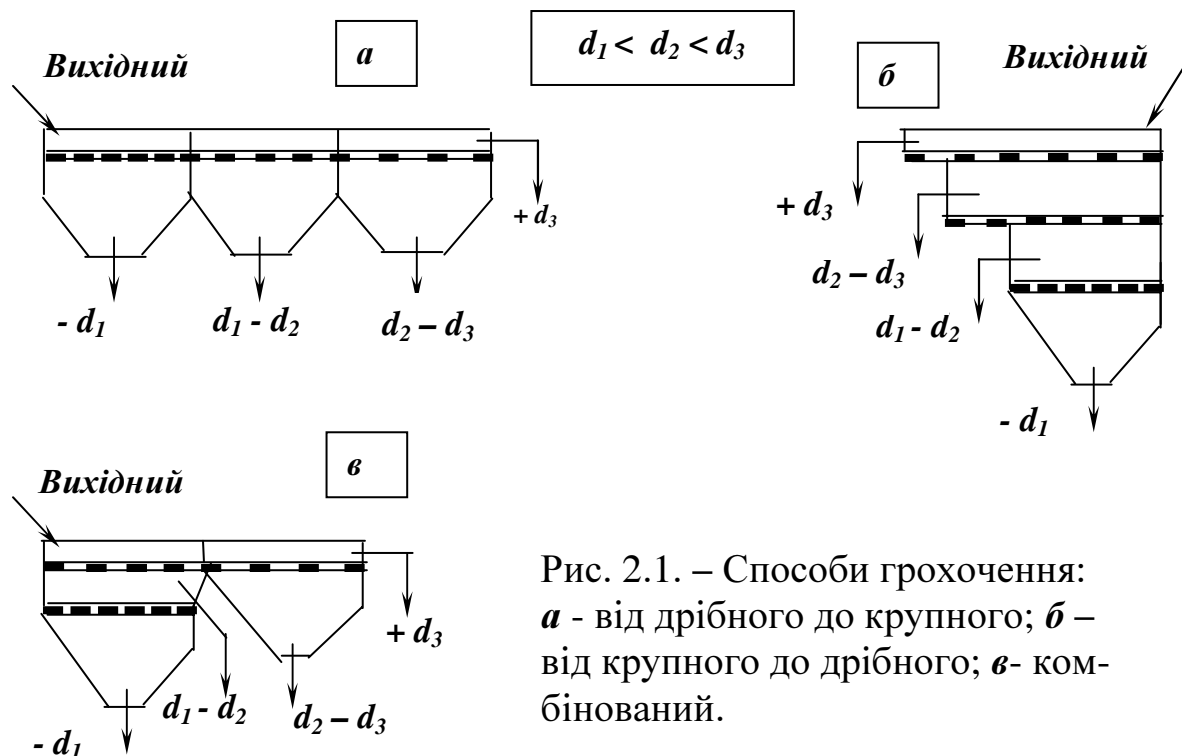


Рис. 2.1. – Способи грохочення:
а - від дрібного до крупного; б – від крупного до дрібного; в- комбінований.

При грохоченні за схемою “від крупного до дрібного” сита розташовують одне під одним. Верхнє сито має більші отвори, нижнє -

дрібні. Переваги такої схеми грохочення: компактне розташування сит, при якому менше зношуються дратові сита в результаті попереднього відсівання крупних класів; підвищення ефективності грохочення дрібних класів і зменшення подрібнення крупних класів. Недоліки – незручність контролю стану нижніх сит, їх ремонту і заміни, а також розвантаження отриманих класів.

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

2.1.2. Просіюючі поверхні грохотів

Як робочі просіюючі поверхні у виробничих умовах застосовуються колосникові решітки, штамповані решітки, дратяні і гумові сита (рис. 2.2).

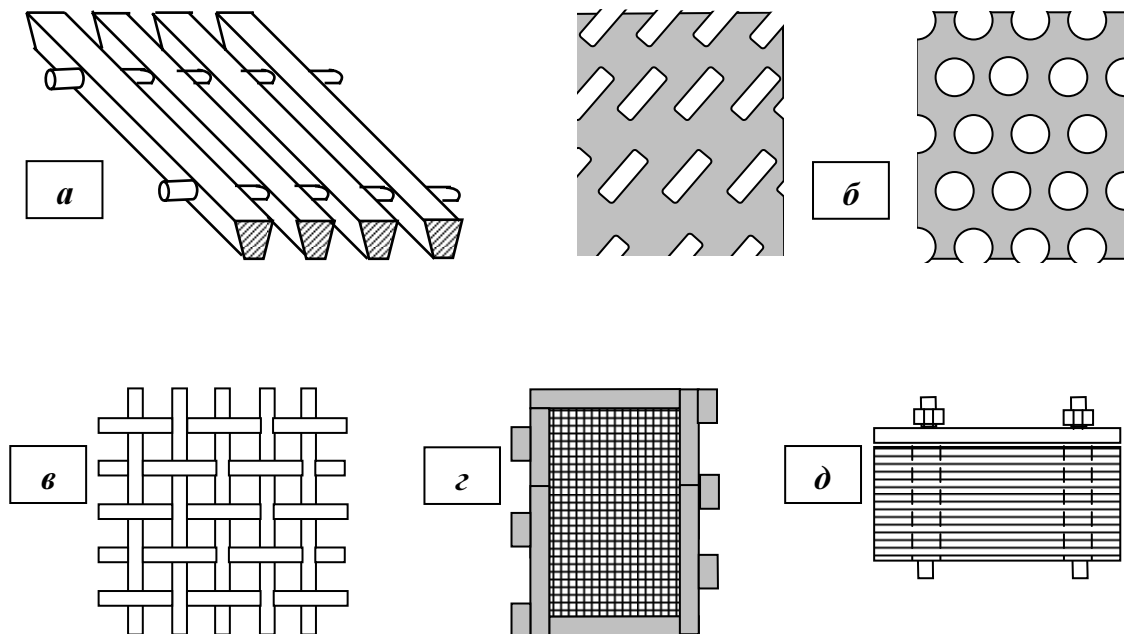


Рис.2.2. – Просіюючі поверхні грохотів:

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

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

$$\beta = 90,7 \cdot \frac{d^2}{t^2}, \quad (2.1)$$

для сит з квадратними отворами:

$$\beta = 100 \cdot \frac{d^2}{t^2}, \quad (2.2)$$

де d – діаметр отворів сита; t – крок отворів.

Колосникові решітки збирають з колосників різного профілю, розташованих паралельно і скріплених між собою. Колосники можуть мати різний профіль, але кращим вважається трапецієвидний, тому що при проходженні через щілину, що розширюється, зерна матеріалу в ній не заклинюються. Колосникові решітки застосовують для підготовчого грохочення – виділення крупних класів при відстані між колосниками не менше 50 мм. Матеріал по решітках переміщається під дією сили ваги, тому кут нахилу її повинен бути $30 - 45^\circ$, а при підвищеній вологості матеріалів на $5-10^\circ$ більше. Недолік колосникових решіт – відносно малий живий переріз (40 – 70 %). Перевага – простота конструкції, надійність роботи.

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

- при діаметрі отворів до 20 мм:

$$b = (0,25 \div 0,60) d, \text{ мм}; \quad (2.3)$$

- при діаметрі отворів більше 20 мм:

$$b = (0,10 \div 0,25) d, \text{ мм}. \quad (2.4)$$

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

Сита бувають ткані, плетені, струнні і шпальтові. Ткані і плетені сита виготовляють із квадратними і прямокутними отворами розміром від 0,04 до 100 мм зі сталевих, латунного, бронзового, мідного чи нікелевого дроту. Виготовляють також гумові, капронові і капрос-

талеві сита. Коефіцієнт живого перетину дротяних сит з квадратними отворами:

$$\beta = \frac{d^2}{(d_1 + d)^2} \cdot 100\% \quad (2.5)$$

де: d – розмір отворів сита; d_1 – діаметр дроту, мм.

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

Шпальтові щілясті сита набирають із дроту трапецієвидного перетину (рідше круглого). Ширина щілястих отворів може бути 0,1–16 мм. Сита виготовляють з нержавіючої сталі, їхній термін служби складає 2–3 місяці. Щілинні сита міцні, але мають малий коефіцієнт живого перетину ($\beta = 9 - 40 \%$). Шпальтові сита призначені для виділення дрібних класів і зневоднювання.

Сита струнного типу призначені для грохочення вологих сипких матеріалів. Переваги – стійкість до корозії, стирання, низька засмічуваність.

2.1.3. Гранулометричний склад корисних копалин

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

$$d_e = 1,24(m/\delta)^{0,33}, \text{ мм}, \quad (2.3)$$

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

При масових визначеннях розмірів зерен (наприклад, при грохоченні) за їхній діаметр приймають розмір найменшого квадратного отвору сита, через яке це зерно проходить. Крупність усієї маси сипучого матеріалу оцінюють за вмістом в ній класів визначеної крупності, тобто за її гранулометричним складом. Визначення гранулометричного складу сухих матеріалів найбільш часто здійснюється ситовим аналізом. *Ситовий аналіз* – розсів проб досліджуваних корисних копалин і продуктів їхньої переробки на ряд класів за допомогою набору стандартних сит, що дозволяє кількісно характеризувати склад до-

сліджуваного матеріалу за крупністю і визначити співвідношення в ньому зерен різної крупності. Результати ситового аналізу подають у табличній та графічній формі. Спершу оформляють таблицю (приклад – табл. 2.1), за даними якої будують характеристику крупності досліджуваного продукту (рис. 2.3).

Таблиця 2.1. – Приклад представлення результатів ситового аналізу продуктів

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

За характеристикою крупності можна визначити вміст будь-якого класу в досліджуваному матеріалі, розмір середнього і максимального зерен. За виглядом сумарної характеристики крупності, побудованої по «+ d », можна дати загальну характеристику сипкого матеріалу. Увігнута характеристика 1 указує на переважання у матеріалі дрібних зерен, опукла 3 – на переважання крупних, прямолінійна 2 – на рівномірний розподіл класів крупності.

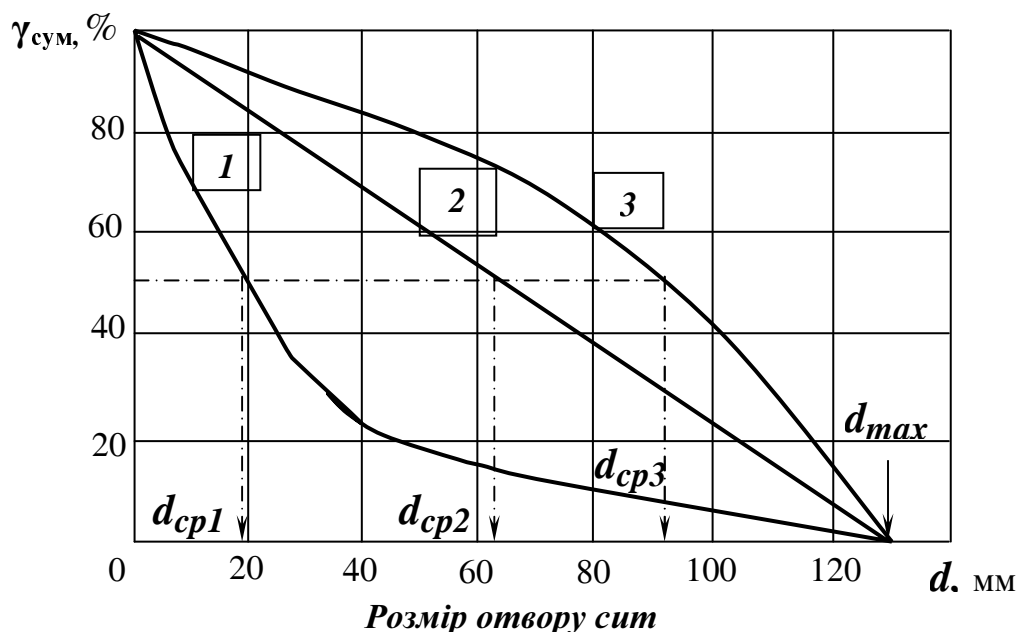


Рис. 2.3. – Сумарні характеристики крупності.

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

2.1.4. Грохоти

Для розділення корисних копалин за крупністю застосовують грохоти різних конструкцій. Зупинимося на їх класифікації.

За принципом дії розрізняють такі типи грохотів: • нерухомі (колосникові, гідрогрохоти, конусні та дугові), • з рухомими елементами: - коливаннями та вібраціями робочого органу (інерційні, резонансні, плоско-хитні, гіраційні); - обертальним робочим органом (барабанні та грохоти-дробарки, відцентрові, конусні самоочисні, імовірнісні); - рухомою просіювальною поверхнею (валкові, шнекові, з пружно-деформованим ситом, з безпосереднім збудженням сита). За розташуванням просіюючої поверхні розрізняють: похилі та горизонтальні. Відповідно до форми просіюючої поверхні грохоти поділяють на плоскі, зі змінним кутом нахилу, дугові, конічні, циліндричні (барабанні), а також призматичні та пірамідальні. За призначенням грохоти розділяють на: попередньої класифікації (80...100 мм і більше); підготовчої класифікації (крупність матеріалу 3, 6, 10, 13, 25 мм); дешламаційні (для мокрого відокремлення дріб'язку до 0,5...1,0 мм); зневоднювальні; грохоти для розсортування (головним чином вугілля).

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

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

Залежно від густини матеріалів, які піддають розсіву, застосовують грохоти легкого ($\delta \leq 1,4 \text{ т/м}^3$), середнього ($\delta \leq 1,8 \text{ т/м}^3$) і важкого ($\delta \leq 2,8 \text{ т/м}^3$) типів. Грохоти мають літерне і цифрове позначення (табл. 2.2).

Таблиця 2.2. – Умовне позначення грохотів

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

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

Нерухомі грохоти

Нерухомі колосникові грохоти (колосникові решітки, рис. 2.2 а, 2.4 а) встановлюють у першій стадії дроблення при наявності у вихідному матеріалі понад 15 % дріб'язку (по масі) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення.

Вихідний матеріал завантажується на верхній кінець грохота і рухається під дією сили ваги. Зерна крупністю менше розміру щілин решітки провалюються через неї, а крупний клас сходить на нижньому кінці грохота. При подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохота приймається рівною довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – ширині живильника. Щоб уникнути зависання кусків матеріалу між бічними стінками грохота, мінімальна його ширина приймається в три рази більша від розміру максимального шматка у вихідному матеріалі. Довжина грохота звичайно приймається в 2 рази більше ширини. Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохота при грохоченні вугілля приймають 30-35°, при грохоченні руд – 40-45°, при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують до 55°.

Необхідну площу грохочення розраховують за формулою:

$$F = Q / (q_o a \delta k) , \text{м}^2, \quad (2.4)$$

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

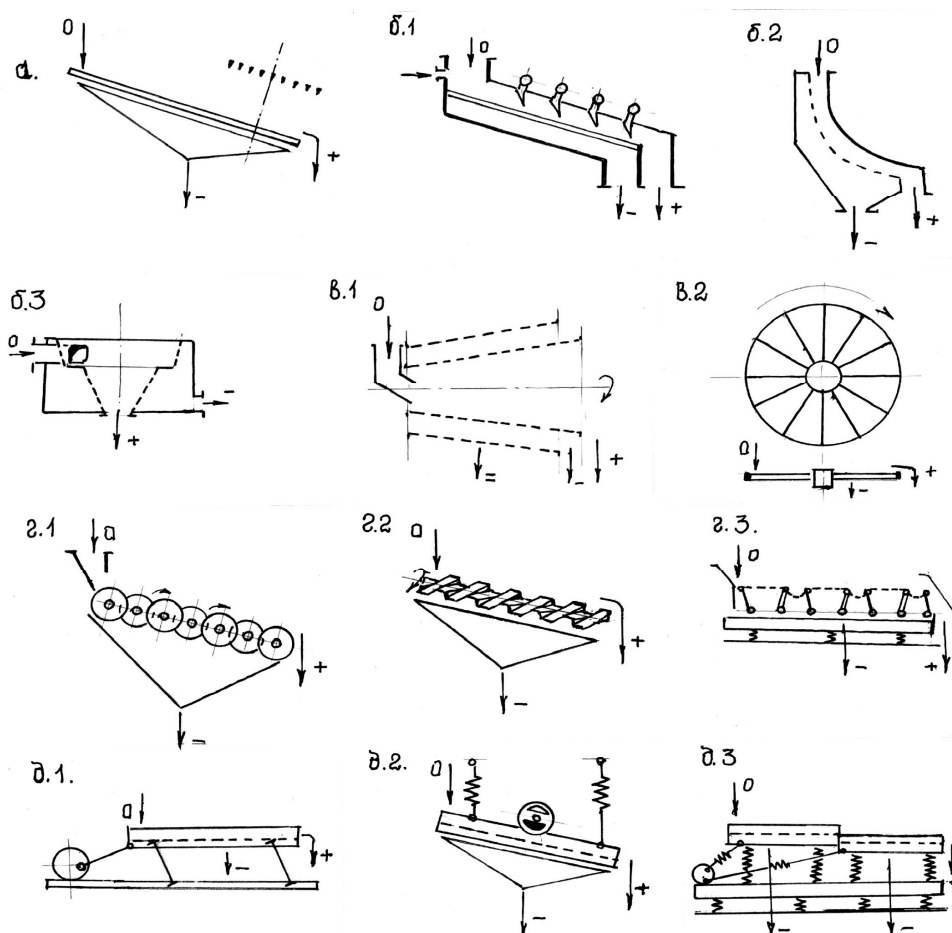


Рис. 2.4. Основні типи грохотів: а - плоский колосниковий з нерухомою робочою поверхнею для сухого розсіву; б - нерухомий для мокрого розсіву: б.1. - гідрогрохот плоский струменевої дії; б.2. - дугове сито; б.3. - конусний грохот; в - грохот обертовий: в.1. - барабанний; в.2. - ймовірнісний; г - грохот з рухомими елементами просіюючої поверхні: г.1. - валковий; г.2. - шнековий; г.3. - з пружно-деформованою поверхнею; д - грохот з рухомим коробом: д.1. - хитний; д.2. - вібраційний; інерційний; д.3. - резонансний (о – вихідний матеріал; “+” - надрешітний продукт; “-” - підрешітний продукт).

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

Дуговий грохот (дугове сито) складається зі зварного закритого короба 1, усередині якого нерухомо закріплена робоча поверхня 2 (рис. 2.5), що являє собою напівциліндричне шпальтове сито з розміром щілин 0,5–1 мм. Розмір завантажувального отвору, що визначає

швидкість пульпи на вході і продуктивність грохота, регулюється притискним листом 3, положення якого фіксується гвинтом 4.

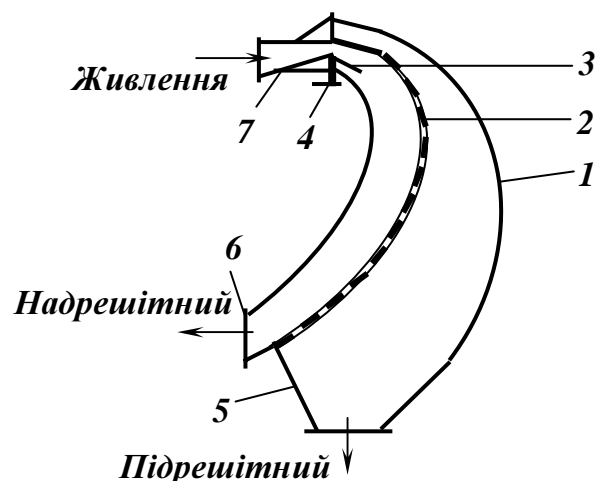


Рис. 2.5. – Схема дугового грохота:

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

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

Конусний грохот (рис. 2.6) складається зі сталевого корпуса 1, усередині якого розташована зневоднююча поверхня зі шпальтових сит із щільною розміром 0,5 - 1 мм.

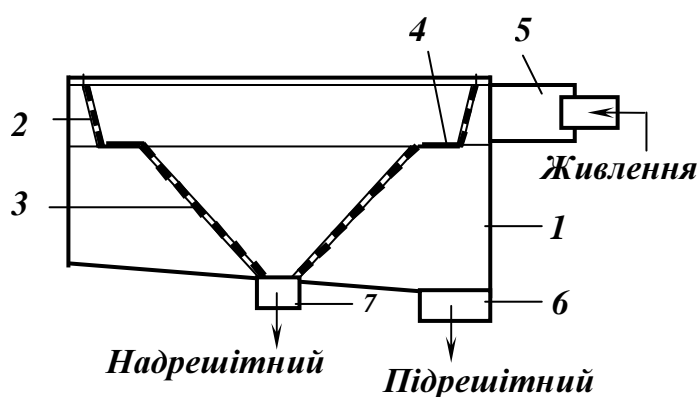


Рис. 2.6 – Схема конусного грохота:

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

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

Пульпа завантажується тангенціально у верхню частину корпусу. Завантажувальний пристрій 5 має перекидний шиббер, 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 віддаляється 80-90 % води, що відділяється. 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.

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

$$Q = 160F_{жс} V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.5)$$

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

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

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. 2.7 *а*) або конічними (мал. 2.7 *б*). Бічна (просіююча) поверхня барабана може бути утворена перфорованими сталевими листами, сіткою або багатозахідною спіраллю. Вісь циліндричного барабана нахилена до горизонту під кутом від 1 до 14°, а вісь конічного – горизонтальна. Вихідний матеріал завантажується всередину барабана на верхньому кінці. Під дією сили тертя матеріал захоплюється внутрішньою поверхнею обертового барабана і потім скочується вниз.

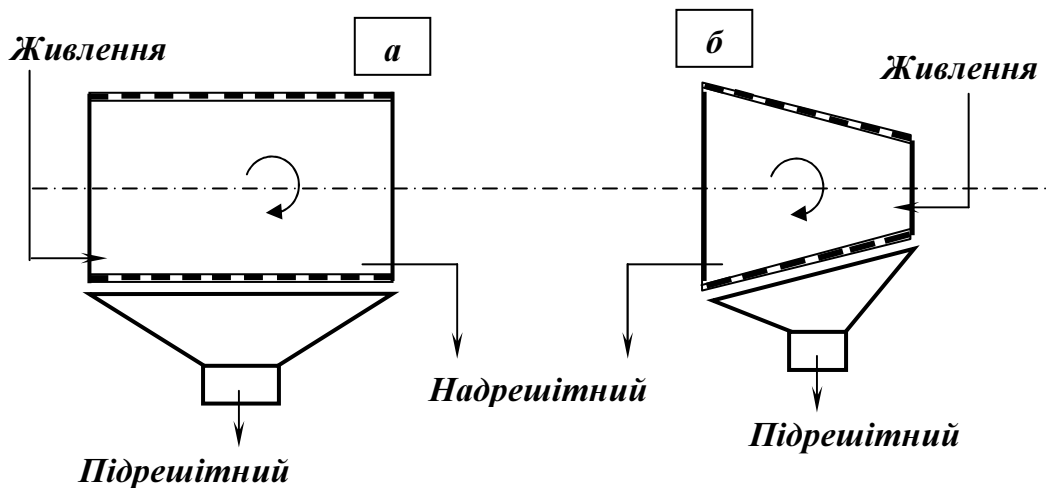


Рис. 2.7. – Схеми барабанних грохотів:
а – циліндричний; **б** – конічний.

Скочування матеріалу відбувається під певним кутом до його площини обертання, що є наслідком нахилу осі барабана. Матеріал просувається вниз уздовж осі барабана. Далі цикл повторюється і матеріал рухається по зигзагоподібній лінії. При переміщенні матеріалу по просіюючій поверхні дрібні класи провалюються через отвори, крупні – вивантажуються з барабана на нижньому кінці.

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

$$Q = q_o F a \varphi, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.6)$$

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

Барабанні грохоти прості за конструкцією і надійні в експлуатації. Основні їх недоліки – громіздкість і мала питома продуктивність.

Вібраційні грохоти

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

Інерційний грохот (рис. 2.8) складається з похило розташованого короба 1 з просіюючими поверхнями 2, інерційного віброзбуджу-

вача 3, пружинних опор 4 (або підвісок) і електродвигуна 5. Віброзбудувач являє собою вал 6 з дебалансами 7. Вісь підшипників віброзбудувача проходить через центр ваги короба (разом з матеріалом на ситі), тому при обертанні вала всі точки короба рухаються поступально і описують кругові траєкторії у вертикальних площинах, перпендикулярних до розташування сита. При цьому просіююча поверхня здійснює коливання і матеріал струшується та розпушується. Кут нахилу сит грохота до горизонту складає 10-25°. Завдяки похилому розташуванню сита матеріал рухається по ньому до розвантажувального кінця, просіваючись через отвори.

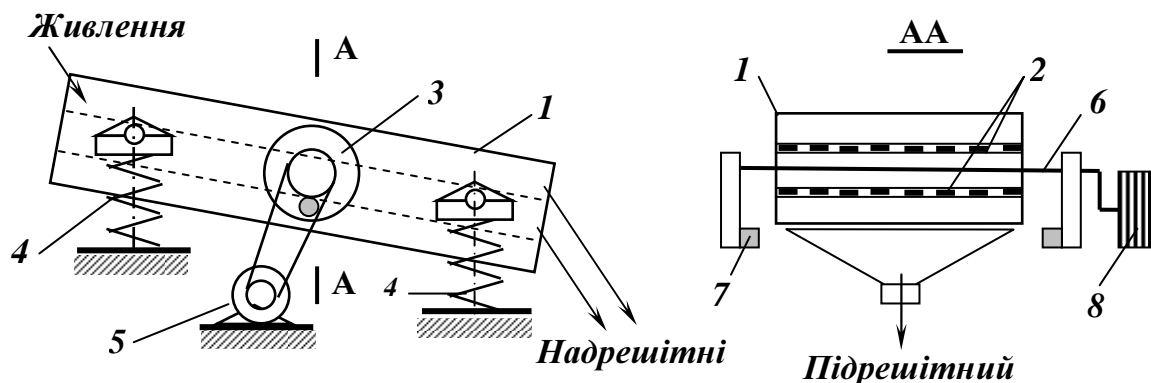


Рис. 2.8. – Схема інерційного грохота:

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

Вібраційні грохоти з інерційним віброзбудувачем 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 покриття будови фабрики.

Інерційно-самобалансний грохот (рис. 2.9) складається з короба 1, встановленого горизонтально на чотирьох–шести амортизаторах (або пружинах) 2, самобалансного віброзбудувача 3, закріпленого на коробі під кутом 45° до площини сита, і двох електродвигунів. Самобалансний віброзбудувач складається з корпусу, усередині якого на підшипниках кочення встановлені паралельно два вали з невідноваженими масами (дебалансами) 4, що обертаються з однаковою частотою, але в протилежні сторони. Рівнодіюча P_x сил інерції дебалансів P_0 змінюється за величиною від нуля до максимуму і за напрямком через кожні півоберту дебалансу.

Коливання короба під кутом 45° до площини сита забезпечує рух матеріалу до розвантажувального кінця сита з підкиданням і енергійним струшуванням. Якщо грохот працює в несприятливих умо-

вах, кут нахилу короба може бути збільшений до 8°. При пересуванні матеріалу по просіюючій поверхні дрібні частинки проходять через отвори сита, а крупні сходять на розвантажувальному кінці грохота.

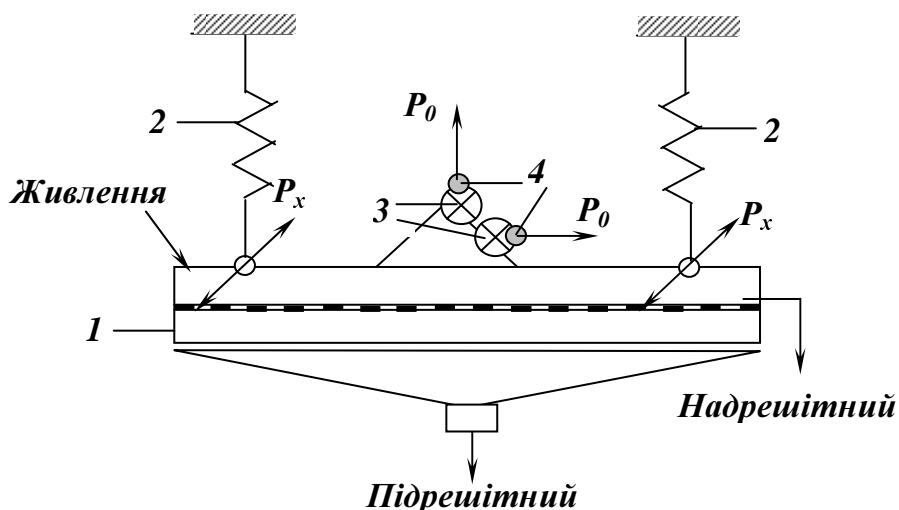


Рис. 2.9. – Схема інерційно-самобалансного грохота:
1 – короб грохота; 2 – пружини; 3 – вібробудувач; 4 – дебаланси.

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

Розрахунок продуктивності грохота може бути з достатньою точністю виконаний за формулою:

$$Q = q\delta F, \text{ т/год}, \quad (2.7)$$

де q – питома об'ємна продуктивність (продуктивність 1 м² просіюючої поверхні), м³/год·м²; δ – густина матеріалу, т/м³; F – площа просіюючої поверхні, м².

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

2.1.5. Показники роботи грохотів

Основними технологічними показниками процесу грохочення є: продуктивність грохота Q і ефективність грохочення E .

У загальному випадку продуктивність грохота (т/год) визначається рівнянням:

$$Q_o = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p \quad (2.8)$$

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

Вираз (2.8) внаслідок великої кількості емпіричних коефіцієнтів складно застосовувати для розрахунку в реальних умовах, але на якісному рівні він відображає практично всі фактори, від яких залежить продуктивність грохота.

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

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

$$E = \frac{Q_{\Pi}}{Q_{нк}} \cdot 100\% . \quad (2.9)$$

Ефективність грохочення визначається за формулою:

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\vartheta - \alpha) \cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\vartheta - \beta)} , \% , \quad (2.10)$$

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

Застосовують також вирази:

$$E = \frac{Q_{\Pi}}{\alpha \cdot Q_{вих}} \cdot 100, \% ; \quad E = \frac{\alpha - \beta}{\alpha \cdot (100 - \beta)} \cdot 10^4 , \% \quad (2.11)$$

де $Q_{вих}$ – маса початкового продукту.

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

Продуктивність грохота і ефективність грохочення залежать від багатьох чинників (факторів), які можна розділити на дві групи:

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

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

Зупинимося на цих факторах докладніше.

Розмір отворів сита - впливає на швидкість руху частинок вздовж сита та їх проходження через отвори. Частинки розміром значно менші за розмір отворів сита легко проходять через нього. Частинки, близькі до розміру отворів сита, дуже утруднюють процес грохочення. Такі частинки називаються *важкими*, їх розмір знаходиться в межах 0,75-1,5 розміру отворів сита. Важкі зерна застряють в отворах або їх перекривають, що зменшує площу живого перетину сита і знижує якість грохочення.

Вологість вихідного матеріалу. Для грохочення має значення вміст зовнішньої вологи, яка покриває плівкою поверхню зерен матеріалу. У разі грохочення кам'яного вугілля його розсів сильно утруднюється при вологості понад 6 %. Особливо сильно впливає вологість матеріалу при грохоченні дрібних класів на ситах з невеликими отворами (0,5; 6; 13 мм). Дрібні класи мають найбільшу вологість внаслідок їх великої питомої поверхні. Зовнішня волога в матеріалі, а також наявність глинистої компоненти спричиняє злипання дрібних частинок між собою, налипання їх на великі грудки і замазування отворів сит в'язким матеріалом. Все це перешкоджає розшаруванню матеріалу за крупністю на ситі і утруднює проходження дрібних зерен через отвори, внаслідок чого вони залишаються в надрешітному продукті. При певному граничному вмісті вологи (8-12%), який залежить від властивостей матеріалу і розміру отворів сита, ефективність грохочення різко падає. Зі збільшенням вологості матеріалу понад 12% рухливість зерен зростає і поступово настають умови для *мокрого грохочення*, тобто грохочення матеріалу з водою, яке і застосовують для обводнених продуктів.

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

Насипна густина і форма зерен. Продуктивність грохочення зростає по мірі збільшення насипної густини і наближення форми частинок до кулястої.

Форма отворів сита. У практиці грохочення застосовуються квадратні, щілинні, прямокутні і круглі отвори сит. При цьому найбільш широко використовуються сита з отворами квадратної форми внаслідок їх легкого виготовлення. Однак щілинні і прямокутні отвори мають переваги більшого живого перетину, меншої схильності до забивання. Для перфорованих поверхонь часто використовують круглі отвори, оскільки вони дають найбільш точне розділення.

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

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

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

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

Необхідне число грохотів визначається за формулою:

$$i = \frac{k \cdot Q}{Q_1};$$

де $k = 1,15-1,25$ – коефіцієнт нерівномірності навантаження; Q – загальна кількість матеріалу, що надходить на грохочення, т/год; Q_1 – продуктивність одного грохота, т/год.

2.2. ДРОБЛЕННЯ І ПОДРІБНЕННЯ

2.2.1. Характеристика процесів

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

Між дробленням і подрібненням принципового розходження немає. Умовно вважають, що при дробленні одержують зерна крупністю більше 5 мм, а при подрібненні – менше 5 мм. Залежно від крупності вихідного і дробленого (подрібненого) продуктів розрізняють три стадії дроблення і три стадії подрібнення (табл. 2.3).

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

При дробленні і подрібненні будь-яких матеріалів слід дотримуватися принципу «не дробити нічого зайвого», тому що переподрібнення приводить до зайвої витрати електроенергії, збільшення зносу

дробарок і млинів, зменшення їхньої продуктивності і погіршення показників збагачення.

Таблиця 2.3. – Стадії дроблення і подрібнення

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

Кількісною характеристикою процесів дроблення і подрібнення служить *ступінь дроблення або подрібнення*.

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

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

$$i = D_{max} / d_{max}, \quad (2.12)$$

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

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

$$i = D_{cp} / d_{cp}, \quad (2.13)$$

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

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

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (2.14)$$

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

2.2.2. Закони дроблення

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

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

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

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

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

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

$$A = k_R D^2, \text{ або } A = k \Delta S \quad (2.15)$$

де k_R та k – коефіцієнти пропорційності при роботі, затрачуваній на утворення нової поверхні; D – розмір грудки матеріалу, що дробиться; ΔS – нова утворена поверхня.

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

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

$$A = k_k D^3, \quad (2.16)$$

де k_k – коефіцієнт пропорційності при роботі, затрачуваній на деформацію грудок матеріалу, що дробиться.

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

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

$$A = K_k \cdot D^3 + K_R \cdot D^2 \quad (2.17)$$

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

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

$$A = k_B \sqrt{D^2 D^3} = k_B D^{2,5}, \quad (2.18)$$

де k_B – коефіцієнт пропорційності при визначенні повної роботи.

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

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

Унаслідок невідомості коефіцієнтів пропорційності рівняння законів дроблення (2.15) – (2.18) не можуть бути використані для кількісних розрахунків по визначенню величини роботи, але їх можна застосовувати при якісному дослідженні процесів дроблення і подрібнення.

2.2.3. Міцнісні характеристики гірських порід і способи їх руйнування

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

категорій тривкості. Метод експериментального визначення коефіцієнта тривкості ($K_{тр}$), запропонований М.М.Протодьяконовим, оснований на відносній оцінці роботи, затраченої на дроблення гірської породи вантажем масою 2,4 кг, що вільно падає з висоти 0,6 м.

Таблиця 2.4. – Класифікація тривкості гірських порід
(за М.М.Протодьяконовим)

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

Для руйнування грудок корисної копалини можуть бути використані такі способи (рис. 2.10):

- *роздавлювання* (рис. 2.10 а) – руйнування грудки в результаті стиснення між двома подрібнюючими поверхнями. При дробленні роздавлюванням утвориться велика кількість дрібних зерен, особливо при дробленні крихких корисних копалин. Цей спосіб застосовується, якщо при дробленні корисної копалини допускається підвищений вихід дріб'язку;

- *розколювання* (рис. 2.10 б) – руйнування грудки в результаті її розклинення між вістрями подрібнюючих поверхонь. Розколювання характеризується мінімальним утворенням дріб'язку, тому застосовується у тих випадках, коли переподрібнення небажане (напр., при підготовці вугілля до збагачення);

- *злам* (рис. 2.10 в) – руйнування грудки в результаті згину, виявляється при ребристій формі подрібнюючих поверхонь; має підлегле значення;

- *зрізання* (рис. 2.10 г) – руйнування грудки в результаті створюваних при дробленні напругах зрушення (зсуву); має також підлегле значення;

- *стирання* (рис. 2.10 д) – руйнування грудки в результаті впливу двох подрібнюючих поверхонь, які зміщаються одна відносно одної. Стирання характеризується утворенням великої кількості тонких класів, тому широко використовується в пробообробних машинах;

- *удар* (мал. 2.10 е) – руйнування грудки в результаті впливу короточасних динамічних навантажень. Дроблення ударом приводить насамперед до руйнування по тріщинах, поверхнях зіткнення, дислокаціях зерен окремих компонентів. Цей спосіб знаходить застосування при дробленні промпродуктів і тонкому подрібненні корисних копалин.

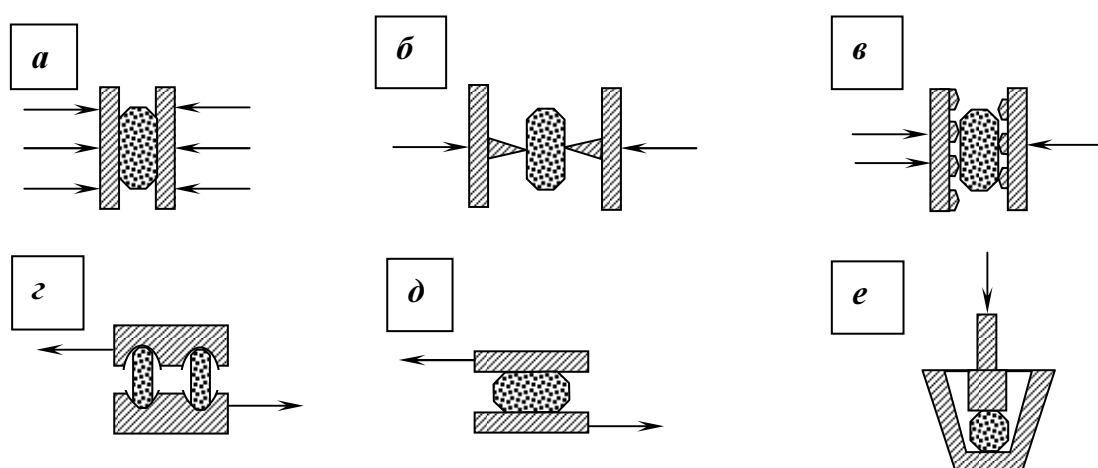


Рис. 2.10. – Способи дроблення корисних копалин:
а – роздавлювання; **б** – розколювання; **в** – злам; **г** – зрізання;
д – стирання; **е** – удар.

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

2.2.4. Машини для дроблення і подрібнення

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

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

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

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

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

Дробарки і млини мають умовні літерні і цифрові позначки (табл. 2.5).

Дробарки

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

Щоківі дробарки працюють за принципом роздавлювання і частково згину між двома щокми, з яких одна – нерухома, а інша – рухома. Щоківі дробарки розділяються на два кінематичних класи: із простим рухом щокми – ЩДП (рис. 2.11 а) і складним – ЩДС (рис. 2.11 б).

Таблиця 2.5. – Умовні позначки машин для дроблення і подрібнення

Літерні позначки	Цифрові позначки
ЩДП – дробарка щокочова з простим коливанням ЩДС – дробарка щокочова із складним коливанням	VxL – ширина і довжина завантажувального отвору, мм
ККД – конусна дробарка крупного дроблення	V/s – ширина завантажувального і розвантажувального отворів, мм
КСД – конусна дробарка середнього дроблення КМД – конусна дробарка дрібного дроблення	D – діаметр рухомого конуса, мм
ДГ – дробарка валкова з гладкими валками	DxL – діаметр і довжина валків, мм
ДДЗ – дробарка двовалкова із зубчатыми валками	D – діаметр валків, дм
М – дробарка молоткова ДРК – дробарка роторна крупного дроблення ДРС – дробарка роторна середнього дроблення	DxL – діаметр і довжина ротора, дм
МСЦ – млин стержневий з центральним розвантаженням МШЦ – млин кульовий з центральним розвантаженням МШР – млин кульовий з розвантаженням через решітку ММС – млин мокрого самоподрібнення МРГ – млин рудногальковий	DxL – діаметр і довжина барабана, мм

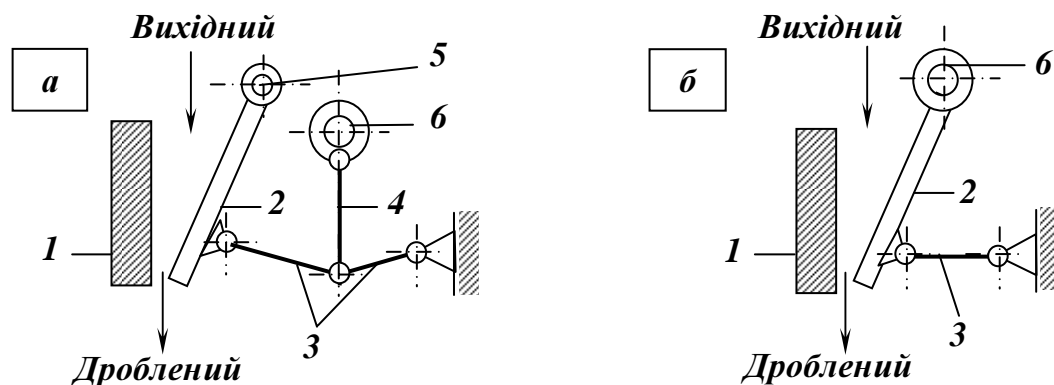


Рис. 2.11. – Схеми щочових дробарок:

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

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

У дробарку з простим рухом щочи (рис. 2.11 **а**) вихідний матеріал завантажується зверху в робочий простір між рухомою 1 і нерухомою 2 щочами. При обертанні ексцентрикового валу 6 шатун 4 рухається у вертикальному напрямку, його рух через розпірні плити 3 передається рухомій щочі 2. Таким чином, рух шатуна вгору супрово-

джується наближенням рухомої щоки до нерухомої і дробленням матеріалу. При русі шатуна униз рухома щока відходить від нерухомої, у цей час здійснюється розвантаження дробленого продукту під дробарку.

В дробарках зі складним рухом (рис. 2.11 б) рухома щока 2 підвішена безпосередньо на ексцентриковий вал 6. Внаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал піддається не тільки роздавлюванню, але й стиранню.

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

Конусні дробарки (рис. 2.12) встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. Основне подрібнююче зусилля в конусних дробарках – роздавлювання, але має місце і розлам грудок при вигині, що виникає, коли грудка затиснута між увігнутою поверхнею чаші 1 і опуклою поверхнею рухомого конуса 2. Конусні дробарки за своїм призначенням розділяються на дробарки для крупного дроблення – ККД (рис. 2.12 а), середнього дроблення – КСД (рис. 2.12 б) і дрібного дроблення – КМД (рис. 2.11 в).

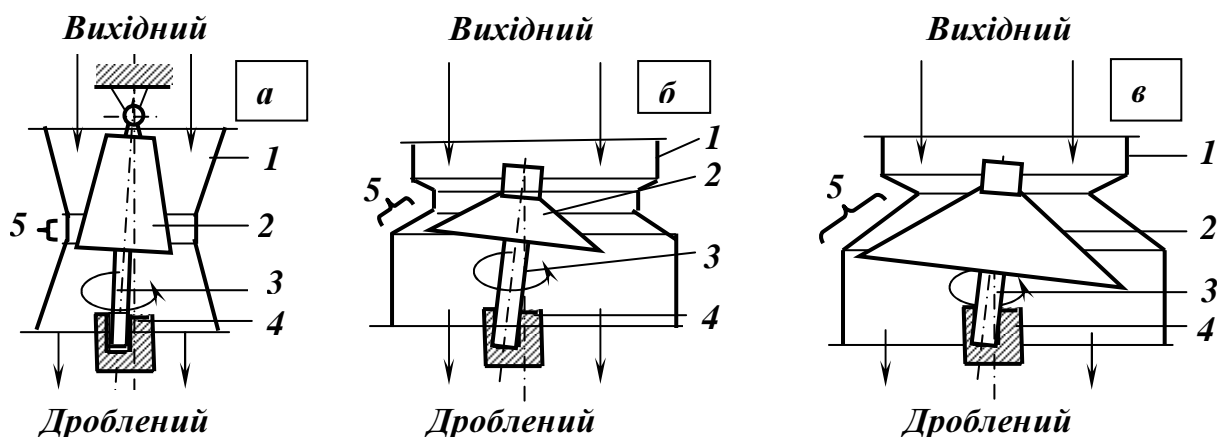


Рис. 2.12. – Схеми конусних дробарок:

а – крупного дроблення; **б** – середнього дроблення;

в – дрібного дроблення.

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

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею 1 і розташованим у середині цієї чаші рухомим подрібнюючим конусом 2, закріпленим на ексцентрично встановленому (завдяки стакану 4) валу 3. Принцип дії всіх конусних дробарок однаковий: наближення подрібнюючого конуса до чаші супроводжується дробленням грудок матеріалу, що над-

ходить у дробарку зверху, а видалення – розвантаженням дробленого продукту, що виходить униз, під дробарку.

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

Дробарка повинна забезпечити необхідну продуктивність при заданій крупності дробленого продукту. Ширина приймального отвору дробарки повинна бути на 15 % більше розміру максимального зерна у вихідному матеріалі.

Продуктивність щоккових і конусних дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробильність (k_{dp}), насипну густину (k_δ) і крупність подрібнюваного матеріалу (k_d):

$$Q = Q_k k_{dp} k_\delta k_d, \text{ т/год}, \quad (2.19)$$

де Q_k – продуктивність дробарки за каталогом, т/год; k_{dp} , k_δ , k_d – поправочні коефіцієнти.

Валкові дробарки виготовляються з гладкими – ДГ і зубчатими валками – ДДЗ (рис. 2.13).

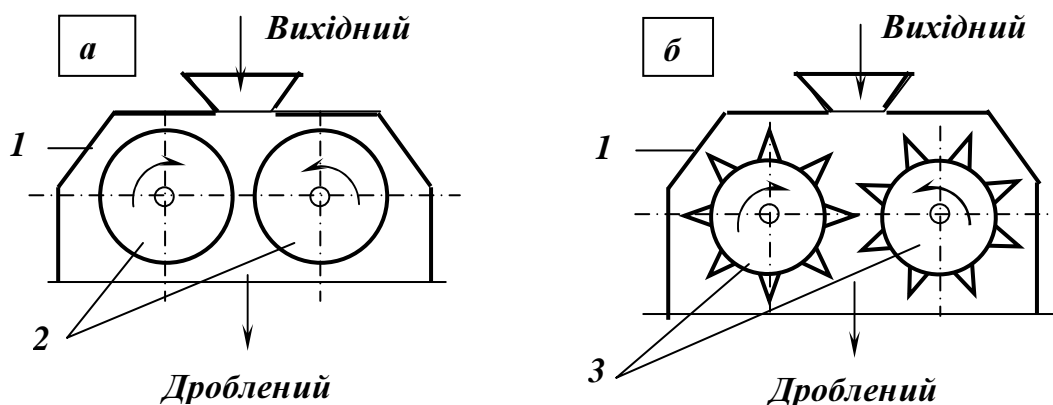


Рис. 2.13. – Валкові дробарки:

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

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

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

Валкові дробарки з гладкими валками (рис. 2.13 а) працюють за принципом роздавлювання вихідного матеріалу при зтягуванні його в щілину між валками. Вони застосовуються для середнього і дрібного дроблення руд, коли недопустиме переподрібнення цінного крих-

кого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

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

$$D_B = (15 \div 20) D_{max}, \quad (2.20)$$

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

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

Валкові дробарки з зубчатими валками (рис. 2.13 б) призначені для крупного і середнього дроблення м'яких і крихких порід (вугілля, антрацитів і сланців) при необхідності одержати грудковий дроблений продукт із невеликим вмістом дріб'язку.

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

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

$$D_B = (1,5 \div 3,5) D_{max}, \quad (2.21)$$

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

Продуктивність валкових дробарок визначається за формулою:

$$Q = n\pi D L s \delta k, \text{ т/год}, \quad (2.22)$$

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

Валкові дробарки мають багато переваг: простота конструкції, компактність, надійність в експлуатації і невеликий вміст дріб'язку в готовому продукті. Однак вони мають низьку продуктивність і великі питомі витрати електроенергії.

Дробарки ударної дії (молоткові – М і роторні – ДРК і ДРС) використовуються для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. До переваг дробарок ударної дії слід віднести простоту конструкції, надій-

ність, 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.

Дробарки ударної дії (рис. 2.14) виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і не-реверсивними роторами.

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

У молоткових дробарках (рис. 2.14 *а*) вихідний матеріал через завантажувальний отвір надходить у робочий простір, обмежений корпусом 1, який є захищеним броньовими плитами 2. Усередині робочого простору на горизонтальному валу 3 обертається ротор 4 з молотками 5, закріпленими шарнірно. Молотки вдаряють по грудках і з силою відкидають їх до стінок корпуса на плити, де грудки додроблюються.

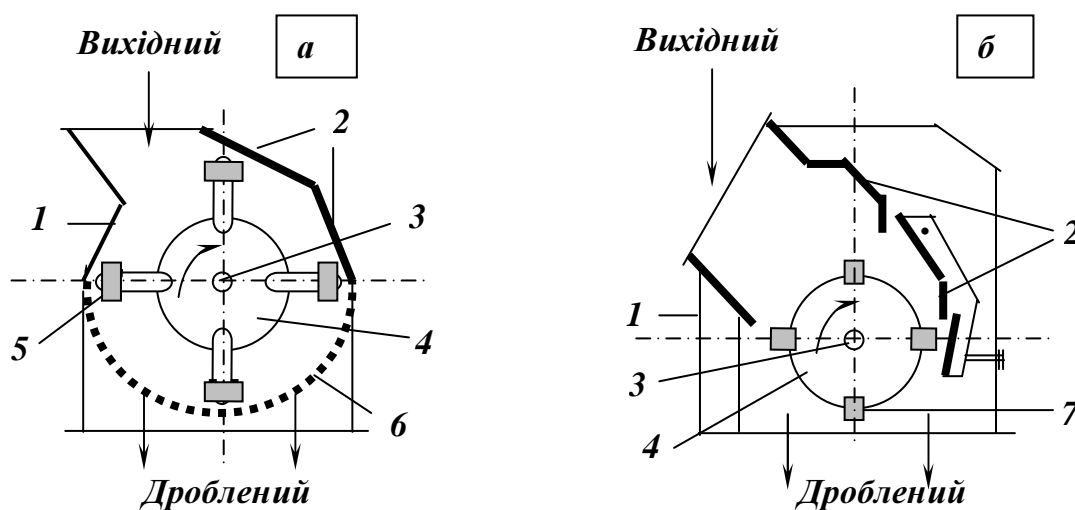


Рис. 2.14. – Дробарки ударної дії:

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

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

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

Принцип дії роторних дробарок аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі 4 билами 7. Матеріал завантажується в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бил грудки руйнуються, і їх частини відкидаються на відбійні броньові плити 2 або колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футеровку, грудки руйнуються і знову відскакують на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

Роторні дробарки випускають двох типів: ДРК – для крупного дроблення і ДРС – для середнього і дрібного. У роторних дробарок співвідношення між діаметром ротора (D_p) і максимальним розміром шматка в живленні (D_{max}) складає:

– для дробарок ДРК:

$$D_p = (1,7 \dots 2) D_{max}, \quad (2.23)$$

– для дробарок ДРС:

$$D_p = 3,3 D_{max}. \quad (2.24)$$

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta e_{et} k_{op} k_d, \quad (2.25)$$

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

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

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

Млини

Розрізняють такі млини барабанні або гравітаційні (кульові, стержневі, роликові, самоподрібнення), відцентрові, вібраційні (інерційні, гіраційні); маятникові (вихрові, аеробильні, молоткові, пальцеві); струменеві, колоїдні та ін. Окрему групу млинів становлять стирачі лабораторні (напр., бігуни), у яких подрібнення здійснюється між двома стираючими поверхнями (дисками, циліндрами), в той час як в інших млинах процес протікає в об'ємі подрібнюваного матеріалу. За іншою класифікацією млини поділяють на барабанні (кульові, стержневі), трубні, конусні, самоподрібнення, роликові (ролико-кільцеві, кульово-кільцеві, котково-чашкові, котково-дисккові), ударно-відцентрові (молоткові, дезинтегратори, дисмембратори), жорнові, вібраційні, струменеві тощо. Як бачимо, молоткові дробарки іноді зараховують до млинів, що цілком зрозуміло виходячи з міркувань крупності одержуваного продукту, яка визначається розміром отворів решета апарата, який може бути 13,0; 6,0; 1,0 мм та ін.

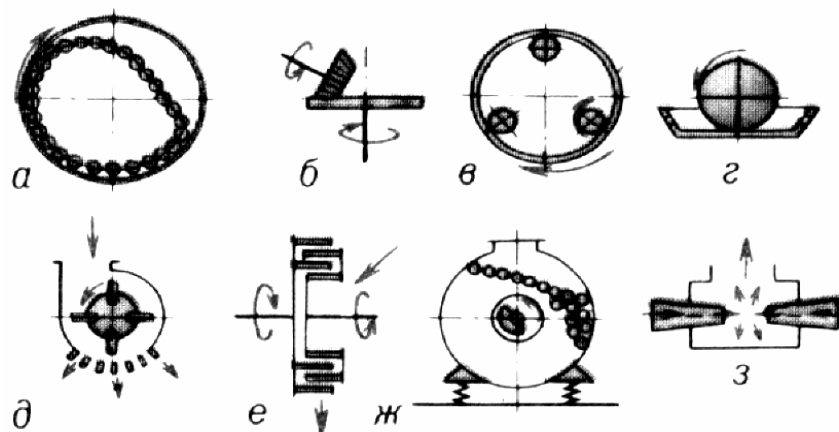


Рис. 2.15. – Схеми основних типів млинів:

а - барабанного; б - роликового; в - кільцевого; г - бігуни; д - молоткового; е - пальцевого дезинтегратора; ж - вібраційного; з - струминного.

Подрібнення мінеральної сировини на вугле- і рудозбагачувальних фабриках найчастіше здійснюється в барабанних млинах. Млини іншої конструкції застосовують у спеціальних випадках (наприклад, дезинтегратори – для тонкого помелу вугілля при приготуванні високонцентрованих водовугільних суспензій (ВВВС), струминні млини – для надтонкого помелу рідкіснометілчних руд тощо).

Конструктивні типи барабанних млинів розрізняються за родом подрібнюючих (молотьних) тіл, формою барабана, способом подрібнення і способом розвантаження подрібненого продукту (рис. 2.16).

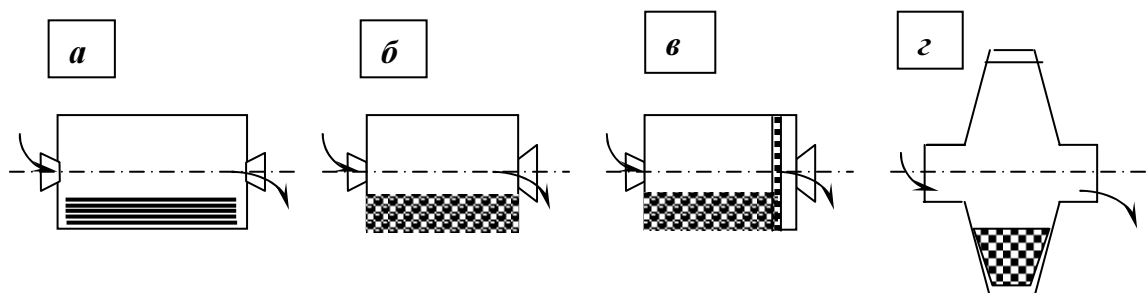


Рис. 2.16. – Барабанні млини:

а – стержневий млин МСЦ; **б** – кульовий млин МШЦ;
в – кульовий МШР або рудногальковий МРГ млини;
г – млин мокрого самоподрібнення.

Якщо подрібнення *мокре*, то матеріал захоплюється зливним потоком води, а якщо *сухе* – повітряним потоком, що виникає при відсмоктування повітря з барабана.

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

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

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

На збагачувальних фабриках застосовуються стержневі млини з центральним розвантаженням – МСЦ (рис. 2.16 **а**), кульові млини з центральним розвантаженням – МШЦ (рис. 2.16 **б**), кульові і рудногалькові млини з розвантаженням через решітки – МШР і МРГ (рис. 2.16 **в**), рудні млини мокрого самоподрібнення – ММС (рис. 2.16 **г**).

Барабанний млин (рис. 2.17) являє собою циліндричний барабан *1* з торцевими кришками *2* і пустотілими цапфами *3*. Вихідний мате-

ріал завантажується через одну цапфу, а подрібнений продукт розвантажується через іншу.

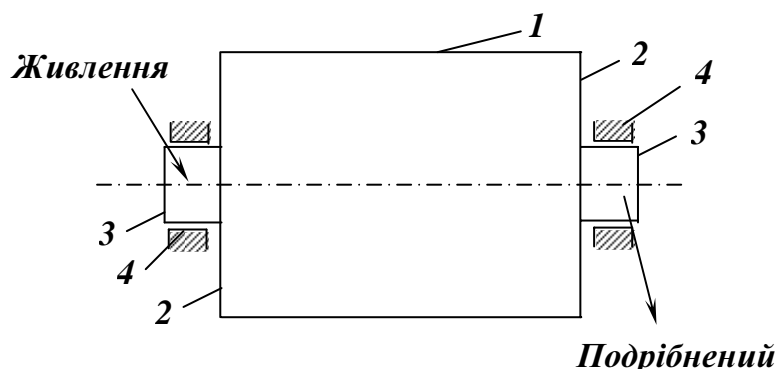


Рис. 2.17. – Схема барабанного млина.

1 – циліндричний барабан; 2 – торцеві кришки; 3 – цапфи; 4 – підшипники.

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

Залежно від частоти обертання барабана млина розрізняють такі швидкісні режими руху молотильних тіл: каскадний, водоспадний і змішаний (рис. 2.17).

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

$$n_{кр} = 42,3D^{-0,5}, \text{ хв}^{-1} \quad (2.26)$$

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

Каскадний режим (рис. 2.17 а) здійснюється при малій частоті обертання барабана (0,5-0,6 критичної) за допомогою перекочування і перешаровування (перетирання) подрібнюючих тіл без їх польоту. При сталому каскадному режимі подрібнююче середовище повертається на певний кут убік обертання і залишається в такому положенні. Подрібнюючі тіла безупинно циркулюють усередині барабана, вони піднімаються по кругових траєкторіях на певну висоту і потім скочуються «каскадом» рівнобіжними шарами вниз. Подрібнення матеріалу відбувається роздавлюванням і стиранням. Каскадний режим є найбільш сприятливим для стержневих млинів, тому що при водоспад-

ному і змішаному режимі вільний політ стержнів може привести до їх перекосів і аварійної зупинки млина. Для кульових млинів каскадний режим застосовується при сухому подрібненні (при виробництві цементу, підготовці пиловугільного палива та ТЕС і т.п.).

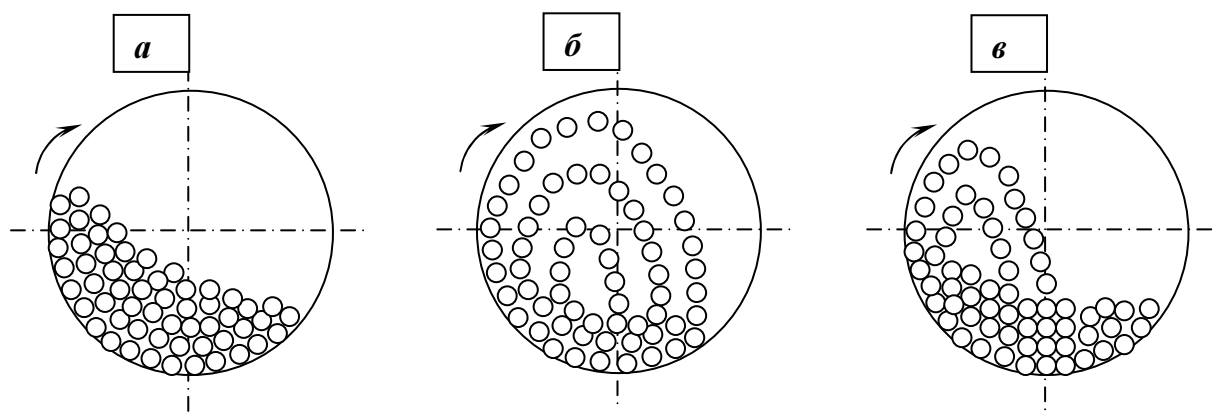


Рис.2.17. – Режими роботи барабанних млинів:
а – каскадний; **б** – водоспадний; **в** – змішаний.

При водоспадному режимі (рис. 2.17 **б**) частота обертання барабана складає не менше 0,76–0,88 критичної. У цьому випадку основна маса подрібнюючих тіл піднімається по кругових траєкторіях на велику висоту і падає «водоспадом» по параболічних траєкторіях. Подрібнення руди відбувається головним чином у результаті ударів подрібнюючих тіл і частково стиранням і роздавлюванням. Водоспадний режим застосовується при подрібненні більш крупного матеріалу (у першій стадії).

Змішаний режим (рис. 2.16 **в**) подрібнення характеризується поступовим переходом від суто каскадного до суто водоспадного режиму. При цьому зовнішня частина подрібнюючих тіл бере участь у вільному польоті, внутрішня – перекочується усередині барабана по замкнених траєкторіях. Подрібнення здійснюється ударом, роздавлюванням і стиранням. Такий режим спостерігається при проміжних значеннях частоти обертання барабана (0,6 – 0,76 критичної). Змішаний режим має місце при подрібненні руд у кульових млинах.

Тип застосовуваного млина визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням матеріалу при подрібненні і змочуваністю поверхні зерен після подрібнення сталевим середовищем.

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальною крупністю 0,5-6 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним за крупністю і являє собою ідеальне жи-

влення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення, коли подрібнений продукт першої стадії направляють у цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамитових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальною крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів більш рівномірний за крупністю, ніж у стержневих. Щоб уникнути переподрібнення матеріалу, кульові млини звичайно використовують у замкненому циклі з гідроциклонами. Оптимальним живленням для млинів цього типу є подрібнений продукт стержневих млинів крупністю до 6 мм або інший аналогічний матеріал.

Кульові млини з розвантаженням через решітки (МШР) застосовують для одержання продукту з максимальною крупністю частинок до 0,4 мм. Оптимальні результати подрібнення в млинах цього типу одержують при живленні їх продуктом дробарок дрібного дроблення крупністю до 10 мм. У млини можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності.

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

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

Рудне самоподрібнення – дроблена руда крупністю 0-300 мм після крупного дроблення надходить у млини самоподрібнення (мокрі або сухі), що мають барабани великого діаметра (до 12 м) і короткі ($D:l = 3:1$). На виході руда має крупність до 0-6 мм.

Рудне напівсамоподрібнення – добавка у млин самоподрібнення сталевих куль великого діаметра (100-125 мм).

Рудногалькове подрібнення – руда крупністю 0-6 мм після рудного само-, напівсамоподрібнення або подрібнення у стержневому

млині подрібнюється в рудногалькових млинах типу МРГ. Рудна галька (40-100, 30-75 мм), що використовується як подрібнююче середовище, відбирається після другої стадії дроблення або виділяється при рудному самоподрібненні.

Переваги самоподрібнення:

- виключаються стадії середнього і дрібного дроблення;
- економія помольних тіл (не застосовуються кулі і стержні);
- відсутнє забруднення подрібненого матеріалу металом;
- поліпшення технологічних показників подальшого збагачення внаслідок кращого розкриття і меншого шламоутворення.

Недоліки: менша питома продуктивність, вищі витрати енергії (у 1,3-1,4 раза), великі витрати на футеровку.

При переробці золотовмісних руд з наступним ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікозо-небезпечних рудах.

При флотації молібденових руд використання млинів цього типу дає приріст показників у зв'язку з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі розділення колективних поліметалічних концентратів.

Живленням млинів мокрого самоподрібнення (ММС) є продукт дробарок крупного дроблення з розміром грудок до 400-500 мм. Подрібнений продукт залежно від крупності вихідного матеріалу, його фізичних властивостей і питомої продуктивності має крупність 0,2-25 мм.

Живленням рудногалькових млинів (МРГ), як правило, служить дроблений продукт млинів ММС. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5-0,1 мм і тоншу.

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

Продуктивність млинів по вихідній руді:

$$Q = qV / (\beta - \alpha), \text{ т/год}, \quad (2.27)$$

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

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

Розрахунок продуктивності млинів за ефективністю подрібнення використовується для млинів самоподрібнення. В цьому випадку продуктивність млина по вихідній руді:

$$Q = N\eta e / (\beta - \alpha), \text{ т/год}, \quad (2.28)$$

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

2.2.5. Схеми дроблення і подрібнення

Крупне, середнє і дрібне дроблення твердих і крихких порід доцільно робити роздавлюванням, а твердих і в'язких порід – роздавлюванням з участю стирання. Для крупного дроблення м'яких і крихких порід використовують розколювання, а для середнього і дрібного – удар.

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

Операція дроблення (подрібнення) і допоміжні операції – грохочення (класифікації) складають *стадію дроблення (стадію подрібнення)*, а сукупність стадій дроблення (подрібнення) – *схему дроблення (подрібнення)*. Залежно від наявності і призначення операцій грохочення в схемах дроблення і класифікації в схемах подрібнення розрізняють п'ять різновидів стадій (одностадійних схем) дроблення або подрібнення (рис.2.19).

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

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

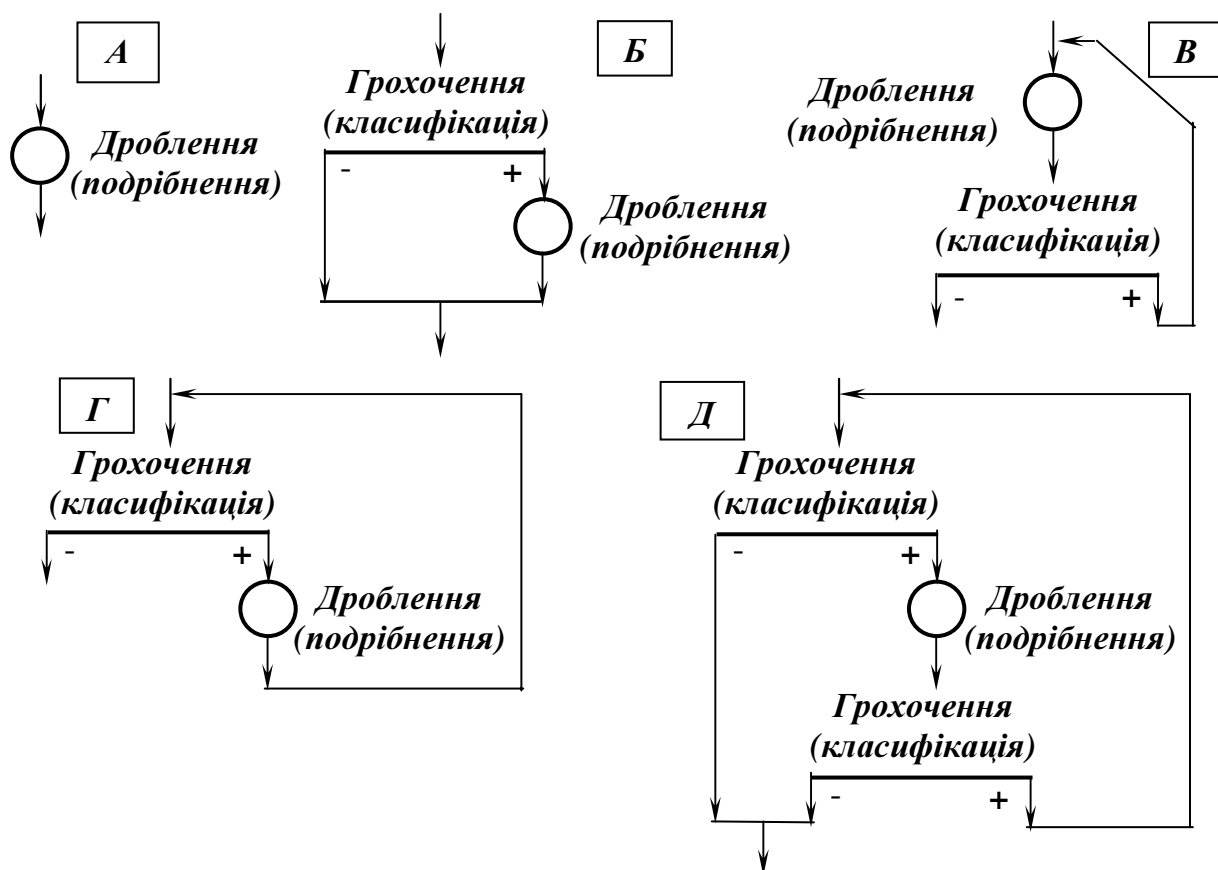


Рис. 2.19. – Різновиди одностадійних схем дроблення і подрібнення.

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

При збагаченні корисних копалин, у яких корисні і породні мінерали розкриваються при крупному дробленні, схеми підготовчих операцій можуть обмежитися крупним (середнім) дробленням і грохоченням.

При наявності в корисних копалинах крупновкраплених корисних мінералів або агрегатів мінералів з яскраво вираженими розбіжностями розділових ознак схема підготовчих операцій може розмикатися з включенням операції попередньої концентрації, що дозволяє виділити частину збагаченого матеріалу, відвальних відходів або розділити корисну копалину на продукти, що надалі переробляються за різними схемами.

2.3. ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ

2.3.1. Загальні відомості про процес

Гідравлічною класифікацією називається процес розділення суміші мінеральних зерен у рідині на класи крупності за швидкістю їх-

нього осідання. Розділення матеріалу протікає головним чином у стиснених умовах при турбулентному режимі течії гідросуміші.

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

У результаті класифікації одержують звичайно два продукти. Продукт, що містить тонкі зерна, крупність яких не перевищує граничної, називається *зливом*. Крупний продукт, розмір зерен якого перевищує розмір граничного зерна, називається *пісками*. Розмір зерна, по якому відбувається розділення матеріалу за крупністю, називається граничним. Під *граничною крупністю* розуміють крупність частинок, що виділяються в продукти у рівних кількостях (по 50 %). Гідравлічна класифікація застосовується для розділення зерен за граничною крупністю понад 40 мкм, а знешламлювання – по зерну розміром – 10–70 мкм.

Гідравлічна класифікація є *підготовчим, допоміжним* і рідше *самостійним (збагачувальним)* процесом.

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

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

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

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

2.3.2. Закономірності руху тіл у середовищах

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

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

Закономірності вільного руху тіл у середовищах

Вільним називається падіння одиничних ізольованих одна від одної частинок у необмеженому об'ємі середовища.

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил:

- гравітаційної

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н}, \quad (2.29)$$

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

- гідродинамічного опору

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta, \quad (2.30)$$

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

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

$$Re = Vd\Delta / \mu, \quad (2.31)$$

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

$$F_2 = 3\pi\mu Vd. \quad (2.32)$$

Якщо динамічний коефіцієнт в'язкості μ представити з використанням формули (2.31) як:

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

то вираз (2.32) можна перетворити в такий спосіб:

$$F_2 = 3\pi V^2 d^2 \Delta / Re. \quad (2.33)$$

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

$$F_2^* = \pi V^2 d^2 \Delta / 16. \quad (2.34)$$

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

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

$$F_2^* = 5\pi V^2 d^2 \Delta / (8 \sqrt{Re}). \quad (2.35)$$

Формули (2.33) - (2.35) показують, що опір середовища тілу залежить від густини середовища, швидкості руху і крупності тіла. При цьому коефіцієнт гідродинамічного опору середовища залежно від режиму руху набирає значення:

$\psi = \pi / 16$ – рух у турбулентному діапазоні;

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

$\psi = 3\pi / Re$ – рух у ламінарному діапазоні.

У результаті узагальнення експериментальних даних Релеєм була отримана діаграма залежності коефіцієнта опору від параметра Рейнольдса $\psi = f(Re)$ для різних режимів руху сферичних тіл у воді, повітрі, важких рідинах і т.п. (рис. 2.20). Плавний вигляд кривої вказує на поступовий перехід від ламінарного режиму до турбулентного при зміні параметра Рейнольдса.

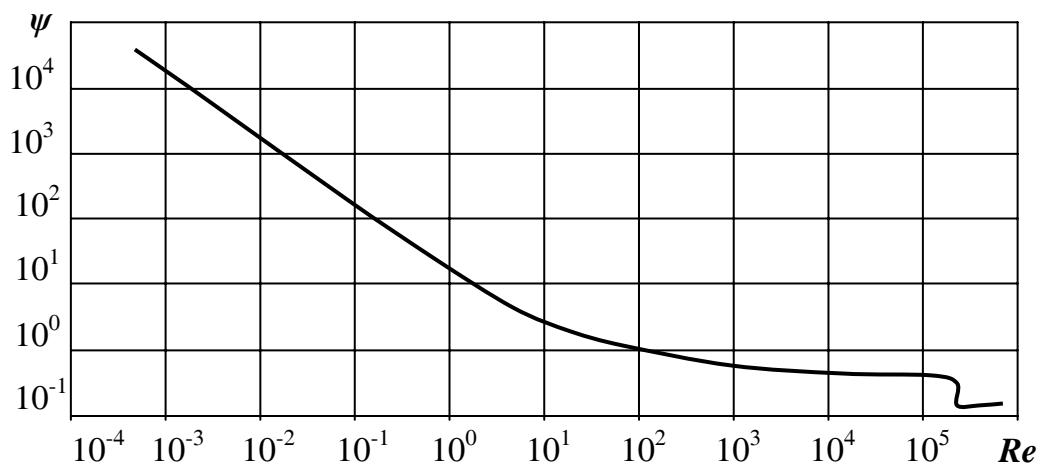


Рис. 2.20. – Залежність коефіцієнта ψ від параметра Re .

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

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

$$\psi = 3\pi / Re + (3 / Re)^{0,5} + 1/8. \quad (2.36)$$

При значеннях чисел $Re > 6000$ рівняння (2.36) дає занижені значення коефіцієнта опору ψ .

Аналітичне вираження для визначення швидкості руху тіла в середовищі може бути отримане з диференціального рівняння руху кулі:

$$m \frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi V^2 d^2 \Delta. \quad (2.37)$$

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

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g - \frac{6\psi V^2 \Delta}{\pi d \delta}, \text{ м/с}^2. \quad (2.38)$$

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

$$t_0 = 2,5 V_0 / g_0, \text{ с}, \quad (2.39)$$

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

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g, \text{ м/с}^2. \quad (2.40)$$

За час t_0 тіло проходить шлях L_0 :

$$L_0 = 1,8 V_0^2 / g_0, \text{ м}. \quad (2.41)$$

Після закінчення проміжку часу t_0 настає рівновага сил, і тіло рухається рівномірно зі швидкістю $V_0 = \text{const}$, що називається кінцевою швидкістю вільного падіння. Прискорення тіла при $V_0 = \text{const}$ дорівнює нулю. З рівняння (2.38) кінцева швидкість падіння тіла в середовищі буде:

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6 \psi \Delta}}, \text{ м/с}. \quad (2.42)$$

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

- турбулентному – $\psi = \pi / 16$:

$$V_0 = 5,11 \sqrt{\frac{d (\delta - \Delta)}{\Delta}}, \text{ м/с}; \quad (2.43)$$

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

$$V_0 = 1,13d^3 \sqrt{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\mu \Delta}}, \text{ м/с}; \quad (2.44)$$

- ламінарному – $\psi = 3\pi / Re$:

$$V_0 = 0,545d^2 \frac{\delta - \Delta}{\mu}, \text{ м/с}. \quad (2.45)$$

Аналіз формул (2.43) - (2.45) показує, що зміна температури рідини не позначиться на швидкості руху частинки в турбулентному режимі, слабо позначиться – у перехідному, але істотно – у ламінарному.

Вітчизняний вчений П.В.Лященко розробив універсальний метод визначення кінцевої швидкості руху тіл будь-якої крупності, густини і форми в різних режимах. На основі діаграми Релея була побудована в логарифмічних координатах діаграма $Re^2\psi = f(Re)$ (рис. 2.21).

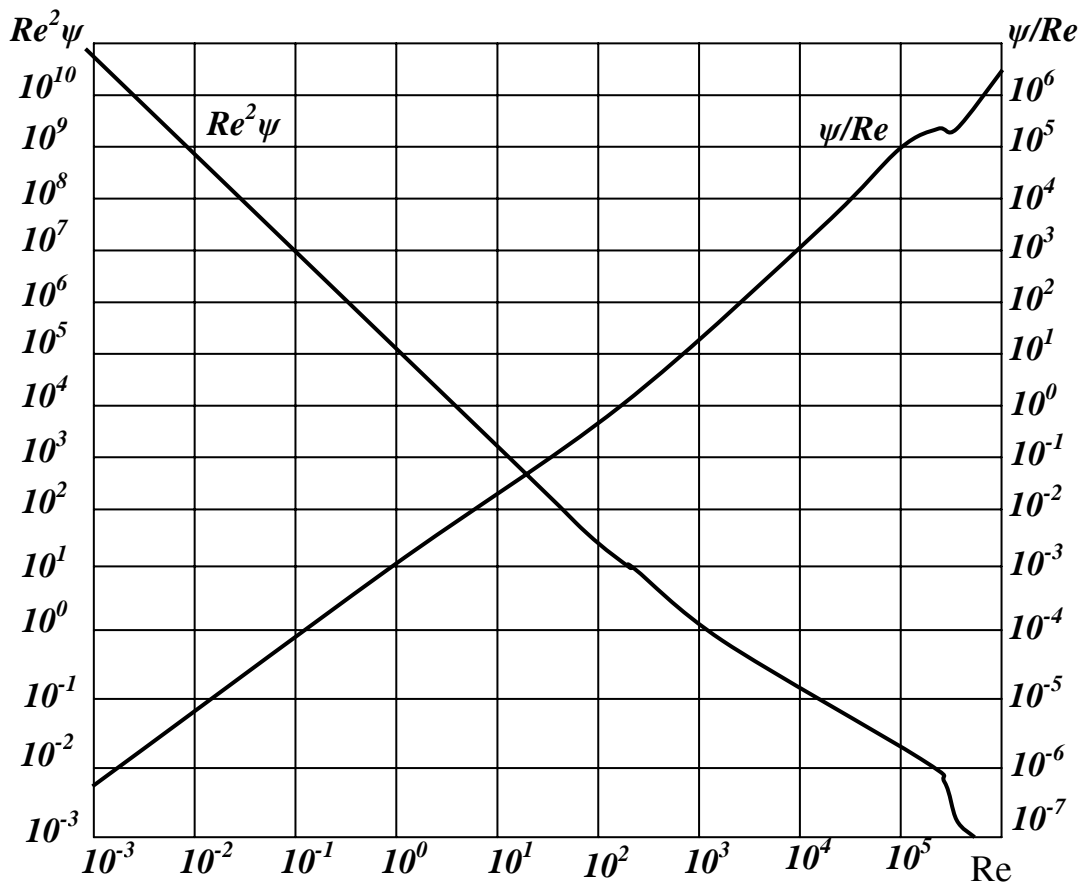


Рис. 2.21. – Залежність параметрів $Re^2\psi$ і ψ/Re від параметра Re .

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

$$Re^2 \psi = \pi d^3 (\delta - \Delta) g \Delta / (6 \mu^2). \quad (2.46)$$

Потім за діаграмою (рис. 2.21) знаходять значення Re , після чого з використанням формули (2.31) визначають кінцеву швидкість:

$$V_0 = Re \mu / d \Delta. \quad (2.47)$$

При груповому (стисненому) русі мінеральних частинок різної густини і крупності завжди існує певна кількість частинок, які мають однакові швидкості руху в середовищі. Наприклад, частинка вугілля з параметрами $\delta_B = 1500 \text{ кг/м}^3$, $d_B = 8 \text{ мм}$ і частинка породи з параметрами $\delta_{II} = 1800 \text{ кг/м}^3$, $d_{II} = 5 \text{ мм}$ мають однакові швидкості руху.

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

$$e = d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2. \quad (2.48)$$

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

З умови рівності кінцевих швидкостей руху частинок коефіцієнт рівнопадіння може бути обчислений з використанням густини частинок і середовища:

$$e = [(\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)]^n. \quad (2.49)$$

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

За методом П.В.Ляценка коефіцієнт рівнопадіння визначають з використанням параметра ψ/Re . Для частинки меншої густини параметр ψ/Re визначають за формулою:

$$\psi_1 / Re_1 = \pi g (\delta_1 - \Delta) \mu / (6 V_0^3 \Delta^2). \quad (2.50)$$

Потім за діаграмою $Re = f(\psi/Re)$ (рис. 2.21) знаходять число Рейнольдса для частинки меншої густини – Re_1 , з використанням якого визначають параметр ψ/Re для частинки більшої густини:

$$\psi_2 / Re_2 = \psi_1 (\delta_2 - \Delta) / [Re_1 (\delta_1 - \Delta)], \quad (2.51)$$

знаходять по діаграмі число Рейнольдса Re_2 і визначають коефіцієнт рівнопадання за співвідношенням між числами Рейнольдса за формулою (2.31).

Закономірності стисненого руху тіл у середовищах

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

Знання закономірностей стисненого (зв'язаного) руху маси частинок у середовищах використовується при вирішенні багатьох практичних задач у галузі гравітаційного збагачення, гідротранспорту, процесів, що протікають у «киплячому» шарі.

Вивчення закономірностей стисненого падіння частинок базується на двох концепціях.

Перша концепція розглядає стиснене падіння як груповий рух частинок, що являють собою фільтраційне середовище, через яке рідина протікає у вертикальному напрямку знизу вгору.

Друга концепція розглядає стиснене падіння як падіння окремої частинки, що знаходиться в масі інших, при цьому за основу береться швидкість вільного падіння, а умови стиснення враховуються поправочними коефіцієнтами.

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

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

$$V_{cm} = V_0 \Theta^m, \quad (2.52)$$

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

шення розмірів частинок і апарата, у якому відбувається розділення, він приймає значення: $m = 1$ – у формулі Фінкея, $m = 2$ у формулі Ханкока, $m = 3$ – у формулі Лященка.

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

Коефіцієнт рівнопадіння в умовах стисненого падіння визначається з урахуванням додаткових опорів, створюваних тілу при русі. Додатковий опір враховується заміною у формулі (2.49) густини рідини Δ на густину середовища Δ_{CP} :

$$e = [(\delta_2 - \Delta_{CP}) / (\delta_1 - \Delta_{CP})]^n. \quad (2.53)$$

За П.В.Ляшенком, визначення коефіцієнта рівнопадіння при стисненому падінні виконується за тією ж методикою, що й при вільному, але з виправленням на густину середовища, що змінилася.

Коефіцієнт рівнопадіння частинок у стиснених умовах значно більший, ніж у вільних, що дозволяє розширити шкалу класифікації. Наприклад, для вугілля і породи у вільних умовах він дорівнює 3, а в стиснених умовах – 12.

2.3.3. Закономірності процесу класифікації

Теорія гідравлічної класифікації базується на двох основних положеннях:

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

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

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

і практики є надмірне спрощення явищ, що відбуваються при класифікації. На процес класифікації впливають різні випадкові фактори:

- безупинне надходження матеріалу в зону класифікації, а також стиснене розвантаження пісового продукту і пов'язані з цим зміни концентрації твердої фази, турбулентність потоку і тиск (опір і дія) середовища;

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

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

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

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

$$V_x = Q_{зл} / (Bh), \quad (2.54)$$

де $Q_{зл}$ – об'ємна продуктивність класифікатора по зливу, $\text{м}^3/\text{с}$; B – ширина класифікатора, м ; h – перевищення рівня пульпи над рівнем зливного порога, м .

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

$$V_y = Q_{3л} / (BL). \quad (2.55)$$

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

У класифікаторах з використанням відцентрових сил ефективність розділення визначається співвідношенням швидкостей руху частинок і рідини. Для розрахунку швидкості руху частинок спочатку визначають число Архімеда – безрозмірний параметр подібності, який характеризує співвідношення архімедової сили і в'язкісних сил:

$$Ar = \frac{gd^3 [1 - \Delta/\delta]}{\nu^2} \quad (2.56)$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с²; d – діаметр частинки, м; ν^2 – кінематичний коефіцієнт в'язкості рідини, м²/с; Δ , δ – густина відповідно рідини і частинки, кг/м³.

З використанням обчисленого параметра Архімеда за формулами (2.57) і (2.58) визначають коефіцієнт гідродинамічного опору (ψ) і швидкість руху частинки (V):

$$\psi = \exp(7,171 Ar^{-0,087}), \quad (2.57)$$

$$V = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}}, \text{ м/с.} \quad (2.58)$$

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

Ефективність класифікації визначається за формулою:

$$E = 0,01 \varepsilon_{3л}^{-d} \cdot \varepsilon_n^{+d}, \%, \quad (2.59)$$

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

Оцінка якості продуктів класифікації і самого процесу здійснюється за допомогою ситового аналізу. Дані ситового аналізу продуктів класифікації наносять на діаграму (рис. 2.22), де на осі абсцис відкладають розмір зерен, а на осі ординат – вилучення продуктів. Ордината точки перетинання кривих крупного і дрібного продуктів відсікає на осі абсцис відрізок, який дорівнює граничній крупності розділення даного матеріалу.

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

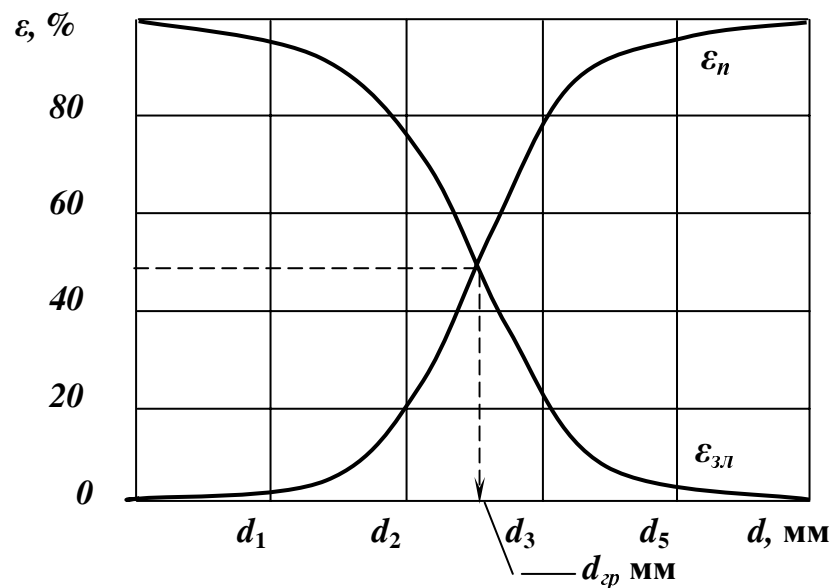


Рис. 2.22. – Визначення граничної крупності класифікації.

За діаграмою визначають засмічення дрібного продукту крупними класами і крупного продукту – дрібними класами.

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

2.3.4. Класифікатори

Апарати, у яких здійснюється процес гідравлічної класифікації, називаються класифікаторами. Апарати гідравлічної класифікації піділяються за двома основними ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення зерен у пульпі, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – класифікатори з примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 2.6).

Таблиця 2.6. – Класифікатори

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

У практиці збагачення корисних копалин найбільше поширення одержали класифікатори: механічні спіральні з незануреною спіраллю, елеваторні, скребкові, гідравлічні багатокамерні і гідроциклони.

Умовні позначки класифікаторів наведені в табл. 2.7.

Таблиця 2.7. – Умовні позначки класифікаторів

Літерні позначки	Цифрові позначки
КСН – класифікатор спіральний з незануреною спіраллю	D – діаметр спіралі, дм
ЕОБ, ЕОСБ – класифікатор елеваторний	B – ширина ковша елеватора, дм
КО – класифікатор скребковий	Типорозмір
КГ – класифікатор гідравлічний багатокамерний	n – число камер
ГЦ – гідроциклон	D – діаметр циліндричної частини, мм

Механічні класифікатори

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

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

Спіральні класифікатори (КСН) найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового 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. 2.23) складається з нахиленої під кутом $14 - 20^\circ$ ванни 1, у якій поміщені один або два вали 2 із закріпленими на них спіралями 3.

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

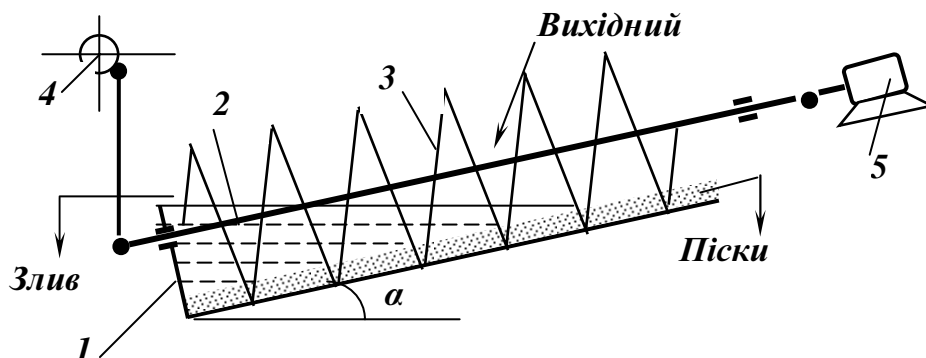


Рис. 2.23. – Спіральний класифікатор:
1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підйомний механізм спіралі; 5 – привод.

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

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

$$h = VL / u, \text{ м}, \quad (2.60)$$

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

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

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_{зл} = 4,56 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D^{1,768}, \text{ т/год}; \quad (2.61)$$

по пісках:

$$Q_{п} = 5,45 m k_{\delta} k_{\alpha} D^3 n, \text{ т/год} \quad (2.62)$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв^{-1}); k_{β} , k_{δ} , k_c , k_{α} – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

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

Елеваторний класифікатор являє собою залізобетонну ємність, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 2.24).

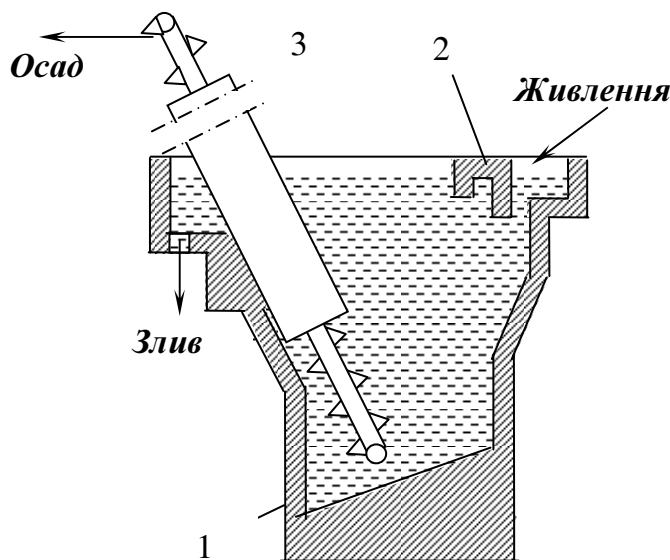


Рис. 2.24. – Елеваторний класифікатор:

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

Принцип роботи елеваторного класифікатора оснований на осадженні частинок під дією сили ваги. Однак в елеваторному класифікаторі шлам осаджується разом з відносно крупними зернами концентрату. Вихідне живлення подається безупинно по жолобу в залізобетонний зумпф 1. Завдяки перегородці 2 пульпа в зумпфі змінює напрямку руху і утворює висхідний потік. Частинки розміром менше граничної крупності виносяться через зливний поріг і попадають 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 будови фабрики (звичайно 6000 x 6000 мм).

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

Об'ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_0 = q_0 F, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.63)$$

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

Переваги елеваторних класифікаторів – порівняно висока ефективність ($E = 70 - 90 \%$), а недолік – громіздкість конструкції.

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, ґрунтується на осадженні грубозернистого матеріалу під дією сили ваги.

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну 1 прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 2.25).

Пульпа завантажується в торцеву частину ванни класифікатора. Розділення на грубозернисту фракцію і шлам відбувається в горизонтальній частині ванни, а похила частина, у днище якої вмонтоване щілинне сито 2, служить для зневоднення осаду. Осад до місця розвантаження транспортується скребковим конвеєром 3 з перфорованими

шкребками, що сприяє більш інтенсивному видаленню води з осаду. При проходженні над щілинним ситом для відділення шламів осад зрошується водою з бризкал 4. Злив, що містить шлам, видаляється через шиберні пристрої 5 у збірні жолоби 6, розташовані по обидва боки ванни. Висота рівня пульпи у ванні регулюється положенням шиберів, змонтованих на бічних стінках ванни.

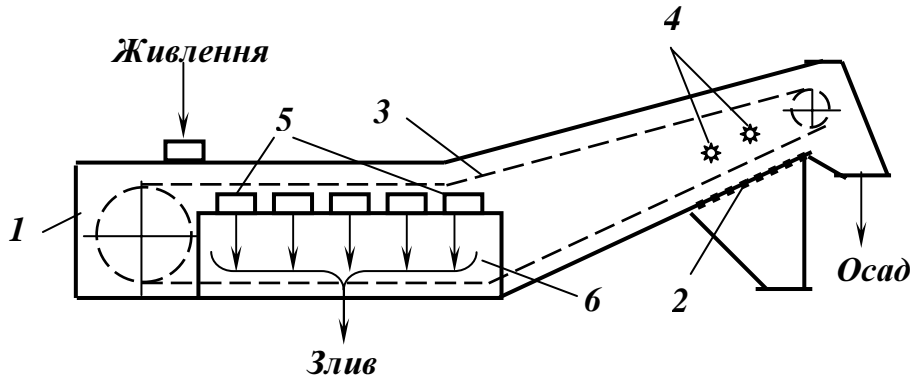


Рис. 2.25. - Скребковий класифікатор:

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

При питомому навантаженні $15-25 \text{ м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ скребкові класифікатори працюють ефективно, якщо вміст твердого в оборотній воді не перевищує 120 кг/м^3 . Об'ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (2.63).

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 (рис. 2.26) – найбільш простий гідравлічний класифікатор. Поділ матеріалу відбувається в горизонтальному потоці. Класифікатори цього типу використовуються на збагачувальних фабриках в основному як буферні ємності і значно рідше (у зв'язку з низькою ефективністю) у допоміжних операціях для відділення пісків від шламів або для зневоднення знешамленого дрібнозернистого матеріалу.

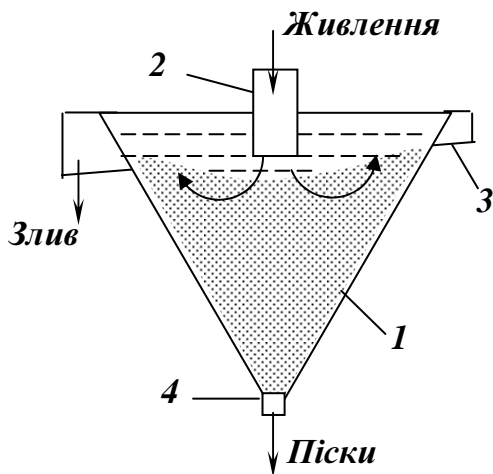


Рис. 2.26. – Схема конусного класифікатора:

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

Конусний класифікатор являє собою конус *1* з кутом $60-65^\circ$, установлений на рамі вершиною вниз. Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу *2*, у якій встановлена сітка для вловлювання сторонніх предметів і заспокоювач потоку. Розвантаження зливу в жолоб *3* здійснюється самопливом через зливний поріг, розвантаження пісків відбувається безперервно 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. 2.27) являють собою відкритий жолоб *1*, що розширюється до зливного порога, по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу.

У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери *2*, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпусу класифікатора. Число камер залежно від типорозміру класифікатора 4, 6 або 8. У нижній частині кожної пірамідальної камери (спігота) розміщені пристрої для класифікації осідаючого матеріалу у висхідних потоках води, яка подається знизу: мішалки *3* для розпушення осідаючих пісків, камери *4* тангенціального підведення води (вортекси) і конуси *5* для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу забезпечує стійкість висхідного потоку і більш рівномірний розподіл вертикальних швидкостей стосовно поперечного перетину камери. Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також посту-

пово зменшується, оскільки вона повинна дорівнювати кінцевій швидкості стисненого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніші фракції видаляються через зливний поріг.

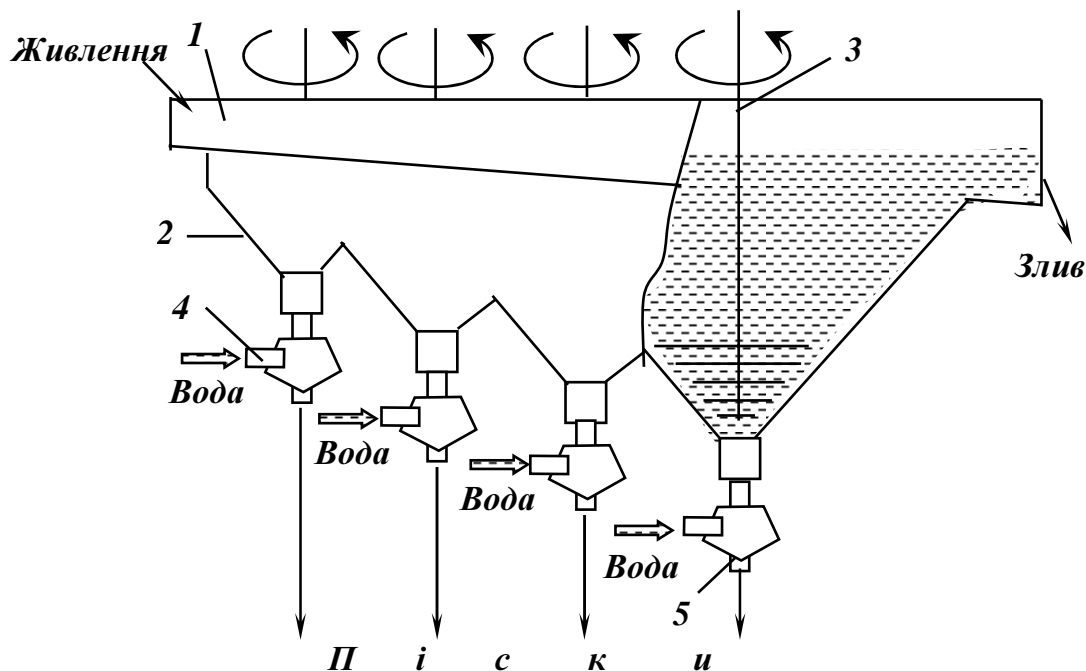


Рис. 2.27. – Гідралічний багатокамерний класифікатор:
1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки; 4 – вортекси;
5 – розвантажувальні конуси.

Об'ємна продуктивність гідралічних багатокамерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_0 = 3600 L B V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.64)$$

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

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламлювання дрібнозернистих та тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках застосовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великих типорозмірів з кутом конусності 20° . Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпуса (кут конусності): згущувальні

– 10°; класифікаційні – 20°; важкосередовищні – 40–60°; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90°.

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 2.28).

Живлення під тиском подається у верхню частину циліндра за допомогою тангенційно розташованої живильної насадки 3. Злив вивантажується через зливний патрубок 4 у циліндричній частині 1 гідроциклону, а піски – через піщану насадку 5, розташовану в конічній частині 2. У результаті тангенціального введення вихідної пульпи в гідроциклон вона набирає інтенсивного обертального руху з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах всередині гідроциклону виникає відцентрова сила, яка на декілька порядків переважає силу ваги.

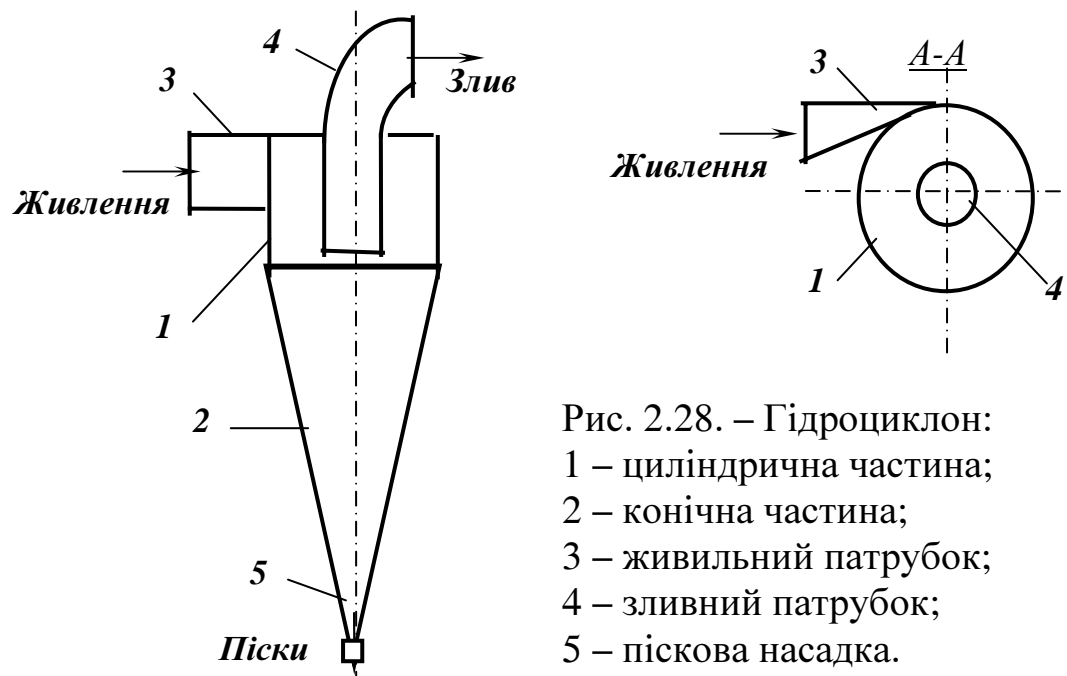


Рис. 2.28. – Гідроциклон:
1 – циліндрична частина;
2 – конічна частина;
3 – живильний патрубок;
4 – зливний патрубок;
5 – піскова насадка.

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

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна показати як векторну суму тангенціальної V_t , радіальної V_r і осьової V_x складових. Тангенціальна швидкість пульпи збільшується зі зменшенням відстані від осі, тому в гідроциклоні спостерігається різке зростання відцентрової сили від стінок до осі. Осьова швидкість частинки в зовнішньо-

му потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – уверх. Положення частинки по радіусу гідроциклона визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив чи у піски. Незважаючи на те, що рух пульпи в гідроциклоні носить турбулентний характер, обтікання більшості частинок має ламінарний характер (2.32), тому що відносні швидкості обтікання невеликі. Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку:

$$m \frac{dV_r}{dt} = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi\mu V_r d, \quad (2.65)$$

звідси радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2. \quad (2.66)$$

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

На показники роботи гідроциклонів впливають конструктивні і технологічні фактори. До конструктивних факторів належать: форма і геометричні розміри гідроциклона, піщаної 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).

Продуктивність гідроциклона по твердому розраховується за формулою:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год}, \quad (2.67)$$

де D – діаметр гідроциклона, м.

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

$$q_n = Q_n / (0,785 n d_n^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (2.68)$$

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

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклона повинна складати $5 \cdot 10^3 \div 2,5 \cdot 10^4$ т/год·м². Якщо питома продуктивність

не входить у зазначений інтервал, варто прийняти нову насадку і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки d_n .

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

$$d_n = 15 \cdot \left(\frac{D d_{зл} \beta}{k_D d_n (\delta - 1) \sqrt{p_0}} \right)^{0,5}, \text{ мкм}, \quad (2.69)$$

де $D, d_{зл}, d_n$ – діаметр гідроциклона, зливної і піскової насадок, м; β – вміст твердого в живленні гідроциклона, %; δ – об’ємна густина твердої фази, т/м³; k_D – коефіцієнт, що залежить від діаметра гідроциклона; p_0 – тиск на вході в гідроциклон, МПа.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати крупний матеріал, мають менші 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.

3. ОСНОВНІ (ЗБАГАЧУВАЛЬНІ) ПРОЦЕСИ

3.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗБАГАЧУВАНOSTІ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ

Вибір технологічної схеми збагачення корисної копалини залежить від характеристики її *збагачуваності*.

Збагачуваність – це гранично можлива точність розділення корисної копалини на відповідні продукти, яка не залежить від ефективності роботи збагачувальної машини. Збагачуваність є технологічною оцінкою можливої повноти вилучення корисних компонентів з руд і вугілля шляхом їх збагачення.

Характеристика збагачуваності корисної копалини складається із мінералогічного, гранулометричного і фракційного складу.

У *мінералогічному складі* представлені відомості про мінерали, що складають гірничу масу, їхню кількість, форму і розмір зерен, ступінь зрощення мінералів один з одним. Характеристика вкраплення мінеральних домішок у корисній копалині впливає на вибір числа стадій збагачення. При малому вмісті зростків – схема одностадійна (без дроблення і перезбагачення зростків), у протилежному випадку – двостадійна або багатостадійна (із дробленням чи подрібненням зростків і їхнім перезбагаченням).

У тих випадках, коли розділові властивості мінералів виявляються близькими, виконують поглиблене *дослідження їхніх фізичних властивостей*. З урахуванням фізичних властивостей розглядається питання про вибір схеми і методу збагачення.

Гранулометричний склад містить інформацію про максимальну крупність сировини, співвідношення в ньому класів крупності, їх склад і дозволяє вирішити питання про вибір схеми підготовчих операцій. Дані про гранулометричний склад вугілля можна представити або у вигляді таблиці ситового аналізу (табл. 2.1), або у вигляді сумарної характеристики крупності (рис. 2.3). Гранулометричний склад корисної копалини і вміст корисного компонента в окремих її класах впливають на вибір процесу і глибину збагачення.

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку розподілу вільних мінеральних зерен і зростків за фракціями різної густини, крупності, магнітної сприйнятливості. Такий розподіл характеризує можливість розділення матеріалу, що перероблюється, на збагачений і збіднений продукти. Гранично можлива точність поділу називається *збагачуваністю*. Для оцінки збагачуваності вугілля за даними фракційного аналізу (табл. 3.1) будують криві збагачуваності (рис.3.1).

Таблиця 3.1. – Фракційний аналіз вугілля і дані для побудови кривих збагачуваності

Густина фракцій, т/м ³	Вихідне вугілля		Фракції, що спливають		Фракції, що потопляють	
	γ , %	A, %	γ^B , %	A^B , %	γ^y , %	A^y , %
< 1,3	γ_1	A_1	$\gamma_1^B = \gamma_1$	$A_1^B = A_1$	100,0	A_{CP}
1,3-1,4	γ_2	A_2	γ_2^B	A_2^B	γ_5^y	A_5^y
1,4-1,5	γ_3	A_3	γ_3^B	A_3^B	γ_4^y	A_4^y
1,5-1,6	γ_4	A_4	γ_4^B	A_4^B	γ_3^y	A_3^y
1,6-1,8	γ_5	A_5	γ_5^B	A_5^B	γ_2^y	A_2^y
> 1,8	γ_6	A_6	100,0	A_{CP}	$\gamma_1^y = \gamma_6$	$A_1^y = A_6$
Разом	100,0	A_{CP}	-	-	-	-

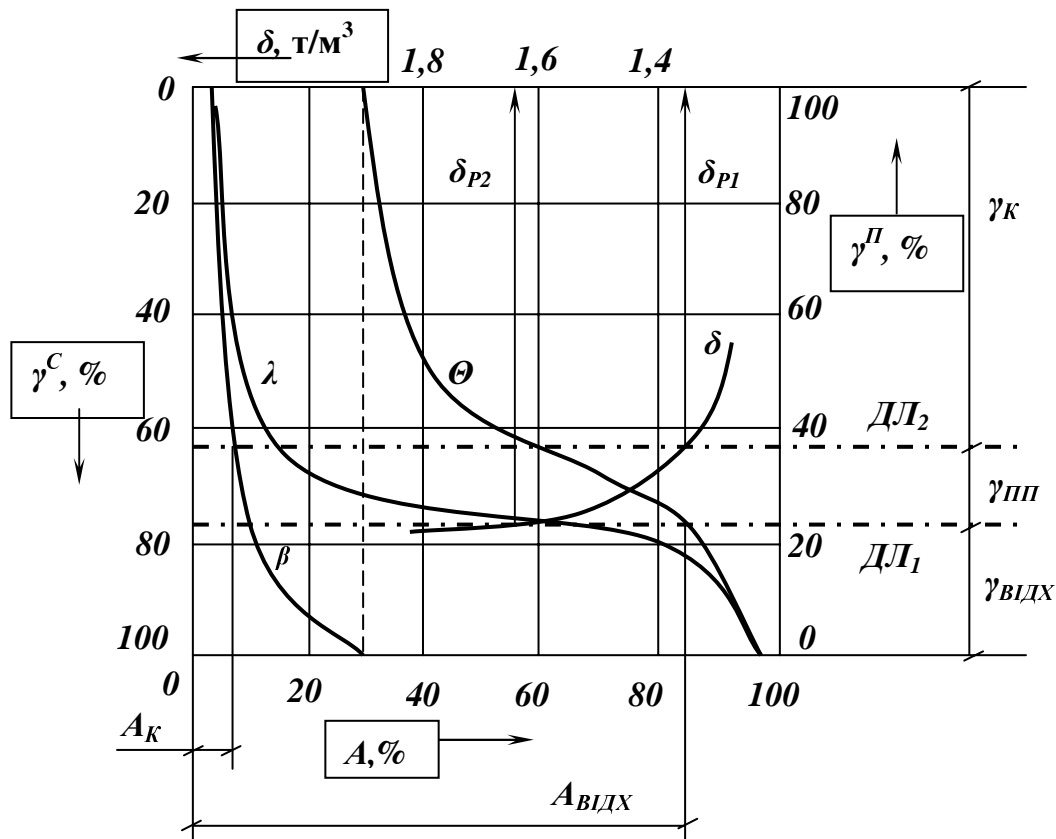


Рис. 3.1. – Криві збагачуваності вугілля.

Криві збагачуваності будують у системі координат, де на нижній осі абсцис відкладають зольність фракцій, на верхній осі абсцис – густина розділення, на лівій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що спливли, на правій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що потонули.

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення: λ – залежність між сумарним

виходом і зольністю елементарних фракцій; β – залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю; Θ – залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю; δ – залежність між густиною розділення і виходами фракцій.

За кривими збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення вугілля, густину розділення, можливість шихтовки різного вугілля. Крім того, за характером кривої λ можна оцінити збагачуваність матеріалу, що переробляється.

Вплив категорії збагачуваності на вибір схеми переробки прямий: чим складніша збагачуваність корисної копалини, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішими повинні бути використовувані в ній процеси збагачення.

При окремому збагаченні двох машинних класів або корисних копалин двох шахт варіантів розділення може бути багато, але вибрати необхідно той, що дозволяє одержати максимальний вихід концентрату заданої якості.

Відповідно до теореми про максимальний вихід концентрату: *“При заданій якості сумарного концентрату його максимальний вихід може бути отриманий тільки в тому випадку, якщо розділення окремих класів (або матеріалів) у кожній окремій операції здійснюється за елементарними шарами з однаковою розділовою ознакою (наприклад, зольністю)”*.

3.2. ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СЕРЕДОВИЩАХ

3.2.1. Характеристика процесу

Процес збагачення у важких середовищах полягає в розділенні корисних копалин за густиною в гравітаційному або відцентровому полі в середовищі, густина якого є проміжною між густинами компонентів, які розділяються. Збагачення у важких середовищах – найбільш ефективний гравітаційний процес, що дозволяє досягти чіткого розділення корисної копалини за заданою густиною.

Процес збагачення базується на законі Архімеда: на тіло, занурене у рідину, діє виштовхувальна сила, яка дорівнює вазі витісненої тілом рідини.

При зануренні корисної копалини у важке середовище зерна, густина яких менша густини середовища, спливають, а зерна більшої густини тонуть.

Як важкі середовища можуть бути використані розчини неорганічних солей, органічні рідини і важкі суспензії. Розчини неорганічних солей (найчастіше розчини CaCl_2 і ZnCl_2 з максимальною густин-

ною до 2000 кг/м³) і органічні рідини (тетраброметан з густиною 2900 кг/м³, рідина Сушина-Рорбаха з густиною 3650 кг/м³, рідина Клеричи з густиною 4200 кг/м³ і ін.) звичайно застосовуються при вивченні фракційного складу корисних копалин. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою зависі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

Обважнювачі, застосовувані для приготування суспензій (табл. 3.2), повинні відповідати певним вимогам:

- мати високу і постійну густину для отримання стійких та малов'язких суспензій при об'ємній концентрації $C=0,15-0,25$;
- бути дешевими і недефіцитними;
- легко відділятися від продуктів збагачення та шламів (легко регенеруватися);
- не бути абразивними і мати високу механічну міцність;
- бути хімічно неактивними, нерозчинними у воді та нетоксичними;
- не містити шкідливих компонентів, що погіршують якість концентратів.

Таблиця 3.2. – Характеристика обважнювачів

Обважнювач	Густина, кг/м ³	
	обважнювача	суспензії (максимальна)
Барит	4400	2200
Піротин	4600	2300
Пірит	5000	2500
Магнетит	5000	2500
Арсенопірит	6000	2800
Феросиліцій	6900	3100
Галеніт	7500	3300

Результати збагачення багато в чому залежать від фізичних властивостей суспензій – густини, в'язкості і стійкості, а також від властивостей обважнювача.

Густина суспензій визначається густиною обважнювача і його об'ємним вмістом у суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta - \Delta)c \quad (3.1)$$

або

$$\Delta_c = (1 - c)\Delta + \delta c, \quad (3.2)$$

де Δ_c, Δ, δ – густина суспензії, води і обважнювача, кг/м³; c – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400–4700 кг/м³, на рудозбагачувальних фабриках – феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м³.

В'язкість – властивість середовищ чинити опір відносному руху їхніх елементарних шарів. Причиною опорів, що виникають при русі рідин, є внутрішнє тертя між сусідніми дотичними шарами. Таким чином, для взаємного переміщення частинок реальної рідини необхідна певна витрата енергії. Відповідно до закону Ньютона сили внутрішнього тертя, що виникають між сусідніми шарами рідини, що рухаються, прямо пропорційні швидкості відносного руху і площі поверхні зіткнення:

$$F_T = S \mu \frac{du}{dh}, \quad (3.3)$$

де F_T – сила внутрішнього тертя, Н; S – площа дотичних шарів, м²; μ – динамічний коефіцієнт в'язкості, Па·с; du – різниця швидкостей руху сусідніх елементарних дотичних шарів, м/с; dh – відстань між осями сусідніх елементарних шарів, м; du/dh – градієнт швидкості, с⁻¹.

Поняття “в'язкість” характерне лише для динамічно рухливих середовищ, тому що з припиненням руху середовища швидкості відносного ковзання шарів стають рівними нулю і зникають сили внутрішнього тертя. Сили внутрішнього тертя залежать від роду середовища. З підвищенням температури в'язкість рідини зменшується. При нормальних умовах динамічний коефіцієнт в'язкості води $\mu = 0,001$ Па·с.

В'язкість суспензії збільшується зі зростанням об'ємної концентрації обважнювача і його дисперсності і не залежить від природи обважнювача та його густини. Динамічний коефіцієнт в'язкості суспензії при об'ємній концентрації обважнювача до 40 % визначається за формулою Ванда:

$$\mu_c = \mu_o (1 + 2,5c + 7,35c^2 + 16,2c^3 + \dots), \quad (3.4)$$

де μ_c, μ_o – динамічні коефіцієнти в'язкості суспензії і води, Па·с; c – об'ємна концентрація обважнювача, частки од.

Збільшення в'язкості середовища розділення при гравітаційному збагаченні приводить до зниження ефективності процесу. Магнетитові суспензії при високому вмісті обважнювача, наявності шламу і глини стають структурно в'язкими. У таких суспензіях погіршується процес розділення корисної копалини, особливо дрібних зерен, що не

тонуть і не спливають, тому що не можуть перебороти опір середовища. Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості важкого середовища, яка не перевищує 0,007 Па·с.

Стійкість суспензії – здатність її зберігати задану густину у різних за висотою шарах. Безструктурні суспензії, застосовувані найчастіше в практиці гравітаційного збагачення, є досить нестабільними системами. По мірі збільшення структуроутворення або підвищення вмісту в суспензії твердого підвищується і її стійкість.

Ступінь стійкості суспензії багато в чому визначає конструкцію збагачувального обладнання, режим і умови його роботи, точність розділення корисної копалини. Підвищення стійкості суспензій може бути досягнуто різними способами: створенням висхідних і горизонтальних потоків; застосуванням обважнювачів певного складу; додаванням спеціальних реагентів-пептизаторів, стабілізаторів тощо; фізико-механічними впливами.

Метод стабілізації суспензії шляхом створення в робочій зоні сепаратора висхідних і горизонтальних потоків є основним і тому найпоширенішим. Висхідний потік підвищує густину розділення в порівнянні з густиною суспензії, яка подається в сепаратор. Тому, щоб не знизити точність розділення, при виборі швидкості висхідного потоку враховують тип сепаратора, склад збагачуваного матеріалу, тип обважнювача.

Стійкість суспензії підвищується при добавці в неї тонких класів обважнювача і рудних шламів. Іноді додають 1–3 % глинистих матеріалів або застосовують суміш порошків матеріалів різної густини (напр., суміш феросиліцію з магнетитом або з піротином).

Підвищення стійкості суспензій при одночасному зниженні їхньої в'язкості на 15–35 % може бути досягнуто застосуванням реагентів-пептизаторів, що знижують злипання частинок. Найбільш ефективні гексаметафосфат і триполіфосфат натрію. Реагенти-пептизатори застосовують при значному вмісті шламу в суспензіях і при збагаченні в суспензіях підвищеної густини (понад 2000 кг/м³). Вміст реагентів-пептизаторів у суспензії не повинен перевищувати 0,001–0,5 % від маси обважнювача.

Стійкість суспензії може бути підвищена при одночасному зниженні її в'язкості на 30–40 % за рахунок фізико-механічних впливів (напр., за рахунок коливань з частотою 5–8 Гц і амплітудою 6–10 мм).

3.2.2. Апарати для збагачення у важких суспензіях

Важкосередовищне збагачення використовується для одержання кінцевих продуктів (при переробці вугілля) і для попереднього вида-

лення пустої породи (при переробці руд). Для збагачення кам'яного вугілля крупністю більше 6-10 мм і руд крупністю більше 3-5 мм застосовуються сепаратори з гравітаційним полем – колісні, конусні, барабанні. При збагаченні вугілля і руд меншої крупності застосовують апарати з відцентровим полем – гідроциклони.

Умовні позначки важкосередовищних апаратів наведені в табл. 3.3.

Таблиця 3.3. – Умовні позначки важкосередовищних апаратів

Літерні позначки	Цифрові позначки
СКВ – сепаратор колісний вертикальний СКВД – сепаратор колісний вертикальний для збагачення двох класів СКВС – сепаратор колісний вертикальний для збагачення сланцю	В – ширина ванни, дм
СК – сепаратор конусний	D – діаметр конуса, м
СБЕ – сепаратор барабанний елеваторний СБС – сепаратор барабанний спіральний	D – діаметр барабана, м
ГТ – гідроциклон важкосередовищний: двопродуктовий	D – діаметр гідроциклону, мм
ГТ – гідроциклон важкосередовищний: трипродуктовий	D1/D2 – діаметри першого і другого ступенів гідроциклонної установки

Колісні сепаратори (СКВ, СКВП, СКВД, СКВС) застосовують на вуглезбагачувальних фабриках для розділення крупних класів (до 300 мм). Вони можуть також використовуватися при збагаченні руд, особливо при крупному живленні і великій продуктивності збагачувальної фабрики.

Принцип дії колісного сепаратора (рис. 3.2) такий: вихідний матеріал у напівциліндричну ванну 1 надходить по жолобу 2. Через нижній патрубок 3 у ванну подається суспензія, яка розділяється на транспортний (горизонтальний) і висхідний (вертикальний) потоки. В ванні сепаратора вугілля розділяється в магнетитовій суспензії на фракцію, що спливла (легкий продукт), і фракцію, що потонула (важкий продукт). Пересування легкого продукту вздовж ванни здійснюється транспортним потоком, а розвантаження – гребковим механізмом 4. В залежності від продуктивності сепаратора висота шару суспензії над зливним порогом становить 30–80 мм, тому гребковий механізм розвантажує легкий продукт на шпальтове сито 5 для попереднього відділення суспензії і повернення її у процес. Важкий продукт осідає на дно

ванни, потрапляє у ковші елеваторного колеса 6, що спирається на котки 7, і при його обертанні розвантажується із сепаратора.

Живлення

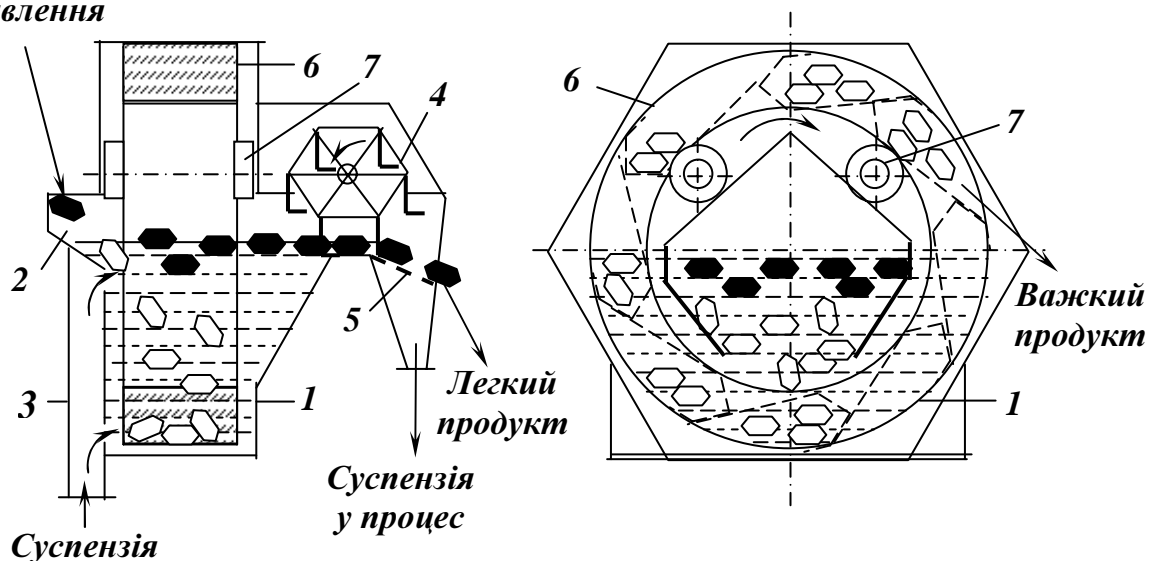


Рис. 3.2 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом: 1 – корпус; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтове сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – котки.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. При можливому виході легкого продукту більше 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB/\gamma_{\text{лн}}, \text{ т/год}, \quad (3.5)$$

де q – питома продуктивність сепаратора, т/год·м; B – ширина ванни, м; $\gamma_{\text{лн}}$ – можливий вихід легкого продукту, %.

Якщо у вугіллі міститься понад 50 % породи, необхідно перевірити транспортну здатність елеваторного колеса за формулою:

$$Q = 0,06wnzk\delta, \text{ т/год}, \quad (3.6)$$

де w – місткість одного ковша, м³; n – частота обертання елеваторного колеса, хв⁻¹; z – число ковшів елеваторного колеса; k – коефіцієнт заповнення ковшів; δ – насипна густина важкої фракції, кг/м³.

Сепаратор СКВ-32 має декілька модифікацій: модифікація СКВД-32 призначена для збагачення двох класів крупності (напр., 6–25 і +25 мм) у одному сепараторі, ванна якого розділена на дві частини; модифікація СКВС-32 призначена для збагачення сланців крупні-

стю до 500 мм; модифікація СКВП-32 з видовженою ванною має підвищену продуктивність при тих же габаритах і енерговитратах.

Для збагачення порівняно дрібних руд і неметалічних корисних копалин використовують конусні і барабанні суспензійні сепаратори.

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найвищу точність поділу, але оскільки вони відрізняються і найвищими експлуатаційними витратами, їх варто застосовувати лише при збагаченні дорогіших корисних копалин, що важко збагачуються і містять значні кількості промпродуктових фракцій.

Вихідний матеріал разом із суспензією по завантажувальному жолобу 1 надходить у сепаратор (рис. 3.3).

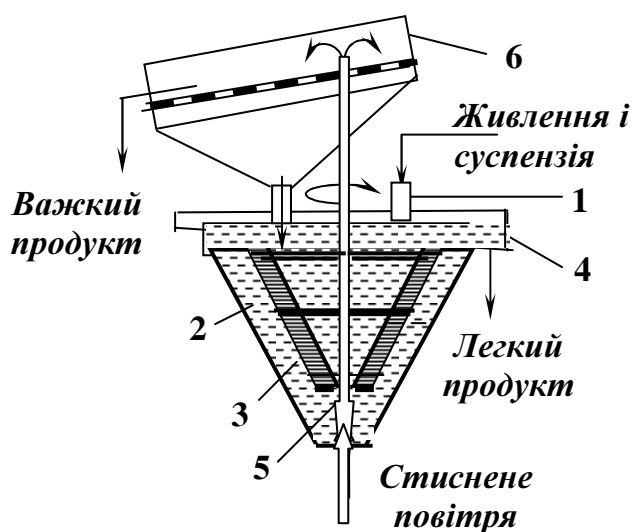


Рис. 3.3. – Схема конусного сепаратора:

- 1 – завантажувальний жолоб;
- 2 – корпус;
- 3 – мішалка;
- 4 – кільцевий жолоб;
- 5 – ерліфт;
- 6 – дренажне сито.

Корпус 2 конусного сепаратора складається з конічної ємності з верхньою циліндричною частиною. По осі сепаратора на порожньому валу обертається мішалка 3. Перемішування суспензії сприяє підвищенню її стійкості. Крім того, рух суспензії і продукту, що спливає по кругових траєкторіях, приводить до збільшення часу перебування матеріалу в апараті, а отже, підвищення ефективності процесу розділення. Продукт, що спливає, розвантажується разом із суспензією переливом через зливний поріг у кільцевий жолоб 4 і направляється в цикл регенерації суспензії.

Важкий продукт занурюється в нижню частину конуса і за допомогою стисненого повітря ерліфтом 5 вивантажується на дренажне сито 6, де відбувається відділення суспензії і повернення її в сепаратор.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = qF = 0,8D^2, \text{ т/год,} \quad (3.7)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

Барабанні сепаратори (елеваторний СБЕ і спіральний СБС) застосовуються для збагачення неметалічних корисних копалин, руд кольорових і чорних металів.

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 3.4 *а*) являє собою обертовий барабан 1, установлений на опорних котках 2. На внутрішній поверхні барабана закріплені перфоровані лопаті 3.

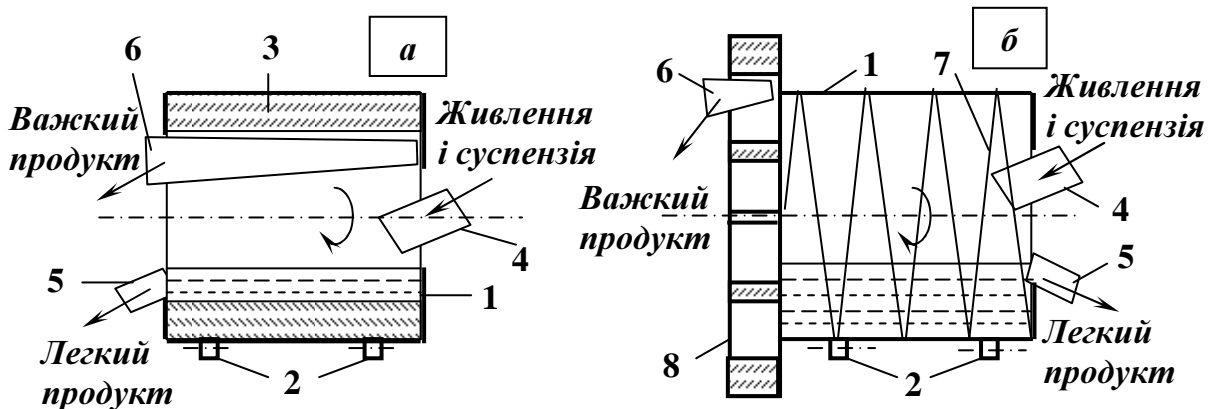


Рис. 3.4. – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів:

а – елеваторний сепаратор СБЕ; *б* – спіральний сепаратор СБС.

- 1 – барабан; 2 – опорні котки; 3 – перфоровані лопаті; 4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту; 6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту; 7 – двозахідна спіраль; 8 – лопатевий елеватор.

Вихідний матеріал разом із суспензією подається усередину барабана через отвір у передній торцевій стінці по жолобу 4. Легкий продукт з потоком суспензії самопливом вивантажується в жолоб 5, а важкий піднімається лопатями уверх і направляється в жолоб 6. Оскільки лопаті перфоровані, у жолоб 6 потрапляє лише незначна кількість суспензії.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 3.4 *б*) конструктивно від сепаратора з елеваторним розвантаженням відрізняється наявністю решітчастої двозахідної спіралі 7 на внутрішній поверхні барабана. При обертанні барабана спіраль переміщує важкий продукт до розвантажувального кінця, де він розвантажується із сепаратора лопатевим елеватором 8.

Продуктивність барабанних сепараторів, так само як і конусних, визначається за питомих навантаженням на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = qF \approx 0,6 D^2, \text{ т/год,} \quad (3.8)$$

де q, F, D – питоме навантаження (т/год·м²), площа дзеркала суспензії (м²), діаметр сепаратора (м).

Барабанні сепаратори найбільш економічні в експлуатації, але ефективність розділення в них нижча, ніж у колісних і конусних сепараторів.

Суспензійні циклони (рис. 3.5) застосовують для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5-25 мм і Perezбагачення промпродуктів, а також для збагачення руд – у діапазоні крупності 0,3-6 мм. Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного в циклонах, складає 40 мм, нижня – 0,2 мм.

Застосування важкосередовищних гідроциклонів обумовлене низькою ефективністю розділення дрібних класів у сепараторах, де швидкість падіння частинок у суспензії зменшується пропорційно їх крупності. Для того щоб дрібні зерна встигли розділитися у важкосередовищному сепараторі, необхідно знижувати питоме навантаження. Дуже дрібні зерна з густиною, близькою до густини розділення, у статичних умовах розділити практично неможливо. Підвищення швидкості розділення дрібних частинок у важких середовищах досягається заміною гравітаційного поля сил відцентровим, тобто застосуванням гідроциклонів.

Важкосередовищні гідроциклонні установки дозволяють виділяти два або три продукти. Принцип дії важкосередовищних гідроциклонів той же, що і класифікаційних (п. 2.3.4).

У *двопродуктовий важкосередовищний гідроциклон* (рис.3.5 а) суміш вихідного матеріалу із суспензією під напором надходить по живильному патрубку 1, розташованому тангенціально до циліндричної завантажувальної камери 2. Легкий продукт з основною масою проясненої суспензії виводиться з гідроциклона через зливний патрубок 3 і видаляється через зливну камеру 4. Важкий продукт разом зі згущеною суспензією вивантажується через нижню насадку 5 у приймальну камеру 6.

Трипродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 3.5 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 зливний патрубок першої секції. Суміш важких фракцій

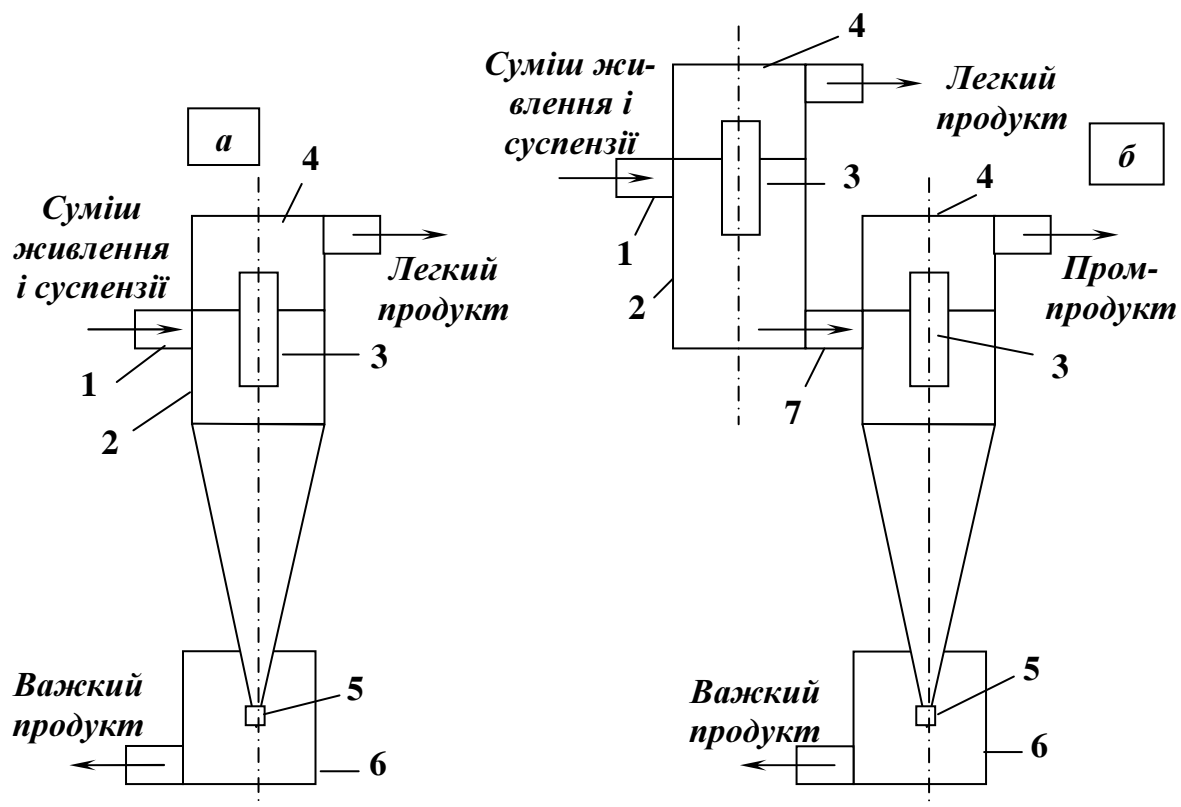


Рис. 3.5. – Схеми важкосередовищних гідроциклонів:

а – двопродуктового; *б* – трипродуктового.

1 – живильний патрубок; 2 – завантажувальна камера; 3 – зливний патрубок; 4 – розвантажувальна камера; 5 – нижня насадка; 6 – приймальна камера; 7 – з'єднувальний патрубок.

з потоком згущеної суспензії надходить у другу секцію гідроциклону. Таким чином, у другій секції розділення важких фракцій відбувається по більшій густині. Важкий продукт видаляється через нижню насадку, промпродукт – через зливну насадку другої секції.

Продуктивність суспензійних циклонів по вихідному живленню визначається за формулою (2.67).

3.2.3. Технологія збагачення у важких суспензіях

Технологічні схеми збагачення у магнетитовій суспензії розділяють за числом стадій збагачення, числом кінцевих продуктів і призначенням.

Важкосередовищна сепарація використовується в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкращенням для попереднього відділення породи. Але найширше застосування важкосередовищна сепарація знайшла в схемах переробки вугілля.

Схема збагачення за одну стадію з виділенням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для механізованого відділення породи на шахтних установках, збагачення енергетичного вугілля і антрацитів, а також для збагачення коксівного вугілля легкої збагачуваності (рис. 3.6).

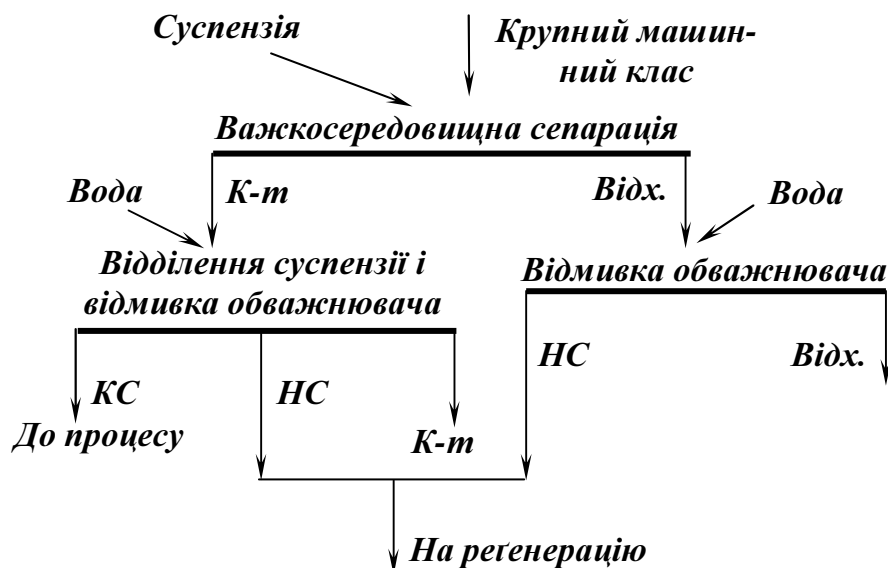


Рис. 3.6 – Схема збагачення вугілля крупних класів за одну стадію з виділенням двох продуктів.

КС – кондиційна суспензія; **НС** – некондиційна суспензія.

Відділення суспензії і відмивання обважнювача (магнетиту) здійснюється на вібраційних грохотах типу ГИСЛ. При цьому відмивання обважнювача протікає за допомогою двох рядів бризкал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода.

При необхідності роздільного збагачення двох машинних класів (наприклад, 6 - 25 і 25 - 200 мм) доцільно використовувати сепаратор СКВД-32, ванна якого в поздовжньому напрямку розділена на два відділення.

Збагачення горючих сланців з розділенням їх на два продукти (концентрат і відходи) здійснюється із застосуванням сепаратора СКВС-32. Цей сепаратор відрізняється від інших сепараторів модифікації СКВ тим, що має елеваторне колесо з 6-ма ковшами (у всіх інших 8), що дозволяє переробляти матеріал крупністю до 500 мм.

Збагачення у важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів руд крупного і агрегатного вкраплення, а також коксівного вугілля і антрацитів дуже трудної і трудної збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої

збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися для перезбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

Схема збагачення за одну стадію в двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні (рис. 3.7) з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм. Вона застосовується також при переробці алмазів.

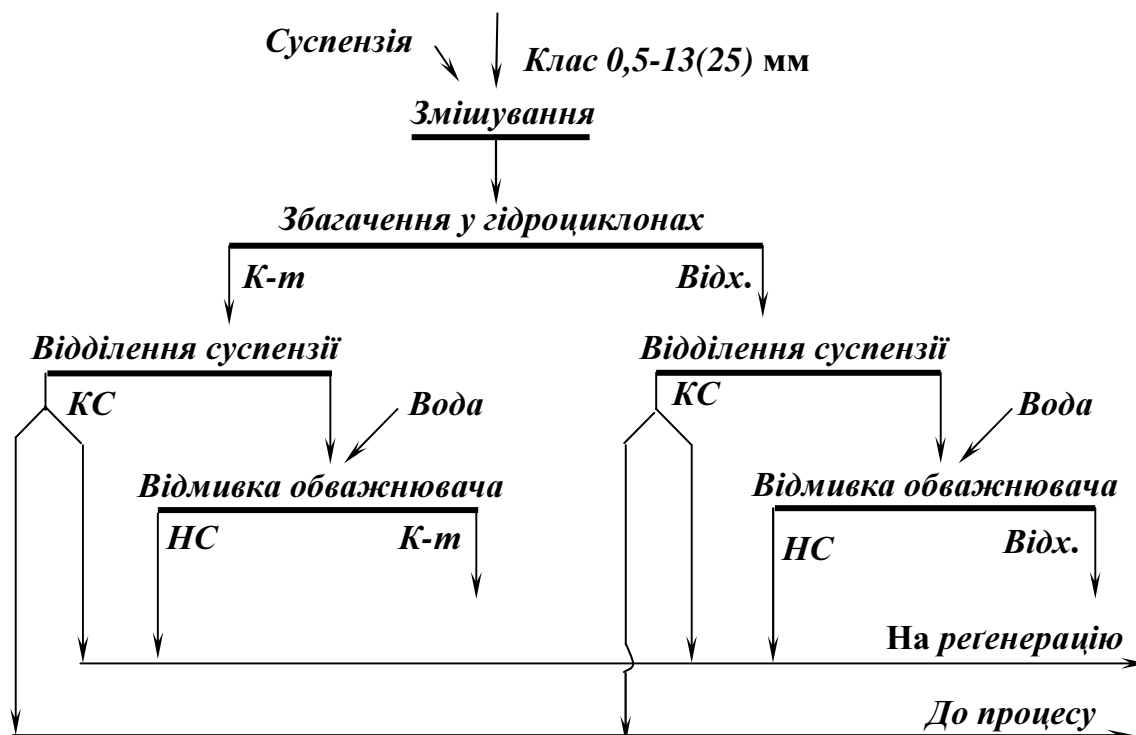


Рис.3.7. – Схема збагачення дрібного вугілля за одну стадію з виділенням двох продуктів.

При необхідності одержання трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту, відходів) за одну стадію застосовують трипродуктові гідроциклони.

Технологічні схеми збагачення в гідроциклонах складніші схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напору на вході в апарат, більших в 3-4 рази витрат суспензії і складнішої системи регенерації суспензії в зв'язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні.

До якості машинного класу, що надходить на збагачення в гідроциклони, висуваються підвищені вимоги і, насамперед, щодо вмісту шламів. Щодо крупного класу знешламлювання здійснюється за класом 13 (25) мм, дрібного – звичайно за класом 0,5 мм.

При відмивці обважнювача утворюється значний об'єм некондиційної (розрідженої) суспензії, яка направляється на регенерацію (рис. 3.8).

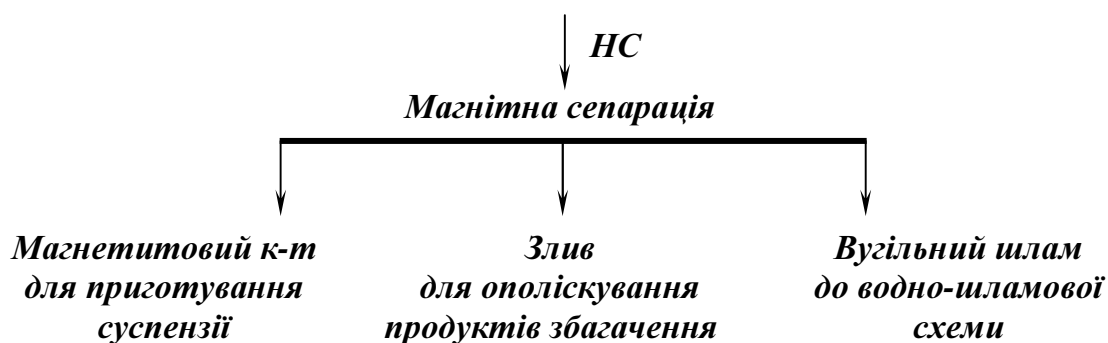


Рис. 3.8. – Схема регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Регенерація некондиційної суспензії в процесі важкосередовищного збагачення призначена для відновлення густини робочого середовища, розрідженого при відмиванні магнетиту від продуктів збагачення, якомога повнішого вилучення магнетиту з промивних вод, а також для очищення суспензії від шламу, що потрапляє в неї з вихідним вугіллям. Найбільш поширеним способом регенерації магнетитової суспензії є магнітна сепарація, основана на використанні відмінностей у магнітних властивостях магнетиту і вугільного шламу.

3.3. ВІДСАДКА

3.3.1. Теоретичні основи процесу відсадки

Відсадкою називається процес гравітаційного збагачення корисних копалин, який базується на розділенні зернистого матеріалу за густиною у вертикальному турбулентному пульсуючому потоці води або стисненого повітря знакоперемінної швидкості.

За типом середовища розділення розрізняють гідравлічну, пневматичну, суспензійну і відсадку з водоповітряною сумішшю. Висхідний потік викликає розпушення *відсаджувальної постелі*, низхідний – її ущільнення з поступовим формуванням на решеті шару зерен важкого продукту. При цьому постіль переміщується в поздовжньому напрямку, і в кінці шляху відбувається роздільне вивантаження важкого (нижнього) та легкого (верхнього) продуктів *відсадки*. При збагаченні *руд* корисний продукт зосереджується в нижньому шарі постелі, а *пуста порода* – у верхньому. При збагаченні *вугілля*, навпаки, *концентрат* зосереджується у верхньому шарі, а *порода* відкладається на решеті.

Натуральною (природною) постіллю називається нижній шар мінералу більшої густини, що осів на решеті відсаджувальної машини. Весь шар матеріалу на відсаджувальному ситі (решеті) називають *робочою (відсаджувальною) постіллю*. При відсадженні тонкозернистих продуктів розвантаження важких продуктів здійснюється через шар штучної постелі. *Штучною постіллю* називається шар матеріалу, розташований між решетом і природною постіллю і сформований з частинок важкого матеріалу, що не міститься у вихідній сировині.

Процес відсадження здійснюється у *відсаджувальних машинах*. Режим пульсацій води вибирається в залежності від складу матеріалу і його крупності. Ефективність відсадки тим вища, чим більша крупність збагачуваного матеріалу і чим більша розбіжність у густинах мінералів, які розділяються.

У технологічних схемах збагачувальних фабрик відсадка застосовується як основна операція *збагачення* з отриманням кінцевих продуктів, так і допоміжна операція в комбінації з *концентрацією на столах, магнітною сепарацією, флотацією* і іншими методами *збагачення*.

Збагачення відсадкою займає одне з провідних місць у технології збагачення корисних копалин. Область застосування гідравлічних відсаджувальних машин охоплює мінеральну сировину з густиною від 1200 до 15 600 кг/м³, за різницею густини корисного компонента та пустої породи – від 300 до 13 000 кг/м³. Крупність руд, збагачуваних відсадженням, складає від 0,2 до 60 мм, вугілля – від 0,5 до 150 мм, антрацитів – від 0,5 до 250 мм. Пневматична відсадка придатна лише для збагачення матеріалів густиною 1200-2600 кг/м³, напр., для бурого або кам'яного вугілля. Відсадка застосовується для збагачення руд чорних металів (зокрема бурого залізняку, мартиту, псиломелану, манганіту, піролюзиту), розсипних руд (каситериту, вольфраміту, танталіту, ніобіту, а також титано-цирконієвих, торієвих руд, золота й платини, алмазів), корінних руд вольфраміту, каситериту. При переробці вугілля відсадка є одним з основних процесів гравітаційного збагачення. Розрізняють відсадку крупного вугілля (> 10-13 мм), дрібного вугілля (<10-13 мм), а також відсадку ширококласифікованого вугілля – спільне збагачення у відсаджувальній машині крупних та дрібних класів вугілля (як правило, 0,5-80 або 0,5-100 мм), відсадку некласифікованого вугілля.

Незважаючи на широке промислове застосування відсадки для збагачення різних корисних копалин, цей процес дотепер не має загальновизнаної теоретичної інтерпретації. Теоретичні уявлення про механізм розділення корисних копалин у відсаджувальних машинах носять характер гіпотез, оснований на різних фізичних передумовах.

Основних гіпотез чотири: *детерміністська, суспензійна, енергетична та імовірно-статистична*.

Детерміністська гіпотеза оснований на функціональній залежності *швидкості і прискорення* падіння окремого зерна в стиснених умовах від його розміру, форми, густини і т.д. Ця гіпотеза дозволяє тільки якісно оцінити основні фактори, які впливають на розшарування частинок у відсаджувальній постелі за їх густиною і крупністю та тенденції впливу цих факторів.

За *швидкісною* частиною детерміністської гіпотези вважається, що в певні періоди висхідного напівциклу відбувається процес стисненого і частково вільного падіння зерен матеріалу. Причому за формулою Р.Рітгінгера кінцева швидкість вільного зерна

$$V_o = k \sqrt{\left(\frac{\delta - \Delta}{\Delta} \right) \cdot d}, \quad (3.9)$$

де δ , Δ – відповідно густина твердого і рідини; d – діаметр зерна; k – коефіцієнт попорційності.

Виходячи з цих уявлень швидкість падіння зерен V_o (і таким чином тривалість) розшарування залежить від діаметра зерен і різниці густин $\delta - \Delta$. Причому розділення зерен можливе тільки тоді, коли відношення їх розмірів знаходиться в межах коефіцієнта рівнопадіння (2.48): $e = d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2$. Ця модель описує тільки частковий випадок вільного падіння крупних кулястих зерен. Чим дрібніші зерна і чим значніше їх форма відрізняється від кулястої, тим більші розбіжності теоретичних і експериментальних даних.

Швидкості падіння зерен досліджувалися для багатьох мінералів рядом авторів (Г.Аллен, Р.Річардсон, Н.Локке, В.А.Гуськов, П.В.Лященко). Було показано, що кінцева швидкість падіння дрібних частинок суттєво залежить від в'язкості середовища і найточніше описується рівнянням Стокса. Швидкість стисненого падіння зерен, за В.П.Лященко, описується рівнянням (2.52): $V_{cm} = V_o \Theta^n$. Для швидкості стисненого падіння дрібних зерен і за умови невеликої розпушеності постелі І.М.Качан на основі закону Дарсі (рівняння фільтрації) запропонував таке рівняння:

$$V_{cm} = V_o \varphi \Theta^3 / (1 - \Theta). \quad (3.10)$$

Наступні дослідники (І.М.Верхоянський, М.М.Виноградов, Е.Е.Рафалес-Ламарка, Б.В.Кізевальтер) внесли в рівняння руху зерна у відсаджувальній постелі нові члени, які враховують фактор прискорення середовища і самого зерна, опір від механічного впливу інших зерен, дослідили ці рівняння в різних умовах. Надалі модель руху частинки доповнилася горизонтальною складовою (поздовжнього руху в камері машини). Але одержані рівняння мають велику кількість невідомих коефіцієнтів, значення яких залежать від стану постелі, координат частинки та ін. і можуть бути використані тільки для якісного аналізу.

Резюмуючи дослідження в царині детерміністського підходу до інтерпретації процесу, слід зазначити:

- гіпотеза показує правильні тенденції в тій частині, що тривалість і точність розшарування залежить від діаметра зерен та різниці густин розділюваних компонент $\delta_1 - \delta_2$;

- однозначно показано, що процес стратифікації, принаймні крупних зерен, протікає в момент розпушеності постелі, що для цих зерен є вирішальним;

- інерційні складові рівнянь руху зерен матеріалу в постілі дають основу для обґрунтування можливості відсадки ширококласифікованого матеріалу.

Разом з тим, детерміністська гіпотеза не враховує імовірнісні явища, що мають місце при масовому русі зерен, які утворюють шар постелі, погано інтерпретує параметри форми зерен, в'язкісні та гідродинамічні та інші ефекти, які мають місце для тонких зерен. Її область обмежена сьогодні в основному якісним аналізом поведінки крупного та грубодисперсного матеріалу в умовах відсадки.

Суспензійна гіпотеза уподібнює розділення зерен у відсаджувальній машині розшаруванню за густиною в мінеральній суспензії, при цьому припускається, що суспензію утворюють зерна збагачуваного матеріалу і штучної постелі, зважені у висхідних потоках середовища.

Вперше цю гіпотезу сформулював П.В.Лященко у 1940 р. Він розглядав потіль як квазіоднорідне середовище. Густину цього середовища можна визначити як суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (1 - \theta)(\delta - \Delta). \quad (3.11)$$

Згідно з цими міркуваннями розділення матеріалу при відсадці, на думку П.В.Лященко, залежить від різниці відносних густин завису окремих компонентів збагачуваного матеріалу. У літературі наводиться такий приклад: якщо дві частинки вуглистої сланцю густиною $\delta_1 = 1,65$ та $\delta_2 = 1,55$ г/см³ на повітрі мають відношення густин $\rho^I = \delta_1 / \delta_2 = 1,65/1,55 = 1,0645$; у воді це відношення вже буде $\rho^{II} = (1,65-1)/(1,55-1) = 1,1818$; а у суспензії густиною 1,54 г/см³ відношення буде дорівнювати: $\rho^{III} = (1,65-1,54)/(1,55-1,54) = 11$.

Розвиваючи суспензійну гіпотезу, Б.Берд і Д.Мітчелл пропонували заповнювати простір між крупними зернами частинками високої густини шляхом добавки у живлення важкого дріб'язку. Б.Томас і Д.Мітчелл відводили низхідній фазі відсаджувального циклу головну роль як періоду, особливо сприятливому для створення умов квазісуспензії. С.Т.Левін дав вираз для розрахунку швидкості спливання сферичної частинки у квазісуспензії, а Ф.Шпетл – вираз для вистовхуючої сили, яка діє в суспензії. Але жоден з їх варіантів гіпотези не відображав впливу параметрів руху рідини на стан постелі в різні періоди циклу відсадки, хоча такий вплив априорі має місце. Першу спробу врахувати цей фактор зробив М.М.Виноградов, ввівши поняття коефіцієнта статистичної нестійкості $C = V_c/V_{nc} = H_c/H_{nc}$. Тут V_c та H_c – об'єм і висота постелі при статистично стійкому стані (коли розпушена постіль займає стійке положення під дією постійного висхідного потоку, який має швидкість, що дорівнює максимальній швидкості пульсуючого потоку), V_{nc} та H_{nc} – те ж при статистично нестійкому стані постелі (коли відбуваються пульсації постелі і об'єм постелі при тій же самій швидкості потоку менше, ніж при статистично стійкому стані). Неважко бачити, що $C > 1$. Густина середовища суспензії уточнена з урахуванням параметра C :

$$\Delta_c = \Delta + (1 - \theta)(\delta - \Delta) \cdot C. \quad (3.12)$$

Виходячи із залежності $C = f(n, A)$, де n – частота, A – амплітуда пульсацій, при відсадці дрібних класів рекомендувалося застосовувати невеликі товщини постелі і підвищену частоту коливань середовища.

Недоліки суспензійної гіпотези полягають у тому, що вона базується на ряді штучних припущень і тільки умоглядних, достатньо необґрунтованих передумовах. Частинки справжніх класичних суспензій мають розмір від 10^{-4} см, тоді як частинки відсаджувальної постелі дуже далекі від цієї величини, отже, головне припущення гіпотези – уподібнення постелі суспензії є дуже грубим і дискусійним – крупні зерна не можуть розглядатися водночас і як наповнювач суспензії, і як збагачуваний матеріал. Власне, суспензію можуть створювати тільки тонкі зерна, вміст, а отже, і вплив яких у більшості випадків відносно невеликий. Крім того, суттєвий недолік гіпотези – неврахування динамічних сил, які діють у відсаджувальній постелі.

Позитивні сторони суспензійної гіпотези: розгляд поведінки не окремих складових відсаджувальної постелі (зерен матеріалу і води), а їх певного інтегративного поєднання – масової системи типу “суспензоїд”, властивості якого відмінні і від води, і від збагачуваного матеріалу. Виходячи з уявлень цієї гіпотези було розширено діапазон крупності збагачуваного матеріалу і збільшено продуктивність відсаджувальних машин за рахунок застосування більш низької частоти пульсацій.

Енергетична гіпотеза (Ф.Майєра) - це тлумачення, згідно з яким відсаджувальна постіль є механічно нестійкою системою, що має запас потенційної енергії. При розпушенні такої системи положення мінеральних зерен різної густини, що мають різний запас потенційної енергії, упорядковується, постіль розшарується за густиною, *запас потенційної енергії системи зменшується*. А відповідно до другого закону термодинаміки всяка система прагне перейти в положення з мінімумом потенційної енергії, тобто в даному випадку розділитися на шари різної густини:

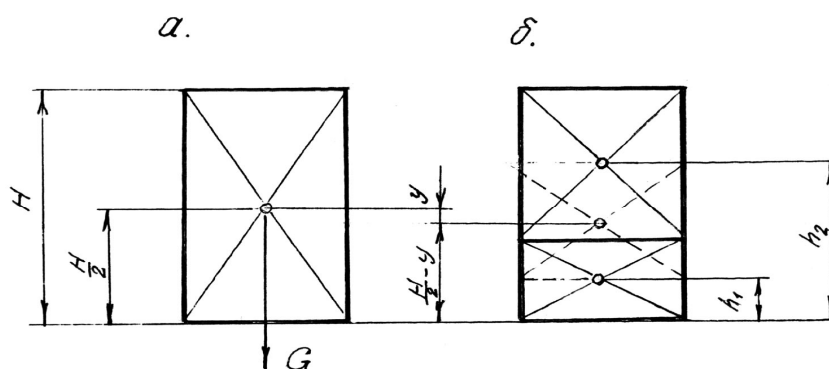


Рис. 3.9. – Графічне тлумачення енергетичної гіпотези відсадки за Ф. Майором: *а* - шар робочої постелі до розшарування; *б* - те ж саме після розшарування (y - зниження центра ваги системи).

$$\frac{G \cdot H}{2} > G_1 \cdot h_2 + G_2 \cdot h_1 \quad (3.13)$$

Ця гіпотеза не враховує зовнішні сили, форму підведення зовнішньої енергії до відсаджувальної постелі які суттєво впливають на процес стратифікації матеріалу на шари різної густини.

Основна рекомендація зводиться до циклу відсадки, в якому вирішальна роль надається періоду висхідного ходу рідини.

Імовірісно-статистична гіпотеза являє собою відсадження як масовий процес з імовірнісним характером переміщення частинок різної крупності і густини як у вертикальному напрямку в свої шари рівноваги, так і в горизонтальному – при русі до місць їхнього розвантаження з машини.

Основними результуючими виразами, які опрацьовані в рамках цієї гіпотези, є залежності для швидкості переміщення центрів розподілення частинок до шарів рівноваги і дисперсії (розкиду) частинок навколо центра розподілення:

$$v_n = v_{\max} \left(1 - \frac{y_n}{y_{\max}}\right) \quad (3.14)$$

$$\sigma^2 = \frac{1}{2} v_{\max} \left(1 - \frac{y_n}{y_{\max}}\right) y_{\max} \quad (3.15)$$

де v_n та $v_{\max}$ – поточне і максимальне значення швидкості переміщення центра розподілення зерен однієї густини; y_n та $y_{\max}$ – поточна і максимальна відстань від початку відліку до шару рівноваги.

Отже, переміщення центра розподілення частинок однієї густини та їх розкид навколо цього центра характеризуються експоненціальним законом. Іншими словами, математичне очікування місцезнаходження центра сукупності частинок однієї густини рухається до свого шару розподілення по експоненті. Ідеальне (або близьке до нього) розділення досягається за дуже довгий час. Зі збільшенням кількості проміжних фракцій у вихідній сировині (наприклад, вугіллі) збільшується час, необхідний для проходження легкими і важкими зернами через проміжний шар (промпродукту), що збільшує загальну тривалість часу, необхідного для формування шарів постелі.

Але жодна з існуючих гіпотез не дає надійного математичного апарата для розрахунків технологічних параметрів відсаджувальних машин при їхньому конструюванні і експлуатації, а також для прогнозування результатів збагачення.

Механізм дії штучної постелі. Штучна відсаджувальна постіль спеціально створюється на решеті з сипучого зернистого матеріалу заданої питомої ваги та гранулометричного складу (польового шпату, керамічних, гумових, скляних кубиків, куль і т.п.). Виконує важливу функцію селективного вивантаження дрібних зерен важкого компонента через решето і опори для дрібних зерен. При безперечній корисності обох цих функцій особливий інтерес викликає перша. Штучна постіль відіграє активну роль у процесі відсадки, оскільки всередині її протікає інтенсивне розшарування збагачуваного матері-

алу за густиною і крупністю – легкі частинки витісняються в надпостільний шар, дрібні частинки важкої фракції захоплюються постіллю і проходять крізь неї, вивантажуючись через решето. Важкі крупні фракції можуть періодично захоплюватися постіллю, але потім повертаються в шар своєї густини. На пропускну-фільтраційну здатність постелі вирішальний вплив мають два фактори: по-перше, розпушувальність цієї постелі; по-друге, гранулометричний склад штучної постелі, особливо її верхнього граничного шару.

Таким чином, штучна постіль по суті виконує функцію своєрідного клапана, вибірково пропускаючи через себе одні і не пропускаючи інші частинки.

3.3.2. Відсаджувальні машини

Розмаїтість умов застосування відсаджувальних машин обумовила різноманіття їхніх конструкцій (відомо близько 90 різновидів). За конструктивними ознаками виділяють чотири типи відсаджувальних машин: повітряно-пульсаційні (безпоршневі), діафрагмові, поршневі і з рухомим решетом. Останні два типи більш матеріало- і енергоємні, тому на збагачувальних фабриках найчастіше зустрічаються повітряно-пульсаційні (безпоршневі) і діафрагмові відсаджувальні машини, які використовуються для збагачення вугілля, руд чорних, кольорових і благородних металів, а також іншої мінеральної сировини. Умовні позначки відсаджувальних машин наведені в табл. 3.4.

Таблиця 3.4. – Умовні позначки відсаджувальних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки	
	перша	друга
МОД – машина відсаджувальна діафрагмова	число камер	-
ОПМ – відсаджувальна прямотечіна машина	ширина решета, м	число камер
ББП – машина відсаджувальна безпоршнева	довжина решета, м	ширина решета, м

Принцип дії відсаджувальних машин. Вихідний матеріал подається на решето разом з водою, що транспортує його уздовж машини, розподіляючи рівномірним шаром. Через отвори в решеті від пульсаторів створюються перемінні за швидкістю і напрямком висхідно-спадні потоки води. У період дії висхідного потоку постіль розпушується, при цьому легкі зерна, швидкість падіння яких менша від швидкості висхідних потоків, рухаються разом з водою уверх, а важкі зерна лише зависають у воді. Під дією спадних потоків постіль згущується, при цьому важкі зерна водяним потоком захоплюються вниз з

більшою швидкістю, ніж легкі. У результаті багаторазових впливів висхідно-спадних потоків матеріал розшаровується: легкі мінерали висхідними потоками виносяться у верхні шари, а важкі під дією сили ваги, переборюючи опір середовища, концентруються в нижніх шарах. За рахунок подовжнього потоку транспортної води матеріал переміщається уздовж машини до розвантажувального кінця решета, де відбувається пошарове вивантаження продуктів збагачення.

Вибір типу відсаджувальної машини визначається складом сировини, що переробляється, крупністю живлення, продуктивністю в операції і вимогами до продуктів збагачення.

Діафрагмові відсаджувальні машини (рис. 3.10) 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.

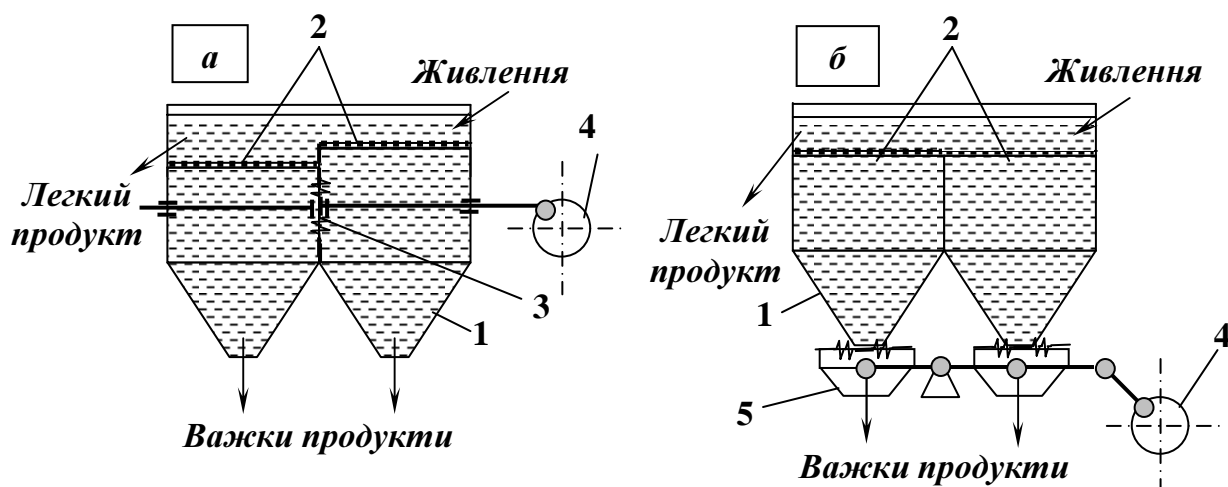


Рис. 3.10. – Схеми діафрагмових відсаджувальних машин:

а – з діафрагмою в перегородці; *б* – з рухомими конусами.

1 – корпус; 2 – решета; 3 – діафрагма; 4 – привод; 5 – рухомі конуси.

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 класификаторами. При збагаченні розсипів на драгах і при відсаженні дрібноподрібнених руд рідкісних і кольорових металів, коли необхідні режими з порівняно малими ам-

плітудами і підвищеним числом пульсацій (від 250 до 500 хв⁻¹), також доцільне застосування діафрагмових машин.

Розрізняють такі різновиди діафрагмових машин: з вертикальною діафрагмою в перегородці (ОВМ-1) і в зовнішній стінці (МОД-4), з рухомими конічними днищами (МОД-2 і ін.)

У машинах з діафрагмами в перегородках (рис. 3.10 *a*) коливання середовища створюються зворотно-поступальним рухом діафрагми 3. Коливання діафрагми передаються від ексцентрикового привода 4. Наприкінці кожної камери встановлено вертикальний регульований по висоті поріг. Важкі фракції збагачуваного матеріалу через постіль і отвори решета 2 надходять у лійки, звідки вивантажуються за допомогою кранів або гідроелеваторів. Легкий продукт розвантажується через зливний поріг у кінці машини.

На відміну від машин з діафрагмами в перегородках, у машинах з рухомими конусами коливання середовища ініціюються поперемінними рухами конічних днищ 5 вверх і вниз. В іншому робота машин однакова.

На фабриках високої і середньої виробничої потужності встановлюють *повітряно-пульсаційні (безпоршневі) відсаджувальні машини*, 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.

Безпоршнева відсаджувальна машина, наприклад, типу ВБП, (рис. 3.11) складається з декількох відділень 1, кожне з яких розділене на секції 2 з повітряними камерами 3, розташованими під щільними решетами 4. Решета (робочі поверхні) можуть бути поліетиленовими або сталевими штампованими. Наприкінці кожного відділення є розвантажувальна камера 5, у верхній частині якої встановлений шибер 6 для регулювання висоти порога перед дальшим відділенням. У нижній частині камери 5 знаходиться роторний розвантажувач 7 із шибером 8, призначений для регулювання розміру щілини перед розвантажником у залежності від крупності матеріалу, що вивантажується. На бічній стороні машини розташовані повітряні колектори 9 (по одному на кожне відділення). Кожен колектор укомплектований двома пульсаторами.

ми 10 клапанного (або роторного) типу, що служать для періодичного впуску повітря в повітряні камери 3 і випуску повітря. Поруч на бічній стінці змонтований водяний колектор 11, з якого в машину подається підрешітна вода. Регулювання процесу відсаджень (за рівнем постелі) здійснюється автоматично регулятором рівня 12, що зв'язаний із системою, яка контролює випуск важких продуктів.

Процес відсаджень здійснюється в такий спосіб. Вихідний матеріал разом із транспортною водою подається на решето 4 завантажувального відділення. У результаті пульсацій води матеріал при переміщенні уздовж машини розшарується за густиною.

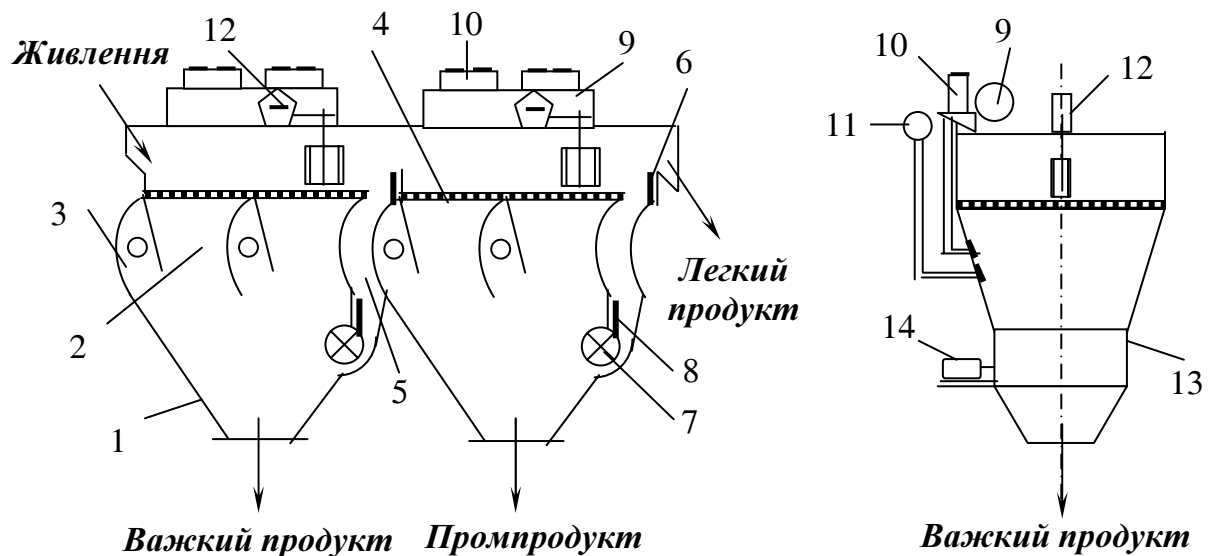


Рис.3.11. – Повітряно-пульсаційна відсаджувальна машина:

- 1 – відділення відсаджувальної машини; 2 – секція; 3 – повітряна камера; 4 – відсаджувальне решето; 5 – розвантажувальна камера; 6, 8 – шибери; 7 – роторний розвантажувач; 9 – повітряний колектор; 10 – пульсатор; 11 – водяний колектор; 12 – регулятор рівня постелі; 13 – розвантажувальна лійка; 14 – привод роторного розвантажувача.

Важкий продукт по решету переміщується до розвантажувальної камери 5, звідки роторним розвантажувачем 7 вивантажується в лійку 13 і далі зневоднюючим елеватором видається з машини. Привод 14 роторного розвантажувача зв'язаний із системою автоматичного регулювання рівня постелі 12 і частота його обертання автоматично змінюється в залежності від товщини шару важких фракцій на решеті.

Легкий продукт разом із транспортною водою переливається через регульований зливний поріг 6 розвантажувального відділення відсаджувальної машини і по жолобу направляється в подальшу операцію, передбачену технологічною схемою.

Продуктивність відсаджувальних машин визначається за нормами питомого навантаження на 1 м² решета. Продуктивність машини зростає зі збільшенням розбіжності в густині розділюваних мінералів і крупності живлення:

$$Q = q F, \text{ т/год}, \quad (3.16)$$

де q – питома навантаження, т/год·м²; F – площа відсаджувального решета, м².

3.3.3. Технологія відсадки

На ефективність процесу відсадки впливає багато факторів, які можна розділити на три групи:

- технологічні, котрі поєднують якісно-кількісні характеристики збагачуваного матеріалу (гранулометричний і фракційний склад, форма і міцність зерен, питома продуктивність);
- гідродинамічні, що характеризуються параметрами стисненого повітря і підрешітної води (амплітуда і частота пульсацій, тиск і витрата повітря, витрата підрешітної і транспортної води);
- конструктивні, обумовлені головним чином способами розвантаження важких продуктів.

Оптимальним режимом відсадження вважають такий, при якому якість концентрату, величина втрат цінних компонентів і питома продуктивність відповідають реально можливим при максимальній техніко-економічній ефективності збагачення.

У схемах збагачувальних фабрик відсадження може застосовуватися як:

- основна операція збагачення з одержанням кінцевих продуктів;
- допоміжна операція в комбінації з іншими процесами збагачення: магнітною сепарацією, флотацією та ін.

Типовою схемою відсадження при збагаченні коксівного вугілля, попередньо класифікованого на два машинних класи +13 (10) мм і –13 (10) мм, є схема з виділенням трьох кінцевих продуктів – концентрату, промпродукту і відходів з перезбагаченням дробленого крупного промпродукту разом із дрібним машинним класом (рис. 3.12).

Якщо крупний машинний клас збагачується важкосередовищною сепарацією, то схема відсадження включає лише переробку дрібного машинного класу з виділенням кінцевих продуктів.

При вмісті у вихідному матеріалі проміжних фракцій до 5 % вугілля, як правило, збагачують з виділенням двох кінцевих продуктів.

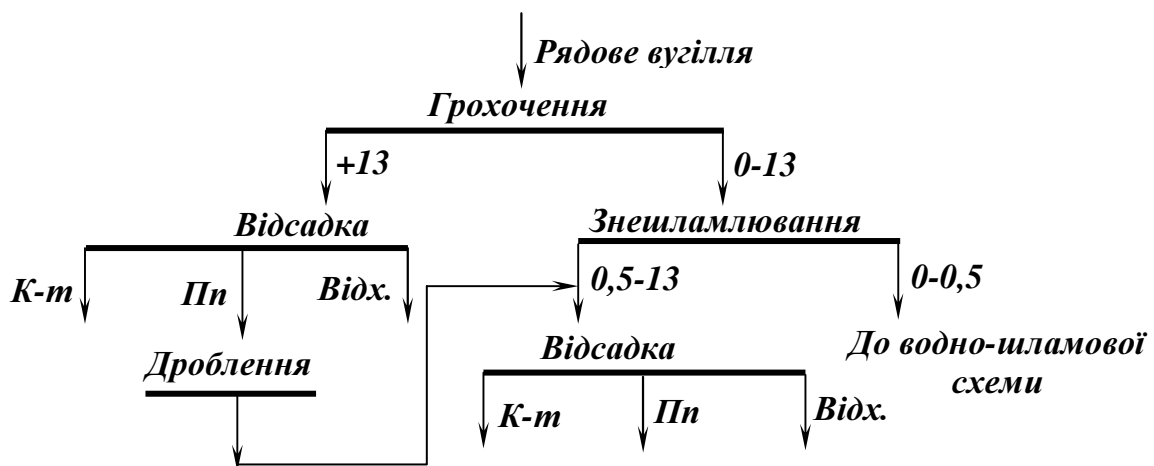


Рис. 3.12. – Схема роздільного збагачення крупних і дрібних класів відсадкою: к-т – концентрат; Пп – промпродукт; Відх. – відходи.

Схеми з виділенням двох кінцевих продуктів застосовують також при збагаченні енергетичного вугілля, коли допускається незначне засмічення концентрату проміжними фракціями.

При використанні відсадки як допоміжної операції в першій стадії збагачення звичайно виділяють відвальні відходи. А промпродукт після попереднього подрібнення і класифікації збагачують відповідно до прийнятого методу збагачення. У цьому випадку відсадження може використовуватися для:

- виділення кондиційних концентрату і відходів;
- одержання відвальних відходів і бідного концентрату, що направляється на подальше збагачення;
- виділення некондиційних концентрату і відходів, що направляються на подальше збагачення;
- попереднього збагачення матеріалу в циклі подрібнення в комплексі з іншими процесами.

Розсипні руди рідкісних металів збагачують за схемою, що включає попередню промивку і класифікацію матеріалу на класи 6 – 25 мм і 0 – 6 мм. Клас 6 – 25 мм направляють на відсадження з одержанням відвальних відходів і бідного концентрату, що потім направляється для збагачення на концентраційних столах і подальшу доводку (рис. 3.13), а клас 0 – 6 мм збагачують або відсадкою, або іншим процесом.

У схемах збагачення марганцевих руд відсадження застосовується в різних стадіях збагачення в поєднанні з магнітною сепарацією і флотацією.

Гематитові руди із застосуванням відсадки збагачують за схемою (рис. 3.14), що включає дроблення і попередню класифікацію на вузькі машинні класи. Класи 12 – 30; 6 – 12; 3 – 6; 1,5 – 3 мм розділь-

но піддають відсадженню з одержанням кондиційних концентратів і відходів. Одержувані при відсадженні промпродукти після попереднього дроблення поєднують із класом 0 – 1,5 мм і збагачують в окремому циклі.

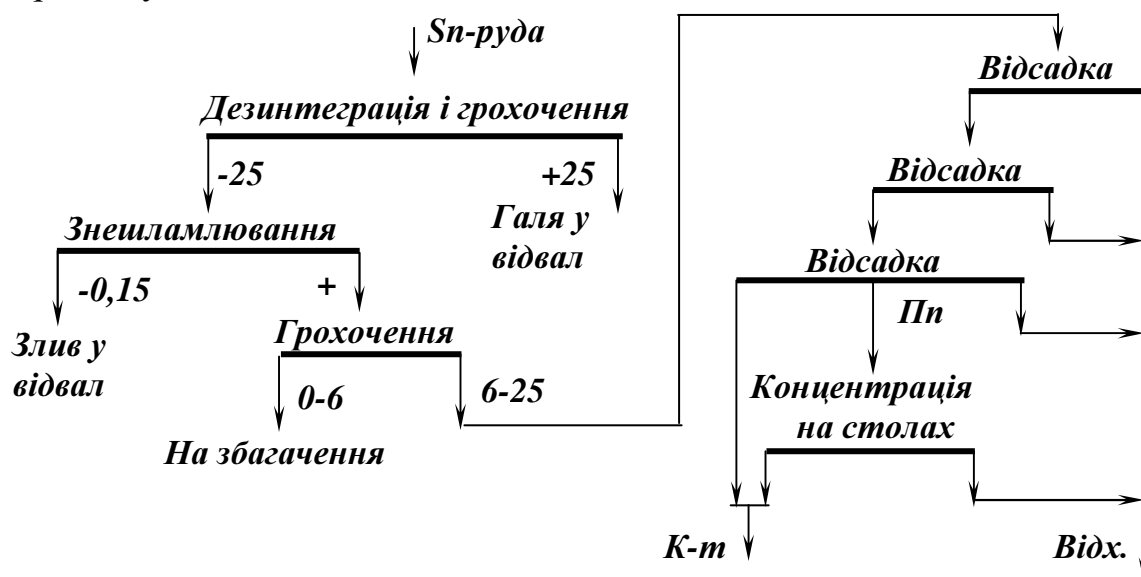


Рис. 3.13. – Схема збагачення розсипної каситеритової руди

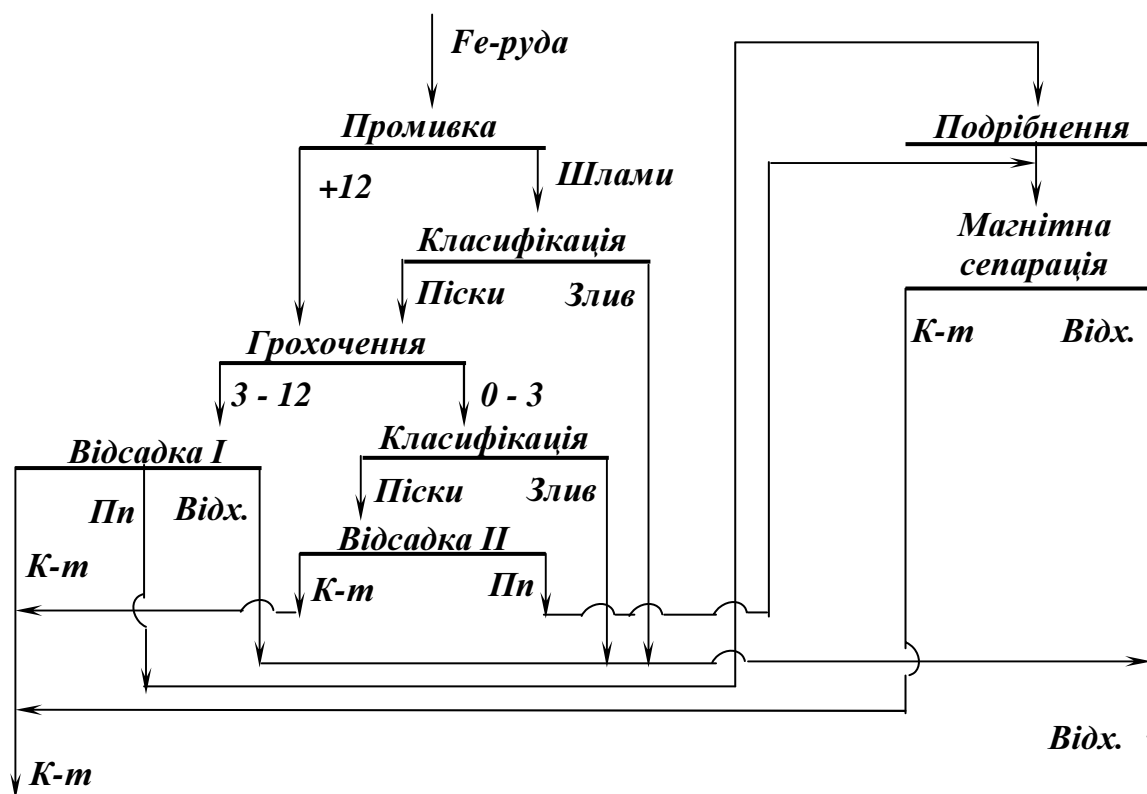


Рис. 3.14. – Схема збагачення гематитової руди відсадкою і магнітною сепарацією.

При збагаченні руд кольорових і рідкісних металів (олов'яних, вольфрамових і ін.) відсадка застосовується в головній частині схеми для одержання грубого концентрату, що направляється на доводку, і

багатих відходів, що піддаються багатостадійному збагаченню з метою максимального вилучення корисного компонента.

3.4. ЗБАГАЧЕННЯ У СТРУМЕНІ ВОДИ НА ПОХИЛІЙ ПЛОЩИНІ

3.4.1. Теоретичні основи процесів розділення

Розділення частинок у потоці води, що тече по похилій площині, здійснюється в шлюзах, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах.

Пульпа в цих апаратах рухається по похилій площині під дією сили ваги. Струмінь води, що тече по похилій площині, із завислими в ньому частинками, зазнає при цьому опору, створюваного шорсткістю поверхні, рифлями, осілими частинками. Таким чином, на частинку, що рухається в потоці, діють такі сили (рис. 3.15):

– гравітаційна:

$$G_0 = m(\delta - \Delta)g / \delta; \quad (3.17)$$

– динамічного тиску потоку:

$$P_0 = \psi(V_{cp} - V)^2 d^2 \Delta; \quad (3.18)$$

– динамічного впливу вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків, що утворюються при турбулентних режимах:

$$P_c = \psi f c^2 d^2 \Delta; \quad (3.19)$$

– тертя:

$$T = G_0 f \cos \alpha; \quad (3.20)$$

де m – маса частинки, кг; δ , Δ – густина частинки і середовища, кг/м³; d – розмір частинки, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища; V_{cp} , c , V – середня швидкість потоку, її вертикальна складова і швидкість руху частинки у потоці, м/с; f – коефіцієнт тертя ковзання; α – кут нахилу поверхні, град.

Мінеральні зерна залежно від їхньої форми під дією сукупності сил ковзають або перекочуються по дну, періодично піднімаються вихровими струменями і переміщаються водним потоком у завислому стані, потім знову торкаються дна і т.д.

З умови рівноваги сил швидкість переміщення частинок:

– у потоці:

$$V = V_{cp} - \sqrt{V_0^2 (f \cos \alpha - \sin \alpha) - f c^2}, \text{ м/с}; \quad (3.21)$$

– по дну ($c = 0$):

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f \cos \alpha - \sin \alpha}, \text{ м/с}, \quad (3.22)$$

де V_0 – кінцева швидкість падіння частинки, м/с.

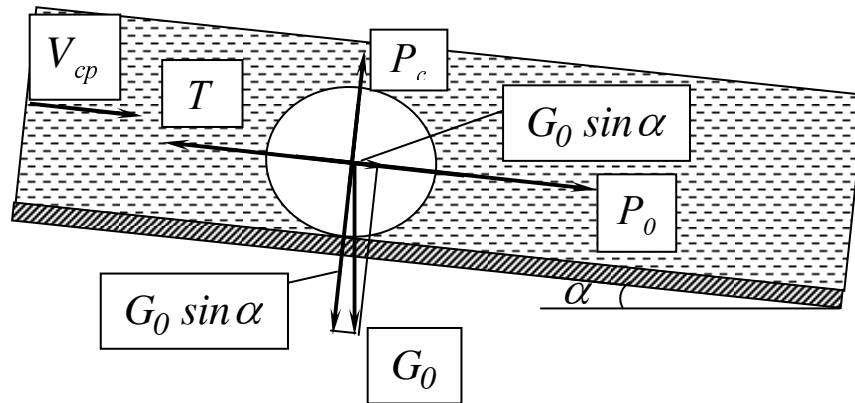


Рис. 3.15. – Схема сил, які діють на мінеральну частинку у струмені води, яка тече по похилій поверхні.

При малих кутах нахилу робочої поверхні можна прийняти $\sin \alpha \approx 0$, $\cos \alpha \approx 1$ і, якщо знехтувати вертикальною складовою швидкості потоку, величина якої дуже мала, то вирази (3.21) і (3.22) спрощуються і набувають вигляду:

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f}, \text{ м/с}. \quad (3.23)$$

З виразу (3.23) видно, що при $V_{cp} > V_0$ частинки будуть переміщатися водним струменем, при $V_{cp} < V_0$ – ні. Швидкість поздовжнього переміщення частинки потоком V_{cp} буде тим більша, чим менша швидкість її падіння V_0 . З цієї причини дрібні і легкі частинки будуть переміщатися водним струменем по похилій площині з більшою швидкістю, ніж великі і важкі, тому що швидкість падіння частинки залежить від її розміру і густини.

3.4.2. Збагачення на шлюзах

Шлюзи застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи).

У найпростішому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом 5 – 8 (рис. 3.16).

На його дно укладаються трафарети, виготовлені з матеріалів, уступна або шорсткувата поверхня яких сприяє утриманню осілих частинок важких мінералів. Наявність трафаретів на днищі шлюзу сприяє як збільшенню сил тертя частинок об їхню поверхню (за рахунок підвищення коефіцієнта тертя), так і утворенню вихрових потоків. Як трафарети використовують крупногрудкову гальку, решітчасті дерев'яні конструкції, гумові килими з чарунками різної глибини і форми. При збагаченні дрібних розсипів і тонкоподрібнених руд застосовують ворсисті покриття у вигляді матів з рослинних або штучних волокон, плюшу, повсті, полотна, вовни й ін.

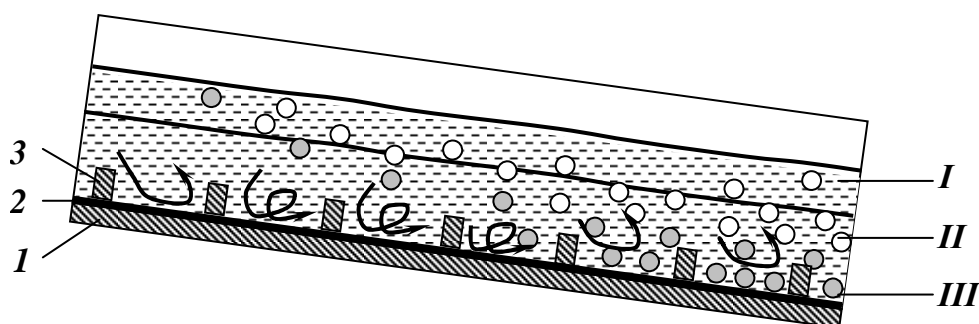


Рис. 3.16. – Схема збагачення на шлюзі:

1 – днище; 2 – мат; 3 – трафарет.

I – шар завислих зерен; II – шар первинної концентрації;
III – шар остаточної концентрації.

На шлюзах звичайно здійснюється первинна обробка корисної копалини. Вихідний продукт і вода спільно подаються в завантажувальний кінець шлюзу. При русі потоку суспензії по похилій площині жолоба зерна мінералів, що знаходяться в ній, будуть рухатися з неоднаковою швидкістю, яка залежить від їх густини. Більш важкі частинки під дією сили тяжіння осідають на дні жолоба і рухаються з меншою швидкістю, більш легкі знаходяться у верхньому шарі потоку і рухаються з швидкістю, близькою до швидкості потоку. При створенні на шляху руху потоку перешкод у вигляді рейок створюється турбулентний (вихровий) характер руху потоку суспензії в нижньому шарі і ламінарному (спокійний) у верхньому. Важкі зерна мінералів затримуються рейками, а легкі несуться потоком. Внаслідок турбулентного характеру руху потоку в нижньому шарі відбувається перемішування осілих зерен і винесення легких частинок у верхній шар потоку. На цьому принципі розділення мінералів за густиною базується робота багатьох апаратів: шлюзів, концентраційних столів, струминних, конусних і гвинтових сепараторів. Використовуючи однаковий принцип розділення мінеральних частинок, вони відрізняються способами уловлювання і розвантаження важких і легких фракцій.

Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, поки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і здійснюється споліскування, призначення якого – видалення зі шлюзу важкого продукту (концентрату). У залежності від конструкції шлюзу споліскування 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 споліскуваннями може складати від декількох годин до декількох днів. Вихід концентрату на шлюзі складає десяті і соті частки відсотка, однак при збагаченні бідних розсипних руд шлюз характеризується високим ступенем концентрації.

Відповідно до умов роботи шлюзи підрозділяють на такі групи:

- *шлюзи глибокого наповнення* – працюють на рядових, не підготовлених до збагачення рудах, в них одночасно виконується дві операції – дезинтеграції і концентрації;

- *шлюзи дрібного наповнення* – працюють на попередньо дезинтегрованому і розкласифікованому за крупністю матеріалі;

- *ворсисті шлюзи* – працюють на тонкозернистому матеріалі крупністю до 1 мм, вони армуються лише м'яким уловлюючим покриттям і не мають трафарету;

- *рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлюючим покриттям* – за характером процесу концентрації належать до шлюзів другої і третьої груп, але за конструктивними особливостями виділені в самостійну групу.

Застосування шлюзів з рухомим уловлюючим покриттям дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної установки в 3 рази за рахунок скорочення часу технологічного циклу – споліскування здійснюється безупинно без демонтажу трафаретів і уловлюючих покриттів.

Шлюз з рухомим уловлюючим покриттям ШПРП (рис. 3.17) являє собою нескінченну гумову стрічку коробчатого перетину з покриттям у вигляді нарифлень.

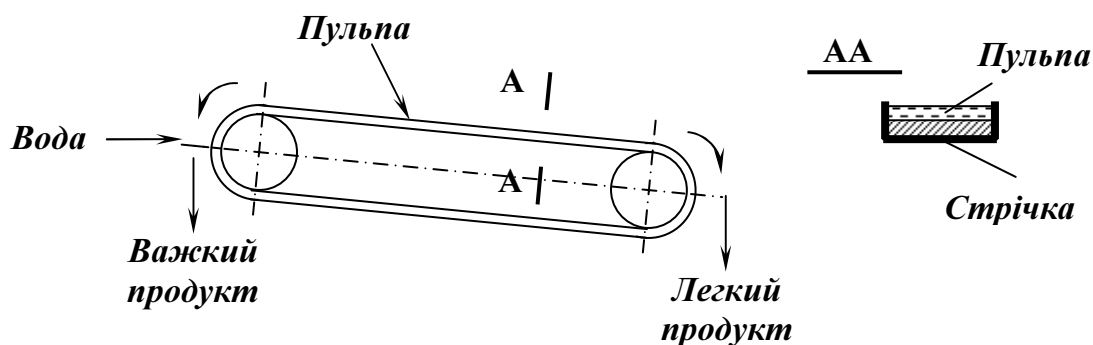


Рис. 3.17. – Схема шлюзу з рухомим уловлюючим покриттям.

Стрічка натягнута між двома барабанами (приводним і натяжним), закріпленими на рамі. Конструкцією передбачена можливість регулювання кута нахилу робочої поверхні. Вихідний матеріал завантажується на верхню (робочу) вітку стрічки, що рухається назустріч потоку пульпи. Легкі фракції змиваються водою і розвантажуються з нижнього барабана, а осілі на стрічку важкі фракції змиваються за допомогою бризкала після огинання стрічкою ведучого барабана.

Шлюзи мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільш економічні при збагаченні розсипів.

Об'ємна продуктивність шлюзів залежить від розрідженості пульпи, вмісту і густини твердої фази в живленні і розраховується за формулою:

$$Q = q(1 + R) / \delta, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.24)$$

де q – продуктивність шлюзу по твердій фазі, т/год; δ – густина твердої фази, т/м³; R – розрідженість пульпи, частки од.

Основна умова підготовки матеріалу до збагачення на шлюзах – його дезинтеграція, промивка і грохочення. Схема збагачення золотомісних розсипів з використанням шлюзів наведена на рис. 3.18.

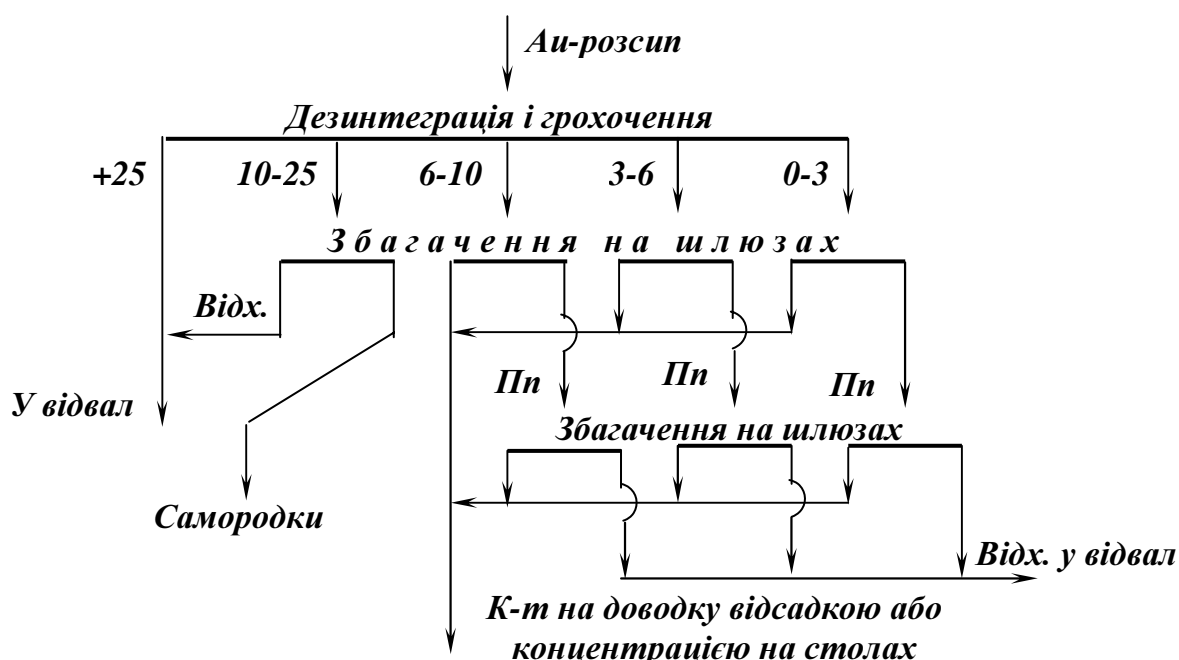


Рис. 3.18. – Схема збагачення золотомісних розсипів на драгах із використанням шлюзів.

Головними технологічними і конструктивними параметрами, що впливають на показники роботи шлюзів, є гідродинамічні характеристики потоку (швидкість, розрідженість, глибина потоку і витрати

пульпи), розміри жолобу (ширина, довжина і нахил поверхні), стан уловлюючого покриття (характер покриття і шорсткість поверхні).

3.4.3. Збагачення на концентраційних столах

Концентрація на столах – процес розділення сипучої суміші мінеральних частинок за їх густиною в тонкому потоці води, який тече по нахилений деці концентраційного столу, що здійснює зворотно-поступальний поздовжній рух. Концентраційний стіл використовують для збагачення руд рідкісних, благородних і чорних металів (крупністю 0,1-3 мм) і вугілля (0,074-13 мм) густиною в межах 1200-15600 кг/м³. Зокрема збагачують олов'яні, вольфрамові, рідкометалічні та золотовмісні руди. Концентраційні столи з нерухомою прямокутною декою і періодичним розвантаженням (вашгерди) відомі тисячі років. У сучасних концентраційних столах деки здійснюють майже горизонтальний асиметричний зворотно-поступальний рух, що забезпечує розпушення шару частинок і їх транспортування. Внаслідок зносу верхнього шару зерен потоком рідини упоперек деки і транспортування нижнього шару (де концентруються важкі частинки) вздовж деки утворюється віяло зерен матеріалу різної густини (крупності), що дозволяє збирати частинки різної густини в різні приймачі. Форма деки близька до паралелограма, площа її 7-8 м². Деки забезпечені нарифленням, що утворює дрібні канали, напрям яких близький до напрямку переносу важких частинок. Частота коливань дек 4-7 Гц, амплітуда 6-30 мм. Кут поперечного нахилу дек для тонких продуктів 1-2°, крупних – до 10°. Кут поздовжнього нахилу $\pm 0,2-0,5^\circ$. Концентраційні столи мають 1-6 дек, розташованих одна над одною. Продуктивність кожної деки на крупному матеріалі до 4 т/год, на тонкому – до 0,2-0,5 т/год. Вміст твердого компонента в живленні 15-40% (за масою), витрата додаткової (змивної) води 1-2,5 м³/т. Як правило, на концентраційних столах виділяють концентрат, промпродукти і хвости.

Схематична будова концентраційного столу показана на рис. 3.19.

Робочою поверхнею концентраційного столу служить дека з закріпленими на ній рифлями прямокутної форми. Форма дек може бути прямокутною, трапецієвидною і діагональною (рис. 3.20).

У залежності від способу установа столу можуть бути опорними (дека опирається на ресори) або підвісними (дека підвішена до опорної рами).

Розділення матеріалу за густиною відбувається на деці 2 столу, що являє собою похилу площину, закріплену за допомогою шарнірних опор 3 на рамі. Дека покривається лінолеумом, зверху до неї прикріплюються рифлі. Конструкцією передбачена можливість регулювання поперечного і

поздовжнього кутів нахилу деки. Дека столу одержує зворотно-поступальні рухи від привода 1 і зворотної пружини. Вихідне живлення разом з водою подається в завантажувальний бункер 5, а додаткова (змивна) вода – у подовжній жолоб 4, у якому є заслінки для розподілу води по поверхні столу.

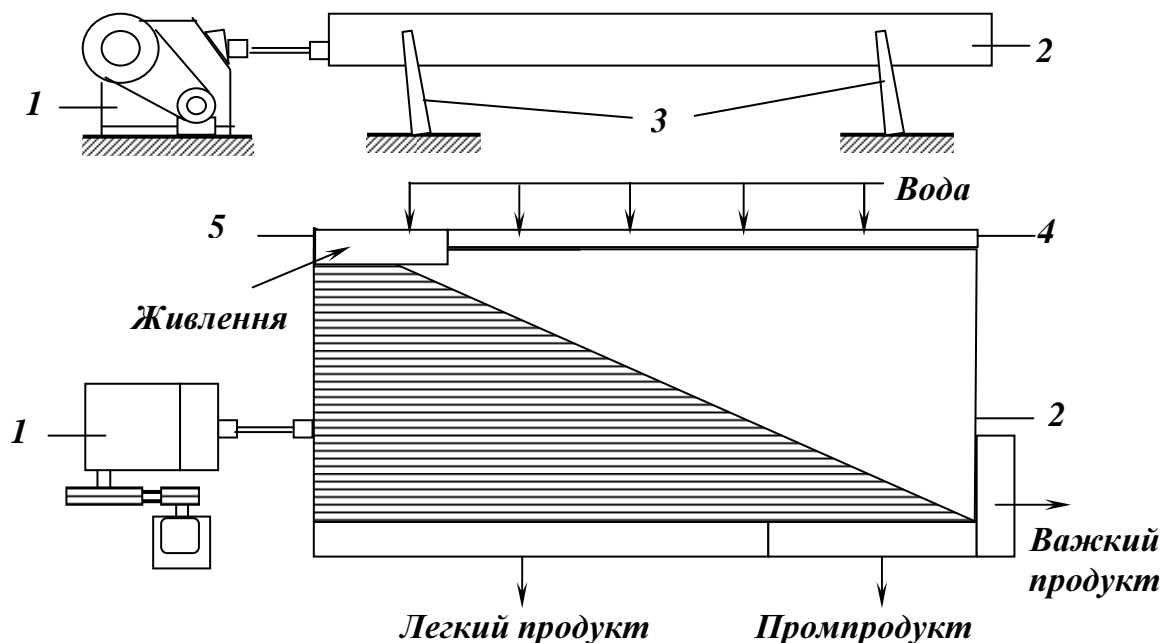


Рис. 3.19. – Схема концентраційного столу:

1 – привід; 2 – дека столу із рифлями; 3 – опори; 4 – жолоб змивної води; 5- бункер живлення.

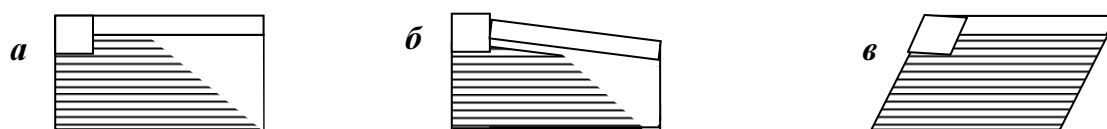


Рис. 3.20. – Форми дек концентраційних столів.

а – прямокутна; *б* – трапецієвидна; *в* – діагональна.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного столу відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок у поздовжньому і поперечному напрямках відповідно до їх густини і крупності.

Розпушення шару частинок створюється коливаннями деки і турбулентними вертикальними пульсаціями, що відбуваються в потоці води. Розшаровування на концентраційному столі носить значною мірою сегрегаційний характер: у нижніх шарах розташовуються тонкі частинки більшої густини, над ними – крупні частинки тієї ж густини, вище – у тій же послідовності частинки малої густини (рис. 3.21).

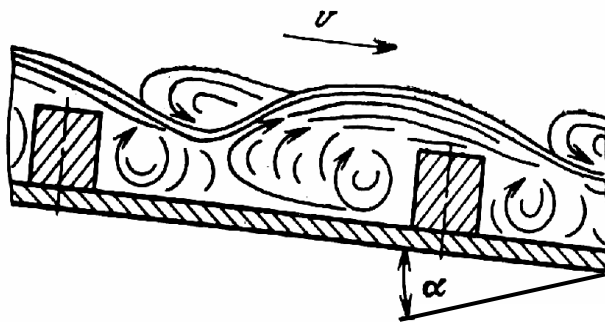


Рис. 3.21. – Схема руху потоку рідини похилою нарифленою поверхнею.

Транспортування частинок у поздовжньому напрямку здійснюється в результаті зворотно-поступального руху деки. Асиметричність її руху (назад під дією пружини дека рухається швидше) приводить до появи значних інерційних сил, що перевищують сили тертя об поверхню. У поперечному напрямку частинки транспортуються потоком води. Таким чином, кінцева швидкість V переміщення частинки по деці столу залежить від двох складових: інерційної V_{in} і гідродинамічної V_{zd} . Частинки більшої густини (δ_2), що знаходяться в нижніх шарах, зазнають більшого впливу від інерційних сил, частинки меншої густини (δ_1) – більшого впливу від гідродинамічних (рис. 3.22). У результаті неоднакового впливу інерційних і гідродинамічних сил на мінеральні частинки різної густини на деці столу утвориться своєрідне віяло продуктів поділу (рис. 3.23).

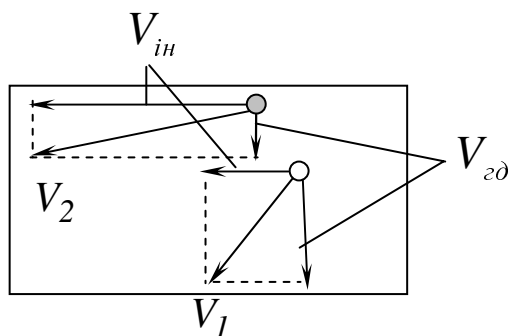


Рис. 3.22 – Схема руху часток різної густини ($\delta_1 < \delta_2$) по деці столу.

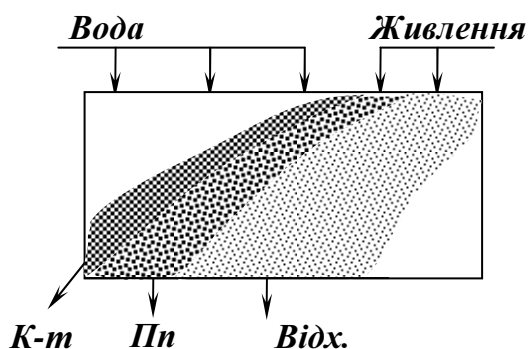


Рис. 3.23 – Схема розподілу продуктів на деці концентраційного столу.
($\delta_{к-т} > \delta_{nn} > \delta_{відх}$).

Концентраційні столи випускаються одно-, дво-, і багатодечними. Умовні позначки концентраційних столів наведені в табл. 3.5.

Таблиця 3.5. – Умовні позначки концентраційних столів

Літерні позначки	Цифрові позначки
СКО – стіл концентраційний опорний	F – площа дек, м
ЯСК – ярусний стіл концентраційний	Заводська модифікація
СКПМ – стіл концентраційний підвісний багатодечний	6 – число дек

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для установа великих виробничих площ. Тому на фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перечищення концентратів.

Продуктивність концентраційних столів залежить від крупності живлення, розбіжності в густині мінералів, які розділяються, і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, промпродукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного столу може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0,1m\delta_{вих}\left(Fd_{cp}\frac{\delta_v - 1}{\delta_l - 1}\right)^{0,6}, \text{ т/год}, \quad (3.25)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}, \delta_v, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки столу, м²; d_{cp} – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

При збагаченні і знесірченні вугілля та антрацитів продуктивність концентраційних столів визначається за формулою:

$$Q = kV_{cp}\delta_{вих}d_{max}L, \text{ т/год}, \quad (3.26)$$

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_{cp} – середня швидкість руху матеріалу по деці, м/год; $\delta_{вих}$ – густина збагачуваного матеріалу, т/м³; L – периметр розвантаження продуктів, м.

Продуктивність концентраційного столу, яка розрахована за формулами (3.25) і (3.26), належить до операцій основної концентрації. В операціях перечищення промпродуктів продуктивність столів зменшують на 20 – 40 %, а в операціях доведення концентратів – на 50 % у порівнянні з продуктивністю операції основної концентрації.

Основна умова підвищення ефективності збагачення на концентраційних столах полягає в попередньому відділенні крупних класів і знешламлюванні. Схема збагачення подрібненої каситеритової руди на концентраційних столах наведена на рис. 3.24.

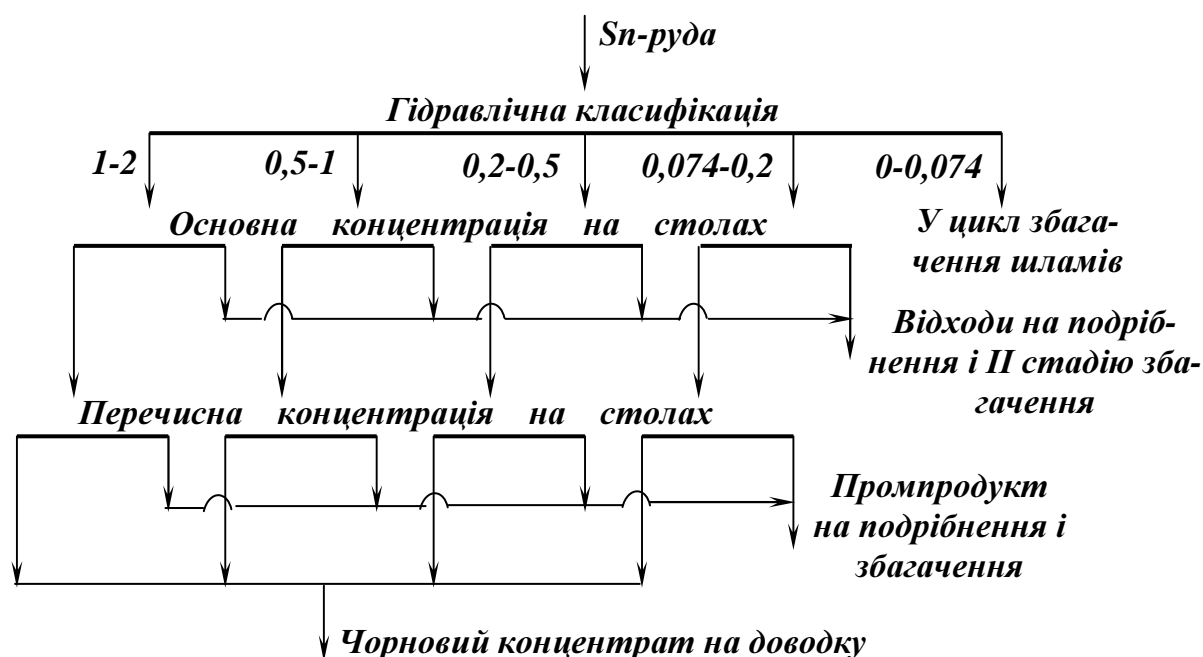


Рис. 3.24. – Схема збагачення подрібненої каситеритової руди.

Головними технологічними і конструктивними параметрами, що впливають на роботу концентраційних столів, є речовинний склад вихідного матеріалу, вміст твердого в живленні і витрата змивної води, частота коливань і хід деки, кут її нахилу і тип нарифлень.

З концентраційними столами конкурують гвинтові сепаратори.

3.4.4. Гвинтова сепарація

Винайдена Парді, вперше використана на вуглезбагачувальній фабриці в США у 1898 р. Процес застосовується для сухого і мокрого збагачення. Розрізняють *суху* і *мокру* гвинтову сепарацію.

С у х а г в и н т о в а с е п а р а ц і я (СГС) широко застосовувалася в 20-і роки ХХ ст. для збагачення антрацитів крупністю 6-100 мм. Конструктивно сепаратор складався з декількох касадно розташованих жолобів, один з яких ширший за інші і мав вищий борт. У 1922 р. тільки на американських збагачувальних фабриках працювало близько 4000 гвинтових сепараторів такого типу. Принцип дії цих сепараторів оснований на різниці в коефіцієнті тертя для породи та вугілля по робочій поверхні.

М о к р а г в и н т о в а с е п а р а ц і я (МГС) вперше з'явилася на рудозбагачувальних фабриках, а потім поширилася на збагачення

вугілля. Перші дослід з МГС стосувалися збагачення золота (40-і роки XX ст., І.Б.Хемфрі), перша промислова установка МГ-сепарації створена в США (1943) для збагачення хромітвмісних пісків. Виготовляються одно-, дво- та тризахідні сепаратори з регульованим (з листової сталі і алюмінієвих сплавів) і нерегульованим кроком витків (з чавунного або сталевих литва і алюмінієвих сплавів). Різновид гвинтових сепараторів – гвинтові шлюзи.

Сьогодні гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення пито-важких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилучення дорогоцінних 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 гвинтового апарата визначається крупністю корисних мінералів. При їх крупності в межах 0,1 – 3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05 – 0,2 мм використовують гвинтові шлюзи. Принцип дії гвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише формою жолоба: у шлюзу – прямокутна, у сепаратора – частина круга або еліпса (профіль жолоба є ноу-гау фірм-виробників).

Гвинтовий сепаратор (рис. 3.25) являє собою нерухомий спіральний жолоб 1 з вертикальною оссю 2, яка служить йому опорою. У завантажувальний пристрій 3, що знаходиться в верхній частині жолоба, подається попередньо класифікована руда разом із водою.

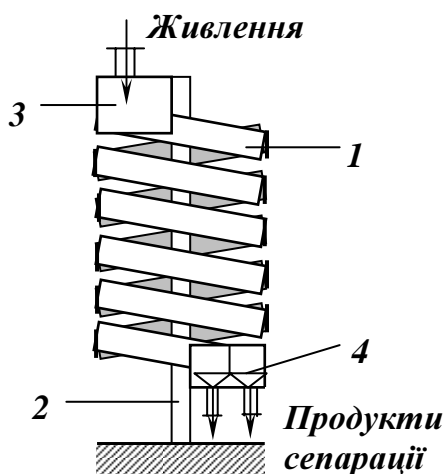


Рис.3.25 – Схема гвинтового сепаратора:

- 1 – гвинтовий жолоб;
- 2 – опора;
- 3 – завантажувальний пристрій;
- 4 – розвантажувальний пристрій.

Друга частина води подається безпосередньо у жолоб. Пульпа поздовжніми струменями висотою 6 – 15 мм під дією сил ваги стікає вниз по гвинтовому жолобу. В процесі руху по жолобу матеріал у пульпі розділяється за густиною. Зерна важких мінералів концентру-

ються в придонній частині жолоба (важке “ядро”), а зерна легких мінералів виносяться в верхні шари потоку і зносяться вниз з більшою швидкістю, ніж важкі.

Одночасно, крім поздовжніх струменів, у пульпі утворюються поперечні циркулюючі потоки. Під дією поперечних потоків і відцентрових сил, що виникають під час криволінійного руху, відбувається розшарування зерен за густиною в радіальному напрямку. Легкі зерна під дією відцентрових сил і поперечних водних потоків переміщуються у периферійну зону жолоба і концентруються біля його зовнішнього борту. Величина відцентрових сил, що діють на зерна важких мінералів, які концентруються в придонній зоні, значно менша, ніж у верхніх шарах. Також в придонній зоні поперечні водні потоки і відцентрові сили діють у протилежних напрямках. Тому зерна важких мінералів концентруються біля внутрішнього борту жолоба. Розшарування основної маси зерен за густиною закінчується після проходження пульпою двох-трьох витків, далі зерна рухаються униз по траєкторіях, близьких до гвинтових ліній. Важкий продукт розвантажується відсікачами з верхніх витків, промпродукт – з нижніх витків, а легкий продукт – в кінці жолобу.

Жолоби гвинтових апаратів виготовляють з чавуну, алюмінієвих сплавів, пластмас. Число жолобів у гвинтових сепараторах і шлюзах може бути від 1 до 4.

Умовні позначки гвинтових апаратів наведені в табл. 3.6.

Таблиця 3.6. – Умовні позначки гвинтових апаратів

Літерні позначки	Цифрові позначки	
	Перша цифра	Останні цифри
СВ – сепаратор гвинтовий ШВ – шлюз гвинтовий	Число жолобів	Діаметр жолоба, м

Продуктивність гвинтових апаратів залежить від діаметра витків жолоба, кута підйому гвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шлаків приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_o \delta_{вих} D^2 m \left(d_{max} \frac{\delta_e - l}{\delta_l - l} \right)^{0,5}, \text{ т/год}, \quad (3.27)$$

де k_o – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_o = 0,4$; для легкозбагачуваних – $k_o =$

0,7); $\delta_{вих}$, δ_v , δ_l – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; t – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питоμο-важких частинок у живленні, мм.

Схема збагачення титановмісних розсипних руд з використанням гвинтових сепараторів наведена на рис. 3.26.

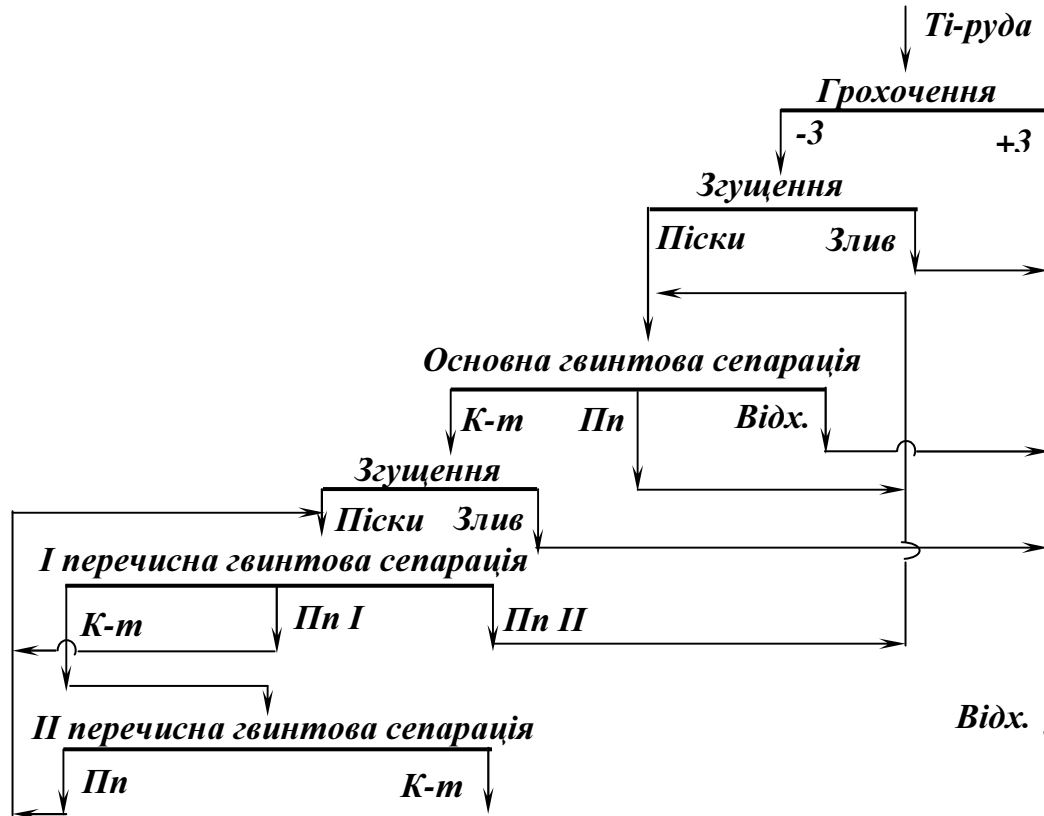


Рис. 3.26. – Схема збагачення титановмісної розсипної руди з використанням гвинтової сепарації.

Схема збагачення вугільних шламів крупністю 0–3 мм гвинтовою сепарацією наведена на рис. 3.27.

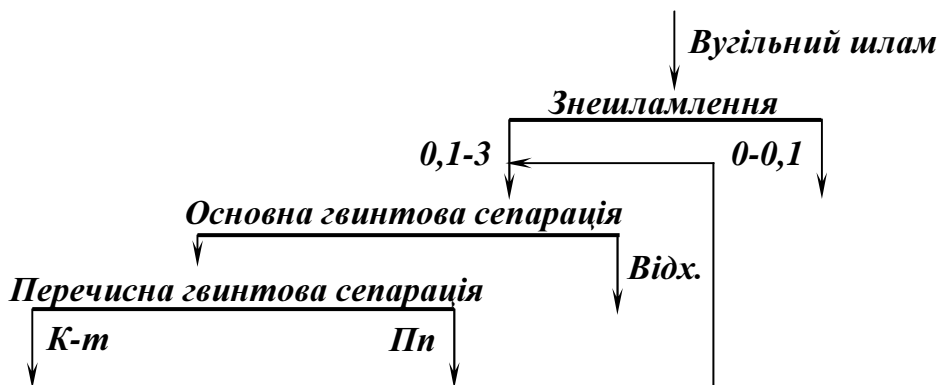


Рис. 3.27. – Схема збагачення вугільних шламів гвинтовою сепарацією.

Вилучення корисної копалини до концентрату у гвинтових сепараторах становить до 90-97%. Вміст твердого в пульпі 15-25%. Продуктивність сепараторів по твердому в середньому 1-12 м³/год і більше. Оптимальна продуктивність на вугіллі складає 10-15 т/год. При зольності вихідного вугілля 16-36%, крупності –3,5 мм, процес МГС дозволяє отримати концентрати зольністю 5-12% і відходи зольністю від 54-55% до 75-80%.

3.4.5. Протитечійна водна сепарація

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. Принцип дії протитечійних апаратів полягає у формуванні зустрічних транспортних потоків продуктів розділення. Потік легких фракцій є попутним потоку води, а важких – зустрічним. Ефективність розділення підвищується за рахунок рециркуляції частини збагачуваного матеріалу в межах робочої зони.

Протитечійна сепарація реалізується з використанням крутопохилих (КНС) і шнекових (СШ) сепараторів.

Крутопохилі сепаратори використовуються для збагачення розубоженого вугілля, крупнозернистих шламів і механізації вибірки породи крупністю до 150 мм.

Крутопохилий сепаратор (рис.3.28) являє собою прямокутний короб 1, нахилений під кутом 46 – 54° до горизонту. Всередині корпусу 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

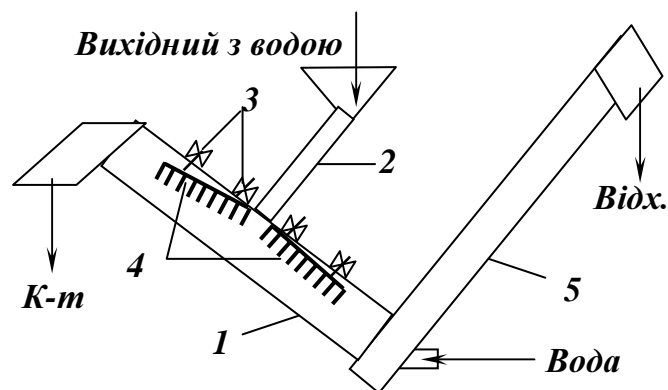


Рис. 3.28 – Схема крутопохилого сепаратора:
1 – робочий канал;
2 – завантажувальний жолоб;
3 – гвинтові регулятори;
4 – деки;
5 – елеватор.

каналу і створюють змінне поле швидкостей потоку, яке забезпечує сприятливі умови для розділення матеріалу в робочій зоні.

Вихідний матеріал безперервно по завантажувальному жолобу 2 подається в центральну частину каналу 1. Одночасно у нижню частину каналу через башмак елеватора 5 надходить із заданою швидкістю вода. Важкі фракції випадають у придонний шар і рухаються назустріч потоку води. Легкі фракції виносяться потоком води вгору і розвантажуються через зливний поріг сепаратора.

Ефективність роботи крутопохилого сепаратора залежить від кута нахилу корпусу апарата, положення дек і витрат води, що подається у башмак елеватора, а також разом з вихідним матеріалом.

Шнекові сепаратори використовуються для збагачення енергетичного вугілля крупністю 6 – 25 і 13 – 100 мм.

Шнековий сепаратор горизонтальний (рис. 3.29) складається з циліндричного корпусу 1, шнека 2 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 лійку 6 у верхній частині корпусу. Вода в апарат подається через тангенціальний патрубок 7, далі вона рухається по гвинтовому каналу, що створюється внутрішньою стінкою корпусу і шнеком, у напрямку гвинтового потоку. Швидкості водного потоку і обертання шнека підбираються так, щоб ефективність розділення матеріалу була найбільшою при мінімальних витратах води.

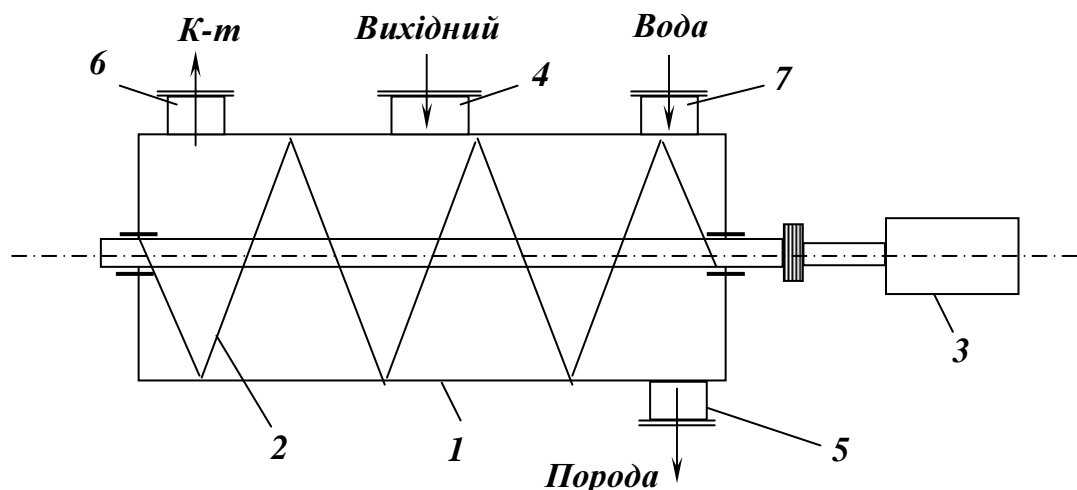


Рис. 3.29. – Схема шнекового сепаратора:

- 1 – корпус; 2 – шнек; 4; 3 – привод; 4 – завантажувальна лійка;
5 – лійка розвантаження породи; 6 – лійка розвантаження концентрату; 7 – тангенціальний патрубок введення води.

Вихідний матеріал подається через завантажувальну лійку всередину робочої зони сепаратора, де на ділянці один-півтора витка

здійснюється основне збагачення і формування двох транспортних потоків, що спрямовані у протилежні боки – до концентратної і породної розвантажувальних лійок.

Частинки матеріалу рухаються у сепараторі за складними гвинтовими траєкторіями, при цьому частота їх обертання навколо вала шнека визначається густиною і крупністю. Частинки, у яких частота обертання близька до частоти обертання водного потоку, переміщуються разом з ним до концентратної лійки. Частинки, у яких частота обертання менша частоти обертання водного потоку, транспортуються шнеком до породної лійки. Густина розділення визначається головним чином витратами води, частотою обертання шнека і навантаженням на сепаратор.

Сепаратор шнековий вертикальний відрізняється від горизонтального тим, що завантаження здійснюється через порожній вал і привод, розташований знизу. Але принцип дії вертикального сепаратора аналогічний принципу дії горизонтального.

Умовні позначки протитечійних сепараторів наведені в табл. 3.7.

Таблиця 3.7. – Умовні позначки протитечійних сепараторів

Літерні позначки	Цифрові позначки
КНС – крутопохилий сепаратор	BL – ширина і довжина каналу, дм
СШ –сепаратор шнековий горизонтальний	D –діаметр шнека, дм
СВШ – сепаратор шнековий вертикальний	D –діаметр шнека, дм

Схема породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора наведена на рис. 3.30.

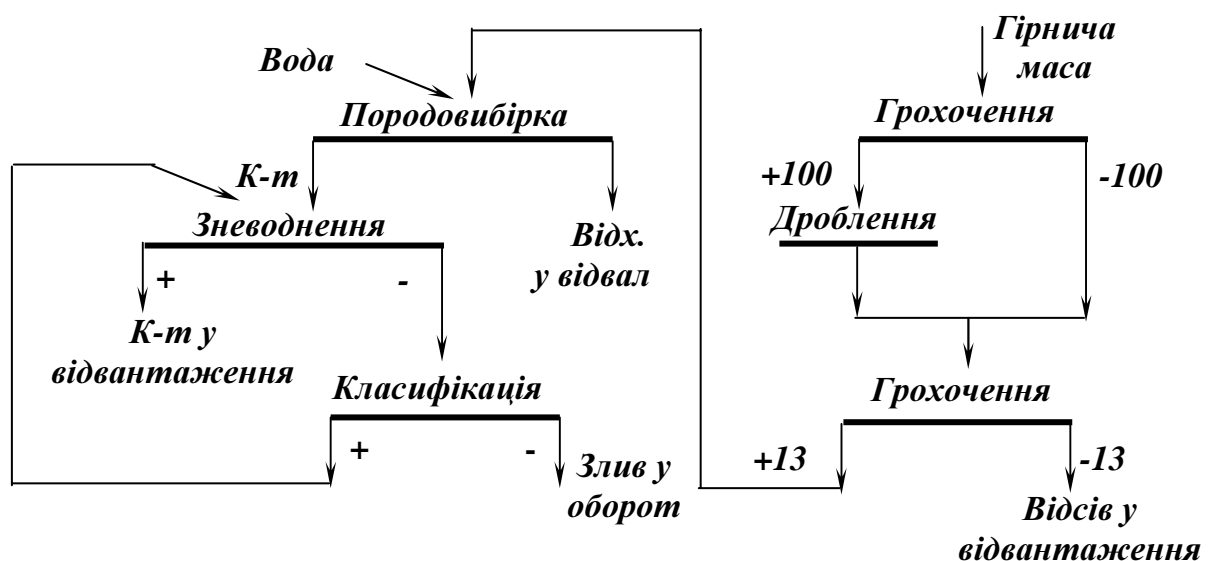


Рис. 3.30. – Схема механізованої породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора.

Протитечійна водна сепарація характеризується порівняно низькими капітальними та експлуатаційними затратами, простотою компонувань рішень і високою ефективністю процесу.

3.5. ПРОМИВКА

Промивка – процес дезинтеграції глинистого матеріалу, що міститься в руді, з одночасним відділенням його від рудної частини під дією гідродинамічних і механічних сил.

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компакту масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. У гірничій масі глинисті домішки можуть знаходитися у вигляді 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.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини, дезинтеграція і відділення якої здійснюється промивкою. У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і крупних класів, що не містять корисного компонента.

Залежно від вмісту в руді глинистих фракцій, питомої витрати електроенергії на промивання і числа пластичності руди підрозділяються на три групи: легкопромивні, середньопромивні і важкопромивні.

Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивка використовується як підготовчий процес перед подальшим збагаченням.

Промивка широко використовується при переробці залізних і марганцевих руд, розсипів благородних, кольорових і рідкісних металів, нерудних будівельних матеріалів, кварцових пісків, каоліну, фосфоритів, вапняків.

Для промивання застосовують бутари, скрубери, мийки вібраційні, похилі і горизонтальні коритні. Дезинтеграція і відділення глинистих домішок від таких легкопромивних корисних копалин, як фосфоритові руди, будівельні матеріали, скляні піски, може здійснюватися з використанням механічних і гідравлічних класифікаторів, грохотів, гідроциклонів.

Бутари і барабанні грохоти (рис. 2.6) застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони ма-

ють велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів певної крупності. Основний недолік бутар – велика витрата води (до $10 \text{ м}^3/\text{т}$).

Скрубери застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 500 мм або як апарат для попередньої дезинтеграції глинистого матеріалу перед промиванням у коритній мийці.

Скрубери (рис. 3.31), на відміну від барабанних грохотів, мають глухий барабан 1 з торцевими кришками 2, які обладнані горловиною 3 для завантаження вихідного матеріалу і горловиною 4 для розвантаження дезинтегрованого матеріалу.

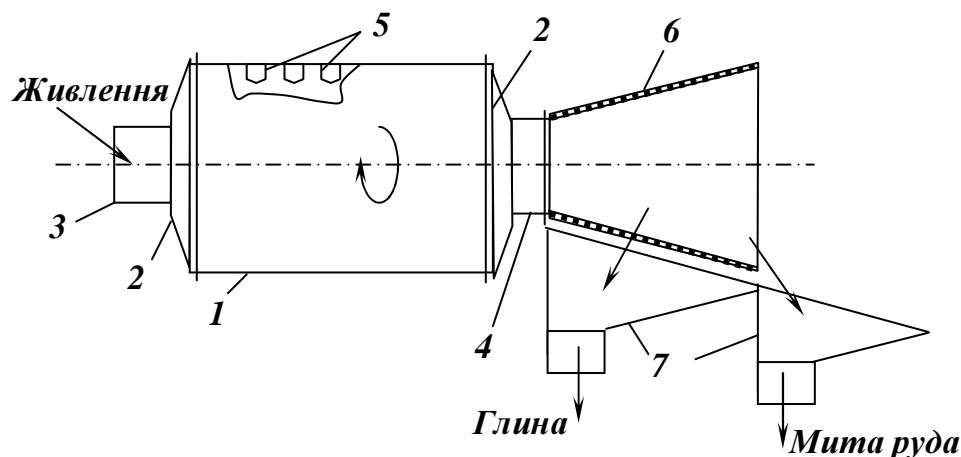


Рис. 3.31. – Схема скрубер-бутари:

- 1 – барабан; 2 – торцеві кришки; 3 – завантажувальна горловина;
4 – розвантажувальна горловина; 5 – пристрої для дезинтеграції матеріалу; 6 – бутара; 7 – пристрої для розвантаження продуктів промивки.

Кут нахилу осі скрубера – $3 - 6^\circ$. В обертовий барабан безперервно подається матеріал і вода (ступінь заповнення барабана – 25 %). Для інтенсифікації дезинтеграції матеріалу барабан усередині футерується і армується спеціальними пристроями (виступами) 5, а також у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. Недоліком скруберів є видача некласифікованого митого продукту. Цей недолік, як правило, усувається з'єднанням скрубера з бутарою 6.

Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання при порівняно невеликій витраті води (до $4 \text{ м}^3/\text{т}$).

Вібромийки 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.

Вібромийка (рис. 3.32) являє собою агрегат із двох рядів труб 1 і 2, що установлені на амортизаторах 3. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезинтеграційні труби 1 верхнього ряду з глухими стінками.

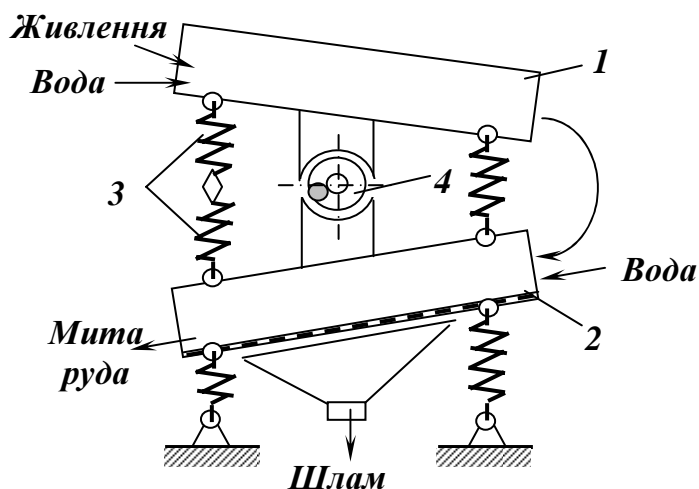


Рис. 3.32. – Схема вібромийки:
1 – дезинтеграційна труба;
2 – промивна труба;
3 – амортизатори;
4 – вібратор.

Тут під дією кругових коливань, що створюються дебалансним вібратором 4, глинисті домішки відділяються і матеріал переміщається в промивні труби 2 нижнього ряду з перфорованими стінками. У нижніх трубах завершується процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу.

Вібромийки характеризуються малими габаритами і невеликими питомими витратами електроенергії і води.

Похилі і горизонтальні коритні мийки застосовують при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним чином важкопромивних. Крупність живлення для апаратів цього типу звичайно не перевищує 100 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 3.33) складаються із похилої ванни 1, усередині якої розташовані два вали 2 з лопатями, що обертаються назустріч один одному. Кут нахилу ванни складає 15 – 17°.

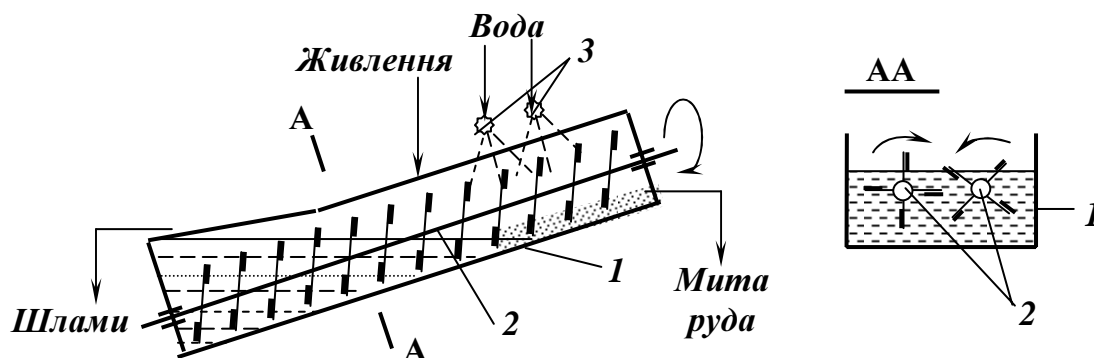


Рис. 3.33. – Схема похилої коритної мийки:
1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – сопла.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається під тиском через сопла 3. Під дією обертових лопатей руда перемішується, дезінтегрується і транспортується по дну ванни вгору до розвантажувального кінця. У середній частині ванни для відмивки шламів передбачено зрошення водою, що подається під тиском через сопла 3. Відмиті шлами з водою виходять через зливний поріг.

Горизонтальна бичова промивальна машина (рис. 3.34) складається з трьох паралельно розміщених відділень А, Б, В. Перші два відділення призначені для дезінтеграції руди, а третє – для промивки.

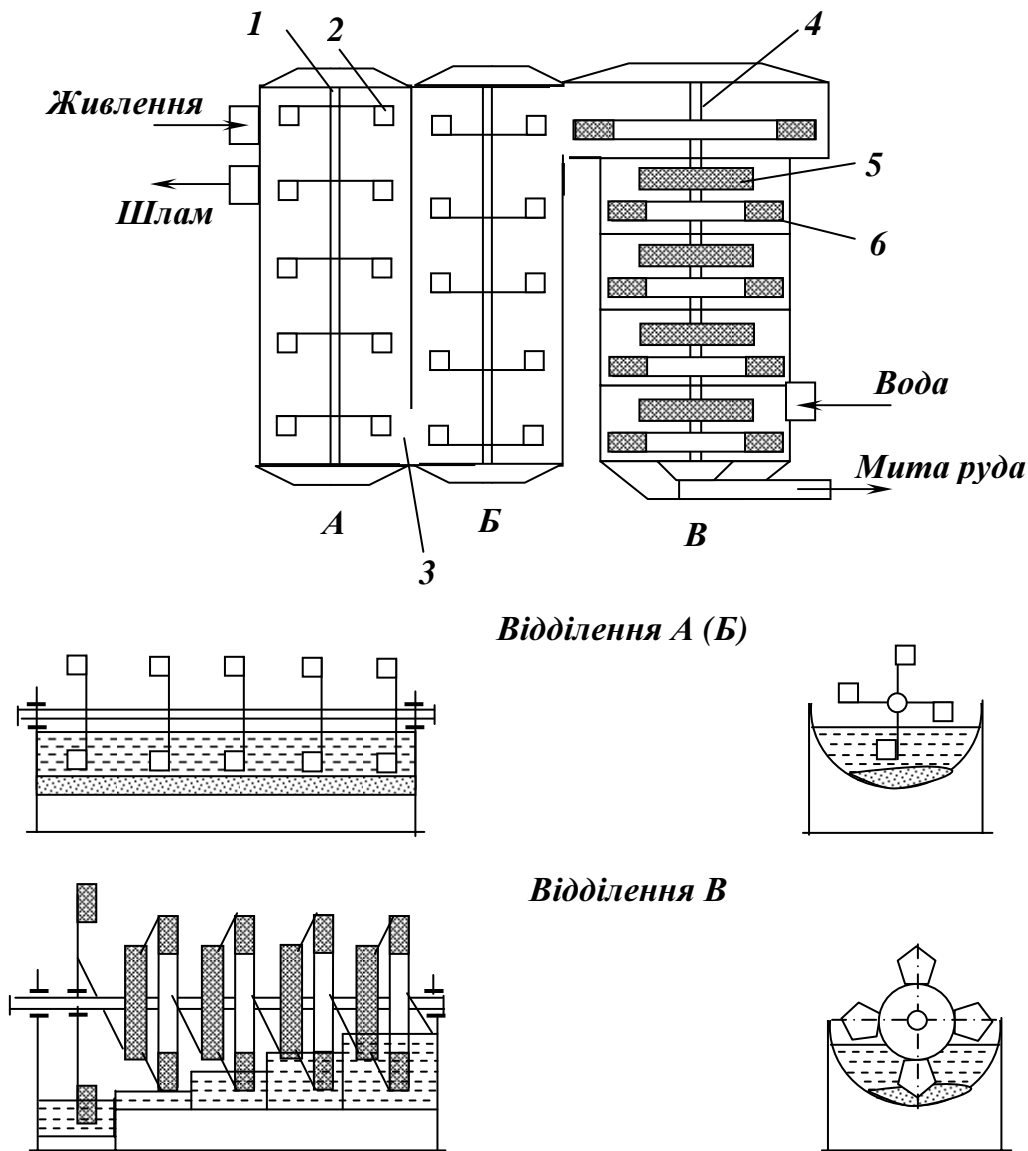


Рис. 3.34. – Схема горизонтальної бичової промивальної машини:
1, 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти;
6 – черпакові елеватори.

Відділення дезинтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал 1. На валу 1 по гвинтовій лінії закріплені бичі 2. В відділенні дезинтеграції А руда з допомогою спіральних розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно 3 у перегородці переходить в друге відділення дезинтеграції Б. Тут процес здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Промивне відділення В являє собою ванну, розділену перегородками на окремі камери. Вздовж ванни встановлено вал 4, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти 5 і колісні черпакові елеватори 6 (по одному на кожен камеру). Барабанні грохоти призначені для інтенсифікації промивки руди, а черпакові елеватори – для послідовного транспортування матеріалу з камери в камеру. На внутрішній поверхні грохотів закріплені смуги у вигляді спіралі, які сприяють переміщенню матеріалу. Дріб'язок при цьому просіюється через отвори сита. Напрямок руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу). Шлами і глина видаляються з водою через зливний поріг у відділенні А.

До переваг коритних мийок варто віднести високу ефективність, надійність конструкції, невелику витрату води. Основними недоліками коритних мийок є підвищена витрата електроенергії і значне шламування (ошламлювання) корисних компонентів у процесі промивання.

Умовні позначки промивальних машин наведені в табл. 3.8.

Таблиця 3.8. – Умовні позначки промивальних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки
С – скрубер СБ – скрубер-бутара	D – діаметр барабана скрубера, м
ГБ – грохот барабанний	D – діаметр барабана, м
ВМ – вібромийка	Q – продуктивність, м ³ /год
К – коритна похила мийка	D-L – діаметр лопатей і довжина ванни, м
МБМ – машина бичова промивальна	D – діаметр лопатей, м

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.

ві. Дезінтеграція важкопромивних руд здійснюється звичайно за багатоопераційною схемою (рис. 3.35): на першій стадії, як правило, застосовуються скрубери або вібраційні апарати, на другій і третій – коритні мийки. Такі схеми забезпечують високу ефективність промивання (до 95 %) при вмісті в матеріалі до 30 % пластичних глин.

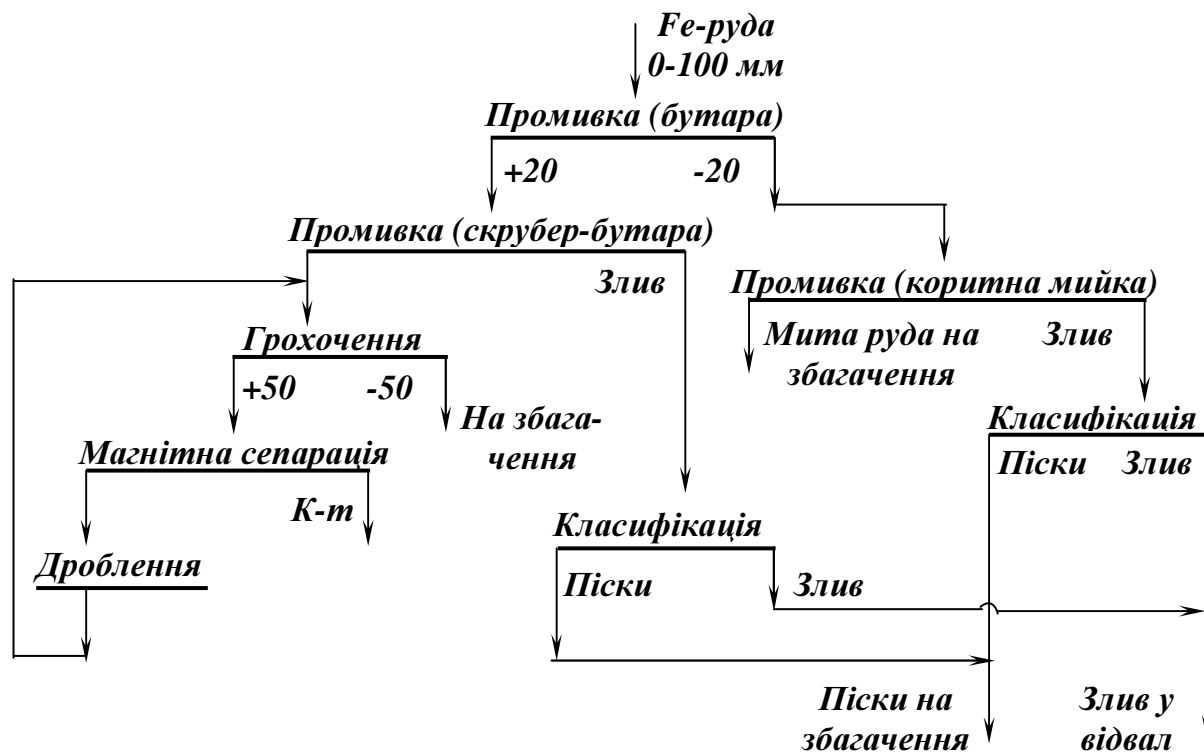


Рис. 3.35. – Схема промивки залізної руди.

Продуктивність промивних машин визначається за витратою електроенергії, необхідної для промивання 1 т матеріалу:

$$Q = N\eta / q, \text{ т/год}, \quad (3.28)$$

де N – установлена потужність електродвигунів, кВт; η – коефіцієнт використання потужності двигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); q – питома витрата електроенергії на промивання матеріалу, кВт·год/т.

3.6. ПНЕВМАТИЧНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

Пневматичне збагачення включає процеси розділення корисних копалин у повітряному середовищі.

Рух тіл у повітряному середовищі є різновидом руху тіл у рідині з поправками на малу густину ($1,23 \text{ кг/м}^3$) та в'язкість ($0,000018 \text{ Па}\cdot\text{с}$). В цьому випадку формули для визначення швидкості вільного падіння (2.43)-(2.45) набувають вигляду:

– в турбулентному режимі ($d > 2$ мм):

$$V_0 = 4,61 \cdot \sqrt{d\delta}, \text{ м/с}, \quad (3.29)$$

– в перехідному режимі ($0,1 \leq d \leq 2$ мм):

$$V_0 = 40,6d \cdot \sqrt[3]{\delta^2}, \text{ м/с}, \quad (3.30)$$

– в ламінарному режимі ($d < 0,1$ мм):

$$V_0 = 30278 \cdot d^2 \delta, \text{ м/с} \quad (3.31)$$

Для визначення швидкості стисненого руху використовують звичайно формулу (2.52). Коефіцієнт рівнопадіння визначається без урахування густини середовища:

$$e = (\delta_2 / \delta_1)^n, \quad (3.32)$$

Величина коефіцієнта рівнопадіння у повітряному середовищі в 2 – 3 рази менша, ніж у водному, тому при розділенні у повітряному середовищі шкала класифікації повинна бути вужчою.

Процеси пневматичного збагачення характеризуються спрощеною технологією, їх переваги полягають у простоті схем збагачення, менших капітальних витратах, собівартості процесу і енергомісткості, відсутності потреб у воді і операції зневоднення. Основний недолік пневматичних процесів – їх низька технологічна ефективність. Тому пневматичні процеси мають обмежене застосування – переважно для збагачення бурого та легкозбагачуваного кам'яного вугілля. Машини для пневматичного збагачення розділяють на *пневматичні сепаратори* і *пневматичні відсаджувальні машини*.

Пневматичні сепаратори (рис. 3.36) використовують для збагачення вугілля крупністю 6 (13) – 50 (75) мм.

Сепаратор являє собою герметичний короб з двома півдеками 1, що одержують зворотно-поступальний рух від приводного механізму 2. На півдеках, покритих рашпільними ситами з отворами трикутної форми розміром 3 мм, укріплені рифлі 3, розташовані під кутом до осі сепаратора. Напівдеки мають регульований поперечний і подовжній нахил. Кожна півдека розділена на три поля, під якими змонтовані повітряні коробки 4, з'єднані патрубками повітропроводу з вентилятором 5.

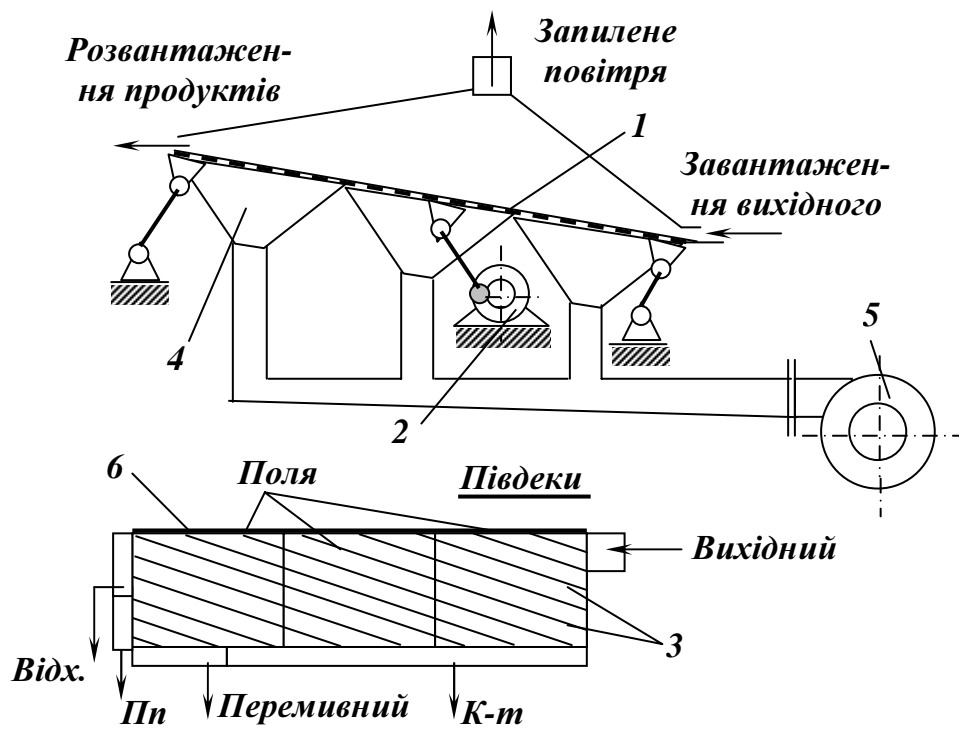


Рис. 3.36. – Схема повітряного сепаратора:
1 – півдеки; 2 – привод; 3 – рифлі; 4 – повітряні коробки;
5 – вентилятор; 6 – відбійний брус.

Вугілля через завантажувальний пристрій подається в нижню зону деки сепаратора. Під дією безупинного або пульсуючого повітряного струменя матеріал розшарується за густиною і крупністю.

Зерна вугілля, займаючи верхні шари постелі, скочуються через рифлі в поперечному напрямку і розвантажуються уздовж бортів півдек. Порода осаджується в жолобках між рифлями і під дією коливальних рухів коробка переміщається до середини деки до відбійного бруса 6, а потім уздовж його до приймального жолоба. В результаті утворюється характерне віяло продуктів збагачення (рис. 3.37).

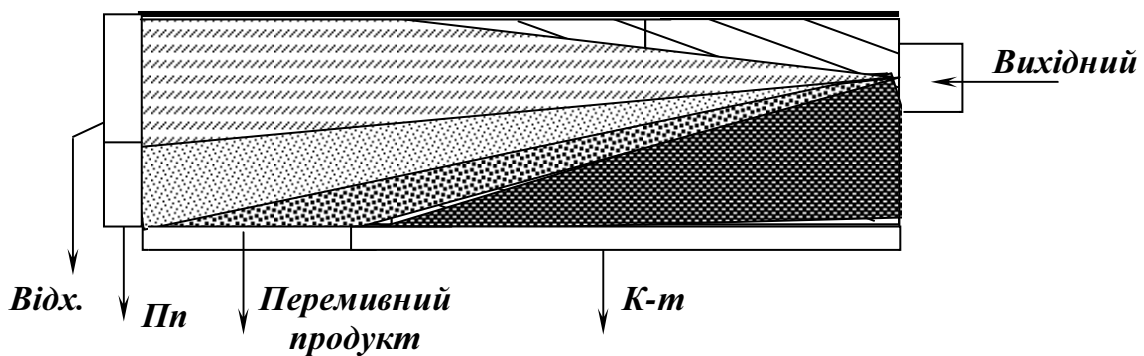


Рис. 3.37. – Схема розподілу продуктів на півдеці пневматичного сепаратора.

За час сепарації певна частина матеріалу не встигає розділитися і видаляється з деки столу у вигляді механічної суміші зерен різної густини і крупності. Ці зерна створюють перемивний продукт і підлягають перезбагаченню.

Пневматичні відсаджувальні машини (рис. 3.38) використовують для збагачення дрібного вугілля крупністю до 13 мм і вологістю не вище 5 %.

Відсаджувальна машина складається з герметичного корпусу 1, у якому під кутом 10 - 11° до горизонту встановлено нерухоме решето 2. Під першим решетом змонтовано друге 3, а проміжок між ними заповнено фарфоровими кулями 4 (штучна відсаджувальна постіль). По довжині робоча поверхня складається з трьох секцій. Кожна секція обладнана пристроями для розвантаження продуктів збагачення: кишнями 5, секторними затворами 6 і шнеками 7. Простір під решетами являє собою розподільчу повітряну камеру, до якої повітря надходить від вентилятора. Пульсації повітря створюються ротаційними пульсаторами 8. Розрівнювання вихідного матеріалу, що надходить у відсаджувальну машину, здійснюється шарнірно підвішеною зональною плитою 9.

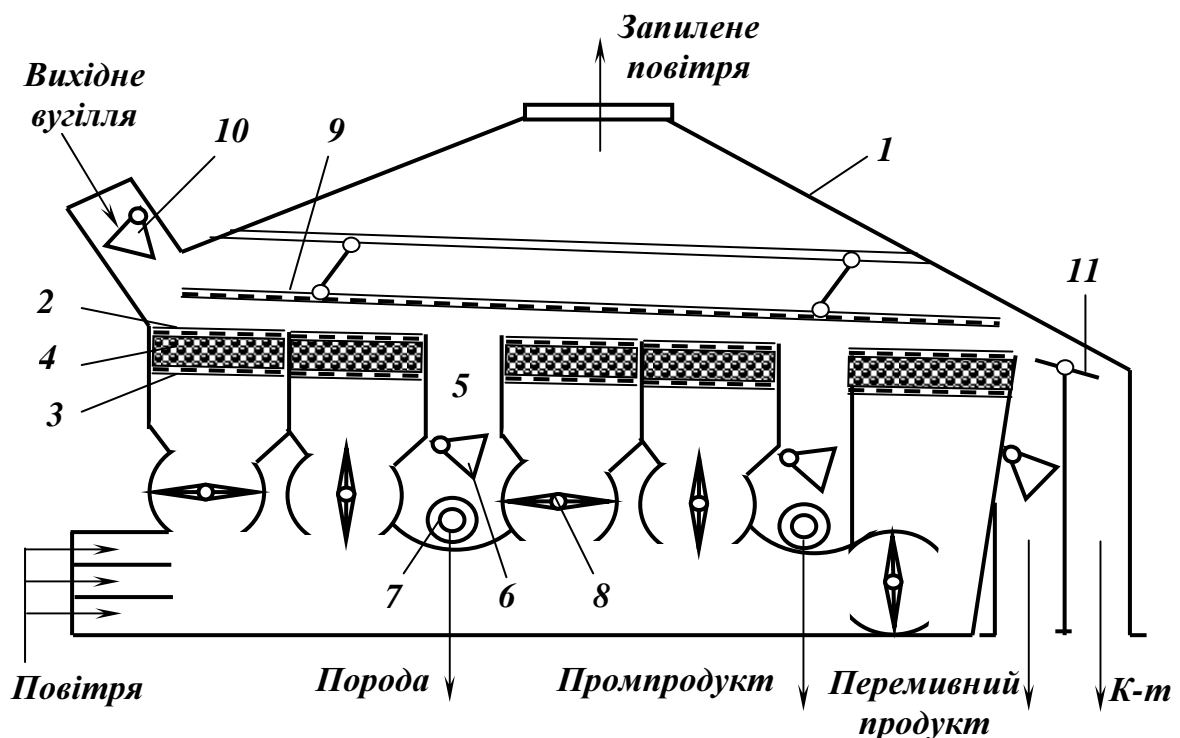


Рис.3.38. – Схема повітряної відсаджувальної машини:

- 1 – корпус; 2 – решето верхнє; 3 – решето нижнє; 4 – фарфорові кулі;
- 5 – розвантажувальна кишня; 6 – секторний затвор; 7 – шнек;
- 8 – ротаційний пульсатор; 9 – зональна плита;
- 10 – секторний живильник; 11 – відсікач.

Вихідне вугілля секторним живильником *10* подається на решето відсаджувальної машини. Під дією пульсацій потоку повітря відсаджувальна постіль розшарується і переміщується до розвантажувального кінця машини. При збагаченні одержують чотири продукти. Поріг перед другою секцією затримує породу, яка розвантажується із машини через першу кишеню. На другій секції відбувається подальше розшарування матеріалу з виділенням промпродукту, який розвантажується у другу кишеню. Решта матеріалу розшарується 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.

Умовні позначки пневматичних машин наведені в табл. 3.9.

Таблиця 3.9. – Умовні позначки пневматичних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки
СП – сепаратор пневматичний	Q – продуктивність сепаратора
ПОМ – пневматична відсаджувальна машина	1М, 2М – модифікація

Технологічні схеми пневматичного збагачення звичайно включають суху класифікацію на машинні класи 6 (13) – 50 (75) і 0 – 6 (13) мм (рис. 3.39).

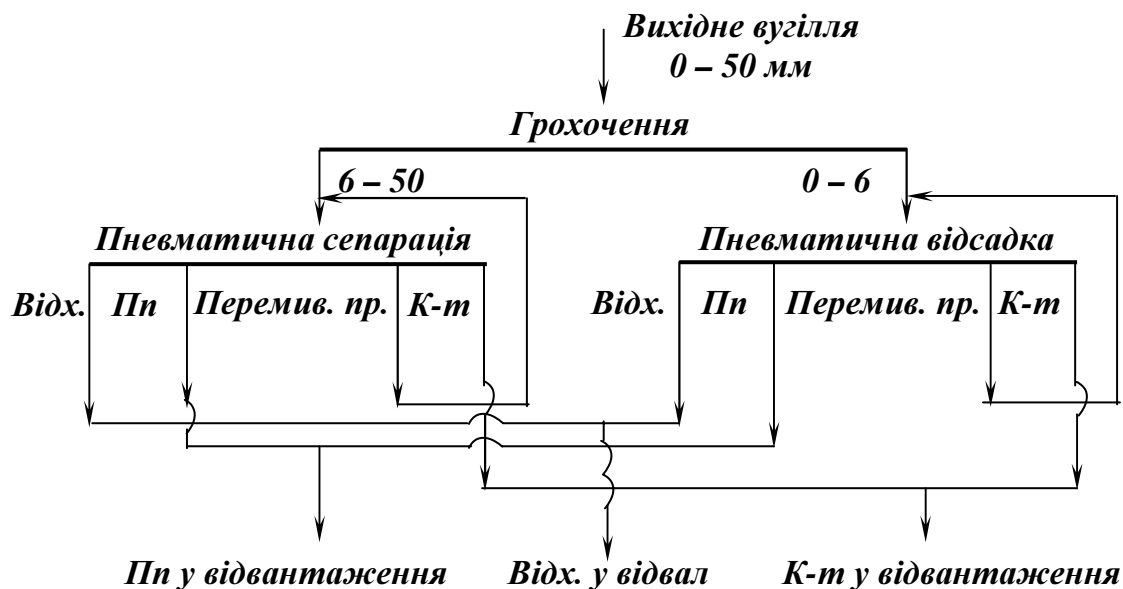


Рис. 3.39. – Схема пневматичного збагачення вугілля.

Крупний клас збагачується сепарацією, а дрібний клас або збагачується відсадкою, або приєднується до концентрату сепарації в незбагачуваному стані.

Дуже перспективним може бути *метод збагачення корисних копалин у аеросуспензіях*. Метод базується на використанні принципу псевдозрідження тонкодисперсних сипучих матеріалів під дією проникаючих через шар матеріалу вертикальних повітряних потоків. Аеросуспензії, що виникають при псевдозрідженні, застосовуються як сухе важке середовище для гравітаційного розділення частинок різної густини. Як дисперсна фаза аеросуспензії використовуються порошкоподібні сипучі матеріали – пісок, тонкодисперсний магнетит, галеніт, апатит, оолітова бурозалізнякова руда, гранульований феросиліцій та інші матеріали крупністю 0,15-0,5 мм. Для створення однорідної аеросуспензії необхідно забезпечити рівномірний розподіл повітряного потоку на елементарні струминки з мінімальним перерізом. Такі умови мають місце при використанні пористих перегородок із технічної повсті і пористої кераміки з діаметром пор 15 мкм. У промислових умовах для збагачення вугілля крупністю 25-100 мм застосовується, зокрема, сепаратор СВС-100 (сепаратор повітряний суспензійний продуктивністю 100 т/год).

3.7. ФЛОТАЦІЯ

3.7.1. Сутність процесу флотації і галузі використання

Флотація – один з основних процесів збагачення дрібних корисних копалин, який базується на відмінностях у поверхневих фізико-хімічних властивостях різних мінералів, що обумовлює їх різну змочуваність і вибіркову здатність деяких мінералів до закріплення на поверхні розділу фаз з наступним їх спливанням та нагромадженням на поверхні пульпи. Процес у своєму класичному варіанті ґрунтується на вибіркового спливанні частинок корисної копалини на поверхню разом з бульбашками повітря.

Змочуваність – явище взаємодії поверхні мінеральних частинок з молекулами води під впливом неврівноважених сил молекулярного притягання на поверхні мінеральної частинки. Змочуваність залежить від величини вільної поверхневої енергії частинки. При великому запасі вільної поверхневої енергії поверхня частинки добре змочується водою, при малому – погано. За змочуваністю водою поверхні твердих тіл класифікують на незмочувані – гідрофобні і добре змочувані водою – гідрофільні.

Сфера застосування. Флотація застосовується для збагачення широкого діапазону руд (більшість руд кольорових та рідкісних металів, апатитових, фосфоритових, графітових, борних та інших руд), вугілля, сірки, флюориту, калійних солей та інших корисних копалин.

Класифікація флотаційних процесів. За об'єктом флотування розрізняють флотацію мінеральну, вугільну, йонну, органічних сполук. За характером флотуючої поверхні – пінну, плівкову, масляну, на носіях (рис. 3.40). Крім того, розрізняють флотацію соляну, електролітичну, а також флотогравітацію.

В залежності від схемних рішень розрізняють флотацію основну, перетисну, контрольну, стадіальну.

В залежності від того, в якому з продуктів знаходиться концентрат, розрізняють пряму флотацію (корисна речовина у пінному продукті) та зворотну флотацію (корисна речовина у камерному продукті).

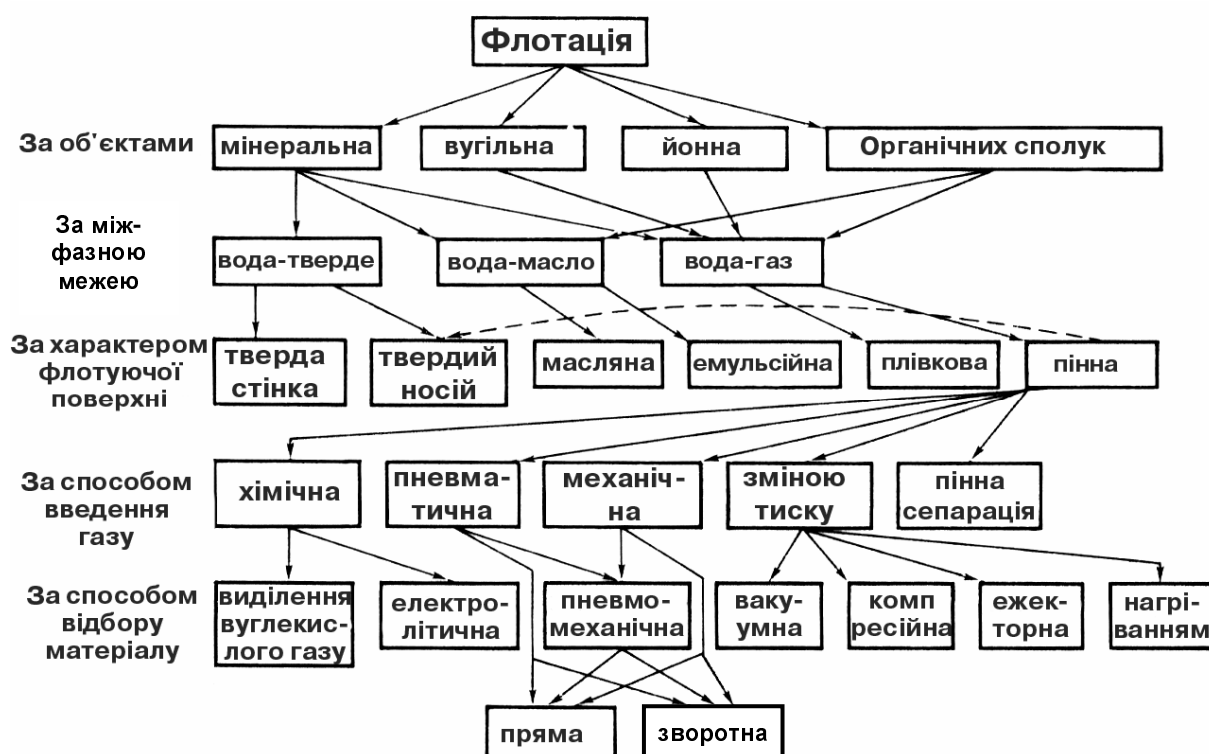


Рис. 3.40. – Класифікація флотаційних процесів.

Основні історичні способи флотації: масляна, плівкова і пінна. Специфічні різновиди процесу флотації – пінна сепарація, флотогравітаційний процес, йонна, електролітична флотація. Зупинимося на них докладніше.

Масляна флотація полягає у вибіркового прилипанні гідрофобних частинок до крапель масла, яке подають у пульпу. Комплекси «мінерал-масло», які при цьому утворюються, спливають на поверхню пульпи, оскільки густина цих комплексів менша густини води. На поверхні пульпи ці комплекси утворюють шар гідрофобного продукту. Не змочувані маслами частинки залишаються у пульпі у завислому стані – це камерний продукт.

Процес масляної флотації було вперше запропоновано В.Хайнсом у Великобританії в 1860 р. Застосовувався для збагачення сульфідних руд та вугілля. Але в подальшому процес не знайшов широкого застосування в практиці збагачення через значні витрати дорогого масла. Похідними від нього можна вважати масляну грануляцію, сферичну (селективну) агломерацію, різноманітні схеми і способи реалізації яких як спеціальних процесів збагачення тонких класів гідрофобних матеріалів (головним чином вугілля) запропоновано в Японії, США, Канаді, Україні, Індії, Німеччині, Росії, Австралії та ін.

Плівкова флотація – процес розділення мінералів на поверхні води в залежності від змочуваності тонкоподрібнених частинок, що обережно подаються на поверхню води. Тонка плівка, утворена на поверхні води за допомогою флотаційних реагентів, утримує природно гідрофобні частинки. А гідрофільні – тонуть. Технологія розроблена А.Нібеліусом, США, 1892 р. та А.Мак-Куїстеном, Великобританія, 1904 р. Самостійного значення процес плівкової флотації не має, він застосовується рідко, в основному в процесі флотогравітаційної доводки олов'яних і вольфрамових концентратів.

Пінна флотація – найбільш поширений різновид флотації. Пінна флотація ґрунтується на здатності погано змочуваних водою мінеральних частинок (гідрофобних) прилипати до бульбашок повітря, які виникають при аерації пульпи. Комплекси «мінерал-повітря» спливають на поверхню пульпи, утворюючи пінний продукт. Змочувані водою мінеральні частинки залишаються завислими у пульпі і утворюють камерний продукт. Для підсилення різниці в змочуваності мінеральних частинок пульпа обробляється спеціальними флотаційними реагентами.

У процесі пінної флотації оброблені реагентами частинки виносяться на поверхню води бульбашками повітря, утворюючи пінний шар. Для утворення бульбашок передбачалися різні методи: утворення вуглекислого газу за рахунок хімічної реакції, виділення газу з розчину при зниженні тиску – вакуумна флотація, енергійне перемішування пульпи (механічна флотація), пропускання повітря крізь дрібні отвори (пневматична флотація). Тонкодисперсні бульбашки для флотації з розчинів отримують також при електролітичному розкладі води з утворенням газоподібних кисню і водню (електрофлотація). Різноманітні способи утворення газових бульбашок і комбінації цих способів відповідають різним типам флотаційних машин. Концентрат може бути отриманий пінним (пряма флотація) або камерним продуктом (зворотна флотація); в останньому випадку флотації піддається пуста порода. Для проведення пінної флотації руду подрібнюють до крупності 0,5-1 мм у випадку природно-гідрофобних неметалічних корисних копалин з невеликою густиною (сірка, вугілля, тальк) і до 0,1-0,2 мм для руд металів. Для створення і посилення різниці в гідратованості мінералів, які розділяють, і надання піні достатньої стійкості до пульпи додаються флотаційні реагенти. Потім пульпа надходить до флотаційних машин. Утворення флотаційних агрегатів (частинок і бульбашок повітря) – аерофлокул відбувається при зіткненні мінералів з бульбашками, які вводяться до пульпи. Вдосконалення про-

цесу пінної флотації іде шляхом синтезу нових видів флотаційних реагентів, конструювання флотаційних машин, заміни повітря іншими газами (кисень, азот), а також впровадження систем управління параметрами рідкої фази флотаційної пульпи.

Пінна сепарація – процес розділення мінеральних частинок за їх змочуваністю при проходженні зверху вниз крізь шар рухомої піни, яка утворюється на поверхні аерованої рідини. Гідрофобні частинки концентруються у верхніх шарах піни, а гідрофільні вимиваються з піни потоком рідини, яка подається з потоком живлення на піну зверху. В піні створюються умови протитечійного руху частинок і бульбашок, що інтенсифікує процес розділення. Пінна сепарація має багато переваг у порівнянні з флотацією (менші тривалість, енерго- та металомісткість, більша крупність флотованих частинок), але великого поширення вона не одержала.

Флотогравітація – комбінований процес збагачення, який поєднує флотацію і гравітацію. Флотогравітація здійснюється на апаратах для гравітаційного збагачення (концентраційних столах, гвинтових сепараторах, відсаджувальних машинах та інших), в яких, завдяки обробці флотаційними реагентами і введенню до пульпи бульбашок повітря, утворюються аерофлокули певних мінералів, що мають меншу густину, ніж частинки, які не взаємодіють з повітряними бульбашками. Відмінність у густині, яка створюється при цьому, сприяє більш ефективному розділенню мінералів, ніж при звичайному гравітаційному збагаченні. В промисловості флотогравітацію використовують в основному для виділення сульфідних мінералів з гравітаційних олов'яних і вольфрамових концентратів.

Йонна флотація – спосіб флотації, процес вилучення йонів з розчину методом флотації, при якому як реагенти-збирачі використовують поверхнево-активні речовини (ПАР). Йон, який вилучається (колігенд), утворює з ПАР сполуку (сублат), що концентрується на поверхні спливаючих бульбашок і виноситься в піну. Для йонної флотації характерний невеликий шар нестійкої піни, у верхній частині якої утворюється т.зв. пінка (твердий гідрофобний продукт, що складається в основному з сублату). Можливі два механізми йонної флотації – адсорбційний і адгезійний. Для промислового використання більш прийнятним є адгезійний механізм, при якому забезпечується вилучення корисного компонента на рівні 90-99%. Для йонної флотації характерне вилучення крупних (сотні-тисячі мкм) агрегатів, що містять 97-99,9% води і складаються з окремих частинок розміром від часток до декількох мкм. Процес здійснюють у флотаційних машинах (пневмомеханічних, пневматичних та ін.). Перша в світовій практиці промислова установка йонної флотації створена в 1972 р. для отри-

мання молібденового концентрату. Цю флотацію доцільно застосовувати при вихідних концентраціях колігенду в інтервалі 10^{-5} - 10^{-2} моль/л, оскільки при великих концентраціях має місце дуже великий об'ємний вихід пінного продукту, а при менших – великі втрати ПАР.

В.О.Глембоцький та В.І.Класен виділяють такі різновиди йонної флотації:

власне йонна флотація (основана на взаємодії з йонами розчину протилежно заряджених йонів збирача, які раніше закріпилися на поверхні бульбашок повітря; застосовують для вилучення аніонів ортофосфорної к-ти четвертинними амонієвими сполуками, аніонів оксидів хрому – бромистим цетилетилдиметиламонієм, катіонів радіоактивних металів – алкілсульфатами);

йонна флотація гідрофобних осадів (основана на утворенні кольоровими металами зі збирачами нерозчинних у воді тонкодисперсних частинок, які флотуються дрібними бульбашками газів; застосовується для вилучення ртуті з промивних вод за допомогою ксантогенатів, нікелю, кобальту та ін. металів; вилучення осадів досягає 90-95%);

йонна флотація гідрофобізованих осадів (метали, що вилучаються, спершу переводять у осад, а потім флотують за допомогою збирачів; приклад – вилучення йонів важких металів зі стічних вод, осаджуючи їх фероціанідами калію і флотуючи осад желатиною; йони цинку після осадження їх у вигляді сульфідів флотують за допомогою лауриламину та ін.);

пінне фракціонування (основане на адсорбції поверхнево-активних йонів на поверхні бульбашок повітря, які виносять їх у пінний продукт; застосовують для очистки стічних вод від органічних речовин);

флотоекстракція (концентрування гідрофобних сполук у шарі органічної рідини, який покриває поверхню водного розчину, що аерується; комбінований процес, який поєднує флотацію та рідинну екстракцію).

Йонна флотація перспективна для вилучення: молібдену, вольфраму, скандію, германію, ренію, золота та ін., виділення металів з відносно бідних розчинів (десятки-сотні мг/л).

3.7.2. Фізико-хімічні основи флотації

Флотаційна пульпа являє собою багатофазну систему. Вона складається з твердої «Т» фази (дрібні мінеральні частинки), рідкої «Р» фази (вода) і газоподібної «Г» фази (бульбашки повітря). Результати флотаційного збагачення залежать від властивостей і структури фаз.

Всі речовини, що входять до складу рідкої фази пульпи, і речовини мінеральних комплексів залежно від властивостей і структури молекул діляться на аполярні (неполярні), полярні і гетерополярні.

Аполярні речовини – сполуки, в молекулах яких електричні центри позитивних і негативних зарядів збігаються, тому кінці молекул нейтральні. До аполярних речовин належать багато органічних рідин з симетричною будовою молекул (напр., насичені вуглеводні) і тверді речовини з насиченими ковалентними зв'язками. Аполярні речовини у воді не розчинюються, хімічно малоактивні і гідрофобні.

Полярні речовини – сполуки, в молекулах яких електричні центри позитивних і негативних зарядів не збігаються: один кінець молекули несе позитивний заряд, другий – негативний. Полярні речовини хімічно активні і при розчиненні у воді дисоціюють на йони. До полярних речовин належать неорганічні кислоти і їх солі, вода та ряд природних мінералів. Тверді полярні речовини гідрофільні.

Гетерополярні речовини – сполуки, молекули яких складаються з полярних і неполярних груп атомів, вони володіють одночасно властивостями полярних і неполярних сполук. Полярні кінці молекул гідрофільні і змочуються водою, а неполярні – гідрофобні і не змочуються водою. До гетерополярних речовин належать багато флотаційних реагентів. У флотаційній пульпі гетерополярні речовини адсорбуються на межі розділу фаз і створюють точно орієнтований шар. Орієнтація молекул залежить від полярності фаз: аполярний кінець гетерополярної молекули завжди спрямований у бік менш полярної фази.

Процес флотації здійснюється внаслідок так званого *елементарного акту флотації* (прилипання мінеральних частинок до бульбашок повітря). В основі елементарного акту флотації лежать фізико-хімічні явища, що протікають на межі розділу трьох фаз – твердої, рідкої і газоподібної. Найбільш важливі з них – змочуваність поверхні твердої фази і зміна її властивостей при сорбції флотореагентів.

Флотованість мінералів пояснюється на основі теорії гідратних шарів. Гідратний шар складається з упорядкованих диполів води, які знаходяться на межі розділу двох фаз. На *гідрофільній* поверхні (змочується водою) товщина гідратного шару велика, на *гідрофобній* (не змочується водою) цей шар або відсутній взагалі, або (за різного ступеня гідрофобності) тонкий і несучільний. Кількісною оцінкою змочуваності служить *крайовий кут змочуваності*, який утворюється дотичною до поверхні краплі (або бульбашки повітря) і поверхнею мінералу (рис. 3.41).

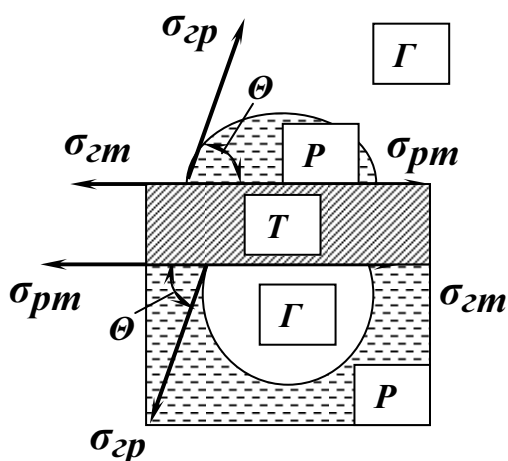


Рис. 3.41. – Схема сил поверхневого натягу на межі розділу трьох фаз.

Величина крайового кута змочуваності Θ змінюється від 0 до 180°. 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:

$$-\sigma_{zm} + \sigma_{pm} + \sigma_{zp} \cdot \cos\Theta = 0,$$

звідки

$$\cos\Theta = (\sigma_{zm} - \sigma_{pm}) / \sigma_{zp}, \quad (3.33)$$

де $\sigma_{zm}, \sigma_{pm}, \sigma_{zp}$ – поверхневий натяг на межі розділу фаз «газ-тверде», «рідина-тверде» і «газ-рідина», Н/м.

Менші значення крайового кута змочування відповідають гідрофільним поверхням, які добре змочуються водою. Навпаки, гідрофобним частинкам, на поверхні яких молекули води утримуються неміцно, відповідають більші значення крайового кута змочування. З поверхні гідрофобних частинок повітря та гідрофобний реагент легко витискує воду, а з поверхні гідрофільних частинок вода легко витискує повітря.

Таким чином, сила прилипання залежить від ступеня гідрофобності поверхні частинки, величини бульбашки і густини пульпи. Сила прилипання частинки до бульбашки повітря виражається рівнянням:

$$F = W\Delta_n g + \frac{\pi d^2}{4} \cdot \left(\frac{2\sigma_{zp}}{R} - H\Delta_n g \right), \text{ Н}, \quad (3.34)$$

де W – об'єм бульбашки, м³; Δ_n – густина пульпи, кг/м³; g – прискорення вільного падіння, м/с²; d – діаметр периметра злипання повітряної бульбашки з твердою поверхнею, м; σ_{zp} – поверхневий натяг на межі повітря-вода, Н/м; R – радіус верхньої частини повітряної бульбашки, м; H – висота бульбашки, м.

Феноменологічна схема пінної флотації. Феноменологічний метод передбачає поділ технологічного процесу на субпроцеси. Феноменологічна схема пінної флотації відображає послідовність та взаємозв'язок всіх елементарних фізичних та хімічних процесів, які мають місце при проведенні технологічного процесу флотації (рис. 3.42): кондиціонування, аерації, елементарного акту флотації, спливання флотоагрегатів та формування пінного шару, вивантаження продуктів флотації.

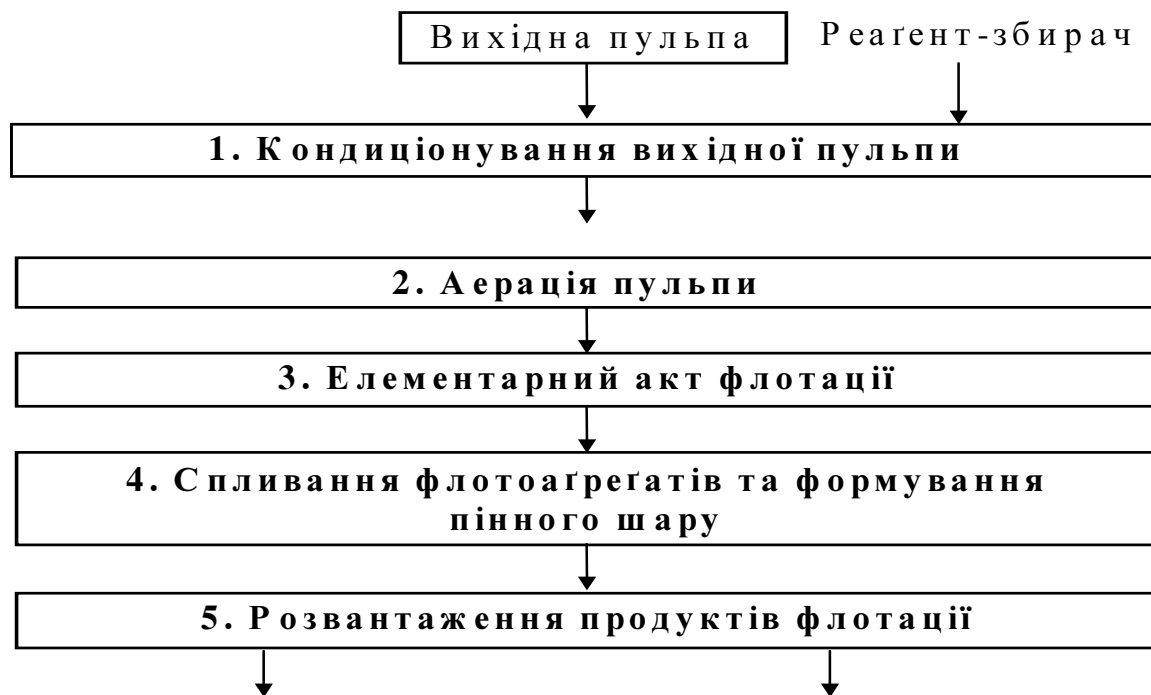


Рис. 3.42. – Феноменологічна схема пінної флотації.

Кондиціонування вихідної пульпи – обробка пульпи спеціальними реагентами-збирачами. Мета субпроцесу – зміна змочуваності мінералів при флотації. Здійснюється введенням у пульпу флотаційних реагентів і її агітацією контактних (агітаційних) чанах, апаратах кондиціонування типу “Каскад”, а також баках, флотомашинах, насосах, байпасах та ін. Флотаційні реагенти впливають на гідратні шари і змінюють їх товщину та стійкість. Тому підготовка мінеральних поверхонь до флотації зводиться до їх обробки певними реагентами, що приводить до різкого збільшення гідрофобності флотованих частинок і гідрофільності нефлотованих.

Аерація пульпи – процес насичення її повітрям (повітряними бульбашками), диспергування (подрібнення) повітря, рівномірний розподіл та перемішування в об’ємі рідини. Насичення пульпи повітрям може відбуватись у напірній, всмоктувальній лінії насоса або комбіновано, у власне флотокамері, а також хімічним способом. Таким чином, аерація пульпи при пінній флотації здійснюється безпосереднім введенням до неї повітря і виділенням газів на поверхні твердих частинок. Повітряні бульбашки при флотації мають розмір від 0,05 до 1 мм.

Елементарний акт флотації може бути розподілений на фази: зустріч мінеральних зерен і бульбашок повітря в пульпі, зіткнення, прилипання мінеральних частинок до бульбашок повітря і утворення флотоагрегатів (рис. 3.43).

Спливання флотоагрегатів та формування пінного шару – передзавершальна фаза флотаційного процесу. Мінералізована піна

(рис. 3.44) утворюється завдяки спливанню і накопиченню флотаційних комплексів на поверхні пульпи. Для формування дрібних повітряних бульбашок, а також для попередження їх коалесценції (злипання) в об'ємі пульпи вводять поверхнево-активні реагенти-спінювачі, молекули яких адсорбуються на межі розділу «газ-рідина» і зменшують на ній поверхневий натяг.

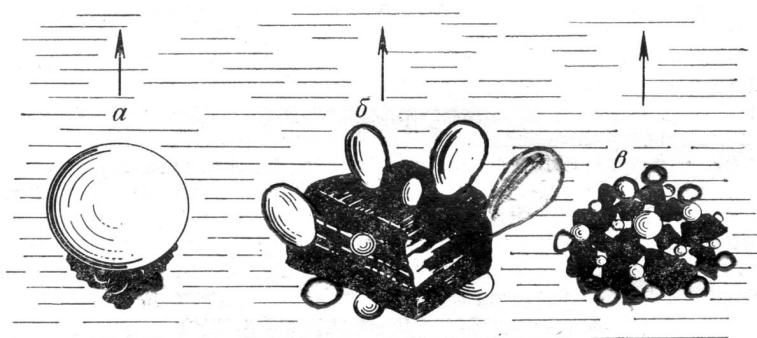


Рис. 3.43. – Агрегати зерен мінералів та бульбашок при флотації: а – “бульбашка-зерна мінералу”, б – “зерно-група бульбашок”, в – аерофлокула.

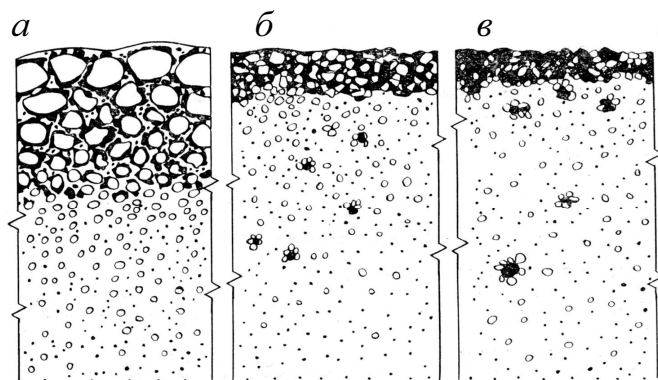


Рис. 3.44. – Будова флотаційної піни: а – плівково-структурна піна; б – агрегатна піна; в – плівкова піна.

Таким чином, процес флотації включає адсорбцію реагентів на межі розділу «рідина – тверде» і «газ – рідина», прилипання частинок до повітряних бульбашок і утворення мінералізованої піни.

3.7.3. Флотаційні реагенти

Флотаційними реагентами називають речовини, що вводяться у пульпу з метою утворення сприятливих умов для розділення мінералів процесом флотації.

Залежно від призначення усі флотаційні реагенти поділяють на п'ять груп: *збирачі* або *колектори*, *спінювачі* або *піноутворювачі*, *активатори*, *депресори* і *регулятори середовища*. Три останні групи реагентів об'єднують під загальною назвою *модифікатори*.

Збирачі – речовини, що мають здатність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – тверде (поверхня мінеральної частинки)», внаслідок чого збільшується крайовий кут змочування флотованого мінералу і його гідрофобність (набута гідрофобність). Всі збирачі залежно від структури молекули поділяють на аполярні і гетерополярні.

Аполярні збирачі являють собою вуглеводні. Вони хімічно не взаємодіють з поверхнею мінералів, майже не розчиняються у воді, не дисоціюють на йони. Аполярні речовини володіють вибірковою здатністю закріплюватися на поверхні природно або штучно гідрофобних мінералів і підвищувати ступінь їх гідрофобності. Аполярні збирачі закріплюються на поверхні мінералів у молекулярній формі за рахунок сил Ван-дер-Ваальса (фізична адсорбція) та більш міцних Н-зв'язків (при наявності в реагенті та мінералі функційних груп). Ці збирачі використовуються для флотації мінералів з високою природною флотованістю – вугілля, талькових, сірчаних, графітових та інших руд, а також спільно з гетерополярними збирачами при флотації багатьох різноманітних корисних копалин. Аполярні збирачі вводять у пульпу у вигляді водних емульсій. До цієї групи флотаційних реагентів належать різні вуглеводні масла, що одержують при переробці нафтопродуктів та вугільних смол (гас, трансформаторна, солярка та інші оливи, мазут, природна нафта низької густини, реагенти ААР-1, ААР-2 – аполярні ароматизовані реагенти, дизельне паливо, пічне паливо та ін.).

Гетерополярні збирачі розділяються на аніон-активні і катіон-активні залежно від знака заряду адсорбційно-активної частки молекули збирача. Залежно від розчинності у воді гетерополярні збирачі можуть бути йоногенні і нейоногенні.

Аніон-активні гетерополярні збирачі діляться на *оксигідрильні* і *сульфгідрильні*. До оксигідрильних збирачів відносять жирні кислоти та їх солі (мила), алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати. До сульфгідрильних збирачів належать ксантогенати, меркаптани, дитіофосфати та ін.

До групи жирних кислот входять такі реагенти: олеїнова кислота, олеат натрію, сульфатне мило, талове масло, окиснені нафтопродукти та ін. Активною частиною цих реагентів є вищі карбонові кислоти зі спільною формулою $R - COOH$ і їх солі $R - COOMe$, де R – вуглеводневий радикал з числом атомів вуглецю від 12 до 18 ($C_{12} - C_{18}$). Жирні кислоти погано розчиняються у воді, а їх мила – добре з утворенням аніону $R - COO^-$. Жирні кислоти подають у процес у вигляді водних емульсій, а їх мила – у вигляді водних розчинів. Реагенти цієї групи характеризуються низькою вибірковістю, тому вони можуть флотувати всі окиснені мінерали. У практиці збагачення корисних копалин ці реагенти використовують при флотації полярних мінералів, які мають у складі кристалічних ґраток катіони кальцію, стронцію, барію, а також при флотації окиснених мінералів кольорових і чорних металів – карбонатів, сульфатів та оксидів.

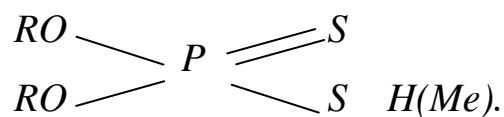
Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати являють собою сульфокислоти і їх солі – похідні сірчаної кислоти і вуглеводних сполук. У

полярній групі молекули вони містять сірчаноокислий залишок SO_3 . У молекулах алкілсульфатів атом сірки кислотного залишку зв'язаний з атомом вуглецю безпосередньо $R - SO_3Me$, у сульфонатах через кисневий місточок $R - O - SO_3Me$. Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати добре розчиняються у воді, практично повністю дисоціюють на йони, стійкі до гідролізу. Вони використовуються переважно у суміші з іншими аніонними, катіонними і аполярними збирачами при флотації залізних, берилієвих, хромових, марганцевих та інших окиснених кальційвмісних мінералів і розчинних солей.

Ксантогенати є найбільш поширеними збирачами при флотації руд кольорових металів. Це калієві або натрієві солі ксантогенових кислот, що мають спільну формулу $RO - C - S_2Me$. Залежно від будови радикала R ксантогенати поділяються на метилові, етилові, пропілові і т.д.

Меркаптани у хімічному відношенні є спиртами або фенолами, але в молекулах цих спиртів або фенолів гідроксильна група OH замінена сульфгідрильною SH , спільна формула меркаптанів $R - SH$ або $R - SMe$. Назва меркаптану залежить від назви радикалу R , що входить до складу його молекули: етилмеркаптан, фенілмеркаптан і т.д. Меркаптани погано розчиняються у воді, мають дуже сильний і неприємний запах, тому використовуються рідко.

Дитіофосфати відомі під назвою аерофлоти. Вони є похідними дитіофосфорної кислоти і представлені діарил- і діалкілдитіофосфорними кислотами і їх солями. Дитіофосфати містять два радикали, їх спільна формула:

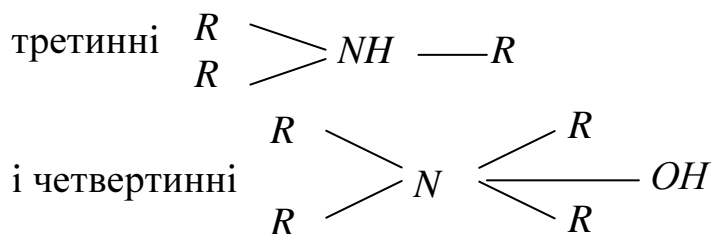


Водень у полярній групі може замінятися калієм, натрієм або групою NH_4 . Залежно від цього аерофлот називається калієвим, содовим або амонієвим, етиловим або фенольним. Аерофлоти бувають рідкими і твердими, з рідких найбільше поширення одержав крезильовий аерофлот, а з твердих – содовий. Аерофлоти використовують для флотації сульфідних мінералів.

Катіон-активні збирачі є похідні від аміаку, у якому атоми водню всі або частково замінені вуглеводневими радикалами. Залежно від числа заміненних атомів водню аміни діляться на:

первинні $R - NH_2$,

вторинні $\begin{array}{c} R \\ R \end{array} \diagup \diagdown NH$



Як збирачі звичайно використовуються первинні аліфатичні аміни (АНП і ІМ-11), вони мають погану розчинність у воді, на поверхні мінералів закріплюються слабо і можуть бути легко десорбовані. Катіонні збирачі використовують при флотації силікатів, алюмосилікатів і оксидів, для яких аніонні збирачі недостатньо ефективні.

Спінювачі – речовини, що мають здатність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – газ (повітря)», внаслідок чого зменшується поверхневий натяг. Гетерополярні молекули спінювачів складаються з аполярного радикалу достатньої довжини (не менше 4 ланок CH_2) з однією або декількома полярними групами: карбоксильною ($-COOH$), карбонільною ($-C=O$), гідроксильною ($-OH$), аміногрупою ($-NH_2$), сульфогрупою ($-SO_2OH$) та ін. У хімічному відношенні спінювачі є похідними органічних вуглеводних сполук і можуть бути аніонними, катіонними і нейногенними. При введенні спінювачів у флотаційну пульпу підвищується стабільність і дисперсність пін, а також відбувається збільшення ступеня аерації пульпи за рахунок зниження швидкості підйому бульбашок і накопичення їх у пульпі.

Залежно від характеру впливу водневого показника (pH) розрізняють основні, кислі і нейтральні спінювачі. Основні спінювачі мають максимальну піноутворюючу здатність у лужному середовищі. Практичне використання при флотації руд кольорових металів має важкий піридин. Піноутворююча здатність кислих спінювачів знижується з підвищенням лужності пульпи. До кислих спінювачів належать фенольні реагенти (крезол, ксиленол, феноловмісні деревні масла і ін.), а також алкіларилсульфонати (детергенти, азоляти). Найбільшу групу складають нейтральні спінювачі, які підрозділяються на ароматичні і аліциклічні спирти (Т-66, ІМ-6-8 і ін.) і нейтральні реагенти, які містять речовини з ефірними зв'язками (ОПСБ, діалкілфталати, масло Х і ін.).

Модифікатори (активатори, депресори і регулятори середовища) – флотаційні реагенти, що використовуються для регулювання взаємодії збирача з мінералами з метою збільшення або зменшення гідрофобізації їх поверхні.

Використання модифікаторів дозволяє збільшити селективність дії збирача на мінерали і таким чином забезпечує їх чітке розділення при флотації. При введенні у пульпу модифікатора збирач гідрофобізує одні мінерали і не впливає на інші.

Як модифікатори використовуються різні за складом, структурою і властивостями хімічні сполуки – солі, кислоти, луги, електроліти, органічні і неорганічні речовини. Модифікатори взаємодіють з мінералами, збирачами і йонами, що присутні у пульпі, при цьому характер взаємодії може бути таким:

- модифікатори діють безпосередньо на поверхні мінералу і змінюють її хімічний склад. При використанні активатора досягається посилення взаємодії збирача з мінералом, при використанні депресора – припинення;

- модифікатори можуть витискувати збирач, що закріпився на поверхні мінералу, і таким чином припиняти його флотацію;

- модифікатори спроможні змінювати флотованість мінералів незалежно від їх взаємодії зі збирачем. Сорбція йонів або молекул модифікатора вільними від збирача ділянками поверхні мінералу змінює гідратацію цієї поверхні. Зниження гідратації приводить до підвищення гідрофобності мінеральної поверхні і посилення дії збирача. Підвищення гідратації приводить до протилежного результату;

- деякі модифікатори можуть у широкому діапазоні змінювати лужність середовища, у якому здійснюється взаємодія збирача з мінералом, і таким чином здійснювати вплив на флотацію.

В сучасній практиці флотації використовують:

- *активатори*: мідний купорос $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ (активація сфалериту), сульфід натрію Na_2S (активація окиснених мінералів руд кольорових металів), сірчана кислота H_2SO_4 (активація піриту), луги (активація силікатів) і ін.;

- *депресори*: ціанід натрію $NaCN$ (депресія сфалериту, піриту, сульфідів міді), біхромат калію K_2CrO_7 (депресія сульфідів свинцю), силікат натрію Na_2SiO_3 (депресія кварцу і інших породних мінералів), негашене вапно CaO (депресія піриту), сульфід натрію Na_2S (депресія сульфідних мінералів) і ін.

Регулятори середовища: луги і кислоти (вапно CaO , їдкий натр $NaOH$, сода Na_2CO_3 , сірчана кислота H_2SO_4 і ін.) змінюють pH середовища і таким чином впливають на процес флотації.

3.7.4. Класифікація мінералів за флотованістю

Схема флотаційного процесу, характер використовуваних реагентів і результати збагачення у першу чергу залежать від мінерального складу і фізико-хімічних властивостей поверхні мінералів корисної копалини. Залежно від особливостей умов флотаційного розділення основні мінерали корисних копалин можна розділити на такі групи.

Аполярні мінерали неметалічних корисних копалин характеризуються високою природною гідрофобністю. До них належать кам'яне

вугілля, графіт, алмаз, самородна сірка і тальк. Для флотації мінералів цієї групи використовують нафтові масла, а іноді тільки спінювачі.

Сульфіди важких металів і самородні метали характеризуються певною природною гідрофобністю і вибірковою здатністю адсорбувати на своїй поверхні сульфгідрильні збирачі (ксантогенати). До цієї групи належать сульфіди заліза, свинцю, міді, цинку, стибію, молібдену, кобальту та інших, а також золото, срібло, платина.

Окиснені мінерали важких металів представлені карбонатами, сульфатами, гідратами і силікатами міді, свинцю, цинку і змішаних руд. Ці мінерали не мають природної гідрофобності, тому їх флотація можлива жирними кислотами і їх милами або ксантогенатами після попередньої сульфідизації поверхні сульфідом натрію.

Полярні несульфідні мінерали лужноземельних мінералів мають у складі кристалічних ґраток катіони кальцію, барію, магнію і стронцію. Мінерали цієї групи дуже чутливі до йонного складу пульпи, вони добре флотують при використанні як збирачі жирних кислот і їх мил.

Оксиди, силікати і алюмосилікати представлені великою групою мінералів, до якої входять кварц, андалузит, діаспор, берил, гематит, каолінит, каситерит, кіаніт, корунд, піролюзит, польові шпати, слюди і ін. Більшість цих мінералів добре флотується з використанням оксигідрильних збирачів, жирних кислот і збирачів катіонного типу.

Розчинні солі представлені такими мінералами, як галіт, каїніт, карналіт, сильвін і іншими. Ці мінерали флотують з насичених розчинів солей жирними кислотами, амінами і їх сумішами з аполярними реагентами.

Близькість флотаційних властивостей різних за складом мінералів визначає складність флотаційних схем і в цілому технології флотаційного збагачення корисних копалин.

3.7.5. Флотаційні машини

Апарати, в яких здійснюється процес флотації, називаються *флотаційними машинами*. Призначення флотомашин – створення умов для змішування пульпи з тонкодисперсним повітрям, забезпечення прилипання мінеральних частинок до бульбашок, вилучення утворених комплексів у пінний шар і виділення потрібного продукту з водного середовища.

Широке використання флотації для збагачення найрізноманітніших корисних копалин привело до розробки великої кількості конструктивних типів флотаційних машин, основні з них наведені на рис. 3.45.

Механічна флотаційна машина (рис. 3.45 *а*) складається з послідовного ряду двокамерних секцій **1**. За конструкцією вони відрізняються наявністю у першій секції завантажувального кармана, а у останній – розвантажувального. Кожна секція складається із завантажувальної (всмоктувальної) і прямоотечійної камер. У центральній частині кожної з них (усередині труби **4**) розміщений вал **2** з імпелером **3**, при обертанні якого пульпа подається (засмоктується) у камеру і перемішується. При цьому пульпа ежектує атмосферне повітря і насичується ним. Імпелер викидає у камеру пульпо-повітряну суміш, внаслідок її турбулізації створюється велика кількість дрібних бульбашок. У камері при зустрічі з бульбашками оброблені реагентами частинки закріплюються на них і утворюється комплекс «мінеральна частинка – повітряна бульбашка».

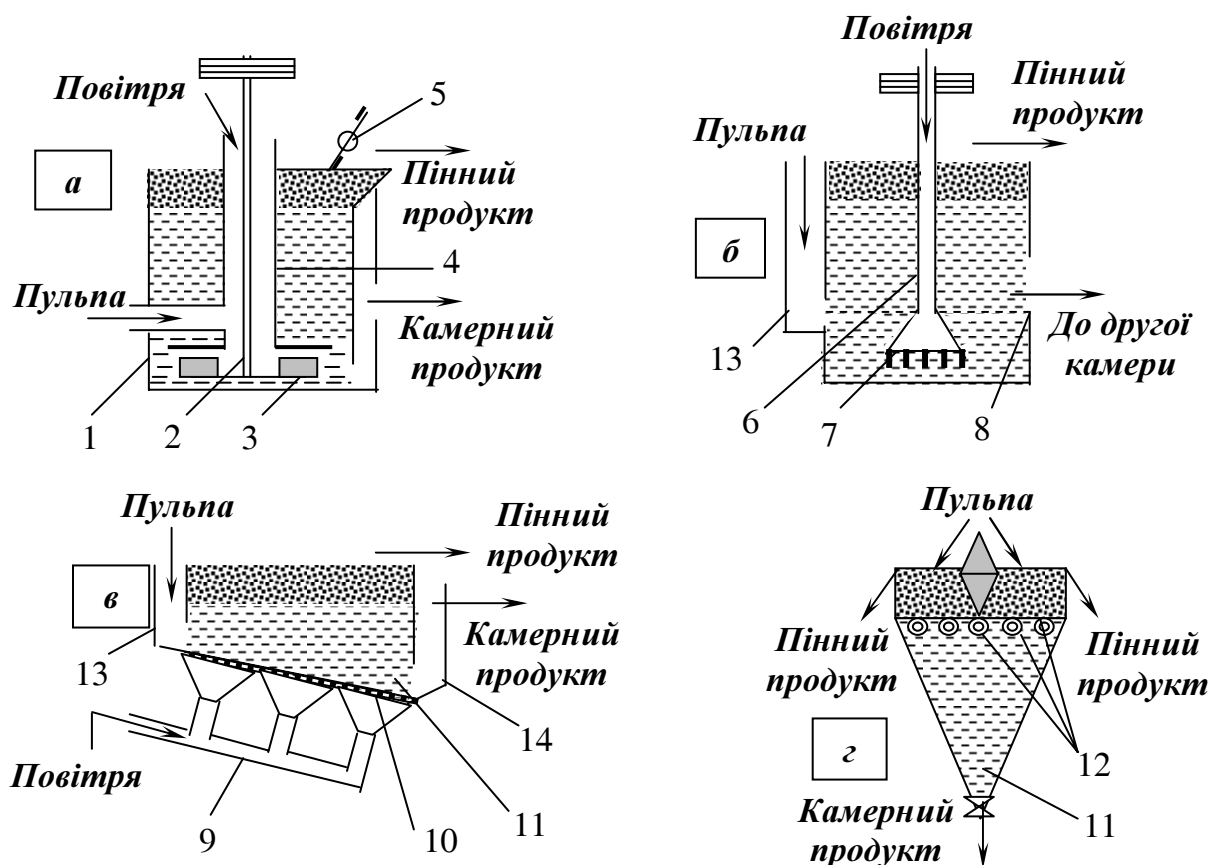


Рис. 3.45. – Схеми флотаційних машин:

а – механічної; *б* – пневмомеханічної; *в* – пневматичної;
з – пінної сепарації.

- 1 – камера; 2 – вал; 3 – імпелер; 4 – повітряна труба; 5 – пінознімач; 6 – пустотілий вал; 7 – аератор; 8 – вікно; 9 – повітряна труба;
 10 – пориста перегородка; 11 – конічна частина камери; 12 – аератори;
 13 – завантажувальний карман; 14 – розвантажувальний карман.

Мінералізовані бульбашки спливають на поверхню пульпи і створюють пінний шар. Пінний продукт (звичайно концентрат) видаляється пінознімачем **5** (з однієї або двох сторін) і направляється на зневоднення або перечищення. Нефлотований матеріал переміщується у подальшу камеру, де процес флотації продовжується, або видається з кінцевої камери як камерний продукт (звичайно відходи). Рівень пульпи у секціях підтримується шиберами з електроприводом. Направлення зйому пінного продукту на рис. 3.45 *a* умовно повернено на 90° відносно руху пульпи.

Механічні флотаційні машини застосовуються для флотації пульп звичайної крупності (максимальна крупність до 1 мм при вмісті класу $-0,074$ мм близько 50 %) у розвинутих схемах флотації, що вимагають регулювання рівня пульпи на малому числі камер. Вони забезпечують безнасосне повернення промпродуктів з попереднього перечищення в наступне. Машини механічного типу застосовуються на збагачувальних фабриках малої виробничої потужності при відсутності повітряного господарства, а також у перелічених операціях і циклах розділення колективних концентратів з відносно невеликими виходами. Механічні флотомашини є найбільш універсальними, тому вони використовуються для збагачення багатьох видів корисних копалин.

Пневмомеханічна флотаційна машина (рис. 3.45 *б*) складається з чотири-, шестикамерних секцій і відрізняється від механічної тим, що аератор **7** має призначенням тільки перемішування пульпи зі стисненим повітрям, яке подається по пустотілому валу **6**. Аератор диспергує повітря, але не має здатності засмоктування, тому камери сполучаються між собою через отвори **8** у бокових стінках. У пневмомеханічну машину можуть бути включені механічні камери для підсмоктування продуктів і для прийому пульпи (головна камера). Загальний рівень пульпи у машині підтримується порогом, що встановлений в останній камері.

На збагачувальних фабриках великої потужності найчастіше використовуються пневмомеханічні флотаційні машини. Це обумовлено тим, що вони забезпечують вищу швидкість флотації і менші витрати електроенергії в порівнянні з механічними машинами. Крім того, у цих машинах можливе регулювання аерації пульпи в широкому діапазоні (витрати повітря можуть складати до $1,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ на 1 м^3 пульпи). Пневмомеханічні машини застосовуються при флотації звичайних пульп (до 40 % твердого і близько 50 % класу $-0,074$ мм). Установка пневмомеханічних машин доцільна в операціях міжциклової, основної і контрольної флотації на фабриках великої і середньої виробничої потужності, їх варто також встановлювати в перелічених

операціях при великих виходах пінних продуктів. Прямотечійні пневмомеханічні машини рекомендуються для встановлення там, де не потрібне покамерне регулювання рівня пульпи і немає частих повернень промпродуктів. Пневмомеханічні флотомашини знаходять широке використання в основних і контрольних операціях при збагаченні руд кольорових металів та інших корисних копалин.

Пневматична флотаційна машина (рис. 3.45 в) являє собою довгу камеру (ванну) **1** з пористими перегородками **10** у днищі або у бокових стінках. Пористі перегородки виготовляють з тканини, перфорованої гуми або кераміки. Через пористі перегородки вдувається повітря, що надходить по трубі **9**. Крупність повітряних бульбашок і циркуляція пульпи залежать від тиску повітря і розміру отворів використаних перегородок. Вихідна пульпа подається у машину через завантажувальний карман **13** на одному кінці камери, нефлотований матеріал (камерний продукт) видаляється з протилежного кінця через розвантажувальний карман **14**. Пінний продукт видаляється самопливом з бортів камери. Пневматичні флотомашини характеризуються простотою конструкції і малими витратами електроенергії, але їх технологічні показники неконкурентоздатні з показниками механічних і пневмомеханічних машин.

Пневматичні флотаційні машини варто встановлювати в основних і контрольних операціях при крупності продуктів менше 0,15 мм і за таких умов: легкої флотованості матеріалу, малої або середньої його густини, простої схеми збагачення і великому виході концентрату. При відсутності зазначених умов перевагу варто віддати механічним або пневмомеханічним машинам.

Машина пінної сепарації (рис. 3.45 г) за способом аерації може бути віднесена до апаратів пневматичного типу. Але від них вона відрізняється тим, що процес розділення гідрофобних і гідрофільних частинок здійснюється подачею пульпи на міцний шар піни, який створюється гумовими аераторами **12**. Гідрофобні частинки утримуються в шарі піни і розвантажуються самопливом або пінознімачами з бортів камери. Гідрофільні частинки під дією сили ваги стікаючої води проходять крізь піну у конічну частину машини **11**, звідки розвантажуються через спеціальний затвор.

Машини пінної сепарації застосовуються для збагачення матеріалів крупністю до 3 мм, що в декілька разів перевищує крупність матеріалу, збагачуваного у машинах інших типів. Машини пінної сепарації знаходять все більше застосування при збагаченні силівіну, фосфоритів, вугілля, марганцевих і інших руд.

Умовні позначки флотаційних машин наведені в табл. 3.9.

Таблиця 3.9 – Умовні позначки флотаційних машин

Літерні позначки	Цифрові позначки
ФМ – флотаційна машина МФУ – машина флотаційна вугільна ФПМ – флотаційна пневмомеханічна машина ФП – флотаційна пневматична машина ФПС – флотаційний пінний сепаратор	V – місткість однієї камери

Нормальне функціонування флотаційного відділення збагачувальної фабрики забезпечується допоміжним обладнанням.

3.7.6. Допоміжне флотаційне обладнання

Підготовка пульпи до флотації полягає в обробці її флотаційними реагентами. Одна частина з них подається у млини, друга – безпосередньо у флотаційну машину, а певна частина – у спеціальні контактні чани або кондиціонери. Дозуються флотаційні реагенти спеціальними живильниками різної конструкції. Контактні чани, апарати для підготовки пульпи і реагентні живильники складають допоміжне флотаційне обладнання.

Контактний чан (рис. 3.46) призначений для перемішування пульпи з флотаційними реагентами і створення умов для їх закріплення на мінеральних частинках. Він являє собою ємність циліндричної форми **1**, усередині якої розташована пустотіла труба **2** з отворами для циркуляції пульпи. Це забезпечує рівномірний розподіл реагентів. У трубі обертається вал **3** з лопатевою мішалкою **4**. Вихідний матеріал подається по трубі **5**, а підготовлений до флотації видається по трубі **6**.

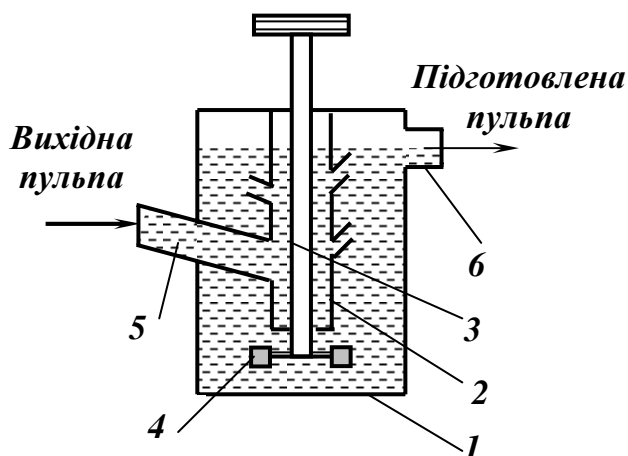


Рис. 3.46. – Схема контактної чана.

- 1 – циліндрична ємність;
- 2 – пустотіла труба;
- 3 – вал;
- 4 – лопатева мішалка;
- 5 – живильна труба;
- 6 – зливна труба.

Переріз апарата для підготовки пульпи типу “Каскад”, який застосовується для кондиціонування вугільних пульп, наведено на рис. 3.47. Всі потоки пульпи, які надходять на флотацію, направляються у

змішувач 8, в якому завдяки тангенціальному руху гідросуміші через патрубок 9 утворюється вихор і забезпечується змішування потоків. Зі змішувача пульпа проходить через отвори конуса 10 і віялоподібним потоком надходить на решітку 11, розтікається по ній і через отвори протікає в нижню частину колони 12. Реагенти з дозатора 4 подаються в пристрій для приготування аерозолю – вентилятор-ротор 5 – який приводиться в дію електродвигуном 7 через клинопасову передачу 6. Аерозоль проходить через фільтр 3 і по трубі 1 подається в колону 12 під решето 11 назустріч потокам пульпи. Така конструкція апарата забезпечує досить рівномірне розподілення реагента по об'єму пульпи. Для чистки решета передбачено отвір 13. Далі пульпа з реагентом протікає через жалюзійні ґратки 14, де додатково перемішується і надходить у змішувальну лійку 17. Нижня частина колони являє собою пульпороздільник, на бокових стінках якого є отвори 19. До стінок прикріплені зливні коробки 15 з поворотними заслінками 16. До коробок кріпляться запірні клапани 18, які виконують функцію регулювання швидкості витoku кондиціонованої пульпи.

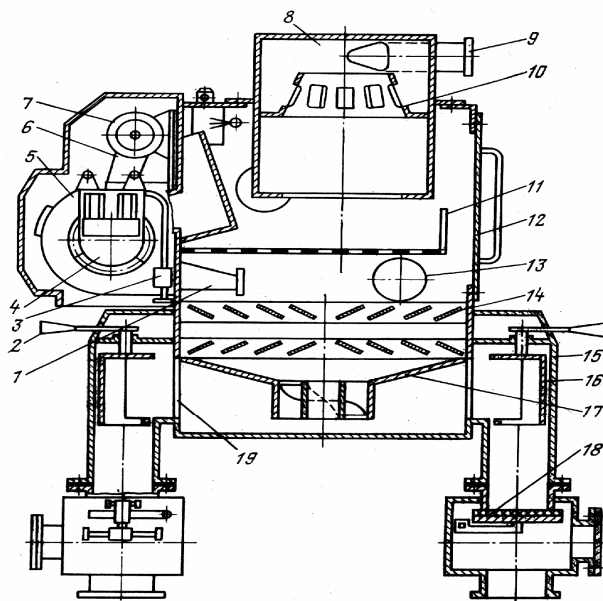


Рис. 3.47. – Апарат для підготовки пульпи «Каскад»:

- 1 - труба; 2 - ручка;
- 3 - фільтр; 4 - дозатор;
- 5 - вентилятор-ротор;
- 6 - клинопасова передача;
- 7 - електродвигун;
- 8 - змішувач; 9 - патрубок;
- 10 - конус; 11 - решітка;
- 12 - колона; 13, 19 - отвори;
- 14 - жалюзійні ґратки;
- 15 - зливні коробки;
- 16 - заслінка; 17 - лійка;
- 18 – клапан.

Продуктивність апарата «Каскад» досягає 8000 м³/год. Той же принцип роботи покладено в основу апарата для кондиціонування пульпи типу АКП-1600 продуктивністю 1600 м³/год.

Живильники флотаційних реагентів призначені для безперервної їх подачі у процес. Найбільш надійні і найчастіше використовувані живильники скіпові, склянкові і шківні (рис. 3.48).

Скіповий живильник (рис. 3.48 *а*) дозує реагент стаканом 1, який кривошипно-шатунний механізм 2 переміщує зворотно-поступально по напрямних 3.

При русі униз стакан занурюється у бачок з реагентом, при русі вгору стакан ковзає по криволінійній ділянці напрямних, нахиляється і зливає у приймальну лійку порцію реагенту. Кут нахилу стакану, а отже, і доза реагенту регулюється довжиною шатуна приводного механізму.

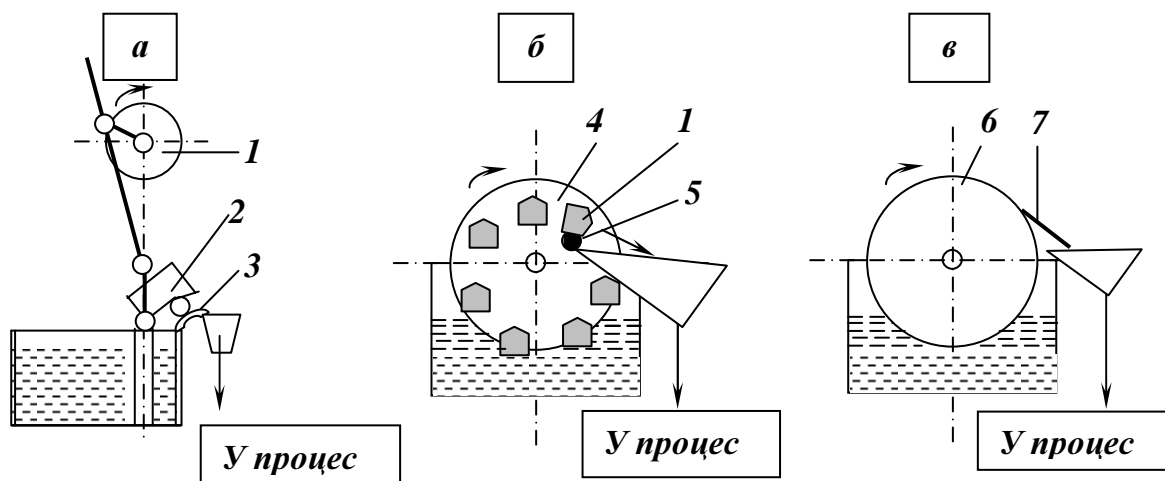


Рис. 3.48. – Схеми живильників реагентів.

а – скіповий; *б* – стаканний; *в* – шківний.

1 – стакан; 2 – кривошипно-шатунний механізм; 3 – напрямні;

4 – диск; 5 – стержень перекидний; 6 – шків; 7 – шкребок.

Стаканний живильник (рис. 3.48 *б*) являє собою диск 4, що обертається навколо горизонтальної осі; на поверхні диска шарнірно кріпляться стакани 1. При обертанні диска стакани занурюються у ванну з реагентом, а потім за допомогою перекидного стержня 5 по черговому зливають реагент у приймальну лійку, звідки реагент надходить у процес. Витрати реагенту регулюються зміною положення перекидного стержня.

Шківні живильники (рис. 3.48 *в*) використовують для дозування в'язких маслянистих реагентів. Живильник являє собою обертальний шків 6, занурений у ванну з маслом. З бокової поверхні шківа масло знімається шкребком 7 і направляється у приймальну лійку. Витрати реагенту регулюються шириною і кількістю шкребків.

3.7.7. Схеми флотації

Схеми флотації корисних копалин характеризуються великою різноманітністю, що пояснюється різноманітністю мінерального складу руд. Але, незважаючи на велику кількість флотаційних схем, вони мають ряд спільних ознак, за якими їх можна класифікувати на окремі типи. Всі флотаційні схеми підрозділяються на схеми *прямой* і *зворотної* флотації, *прямой селективної* і *колективно-селективної* флотації.

При *прямій флотації* у пінний продукт вилучається корисний компонент, а породні домішки залишаються у камерному продукті.

При *зворотній флотації*, навпаки, у пінний продукт виділяють мінерали пустої породи, а корисні компоненти залишаються у камерному продукті.

Схема *селективної флотації* передбачає послідовне виділення з корисної копалини цінних компонентів у вигляді окремих концентратів.

При *колективно-селективній флотації* багатоконцентної руди у першу чергу у колективний концентрат вилучають усі або декілька корисних компонентів. Потім колективний концентрат розділяють на окремі концентрати. Збагачення за колективно-селективною схемою дозволяє при грубому подрібненні виділити у відходи значний обсяг пустої породи, а на тонке подрібнення направляти тільки колективний концентрат перед його селекцією. В результаті значно зменшуються витрати на переробку руди у порівнянні зі схемою прямої селективної флотації.

Схеми флотації підрозділяються на окремі цикли і стадії залежно від властивостей збагачуваного матеріалу і вимог до кінцевих продуктів.

Кожна стадія може включати один або декілька циклів. Кожний цикл може включати декілька послідовних операцій: основну, перечисну, контрольну.

Основна флотація – перша операція у кожному циклі, її основна мета – максимально можливе вилучення корисного компонента.

Перечисна флотація – повторна флотація концентрату попередньої операції. Основною метою перечисної флотації є підвищення якості концентрату.

Контрольна флотація – повторна флотація відходів з метою остаточного вилучення корисного компонента.

Схема флотації одноконцентної руди наведена на рис. 3.49, схема флотації двоконцентної руди – на рис. 3.50.

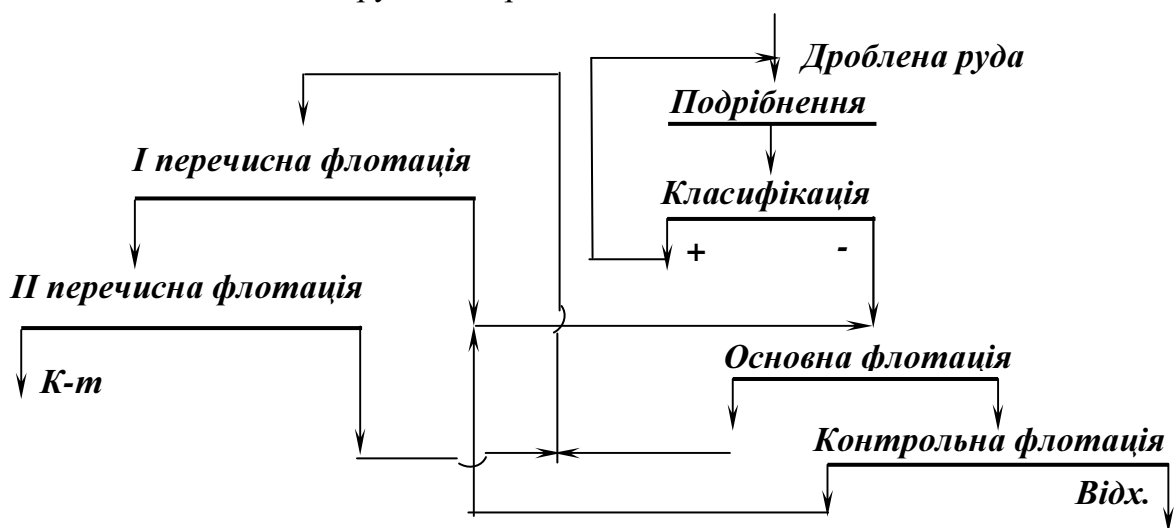


Рис. 3.49. – Схема флотації одноконцентної руди.

За схемою (рис. 3.49) додаткове подрібнення не виконується. Розкриття усіх мінеральних зерен робиться у процесі попереднього подрібнення руди, тому схема – одностадійна. Крім того, усі операції флотації об'єднуються спільністю флотаційних реагентів і флотаційних режимів, спільністю мети – одержання корисного компонента у вигляді товарного концентрату, тому схема – одноциклова. Схеми цього типу характерні для збагачення мономінеральних руд з рівномірним вкрапленням мінералів. При збагаченні вугілля можна використовувати схеми, що залежно від його збагачуваності складаються тільки з основної операції, основної і перемішувальної, основної і контрольної або з основної, перемішувальної і контрольної операцій.



Рис. 3.50. – Схема флотації двокомпонентної руди.

При флотації двокомпонентної руди за колективно-селективною схемою (рис. 3.50) передбачається додаткове подрібнення колективного концентрату і його подальша селективна флотація.

Схема включає три окремих цикли: цикл колективної флотації двох корисних компонентів у спільний концентрат; цикл селективної флотації першого компонента; цикл селективної флотації другого компонента.

3.7.8. Фактори, що впливають на процес флотації

Основні фактори, що впливають на ефективність розділення мінералів шляхом флотації: мінеральний склад корисних і породних компонентів, крупність і гранулометричний склад живлення флотації, температура пульпи, схема флотації. Такі фактори, як тривалість флотації, густина пульпи, ступінь аерації, конструкція машини, впливають не тільки на ефективність, але й на продуктивність машини по вихідному матеріалу.

Продуктивність механічних і пневмомеханічних флотаційних машин розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$Q = (60k_3 n V \delta) / [k(I + R\delta)\tau], \text{ т/год} \quad (3.35)$$

де k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою ($k_3 = 0,7 - 0,8$); n – число камер у машині; V – геометричний об'єм однієї камери, м^3 ; δ – густина твердої фази живлення, т/м^3 ; k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд $k = 1,10$; при збагаченні вугілля $k = 1,25$); R – розрідженість живлення флотації, $\text{м}^3/\text{т}$; τ – тривалість флотації, хв.

Продуктивність пневматичних флотаційних машин розраховується за формулою:

$$Q = (60k_3 L f \delta) / [k(I + R\delta)\tau], \text{ т/год} \quad (3.36)$$

де L – довжина ванни машини, м; f – коефіцієнт живого перетину корпусу машини, м^2 .

Мінеральний склад корисної копалини визначає умови її флотації. Характеристика збагачуваного матеріалу включає не тільки його мінералогічний склад, але й властивості окремих мінералів, їх співвідношення, характер зростків, наявність ізоморфних домішок, вторинні зміни мінералів (вивітрювання, окиснення і т.п.). Мінеральний склад впливає на вибір реагентів, їх витрати і послідовність вилучення компонентів.

Крупність подрібненої корисної копалини, що надходить на флотацію, повинна забезпечити повноту розкриття мінеральних зерен. У той же час пульпа не повинна містити надмірно крупних зерен і надмірно тонких частинок. Крупні зерна при флотації значною мірою втрачаються з відходами, а тонкі не мають можливості закріпитися на повітряній бульбашці внаслідок гідродинамічних ефектів (тонкі частинки крупністю приблизно десятків мікрон і менше прямують лінійно).

ми течії рідини і огинають бульбашки, не зустрічаючись з ними). Крім того, тонкі гідрофобні фракції поглинають велику кількість збирача, а гідрофільні “заглушають” флотацію крупних гідрофобних зерен (налипають на їх поверхню і гідрофілізують її).

Реагентний режим включає перелік використовуваних флотаційних реагентів, їх дозування, черговість і точки подачі, тривалість попереднього контакту з пульпою. Реагентний режим розроблюється з урахуванням особливостей збагачуваної корисної копалини. Він повинен забезпечити одержання найкращих показників збагачення при мінімально можливих економічних витратах.

Тривалість флотації у кожній операції визначається дослідним способом. Чим більша тривалість флотації, тим вище вилучення флотованого продукту, але тим нижча його якість. При недостатній тривалості флотації збільшуються втрати флотованого продукту.

Залежно від властивостей флотованих руд тривалість флотації змінюється в широкому діапазоні: для легкофлотованих руд вона складає 5-15 хв., для середньофлотованих – 15-30 хв., для важкофлотованих – перевищує 30 хв.

Температура пульпи впливає на інтенсивність фізичних і хімічних процесів, що відбуваються у ній. При підвищенні температури пульпи збільшується розчинність і дисперсність важкорозчинних збирачів, що інтенсифікує процес флотації і зменшує витрати флотаційних реагентів. Для підігріву пульпи звичайно використовують водяну пару.

Конструкція флотаційної машини повинна забезпечити достатнє перемішування, оптимальний ступінь аерації пульпи, ефективне диспергування повітря і спокійну зону піноутворення.

3.8. МАГНІТНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

3.8.1. Визначення і загальна характеристика

Магнітні процеси збагачення ґрунтовані на використанні відмінностей у магнітних властивостях мінералів і гірських порід (величинах магнітної сприйнятливості, залишкової індукції, коерцитивної сили і ін.) і здійснюються в магнітних сепараторах у неоднорідному постійному або змінному магнітному полі в повітряному і водному середовищах.

Винахідником магнітної сепарації вважають Вільяма Фулартона, який ще в 1792 р. запатентував у Англії спосіб збагачення залізної руди. Початок промислового впровадження методу датується серединою-кінцем ХІХ ст. (США, Швеція, Італія). Значного поширення маг-

нітна сепарація набуває з 1906 р., коли Грендалем (Швеція) був розроблений і впроваджений барабанний сепаратор мокрого збагачення. В Україні магнітні методи потужно розвинуті з 1940-50-х років школою В.І.Кармазіна (Національний гірничий університет).

Для створення магнітного поля в сепараторах використовуються постійні магніти або електромагніти. У практиці збагачення застосовується переважно неоднорідні постійні магнітні поля. Магнітна сепарація – основний метод збагачення залізних (близько 70% в світі і 90% в Україні) і марганцевих руд (90% в Україні). При збагаченні руд чорних металів магнітне збагачення дозволяє одержувати високосортні концентрати із вмістом Fe до 68%, Mn до 43%. Вилучення магнітних мінералів в концентрат перевищує 90%. Магнітна сепарація застосовується також для руд кольорових і рідкісних металів, гірничохімічної і нерудної сировини (доводка після гравітаційного збагачення), а також для видалення металічних і залізовмісних домішок з матеріалів (каолінові глини, формувальні піски і ін.), при збагаченні вугілля, алмазів інших корисних копалин.

Переваги магнітних методів – висока селективність (магнітні сили, що діють на зерно корисного компонента, більші, ніж сила ваги в 100 і більше раз), безпека для персоналу і екологічна чистота процесів, низька собівартість переробки, технологічність і можливість автоматизації.

Класифікація процесів магнітного збагачення. Однією з найповніших на сьогодні є класифікація В.І.Кармазіна та В.В.Кармазіна (рис. 3.51). За галузями застосування розрізняють підготовчі, основні (власне магнітне розділення) та допоміжні процеси магнітного збагачення. Підготовчі: вловлювання металобрухту, намагнічування і розмагнічування, магнітна агрегація тощо. Допоміжні процеси: згущення та зневоднення, подрібнення у магнітному полі.

У залежності від величини магнітної сприйнятливості матеріалу магнітна сепарація поділяється на слабوماгнітну і сильномагнітну, від середовища, в якому проводиться розділення – на мокру і суху.

За принципом використання магнітного поля процеси магнітного збагачення поділяють на прямі і комбіновані (непрямі). До прямих належать процеси розділення в слабких і сильних полях, регенерації суспензій, вилучення металобрухту, магнітного пиловловлювання, термомагнітної і динамічної агрегації. Непрямі процеси: магнітогідростатична (МГС), магнітогідродинамічна (МГД) сепарація, згущення матеріалів, які попередньо пройшли магнітну флокуляцію, сепарацію корисних компонентів, локалізованих на магнітних носіях тощо.

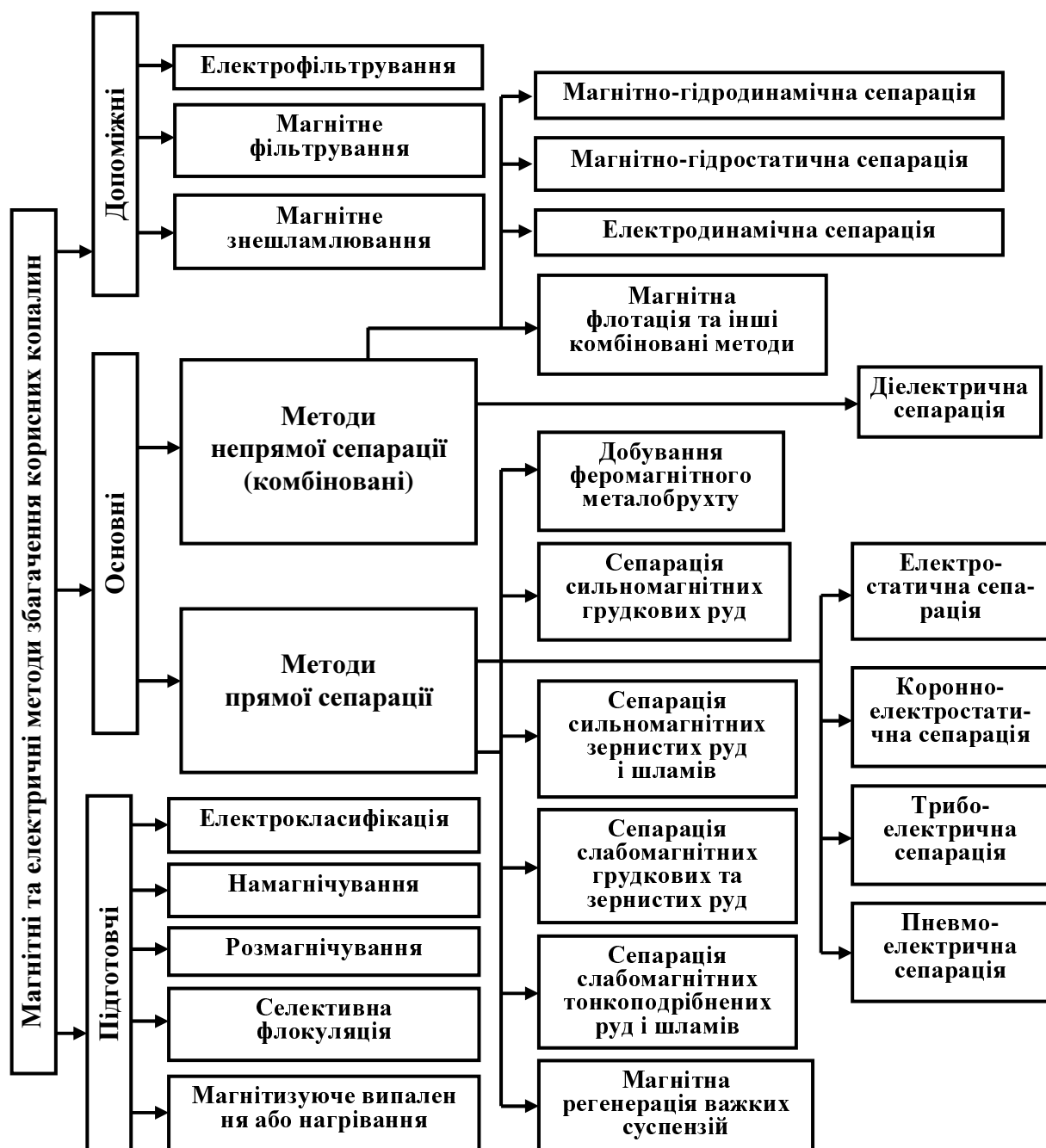


Рис. 3.51. – Класифікація процесів магнітного збагачення
(за В.В. Кармазіним)

Крупність збагачуваної руди – до 150 мм. Для збільшення контрастності магнітних властивостей суміші, що розділяється, застосовують термообробку.

Сучасні магнітні сепаратори мають ефективність розділення і продуктивність, у 5-10 раз більшу, ніж зразки середини XX ст. У порівнянні з іншими методами собівартість магнітної сепарації для грудкових сильномагнітних матеріалів найнижча, для дрібнодисперсних – друга після найдешевшого методу гвинтової сепарації. Продуктив-

ність сепараторів для грудкових руд сягає 500 т/год, для тонкоподрібнених сильномагнітних – 200 т/год, слабомагнітних – 40 т/год.

3.8.2. Теоретичні основи магнітного збагачення

Основною силовою характеристикою магнітного поля є його *напруженість* – сила, з якою поле діє на одиницю позитивної магнітної маси, що розташована у даній точці. За характером зміни напруженості магнітні поля поділяються на однорідні і неоднорідні (рис. 3.52).

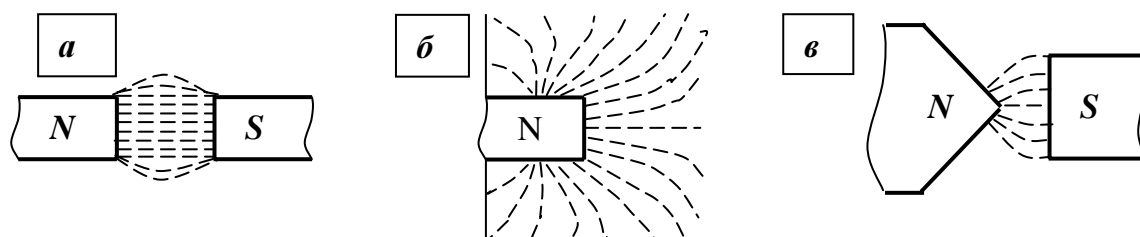


Рис. 3.52 – Схеми магнітних полів:
а – однорідне поле; б, в – неоднорідні поля.

В *однорідному магнітному полі* напруженість однакова і за величиною, і за напрямком, в *неоднорідному* – напруженість непостійна за величиною і може змінюватися за напрямком. Однорідне магнітне поле виникає між двома різнойменними полюсами плоскої форми, а неоднорідне – між полюсами криволінійної і кутастої форми. В однорідному полі на магнітну частинку діє магнітний момент, під впливом якого частинка орієнтується уздовж силових ліній поля. В неоднорідному полі на магнітну частинку, крім магнітного моменту, діє магнітна сила (притягання або відштовхування) у напрямку підвищення напруженості магнітного поля. Дією саме цієї сили і обумовлено розділення магнітних і немагнітних мінералів. Тому в магнітних сепараторах застосовуються тільки неоднорідні магнітні поля.

Неоднорідне магнітне поле характеризується *градієнтом поля* $gradH$ - інтенсивністю зміни напруженості магнітного поля в просторі:

$$gradH = dH / dx, \text{ A/m}^2, \quad (3.37)$$

де dx – відстань, на якій напруженість магнітного поля H змінюється на величину dH .

Магнітні властивості мінералів характеризуються *магнітною сприйнятливістю* і *магнітною проникністю*. Магнітна сприйнятливість – фізична величина, що характеризує здатність тіла до намагнічення під дією магнітного поля. Розрізняють об'ємну і питому магнітну сприйнятливість. *Об'ємна магнітна сприйнятливість* k дорівнює

відношенню намагніченості тіла J до напруженості магнітного поля H , у якому знаходиться тіло:

$$\kappa = J / H. \quad (3.38)$$

Питома магнітна сприйнятливість χ – об’ємна магнітна сприйнятливість одиниці маси тіла:

$$\chi = \kappa / \delta, \quad (3.39)$$

де δ – густина тіла, кг/м^3 .

Магнітна сприйнятливість визначається головним чином вмістом включень феромагнітних мінералів (в основному мінералів титаномагнетитової групи). На її величину впливає також форма і розмір зерен феромагнітних мінералів, розташування зерен один відносно одного. Найвищими значеннями магнітної сприйнятливості характеризуються залізисті кварцити (до 0,2). У інтрузивних гірських породах, де вміст оксидів заліза зростає при збільшенні основності, магнітна сприйнятливість збільшується від кислих до основних (у гранітів в основному не перевищує 10^{-5} , а у габро досягає 10^{-2}). Ультраосновні гірські породи характеризуються найширшим діапазоном зміни сприйнятливості: від слабо- до сильномагнітних, причому їх серпентинізація приводить до сильного збільшення сприйнятливості (до 10^{-2}). У метаморфічних гірських порід магнітна сприйнятливість, як правило, невелика і не перевищує $5 \cdot 10^{-6}$. Найменшими значеннями сприйнятливості характеризуються хомогенні осадові породи (до $3 \cdot 10^{-7}$).

Магнітна проникність μ – величина, що характеризує здатність речовини змінювати свою магнітну індукцію B під дією зовнішнього магнітного поля:

$$\mu = B / H. \quad (3.40)$$

Магнітна проникність зв’язана з магнітною сприйнятливістю таким співвідношенням:

$$\mu = 1 + 4\pi\kappa. \quad (3.41)$$

Для вакууму $\mu_0 = 1,256 \cdot 10^{-6}$, Гн/м.

Магнітна індукція B – величина, що характеризує напруженість магнітного поля в речовині, вона залежить від напруженості зовнішнього магнітного поля H і намагніченості речовини J :

$$B = H + 4\pi J. \quad (3.42)$$

За магнітними властивостями всі мінерали і гірські породи діляться 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 дуже низькою магнітною сприйнятливістю. За технологічною класифікацією всі мінерали і гірські породи залежно від їх питомої магнітної сприйнятливості розділяють на три групи:

– *сильномагнітні (ферромагнітні) мінерали*, що мають питому магнітну сприйнятливість $\chi > 3 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$. Ці мінерали (магнетит, маггеміт, піротин, франклініт і ін.) можуть вилучатися у магнітну фракцію на сепараторах з відносно слабким магнітним полем напруженістю $H = 70 - 120 \text{ кА/м}$;

– *слабкомагнітні мінерали*, що мають питому магнітну сприйнятливість $1 \cdot 10^{-8} \leq \chi \leq 6 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$. Ця найчисленніша група мінералів відповідає парамагнітним речовинам і включає оксиди, гідрооксиди та карбонати заліза і марганцю, вольфрамів, ільменіт, біотит, гранат і ін. Для вилучення цих мінералів у магнітну фракцію напруженість магнітного поля сепараторів мусить бути $H = 480 - 1600 \text{ кА/м}$;

– *немагнітні мінерали*, до яких належать парамагнітні мінерали з питомою магнітною сприйнятливістю $\chi < 1 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$ і всі діамагнітні мінерали ($\chi < 0$). Ці мінерали не вилучаються в магнітну фракцію навіть у сепараторах з сильним магнітним полем.

На мінеральне зерно в неоднорідному магнітному полі діє магнітна сила $F_{\text{магн}}$, що визначається за формулою:

$$F_{\text{магн}} = \mu_0 \chi H \text{ grad } H, \text{ Н/кг}, \quad (3.43)$$

де χ – питома магнітна сприйнятливість, $\text{м}^3/\text{кг}$; $H \text{ grad } H$ – магнітна сила поля, $\text{А}^2/\text{м}^3$.

Чим більша питома магнітна сприйнятливість, тим з більшою силою магнітне поле діє на мінеральне зерно. Мінеральні зерна, для яких магнітна сила більша суми протидіючих механічних сил (ваги, інерції, опору середовища, відцентрової та ін.), притягуються до полюсів магнітної системи і вилучаються у магнітний продукт. Мінеральні зерна з низькою магнітною сприйнятливістю практично не змінюють намагніченості, не взаємодіють з зовнішнім магнітним полем і рухаються у магнітному полі за траєкторіями, що залежать від дії тільки механічних сил. Ці мінеральні зерна вилучаються у немагнітний продукт.

Великий вплив на результати магнітної сепарації має різниця між питомими магнітними сприйнятливостями χ_1 і χ_2 зерен матеріалів, які розділяють, однорідність поля сепаратора за величиною магнітної сили ($H \text{ grad } H$) і крупність збагачуваного матеріалу. Відношення питомих магнітних сприйнятливостей поділюваних при збагаченні рудних і нерудних зерен (χ_1/χ_2) називається *коефіцієнтом селективності магнітного збагачення*:

$$k_{cm} = \chi_1 / \chi_2. \quad (3.44)$$

Для успішного розділення мінералів у магнітних сепараторах необхідно, щоб величина коефіцієнта селективності магнітного збагачення була не меншою 3–5. Таким чином, розділення мінеральних зерен у магнітному полі можливе при додержанні умови:

$$f_{1\text{магн}} > f_{\text{мех}} > f_{2\text{магн}}, \quad (3.45)$$

де $f_{1\text{магн}}$ і $f_{2\text{магн}}$ – питомі магнітні сили, що діють відповідно на рудні і нерудні зерна, Н/кг; $f_{\text{мех}}$ – рівнодіюча усіх механічних сил, віднесених до маси зерна і спрямованих протилежно дії питомих магнітних сил $f_{1\text{магн}}$ і $f_{2\text{магн}}$.

З нерівності (3.45) випливає, що зерна, для яких $f_{\text{магн}} > f_{\text{мех}}$, потрапляють у магнітний продукт, зерна, для яких $f_{\text{мех}} > f_{\text{магн}}$, – у немагнітний продукт.

При переміщенні через робочу зону сепаратора магнітні мінерали під дією магнітної сили $f_{\text{магн}}$ змінюють траєкторію руху, що дозволяє відділити їх від немагнітних. Розділення мінеральних частинок за магнітними властивостями може здійснюватись у трьох режимах (рис. 3.53):

- *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 зниженням його вилученням.

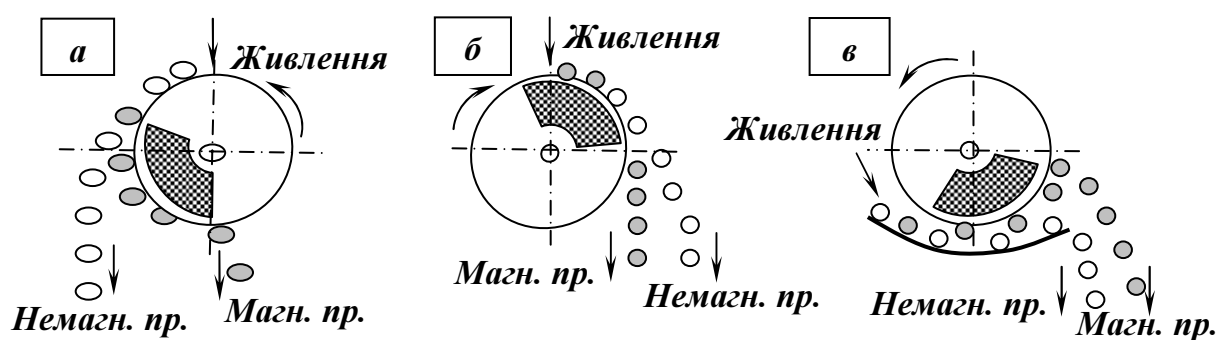


Рис 3.53. – Режими розділення частинок при магнітній сепарації.
а – відхилення; **б** – утримання; **в** – вилучення.

Магнітні процеси збагачення широко використовуються як основні при збагаченні залізних і марганцевих руд і для доводки концентратів при збагаченні руд різних кольорових і рідкісних металів. Залежно від питомої магнітної сприйнятливості мінералів, що вилуча-

ються, магнітне збагачення корисних копалин здійснюється в сепараторах з сильним магнітним полем (для слабомагнітних руд) і в сепараторах зі слабким магнітним полем (для сильномагнітних руд).

3.8.3. Магнітні сепаратори

Магнітні сепаратори – машини, в яких здійснюється процес магнітної сепарації. Магнітні сепаратори розрізняються залежно від багатьох факторів.

Залежно від *напруженості і сили магнітного поля* магнітні сепаратори розділяються на дві групи:

- сепаратори зі слабким магнітним полем ($H = 80 - 120$ кА/м) призначені для збагачення сильномагнітних руд (магнетитових) і регенерації феромагнітних суспензій (магнетитових, феросиліцієвих). Створення магнітного поля у цих сепараторах здійснюється відкритими магнітними системами. Неоднорідність поля досягається чергуванням декількох полюсів різнойменної полярності;

- сепаратори з сильним магнітним полем ($H = 600 - 1600$ кА/м) призначені для вилучення з руд слабомагнітних мінералів (лімоніту, сидериту, манганіту, піролюзиту та ін.). Для створення сильних магнітних полів у сепараторах використовують замкнені магнітні системи.

В залежності від середовища, що використовується для збагачення, сепаратори обох груп поділять на *сухі і мокрі*.

Сепаратори для мокрого збагачення залежно від напрямку руху живлення і способу видалення продуктів сепарації розділяють на (рис. 3.54):

- *прямотечійні*, де живлення і немагнітний продукт переміщуються в одному напрямку, а магнітні – відхиляються на кут $\alpha < 90^\circ$;

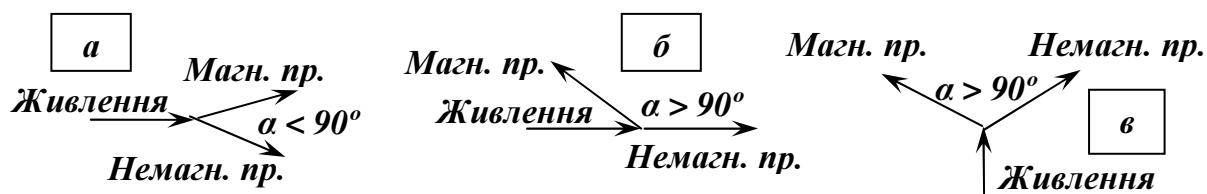


Рис. 3.54. – Режими магнітної сепарації.

a – прямотечійний; *б* – протитечійний; *в* – напівпротитечійний.

- *протитечійні*, де живлення і немагнітний продукт переміщуються в одному напрямку, а магнітні – у протилежному, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^\circ$;

– *напівпротитечійні*, де живлення подається у ванну знизу під тиском, а магнітний і немагнітний продукти переміщуються у протилежних напрямках, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^\circ$.

При розділенні тонкоподрібнених магнетитових руд у робочій зоні створюються флокули і пасма з магнітних зерен, у які захоплюються немагнітні зерна. Використання магнітних систем з чергуванням полюсів сприяє руйнуванню флокул і зменшенню забруднення магнітного продукту. Залежно від цієї ознаки сепаратори бувають з *магнітним перемішуванням і без магнітного перемішування*.

За конструкцією робочого органа сепаратори, що використовують для магнітного збагачення, розділяються на *барабанні, валкові, дискові, роликові, стрічкові, трубчаті* та ін.

Умовні позначки магнітних сепараторів наведені в табл. 3.10.

Таблиця 3.10. – Умовні позначки магнітних сепараторів

Цифрова позначка	Літерні позначки	Цифрові позначки
п – число робочих органів	ПБС – магнітний сепаратор барабанний сухий ЕБС – електромагнітний сепаратор барабанний сухий ПБМ – магнітний сепаратор барабанний мокрий ЕБМ – електромагнітний сепаратор барабанний мокрий ЕВС – електромагнітний сепаратор валковий сухий ЕВМ – електромагнітний сепаратор валковий мокрий ЕДС – електромагнітний сепаратор дисковий сухий ЕВМФ – електромагнітний поліградієнтний мокрий ЕБШМ – електромагнітний барабанний поліградієнтний мокрий	D, L – діаметр і довжина робочого органу, мм

Барабанні сепаратори (рис. 3.55) дістали широке використання в практиці збагачення магнетитових руд і для 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 ЮНДК-24) або з електромагнітів. Напруженість магнітного поля у робочому зазорі коливається в межах 80 – 150 кА/м. Магнітна система фіксується у певному 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, в яких чергування полюсів виконано у напрямку руху матеріалу (уздовж робочого зазору), називаються сепараторами з магнітним перемішуванням. Ефект магнітного перемішування матеріалу в робочому зазорі може бути також досягнутий у пульсуючому полі, що створюється електромагнітними системами. У сепараторів без магнітного перемішування застосовується електромагнітна система з полюсами у вигляді сталевих секторів, полярність яких чергується уздовж осі барабана. Між полюсами розміщуються котушки обмоток, на які подається постійний струм.

За своїм призначенням барабанні сепаратори зі слабким полем діляться на сепаратори для сухого збагачення грудкового матеріалу крупністю до 50 мм, відцентрові (швидкісні) сепаратори для сухого збагачення дрібних продуктів крупністю до 3 мм, сепаратори для мокрого збагачення дрібних продуктів крупністю до 5 – 6 мм і сепаратори для регенерації феромагнітних обважнювачів крупністю до 1 мм.

Вихідне живлення в робочу зону сепараторів 3 для сухого збагачення подається переважно механічними живильниками 2, для мокрого – через завантажувальний короб 5. У сепаратори для сухого збагачення живлення подається на барабан, а в сепаратори для мокрого збагачення – під барабан.

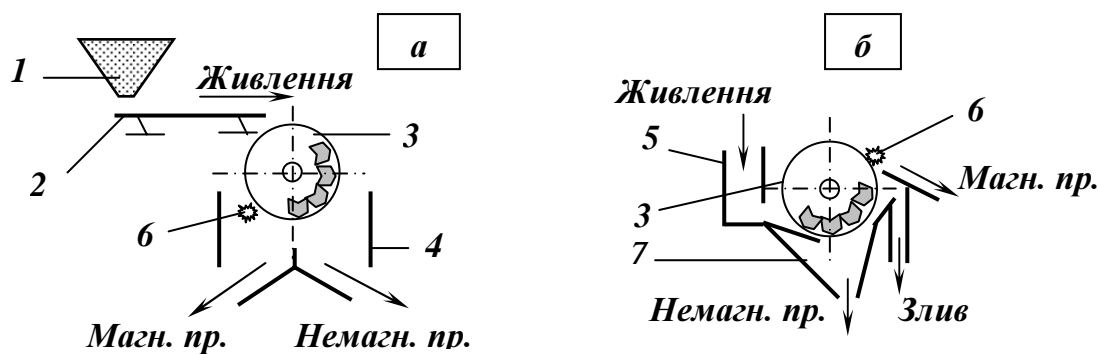


Рис. 3.55. – Схеми барабанних сепараторів:

а – для сухого збагачення; **б** – для мокрого збагачення.

1 – бункер руди; 2 – живильник; 3 – робочий орган (барабан);

4 – розвантажувальний короб; 5 – завантажувальний короб;

6 – щітка; 7 – ванна.

В робочій зоні магнітні частинки притягуються до барабана і виносяться ним з сепаратора у збірник для концентрату. Немагнітні частинки розвантажуються під дією власної ваги у збірник для відходів. Для збору і розвантаження продуктів сепарації при сухому збагаченні

служить короб 4 з розподільними шиберами, а при мокрому – ванна 7. Магнітний продукт з барабанів знімається щіткою 6 або скребком.

Для збагачення слабомагнітних руд, а також видалення залізних домішок зі скляної, керамічної і абразивної сировини застосовуються переважно *валкові* і рідше – *дискові* сепаратори. Характерною особливістю цих машин є наявність замкненої електромагнітної системи, що створює в зазорі біля зубців робочого органу (валок, ролик, диск) поле великої напруженості ($H = 800 - 1600$ кА/м). Оскільки поле високої напруженості у великому зазорі створити важко, сепаратори мають робочу зону невеликих розмірів, а крупність збагачуваного матеріалу не перевищує 5 – 6 мм. Добором форми зубців і профілю полюсного наконечника, який протистоїть зубцям, досягається велика неоднорідність поля, що забезпечує необхідну силу притягання слабомагнітних мінералів до зубців.

Валкові сепаратори (рис. 3.56) застосовуються для сухого і мокрого збагачення руд корінних і розсипних родовищ крупністю до 5 мм. Сепаратори цього типу складаються з електромагнітної системи, валків 1, завантажувальних і розвантажувальних пристроїв. Електромагнітна система складається з магнітопроводу 2 і обмоток 3. Замикання магнітного потоку відбувається через валок у радіальному напрямку. Число валків залежно від типорозміру і призначення сепаратора може бути 2, 4 або 6.

Вихідний матеріал надходить у зазор між валками і полюсними наконечниками. В сепаратор для сухого збагачення матеріал подається живильником, у сепаратор для мокрого збагачення – через завантажувальну коробку. В робочій зоні магнітна фракція притягується до виступів валка і при його обертанні виноситься за межі дії поля (розвантажувється з сепаратора). Немагнітний продукт рухається по виїмках у полюсних наконечниках і через щілини в них під дією власної ваги направляється у розвантажувальний короб.

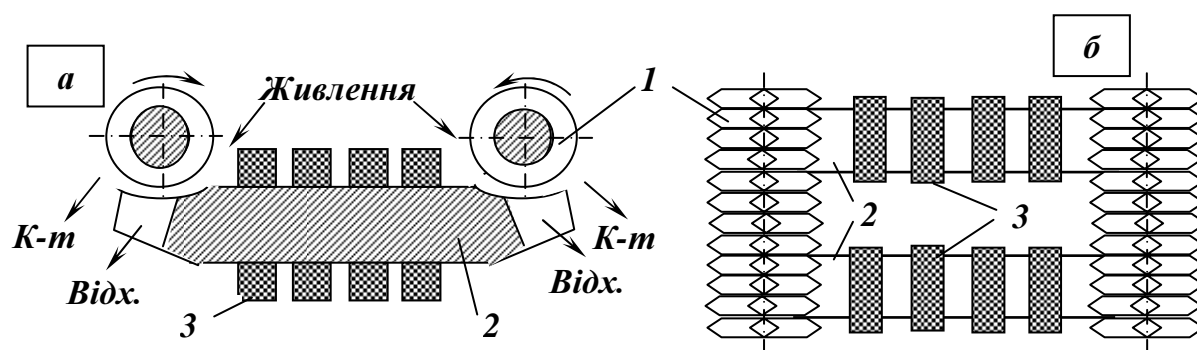


Рис. 3.56. – Схема валкового сепаратора:

а – сепаратор; *б* – магнітна система.

1 – валки; 2 – магнітопровід; 3 – обмотки електромагніту.

Дискові сепаратори застосовують для доводки концентратів руд рідкісних металів, вольфраму і деяких інших матеріалів. Вони забезпечують одержання досить високих якісних показників, але продуктивність їх мала (практично не перевищує 0,25 т/год).

Дисковий сепаратор (рис. 3.57) складається з двох дисків 1 діаметром 600 мм, магнітопроводу 2 з обмотками 3, живильника 4 і вібраційного лотка 5 шириною 400 мм. Диски виготовляються з малоуглецевої сталі і розташовуються над полюсними наконечниками. Між наконечниками і дисками знаходиться вібраційний лоток, що виготовляється з немагнітних матеріалів. Замикання магнітного потоку відбувається через диски в осьовому напрямку.

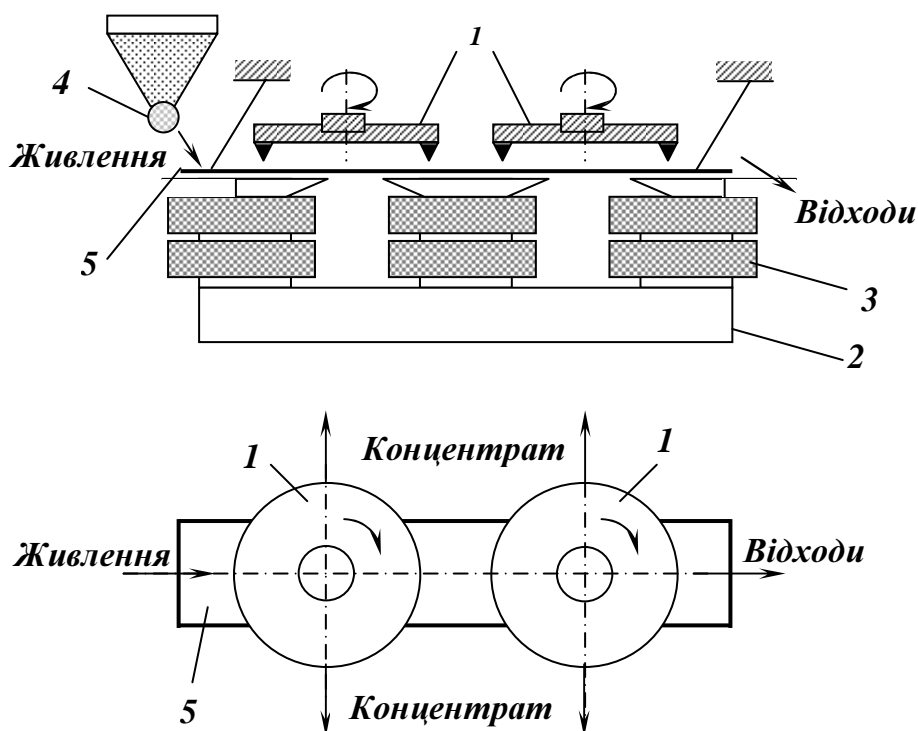


Рис. 3.57. – Схема дискового сепаратора:
1 – диски; 2 – магнітопровід; 3 – обмотки; 4 – живильник;
5 – вібралоток.

Вихідний матеріал барабанним живильником рівномірно розподіляється по лотку і за рахунок вібрацій транспортується під обертіві диски. Магнітні частинки притягуються до загострених країв дисків, виносяться за межі лотка і зчищаються щітками у концентратний бункер. Немагнітні частинки проходять уздовж лотка і розвантажуються в бункер для відходів.

При магнітному збагаченні слабوماгнітних руд важко дається розділення тонкоподрібнених матеріалів. Мокре збагачення цих матеріалів у валкових електромагнітних сепараторах недостатньо ефектив-

не, що пояснюється великим гідравлічним опором руху для 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 кулі стикаються у точці. Тому навіть при невеликій напруженості магнітного поля в робочій зоні у точках стикання настає магнітне насичення, а суміжні ділянки характеризуються великим об'ємним градієнтом і, отже, великою силою поля. В ділянках з великою силою магнітного поля має місце інтенсивне притягання і утримання тонкоподрібнених слабomagнітних частинок, у той же час немагнітні частинки фільтруються через проміжки між кулями.

Поліградієнтний сепаратор (рис. 3.58) складається з барабана 1, в середині якого закріплена магнітна система 2. Робоча зона сепаратора заповнена сталевими кулями 3. У нижній частині ванни 4 розташовано дугове сито 5 з порогом 6. Сепаратор обладнаний живильником 7 і брызкалами 8 і 9.

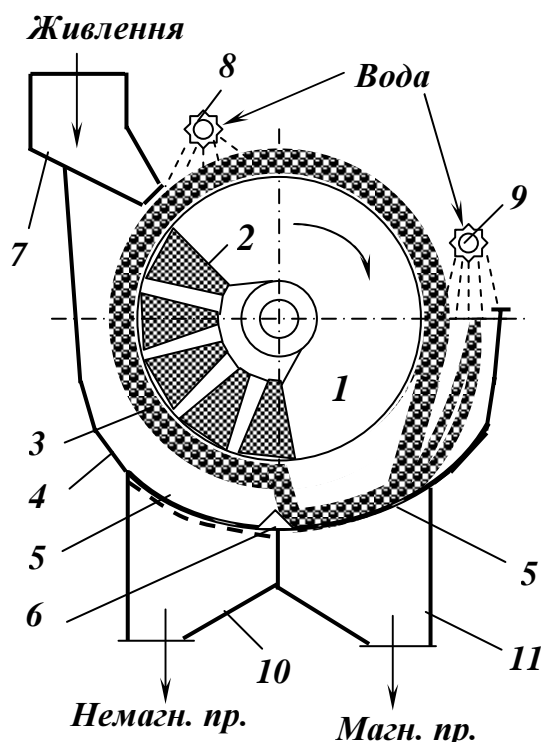


Рис. 3.58 – Схема поліградієнтного сепаратора:

- 1 – барабан;
- 2 – магнітна система;
- 3 – сталеві кулі;
- 4 – ванна;
- 5 – сито;
- 6 – поріг;
- 7 – живильник;
- 8, 9 – брызкала;
- 10 – породний відсік;
- 11 – концентратний відсік.

Вихідний матеріал з живильника у вигляді пульпи подається на шар куль, який утримується на барабані полем магнітної системи.

Немагнітні частинки профільтровуються через шар куль і надходять у породний відсік 10 ванни. Магнітні частинки утримуються магнітною силою в каналах між кулями, піднімаються з ними у верхню частину барабана, де відбувається остаточне відмивання немагнітних частинок водою з бризкала 8. Кулі разом з магнітними частинками транспортуються барабаном на сито 5, де виконується відмивання магнітних частинок водою з бризкала 9. Магнітні частинки потрапляють у концентратний відсік 11 ванни, а кулі проходять через поріг і знов подаються у зону дії магнітного поля. Далі процес повторюється.

Один з перспективних напрямків розвитку магнітного збагачення – створення високоградієнтних кріомагнітних сепараторів. Їх специфічною особливістю є створення магнітного поля надпровідною системою. Ефективне вилучення слабوماгнітної (парамагнітної) корисної копалини крупності 0,01-1,00 мм забезпечується створенням сильного магнітного поля сепаратора (до 3-5 Тл), що в декілька разів перевищує поле традиційних (ненадпровідних) сепараторів, а також створенням високих градієнтів поля (до 100 і більше Тл/см) в зоні сепарації.

Призначення високоградієнтних кріомагнітних сепараторів:

- збагачення окиснених слабкомагнітних залізних руд: гематитових, сидеритових, гетитових;
- збагачення слабкомагнітних руд: нікелевих, марганцевих, хромових, молібденових, уранових, вольфрамових;
- збагачення слабкомагнітних рідкіснометалічних, рідкісноземельних, золотомісних руд, розсипів і техногенних відходів;
- очищення каолінів, бокситів, глазури, графітів, вогнетривів, тальку, магнезиту, карбонату кальцію, доломіту, польового шпату від залізистих та ін. парамагнітних (в т.ч. барвників) домішок;
- очищення пісків для скляної і керамічної промисловості;
- очищення технологічної та оборотної води прокатних станів і атомних електростанцій;
- очищення стічних вод хімічних виробництв.

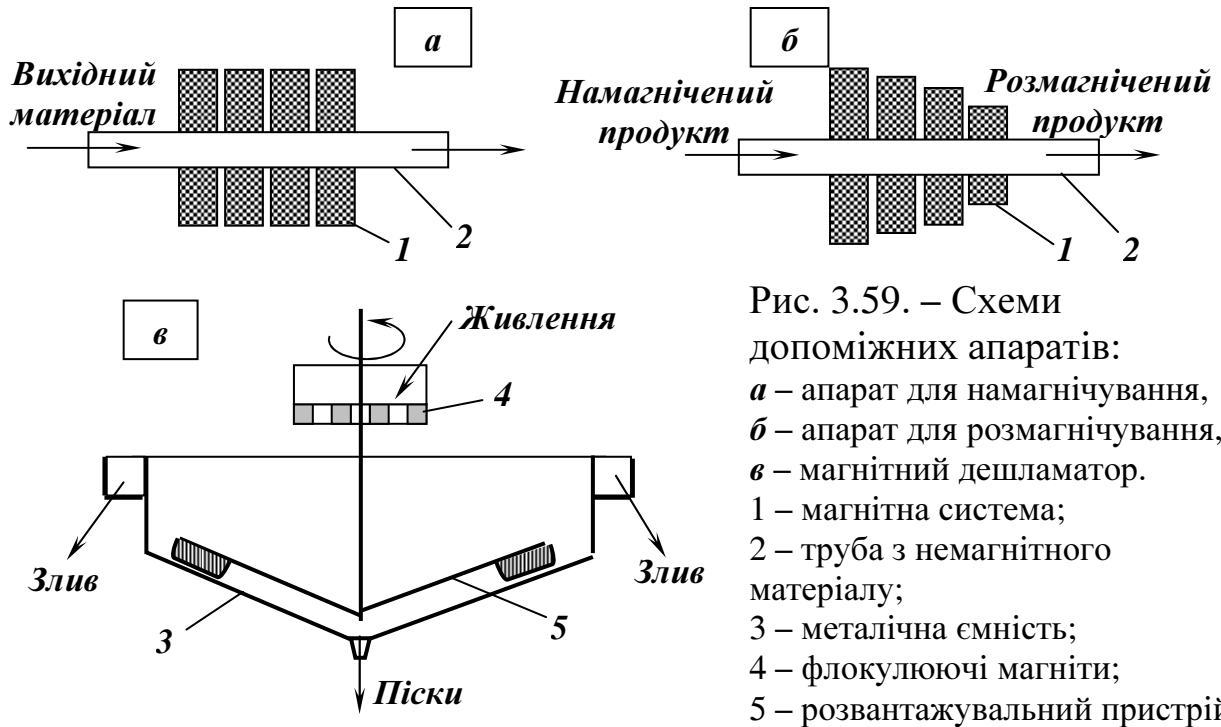
Високоградієнтні кріомагнітні сепаратори належать до екологічно чистого збагачувального обладнання. У порівнянні з іншими магнітними сепараторами вони забезпечують суттєво менше енергоспоживання і підвищену питому продуктивність.

3.8.4. Допоміжні апарати при магнітному збагаченні

При збагаченні магнетитових руд і регенерації феромагнітних суспензій виконуються операції намагнічування і розмагнічування.

Апарати для намагнічування (рис. 3.59 *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 зовні 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. 3.59 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 певного максимального значення до нуля, але градієнт зниження напруженості магнітного поля повинен бути невисоким. При переміщенні пульпи по мірі зниження напруженості магнітного поля знижується і намагніченість частинок.

Магнітні дешламатори (рис. 3.59 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 флокулюючими магнітами 4 і пристроїв

для розвантаження продуктів операції. Для згущення і знешламлення пульпа надходить у живильну коробку, у днищі якої вмонтовані чотири намагнічуючі апарати. Пульпа проходить через намагнічуючі апарати, де вона намагнічується зі створенням флокул з сильномагнітних частинок. Флокули швидко осідають на дно ємності, тут згущені магнітні піски гребковим пристроєм 5 переміщуються до центрального розвантажувального отвору і видаляються з дешламатора. Шлами захоплюються висхідними потоками води і розвантажуються через поріг у кільцевий жолоб.

3.8.5. Схеми магнітної сепарації

В залежності від властивостей вихідної сировини магнітна сепарація може бути основним методом збагачення у технологічній схемі фабрики або одним з методів у комбінованих схемах, де застосовується декілька методів збагачення.

При збагаченні магнетитових руд магнітна сепарація (у слабкому полі) використовується як основний процес (рис. 3.60). Звичайно технологічна схема переробки магнетитових руд включає три-чотири стадії дроблення, після чого дроблена руда надходить у головний корпус фабрики, де вона подрібнюється і збагачується.

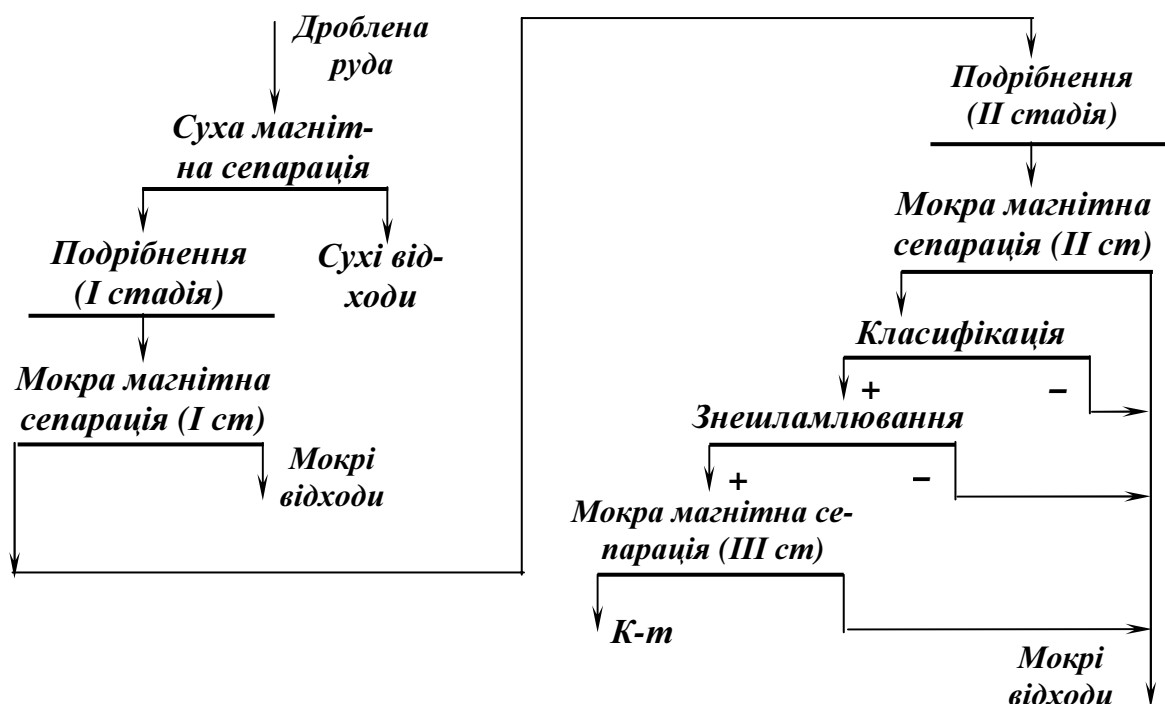


Рис. 3.60. – Схема магнітного збагачення магнетитової руди.

При магнітному збагаченні руд з відносно крупним вкрапленням магнетиту застосовують суху сепарацію, що виконується за один або

два прийоми з виділенням відвальних відходів і промпродукту, який направляється на подрібнення і збагачення.

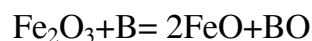
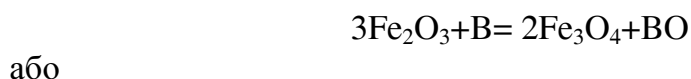
Після подрібнення руда збагачується мокрою магнітною сепарацією. Мокра магнітна сепарація звичайно проводиться за три стадії, кожна з них включає від одного до трьох прийомів. На першій стадії руда збагачується з виділенням відвальних відходів і промпродукту, що направляється у другу стадію на подрібнення і збагачення. На другій стадії одержують відвальні відходи і чорновий концентрат, який доводиться у третій стадії.

Для магнітного збагачення руд з тонким вкрапленням рудних і породних мінералів застосовуються більш складні схеми. Характерною особливістю цих схем є збільшення стадій подрібнення до трьох – чотирьох і магнітної сепарації – до п'яти.

Як правило, для слабomagнітних руд магнітне збагачення застосовується у поєднанні з іншими збагачувальними процесами – гравітаційним, флотаційним, електричним.

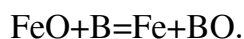
Магнітне збагачення у сепараторах зі слабим полем може бути використано при переробці слабomagнітних залізних руд (гематитових, сидеритових, бурозалізнякавих) після їх магнетизуючого випалення.

При випалюванні парамагнітні оксиди заліза і його карбонати – гематит, гідрооксиди, сидерит – перетворюються у феромагнітні оксиди – магнетит, маггеміт, ін. та у феромагнітні металізовані продукти – залізну губку та крицю. Зокрема гематит відновлюється до магнетиту:



Тут В – відновлювач, замість якого можуть бути застосовані H_2 , С, CO , CH_4 та ін.

Парамагнітний закис заліза FeO переходить у феромагнітне залізо:



В Україні процес випалювально-магнітного збагачення залізних руд був ґрунтовно опрацьований В.І.Кармазіним, Г.В.Губіним та ін.

Для магнетизуючого випалення залізних руд використовують: трубчасті печі (найбільш освоєні); шахтні печі; багатоподові скребкові печі; конвеєрні печі; печі киплячого шару; вихрові камери; установки суміщеного процесу «помел-випалення».

Інтенсивний процес відновлення парамагнітних сполук заліза у феромагнітні проходить за таких умов: швидкість газу понад 1 м/с; крупність матеріалу

менше 5 мм; при раціональному температурному режимі і концентрації відновника, величини яких залежать від виду застосовуваного відновника: для водню ця температура – в межах 500-800 °С; оксиду вуглецю 700-800 °С; для метану – дещо нижче 900 °С.

Інколи у природній залізній руді є домішки органічних речовин в кількості 0,1-0,3 мас. % в перерахунку на вуглець. Цього повністю достатньо, щоб перевести більшу частину гематиту в магнетит шляхом випалення без добавки спеціального відновлювача. В цьому випадку випалення гематиту та сидериту здійснюють при температурі 600-700 °С. Раціональна крупність оброблюваного матеріалу – 0-3 мм.

Після випалювального відновлення рудний матеріал збагачують відомими магнітними методами.

Випалювально-магнітне збагачення залізних руд практикувалося в Україні на Центральному гірничозбагачувальному комбінаті, де побудована фабрика випалювально-магнітного збагачення окиснених залізних руд продуктивністю по вихідній руді 9 млн т на рік. Для випалення використовувалися трубчасті печі. Проектна продуктивність печі – 42 т/год. Вихідну руду крупністю 0-25 мм живильником подають у піч. В результаті обертання печі вона переміщується по її довжині. Тривалість перебування в печі – 1,5-2,5 год. При спалюванні природного газу відбувається нагрівання руди до 700-800 °С і при контакті з речовиною-відновлювачем відновлення її до магнетиту. Випалену руду подають в охолоджувальний барабан, заповнений водою. Після охолодження і зневоднення руду подрібнюють в стержневому млині і направляють на магнітну сепарацію.

Процес випалювально-магнітного збагачення залізних руд знайшов практичне застосування в багатьох країнах світу – Угорщині, Чехії, Болгарії, Китаї, Італії, США і Канаді.

3.8.6. Фактори, що впливають на процес магнітної сепарації

Основними факторами, що впливають на процес магнітної сепарації, є: напруженість магнітного поля і його неоднорідність, параметри робочої зони, швидкість обертання барабанів і валків, крупність і магнітні властивості збагачуваної руди, густина живлення сепараторів.

Напруженість магнітного поля визначає величину магнітної сили. Крім того, магнітна сила залежить від магнітної сприйнятливості мінералу і ступеня неоднорідності поля. Збільшення напруженості поля сприяє збільшенню магнітної сили, а це значить, що до магнітної фракції можна вилучати мінерали з меншою магнітною сприйнятливістю. У свою чергу це впливає на вихід і якість продуктів розділення.

Параметри робочої зони (довжина і висота) визначають продуктивність сепаратора:

$$Q = qn(L - 0,1) , \text{ т/год} \quad (3.46)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м; n – число головних робочих елементів сепаратора; L – довжина робочого елемента (барабана, валка), м.

Зі збільшенням діаметра і довжини барабана (валка) довжина робочої зони зростає, що дозволяє підвищити вилучення магнітних мінералів і продуктивність сепаратора.

Швидкість обертання барабанів і валків у значній 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).

Крупність збагачуваної руди впливає на магнітні властивості мінералів, що розділяються. Зі зменшенням крупності частинок їх питома магнітна сприйнятливості також зменшується.

Питома магнітна сприйнятливості впливає на селективність розділення рудних і породних мінералів. Чим більше розрізняються мінерали своїми магнітними сприйнятливостями, тим легше їх розділити у магнітному полі, і навпаки. Селективність магнітного збагачення характеризується коефіцієнтом селективності (3.44).

Густина живлення сепараторів впливає на технологічні показники сепарації. Збільшення вмісту твердої фази у живленні сприяє підвищенню продуктивності сепаратора, але в той же час – зниженню якості продуктів збагачення, і навпаки.

3.9. ЕЛЕКТРИЧНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

3.9.1. Визначення і загальна характеристика

Електричне збагачення (електрична сепарація) – процес розділення зерен мінералів з різними електричними властивостями (електризованість, електропровідність та діелектрична проникність), залежно від яких під дією електричного поля змінюються траєкторії їх руху.

Електрична сепарація запропонована у 1870 р. у США. В промисловості вперше метод застосовано на початку ХХ ст. в США (1901 р. – Блек, Моршер, 1905 р. – Гуфф). В Україні метод, зокрема, знайшов застосування на Вільногорський МК для доводки комплексних титаноцирконієвих гравітаційних концентратів.

Сьогодні електрична сепарація застосовується для доводки чорнових концентратів алмазних і рідкіснометалічних руд: титаноцирконієвих, тантало-ніобієвих, олов'яно-вольфрамових, рідкісно-

земельних (монацит-ксенотимових). Менш поширена електрична сепарація гематитових руд, кварцу і польового шпату, збагачення калійних (сильвінітових) руд, вилучення вермікуліту та ін. Для збагачення корисних копалин, а також розділення за крупністю (електрокласифікація) використовують різні електрофізичні властивості: електропровідність, діелектричну проникність, поляризацію тертям, нагріванням та ін. У залежності від способу утворення на частинках заряду і його передачі у процесі електричної сепарації розрізняють електростатичну, коронну, діелектричну, трибоадгезійну сепарації. При електростатичній сепарації розділення проводиться у електростатичному полі, частинки заряджаються контактним або індукційним способом. Розділення за електропровідністю відбувається при зіткненні частинок з електродом (напр., зарядженою поверхнею барабана; електропровідні частинки при цьому отримують однойменний заряд і відштовхуються від барабана, а неелектропровідні не заряджаються). Утворення різнойменних зарядів можливе при розпиленні, ударі або терті частинок об поверхню апарата (трибоелектростатична сепарація). Вибіркова поляризація компонентів суміші можлива при контакті нагрітих частинок з холодною поверхнею зарядженого барабана (піроелектрична сепарація). Коронна сепарація проводиться у полі коронного розряду, частинки заряджаються йонізацією. Коронний розряд створюється в повітрі між електродом у вигляді вістря або дроту і заземленим електродом, напр., барабаном; при цьому провідні частинки віддають свій заряд заземленому електроду. Частинки також можуть заряджатися йонізацією, наприклад, радіаційною. Діелектрична сепарація проводиться за рахунок пондеромоторних сил в електростатичному полі; при цьому частинки з різною діелектричною проникністю рухаються за різними траєкторіями. Трибоадгезійна сепарація базується на відмінностях в адгезії частинок після їх електризації тертям. Тертя реалізується при транспортуванні частинок по спеціальній підкладці, в киплячому шарі при зіткненні частинок одна з одною. Можливі комбіновані процеси електричної сепарації: коронно-електростатичний, коронно-магнітний та ін. Відносно мала поширеність процесу. пояснюється її високою енергоємністю, необхідністю експлуатації складного високовольтного обладнання (напругою 20-60 кВ), а також вимогами до ретельного попереднього просушування матеріалу, що важко забезпечити на збагачувальних фабриках.

За продуктивністю, економічними та технологічними характеристиками процес електричного збагачення конкурує з флотацією. Економіко-екологічні оцінки фахівців (В.В.Кармазін), показують, що в майбутньому, в зв'язку з дефіцитом прісної води, роль електричних методів збагачення буде зростати.

3.9.2. Теоретичні основи електричного збагачення

При електричній сепарації використовують в основному такі електричні властивості мінералів, як електропровідність, діелектрична проникність, а також їх здатність заряджатися під впливом деяких фізичних ефектів (трибо-, піро- і п'єзоелектричний ефекти, контактний потенціал). Процес електричної сепарації полягає у взаємодії електричного поля з зарядженою мінеральною частинкою. Електрична сепарація застосовується для збагачення зернистих сипучих матеріалів крупністю 0,05–3 мм, коли їхня переробка іншими методами не ефективна 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 (рис. 3.61) діє на заряджені частинки. Рух частинок у електричному полі залежить від його напруженості і неоднорідності, а також від заряду частинок, а конфігурація поля – від форми і розташування електродів.

Напруженістю електричного поля E в точці називається величина, що дорівнює відношенню сили, з якою поле діє на позитивний заряд у даної точці, до цього заряду:

$$E = F / Q, \text{ В/м}, \quad (3.47)$$

де F – сила, що діє на заряд, Н; Q – величина заряду, Кл.

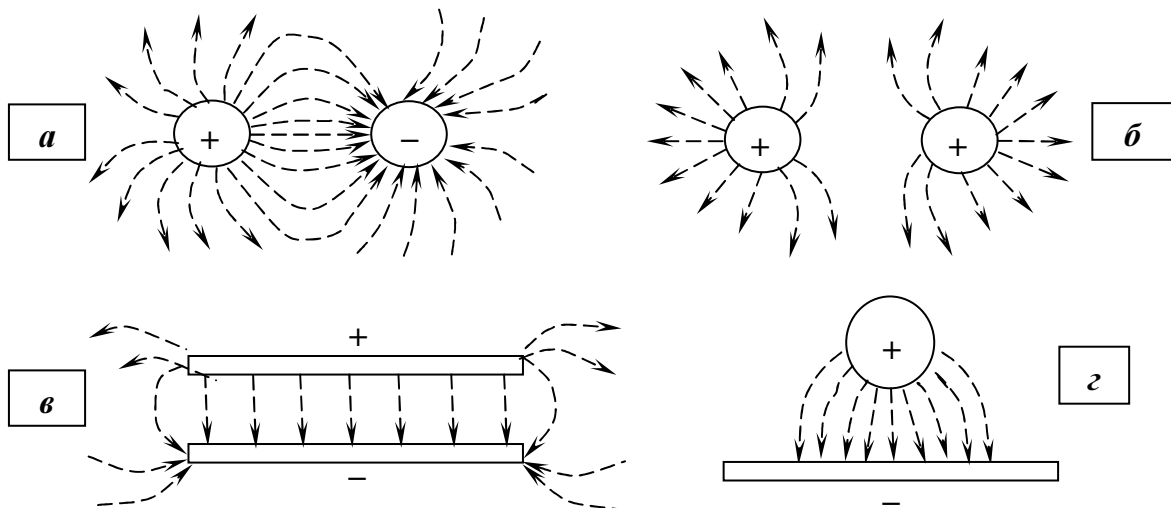


Рис. 3.61. – Конфігурації електричних полів:

а – двох різнойменних зарядів; **б** – двох однойменних зарядів;
в – двох різнойменних пластин; **г** – різнойменних дроту і пластини.

Для електричної сепарації використовуються поля з напруженістю близько $6 \cdot 10^5$ В/м при напрузі на електродах $U = 20 - 70$ кВ.

Між паралельними плоскими полюсами-електродами (рис. 3.60 *в*) силові лінії паралельні і поле *однорідне*. При точкових відокремлених полюсах (рис. 3.60 *а, б, г*) силові лінії розходяться по радіусах і число їх зменшується пропорційно квадрату відстані від полюса. У цьому випадку поле – *неоднорідне*. Неоднорідність поля характеризується *градієнтом напруженості*:

$$\text{grad}E = dE / dx, \text{ В/м}^2, \quad (3.48)$$

де dE – зміна напруженості поля у напрямку x на відрізку dx .

Величина напруженості поля залежить від діелектричної проникності середовища, у якому знаходиться поле, температури та інших факторів.

Діелектрична проникність середовища показує, у скільки разів сила взаємодії зарядів у даному середовищі менша, ніж у вакуумі. Абсолютна діелектрична проникність ϵ_a діелектрика – величина, що дорівнює добутку діелектричної проникності діелектрика ϵ і електричної сталої ϵ_0 ($\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12} \text{ Ф/м}$):

$$\epsilon_a = \epsilon \cdot \epsilon_0. \quad (3.49)$$

Результати взаємодії мінеральної частинки з електричним полем залежать від її електричних властивостей. При електричній сепарації використовують в основному відмінності мінералів у електропровідності, діелектричній проникності, електризації тертям і адгезії. Залежно від електропровідності усі мінерали поділяють на три групи:

– *провідники* з питомою електропровідністю $10^{-1} \leq \rho \leq 10^4 \text{ Сим/м}$ (Сименс/м). До провідників належать самородні метали, багато сульфідних мінералів, графіт, ільменіт, рутил, титаномagnetит і ін.;

– *напівпровідники* з питомою електропровідністю $10^{-2} \leq \rho \leq 10^{-10} \text{ Сим/м}$. До напівпровідників відносять гранат, лімоніт, гематит, сидерит, молібденіт, псиломелан, станін і ін.;

– *непровідники (діелектрики)* з питомою електропровідністю $10^{-11} \leq \rho \leq 10^{-20} \text{ Сим/м}$. Непровідниками є алмаз, каситерит, циркон, шеєліт, кварц, кальцит і ін.

Електропровідність мінеральних частинок характеризується об'ємною і поверхневою складовими. Об'ємна електропровідність мінералу може коливатися у значних межах залежно від вмісту у мінеральних частинках сторонніх домішок. Поверхнева електропровідність залежить від стану поверхні, наявності на поверхні мінералу окисних плівок, вологи, поверхнево-активних речовин і т.д. Природну поверхневу електропровідність мінералів у ряді випадків можна змінити в необхідному напрямку обробкою їх спеціальними реагентами.

Внаслідок обробки збільшується різниця у електропровідності мінералів, особливо діелектриків, а 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 постійного напруження рух електричних зарядів у провідниках відбувається безперервно, а у діелектриках зсув зарядів швидко припиняється, після чого вони залишаються поляризованими. При поляризації діелектрика на поверхні частинок з протилежних кінців створюються заряди протилежних знаків, але ці заряди, на відміну від індукованих у провіднику, є зв'язаними і їх не можна розділити.

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 мінерала-провідника до поверхні електрода приводить до того, що він практично миттєво набуває потенціалу електрода. Діелектрики до потенціалу електрода заряджаються поступово, свій потенціал (первинний заряд) вони можуть зберігати протягом кількох секунд або хвилин.

При *індукційній електризації* мінеральні частинки вільно рухаються між електродами і внаслідок різної природи та кінетики утворення електричні заряди, що виникають на провідниках і діелектриках, відрізняються величиною. Але за абсолютною величиною ця різниця зарядів мала, що не дозволяє ефективно розділяти мінеральні суміші.

При *комбінованому способі електризації контактом і 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 або 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 пластики. Під впливом електричного поля потік газових йонів рухається від коронуючого електрода до заземленого. Мінеральні частинки, що переміщуються крізь потік йонів, заряджаються. Різниця у величинах зарядів, що одержали частинки в 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 мінералів, які розділяють при збагаченні. Цей спосіб зарядки найчастіше 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, виконаного у формі лотка. Внаслідок тертя одні мінерали здобувають позитивний заряд і в електричному полі притягуються до негативного електрода, інші мінерали здобувають негативний заряд і притягуються до позитивного електрода. Деякі мінерали не володіють здатністю електризуватися тертям.

В електричному полі сепаратора розділення по-різному заряджених частинок здійснюється внаслідок взаємодії електричних і механічних сил.

Електричні сили, що діють між частинками, визначаються такими параметрами електричного поля: наявність носіїв заряду (поле з рухомими носіями зарядів або без них), полярність поля (постійна або змінна), однорідність поля (однорідне або неоднорідне), система електродів (замкнена або відкрита), середовище сепарації (рідина або газ).

Сили, що діють на частинку:

– *електрична кулонівська сила*, що обумовлена притяганням частинки до протилежного за знаком електрода і відштовхуванням від однойменного:

$$F_{ел} = Q / E, \text{ Н}, \quad (3.50)$$

де Q – заряд частинки, Кл; E – напруженість електричного поля В/м.

Електрична сила проявляється при всіх указаних параметрах поля, тому електричне збагачення можливе як у однорідному, так і у неоднорідному полях (на відміну від магнітного збагачення). Але вплив цієї сили на траєкторію руху частинки у полі змінної полярності незначний внаслідок великої механічної інерції частинок;

– *сила дзеркального відбиття* виникає під дією індукованого на електроді заряду, що дорівнює заряду частинки. Сила спрямована до електрода і намагається втримати частинку на ньому або біля нього, для повітряного середовища вона дорівнює:

$$F_{\text{дз}} = Q^2 / (4\pi\epsilon_0 r), \text{ Н}, \quad (3.51)$$

де r – радіус частинки, м; ϵ_0 – електрична стала ($\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м).

Сила дзеркального відбиття виникає також при всіх параметрах поля, але дія її помітна тільки поблизу електрода або при контакті з ним. За абсолютною величиною вона значно менша від електричної сили;

– *пондеромоторна сила* обумовлена різницею між діелектричними проникностями частинки (ϵ) і середовища (ϵ_*), у якому здійснюється сепарація:

$$F_{\text{пм}} = 4\pi\epsilon_*\epsilon_0 r^3 \cdot \frac{\epsilon - \epsilon_*}{\epsilon + 2\epsilon_*} \cdot E \cdot \text{grad}E, \quad (3.52)$$

де $\text{grad}E$ – похідна напруженості електричного поля у напрямку її максимальної зміни, В/м².

Напрямок дії пондеромоторної сили не залежить від знака заряду електрода. Ця сила намагається виштовхнути частинку у слабкіші ділянки поля при $\epsilon < \epsilon_*$ і, навпаки, втягнути при $\epsilon > \epsilon_*$. Пондеромоторна сила проявляється тільки в неоднорідному полі, і її значення залежить від характеристики середовища. При сепарації у повітряному середовищі вона дуже мала у порівнянні з електричною, але в рідині з високою діелектричною проникністю досягає значень достатніх, для розділення матеріалів;

– *відцентрова сила*, що виникає при обертанні осаджувального електрода і діє на частинку у напрямку від осі електрода до його поверхні:

$$F_{\text{вц}} = 2mV^2 / D, \text{ Н}, \quad (3.53)$$

де m – маса частинки, кг; V – окружна швидкість обертання барабана сепаратора, м/с; D – діаметр барабана, м.

– *гравітаційна сила*, величина нормальної і тангенціальної складових якої залежить від положення частинки на барабані:

$$F_{\text{гр}} = mg, \text{ Н.} \quad (3.54)$$

Таким чином, результуюча сила, що притискає частинку до поверхні барабана, дорівнює:

$$F = F_{\text{ел}} + F_{\text{дз}} - F_{\text{ім}} - F_{\text{вц}} \pm F_{\text{гр}}, \text{ Н.} \quad (3.55)$$

В залежності від положення частинки на поверхні барабана величина цих сил неоднакова.

При виході частинки із зони дії коронного розряду дія сил $F_{\text{ел}}$ і $F_{\text{ім}}$ припиняється. Крім того, при віддаленні частинки з зони коронного розряду слабшає дія сили дзеркального відбиття $F_{\text{дз}}$, тому що частинка поступово розряджається.

Неоднакова дія й сили ваги: на верхній ділянці барабана вона притискає частинку до поверхні, а на нижній – відриває.

Величина пондеромоторної сили дуже мала у порівнянні з електричною і дзеркального відбиття, тому нею при розрахунках можна знехтувати. Також дуже мала в зоні дії коронного розряду величина сили ваги, отже, результуюча сила, що притискає частинку до поверхні барабана, дорівнюватиме:

$$F = F_{\text{ел}} + F_{\text{дз}} - F_{\text{вц}}, \text{ Н,} \quad (3.56)$$

а результуюча сила, що утримує частинку після її виходу із зони дії коронного розряду, буде:

$$F = F_{\text{ел}} - F_{\text{вц}} - F_{\text{гр}}, \text{ Н.} \quad (3.57)$$

Сили молекулярного зчеплення частинок між собою і з електродом до уваги не беруться, бо для зернистого матеріалу вони відносно малі. Інерційні сили діють на завершальному етапі і вирішального значення не мають.

3.9.3. 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, електричними і механічними силами, що діють на частинки, та іншими ознаками. Основні

конструкційні типи сепараторів, що використовуються у практиці збагачення, такі:

- електростатичні (барабанні, камерні, каскадні, пластинчаті);
- коронні і коронно-електростатичні (барабанні, камерні);
- трибоелектричні.

Умовні позначки електричних сепараторів наведені в табл. 3.11.

Таблиця 3.11. – Умовні позначки електричних сепараторів

Літерні позначки	Цифрові позначки
СЕС – сепаратор електростатичний ЕКС – сепаратор коронно-електростатичний СТЕ – сепаратор трибоелектричний	L – довжина осаджувального електрода, мм

В *електростатичних барабанних сепараторах* (рис. 3.62 *а*) розділення частинок здійснюється за різницею у їх електропровідності. Процес сепарації відбувається таким чином. Вихідний матеріал з бункера 1 подається на заряджений барабан 2, що обертається. На поверхні барабана частинки провідників заряджаються швидко і в результаті взаємодії однойменних зарядів відштовхуються від барабана і падають у збірник 3. Частинки непровідників заряджаються повільно, утримуються на барабані і знімаються щіткою 4 у збірник 5. Кількість і якість провідної і непровідної фракцій регулюється шиберами 6. Суміш зерен різної електропровідності концентрується у збірнику 7. Для збільшення кута відхилення провідників і підвищення ефективності розділення в сепаратори паралельно першому зарядженому барабану 2 установлений другий відхиляючий барабан 8 протилежної полярності. Процес сепарації здійснюється більш успішно, якщо частинки додатково підзарядити, наприклад, за допомогою йонізації.

Для розділення мінералів за електропровідністю можна застосовувати *пластинчатий каскадний сепаратор* (3.62 *б*), який складається з шістнадцяти паралельних пластинчатих електродів. Нижні електроди 9 – гладкі, верхні 10 – жалюзійні. Один ряд електродів заземлений, а на другий, закріплений на ізоляторах, подається висока напруга.

Вихідний матеріал, що переміщується зверху униз між електродами, послідовно піддається дії шістнадцяти електричних полів.

Частинки-провідники відриваються від гладкого електрода, проходять через жалюзі протилежного електрода і виводяться у збірники 3. Непровідники проходять через всі каскади сепаратора і потрапляють у збірник 5. Процес регулюється кутом нахилу пластин, відстанню між ними і величиною напруги на пластинах.

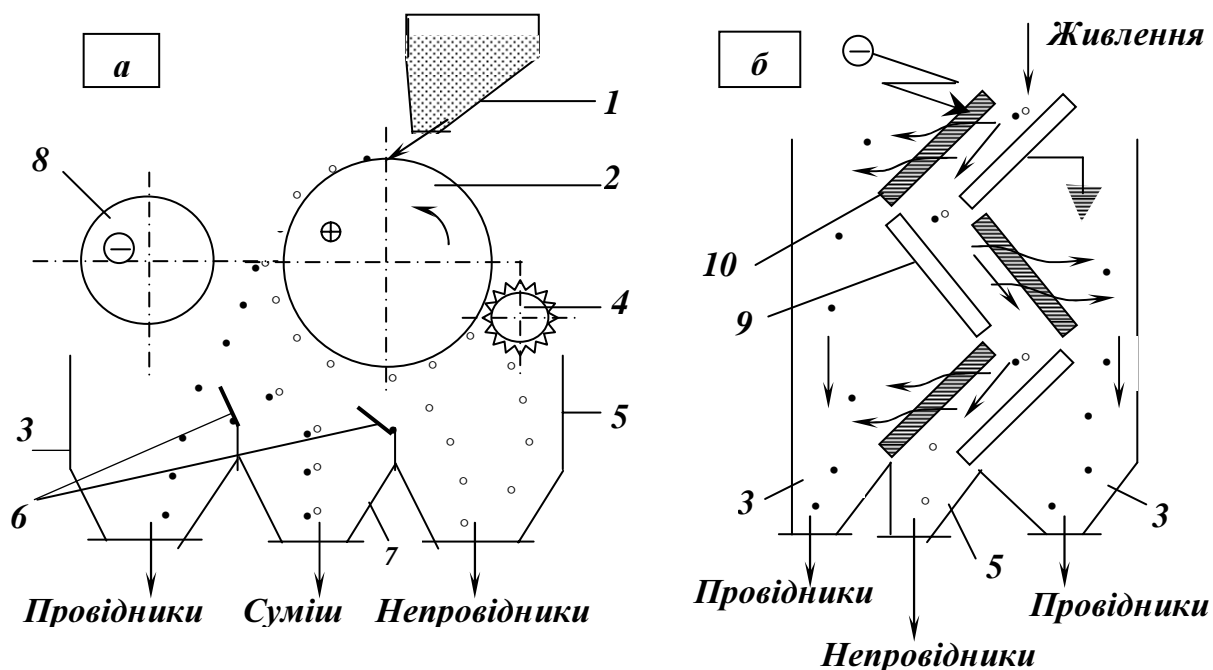


Рис. 3.62. – Схеми електростатичних сепараторів:

а – барабанний; *б* – пластинчатий каскадний.

- 1 – бункер; 2 – заряджений барабан; 3 – збірник провідників;
 4 – щітка; 5 – збірник непровідників; 6 – шибер; 7 – збірник суміші
 мінералів; 8 – відхиляючий електрод; 9 – гладкі електроди;
 10 – жалюзійні електроди.

Найбільше поширення у практиці електричного збагачення дістали коронно-електростатичні сепаратори, у яких розділення мінеральних частинок здійснюється у полі коронного розряду.

Коронно-електростатичний сепаратор (рис. 3.63) складається із завантажувального бункера 1 з електричним підігрівачем 2 і живильником та одного або декількох однакових блоків сепарації. Кожний блок сепарації включає відсаджувальний електрод 3, коронуючий електрод 4, відхиляючий електрод 5, щітку 6, шибери 7 і збірники продуктів 8, 9, 10. Робота сепаратора здійснюється таким чином.

Вихідний матеріал після підігріву в електричному підігрівачу 2 живильником подається тонким шаром на відсаджувальний електрод 3, який являє собою барабан діаметром 120 – 160 мм з полірованою поверхнею. Паралельно твірній відсаджувального електрода встановлені голковий коронуючий 4 і трубчатий відхиляючий 5 електроди. При обертанні відсаджувального 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 відсаджувального електрода, то одночасно

відбувається і їх розрядження. Частинки з високою електропровідністю, виходячи з зони дії коронного розряду, швидко віддають свій залишковий заряд відсаджувальному електроду і відцентровими силами скидаються з поверхні барабана, потрапляючи до збірника 8. Частинки з меншою електропровідністю віддають свій заряд відсаджувальному електроду повільніше і відриваються від нього пізніше і розвантажуються у збірник 9. Частинки-непровідники не встигають розрядитися за один оборот відсаджувального електрода і знімаються з нього щіткою 6 у збірник 10.

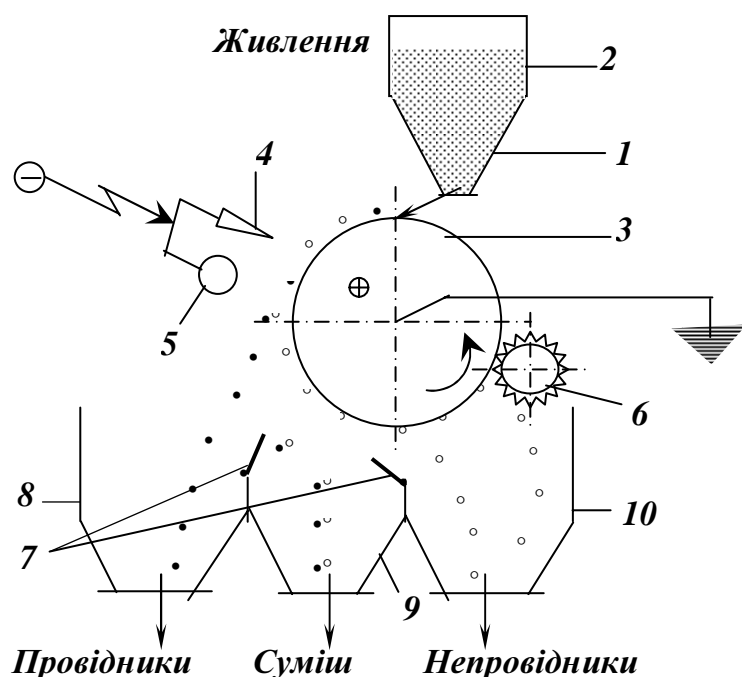


Рис. 3.63. – Схема коронно-електростатичного сепаратора.

1 – бункер;
2 – підігрівач;
3 – відсаджувальний електрод;
4 – коронуючий електрод;
5 – відхиляючий електрод;
6 – щітка; 7 – шибери;
8, 9, 10 – збірники продуктів.

Таким чином, залежно від швидкості передачі свого заряду відсаджувальному електроду, яка, у свою чергу, залежить від електропровідності, частинки мають різні координати точок відриву від поверхні барабана. Кількість і якість продуктів розділення регулюються шиберами 7, а також положенням коронуючого і відхиляючого електродів і напругою на них.

Трибоелектричні сепаратори (рис. 3.64) призначені для розділення корисних копалин, що складаються з суміші зерен діелектриків і напівпровідників, які здатні при електризації тертям одержувати різноманітні заряди. Сепаратор має електризатор 3 у формі віброрізка, укомплектованого підігрівачем 2, який забезпечує підігрів матеріалу до 120-200°C. Це дозволяє збільшити контрастність властивостей мінералів, схильних до піроелектризації.

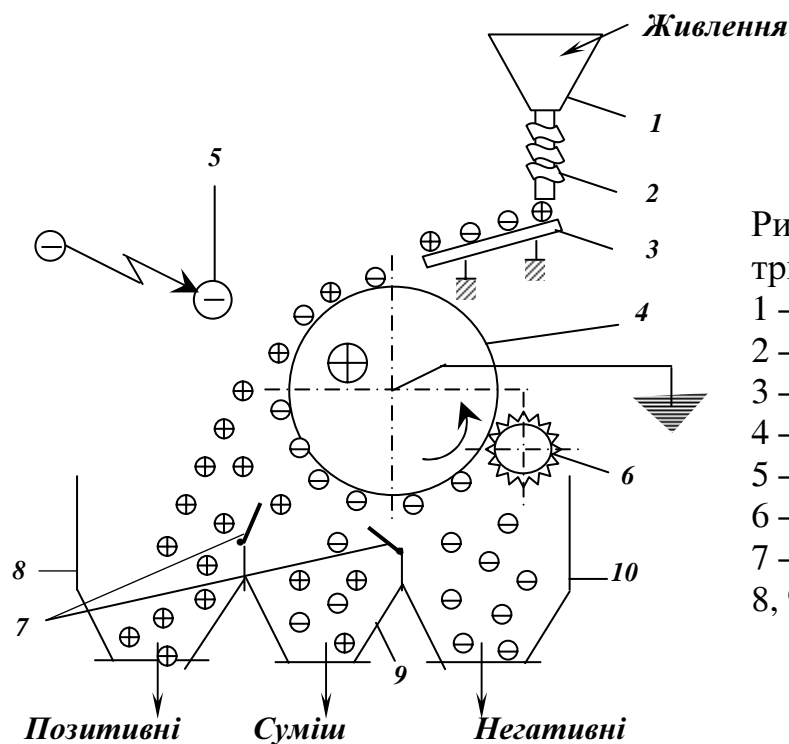


Рис. 3.64 – Схема трибоелектричного сепаратора.

- 1 – бункер;
- 2 – підігрівач;
- 3 – електризатор;
- 4 – заземлений електрод;
- 5 – відхиляючий електрод;
- 6 – щітка;
- 7 – шибери;
- 8, 9, 10 – збірники продуктів.

В результаті багаторазових струшувань на вібрлотку (електризатор) 3 одні мінерали електризуються позитивно, інші – негативно. Розділення по-різному заряджених мінеральних частинок здійснюється в електростатичному полі, що створюється двома протилежно зарядженими електродами 4 і 5. Позитивно заряджені частинки відштовхуються від заземленого електрода 4 як однойменно заряджені і потрапляють у збірник 8. Негативно заряджені частинки утримуються поверхнею позитивно зарядженого електрода і знімаються з нього щіткою 6 у збірник 10. Регулювання процесу здійснюється шиберами 7, температурою підігріву живлення і напругою на відхиляючому електроді.

3.9.4. Схеми електричної сепарації

Електрична сепарація застосовується в схемах доводки концентратів руд рідкісних металів (титано-цирконієвих, тантало-ніобієвих, олов'яно-вольфрамових, монацитових і т.д.), в схемах збагачення неметалічних корисних копалин (алмазовмісних руд, кварцової сировини і т.д.) і інших матеріалів. На рис. 3.65 наведена схема доводки чорнових гравітаційних концентратів при збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд.

Чорновий колективний концентрат містить головним чином ільменіт, рутил, лейкоксен, циркон, ставроліт, турмалін, дистен-силіманіт і кварц. Після зневоднення і сушки він розділяється в коронно-електростатичному сепараторі на провідну і непровідну фракції.

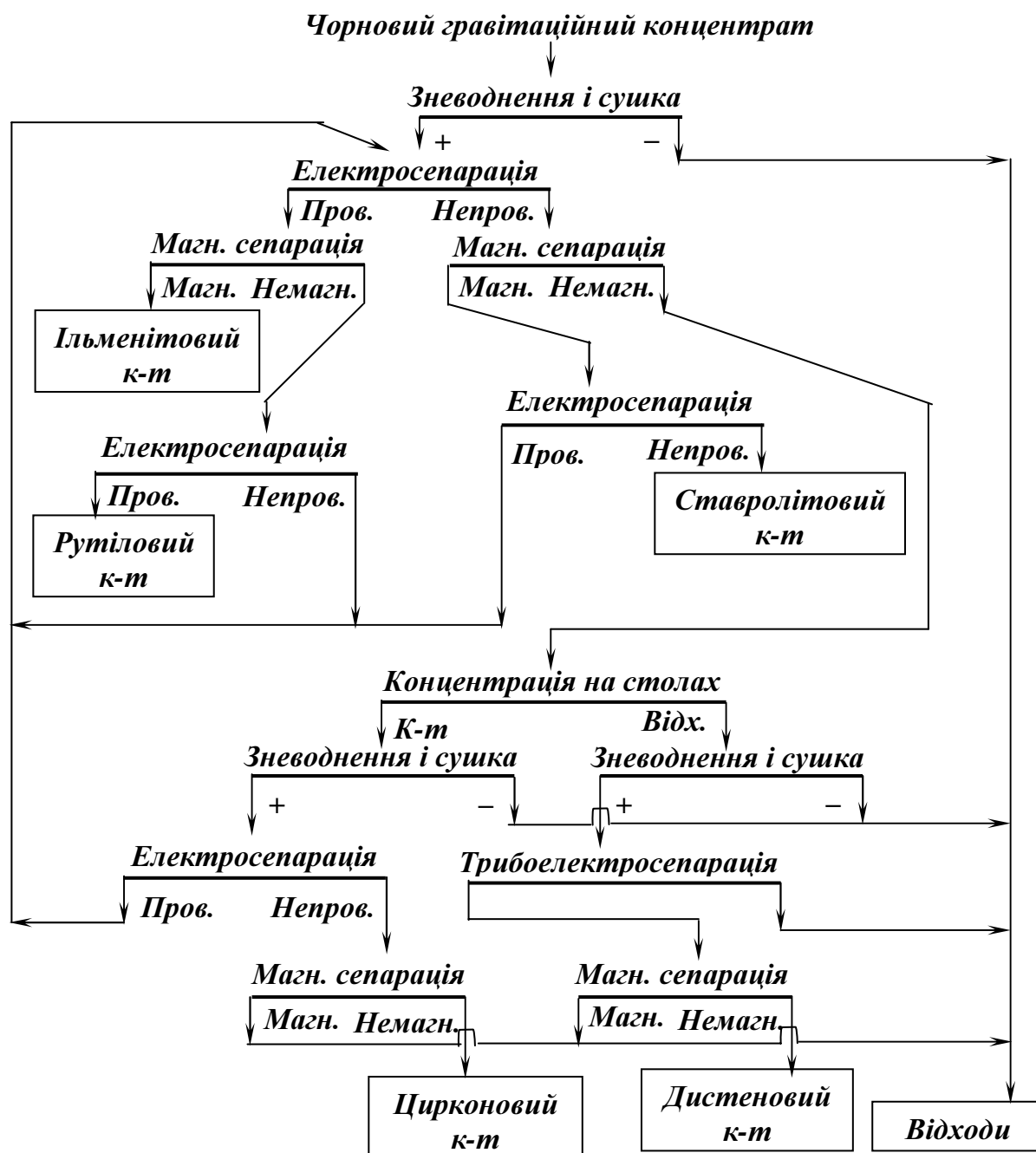


Рис. 3.65. – Схема доводки чорнових гравітаційних концентратів при збагаченні титано-цирконієвих розсипних руд.

До провідної фракції вилучаються ільменіт, рутил і лейкоксен, а до непровідної – циркон, ставроліт, турмалін, дистен-силіманіт і кварц. Провідну і непровідну фракції роздільно піддають магнітній сепарації у сильному полі. Рутил має добру електропровідність, але дуже низьку магнітну сприйнятливість, тому він зосереджується у немагнітній фракції, а в магнітній фракції зосереджується слабomagнітний ільменіт. З непровідної фракції за допомогою магнітної сепарації вилучають у магнітний продукт ставроліт і турмалін, які розділяють електросепарацією. Немагнітна фракція, що представлена цирконом,

дистен-силіманітом і кварцом, піддається концентрації на столах зневодненню, сушці і електросепарації. В результаті одержують цирконий і дистеновий концентрати.

Ефективно збагачуються електричним методом комплексні дрібно- і тонковкраплені руди, низькосортні магнітні і немагнітні залізні руди, жильний кварц, азбестові руди, скляні і формівні піски, солі, фосфорити, керамічна сировина, вилучаються алмази.

3.9.5. Фактори, що впливають на процес електросепарації

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.

Для підвищення ефективності процесу електросепарації вихідний матеріал піддають різним *підготовчим операціям*: сушці, знепиленню, класифікації за крупністю, промивці і відтирці, обробці ультразвуком і реагентами, опроміненню. Залежно від характеристики сировини застосовується одна або декілька підготовчих операцій.

Електропровідність мінералів визначає швидкість їх розрядки на заземлений електрод і величину залишкового заряду, яка має вирішальний вплив на ефективність процесу сепарації. На електропровідність мінералів суттєво впливають стан їх поверхні, вологість і температура матеріалу. Чим більша відмінність у електропровідності мінералів, тим відмінніші траєкторії їх руху у робочій зоні сепаратора і тим легше здійснити процес їх розділення.

Величина *контактного опору*, через який частинка розряджається на заземлений електрод, значною мірою визначає ефективність розділення мінералів у процесі електросепарації. Величина контактного опору залежить від форми частинки, ступеня забрудненості її поверхні, а також від матеріалу і стану поверхні заземленого електрода. Чим більший контактний опір, тим більший залишковий заряд і тривалість фази притягання частинки до електрода.

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 великому розкиді (відмінності) розмірів частинок процес розділення утруднюється, тому матеріал, що надходить на сепарацію, повинен бути класифікований за вузькою шкалою.

Дія лінійної (окружної) швидкості обертання барабана (відсаджувального електрода) на процес електросепарації виявляється через

відцентрову силу, що є основною силою, яка відриває частинки від поверхні барабана. Швидкість обертання барабана повинна забезпечити максимальну різницю у залишкових зарядах частинок, що розділяються. Від швидкості обертання відсаджувального електрода залежить також і продуктивність сепаратора:

$$Q = 3600LVq, \text{ т/год}, \quad (3.58)$$

де L – довжина заземленого електрода, м; V – швидкість руху матеріалу (живлення) в сепараторі, м/с; q – питома маса матеріалу на одиницю площі живлення в один шар, т/м².

Величина напруги на коронуючому електроді визначає силу струму у міжелектродному просторі і є важливим фактором регулювання процесу електросепарації.

Ефективність зарядження частинок у полі коронного розряду залежить також від *відстані між коронуючим і заземленим електродами*. Зміною міжелектродної відстані також можна регулювати процес сепарації.

3.10. СПЕЦІАЛЬНІ МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ

3.10.1. Визначення і загальна характеристика

До спеціальних зараховують методи збагачення, які не охоплені гравітаційними, флотаційними, магнітними та електричними методами. Спеціальні методи збагачення базуються на використанні відмінностей у зовнішньому вигляді поділюваних мінералів (колір, блиск, форма зерен), а також на використанні специфічних властивостей деяких мінералів (радіоактивність, здатність до люмінесценції, адгезійна здатність тощо).

Велику групу складають процеси автоматизованого сортування грудок вихідного матеріалу за допомогою електромагнітного проміння в широкому діапазоні спектра – від інфрачервоних хвиль, видимого світла, до ультрафіолетових, рентгенівських і γ -променів, а також із застосуванням β - та нейтронного випромінювання. Іншу велику групу спеціальних методів складають процеси, основані на відмінностях у поверхневих властивостях мінералів – як фізичних (шорсткість, коефіцієнт тертя тощо), так і фізико-хімічних (дзета-потенціал, адгезійна та реакційна здатність і т.ін.). Ще одна група спеціальних методів пов'язана з формою зерен матеріалу та їх пружними та міцнісними властивостями. При цьому дві останні групи мають спільним те, що, як правило, для реалізації процесів застосовуються особливі робочі по-

верхні. Хімічне і біохімічне збагачення та розчинення складають ще одну групу спеціальних методів збагачення.

Діалектика розвитку технічних рішень у практично будь-яких галузях така, що спершу навіть дуже перспективне рішення, ідея проходить апробацію у одиничному, вузькому масштабі і є по суті на першому етапі *спеціальним* методом (технологією) того чи іншого процесу. Згодом, в залежності від затребування практикою винайденого рішення, тривалості і масштабів його використання, технологічності та інших характеристик, воно переходить у розряд традиційних або залишається *спеціальним* (тобто вузько спеціалізованим, таким, що має особливе призначення). Так, адгезійні методи збагачення золота з'явилися, імовірно, раніше або одночасно з гравітаційними, але вони й до сьогодні залишилися спеціальними, а другі (гравітаційні) отримали широке застосування, розвинулися і є вже давно традиційними.

Сфера застосування спеціальних методів – збагачення уранових руд, алмазів, азбестових та інших руд зі спеціальними властивостями, а також руд рідкісних і благородних металів, вольфраму, нікелю, міді, заліза, графіту, вугілля, сульфідних руд та ін.

Розглянемо деякі найбільш поширені спеціальні методи збагачення корисних копалин.

3.10.2. Радіометрична сепарація

Радіометрична сепарація – механізований і автоматизований спосіб сортування мінералів з використанням їх відмінностей в природній або наведеній радіоактивності. Відомо близько двадцяти методів радіометричної сепарації. Близько десяти застосовуються у промисловості. До радіометричної сепарації відносять: радіометричні методи (авторадіометричні); гамма-методи (метод розсіяного гамма-випромінювання, або гамма-гамма-метод, гамма-електронний метод, або емісійний; гамма-нейтронний метод, або фотонейтронний; метод ядерного гамма-резонансу, а також рентгенорадіометричний метод), що базується на взаємодії гамма- або рентгенівських квантів з атомами елементів, що входять до складу гірських порід і руд. Радіометричну сепарацію використовують для попереднього збагачування і в довідних операціях по збагачуванню руд чорних металів, алмазних та інших неметалевих корисних копалин.

Розрізняють такі основні типи радіометричних сепараторів:

- *авторадіометричний* – базується на використанні випромінювань (головним чином γ -випромінювання) природно радіоактивних хімічних елементів; застосовується при збагаченні уранових руд;

- *фотонейтронний* – оснований на використанні відмінностей в інтенсивності нейтронного випромінювання, що випускається мінералами, при опроміненні руди γ -променями; застосовується при збага-

ченні берилієвих руд, тому що 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; застосовуються для збагачення кварцу, крейди, магнетиту, золотовмісних руд;

– *нейтронно-активаційний* – оснований на використанні відмінностей в інтенсивності випромінювання радіоактивних ізотопів, що створюються при опроміненні руди потоком нейтронів; застосовується при сортуванні флюоритових руд;

– *гамма-абсорбційний* – оснований на використанні відмінностей мінералів у здатності поглинати рентгенівські або γ -промені; застосовується при збагаченні залізних руд;

– *нейтронно-абсорбційний* – оснований на використанні відмінностей мінералів у здатності ослаблювати потік нейтронів внаслідок їх захоплення ядрами хімічних елементів; застосовуються при збагаченні руд бору.

Радіометричні сепаратори обробляють матеріал крупністю від 250 до 0,5 мм. На рис. 3.66 наведена схема одного з найбільш поширених – стрічкового радіометричного сепаратора з розділовим механізмом шибера типу. Сепаратор складається з стрічкового конвеєра 1, датчика 2, екрана 3, шибера 4, електромагніту 5 і радіометра 6.

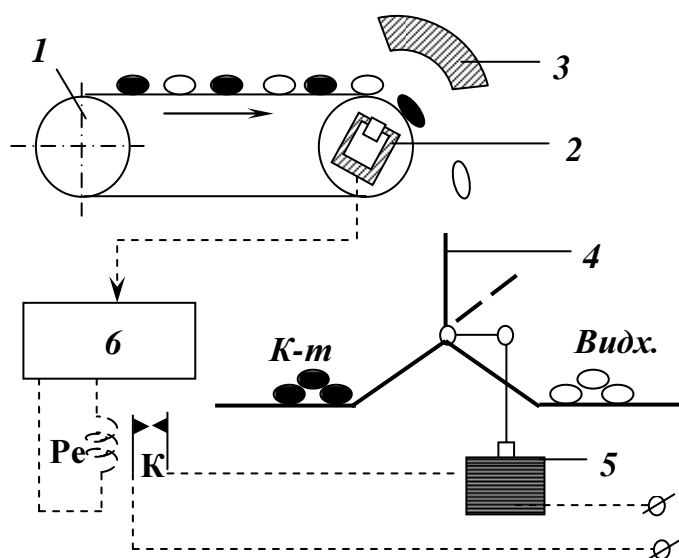


Рис. 3.66. – Схема радіометричного сепаратора:

- 1 – конвеєр;
- 2 – датчик;
- 3 – екран;
- 4 – шибера;
- 5 – електромагніт;
- 6 – радіометр.

Вихідна руда подається на стрічковій конвеєр і моношаром переміщується до розділового шибера. Інтенсивність γ -випромінювання

грудок руди реєструється датчиком радіометра, що розташовується у кінцевому барабані конвеєра. При підвищеній інтенсивності γ -випромінювання грудок руди радіометр через контакти *K* реле *Pe* подає струм на обмотку електромагніту. Осердя електромагніту втягується і за допомогою важеля повертає шибєр так, щоб був відкритий збірник для концентрату. Пуста порода з низькою інтенсивністю γ -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.

3.10.3. Збагачення за тертям і формою зерен

Швидкість руху частинок по похилій площині залежить від стану похилої поверхні і поверхні самих частинок, їх форми, вологості, густини, крупності і характеру руху (кочення або ковзання). Основним параметром, що визначає рух мінеральних частинок по похилій площині, є коефіцієнт тертя (рис. 3.67). 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.

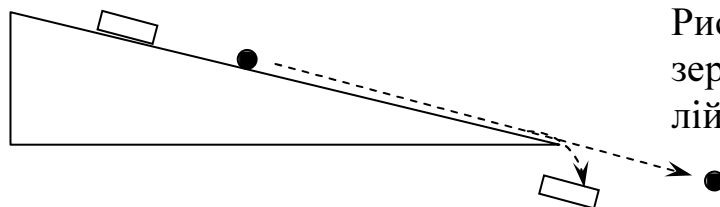


Рис. 3.67. – Траєкторії руху зерен різної форми на похилій площині.

Різниця у швидкості руху і траєкторії польоту після відриву від похилої площини ще збільшиться, якщо гладке зерно буде круглим, а шорсткувате – плоским. У цьому випадку кругле зерно буде котитися і переборювати опір тертя кочення, а плоске – ковзати і переборювати опір значно більшого за величиною тертя ковзання.

Швидкість частинок в момент їх сходу з похилої площини визначається за формулою:

$$V = \sqrt{2Lg(\sin \alpha - f \cos \alpha)}, \text{ м/с}, \quad (3.59)$$

де L – шлях, пройдений частинкою, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; f – коефіцієнт тертя частинки; α – кут нахилу площини.

Таким чином, швидкість на сході з похилої площини визначається коефіцієнтом тертя частинки об площину (f), кутом нахилу площини (α) і довжиною розгінної ділянки площини (L).

Збагачення з використанням відмінностей у коефіцієнтах тертя може проводитись на апаратах з нерухомою, рухомою, вібруючою робочою поверхнею.

Розділення зерен за тертям і формою зерен застосовується при збагаченні азбестових руд, слюди і інших корисних копалин.

3.10.4. Адгезійне збагачення корисних копалин

Адгезійне збагачення – це сукупність фізико-хімічних способів збагачення корисних копалин. Полягає у вибіркового 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 (наприклад, жирова поверхня спеціальних столів, вуглемасляні гранули).

Приклади сучасних процесів адгезійного збагачення:

1). Збагачення на жирових поверхнях; 2). Агломерація “вугілля-золото” (процес CGA компанії “British oil and minerals” та “Davy McKee”); 3). Процес Карбед (Carbad Gold Recovery); 4). Процес Coal-Gold Agglomeration Process; 5). Процес адгезійної концентрації Донецького національного технічного університету. Найбільше застосування з цих процесів одержав перший, інші знаходяться в різній стадії розробки та апробації.

1) Збагачення на жирових поверхнях

Процес збагачення на жирових поверхнях базується на вибірковій здатності деяких мінералів утримуватися липкими (жировими) поверхнями (різновеликій адгезії мінералів до жирових поверхонь). Цей процес застосовується в основному при збагаченні алмазів і забезпечує їх вилучення до 99,5 %. При переміщенні пульпи, яка містить алмази, по поверхні, що змазана жировими речовинами, гідрофільні мінерали (кварц, кальцит і ін.) не прилипають до неї і зносяться потоком води, в той же час гідрофобні алмази міцно прилипають до жирової поверхні і утримуються нею. Апарати, що призначені для вилучення алмазів на липких поверхнях, називаються жировими столами (рис. 3.68).

Жировий стіл являє собою нескінченну гумову стрічку 1 , натягнену між двома барабанами. Стрічка у поперечному напрямку

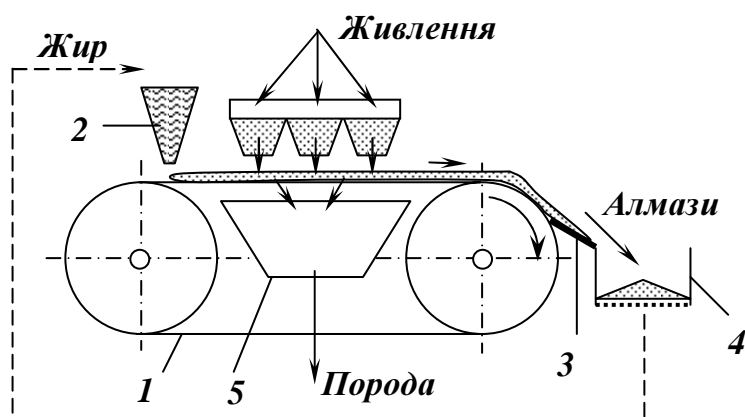


Рис. 3.68. – Схема жиrowого стола:

- 1 – гумова стрічка;
- 2 – живильник жиrowої маси;
- 3 – шкребок;
- 4 – збірник алмазів;
- 5 – породний лоток.

нахилена під кутом 12° до горизонту. На передньому кінці стрічки встановлено вібраційний живильник 2 жиrowої маси, а на задньому кінці – шкребок 3 для зняття шару жиру з алмазами. Пульпа подається зверху і рухається перпендикулярно відносно руху стрічки. Алмази прилипають до жиру і виносяться стрічкою до шкребка. Знятий шкребком шар жиру з алмазами потрапляє на сітку збірника 4. Сітка у збірнику підігрівається, тому алмази звільняються від жиру, який повертається у процес, а алмази вилучаються із збірника періодично. Мінерали пустої породи змиваються водою у лоток 5 і видаляються у відвал.

2) Агломерація “вугілля-золото” (процес CGA компанії “British oil and minerals” та “Davy McKee”)

Руду спочатку піддають грохоченню, а потім подрібнюють (рис. 3.69). Рудну пульпу кондиціонують поверхнево-активними речовинами (ПАР), після чого перемішують з вугільно-нафтовими гранулами в послідовно встановлених чанах. Золото видаляється в гранули. Останні відокремлюють від пустої породи, наприклад флотацією, і направляють в оборот для контакту зі свіжою пульпою. Таким чином досягають необхідного ступеня насичення гранул золотом. Вилучення золота з “навантажених” гранул здійснюють спалюванням з наступною плавкою золи.

Процес досліджено в лабораторних умовах на установці продуктивністю 20 кг/год (по руді) та випробувано на напівпромисловій установці продуктивністю 1 т/год. Сировина для одержання гранул-носіїв - вугілля крупністю – 0,1(0,05) мм. Зв'язуюче – нафтопродукти (газойль). Витрати реагента-зв'язуючого 15-25 мас. %. Для кондиціонування руди перед адгезійним збагаченням використовують флотаційні колектори-збирачі, які підвищують олеофільність частинок золота. Як колектор використовують амілксантат калію при його витратах 200-500 г/т вихідної руди. Тривалість кондиціонування – до 5 хв. при інтенсивній (турбулентній) агітації пульпи.

Оперція приготування гранул-носіїв виконується окремо, за технологією масляної грануляції (агломерації) тонкодисперсного вугілля.

Власне адгезійне збагачення (адгезійна концентрація) здійснюється в агітаторах при інтенсивному перемішуванні водо-рудної пульпи з вуглемасляними гранулами в турбулентному режимі (застосовують імпелерну мішалку).

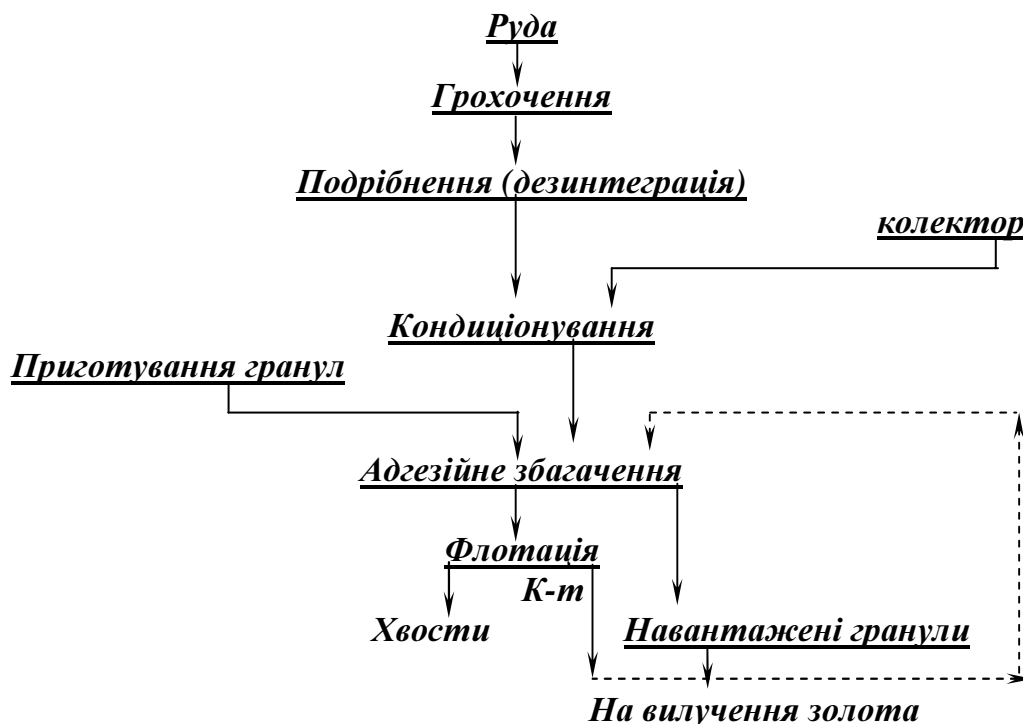


Рис. 3.69. – Технологічна схема адгезійного процесу.

Результати адгезійного збагачення залежать від ряду факторів: кондиціонування рудної пульпи, рН середовища, речовинного складу руди, вмісту золота в руді, співвідношення “руда-гранули”.

Крупність видалених в гранульований концентрат частинок золота - 500-5 мкм, але ефективність процесу зменшується в області тонких фракцій та коли золото перебуває у твердому розчині. За 30 хв. агітації рудної пульпи з адгезійно активними гранулами-носіями досягається вилучення 80-99%. Максимальний ступінь навантаженості гранул золотом в процесі CGA - 80% . Вміст золота в гранулах - від 1000 г/т до 2000-5000 г/т. Після згорання гранул зола має 2-5% і більше Au.

Найкращою сировиною для адгезійного вилучення золота є:

- розсипний матеріал, який містить золото, що не видаляється (погано видаляється) гравітаційними методами;
- гравітаційні концентрати з низьким вмістом золота;
- легкозбагачувані руди з переважною крупністю зерен золота понад 50 мкм;
- “свіжі” та лежалі хвости гравітаційного збагачення.

Вилучення на рівні понад 85% досягається при крупності подрібнення вихідної руди від -200 (-90) мкм.

3) Процес “Карбед” компанії Carbed Pty Ltd.

Цей варіант адгезійного збагачення золота винайдено в Австралії. Руда і вуглемасляні гранули, виконані на основі зв’язуючих – нафтопродуктів, руха-

ються в режимі протитечії. На грохотах виділяють крупні гранули, а потік пульпи пропускають у наступний агрегат (контактний апарат). Гранули залишаються у пульпі до заданого (кондиційного) насичення зернами золота. Для підтримки високих адгезійних властивостей носіїв-гранул у кожний з контактних чанів безперервно подається невелика частина зв'язуючого агента, який “підновлює” поверхню гранул. Ретур і масляні фракції вилучають флотацією і направляються в голову процесу. Золото з гранул вилучають за допомогою органічного розчинника, яким обробляють гранулят. Це приводить до дезинтеграції гранул, після чого грануляційна речовина центрифугується. Одержаний золотоносний концентрат направляють на плавку. Розчинник дистилують і використовують повторно. Вугілля та нафтозв'язуюче рециркулюють для приготування нових гранул.

Процес концентрації золота на гранулах-носіях завершується протягом 20-30 хв. На перших хвилинах досягається вилучення близько 78-89 %, а за 10 хв. воно вже складає 94-97%. З економічних міркувань дослідники процесу “Карбед” рекомендують витримувати ступінь насичення гранул золотом на рівні від 1-5 до 10-20 кг/т.

Особливо сильно на результати збагачення впливає крупність помелу (розкриття золота, особливо з руд корінних родовищ). Середня крупність гранул-носіїв складає 3 мм. Для збагачення руд, які мають гідрофобні сульфідні, доцільно застосовувати депресори та регулювання рН.

Проведені напівпромислові випробування на установці продуктивністю 5 т/год.

Прогнозна область застосування процесу “Карбед” – збагачення руд Au та металів платинової групи. Особливо руд, які важко цінуються внаслідок високого вмісту міді та (або) арсену.

4) Процес фірми Precious Mineral Technologies Pty Ltd

Адгезійний спосіб вилучення благородних металів та алмазів є аналогом процесу “Карбед”. Відмінність від останнього полягає в більш удосконаленому доборі реагентів-зв'язуючих. Використовують комплексне зв'язуюче, яке складається з бітуму та масла (вуглеводневої рідини) у пропорції від 1:15 до 1:5. Це дає змогу зменшити дезинтеграцію гранул при їх інтенсивному перемішуванні у водно-рудній пульпі. Крупність гранул-носіїв складає 0,75-5 мм, вміст у них зв'язуючого: 1-5% бітуму та 15-25% масла. Тривалість контакту пульпи з гранулами – 1-10 хв. Розвантаження гранул здійснюється періодично.

5) Процес адгезійної концентрації Донецького національного технічного університету

Адгезійний спосіб вилучення золота є аналогом процесу “Карбед”. Відмінність – у модифікації поверхні вуглемасляних гранул-носіїв спеціальними реагентами (наприклад, ефірами) для вловлювання надтонких частинок золота. Дозволяє збагачувати матеріал крупністю – 0-50 мм.

3.10.5. Вибіркове дроблення і декрепітація

Процес збагачення цими методами базується на вибіркового руйнуванні мінералів з різною механічною міцністю при дробленні і

подрібненні (вибіркове дроблення) або на властивостях мінералів вибірково розтріскуватись при нагріванні і наступному швидкому охолодженні (декрепітація).

Руйнування корисної копалини при декрепітації відбувається в результаті різних теплопровідності і коефіцієнтів розширення при нагріванні і охолодженні, що спричиняє сильні напруження, які приводять до розтріскування мінералів. Наявність у мінералах кристалічної води також приводить до руйнування кристалів при нагріванні.

Подальше збагачення мінералів може здійснюватись грохоченням, гравітацією або іншими процесами.

Вибіркове дроблення і подрібнення здійснюється у дробарках, грохотах-дробарках і млинах. Промислове застосування вибіркового дроблення дістало при збагаченні вугілля, горючих сланців, будівельних матеріалів та інших неметалічних корисних копалин.

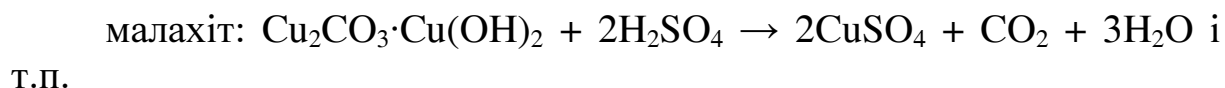
Декрепітація застосовується при збагаченні сподуменових руд, є перспективною при збагаченні баритових, флюоритових та інших руд.

3.10.6. Гідрометалургійні процеси збагачення

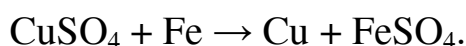
Для збагачення комплексних руд і доводки деяких концентратів і промпродуктів поряд з механічними операціями збагачення використовують *гідрометалургійні процеси*. Вони основані на селективному розчиненні цінних компонентів руди або їх шкідливих домішок водними розчинами хімічних реагентів. Основні операції гідрометалургійного процесу такі: подрібнення вихідного матеріалу до крупності 0,2 – 0,074 мм, вилуговування мінералів, відділення розчину від твердої речовини, розділення і відсаджування корисних металів, сушка і випалювання одержаних концентратів.

Найважливішою операцією гідрометалургійного процесу є вилуговування мінералів, при якому корисні компоненти переходять у розчин. За характером взаємодії мінералу з розчинником розрізняють просте або фізичне розчинення і хімічне, при якому відбуваються обмінні і окиснювально-відновні процеси. Для вилуговування мінералів застосовують розчини вуглекислого натрію, вуглекислого амонію, аміаку, ціанистого калію, сірчаної, соляної і азотної кислот та ін. Вилуговування може здійснюватись або в результаті просочування через шар руди, або механічним перемішуванням подрібненої руди з розчинником. Перший спосіб вилуговування є найбільш дешевим і застосовується для грудкового матеріалу (більше 3 мм), оскільки при більш дрібному матеріалі швидкість просочування незначна і ефективність вилуговування знижується. Вилуговування просочуванням застосовується для вилучення міді в покинутих гірничих виробках і з

відвалів некондиційних руд, а також для вилучення міді з грудкового матеріалу в чанах. Розчинення окиснених мідних мінералів сірчаною кислотою проходить за реакціями:



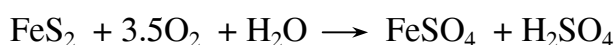
Відділення розчину від твердої фази робиться згущенням або фільтруванням, після чого виділення металів з розчинів здійснюється різними методами. В технології збагачення золотовмісних, вольфрамових і молібденових руд застосовують екстракційні і сорбційні методи вилучення металів з розчинів. В мідній промисловості застосовують електроліз і цементацію міді залізною струшкою або скрапом:



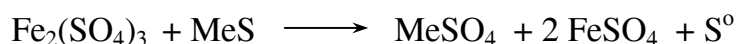
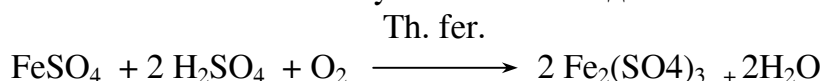
Процес розчинення міді значно прискорюється при наявності у розчині деяких мікроорганізмів (наприклад, тіонових бактерій).

Застосування мікроорганізмів - тіонових бактерій «тіобацілус феррооксиданс» (*Thiobacillus ferrooxidans*) і «тіобацілус тіооксиданс» (*Thiobacillus thiooxidans*) збільшує швидкість окиснення сульфідів за певних умов у десятки, сотні і навіть тисячі разів.

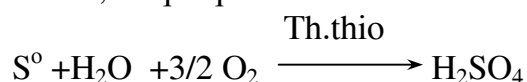
Бактерії, адсорбуючись на поверхні сульфиду, сприяють утворенню оксиду сірчаноокислого заліза $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ – найсильнішого окисника сульфідів. Протікання процесу вилуговування ілюструється такими хімічними рівняннями:



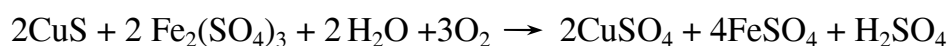
Окиснення 2-валентного заліза у 3-валентне за допомогою бактерій:



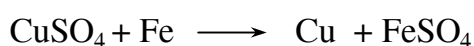
Сірку, що утворюється, мікроорганізми окиснюють до сірчаної кислоти



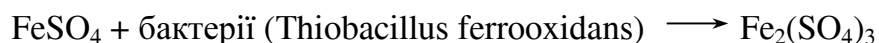
Мідні сульфідні руди під дією $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ розчиняються з отриманням у розчині CuSO_4 за наступною реакцією:



Розчини, що містять мідь, спрямовують на цементацію залізом з отриманням цементної міді:



Цементні розчини після регенерації за допомогою бактерій знов подають на вилуговування.



Гідрометалургійні процеси застосовуються в технології виробництва алюмінію, при комплексній переробці нефелінів, у комбінованих схемах збагачення для вилучення молібдену, ніобію, свинцю і інших металів.

У світовій практиці спостерігається активний розвиток: а) автоклавного сірчанокислового вилуговування під високим тиском (процес HPAL), який застосовується для переробки міднонікелевих латеритних руд; б) комплексної технології видобування і збагачення міді “рідинна екстракція – електроліз” (процес SX-EW).

3.10.7. Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин

Селективна агрегація гідрофобних корисних копалин, в першу чергу вугілля, поєднує сукупність процесів структурування тонкої полідисперсної гідрофобної мінеральної речовини у водному середовищі за допомогою реагентів. Застосовується як самостійний і як допоміжний процес.

На рис. 3.70. показана класифікація процесів селективної агрегації. Основні їх різновиди:

- 1) агрегація електролітами-коагулянтами;
- 2) агрегація полімерними сполуками;
- 3) агрегація маслами.

1. Агрегація електролітами-коагулянтами. Процес *селективної агрегації електролітами* пов’язаний зі зміною стану подвійного електричного шару (ПЕШ) вугільних та (або) мінеральних частинок суспензії. Введення в суспензію коагулянту приводить до стиску ПЕШ, зменшення ζ - потенціалу вугільних частинок, що забезпечує можливість їх зближення на відстань дії ван-дер-ваальсових сил притягування. Це пояснюється руйнуванням молекулами електроліту граничного шару води на поверхні вугілля, що й спричиняє можливість зближення вугільних зерен і їх коагуляцію. Для *селективної електролітичної коагуляції* (СЕК) вугільних зерен в залежності від природи поверхневих кисеньвмісних сполук і характеру їх дисоціації у водному середовищі можуть бути застосовані нейтральні, лужні або кислотні електроліти.



Рис. 3.70. – Класифікація процесів селективної агрегації вугілля.

Застосовують електроліти: карбонати, тетраборат, оксалат, пірофосфат, триполіфосфат, гексаметафосфат натрію, полісилікат натрію (рідке скло), вапно, кальциновану содиу та ін.

На вуглезбагачувальних фабриках (ВЗФ) Донбасу і Придніпров'я при витратах реагенту 3-11 кг/т із шламів зольністю 16-28% одержано коагульований концентрат і відходи зольністю відповідно 10-19%, 53-70%. Промислова апробація процесу здійснена ряді об'єктів – Макіївський КХЗ, Дніпропетровський КХЗ, Селідівська ЦЗФ, шахта “Анна” (Польща), Череповецький МК (Росія) та ін. Визнано доцільність використання процесу для підготовки перед флотацією вугілля.

2. Агрегація полімерними сполуками. Процеси селективної флокуляції полімерами – СФП можуть здійснюватися як водорозчинними, так і нерозчинними полімерними флокулянтами. В обох випадках має місце місточковий механізм структуроутворення.

2.1. Водорозчинні полімери. Серед водорозчинних розрізняють аніонні, катіонні та нейногенні полімерні флокулянти. Основу

аніонних полімерів складають поліакрилова кислота, її солі або акриламід. Катіонні полімерні флокулянти містять позитивно заряджені групи аміну, іміну або четвертинного аміну. Нейоногенні полімери складаються головним чином з поліспиртів, негідролізованих поліефірів і поліамідів. З них у процесах СФП найширше використовується негідролізований поліакриламід (ПАА) та поліоксиетилен (ПОЕ). Довжина макромолекули нейоногенного флокулянту повинна бути вдвічі більшою від радіуса дії йонноелектростатичних сил, що забезпечує механізм місточкового зв'язку між вугільними частинками.

На ряді вуглезбагачувальних фабрик Росії як селективні флокулянти використовуються ПАА, ПОЕ, поліелектроліти катіонного типу ВПК-101 (полівінілбензилтриметиламонійхлорид) і ВПК-402 (диметилдіаліл-амонійхлорид), а також бінарні суміші катіонного та нейоногенного флокулянтів. На ЦЗФ “Березівська” застосування флокулянту ПОЕ для вловлювання вугільних частинок менше 5 мкм із фільтрату вакуум-фільтра “Україна-80” дозволило при вихідній зольності твердої фази $A_e^d = 11\%$ одержати кондиційний концентрат зольністю $A^d = 8,4\%$ та високозольні відходи $A_{хв}^d = 79.0\%$. Аналогічні результати одержані на ЦЗФ “Абашівська”.

За кордоном використовують гідролізовані ПАА угорського виробництва (NIKE ПАА), катіонний полімерний флокулянт “Суперфлок-310”, в Україні також натрієву сіль сульфінаного полістиролу (НССПС) разом з гідроксидом Na і кальцинованою содою, а також гіпан, метас, триполіфосфат Na (розробки Дніпропетровського національного гірничого університету).

Шлами оборотних вод Дніпродзержинського та Дніпропетровського КХЗ оброблялися гіпаном (0,092 кг/т) і метасом (0,092 кг/т) при pH > 8-9. При зольності вихідного 21-26% одержано концентрат зольністю 14-20% та відходи зольністю 72-77%. При цьому кальцинована сода (8-10 кг/т) виконувала роль пептизатора. Найвищі коефіцієнти селективності (77-79%) при розділенні вугільного шламу одержані при одночасному використанні електролітів - коагулянтів та полімерів, тобто при сполученні двох методів агрегації - СЕК та СФП. Процес агрегації інтенсифікується під дією ультразвуку.

В цілому технологія селективної масляної агломерації (СМА) тонкого вугілля водорозчинними полімерами отримала розвиток, але її широке промислове впровадження стримується дифіцитністю реагентів і недостатньою в ряді випадків селективністю розділення. Принциповий недолік процесу СФП водорозчинними полімерами – його сильна залежність від товщини граничних водних плівок на поверхні вугільних зерен. Нестабільність параметра pH суспензії викликає нестабільність флокул і, зрозуміло, результатів флокуляції. При цьому метод СФП позитивно відрізняється від СЕК існуванням двох механізмів агрегування – за рахунок молекулярних сил притягування і місточкового зв'язку.

2.2. Неводорозчинні полімери. Для селективної агрегації тонкого вугілля використовуються також низькомолекулярні (молекулярна маса 10^3 - 10^5) та високомолекулярні гідрофобні полімери. Агрегація

вугільних зерен гідрофобними полімерами здійснюється виключно за місточковим механізмом.

Застосування *низькомолекулярних полімерів* дозволяє при вихідному матеріалі (зливі гідроциклонів) зольністю 61%, одержувати концентрат $A_k^d = 14\%$, хвосту $A_{xg}^d = 84\%$, промпродукт $A_m^d = 69\%$. Флокули більш щільні, ніж на ПАА. При випробуванні флокуляційно-флотаційного способу збагачення вугілля зольністю 46,4 % і подачі полімера того ж класу, Lintol-27 в кількості 0,25 кг/т одержано концентрат $A_k^d = 17\%$ та відходи $A_{xg}^d = 80,9\%$. Флотація того ж вугілля дає результат $A_k^d = 20,6\%$, $A_{xg}^d = 68,9\%$.

За *високомолекулярні гідрофобні флокулянти* використовуються *синтетичні латекси* – водні колоїдні дисперсії високополімерів. Вони являють собою каучукові частинки (глобули), переважно сферичної форми діаметром 0,08-3 мкм, стабілізовані йоногенними ПАР, частіше аніонного типу. Молекулярна маса 10^6 - 10^8 .

Дослідження і застосування селективної агрегації вугілля латексами проведені Українським вуглехімічним інститутом (УВХІН, м. Харків) та ДонНТУ, промислова апробація та експлуатація флокуляційно-флотаційної технології із застосуванням латексів БС-30Ф, СКС-30д, БС-50 на Макіївському та Авдіївському КХЗ, ЦЗФ “Чумаківська” та “Дзержинська” ВО “Донецьквуглезбагачення” показала можливість збільшення виходу концентрату флотації на 0,4-6%, збільшення зольності відходів до 78-80%, збільшення на ~25-30% швидкості флотації. При цьому витрати флокулянту можуть бути встановлені на рівні 50-100 г/т. Підвищення витрат латексу вище 250-300 г/т практично не впливає на результати збагачення.

Зарубіжним аналогом латексного флокулянту є гідрофобізуючі реагенти торгових марок FR-7 та FR-7А, які виготовляються у вигляді водної емульсії. Молекулярна маса полімеру $\sim 10^6$.

Загальним недоліком латексних флокулянтів на відміну від масляних, є обмежена сфера застосування за зольністю вихідного вуглевміщуючого продукту (не вище 30%), деяке озолення концентрату і забивка сит грохотів та вакуум-фільтрів при порушенні технологічного режиму дозування.

3. Агрегація маслами. В основі процесів селективної масляної агрегації вугілля лежить механізм адгезійної взаємодії олеофільної вугільної поверхні з маслами, завдяки якому досягається її селективне змочування і агрегування в турбулентному потоці води. Гідрофільні часточки, не змочувані маслом, у склад агрегатів не входять, що дозволяє виділяти їх у вигляді породної суспензії.

В залежності від режимних параметрів, технологічної схеми, одержуваного результату, зокрема виду продукту агрегації доцільно виділяти: масляну грануляцію (МГ), агломерацію (МА), флокуляцію (МФ). При *грануляції* та *агломерації* в процес втягуються зерна вугілля до 3-5 мм, а при *флокуляції* - не більше 0,1-0,2 мм. Гранулят являє собою моно- або полідисперсний сипучий продукт, складений з кулястих і овальних гранул крупністю від 0,5-0,7 мм до 7-10 мм. Агломерат - це частково згранульоване полідисперсне вугілля, представлене вуглемасляними комплексами крупністю від 0,2-0,3 мм до (1,1-1,3) $d_{\max}$ ($d_{\max}$ – максимальний

діаметр вугільного зерна). Флокули - пухкі або ущільнені вуглезв'язуючі комплекси крупністю не більше 0,2-0,3 мм. Питомі витрати масла – зв'язуючого взяті на $1000 \text{ см}^2/\text{г}$ зовнішньої поверхні вугілля ($S_{\text{пит.}}$) при грануляції складають 8...12 мас.%, від сухої маси вугілля, при агломерації – 2...3 мас. %, флокуляції – 0,2...0,5 мас.%. Абсолютні значення витрат масла дуже залежать від параметра $S_{\text{пит.}}$ та в'язкості зв'язуючого і коливаються в таких межах: для грануляту – 8...10 – 40-50 мас.%; агломерату – 2...7 мас.%; флокуляту – 0,5...2 мас.%.

Як масла застосовують: нафту і нафтопродукти, кам'яновугільні смоли, вторинні масла. Процес реалізують в грануляторах-мішалках різних конструкцій, основною вимогою до яких є турбулізація гідросуміші “вугілля-вода-масло”. Різноманітні лабораторні дослідження, стендові та промислові випробування, експлуатація на вуглезбагачувальних фабриках підтверджують такі основні технічні можливості процесів агрегації вугілля маслом:

I. збагачення тонкодисперсного вугілля ($\leq 0,1 \dots 0,2$ мм) зольністю до 60-70% при концентрації суспензії від 400-500 до 50-70 г/л з одержанням концентрату стабільної зольності в межах 5-20% і відходів зольністю 75-85% та більше;

II. знесірчування вугілля за рахунок видалення піритної сірки на 70-80%;

III. зневоднення вугілля до вологості 7-15%;

IV. облагороджування вугільної маси, яке полягає в “консервації” вугілля в агрегатах, що різко зменшує окиснення, розмокання, набухання вугілля, підвищує його стійкість до механічних впливів, практично ліквідує пилоутворення.

Крім того, перспективним є застосування процесу масляної агрегації при:

- гідравлічному транспортуванні вугілля (вирішення проблем зневоднення, збереження коксівності вугілля, радикального зменшення втрат тонких фракцій);

- приготуванні водовугільномасляних та вугільномасляних паливних суспензій;

- підготовці вугілля до зрідження (гідрогенізація);

- адгезійному збагаченні корисних копалин (зокрема золота).

Сьогодні СМА дістала промислове застосування при переробці відходів дрібних класів бітумінозного вугілля на двох підприємствах північного сходу США. Тривалий час працювали установки у ФРН (процес “Оліфлок”) та Росії (Губахінський КХЗ). Поглиблене дослідження процесу продовжується в Канаді, Австралії, Японії, Індії, Україні та інших країнах.

3.10.8 Перспективні спеціальні процеси збагачення

Поява нових спеціальних методів збагачення корисних копалин обумовлюється сьогодні рядом факторів: вичерпанням традиційних ресурсів корисних копалин, новими потребами науки і техніки, розширенням ноосфери, збільшенням номенклатури перероблюваної мінеральної сировини, виникненням у зв'язку з розвитком нашої технологічної цивілізації нових глобальних завдань – екологічних, стабільного розвитку тощо.

Одним з вирішальних факторів, які кардинально впливатимуть на подальші темпи технологічного розвитку, є вичерпання мінеральних ресурсів. За да-

ними міжнародного аналітичного центру “Римський клуб”, поклади алюмінієвих руд будуть вичерпані за наступні 55 років, хрому – за 154 роки, вугілля – за 150, міді – за 49, заліза – за 173, свинцю – за 64, нафти – за 50, природного газу – за 49 років. Причому термін вичерпання ресурсів обчислено виходячи з припущення, що протягом майбутніх десятиліть розвідані ресурси виростуть в 5 разів у порівнянні з сучасними даними. Тобто будуть розвідані нові поклади, відкриті нові родовища, але, незважаючи на це, час, коли вичерпаються запаси руд металів і паливно-енергетичних ресурсів, дуже близький – він співвимірний зміні 1-2 до 3-4 поколінь. Це примушує шукати нові об’єкти переробки для отримання життєво важливих для людства хімічних елементів та речовин.

Перш за все – це води Світового океану, корисні копалини його дна, поховані води і розсоли земних надр, а також сьогодинішні відходи переробки мінеральної сировини: терикони, хвостосховища, мулонакопичувачі, інші відвали тощо. Майже всі ці об’єкти, попри свою різноплановість, мають одну характерну особливість – дуже низький (у порівнянні з перероблюваними сьогодні рудами) вміст корисного компонента.

Для збагачення некондиційних забалансових руд і відходів широко застосовують спеціальні біотехнології бактеріального вилуговування. Саме для переробки таких матеріалів сьогодні, крім уже відомих, опрацьовуються і випробовуються в лабораторних, напівпромислових та промислових умовах сорбційні технології.

Сорбційні технології вилучення металів

У найбільшому в Греції Університеті Аристотеля розроблено новітні технології для вилучення металів з водних розчинів за схемою: сорбція йонів металів на носіях-сорбентах (частинках піриту, цеоліту, гематиту, карбонатах лужних металів, активованому вугіллі) – флотація навантажених сорбентів. Технологія може бути застосована для вилучення золота, рідкісних і рідкісноземельних металів з вод різних типів.

Активно розвивається сорбційна технологія збагачення золота – технологія “вугілля в пульпі” в якій сорбентом-носієм золота є активоване вугілля. Вилучення золота за цією технологією складає 71-75%. При цьому вміст золота у вихідному продукті – близько 1-2 г/т.

Одержання надчистих концентратів

Сьогоднішні технології все більше потребують *надчистих* матеріалів, зокрема металів. Такі матеріали використовують у комп’ютерній техніці, електронних пристроях різного призначення. Їх одержання можливе за рахунок якісно нових технологій та апаратів. До них вже сьогодні можна зарахувати ряд *біофільтраційних технологій*, генерацію і використання *надпотужних електромагнітних полів (кріосепаратори)*, проведення завершальних стадій процесів переробки мінеральної сировини у вакуумі або в атмосфері інертних газів тощо.

Суміщені процеси

До спеціальних процесів збагачення слід зарахувати ціле сімейство так званих *суміщених процесів* – коли відомий процес, наприклад селективну флокуляцію, грануляцію тощо, реалізують в нових (нетрадиційних) апаратах, наприклад, суміщаючи їх з гідротранспортом матеріалу, перекачуванням через байпас тощо. Такі суміщені процеси (основані на новому, за патентною термінологією, несподіваному застосуванні відомого апарата пристрої) вже запатентовані в ряді країн, зокрема Україні, Японії, і чекають на “нішу” для свого застосування. Головна їх перевага – мінімальна собівартість.

Вже сьогодні здійснюють попереднє *збагачення корисної копалини безпосередньо на дні океану*, яке реалізують в комплексі з процесами добування руд і розсипів.

Унікально перспективним є розвиток суміщених процесів *підземного зрідження-збагачення вугілля*.

В Україні розроблено суміщений процес *«гідротранспорт-агломерація»* вугілля, який є єдиним технічним рішенням, що уможливорює дальній (магістральний) гідравлічний транспорт коксівного вугілля практично без змін коксівних якостей вугілля.

Інші спеціальні процеси збагачення

Великі потенційні можливості, на нашу думку, в галузі збагачення як *спеціальні рішення* мають *нанотехнології*, застосування при грудкуванні *активованих тонких матеріалів* (ефект механохімічної активації).

Маловідомими на сьогодні є поодинокі спеціальні процеси збагачення, основані на *структурних змінах* компонентів корисної копалини. Найпоширеніший з них – випалювально-магнітне збагачення залізних руд, суть якого – перетворювання шляхом випалювання парамагнітних оксидів заліза у феромагнітні речовини – феромагнітні оксиди (магнетит, маггеміт), залізну губку, крицю. Крім того, до спеціальних процесів, які використовують структурні зміни, можна зарахувати новий процес *флокуляційної магнітної концентрації* (багато-разові цикли «магнітна флокуляція-руйнування флокул») НДГРІ, «Кривбаспроекту» та Криворізького технічного університету, структурно-поверхневу перебудову вугільної сировини перед збагаченням (ІнФОВ НАН України) та інші.

В цілому спостерігається тенденція на розширення сфери застосування спеціальних процесів збагачення корисних копалин, збільшення їх кількості, розширення фізичних і хімічних ефектів, які складають фундаментальну основу процесу.

4. ЗАКЛЮЧНІ (ДОПОМІЖНІ) ПРОЦЕСИ

4.1. ЗНЕВОДНЕННЯ

4.1.1. Загальні відомості про процеси зневоднення

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

Зневодненням називають процес видалення води з корисної копалини або з продукту збагачення. Розрізняють процеси механічного і термічного зневоднення. До *механічного зневоднення* відносять: дренування, центрифугування, згущення і фільтрування, спеціальні методи (зрив водної плівки тощо), до *термічного* – сушку.

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

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

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

- *плівкова* – утримується на поверхні частинок силами молекулярного зчеплення у вигляді плівок (відносно гігроскопічних). Структурно складається з “тонких” (еквівалент гігроскопічної вологи) і “товстих” плівок. Вміст її обумовлюється ступенем змочування матеріалу водою. Ця волога, як і гігроскопічна, видаляється тільки термічною сушкою;

- *капілярна* – заповнює частково або повністю дрібніші проміжки між частинками і утримується в порах силами капілярного тиску; розрізняють капілярну *внутрішню* (в тілі зерен) і *зовнішню* (в капілярах між зернами) вологу;

- *хімічно зв'язана* – входить безпосередньо у кристалічні ґратки мінералів. Розрізняють воду конституційну і кристалізаційну. Кон-

ституційна вода входить у кристалічні ґратки мінералу у вигляді йонів OH^- , H^+ . Температура її виведення – близько 1300°C . Входить до складу тальку $\text{Mg}_3[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2$, малахіту $\text{Cu}_2[\text{CO}_3](\text{OH})_2$, каолініту $\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$ та ін. Вода кристалізаційна – вода, що міститься у кристалічних ґратках у вигляді молекул. Виділяється лише при високій температурі (близько $200\text{--}600^\circ\text{C}$). Ця вода характерна, напр., для гіпсу $\text{Ca}[\text{SO}_4]\cdot 2\text{H}_2\text{O}$, опалу $\text{SiO}_2\cdot n\text{H}_2\text{O}$, карналіту $\text{KMgCl}_3\cdot 6\text{H}_2\text{O}$ і багатьох інших мінералів.

Для умов застосування фізико-хімічних методів вологовидалення Ю.К.Гаркушиним, В.С.Білецьким та П.В.Сергєєвим запропонована така класифікація вологи у вугіллі (рис. 4.1.). В основу класифікації покладено два принципи.

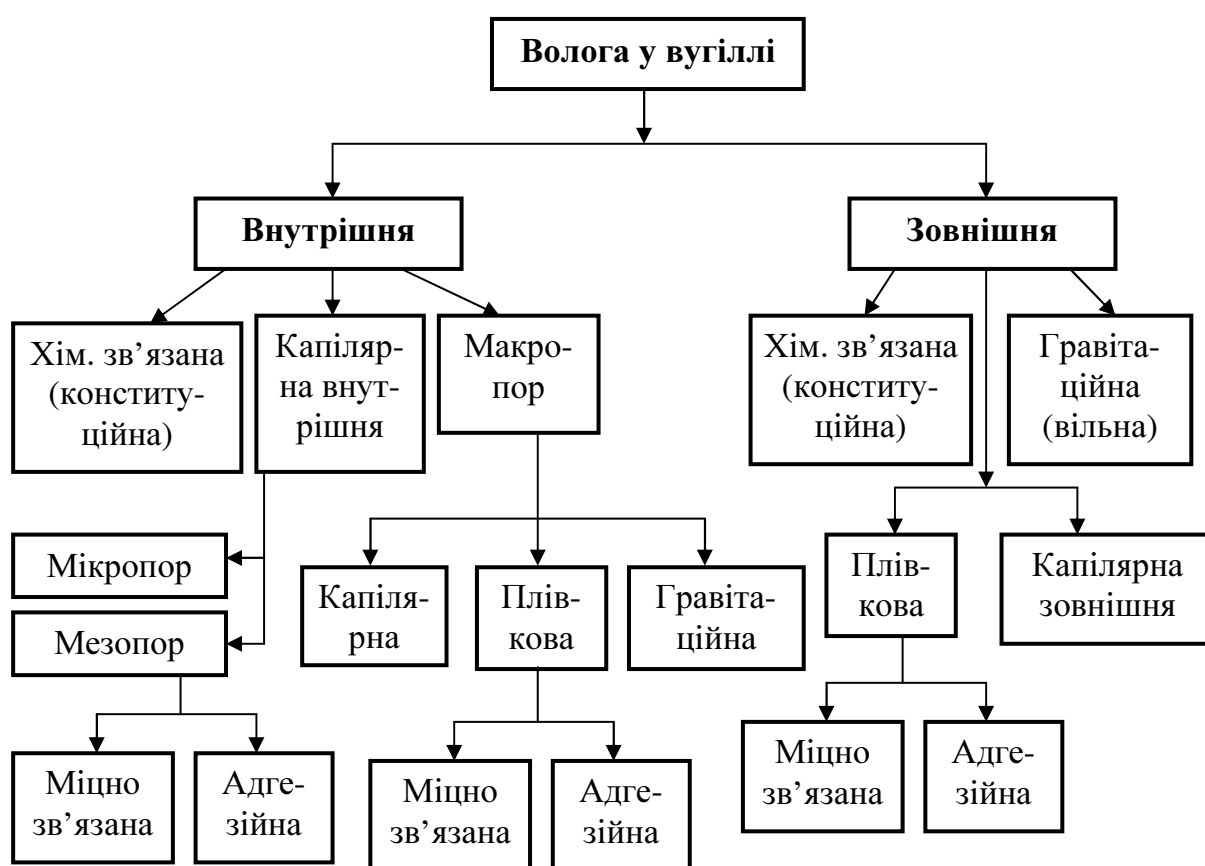


Рис. 4.1. Класифікація видів вологи на вугіллі для умов застосування фізико-хімічних методів вологовидалення

По-перше, розділення вологи за її місцезнаходженням: на зовнішній або внутрішній поверхні. Зовнішня волога в залежності від її близькості до твердої фази поділена на поверхневу хімічно пов'язану, плівкову, капілярну зовнішню і вільну (гравітаційну). Плівкова волога, в свою чергу, розділена на два шари - що безпосередньо примикає до твердої поверхні (міцно пов'язаний або граничний) і наступний за ним адгезійний. Внутрішня волога за цим принципом ділиться на вологу в тілі частинки (хімічно пов'язана – конституційна) і в її пус-

татах (капілярна внутрішня і волога макропор). Капілярна в залежності від розміру пор поділяється на вологу мікро- і мезопор. У мезопорах за місцезнаходженням виділені два шари вологи: прилеглий до поверхні шар міцно пов'язаної вологи і наступний за ним адгезійний. У макропорах аналогічно із зовнішньою вологою виділені капілярна макропор, плівкова і гравітаційна волога.

По-друге, запропонована класифікація відображає енергію зв'язку окремих видів вологи з вугільною речовиною. Енергія зв'язку фаз, як відомо, є функцією відстані між ними. Найбільша енергія зв'язку характерна для конституційної вологи, далі в порядку убутання знаходяться: кристалізаційна, міцно пов'язана, адгезійна, капілярна, гравітаційна.

Застосований фізико-хімічний підхід до систематизації видів вологи вигідно відрізняється від відомих тим, що враховує, з одного боку, структурні особливості вугілля і водних плівок, а з іншою – енергію зв'язку “вугілля-рідина”, а також виділяє з усієї сукупності ті види вологи, які, в принципі, можуть бути видалені механічним і фізико-хімічними методами, що впливають на поверхню розділу фаз. До них належать всі види зовнішньої вологи, за винятком конституційної, а також внутрішня волога макропор.

В окрему групу віднесена та волога вугілля, яка може бути видалена тільки шляхом термічного впливу (сушки). Це зовнішня і внутрішня конституційна, кристалізаційна волога і капілярна внутрішня (рис. 4.1.).

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

- *пульпи (обводнені продукти)* – механічні суміші твердої речовини і рідини, що мають текучість. Пульпи містять більше 40 % усіх видів вологи;

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

- *вологі* – містять гігроскопічну, плівкову і капілярну вологу. Загальний вміст вологи складає від 5 до 20 % . Такі продукти одержують звичайно після інтенсивного механічного зневоднення. При збереженні на повітрі ці продукти втрачають капілярну вологу внаслідок випару в навколишнє середовище;

- *повітряно-сухі* – містять тільки гігроскопічну, плівкову і капілярну вологу, що утримується в порах часток. Загальний вміст вологи не перевищує 5 %. При збереженні на повітрі ці продукти не змінюють своєї маси;

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

Вибір методу зневоднення залежить від характеристики матеріалу (крупності, гранулометричного складу, вологості, густини пульпи) і необхідних кондицій на готову продукцію. Звичайно кондиції за

вологістю не досягаються за одну операцію, тому процеси зневоднення здійснюються за декілька стадій і різними способами.

4.1.2. Дренування

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

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

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

Дренажний склад (рис. 4.2) являє собою залізобетонну споруду великої ємності. Підлога складу має нахил у напрямку дренажних каналів, що проходять по всій довжині складу. В ряді випадків підлога робиться з крупного буличнику (дренувальний шар) на підстилці з піску. Вода, що стікає при дренуванні, направляється у відстійники або в басейн – сховище відходів.

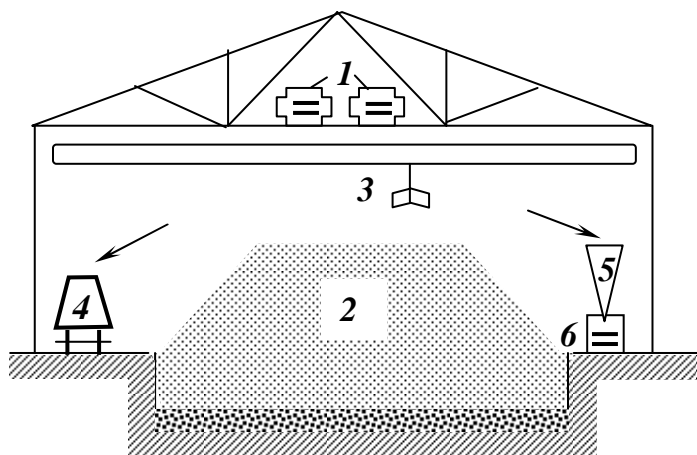


Рис. 4.2. – Дренажний концентратний склад:

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

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

Ефективність зневоднення на дренажних складах залежить від крупності продукту, висоти штабелю, наявності дренувального шару, способу укладання і змочуваності матеріалу, а також від тривалості зневоднення. На дренажних складах матеріал звичайно витримують

від 6 до 24 год. Вологість зневодненого продукту складає 9 – 16 % при початковій вологості 20 – 30 %.

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

Зневоднювальні бункери (рис. 4.3) складаються з прямокутних чарунк 1, кожна з яких являє собою прямокутну ємність з пірамідальним днищем.

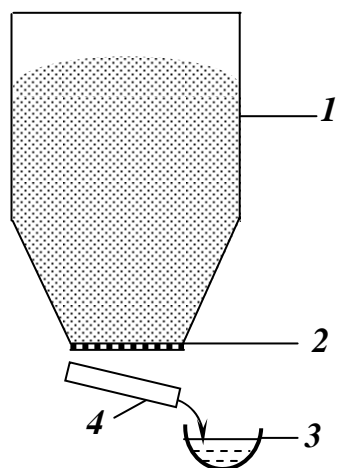


Рис. 4.3. – Схема зневоднювального бункера:

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

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

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

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

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

Зневоднювальний елеватор (рис. 4.4) складається з двох тягових ланцюгів 1 з прикріпленими до них перфорованими ковшами 2. При русі ланцюгів ковші біля нижньої зірочки елеватора зачерпують матеріал і транспортують його до верхньої зірочки. Передня стінка ковша – перфорована, а бокові суцільні. Процес зневоднення починається після того, як навантажений ківш підніметься над рівнем води, що заповнює нижню частину елеватора. Довжина зони зневоднення пови-

нна бути не менше 4 м по вертикалі. При русі ковшів вода проходить через отвори в їх стінках і стікає у кожух елеватора.

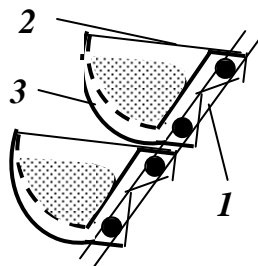


Рис. 4.4. – Схема ковшової стрічки зневоднювального елеватора:

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

Зневоднювальні елеватори випускають двох типів: з 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 $60-70^\circ$, в елеваторах із зосередженим кріпленням ковшів, які встановлюють під кутом нахилу до 75° , передбачений піддон 3.

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

На *грохотах* (п. 2.1) зневоднюють матеріали різної крупності, а також шлами. Для цього використовуються грохоти різних конструкцій з рухомою і нерухомою поверхнею (ГІСЛ, ГК, СДО). Процес відділення води відбувається при проходженні матеріалу по сити. При цьому на рухомих грохотах матеріал безперервно струшується і розпушується, тому процес зневоднення на них проходить інтенсивніше, ніж на нерухомих. На зневоднювальних грохотах використовують щілинні сита з розміром щілин 0,25; 0,5; 0,75 і 1 мм. Розмір щілини сита вибирається залежно від крупності матеріалу, що зневоднюється. Процес зневоднення на грохотах можна розділити на два етапи. На першому етапі здійснюється попереднє зневоднення, що відбувається на 25–30 % просіюючої поверхні 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, внаслідок чого розриваються капіляри і капілярна волога видаляється відносно легше. Позитивно на якісні показники процесу впливає ополіскування матеріалу, що переміщується по грохоту, чистою водою. При ополіскуванні вологість зневодненого продукту знижується на 1–2 % за рахунок видалення з поверхні продукту дрібних мулистих частинок, які добре утримують вологу.

При зневодненні на грохотах кінцева вологість продукту складає від 7 до 20 % і залежить від його крупності і фізичних властивос-

тей, довжини сит, розміру їх отворів та інтенсивності струшувань матеріалу.

4.1.3. Центрифугування

Центрифугування – процес зневоднення дрібних мокрих продуктів і розділення суспензій на рідку і тверду фази під дією відцентрових сил. Машини для здійснення таких операцій називаються центрифугами, які підрозділяються на фільтруючі, осаджувальні і комбіновані (осаджувально-фільтруючі).

Фільтруючі центрифуги застосовуються в другій стадії зневоднення вугільних концентратів і промпродуктов крупністю 0,5 – 13 мм після їхнього попереднього зневоднення на вібраційних, конічних і дугових грохотах або в багер-зумпфах та елеваторах. Фільтруючі центрифуги випускають з вібраційним (ФВВ), інерційним (ФВІ) і шнековим вивантаженням осаду (ФВШ). Для зневоднення тонкоподрібнених продуктів і шламів можуть застосовуватися *осаджувальні і осаджувально-фільтруючі центрифуги*.

Умовні позначки центрифуг наведені в табл. 4.1.

Таблиця 4.1. – Умовні позначки центрифуг

Літерні позначки	Цифрові позначки
ФВВ – центрифуга фільтрувальна вертикальна вібраційна ФВІ – центрифуга фільтрувальна вертикальна інерційна ФВШ – центрифуга фільтрувальна вертикальна шнекова	D – діаметр ротора, см
ОГШ – центрифуга осаджувальна горизонтальна шнекова	D – діаметр ротора, мм

Вібраційні центрифуги застосовуються для зневоднення дрібного концентрату (промпродукту) з вмістом не більше 10 % класу 0-0,5 мм. Центрифуги цього типу найповніше 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. Для цих центрифуг характерний менший, порівняно з іншими типами центрифуг, знос фільтруючих сит. Однак вібраційні центрифуги в порівнянні зі шнековими мають меншу ефективність зневоднення і більш чутливі до коливань вологості матеріалу, що зневоднюється. При вмісті в продукті, що зневоднюється, класу 0-0,5 мм більше 15-20 %, а також у тих випадках, коли вібраційні центрифуги не забезпечують необхідної вологості зневодненого осаду, більш доцільна установка *шнекових фільтруючих центрифуг*.

Для зневоднення абразивних продуктів збагачення антрациту доцільно використовувати *центрифуги з відцентровим (інерційним) вивантаженням осаду*, у яких забезпечується найменший час контакту матеріалу з фільтруючою поверхнею. Схема інерційної центрифуги наведена на рис. 4.5.

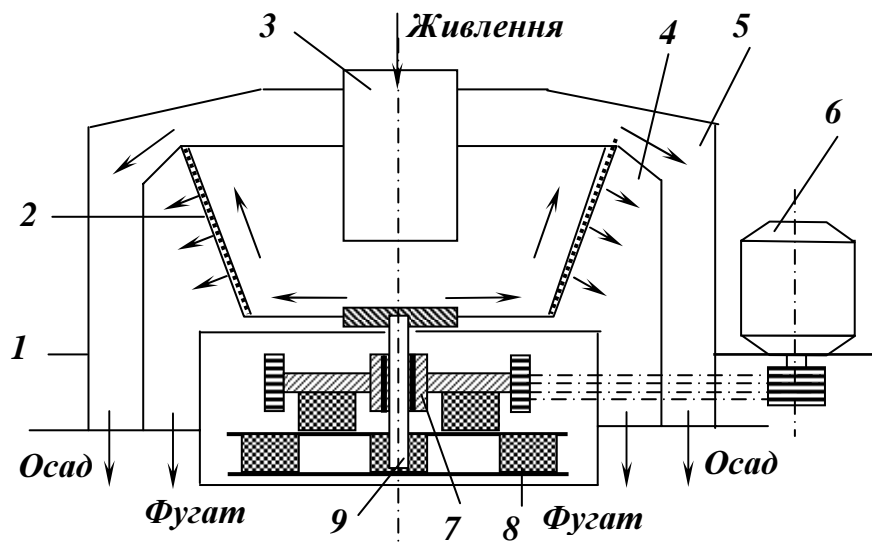


Рис. 4.5. – Схема фільтруючої центрифуги з інерційним вивантаженням осаду:

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

Центрифуга складається з корпуса 1, конічного ротора 2, живильного пристрою 3, збірників 4 і 5 для фугату і осаду. Шків 7, що жорстко зв'язаний з ротором, одержує обертання від електродвигуна 6 через клинопасову передачу. Ротор, установлений на пружинних опорах 8, обертається навколо нерухомого вала 9. По живильному пристрою матеріал надходить на днище ротора. Під дією відцентрових сил матеріал відкидається на внутрішні стінки ротора. Осад переміщується по конічній поверхні ротора до верхньої кромки і розвантажується через неї. Рідка фаза проходить через шар осаду і перфоровані стінки ротора в збірник для фугату і виводиться з центрифуги.

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

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

Осаджувальна центрифуга (рис. 4.6) складається з корпусу 1, у якому на підшипниках установлені шнек 2 і ротор 3. Обертальний рух шнека і ротора здійснюється від планетарно-диференціального редуктора 4, що забезпечує різну частоту їхнього обертання. Живлення в центрифугу подається по трубі 5. Процес розділення пульпи в осаджувальній центрифугі поділяють на три етапи: осадження частинок твердої фази, транспортування осаду, що утворився, спіралями шнека по ротору і зневоднення осаду після його виходу за межі рідини в кінчній частині ротора.

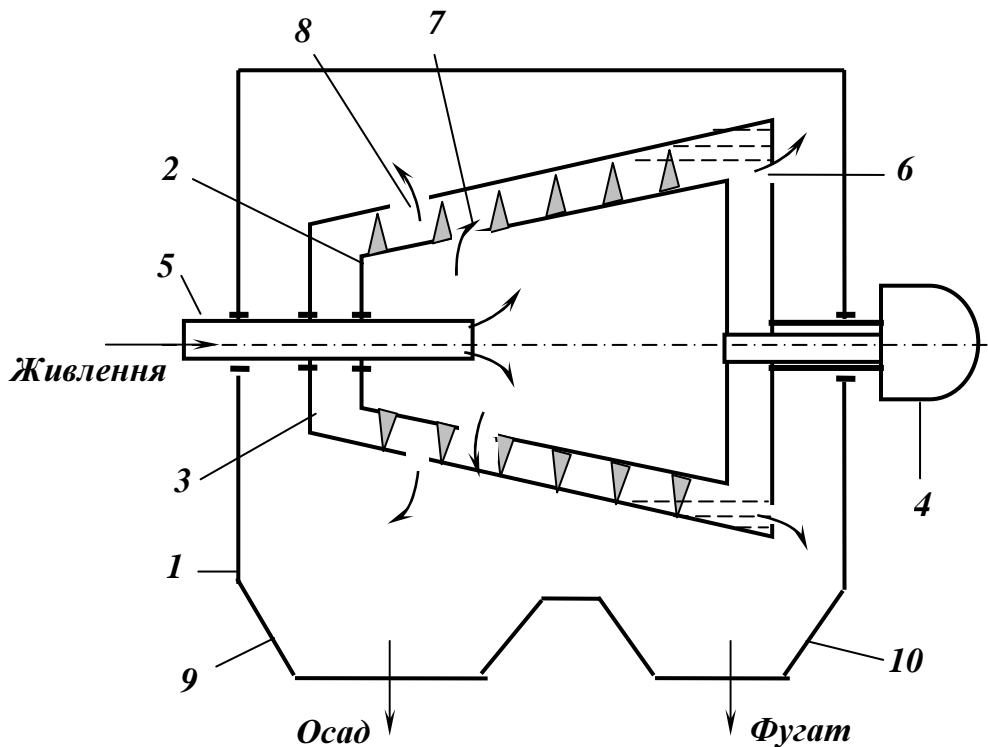


Рис. 4.6. – Осаджувальна центрифуга:

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

Вихідна пульпа по живильній трубі 5 подається у внутрішню порожнину шнека 2, звідки через шість радіальних отворів 7 потрапляє на внутрішню поверхню ротора 3. Під дією відцентрової сили тверді частинки пульпи осідають на стінках ротора, зневоднюються і транспортуються спіралями шнека 2 до розвантажувальних отворів 8 і далі в камеру 9. Вода витискується з осаду, що згущується, стікає по спіральному каналу між витками шнека і видаляється в камеру 10 через чотири зливних вікна 6. Згущення осаду і його вологість залежать від гранулометричного складу твердої фази і вмісту в ній тонкодисперсних частинок.

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

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

4.1.4. Згушення

Згушенням називають процес виділення частини рідкої фази з обводнених тонкозернистих продуктів (пульп, суспензій) під дією сил тяжіння, відцентрових сил, магнітного поля з метою отримання згущеного продукту (осаду) і якомога чистішої рідкої фази (зливу). На збагачувальних фабриках згушення – операція підготовки шламів з метою надання їм необхідної густини перед подальшою обробкою (збагаченням, зневодненням), а також отримання обігової води.

Процес згушення здійснюється в різних відстійниках, радіальних і циліндроконічних згущувачах, осаджувальних центрифугах і гідроциклонах.

Умовні позначки згущувачів наведені в табл. 4.2.

Таблиця 4.2. – Умовні позначки згущувачів

Літерні позначки	Цифрові позначки
Ц – радіальний згущувач з центральним приводом	D – діаметр згущувача, м
П – радіальний згущувач з периферійним приводом	
С – циліндроконічний згущувач	

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

У згущувачах гравітаційного типу при оптимальному заповненні і сталому режимі існує три зони (рис. 4.7).

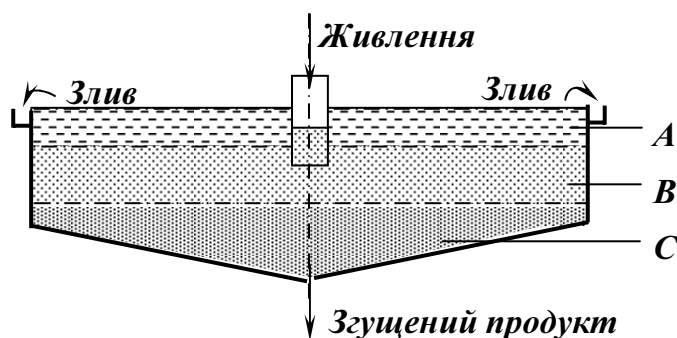


Рис. 4.7. – Зони осадження пульпи в згущувачах:
A – зона проясненої рідини;
B – зона вихідної пульпи;
C – зона згушення.

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, внаслідок чого створюються умови стисненого падіння. При цьому дрібні частинки затримують осадження крупних, швидкості їх падіння вирівнюються і частинки осаджуються зімкненою масою.

Унизу знаходиться зона згущення осаду *C*. Тут вода витискується з осаду під тиском частинок, що знаходяться вище, і переміщується вгору. Вертикальна складова швидкості руху частинок стає практично рівною нулю, а густина осаду досягає максимуму.

Для згущення тонких продуктів на збагачувальних фабриках найпоширеніші *радіальні згущувачі* (рис. 4.8) з центральним і периферійним приводом діаметром від 2,5 до 100 м.

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

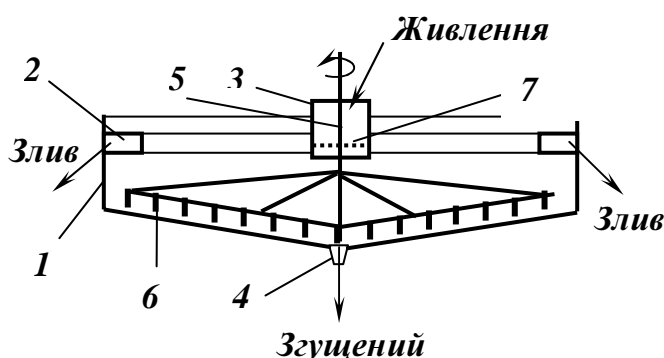


Рис. 4.8. — Схема радіального згущувача з центральним приводом:

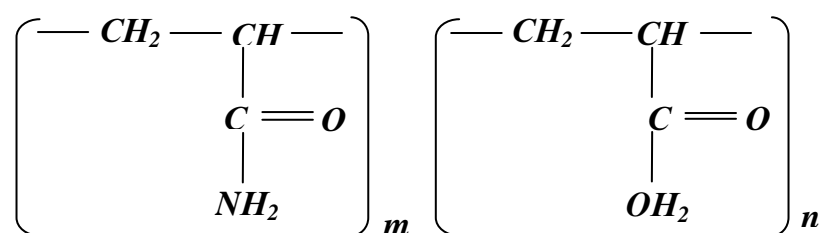
- 1 — чан; 2 — зливний жолоб;
- 3 — завантажувальна лійка;
- 4 — розвантажувальна лійка згущеного продукту;
- 5 — центральний вал;
- 6 — рама з гребками; 7 — сітка.

Радіальний згущувач складається з металевого (при малих діаметрах) або залізобетонного (при великих діаметрах) чана *1* з конічним днищем. Завантаження вихідної пульпи здійснюється через центральну завантажувальну лійку *3* з сіткою *7* для уловлювання випадкових крупних предметів. У центрі чана на підшипниках обертається вал *5*, на якому закріплена рама *6* з гребками. Тверді частинки під дією сили власної ваги осаджуються на дно чана і гребками переміщуються до центра днища. В центрі конічного днища передбачена лійка *4*, через яку розвантажуються згущений продукт. Прояснена вода переливається через зливний поріг у кільцевий жолоб *2* і далі у бак оборотної води.

Швидкість осадження частинок у згущувачах дуже мала, тому що розміри частинок в основному не перевищують 0,5 мм. Для інтен-

сифікації процесу згущення у пульпу додають спеціальні реагенти – коагулянти і флокулянти (вапно, луги, сірчану кислоту, крохмаль, алюмінат натрію, поліакриламід, поліоксиетілен та ін.). Реагенти сприяють злипанню дрібніших частинок у крупні агрегати, що швидко осаджуються.

Найбільше розповсюдження в практиці збагачення корисних копалин одержав *поліакриламід* (ПАА) – високомолекулярний водорозчинний полімер з такою структурною формулою:



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

Навантаження на згущувачі розраховують за питомими продуктивностями:

$$F = Q / q, \text{ м}^2, \quad (4.1)$$

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

За обчисленою площею згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = (4 F / \pi)^{0,5} \approx 1,13 F^{0,5}, \text{ м} \quad (4.2)$$

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

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

При використанні для згущення пульп *гідроциклонів* (п. 2.3.4) і *осаджувальних центрифуг* (п. 4.1.3) чистий злив, як правило, не виділяється. При установці гідроциклонів перед згущувачами злив гідро-

циклонів є живленням для радіальних згущувачів, а згущені продукти обох апаратів об'єднуються. В результаті виділення найбільш крупних класів у гідроциклоні умови роботи згущувача поліпшуються, а також зменшуються витрати флокулянту.

Ефективність процесу згущення залежить від мінерального і гранулометричного складу твердої фази, густини і форми частинок, вмісту твердого у вихідній пульпі і згущеному продукті, в'язкості, показника pH і температури пульпи (п. 2.3.2), а також від конструктивних особливостей згущувальних апаратів.

4.1.5. Фільтрування

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

При фільтрації зневоднення твердої фази і видалення фільтрату здійснюється створенням перепаду тиску з обох боків фільтруючої поверхні. Залежно від способу створення перепаду тиску розрізняють *вакуум-фільтри* і *фільтр-преси*. В залежності від форми фільтруючої поверхні *вакуум-фільтри* підрозділяють на *барабанні* (з зовнішньою і внутрішньою фільтруючою поверхнею), *дискові* і *стрічкові*.

Умовні позначки фільтрів наведені в табл. 4.3.

Таблиця 4.3. – Умовні позначки фільтрів

Літерні позначки	Цифрові позначки
ДУ – дисковий вакуум-фільтр БОУ – барабанний вакуум-фільтр з зовнішньою поверхнею ВУ – барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою поверхнею	D – діаметр робочого органу, м; F – площа фільтрування, м ²
ЛОП – стрічковий вакуум-фільтр	F – площа фільтрування, м ²
ФКП – фільтр-прес камерний	F – площа фільтрування, м ²

Процес фільтрування на вакуум-фільтрах (рис. 4.9) складається з ряду операцій, послідовність цих операцій така:

– в *зоні фільтрування I* фільтруюча поверхня занурена у ванну з пульпою і знаходиться під вакуумом. Під дією перепаду тиску фільт-

рат відсмоктується і видаляється з фільтра, а тверді частинки затримуються на фільтруючій поверхні;

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

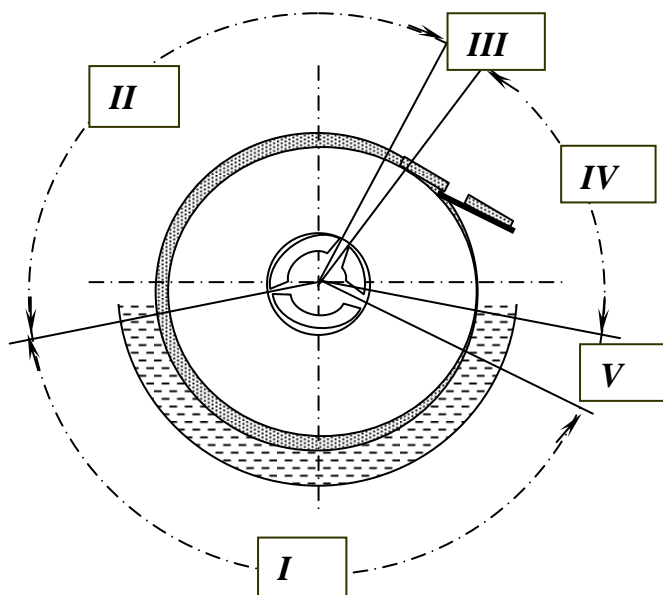


Рис. 4.9. – Схема процесу фільтрування на вакуум-фільтрах:

I – зона фільтрування;
II – зона просушування;
III, V – «мертві» зони;
IV – зона віддувки.

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

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

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

На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів крупністю до 0,2 мм і вугільних – крупністю до 0,5 мм використовують *дискові вакуум-фільтри* (рис. 4.10). На дискових вакуум-фільтрах здійснюється фільтрування вугільних та багатьох рудних флотаційних концентратів.

Дисковий вакуум-фільтр складається з полого вала *1*, розподільної головки *2*, дисків *3* і ванни *4*. Вал обертається в підшипниках, що встановлені у бокових стінках ванни. У середині вал *1* порожнистий, 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.

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. Під дією вакууму вода проходить крізь отвори фільтрувальної тканини, і осад потрапляє через відповідні канали вала до розподільної головки і далі у ресивер. При виході з пульпи сектори потрапляють у зону просушування, де вода з осаду витісняється повітрям. У «мертвих» зонах здійснюється зміна вакууму на стиснене повітря, або навпаки. У зоні віддувки осад відділяється від фільтрувальної тканини стисненим повітрям і шкребками 6, а тканина також продувається повітрям і готується до наступного циклу фільтрування.

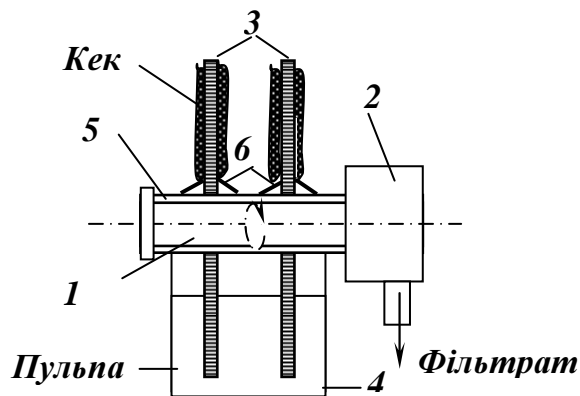


Рис. 4.10. – Схема дискового вакуум-фільтра:

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

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

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

Барабанний вакуум-фільтр з зовнішньою фільтруючою поверхнею (рис. 4.11) складається з барабана 1, порожнистих цапф 2, розподільних головок 3, ванни 4. Вертикальна перегородка 5 ділить барабан на дві ізолювані одна від одної половини. Внутрішня порожнина барабана в радіальному напрямку розділена на секції, кожна з яких з'єднана трубами з розподільною головкою. Фільтруюча тканина на поверхні барабана закріплюється сталевим дротом. Процес фільтрування проходить в описаному порядку.

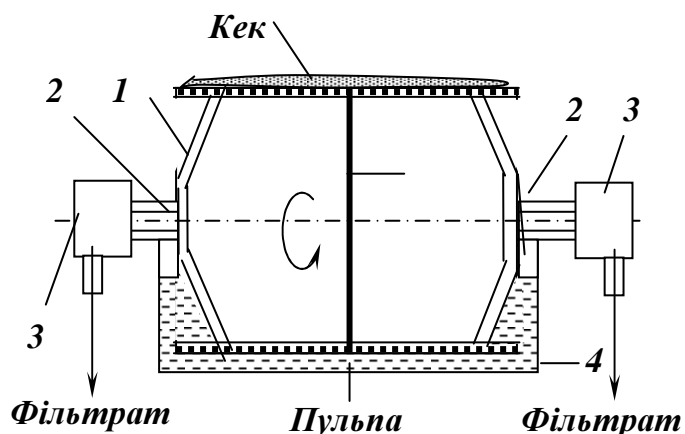


Рис.4.11. – Схема барабанного вакуум-фільтра з зовнішньою фільтруючою поверхнею:

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

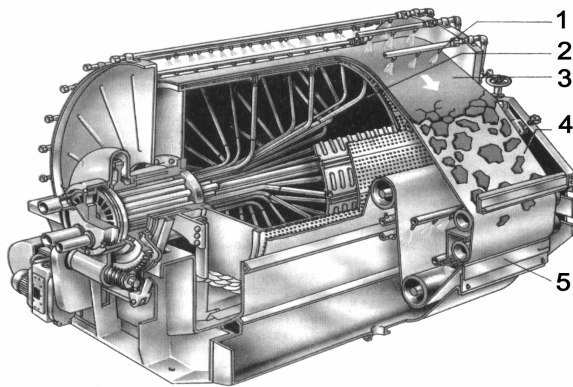


Рис. 4.12. – Барабанний вакуум-фільтр у розрізі:

- 1 - промивна трубка;
- 2 - вакуум-труби;
- 3 - кек;
- 4 - фільтрувальне полотно;
- 5 - ніж для зрізування кеку

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

Барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою фільтруючою поверхнею (рис. 4.13) складається з суцільного барабана 1, що обертається на роликах 2.

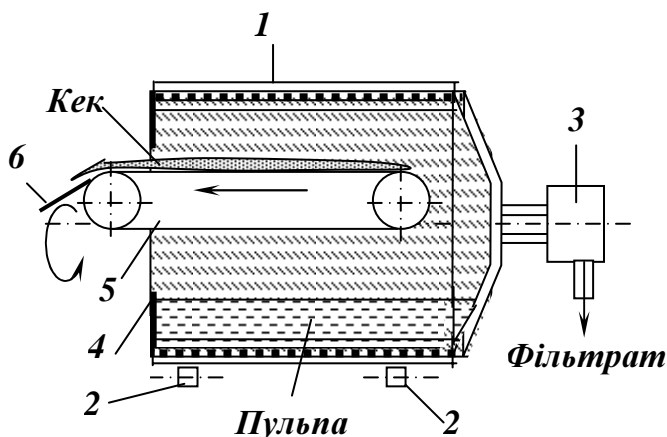


Рис.4.13. – Схема барабанного вакуум-фільтра з внутрішньою фільтруючою поверхнею:

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

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

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

Стрічковий вакуум-фільтр (рис. 4.14) складається з приводного 1 і натяжного 6 барабанів, вакуум-камери 2, гумо-тканинної стрічки 5, живильного лотка 4 і бортів 3. Фільтрувальна тканина закріплюється на гумо-тканинній 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, яка патрубками з'єднана з колектором для відводу фільтрату.

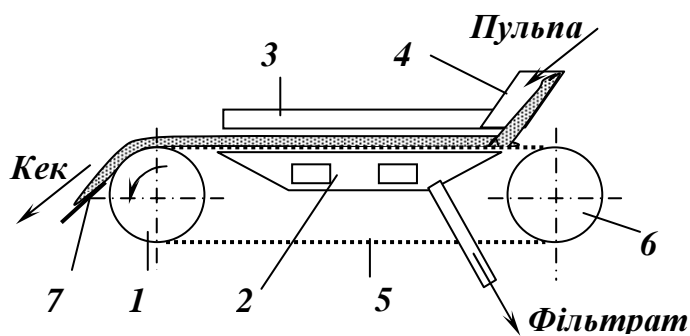


Рис.4.14. – Схема стрічкового вакуум-фільтра:

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

Вихідний матеріал по живильному лотку прямує на поверхню фільтрувальної тканини. Під дією розрідження, викликаного вакуумом, вода протікає 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.

На рис. 4.15 показано стрічковий вакуум-фільтр у розрізі.

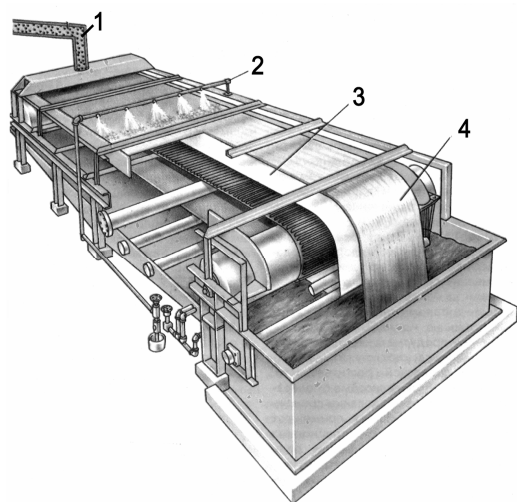


Рис. 4.15. – Стрічковий вакуум-фільтр у розрізі:

- 1 – трубопровід для подачі пульпи;
- 2 - промивна трубка;
- 3 - фільтрувальне полотно;
- 4 - кек.

Фільтр-преси застосовують для фільтрування тонкозернистих шламистих пульп з незначним вмістом твердих частинок (наприклад, флотаційних відходів збагачення вугілля). Застосування фільтр-пресів для зневоднення флотаційних відходів вуглезбагачувальних фабрик дозволяє вирішити проблему обігового водопостачання без викорис-

тання зовнішніх шламових відстійників. Фільтр-преси дозволяють одержати відносно чистий фільтрат, який містить менше 1 кг/м^3 твердої фази, і зневоднений до транспортабельного стану осад, який складують разом з відходами гравітаційного відділення.

Фільтр-преси складаються з набору камер (рис. 4.16) і функціонують таким чином.

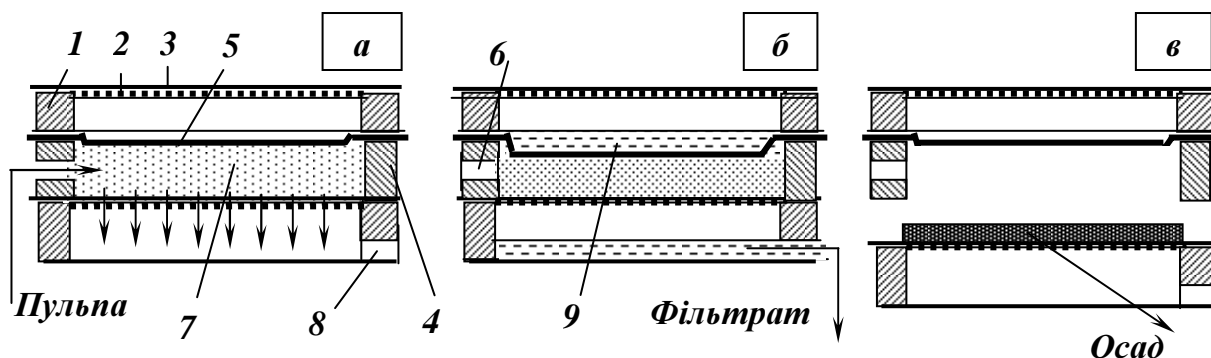


Рис. 4.16. – Схема камери фільтр-преса в режимі фільтрування (а), віджимання (б) і вивантаження (в) осаду.

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

Фільтрувальна плита 1 перекривається перфорованим листом 2, який покритий фільтруючою тканиною 3. Між плитою і рамою 4 укладається гумова діафрагма 5. Фільтр-прес функціонує періодично. Повний цикл роботи фільтра складається з таких основних операцій. Пульпу (рис. 4.16 а) під тиском подають по каналу 6 в простір 7, який обмежений діафрагмою і фільтруючою тканиною. Частинки твердого утримуються на поверхні тканини, а фільтрат протікає скрізь шар осаду і тканину і видаляється по каналу 8. За визначеним часом подачу пульпи припиняють і в простір 9 між днищем плити і діафрагмою під тиском подають воду (рис. 4.16 б). В результаті подачі води діафрагма розтягується і відбувається віджимання осаду (вода видавлюється з пор між частинками). Після віджиму осаду плити розсовують (рис. 4.16 в), включають привод, що переміщує фільтруючу тканину, і при огинанні тканиною направляючих роликів шкребками знімають осад. Після цього плити ущільнюють і цикл операцій фільтрування повторюється. Тривалість циклу фільтрування залежить від гранулометричного складу матеріалу і знаходиться в межах від 3 до 200 хв.

На ефективність роботи фільтрів впливають такі фактори: вміст твердого у вихідній пульпі, крупність твердої фази, величини тисків по обидва боки фільтруючої перегородки, частота обертання робочого органу фільтра та ін. Залежно від цих факторів вологість осадів коливається від 10 до 25 %. Питома продуктивність фільтра і вологість

осаду збільшуються при збільшенні вмісту твердої фази в живленні і збільшенні швидкості руху робочого органу (дисків, барабана, стрічки), і навпаки. Збільшення в живленні вмісту тонких класів ($-0,05$ мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищення вологості осаду. До таких же результатів приводить і зменшення вакууму. Добавка флокулянту підвищує продуктивність фільтра, однак при великих витратах флокулянту підвищується вологість кеку.

Продуктивність фільтрів визначається за формулою:

$$Q = q F, \text{ т/год}, \quad (4.3)$$

де q – питома продуктивність фільтра, $\text{т/год} \cdot \text{м}^2$; F – площа фільтрування, м^2 .

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

4.1.6. Сушка

Механічні способи зневоднення (згущення, фільтрування, центрифугування) не дозволяють довести вміст води в дрібних і тонких продуктах збагачення до кондиційних рівнів, тому кінцевою стадією зневоднення цих продуктів звичайно є сушка.

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

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

Умовні позначки сушарок наведені в табл. 4.4.

Таблиця 4.4. – Умовні позначки сушарок

Літерні позначки	Цифрові позначки
СБ – сушарка барабанна	D, L – діаметр, довжина барабану, м
ТС – труба-сушарка	D – діаметр труби, м
СКШ – сушарка киплячого шару	F – площа решітки, м^2

Найчастіше на збагачувальних фабриках використовуються *барабанні сушарки* (рис. 4.17). Вони можуть бути застосовані для сушіння будь-яких матеріалів незалежно від їх крупності (до 250 - 300 мм) і початкової вологості.

Для сушіння матеріал по завантажувальному лотку 2 подається у обертальний барабан 3, що спирається на котки 4. В середині барабана установлюють різної форми насадки для кращого контакту матеріалу з гарячими газами. Гарячі димові гази надходять до барабана з топки 1 і рухаються в тому ж напрямку, що й матеріал. Переміщення

матеріалу забезпечується обертанням барабана і його нахилом під кутом 3 - 5° до горизонту. Вологий матеріал при русі розпушується, переміщується насадками і висушується від зіткнення з гарячими газами і нагрітою внутрішньою поверхнею барабана. Сухий матеріал видається з барабана через розвантажувальну камеру 5. Відпрацьовані димові гази надходять у систему пиловловлення і після очищення викидаються в атмосферу.

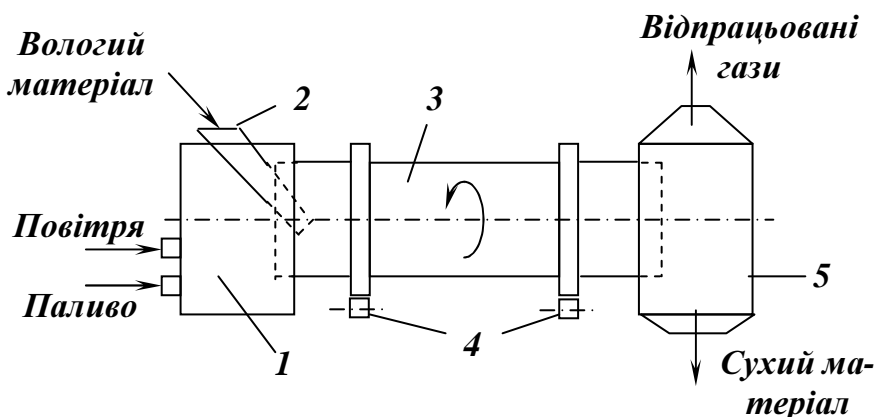


Рис. 4.17. – Схема барабанної сушарки:

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

Переваги барабанних сушарок: велика продуктивність, висока економічність у відношенні витрат тепла і електроенергії, надійність у роботі, простота конструкції і зручність в експлуатації. Недоліки сушарок: громіздкість конструкції, високі капітальні витрати, кришення (подрібнення) матеріалу при сушінні, тривалий контакт матеріалу з тепловим агентом (до 40 хв.), забруднення продуктів золою з топки (0,2 – 0,7 %), налипання вологого матеріалу на внутрішню поверхню і насадки барабана.

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

Труби-сушарки застосовують для сушіння дрібних (до 13 – 15 мм) матеріалів, що не злипаються. Найчастіше труби-сушарки використовують для сушіння дрібних продуктів вуглезбагачення і значно рідше для сушіння продуктів кольорової металургії і хімічної промисловості.

Труба-сушарка (рис. 4.18) складається з пристрою подачі гарячих газів 1, живильника 2, прямолінійної ділянки труби постійного перетину 3 і розвантажувальних апаратів 4.

Труби-сушарки мають діаметр 0,9 і 1,1 м при довжині 12 – 42 м. Через ці труби знизу вверх з пристрою 1 надходить гарячий газ, який захоплює частинки матеріалу, що подається у трубу-сушарку живильником 2. Швидкість руху газів у трубі 3 повинна бути вище швид-

кості зависання найбільш крупних частинок матеріалу. Поток гарячих газів матеріал сушиться і транспортується у циклон 4 (або інший апарат), де він осаджується і розвантажується на конвеєр. Крупні частинки, що не можуть бути захоплені газовим потоком (провал), осаджуються у нижній ділянці труби і за допомогою шнекових затворів періодично розвантажуються на конвеєр.

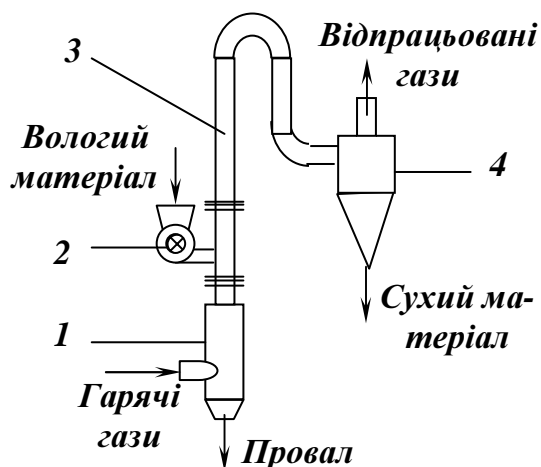


Рис. 4.18. – Схема труби-сушарки.

- 1 – пристрій подачі гарячих газів;
- 2 – живильник;
- 3 – вертикальна ділянка труби-сушарки;
- 4 – розвантажувальний апарат.

Труби-сушарки забезпечують здійснення процесу сушіння матеріалу у завислому стані і пневмотранспорт його до системи пиловловлення. У трубах-сушарках відбувається інтенсивна передача тепла від газів до завислих частинок – період контакту складає 5 – 10 с, а напруженість по волозі, що випаровується, у 8 – 10 разів більша, ніж у барабанних сушарках. Переваги сушіння матеріалів у завислому стані – простота конструкції сушарки, порівняно невисокі капітальні витрати і велика швидкість сушіння. Однак цей процес характеризується великим винесенням пилу і підвищеною витратою електроенергії.

Сушарки киплячого шару на збагачувальних фабриках застосовуються обмежено. Цей процес може бути використаний для порівняно дрібнозернистої сировини (вугілля, руди) рівномірної крупності.

Сушарка киплячого шару (рис. 4.19) являє собою вертикальну шахту, що розділена по висоті горизонтальною решіткою 3 на дві камери: нижню 1 і верхню 2. Через нижню камеру, до якої примикає топка, у сушарку подаються гарячі газы. Верхня камера обладнана завантажувальним 4 і розвантажувальним 5 пристроями.

Сутність цього способу полягає в 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. Висота киплячого шару складає 0,30-0,45 м. При проходженні димових газів крізь киплячий шар з поверхні частинок випаровується волога. Сухий матеріал розвантажується через патрубок, розташований над решіт-

кою. Відпрацьовані гази разом з випареною вологою після проходження через систему пиловловлювання викидаються в атмосферу.

У сушарках киплячого шару досягається значна інтенсивність сушіння і створюється можливість регулювання часу перебування матеріалу на решітці.

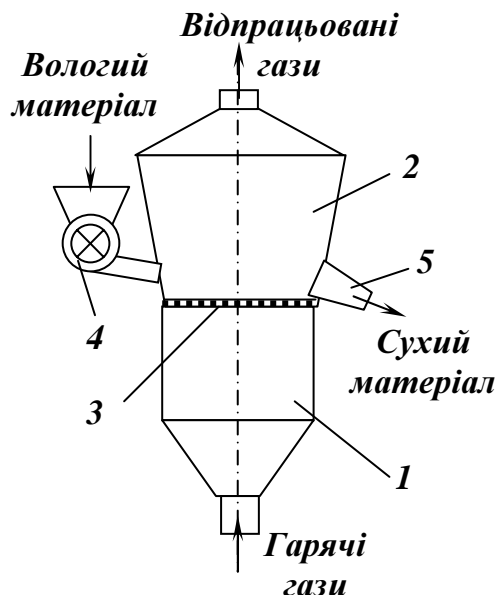


Рис. 4.19. – Схема сушарки киплячого шару:

- 1 – нижня камера;
- 2 – верхня камера;
- 3 – решітка;
- 4 – завантажувальний пристрій;
- 5 – розвантажувальний пристрій.

Тривалість сушіння тут більша, ніж у трубах-сушарках, що дає можливість здійснити глибше і рівномірніше сушіння матеріалу. Недоліком є значні витрати електроенергії, необхідні для створення високих тисків сушильного агента (2-6 кПа).

Технологічний розрахунок барабанних сушарок полягає у визначенні їх необхідного сумарного об'єму:

$$V = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^3, \quad (4.4)$$

де V – загальний об'єм сушарок, м^3 ; Q – продуктивність по вихідному матеріалу, кг/год ; R_1 і R_2 – розрідженість вихідного і висушеного матеріалів, $\text{м}^3/\text{т}$; w – напруженість сушарки по випареній волозі, $\text{кг/год} \cdot \text{м}^3$.

Сумарний об'єм труб-сушарок також визначають з використанням формули (4.4), після чого задаються висотою сушарки ($H = 20-25$ м) і обчислюють її діаметр:

$$D = [4V_{\text{сум}} / (\pi H)]^{0.5}, \text{ м}. \quad (4.5)$$

Необхідну площу решіт сушарки киплячого шару визначають як:

$$F = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^2, \quad (4.6)$$

де w – напруженість сушарки киплячого шару по випареній волозі, $\text{кг/год} \cdot \text{м}^2$.

За сумарним об'ємом або площею вибирають необхідне число сушильних апаратів.

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 унеможливлення підсосів повітря.

4.2. ЗНЕПИЛЕННЯ І ПИЛОВЛОВЛЕННЯ

4.2.1. Промисловий пил

Промисловим пилом називаються дисперсні системи виробничого походження, 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 дрібніші мінеральні частинки, що містяться у корисній копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні. Пил потрапляє у повітря промислових приміщень при роботі механічного обладнання. Його характеристики залежать від властивостей перероблюваної 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, у пунктах перевантаження сухих продуктів, при роботі сушильних апаратів і т.д. Вміст пилу у повітрі характеризується масовою кількістю пилу в одиниці об'єму і виражається у мг/м^3 .

Залежно від крупності твердих частинок розрізняють такі категорії пилу:

- *крупний пил* з частинками розміром від 100 до 500 мкм легко осаджується під дією сили ваги і майже не міститься у повітрі робочих приміщень збагачувальних фабрик;
- *дрібний пил* з частинками розміром від 10 до 100 мкм створює у повітрі стійку завись, при очищенні повітря вловлюється у відцентрових апаратах, рукавних фільтрах і мокрих пиловловлювачах;
- *тонкий пил* з частинками розміром від 0,1 до 10 мкм під дією сили ваги осаджується дуже повільно, у повітрі створює стійку завись, вловлюється у фільтрах і мокрих пиловловлювачах;
- *дуже тонкий пил* з частинками розміром менш 0,1 мкм під дією сили ваги не осаджується, вловлюється у електрофільтрах і частково у мокрих пиловловлювачах.

Промисловий пил руйнує обладнання, знижує якість продукції, викликає професійні захворювання, погіршує санітарно-гігієнічні умови праці, утворює вибухонебезпечне і пожежонебезпечне середовище. Відповідними держстандартами встановлені певні ГДК *пилу* на робочих місцях. Наприклад, для *магnezиту* – 10 мг/м³, *вапняку* 6 мг/м³; *азбесту*, *азбоцементу* – 6 мг/м³; *тальку*, *слюди*, *мусковіту* – 4 мг/м³; *цементу*, *олівіну*, *апатиту*, *фосфориту* – 6 мг/м³. Багато видів *пилу* – вугільний, сірчаний, а також (в інших галузях промисловості) алюмінієвий, магнієвий, ацетатцелюлозний, борошняний, цукровий, та ін. – при відповідних концентраціях і при наявності джерела тепла займаються і вибухають. Вибухонебезпечність пилу залежить від характеру твердої речовини і крупності пилу, від концентрації пилу у повітрі, наявності вільного кисню, горючих газів та інших факторів. Найбільш вибухонебезпечним є сухий малозольний вугільний пил крупністю 70 – 100 мкм з високим виходом летких при вмісті пилу у повітрі 30 – 2000 г/м³. Вологий і високозольний (більше 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 властивостями пил розділяють на токсичний і нейтральний. До першої групи відносять пил свинцевих, ртутних, миш'якових, радіоактивних та деяких інших руд. Цей пил має загальнотоксичну дію і при попаданні в організм руйнує його. При вдиханні повітря, забрудненого нейтральним пилом, він проникає у слизові тканини дихальних шляхів і викликає важкі хронічні захворювання: кварцовий пил – силікоз, вугільний – антракоз, азбестовий – азбестоз.

Зниження пилоутворення може бути досягнуто в результаті здійснення комплексу таких заходів:

- попереднє знепилення корисних копалин;
- усунення великих перепадів при транспортуванні корисних копалин;
- зволоження корисних копалин у допустимих межах;
- локалізація місць 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, тому що при цьому з продукту виділяється клас визначеної крупності, звичайно клас 0 – 0,5 мм.

Застосування знепилення обумовлене тим, що при збагаченні деяких корисних копалин пил знижує ефективність розділення, тому що рівномірно розподіляється між концентратом і відходами. Особ-

ливо небезпечним з точки зору пилоутворення є пневматичне збагачення. 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:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих}, \%, \quad (4.7)$$

де $\gamma_{вих}$ – вміст пилу у повітрі, що надходить на очищення, мг/м³; $\gamma_{оч}$ – вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м³.

4.2.2. Знепилення

Продукти збагачення звичайно знепилюють двома способами: мокрим (на грохотах і у гідроциклонах) і сухим (на грохотах і повітряних класифікаторах).

Мокре знепилення (знешламлення) практично не відрізняється від підготовчих процесів на грохотах і в гідроциклонах. Основна особливість знепилення на грохотах – використання сит з відносно дрібними отворами.

Знепилення повітряною класифікацією здійснюється у вертикальних, горизонтальних і комбінованих потоках (рис. 4.20).

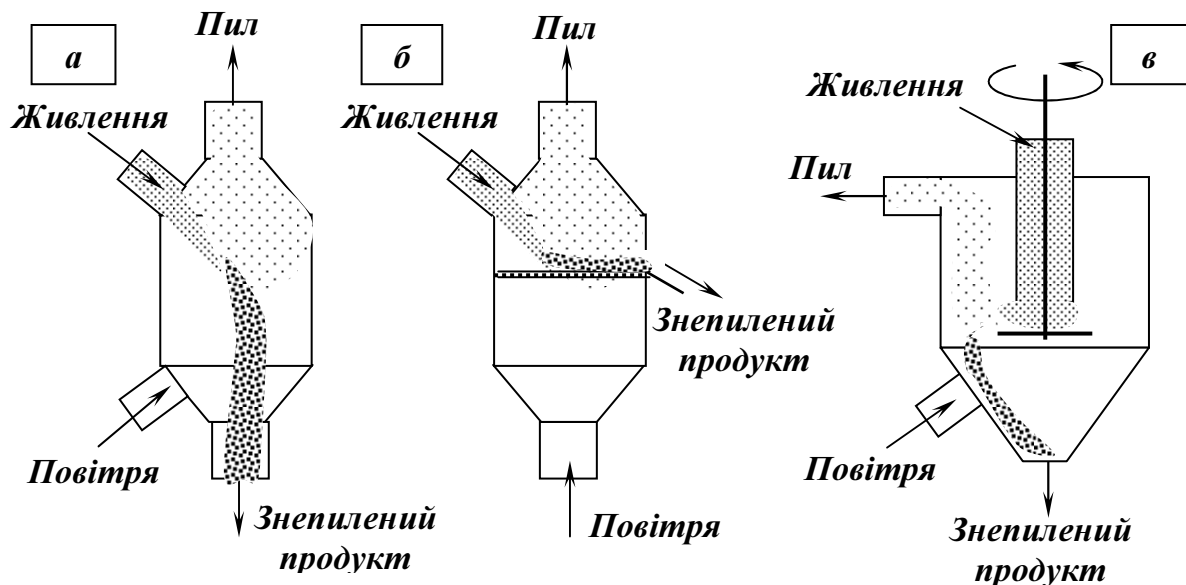


Рис.4.20. – Схеми знепилення у вертикальному (а), горизонтальному (б) і комбінованому (в) потоках матеріалу в повітряних класифікаторах.

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.

У *відцентровий знепилювач* (рис. 4.21) вихідний матеріал надходить через лійку 1 на диск 2, що обертається. Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диска до стінок внутрішньої камери 3 і зсипається по жалюзі 4 у внутрішній конус 5. Тут матеріал пронизується висхідним повітряним потоком, що створюється вентилятором 6, змонтованим на валу 7 разом з диском 2. Частинки пилу захоплюються повітряним потоком, надходять на лопатки ротора вентилятора і відкидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери 8. Пилі частинки рухаються по спіралі вниз у конічну ділянку зовнішньої камери 9 до розвантажувального патрубку 10 і виводяться з апарата. Знепилений продукт зі знепилювача видаляється через конус 5 і патрубок 11. Повітря, що викидається вентилятором у зовнішню камеру, по спіралі опускається вниз, проходить через жалюзі 4, повертається у камеру 3 і направляється крізь шар матеріалу у вентилятор 6. Таким чином, повітря циркулює у знепилювачі і одночасно є ще й пиловловлювачем.

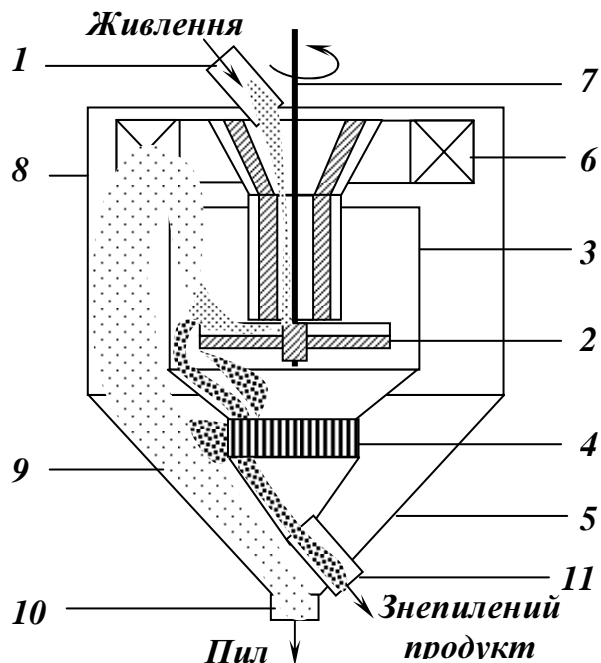


Рис. 4.21. – Схема відцентрового знепилювача:

1 – завантажувальна лійка;
2 – диск; 3 – циліндрична ділянка внутрішньої камери;
4 – жалюзі; 5 – конічна ділянка внутрішньої камери; 6 – вентилятор; 7 – вал; 8 – циліндрична ділянка зовнішньої камери; 9 – конічна ділянка зовнішньої камери; 10, 11 – розвантажувальні патрубки.

Ефективність роботи відцентрового знепилювача залежить від швидкості руху повітряного потоку через внутрішню камеру – з її збі-

льшенням підвищується вилучення пилю у пиловий продукт, але з ним можуть виноситися і крупні частинки. Ефективність роботи знепилювача залежить також і від вологості вихідного продукту: при вологості 5 % – ефективність знепилення складає 70 – 80 % , а при збільшенні вологості – знижується до 25 – 30 %. Крім того, важливою умовою ефективної роботи знепилювача є його повна герметизація від підсмоктувань атмосферного повітря.

4.2.3. Пиловловлення

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні та електричні способи пиловловлення. До механічних відносять способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і цінності самого пилю, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Камерні пиловловлювачі (рис. 4.22) призначені для виділення крупного пилю (більше 100 мкм) з потоків запилених газів. Потік газу при попаданні в осаджувальну камеру, що має значно більшу площу поперечного перетину, різко знижує швидкість руху, і частинки пилю під дією сили ваги осаджуються у нижню ділянку камери, звідки вивантажуються тим або іншим способом.

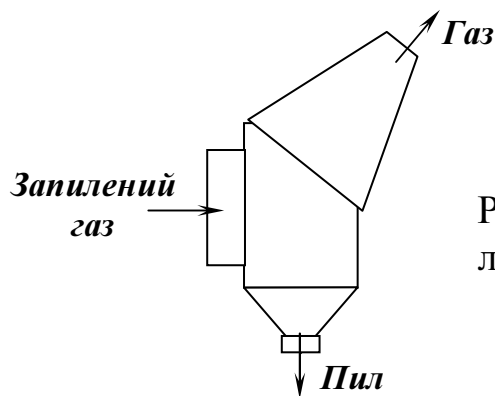


Рис. 4.22. – Схема пилоосаджувальної камери.

Очищений від крупного пилю газ виходить з камери у подальшу стадію пиловловлення. Ефективність пиловловлення цих апаратів складає 40 – 60 %. Пиловловлюючі камери дуже громіздкі, тому застосовуються обмежено (наприклад, як розвантажувальні камери барабанних сушарок).

Циклони (рис. 4.23) належать до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для вловлення пилю крупністю більше 10 мкм. Принцип дії циклонів полягає в тому, що пилогазова суміш подається

по дотичній до внутрішньої поверхні циліндричної частини корпуса і рухається по гвинтовій лінії зверху вниз.

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 циклону. Очищене від пилу повітря видаляється через осьовий патрубок у верхній частині циклона. Ефективність очищення повітря у циклонах складає 60 – 80 % .

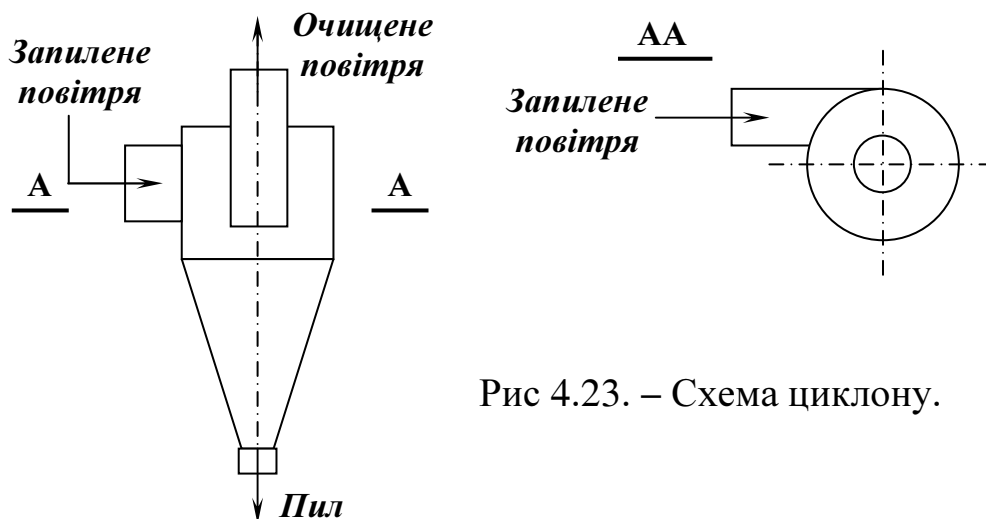


Рис 4.23. – Схема циклону.

Батарейні циклони призначені для виділення пилу крупністю до 5 мкм і являють собою агрегати, що складаються з окремих, невеликого розміру, циклонів, які функціонують паралельно. Застосовують батарейні циклони, різні за конструкцією, розмірами, способом підведення газу і т.д.

Мокрі пилоловлювачі призначені для очищення газів від пилу при пропусканні пилогазової суміші через шар води. Мокрий пилоловлювач (рис. 4. 24) являє собою циліндроконічний резервуар 1 заповнений водою, через яку барботує запилене повітря, що подається по зануреній під шар води центральній трубі 2.

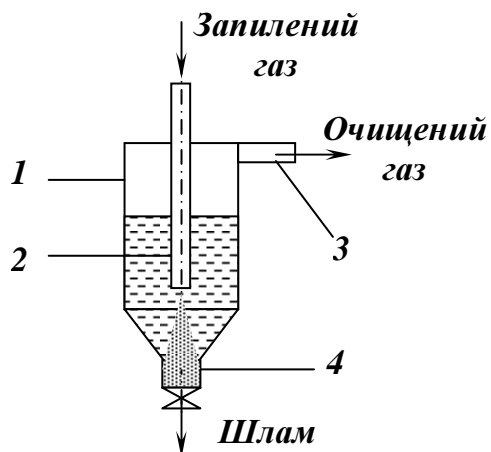


Рис. 4.24. – Схема мокрого пилоловлювача:

1 – циліндроконічний резервуар;
2 – центральна труба; 3 – верхній патрубок; 4 – нижній патрубок.

При проходженні крізь воду газ звільняється від пилу і видаляється через патрубок 3. Пил осаджується у воді і накопичується у конічній ділянці пиловловлювача, звідки він у вигляді шламу періодично випускається через патрубок 4. Мокрі пиловловлювачі вловлюють пил крупністю до 5 мкм з ефективністю до 98 % .

Електрофільтри (рис. 4.25) призначені для вловлювання пилу крупністю до 0,1 мкм з повітря і газів різного хімічного складу, вологості і температури. Електрофільтри характеризуються великою продуктивністю і ефективністю вловлювання пилу до 99 %. Їх рекомендується застосовувати при необхідності ретельного очищення великого обсягу газів, що містять тонкодисперсний пил з токсичних або дорогоцінних речовин, а також для очищення повітря вентиляційних установок.

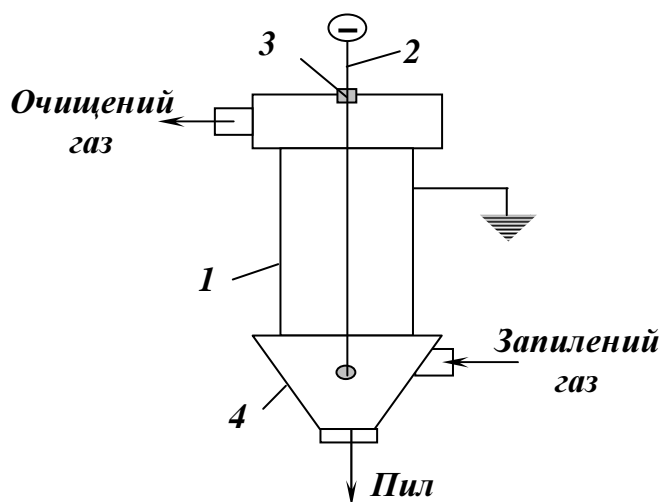


Рис. 4.25. – Схема електрофільтра:

- 1 – осаджувальний електрод;
- 2 – коронуючий електрод;
- 3 – ізолятор;
- 4 – бункер.

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 встановлюються всередині труб або між пластинами. Коронуючі електроди заряджуються негативно постійним струмом напругою до 60 кВ. Заземлені осаджувальні електроди індуктивно заряджуються позитивною електрикою.

Коронуючі і осаджувальні електроди монтуються в герметичній камері, через яку в проміжках між електродами знизу вгору проходить пилогазова суміш. Під впливом коронних розрядів частинки заряджуються негативно і осаджуються на електродах. Пил періодично струшується з осаджувальних електродів у пиловий бункер, а очищений газ викидається в атмосферу.

4.3. ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

4.3.1. Вплив людини на природу

У процесі своєї діяльності людина завжди впливала на природу. В сучасних умовах розвиток галузей промисловості, що пов'язані з добуванням і збагаченням корисних копалин, є основою технічного прогресу. При добуванні корисних копалин людина проникає у надра землі і тим змінює навколишнє середовище, втручається у природні процеси, що відбуваються на землі. Сучасна техніка зробила людину такою могутньою, що природа в багатьох випадках поступається людині у здатності до зміни ландшафту і рельєфу поверхні. Кар'єри довжиною до 10 км і глибиною до 1000 м, «гори» породних відвалів, терикони біля шахт, басейни-сховища дрібних відходів площею в декілька квадратних кілометрів – все це результат людської діяльності.

Внаслідок гірничо-технічної діяльності в світі порушено не менше 15-20 млн га земель, з них 59% площі використано під різні гірничі виробки, 38% – під відвали пустої породи або відходи збагачення, 3% – місця осідання, провалів і ін. порушень поверхні, пов'язаних з підземними розробками. Обсяг відвалів порід, що утворилися, і виробничих відходів складає понад 2000 км³. Для отримання мінеральної сировини і палива людство вимушене використовувати дедалі глибші шари земної кори (золоторудні шахти ПАР, наприклад, досягли позначок 3-4 км нижче земної поверхні; амплітуда висот між дном найглибших кар'єрів і поверхнею найвищих відвалів перевищує 1100 м).

Внаслідок переміщення великих обсягів гірничої маси погіршується режим ґрунтових і підземних вод, змінюється поверхневий водостік і структура ґрунту, інтенсифікується ерозійна робота води і вітру, що в деяких випадках спричиняє зміну клімату в районі ведення гірничих робіт. Гірничодобувні роботи супроводжуються штучним водозниженням. Тільки при видобутку вугілля з шахт і розрізів відкачується близько 15 км³ води на рік. Скидання стічних вод, що відкачуються, веде до забруднення поверхневих водних об'єктів різними солями, нафтопродуктами і важкими металами. Зсуви гірських порід на територіях, що підробляються, осідання поверхні, розсіювання породи з відвалів негативно впливають на стан земельних ресурсів. При вуглезбагачувальних фабриках України знаходиться 35 мулонакопичувачів загальним об'ємом 129 млн. м³, які займають площу 180 га і містять 114 млн т. шламів, переважно відходів флотації зольністю від 45 до 75%. Значні надходження забруднюючих речовин відбуваються в зонах комунікацій і транспортних вузлів (90 т пилу на 1 км залізни-

чного полотна на рік). При експлуатації нафтопроводів та продуктопроводів найбільшої шкоди навколишньому середовищу завдають аварійні витoki нафти, суспензій тощо.

Одна з найгостріших екологічних проблем, зумовлених посиленням техногенного впливу на природне середовище, пов'язана зі станом атмосфери повітря. Вона включає ряд аспектів. По-перше, охорона озонового шару необхідна у зв'язку із зростанням забруднення атмосфери фреонами, оксидами азоту і ін. До середини ХХІ ст. це може привести, за оцінками вчених, до зниження вмісту стратосферного озону на 15%. По-друге, зростання концентрації CO_2 , що відбувається в основному за рахунок згоряння викопного палива, зменшення площ лісів, виснаження гумусового шару і деградації ґрунтів. До середини ХХІ ст. очікується подвоєння концентрації газу, що мала місце перед початком НТР. У результаті “тепличного ефекту” до 30-х рр. ХХІ ст. може статися підвищення середньої температури приземного шару повітря на $3 \pm 1,5$ °С, причому максимальне потепління станеться в приполярних зонах, мінімальне – біля екватора. Очікується збільшення швидкості танення льодовиків і підняття рівня океану з темпом понад 0,5 см/рік. По-третє, кислотні опади стали істотними компонентами атмосфери. Вони випадають у країнах Європи, Північної Америки, а також у районах найбільших агломерацій Азії і Латинської Америки. Головна причина кислотних опадів – надходження сполук сірки і азоту в атмосферу при спаленні викопного палива в стаціонарних установках і двигунах транспорту. Кислотні опади завдають шкоди будівлям, пам'ятникам і металевим конструкціям, викликають дигресію і загибель лісів, знижують урожай багатьох сільськогосподарських культур, погіршують родючість ґрунтів, що мають кислу реакцію, і стан водних екосистем. У процесі сушіння продуктів збагачення, металургійної і хімічної переробки руд і концентратів утворюються димові гази, що містять тверді частинки, оксиди сірки, вуглецю, азоту, тому в атмосферу вони повинні випускатись тільки після очищення (п. 4.2).

Проблема виснаження водних ресурсів викликана зростанням споживання води промисловістю, сільським і комунальним господарствам, з одного боку, і забрудненням водних джерел – з іншого. Щорічно людством використовується в середньому до 6000 км³ води, з них у сільському господарстві близько 3400, промисловості 2200, на комунально-побутові потреби 400 км³. Забруднення багатьох водних об'єктів суші (особливо в країнах Західної Європи і Північної Америки) і вод Світового океану досягло небезпечного рівня. Щорічно в океан потрапляє (млн т): 0,2-0,5 отрутохімікатів; 0,1 – хлорорганічних пестицидів; 5-11 – нафти і інших вуглеводнів; 10 – хімічних

добрих; 6 – фосфорних сполук; 0,004 – ртуті; 0,2 – свинцю; 0,0005 – кадмію; 0,38 – міді; 0,44 – марганцю; 0,37 – цинку; 1000 – твердих відходів; 6,5-50 – твердого сміття; 6,4 – пластмас. У Північній Атлантиці нафтова плівка займає 2-3% площі. Найбільш забруднені нафтою Північне і Карибське моря, Персидська затока, а також прилеглі до Африки і Америки ділянки, де здійснюється її перевезення танкерним флотом.

Значна частка водних запасів нашої держави використовується для технічних потреб. Величезні об'єми водоспоживання висувають проблему збереження якості води у водоймах і раціонального використання водних ресурсів у ряд найбільш актуальних. Збільшення водоспоживання приводить до росту об'єму стічних вод і забруднення водойм. Крім того, на збагачувальних фабриках як реагенти застосовують ксантогенати, ціаніди, нафтопродукти та інші хімічні речовини. Складність і мінливість стічних вод збагачувальних фабрик, їх висока токсичність, переважний вміст розчинених речовин вимагають застосування хімічних, фізико-хімічних і біологічних методів очищення стоків.

Одна з головних екологічних проблем пов'язана з погіршенням стану **з е м е л ь н и х р е с у р с і в**. За історичний час внаслідок прискореної ерозії, дефляції і інших негативних процесів людство втратило майже 2 млрд га продуктивних земель. До утворення пустель схильна площа в 4,5 млрд га, на якій проживає близько 850 млн чол. Пустелі швидко розвиваються (до 5-7 млн га на рік) у тропічних районах Африки, Азії і Америки, а також в субтропіках Мексики. Швидкість зникнення лісів складає 6-20 млн га на рік.

Важлива для людства проблема – охорона **г е о л о г і ч н о г о с е р е д о в и щ а**, тобто верхньої частини літосфери, яка розглядається як багатокомпонентна динамічна система, що перебуває під впливом інженерно-господарської діяльності людини і, в свою чергу, певною мірою визначає цю діяльність. Найголовніший компонент геологічного середовища – гірські породи, що містять поряд з твердими мінеральними і органічними компонентами газу, підземні води. Особливо великий негативний вплив на довкілля здійснюють техногенні катастрофи, найбільша з яких у XX ст. – на Чорнобильській атомній електростанції – сталася в Україні.

Під охороною навколишнього середовища розуміють сукупність державних, адміністративних, правових, економічних, політичних і суспільних заходів, спрямованих на раціональне використання, відтворення і збереження природних ресурсів землі.

Охорона навколишнього середовища здійснюється на рівні підприємств, населених пунктів, регіонів, держав і глобально – в масш-

табах всієї планети. Велика робота ведеться під егідою ООН, з ініціативи якої в 1972 р. створена постійно діюча Програма ООН по довкіллю (ЮНЕП). У рамках ООН природоохоронні проблеми вирішують також: Всесвітня метеорологічна організація (ВМО), Всесвітня організація охорони здоров'я (ВОЗ), Міжнародна морська організація (ММО), Міжнародне агентство з атомної енергії (МАГАТЕ), Міжнародна комісія з навколишнього середовища і розвитку (МКНСР), ЮНЕСКО та ін. Велику увагу проблемам охорони довкілля приділяють Організація економічної співпраці і розвитку (ОЕСР), Європейське економічне співтовариство (ЄЕС), Організація американських держав (ОАД), Ліга арабських країн з питань освіти, культури і наук (АЛЕКСО). Генеральна Асамблея ООН прийняла в 1982 р. Всесвітню хартію природи, яка є розвитком Стокгольмської декларації про довкілля (1972), і Всесвітню стратегію охорони природи, розроблену МСОП (1980). В останні десятиліття ХХ ст. під егідою ООН розроблена Концепція сталого розвитку, яка передбачає глобальні (в просторі і часі) підходи до охорони навколишнього середовища. В Україні питання охорони довкілля перебувають у компетенції Міністерства екології і природних ресурсів.

4.3.2. Заходи щодо охорони навколишнього середовища

Один з найважливіших факторів зменшення забруднення навколишнього середовища – удосконалювання технології. Виробництво мусить бути безвідходним, а відходи – стати корисною сировиною для інших галузей промисловості. Безвідходна технологія переробки корисних копалин передбачає такі аспекти цієї проблеми:

- комплексне використання корисних копалин;
- переведення збагачувальних фабрик на безстічну технологію;
- утилізація відходів збагачення.

Комплексне використання корисних копалин – один з найважливіших напрямків розвитку гірничодобувної промисловості. Але вимоги до комплексного використання мінеральної сировини дуже складні, тому для їх вирішення необхідно застосовувати найбільш ефективні технологічні процеси. Рівень комплексного використання сировини може бути показником технічного розвитку галузі.

Використання оборотного водопостачання збагачувальних фабрик дозволяє скоротити споживання свіжої води. Повний перехід фабрик на оборотне водопостачання в значній мірі запобігає забрудненню навколишнього середовища.

Одна з проблем при збагаченні корисних копалин – раціональне використання відходів, складування яких пов'язане зі значними мате-

ріальними витратами. Відходи можуть бути використані у промисловості будівельних матеріалів і добрив, керамічній і скляній. Разом з цим вміст корисних компонентів у відходах повинен бути мінімально можливим, тому що втрати у відходах стають безповоротними після їх використання в інших галузях промисловості. Важливе значення для охорони навколишнього середовища має раціональне розміщення джерел забруднення (винесення промислових підприємств з великих міст, розміщення промислових підприємств з урахуванням рози вітрів і топографії місцевості, створення санітарних зон навколо підприємств) і очищення стоків промислових підприємств від шкідливих домішок.

4.3.3. Очищення стічних вод

Збагачувальні фабрики споживають на технологічні потреби значні обсяги води – від 3 до 8 м³/т сировини. Збільшення збагачувальною фабрикою обсягу водоспоживання приводить до збільшення обсягу стічних вод. З метою зниження обсягів стічних вод збагачувальні фабрики повинні повністю перейти на оборотне водопостачання. Крім того, внаслідок посилення заходів щодо охорони водних ресурсів все актуальнішою стає проблема очищення стічних вод збагачувальних фабрик.

Склад стічних вод збагачувальних фабрик досить складний, він залежить від мінерального складу корисної копалини і застосованого методу збагачення. До стоків збагачувальних фабрик відносять флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів.

Флотаційні відходи рудних збагачувальних фабрик, в яких міститься 15 – 35 % твердого, складають 60 – 90 % усіх стічних вод збагачувальної фабрики. Звичайно флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів об'єднують і відкачують у басейн-сховище сумісно.

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. 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;

- *кислоти і луги*, що подають у технологічний процес як реагенти-регулятори. У всіх 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 крезолі*, що застосовуються на фабриках як реагенти. Феноли і крезолі 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.

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.

Видалення грубодисперсних частинок 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.

До хімічних методів очищення стоків відносять нейтралізацію і окиснення різних мінеральних сполук.

У стічних водах збагачувальних фабрик можуть бути присутніми мінеральні кислоти. Частіше в них присутня сірчана кислота, що додається у флотаційний процес як регулятор середовища. Основний реагент, що застосовується для нейтралізації кислих стічних вод, – гашене вапно. Обробка стічних вод вапном приводить також до осадження з них катіонів кольорових металів.

Обробка стічних вод реагентами, що містять хлор, дозволяє розкласти до нешкідливих речовин ксантогенати, дітіофосфати, ціаніди і роданіди.

Найскладніше завдання – очищення стоків від нафтопродуктів, концентрація яких у стічних водах збагачувальних фабрик близько 10 мг/л, а 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 сульфувугільні фільтри.

При наявності у стічних водах органічних речовин їх очищення виконують методами екстракції або адсорбції.

Адсорбцію застосовують для очищення стічних вод при концентрації органічних сполук менше 1 г/л. Звичайно адсорбенти – активоване вугілля, активований антрацит, коксовий і шлаковий дріб'язок – використовують у вигляді зерен неправильної форми розміром від 1,5 до 5 мм. При очищенні стічних вод їх пропускають через шар адсорбенту. Після насичення адсорбенту поглиненою речовиною його направляють на регенерацію, яка здійснюється екстракцією органічними розчинниками, відгоном водяною парою і випарюванням у струмені інертного газоподібного теплоносія.

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, з нього вилучаються органічні сполуки і він знову використовується для очищення стічних вод. При очищенні стічних вод як екстрагенти застосовують хлороформ, бензол, толуол та ін.

4.3.4. Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення

Землі, використовувані для складування відходів збагачення, займають значні площі і служать джерелом забруднення навколишньо-

го 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 $700-800 \text{ кг/м}^3$, після чого вони змішуються з породою гравітаційного відділення в співвідношенні 1:4 (по масі). Якщо отримана суміш виявляється недостатньо зневодненою, у суміш додають негашене вапно в кількості 1 – 10 кг/т. Підготовлену в такий спосіб суміш відходів можна транспортувати автосамоскидами в плоскі відвали, яри, відпрацьовані кар'єри. Засипані площі після покриття шаром чорнозему піддають рекультивації.

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 (в основному терикони), які звичайно розташовані поблизу або всередині населених пунктів, є джерелами пило- і газоутворення, а також займають значні площі, що можуть бути використані під забудову.

Терикон утворюється з відвальної породи, доставленої з шахти або рудника на вершину конуса по рейках у вагонетках або скіпах. Терикони бувають: за обсягом (млн м^3): великі (понад 2,5), середні (0,5-2,5) і малі (менше 0,5); за віком (років): молоді (до 10), зрілі (10-50), старі (понад 50); за технологічними параметрами: ті, що продовжують нарощуватися, і ті, утворення яких завершилося, такі, що горять, нагріваються або згаслі. Тільки біля вугільних шахт Донбасу відомо близько 700 териконів (у Донецьку – 89, Макіївці – 68). Частина з них – горілі, які використовуються як матеріал-наповнювач у будівельній промисловості, при будівництві доріг, дамб тощо. Частина донбаських териконів горить (через самозаймання органічної речовини) – при цьому температура речовини всередині териконів сягає $100-800^\circ \text{C}$. Матеріал териконів 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;
- запобігання самозайманню, вапнування порід, нанесення глинистого шару 0,4-3 м завтовшки і родючого ґрунту, створення стійких біоценозів.

4.4. ОПРОБУВАННЯ І КОНТРОЛЬ

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

Цикл збагачення від надходження корисної копалини і до видачі готової продукції складається з багатьох зв'язаних між собою технологічних операцій, що виконуються у певній послідовності. Порухення режиму роботи одного з технологічних вузлів позначиться на ході всього процесу збагачення. Своєчасне виявлення порушення технологічного режиму здійснюється систематичним контролем основних показників роботи апаратів. Тому контроль виробництва на збагачувальних фабриках є одним з важливих заходів, що забезпечує ритмічність ходу технологічного процесу і одержання заданих показників збагачення.

4.4.1. Опробування корисних копалин і продуктів збагачення

Опробуванням називається комплекс операцій по відборі і обробці проб корисної копалини для вивчення її складу або інших показників і властивостей.

Опробування на збагачувальних фабриках полягає в періодичному відборі за певними правилами окремих порцій вихідного матеріалу і продуктів збагачення з метою контролю ефективності функціонування окремих апаратів і фабрики в цілому. Окремі порції того або іншого продукту, що відбираються за один прийом, називаються *точковими* пробами, або *порціями*. Проби, які складені з точкових проб продуктів, що надходять на переробку, або продуктів, що одержані за певний час, називаються *об'єднаними (спільними)*.

Пробою називається певна частина корисної копалини, що відібрана за прийнятими правилами від спільної її маси, достатня для даного виду випробовувань і відбиває з певною точністю властивості корисної копалини.

За напрямком дослідження розрізняють проби мінералогічні, хімічні та технологічні. За місцем відбору – пластові, експлуатаційні та товарні. В залежності від призначення товарні проби підрозділяють на розрахункові, арбітражні та контрольні. В процесі відбору та підготовки виділяють такі проби: первинні, лабораторні, аналітичні.

Об'єднана проба залежно від характеру продукту, що опробується, і завдання опробування може призначатись для хімічного, мінералогічного, гранулометричного, фракційного, магнітного аналізів, визначення вологості продукту, густини пульпи і т.д.

Головна вимога до проби її репрезентативність (представницькість), тобто надійне (з достатнім ступенем точності) відображення параметрів та властивостей всієї маси досліджуваного матеріалу. Репрезентативність об'єднаної проби залежить від її маси і числа часткових проб і забезпечується дотриманням встановлених правил та норм відбору, осереднення, змішування, скорочення проб, подрібнення та приготування проби до дослідження.

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

$$Q_{min} = kd^2, \text{ кг} \quad (4.8)$$

де Q_{min} – мінімальна маса проби, кг; d – розмір максимального зерна в пробі, мм; k – коефіцієнт однорідності, що враховує рівномірність вкраплення і характер корисної копалини (табл. 4.5).

Таблиця 4.5. – Значення коефіцієнта k

Категорія однорідності	Корисні копалини і концентрати				
	Кольорових і рідкісних металів	Золото-вмісні	Марганцеві	Залізні	Вугільні
Однорідні	0,10	0,20	0,10	0,025	0,05
Середньої однорідності	0,15	0,40	0,10	0,050	0,05
Неоднорідні	0,20	0,80	0,10	0,100	0,05

Залежно від того перебуває матеріал, що опробується, у спокої чи рухається, спосіб відбору проб може бути різним. Найточнішим методом відбору проб є *метод поперечних* або *поздовжніх перерізів*. Сутність методу *поперечних перерізів* полягає в тому, що періодично

по всій ширині потоку через рівні проміжки часу пробовідбирачем відбирається точкова проба. Маса цієї проби пропорційна площі поперечного перерізу потоку. Спосіб *поздовжніх перерізів* відрізняється тим, що рухомий потік ніби розділяється на ряд паралельних стрічок, одна з яких або декілька відбираються в об'єднану пробу. Метод поздовжніх перерізів менш точний, тому що внаслідок сегрегації окремі стрічки матеріалу можуть виявитися нерівноцінними. Потоки сухих і вологих матеріалів опробуються обома методами, але перевагу віддають методу поперечних перерізів як більш точному. Відбір проб звичайно здійснюється при розвантаженні матеріалу з конвеєра або з конвеєрної стрічки. При опробуванні сухих і вологих матеріалів застосовують ковшові, скреперні і маятникові пробовідбирачі.

Відбір проб з потоку пульпи виконується тільки методом поперечних перерізів за допомогою щілинних пробовідбирачів.

Умовні позначки пробовідбирачів наведені в табл. 4.6.

Таблиця 4.6. – Умовні позначки пробовідбирачів

Літерні позначки	Цифрові позначки
ПК – пробовідбирач ковшовий	n – число ковшів,
ПС – пробовідбирач скреперний	L – довжина ковша, м
ПМ – пробовідбирач маятниковий	n – число робочих тактів,
	B – ширина стрічки конвеєра, м
ПЩ – пробовідбирач щілинний	D – діаметр пульповоду, м

Пробовідбирачі ковшові (рис. 4.26) призначені для відбору проб сипучих матеріалів крупністю до 150 – 300 мм в місцях їх перепадів.

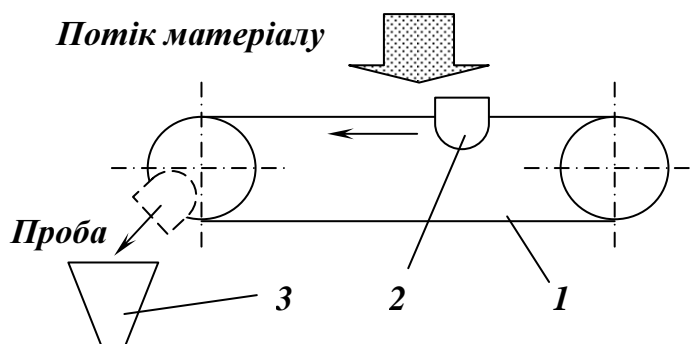


Рис. 4.26. – Схема ковшового пробовідбирача:

- 1 – ланцюговий конвеєр;
- 2 – ківш;
- 3 – збірник проб.

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

збірник 3. Розміри ковша повинні забезпечити перетинання усього потоку матеріалу і вмістити усю масу відібраної порції.

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

Скреперні пробовідбирачі (рис. 4.27) призначені для відбору проб матеріалу крупністю до 300 мм і вологістю до 14 % безпосередньо зі стрічкових конвеєрів.

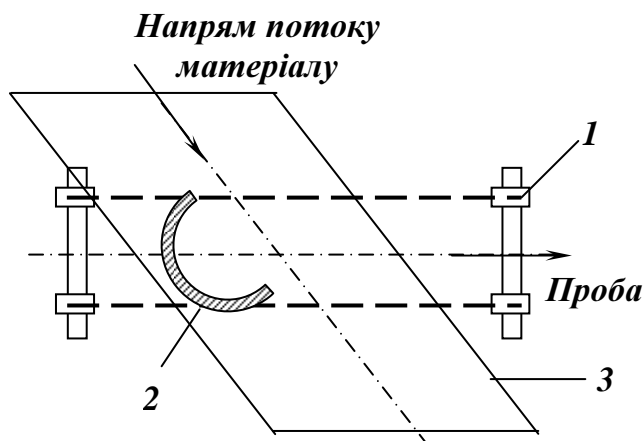


Рис. 4.27. – Схема скреперного пробовідбирача:

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

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

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

Маятникові пробовідбирачі (рис. 4.28) призначені для відбору проб матеріалу крупністю до 150 – 300 мм і будь-якою вологістю безпосередньо зі стрічкових конвеєрів без вирівнювання стрічки.

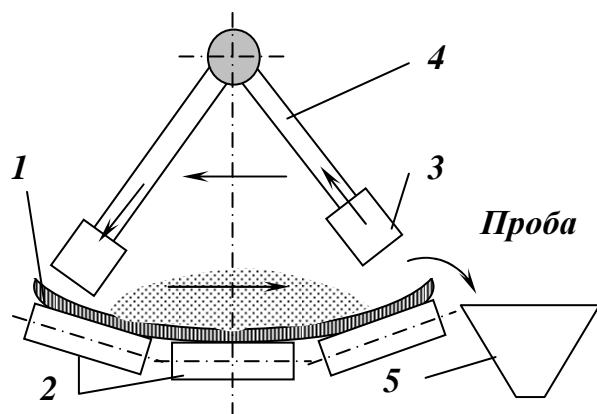


Рис. 4.28. – Схема маятникового пробовідбирача:

- 1 – конвеєрна стрічка;
- 2 – опорні ролики;
- 3 – ківш пробовідбирача;
- 4 – маятникова штанга;
- 5 – збірник проб.

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

Маятникові пробовідбирачі функціонують в автоматичному режимі.

Щілинні пробовідбирачі (рис. 4.29) призначені для відбору проб з потоку пульпи, що містить зерна крупністю не більше 3 мм.

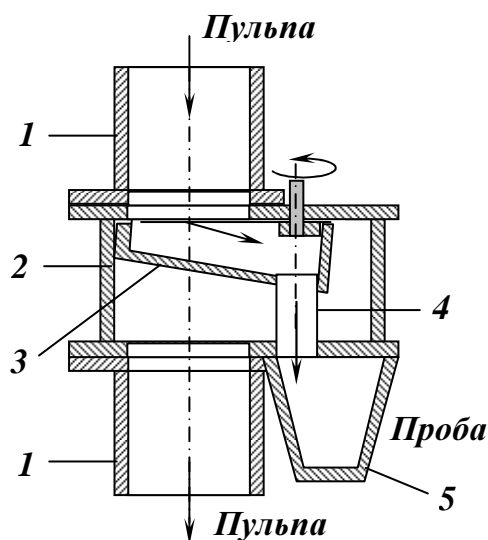


Рис. 4.29. – Схема щілинного пробовідбирача:

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

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

Щілинні пробовідбирачі функціонують в автоматичному режимі.

Механізована обробка відібраних спільних проб може здійснюватись за двома варіантами:

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

Пробообробна машина МПЛ-300 (рис. 4.30) призначена для обробки об'єднаних проб крупністю до 300 мм і вологістю до 18 % з метою приготування лабораторних проб крупністю 0 – 3 мм.

Об'єднана проба, що відбирається пробовідбирачем ковшового (або іншого) типу 1 і накопичується у збірнику 2, надходить у пробообробну машину МПЛ. Пробообробна машина МПЛ-300 має дві стадії дроблення.

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

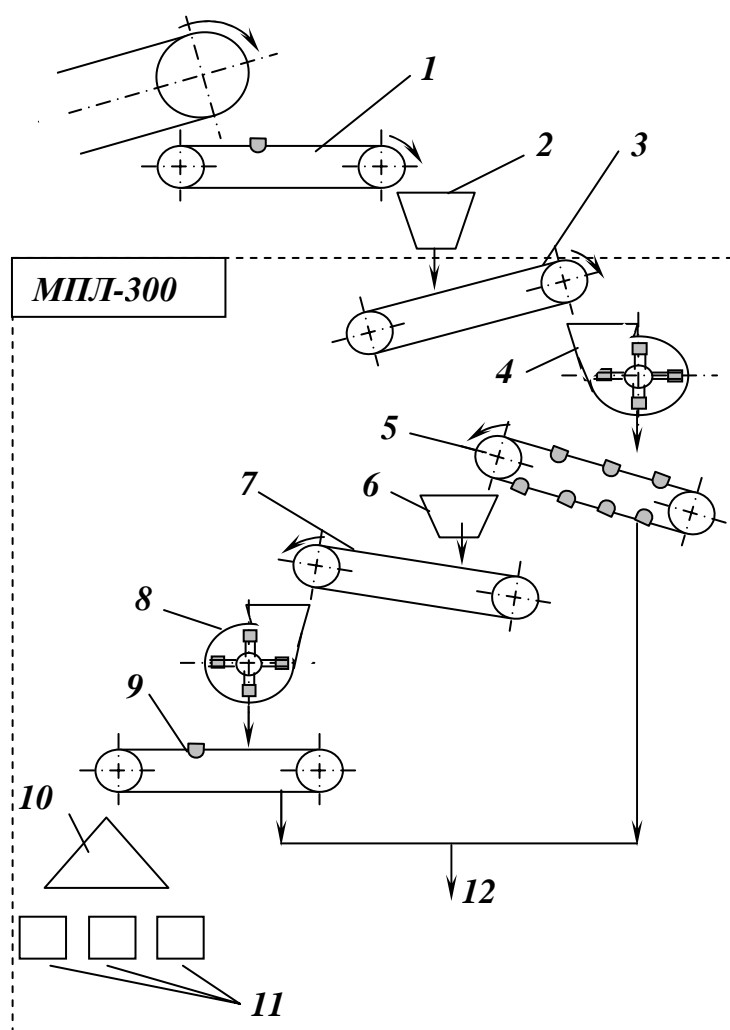


Рис. 4.30. – Схема пробообробної машини МПЛ-300:

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

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

Пробообробна машина МПА-150 (рис. 4.31) призначена для обробки об'єднаних проб кам'яного вугілля, антрацитів, горючих слан-

ців крупністю до 150 мм з метою приготування аналітичної і лабораторної проб.

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

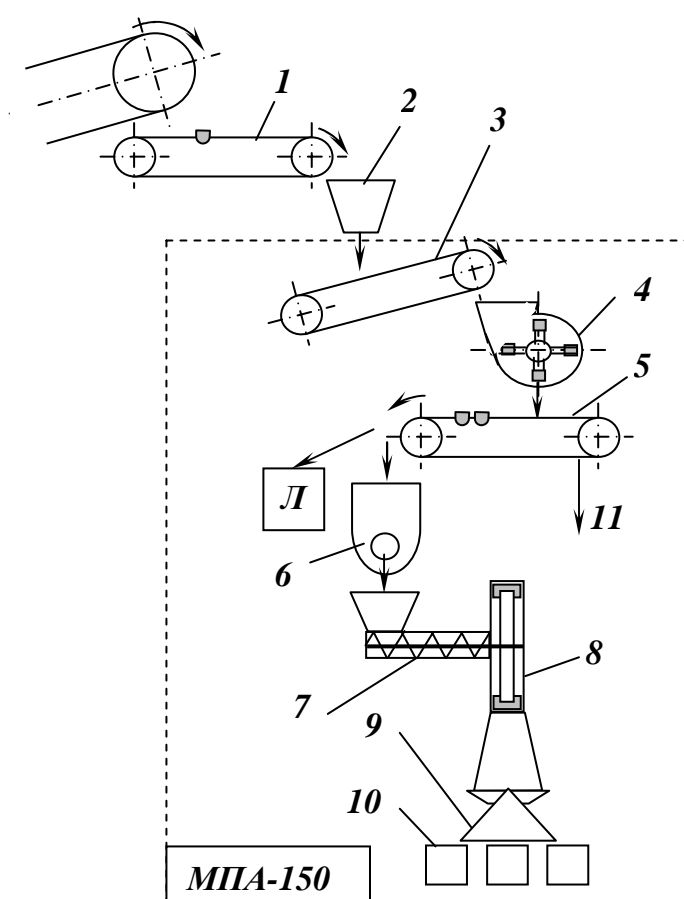


Рис. 4.31. – Схема пробообробної машини МПА-150:

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

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

4.4.2. Технічний контроль на вугільних шахтах і розрізах

Загальні відомості про технічний контроль

Якість вугілля, яке відвантажується споживачам, нормується державними стандартами, технічними умовами і тимчасовими нормами. На вугілля, яке видобувається шахтами і розрізами, споживачами якого зокрема є збагачувальні фабрики, встановлюють *норми показників якості*:

- середню і граничну – на зольність A^d і сірку S^{daf} ,

- *граничну* – на вміст вологи W^r .

Середня норма служить для визначення виконання шахтою показників якості вугілля за місяць, а також для контролю якості товарної продукції, а *гранична норма* – для визначення випуску браку. Для виконання норм якості загалом по шахті для кожної ділянки встановлюють *дільничні норми* вмісту *видимої породи* і *зольності*.

З метою забезпечення виконання норм якості вугілля на шахті здійснюють *технічний контроль*. Технічний контроль здійснює відділ *технічного контролю (ВТК)*. Основними завданнями ВТК є:

- контроль за якістю, сортністю і маркуванням вугілля, яке видобувається шахтою, а також за відповідністю вугілля, яке відвантажується споживачам стандартам, технічним умовам і тимчасовим нормам;

- оперативний контроль за дотриманням встановленої технології видобутку по шахті і окремих дільницях та вибоях відповідно до планів гірничих робіт, паспортів кріплення і буропідричних робіт;

- здійснення заходів щодо поліпшення якості вугілля, яке видобувається.

Пластові проби

Пластовими називаються проби, які відбирають від вугілля, що міститься в пласті. *Пластова проба характеризує* якість пласта в точці відбору і складається з *пластово-диференціальної* і *пластово-промислової проб*.

Пластово-диференційна проба характеризує якість кожної окремої пачки і кожного породного прошарку потужністю понад 10 мм. Пластово-промислова проба характеризує якість всіх вугільних пачок і породних прошарків, які підлягають спільній виїмці у процесі експлуатації пласта (без ґрунту і покрівлі пласта).

При особливо складній будові пласта і при виїмці потужних пластів на всю потужність допускається відбирати тільки пластово-промислову пробу з виділенням з неї *пластово-фракційних проб*. Пластово-фракційна проба характеризує якість пласта за вмістом чистого вугілля, зростків і породи за даними розшарування у важких рідинах густиною 1400 (1500) і 1800 кг/м³ для вугілля і 1600 і 2000 кг/м³ – для антрацитів.

Пластові проби призначені для встановлення норм якості палива. Частота їх відбору - не рідше одного разу на квартал.

За пластово-диференційною пробою визначають густину і зольність кожної пачки і прошарку; за пластово-промисловою – всі показники якості; за пластово-фракційною – вихід і зольність фракцій.

Зольність за пластово-диференційною пробою визначають за формулою:

$$A_o^d = \frac{M_1 \cdot \delta_1 \cdot A_1^d + M_2 \cdot \delta_2 \cdot A_2^d + \dots + M_n \cdot \delta_n \cdot A_n^d}{M_1 \cdot \delta_1 + M_2 \cdot \delta_2 + \dots + M_n \cdot \delta_n}, \% , \quad (4.9)$$

де $M_1, M_2, \dots, M_n$ – потужність кожної окремої пачки і прошарку, $\delta_1, \delta_2 \dots \delta_n$, – густина кожної окремої пачки і породного прошарку, т/м³;

$A_1^d, A_2^d, \dots, A_n^d$ – зольність кожної окремої пачки і породного прошарку, %.

За цією ж формулою підраховують зольність експлуатаційної частини пласта, чистих вугільних пачок і загальну зольність пласта.

Зольність пластово-фракційної проби визначають з такого виразу:

$$A_n^d = \frac{\gamma_k \cdot A_k^d + \gamma_{nn} \cdot A_{nn}^d + \gamma_e \cdot A_e^d}{\gamma_k + \gamma_{nn} + \gamma_e}, \% , \quad (4.10)$$

де $\gamma_k, \gamma_{nn}, \gamma_e$ – виходи концентрату, промпродукту і відходів відповідно:

A_k^d, A_{nn}^d, A_e^d – зольності концентрату, промпродукту і відходів відповідно.

Розбіжність між зольністю пластово-промислової і пластово-диференціальних проб, віднесене до зольності пластово-промислової проби, не повинна перевищувати 10%:

$$a = \frac{A_n^d - A_o^d}{A_n^d} \quad (4.11)$$

Експлуатаційні проби

Експлуатаційні проби характеризують гранулометричний склад і якість вугілля, що видобувається, і призначені для ситового аналізу і встановлення норм якості вугілля.

Відбір експлуатаційних проб проводять на кожній ділянці (вибої, лаві) одночасно з пластовими пробами не рідше одного разу на півріччя. При однорідній структурі, витриманому заляганні і постійній якісній характеристиці пласта від нього відбирають одну експлуатаційну пробу. При наявності на такому пласті декількох вибоїв (лав) кількість порцій, що набираються від кожного вибою, повинна бути пропорційною плановій участі їх у видобутку. Якщо пласт на різних ділянках сильно розрізняється за умовами залягання і якісними характеристиками, то від кожної характерної ділянки відбирається окрема експлуатаційна проба. Експлуатаційні проби можна відбирати в місцях перепаду потоку палива, на стрічкових конвеєрах, живильниках, дозаторах. Кількість порцій, які відбираються за одну пробу, повинна бути не менше 30.

Товарні проби

Товарні проби характеризують якість палива, що відвантажується споживачеві. У залежності від призначення товарні проби поділяються на:

- *розрахункові* - для розрахунку вугілля за якістю;
- *контрольні* - для визначення можливості відправки вугілля, яке викликає сумнів за його якість.

У процесі відбору і підготовки розрізняють такі види проб вугілля:

- *первинні* - такі, що складаються з усієї кількості порцій, відібраних безпосередньо від палива, що відвантажується споживачам;
- *лабораторні* - які отримуються в результаті підготовки первинної проби і призначені для лабораторних випробувань;
- *аналітичні* - які отримуються в результаті підготовки лабораторних проб і призначені для хімічних аналізів.

Відбір товарних проб проводять від партій вугілля. *Партією* називають певну кількість вугілля, випробувану, відвантажену і отриману одним споживачем. Проби відбирають від кожної партії вугілля однієї марки, групи, класу крупності. Відбір проб проводять:

- від потоку палива в місцях його перепаду або з поверхні транспортуючого пристрою;

- від нерухомого шару палива, навантаженого у транспортні засоби.

Відбір і підготовку проб проводять механізованим способом. Кількість порцій, що відбираються від партії палива:

- при масі партії до 300 т – 15;
- 300-600 т – 1 від кожних 20 т;
- понад 600 т – 30.

Масу порцій визначають в залежності від максимального розміру грудки.

Відібрані проби проходять підготовку, яка включає в себе послідовні операції дроблення, скорочення, подрібнення та їх розділення. Пробу подрібнюють до крупності менше 3 мм і скорочують до 2 кг. З неї виділяють необхідну кількість лабораторних проб масою не менше 0,5 кг кожна. Одну пробу направляють до хімічної лабораторії для визначення показників якості, іншу – на зберігання як арбітражну пробу.

Контроль якості вугілля, яке видобувається

Видимою породою називається порода крупністю понад 25 мм. На шахтах здійснюється *контрольне бракування* на видиму породу. Граничні норми на вміст видимої породи встановлюють терміном на один квартал у кілограмах на одну вагонетку або у відсотках для окремих дільниць.

Для встановлення граничних норм вмісту видимої породи відбирають експлуатаційну пробу від 2% добового видобутку даної дільниці. Пробу просівають на ситі 25 мм. З класу +25 мм вибирають і зважують видиму породу і визначають граничну норму її вмісту (у %). Контроль ведуть аналогічним образом. Перевищення граничної норми обчислюють у % і проводять знижку з видобутку дільниці в кількості 0,5% за кожний 1% перевищення норми. При перевищенні 150% і більше вугілля бракується повністю.

Для кожної дільниці шахти встановлюються *середні дільничні норми зольності* A_y^d і *граничні норми вмісту вологи* W_y^r . При перевищенні встановленої норми зольності знижка породи з гірничої маси, видобутої дільницею за добу, визначається за формулою:

$$Q_n = \frac{Q_\phi (A_\phi^d - A_o^d)}{A_{en}^d - A_o^d}, \quad (4.12)$$

де Q_n – кількість породи, що знімається з маси видобутого вугілля, т/доб; Q_ϕ – фактичний видобуток за добу, т/доб; A_ϕ^d – фактична зольність за добу, %; A_o^d – дільнична норма зольності, %; A_{en}^d – зольність видимої породи, %.

Розрахункову норму зольності і зольність видимої породи визначають раз на квартал з експлуатаційних проб і за питомою участю дільниць у видобутку.

Нормування якості вугілля

Все вугілля, що добувається шахтами і відправляється споживачам, підлягає нормуванню за якістю. Метою нормування вугілля є отримання найбільшого ефекту від його використання у народному господарстві і стимулювання поліпшення якості продукції.

Норми показників якості (НПЯ) розробляються підприємствами окремо для кожної марки, сорту, продукту збагачення стосовно до заданих умов виробництва товарної продукції і оформляються *технічними умовами (ТУ)*. Проекти ТУ розглядають комбінати (виробничі об'єднання, холдинги) та інспекції з контролю якості і затверджують керівні організації (міністерства і т.п.). НПЯ для вугілля, що відвантажується на збагачувальні фабрики, затверджуються відповідним міністерством (Мінпаливенерго). НПЯ переглядаються не рідше одного разу на рік.

Тимчасові норми – встановлюють для шахт, розрізів при істотній зміні гірничо-геологічних умов, введенні до експлуатації нових пластів і т.д. Тимчасові норми погоджуються з інспекцією по контролю за якістю і затверджуються відповідним міністерством (Мінпаливенерго). Термін дії тимчасових норм – не більше 3-х місяців.

Норми встановлюються на такі показники якості:

а) для вугілля, що відвантажується на збагачувальні фабрики вугільної промисловості:

- зольність A^d – середня і гранична;
- вміст води W^r – граничний;
- вміст сірки $S_{об}^d$ – середній.

б) для товарного вугілля, що відвантажується споживачам:

- зольність A^d – середня і гранична;
- вміст води W^r – граничний;
- вміст сірки $S_{об}^d$ – середній і граничний;
- вміст мінеральних домішок крупністю понад 25 мм – граничний;
- вміст дріб'язку 0-6 мм в рядових антрацитах, що піддаються збагаченню і розсортуванню, – граничний.

Розрахунок норм показників якості для рядового вугілля

Середню норму зольності A_{cp}^d вугілля по шахті або розрізу визначають виходячи з встановлених розрахункових норм для дільниць і планованої участі кожної дільниці у видобутку по шахті:

$$A_{cp}^d = \frac{C_1 \cdot A_{\partial 1}^d + C_2 \cdot A_{\partial 2}^d + \dots + C_n \cdot A_{\partial n}^d}{100}, \%, \quad (4.13)$$

де $C_1, C_2, \dots, C_n$ – планована участь дільниць у видобутку, %;
 $A_{\partial 1}^d, A_{\partial 2}^d, \dots, A_{\partial n}^d$ – дільничні норми зольності, %; n – число дільниць.

Граничну норму зольності A_{cp}^d вугілля по шахті встановлюють виходячи з середньої норми зольності A_{cp}^d і поправки a , яка характеризує допустиму вели-

чину відхилення цього показника від середньої норми, і розраховують за формулою: $A_{cp}^d = A_{cp}^d + a$.

Для шахт, які відвантажують вугілля на збагачувальні фабрики вугільної промисловості, $a = 5\%$ при $A_{cp}^d < 20\%$. При $A_{cp}^d > 20\%$ $a = 6\%$. Для вугілля, що відвантажується іншим споживачам, $a < 0,1 \cdot A_{cp}^d$.

Граничну норму вмісту води W_{cp}^r визначають виходячи з встановлених норм вологості для дільниць і планованої участі кожної дільниці у видобутку по шахті:

$$W_{cp}^d = \frac{C_1 \cdot W_{\partial 1}^r + C_2 \cdot W_{\partial 2}^r + \dots + C_n \cdot W_{\partial n}^r}{100}, \% , \quad (4.14)$$

де $C_1, C_2, \dots, C_n$ – планована участь кожної дільниці у видобутку, %; $W_{\partial 1}^r, W_{\partial 2}^r, \dots, W_{\partial n}^r$ дільничні норми вологості, %; n – число дільниць.

Середні і граничні норми вмісту сірки у вугіллі, яке відвантажується споживачам, встановлюються в такому ж порядку, як і норми зольності. Гранична величина відхилення вмісту сірки не повинна перевищувати:

$$S < 0,15 \cdot S_{об}^d, \%$$

Норми вмісту мінеральних домішок крупністю понад 25 мм встановлюються у відповідності з діючими ДСТ.

Граничні норми вмісту дріб'язку 0-6 мм встановлюються за результатами ситового аналізу палива, що відвантажується на збагачувальні фабрики.

Розрахунок норм показників якості сортового палива

Згідно з діючими стандартами енергетичне вугілля марок Д, Г, Т і А підлягає розсортуванню. Нормуванню підлягають такі показники якості:

- зольність – середня і гранична;
- вміст води – граничний;
- вміст сірки – середній;
- вміст мінеральних домішок крупністю 25 мм – граничний;
- вміст дріб'язку крупністю менше нижнього розміру кожного сорту – граничний.

Середню норму зольності для кожного класу (сорт) визначають виходячи з зольності відповідного класу (сорт) по зведенню результатів ситового аналізу планованого періоду з урахуванням поправочного коефіцієнта K_k , який характеризує зміну зольності кожного продукту при розсортуванні початкової шихти:

$$A_{cp}^d = A_k^d \cdot K_k, \% ; \quad K_k = \frac{A_{mu}^d}{A_{ku}^d}, \quad (4.15)$$

де A_k^d – зольність відповідного класу на період, що планується; A_{mu}^d – зольність класу (сорт), що відвантажувався за минулий період; A_{ku}^d – зольність відповідного класу (сорт), складеного з урахуванням фактичної участі пластів шахт в шихті за минулий період.

Граничну норму зольності розраховують за раніше наведеними формулами для рядового вугілля.

Норми вмісту сірки розраховують аналогічно нормам зольності.

Граничні норми вмісту вологи для кожного класу (сорт) розраховують за формулою:

$$W_k^r = W_{ku}^r \cdot K_w + b, \% , \quad (4.16)$$

де W_{ku}^r – вміст вологи в класі на планований період; $K_w = \frac{W_{km.n}^r}{W_{ku}^r}$, де $W_{km.n}^r$

– вміст вологи у класі товарної продукції; W_{ku}^r - вміст вологи у класі з урахуванням участі пластів у видобутку за минулий період; b - коливання K_w у товарному продукті, що відвантажувалося за минулий період.

$$b \leq 0,1(K_w \cdot W_{ku}^r) \quad (4.17)$$

Норми вмісту дріб'язку і видимої породи встановлюють у відповідності з ДСТ.

4.4.3. Контроль технологічних процесів

З метою забезпечення стабільних умов збагачення і якості кінцевих продуктів збагачення необхідно здійснювати оперативний контроль за тими параметрами, що визначають якість сировини і одержуваних продуктів, а також контроль параметрів, що характеризують режим технологічних процесів фабрики.

Основні підконтрольні параметри, що впливають на хід технологічних процесів, такі: гранулометричний і речовинний склад сировини (вологість, хімічний, мінералогічний, фракційний склад і т.п.); розрідженість пульпи (гідросуміші) в живленні гравітаційних процесів, флотації, магнітної сепарації, фільтрації, вологість матеріалу, який подають на сушку; витрати і якість реагентів, витрати і тиск води і повітря; температура води і пульпи і т.д. До параметрів, що характеризують результати збагачення, належать: крупність і гранулометричний склад продуктів; вміст корисних компонентів і домішок у продуктах збагачення; вміст твердого в зливах і очищених газах, вологість одержуваних кінцевих продуктів та інші.

На збагачувальних фабриках здійснюється безперервний контроль маси сировини і кінцевих продуктів збагачення, гранулометричного складу продуктів, об'ємного виходу обводнених продуктів, витрат реагентів, густини пульпи, вологості і вмісту хімічних елементів у продуктах збагачення та інших показників.

Безперервний оперативний контроль технологічного процесу і якості продуктів збагачення дозволяє:

- здійснити оперативне регулювання окремих агрегатів і технологічного процесу в цілому;
- безперервно контролювати технологічні показники окремих операцій і фабрики в цілому (вихід, вилучення, ефективність).

Речовинний склад оцінюють за даними мінералогічного, гранулометричного, фракційного, магнітного, хімічного, фазового, рентгеноспектрального та інших видів аналізів.

Мінералогічний склад сировини і продуктів збагачення дає можливість визначити кількість, форму і розмір мінеральних зерен, їх характер пророщування і вкраплення, збагачуваність корисної копалини.

Гранулометричний склад (характеристика матеріалу за крупністю) дає можливість визначити навантаження на збагачувальні машини, ефективність роботи грохотів, класифікаторів і дробарок, необхідний ступінь подрібнення матеріалу для розкриття зерен корисних мінералів і т.д.

Фракційний (гравітаційний) і магнітний аналізи застосовуються для кількісної оцінки розподілу вільних мінеральних (корисних і породних) зерен і їх зростків за фракціями різної густини, магнітної сприйнятливості, флотованості або мінерального складу. За даними розшарування у важких середовищах, дробної флотації, магнітного і мінералогічного аналізів можна побудувати криві збагачуваності і визначити збагачуваність корисної копалини. Фракційний аналіз широко застосовується для визначення характеристики збагачуваності вугілля і руд, для контролю роботи збагачувальних гравітаційних апаратів.

Хімічний аналіз на збагачувальних фабриках виконується прискореними або спрощеними методами в межах точності, що залежить від особливостей кожного конкретного випадку. Експрес-аналізи, що виконуються у хімлабораторіях, не забезпечують своєчасного оперативного контролю технологічного процесу внаслідок великої тривалості аналізу (1-4 год.). Тому хімічний метод аналізу не можна використовувати для автоматичного контролю процесів збагачення. Але є ряд експрес-аналізаторів автоматичного контролю вмісту різних компонентів, в яких застосовуються рентгеноспектральний, радіометричний, магнітометричний та інші методи.

Фазовий аналіз проводиться з метою визначення форм сполук елементів, що входять до складу корисних копалин і продуктів їх збагачення. За відомими формами сполук елементів можна оцінювати речовинний склад і збагачуваність корисної копалини. Результати фазового аналізу використовують також при контролі технологічного процесу.

Радіоактивний метод застосовується для контролю вмісту свинцю, вольфраму, ртуті та інших елементів у корисних копалинах і продуктах збагачення. Метод базується на вимірі інтенсивності випромінювання поверхні проби під дією на неї потоку електромагнітного випромінювання (гамма-променів, рентгенівських променів і т.п.).

На принципі розсіювання γ -квантів або рентгенівських променів пробою оснований рентгенометричний золомір ЗАР-3 (рис. 4.32), призначений для автоматичного контролю зольності проб вугілля. Величина розсіювання м'яких рентгенівських променів пробою вугілля залежить від зольності.

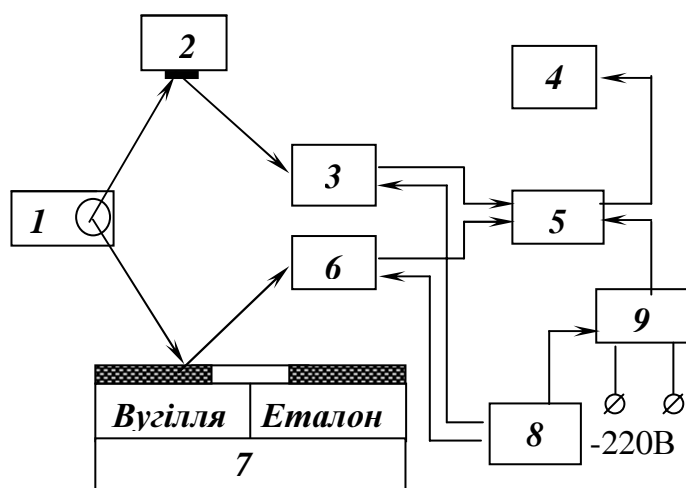


Рис. 4.32. – Схема золоміру ЗАР-3:

1 – генератор випромінювання; 2 – зразковий відбивач; 3, 6 – індикатори рентгенівського випромінювання; 4, 7 – реєстратори; 5 – електронний блок; 8 – блок живлення; 9 – стабілізатор напруги мережі.

У золомірі ЗАР-3 застосовані компенсаційний метод вимірювання і диференційна схема з еталоном. Проба вугілля і еталон опромінюються променями рентгенівської трубки з двома пучками випромінювання. Розсіяні пробою і еталоном потоки рентгенівських променів сприймаються індикаторами, підсилюються і порівнюються один з одним.

Нейтронно-активаційний метод аналізу застосовують для визначення вмісту срібла, алюмінію, вольфраму, міді, кобальту, марганцю, цинку та інших елементів у пробах руди і продуктів збагачення крупністю до 15 мм і вологості до 20 %. Похибка виміру цим методом 0,2 – 0,5 абс. % .

4.4.4. Баланс продуктів збагачення

Балансом продуктів збагачення називається форма звітності, яка містить кількісні і якісні дані опробування і контролю вихідного матеріалу та продуктів його збагачення за певний період (зміну, добу, декаду, місяць, квартал, рік). Баланс складається за певною формою і є основним документом технічного та бухгалтерського звітів про роботу фабрики.

Розрізняють технологічний і товарний баланси продуктів збагачення.

Технологічний баланс складається за даними обліку кількості переробленої корисної копалини і результатами хімічних аналізів вихі-

дної сировини та продуктів збагачення. Вихід продуктів і вилучення компонентів визначаються за розрахунковими формулами. Технологічний баланс може бути складений для окремих технологічних операцій і окремих циклів технологічного процесу. Технологічний баланс дозволяє контролювати й оцінювати стан процесу збагачення на фабриці шляхом порівняння одержаних технологічних показників з еталонними (плановими показниками або з результатами досліджень на збагачувальності).

Товарний баланс відрізняється тим, що в ньому враховується не тільки масова кількість переробленої корисної копалини, але й вихід усіх основних продуктів, що визначається за фактичною масою: за масою відвантажених товарних продуктів, за обліком продуктів у незавершеному виробництві (у згущувачах, бункерах, на проміжних складах), за кількістю відходів у відвалах. Крім того, враховуються фактичні втрати у всіх циклах схеми збагачення. Якість продуктів, що враховуються товарним балансом, визначається хімічним аналізом. Розбіжності між технологічним і товарним балансами виникають за рахунок недостатньої точності хімічних аналізів, в результаті можливих помилок при зважуванні, визначенні вологості сировини і продуктів збагачення, але головним чином внаслідок механічних втрат корисних компонентів на різних стадіях збагачення корисної копалини. При незадовільній роботі обладнання концентрати можуть втрачатися зі зливами згущувачів, з фільтратами, димовими газами при сушінні концентратів, значні втрати можливі при аварійних випусках продуктів з різних апаратів, внаслідок втрат з переливами і т.д. Чим менша розбіжність між технологічним і товарним балансами, тим вищий рівень організації виробництва на фабриці. Порівняння показників технологічного і товарного балансів дозволяє встановити величину і джерела механічних втрат корисних компонентів на збагачувальній фабриці.

Товарний баланс є основним документом для розрахунків між збагачувальною фабрикою і постачальником сировини, а також між збагачувальною фабрикою і споживачами готової продукції.

5. ЗБАГАЧУВАЛЬНІ ФАБРИКИ

5.1. КЛАСИФІКАЦІЯ І СКЛАД ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК

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

Збагачувальні фабрики класифікують залежно від трьох основних ознак: застосовуваного збагачувального процесу, роду корисної копалини, що переробляється, і продуктивності фабрики.

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

- *дробильно-сортувальні*, призначені для дроблення і грохочення, зокрема будівельних матеріалів і флюсів, а також для сортування вугілля і горючих сланців;
- *промивні*, використовувані при збагаченні розсипних руд благородних металів, фосфоритів і руд чорних металів;
- *гравітаційні*, які найчастіше застосовуються при збагаченні руд рідкісних металів, вугілля, марганцевих та олов'яних руд;
- *магнітозбагачувальні*, які переробляють, головним чином, магнетитові руди;
- *флотаційні*, які призначені для збагачення руд кольорових і рідкісних металів та неметалічних корисних копалин;
- *з комбінованими процесами збагачення*, які використовуються в практиці переробки багатьох корисних копалин у тих випадках, коли застосування одного методу не дозволяє досягти необхідних техніко-економічних показників або компоненти, що вилучаються, дуже різноманітні за властивостями. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках крупні класи збагачують гравітаційними процесами, а шлами – флотацією; залізні руди з частково зруйнованою пустою породою збагачують на промивально-гравітаційних фабриках.

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

За *продуктивністю* збагачувальні фабрики розділяють на:

- фабрики *малої* продуктивності – до 1500 т/доб,
- фабрики *середньої* продуктивності – 1500-9000 т/доб,
- фабрики *великої* продуктивності – 9000-27000 т/доб,
- фабрики *дуже великої* продуктивності - понад 27000 т/доб.

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

- *індивідуальні (ЗФ)*, розташовані на території шахти, вугілля якої збагачують;
- *групові (ГЗФ)*, призначені для збагачення вугілля групи шахт і розташовані на території однієї із шахт цієї групи;
- *центральні (ЦЗФ)*, розташовані на окремій території і призначені для збагачення вугілля ряду шахт, що знаходяться на будь-якій відстані від фабрики.

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

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

- *відділення прийому сировини*, обладнане вагоноперекидачами, ямами або площадками для вивантаження негабаритної сировини і розвантаження ушкоджених вагонів, прийомними бункерами, живильниками і стрічковими конвеєрами; на вуглезбагачувальних фабриках (цехах) при коксохімічних заводах відділення прийому має секцію усереднення і шихтування вугілля, яке обладнане великою кількістю спеціальних баштових бункерів (силосів) з дозаторами;
- *цех крупного дроблення*, який у своєму складі має дробарки крупного дроблення, грохоти, живильники, транспортні засоби;
- *дозувально-акумулюючі бункери* – на рудних збагачувальних фабриках входять до складу цеху середнього дроблення, на вуглезбагачувальних – самостійний цех;
- *склади сировини* – можуть бути відкритими, закритими і напівбункерними залежно від крупності й цінності складованого матеріалу;
- *цех середнього і дрібного дроблення*, укомплектований дробарками середнього і дрібного дроблення, грохотами, живильниками і стрічковими конвеєрами;
- *відділення подрібнення* – розташовується в головному корпусі фабрики, до його складу входять розподільні бункери, живильники, млини, класифікатори, гідроциклони, транспортні засоби (конвеєри, насоси);
- *відділення збагачення* – представлене різними апаратами для концентрації (відсаджувальними і флотаційними машинами, важкосередовищними, гвинтовими або магнітними сепараторами, концентраційними столами та ін.), а також необхідними для нормальної роботи завантажувальними і транспортними засобами;
- *відділення зневоднення* – залежно від крупності продуктів, що зневоднюються, може включати грохоти, центрифуги, згущувачі, ва-

куум-фільтри (дискові, барабанні, стрічкові) та фільтр-преси, завантажувальні і транспортні засоби;

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

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

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

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

До допоміжних виробничих цехів і відділень збагачувальної фабрики входять:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Деякі цехи і служби на окремій збагачувальній фабриці можуть бути відсутні. Наприклад, на вуглезбагачувальних фабриках немає цехів дроблення і подрібнення; на фабриках, що входять до складу за-

водів, відпадає необхідність у багатьох допоміжних цехах; не витримується структура і на фабриках малої продуктивності, де все обладнання розміщається в одному корпусі.

5.2. ВИБІР СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Схеми збагачення складаються з ряду технологічних операцій, які об'єднуються у цикли і стадії.

Схеми збагачення класифікують за чотирма основними ознаками:

- числом використовуваних методів збагачення,
- числом використовуваних у кожному методі процесів,
- числом використовуваних у кожному процесі операцій,
- числом використовуваних стадій зміни крупності корисної копалини.

За першою ознакою можуть застосовуватися монометодні (наприклад, гравітаційні, флотаційні, магнітні), диметодні (наприклад, гравітаційно-магнітні, гравітаційно-флотаційні) і поліметодні (наприклад, гравітаційно-флотаційно-магнітні) схеми збагачення. Підставою для вибору того чи іншого методу служить розбіжність в розділових ознаках мінералів і економічність методу.

За другою ознакою кожний із застосовуваних методів може бути представлений декількома процесами. Так, наприклад, гравітаційний метод може бути реалізований процесами важкосередовищного збагачення, відсадки, концентрації на столах, збагачення на гвинтових сепараторах і шлюзах. Вибір збагачувального процесу визначається крупністю вкраплення мінералів, які розділяються, розбіжностями в розділових ознаках мінералів і техніко-економічних даних для кожного конкуруючого процесу.

За третьою ознакою кожний із процесів здійснюється у вигляді декількох операцій, при цьому в кожному циклі може бути основна, контрольна і перечисні операції. Мета основної операції – виділення основної маси цінних мінералів, контрольної – остаточне їхнє виділення, перечисних – підвищення якості концентрату. Вибір числа операцій для здійснення кожного процесу визначається вимогами до кінцевих продуктів і сепараційними характеристиками використовуваних апаратів.

За четвертою ознакою схеми збагачення розрізняють за числом стадій, яке залежить від крупності цінних мінералів і розмірів зерен їхнього вкраплення в порожню породу. Застосування більше двох перечислень без зміни крупності нераціональне. Звичайно багатостадійні схеми застосовують до тонковкраплених руд при високих вимогах до якості концентрату.

У цілому вибір схеми збагачення здійснюється на підставі даних про збагачуваність корисної копалини і, крім того, після дослідно-промислової перевірки рекомендованої схеми.

Залежно від деталізації *схеми* переробки корисних копалин під-розділяють на *принципові* і *повні*. На принципових схемах зображують окремі цикли і стадії збагачення, на повних – всі операції. Зразок принципової і повної схем збагачення вугілля наведено на рис. 5.1 і 5.2.

На вибір технологічної схеми збагачення вугілля впливають такі фактори: властивості збагачуваного вугілля (мінералогічний, гранулометричний і фракційний склад, вміст сірки, вологість), призначення вугілля (для коксування, енергетичних або комунально-побутових цілей), вимоги до якості кінцевих продуктів збагачення, продуктивність і ефективність технологічного обладнання, економіка окремих процесів збагачення, екологічні вимоги охорони навколишнього середовища.

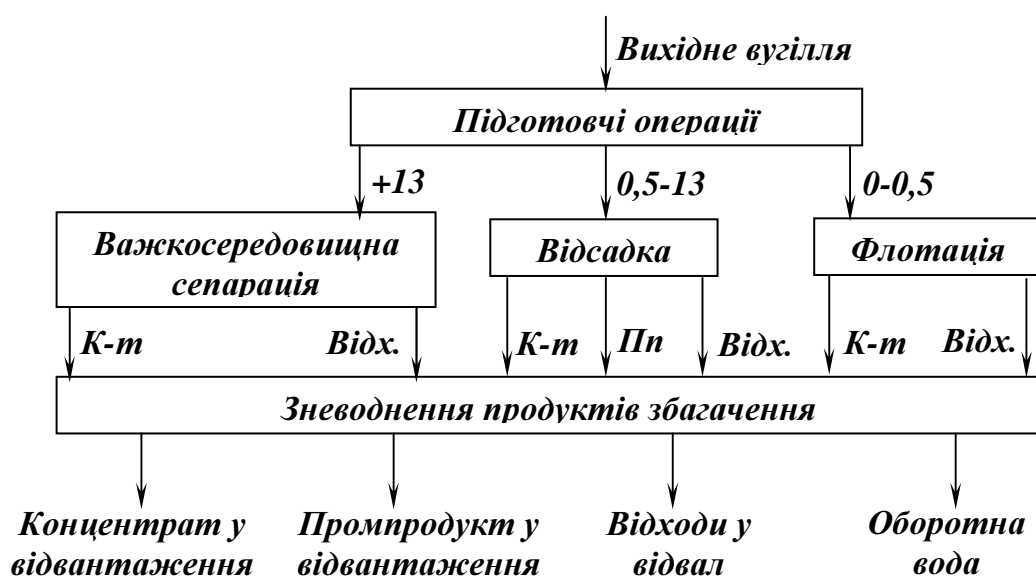


Рис. 5.1. – Принципова схема збагачення вугілля.

За технологічною схемою (рис. 5.2) вихідне вугілля, що надходить на збагачувальну фабрику в залізничних вагонах або конвеєрним транспортом, спершу подають у дробильно-сортувальне відділення. У дробильно-сортувальному відділенні, що обладнане циліндричними грохотами типу ГЦЛ і двовалковими зубчатими дробарками типу ДДЗ, вугілля класифікується на два класи +150 і –150 мм і крупний клас дробиться до 150 мм.

Підготовлене за крупністю вугілля через дозувально-акумулюючі бункери подається системою стрічкових конвеєрів до головного корпусу збагачувальної фабрики. Підготовча класифікація здійснюється на грохотах типу ГІСЛ – вугілля розділяється на машинні класи. Надрешітний продукт грохотів – крупний знешламлений

клас (+13 мм) направляється для збагачення у важкосередовищну сепарацію (сепаратори типу СКВ, СКВП), де він розділяється на концентрат і відходи. Відділення суспензії і відмивка обважнювача від продуктів важкосередовищної сепарації здійснюється на грохотах типу ГІСЛ або ГІЛ. Кондиційна за властивостями суспензія повертається у процес сепарації, некондиційна – направляється на регенерацію.

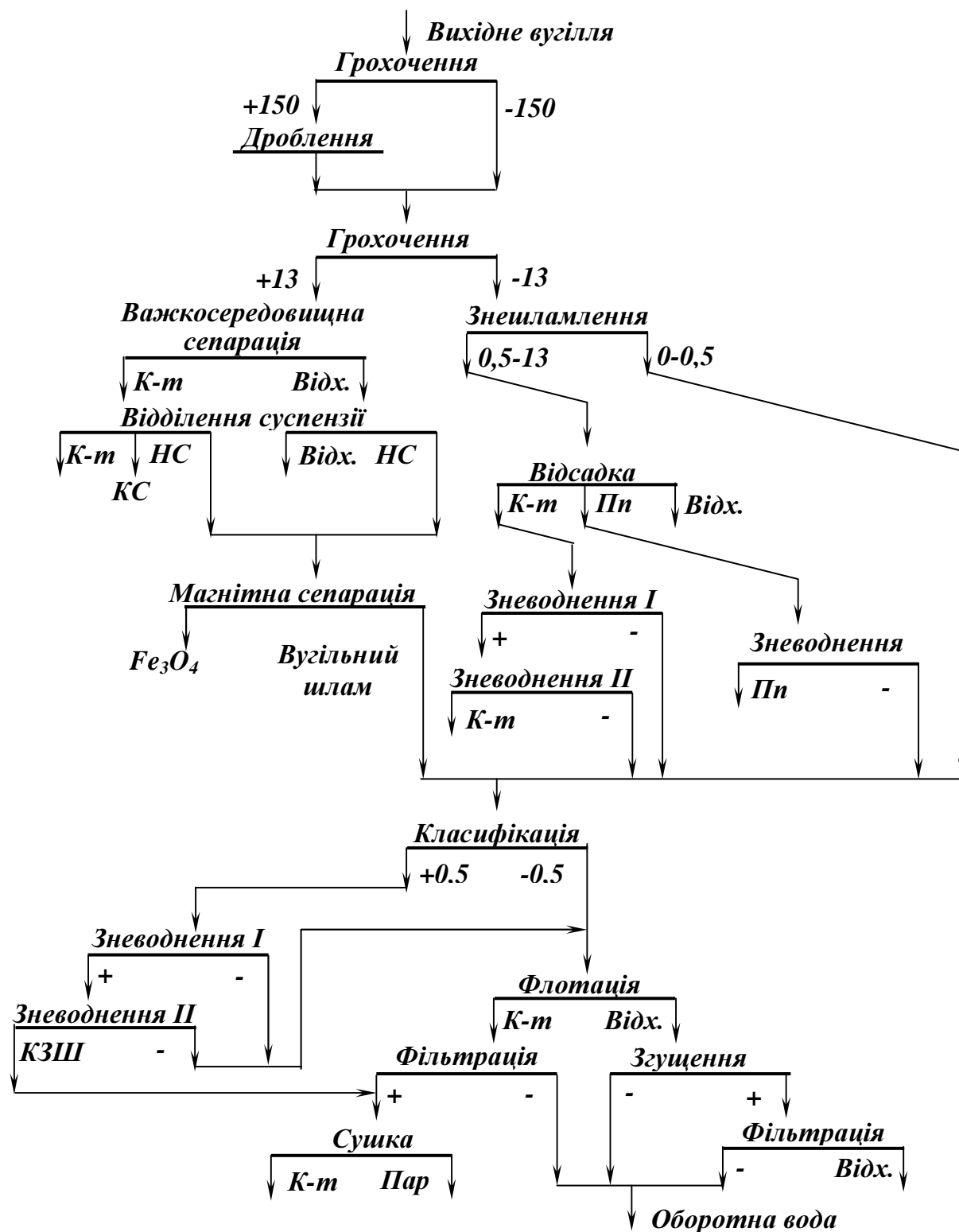


Рис.5.2. – Технологічна схема збагачення вугілля.

Для регенерації некондиційної суспензії використовується магнітна сепарація в сепараторах типу ЕБМ. Одержаний при регенерації магнетит направляється в операцію приготування суспензії, а вугільний шлам – у водно-шламову схему фабрики. Зневоднені продукти важкосередовищної сепарації системою конвеєрів транспортуються відповідно до концентратних і породних бункерів.

Підрешітний продукт підготовчої класифікації – дрібний клас (0-13мм) знешламлюється у грохотах типу ГК з формуванням класів 0,5-13 і 0-0,5 мм. Клас 0,5-13 мм збагачується у відсаджувальних машинах типу МО з одержанням трьох продуктів: концентрату, промпродукту і відходів. Концентрат відсадки зневоднюється за дві стадії: в багер-елеваторах і центрифугах ФВВ, після чого системою конвеєрів направляється у концентратні бункери. Промпродукт також зневоднюється за дві стадії: в елеваторах і центрифугах ФВВ, після чого транспортується у промпродуктові бункери. Відходи після зневоднення у елеваторах направляються у породні бункери.

Підрешітні води гравітаційного збагачення (зливи, фугати, шлами) і клас 0-0,5 мм надходять на класифікацію у гідроциклони типу ГЦ, де шлами розділяються на грубозернисті (+0,5 мм) і тонкозернисті (-0,5 мм). Грубозернисті шлами зневоднюються за дві стадії на грохотах ГК і в центрифугах ФВВ і після сушки додаються до концентрату. Тонкозернисті шлами збагачуються флотацією, внаслідок чого одержують два продукти: концентрат і відходи. Флотаційний концентрат зневоднюється фільтрацією на дискових вакуум-фільтрах типу ДУ і сушиться в барабанних сушарках типу СБ (або іншого типу). Флотаційні відходи, що містять основну масу води, направляють на згущення з коагуляцією в циліндроконічних згущувачах С-10. Згущені відходи зневоднюють у фільтр-пресах ФКП-600 і направляють у породні бункери. Злив згущувачів і фільтрати з невеликим вмістом твердого використовуються як оборотна вода фабрики.

Список рекомендованої літератури

1. Агрикола Георгий. О горном деле и металлургии. – М., Недра, 1986.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1984.- 383 с.
3. Бедрань Н.Г. Обогащение углей: Учеб. для вузов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1988.- 206 с.
4. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых: Учеб. пособие для вузов. - Киев – Донецк: Вища школа, Головн. изд-во, 1980.- 416 с.
5. Бережний М.М., Мовчан В.П. Збагачення та окускування сировини. - Кривий Ріг, 2000. – 368 с.
6. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. - М.: Недра, 1990.- 574 с.
7. Гірничий енциклопедичний словник: 1 та 2 тт./ За ред. В.С.Білецького – Донецьк: Східний видавничий дім, - 2001-2002. – 1146 с.
8. Зозуля И.И., Назимко Е.И., Самойлик Г.В., Смирнов В.А. Проектирование углеобогащительных фабрик: Учеб. пособие. – К.: УМК ВО, 1992.- 284 с.
9. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы. – Москва, 2002. 509 с.
10. Кармазин В.И. Обогащение руд черных металлов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1982.- 216 с.
11. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982.- 518 с.
12. Самилін В.М., Білецький В.С. Спеціальні методи збагачення корисних копалин (курс лекцій). – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 116 с.
13. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1985.- 285 с.
14. Серго Е.Е. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. - 2-е изд. - Киев: Вища школа, 1979. - 272 с.
15. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. Навч. посібник для ВНЗ. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. – 296 с.
16. Справочник по обогащению руд: В 4 т./ Гл. ред. О.С. Богданов. - М.: Недра, 1984.

17. Справочник по обогащению руд черных металлов. - 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. - М.: Недра, 1980.- 527 с.
18. Справочник по обогащению углей / Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1984.- 614 с.
19. Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1987.- 260 с.
20. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980.- 400 с.
21. Barry A. Wills. Mineral processing technology. В/Н, Oxford, 2001.

Наукове видання

**Білецький Володимир Стефанович
Смирнов Валерій Олександрович**

Технологія збагачення корисних копалин

Редакція авторська

Комп'ютерна верстка
Коректор
Обкладинка

Ю. Думка
К. Саливон
О. Мізько

Підп. до друку 19.01.2009. Формат 60x84 1/16. Папір офсетний.
Гарнітура Times New Roman. Друк різнографний. Ум. друк. арк. 15,8
Обл. - вид. арк. 10,8. Тираж 100 прим. Зам. 6-09.

Видавниче підприємство "Східний видавничий дім"
(Державне свідоцтво № ДК 697 від 30.11.2001)
83086, м. Донецьк, вул. Артема, 45
тел/факс (062) 338-06-97, 337-04-80
e-mail: svd@stels.net