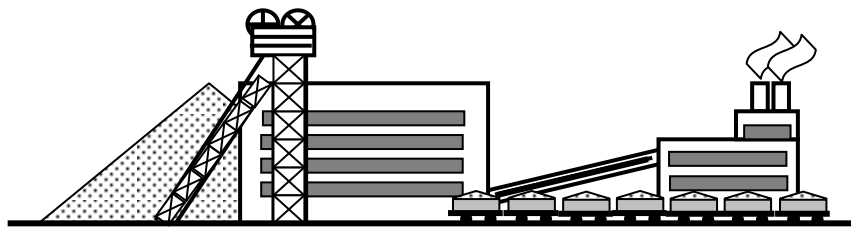


Білецький В.С., Олійник Т.А.,
Смирнов В.О., Скляр Л.В.

ТЕХНІКА ТА ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Частина I. Підготовчі процеси



Видавець ФОП Чернявський Д.О.
Кривий Ріг
2019

ББК 33.4
Т 32
УДК 622.7

*Рекомендовано до друку Криворізьким національним університетом
(протокол № 5 засідання вченої ради Криворізького національного
університету від 26.12.2018 р. м. Кривий Ріг)*

Рецензенти:

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

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

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

Т32 Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина І. Підготовчі процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП Чернявський Д.О., 2019. –200 с.

ISBN 978-617-7553-73-0

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

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

УДК 622.7

ISBN 978-617-7553-73-0

© Білецький В.С., Олійник Т.А.,
Смирнов В.О., Скляр Л.В., 2019
© Дизайн обкладинки «Октан-принт», 2019

ЗМІСТ

Вступ	5
Передмова до тритомного посібника «Техніка та технологія збагачення корисних копалин»	19
Передмова до I частини «Підготовчі процеси»	20
Розділ 1. Машини і технології дроблення і подрібнення корисних копалин	21
1.1 Характеристика процесів дроблення і подрібнення	21
1.2 Дробарки	25
1.2.1. Щоківі дробарки	25
1.2.2. Конусні дробарки	32
1.2.3. Валкові дробарки	45
1.2.4. Дробарки ударної дії	52
1.2.5. Дробарки барабанні	66
1.2.6. Експлуатація дробарок	68
1.3. Млини	72
1.3.1. Барабанні млини	72
1.3.2. Млини самоподрібнення	83
1.3.3. Нетрадиційні конструкції подрібнювальних машин	89
1.3.4. Показники роботи барабанних млинів	99
1.3.5. Експлуатація барабанних млинів	106
Розділ 2. Машини і апарати для класифікації корисних копалин за крупністю і промивки	108
2.1. Машини для розсіву корисних копалин	108
2.1.1. Загальні відомості про процес грохочення	108
2.1.2. Грохоти	109
2.1.3. Технологічні показники процесу грохочення	127
2.1.4. Експлуатація грохотів	135
2.2. Машини і апарати для гідравлічної класифікації корисних копалин	136
2.2.1. Характеристика процесу гідравлічної класифікації	136
2.2.2. Класифікатори	137
2.3. Машини і апарати для промивки корисних копалин	151
2.3.1. Характеристика процесу промивки	151
2.3.2. Промивні машини і пристрої	152
2.3.3. Технологічні показники промивки	165
Розділ 3. Спеціальні способи та засоби підготовки корисних копалин до розділення мінеральної сировини	168

3.1. Підготовка руд до магнітної сепарації	168
3.2. Підготовка матеріалу до електричної сепарації	169
3.3. Підготовка пульпи до флотації	171
3.4. Підготовка мінеральної сировини до сортування	174
Додатки	
Додаток А. Методика розрахунку схеми дроблення	176
Додаток В. Методика розрахунку схеми подрібнення	188
Список рекомендованої літератури	198

ВСТУП

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

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

Якщо брати технології видобутку, то найдавніші – відкритим та шахтним способом, з I тис. до н.е. з'являється свердловинна 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 та комп'ютеризації гірничої галузі. Зокрема, активно розвивається моделювання технологічних процесів, машин і механізмів, що використовуються у збагаченні корисних копалин.

В кінці XX ст. щорічно з надр Землі видобувалося близько 120 млрд т гірничої маси і близько 25 млрд. т корисних копалин. Але у ретроспективі, гірнича справа по-справжньому почала розвиватися в період рабовласницького ладу. В цей час у сферу видобування і переробки мінеральної сировини залучаються родовища мідних та олов'яних руд, свинцю, золота, срібла, стибію, а також асфальт та будівельні матеріали. З розвитком феодальних відносин відбулися значні позитивні зрушення в розвитку гірничої справи Європи, Закавказзя, Середньої Азії. Високого рівня гірнича справа досягла в середні віки в Центральній Європі (Чехія, Саксонія, Франція). Саме в цей час з'являється перший фундаментальний твір з гірництва – "Про гірничу справу і металургію" («De Re Metallica») Георгія Агріколи (1494-1555, справжнє ім'я – Георг Бауер) в дванадцяти книгах, восьмий розділ якого присвячений збагаченню корисних копалин. Це – перша енциклопедія гірничої справи і металургії, яка підвела підсумок всьому досвіду людства по видобуванню руди та плавці металів аж до XVI ст. Праця 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 (Картамишський комплекс). Залізо починає входити в побут з кінця 2-го тис. до н.е., однак масове виготовлення знарядь спостерігається з початку 1-го тис. до н.е. з формуванням тут культури древніх скіфів.

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

Однак подальшому розвитку гірничої справи на території нашої країни перешкодило монголо-татарське 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 запорожців¹) копали кам'яне вугілля і опалювали «горючим каменем» свої печі. При цьому була освоєна непроста система опалювання – відведення газу, прибирання шлаку і т.д.

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

З утворенням у 1719 р. т. зв. “Берг-Колегії” повсюдно активізується пошук руд і мінералів. У 1721 р. Керуючий Бахмутськими соляними промислами «ландрат» М.Вепрейський і козацький очільник комендант Бахмутської фортеці С.Чирков на місці кустарних розробок поблизу старообрядного скиту на р. Біленькій (нині с. Городище Перевальського р-ну Луганської області), а також в балці Скелеватій на березі р. Лугань беруть зразки кам'яного вугілля і відправляють їх «на пробу» в “Берг-Колегію”. У 1723 р. в районі с. Городище розпочинається перша промислова розробка вугільного пласта. Прибула на місце робіт вугільна експедиція під керівництвом Я.Ніксона констатує, що «тут можна добрий вугільний завод завести». Вугілля починають використовувати на місцевих соляних заводах і в кузнях². І все ж початком індустріального Донбасу слід вважати розробку вугільних родовищ поблизу Лисичого Байраку під м. Лисичанськ (1790 р.) і будівництво Луганського гірничого (ливарного) заводу (1795-1807 рр.). Створення гірничо-металургійної бази

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

У 1879 р. відкрите промислове ртутне зруденіння на Донбасі.

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

У 1883 р. виявлені марганцеві руди в Нікопольському басейні.

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

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

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

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

У 10-х рр. ХХ 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 бромів з ропи.

На початку ХХ 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.

На кінець ХVІІІ століття було накопичено достатній вітчизняний досвід розвідки і розробки вугілля викопного. Однак розміри його видобування у ХVІІІ 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 ХІХ століття. В цей час почав активно розвиватися Криворізький рудний басейн, де будувалися рудні кар'єри та шахти.

Активний розвиток української гірничої науки і освіти починається з ХІХ ст. У 1806 р. в м. Лисичанськ відкрита Штейгерська школа — історично перший в Україні спеціалізований гірничий навчальний заклад (гірниче училище). Біля її витоків Штейгерської школи стояли сподвижники К. Гаскойна. Училище користувалося великим авторитетом і повагою у гірників і проіснувало близько півстоліття. Після деякої перерви Гірничий департамент Російської імперії прийняв рішення у 1872 р. знову відкрити у Лисичанську відомий навчальний заклад. До 1917 р. Школа підготувала близько 700 штейгерів, які очолювали на

різних рівнях гірничовидобувні підприємства Донбасу, здійснювали інженерне керівництво.

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

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

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

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

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

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

УкрНДІвуглезбагачення засновано в кінці 1950-х років в Луганську.

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

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

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

xxx

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

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

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

Видобуток золотоносного піску гірських рік методом вловлювання його у промасленій вовні баранячих шкур був відомий з II тис. до РХ і зберігся у Сванетії (Грузія) до початку XX ст. «Золотоносною Колхідою»

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

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

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

Г. Агрікола у восьмій книзі праці *«De Re Metallica»* виділяє такі основні операції, застосовувані у збагаченні: селективне виймання, сортування, дроблення, подрібнення, грохочення, гравітаційні методи збагачення, промивання, амальгамування, а також підготовчі термічні методи (зокрема випалення), а також використання для збагачення корисних копалин рельєфу та природних потоків. Розглянемо стан

розробленості цих технологічних процесів і операцій збагачення у середні віки.

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

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

Інколи перед рудорозбіркою руду піддавали термообробці (випалювали), що, по-перше, зменшувало її міцність, покращувало дробимість і, по-друге, дозволяло видалити (випалити) ряд шкідливих домішок — сірку, бітум, аурипігмент, реальгар тощо. При цьому вже у середньовіччі були вироблені різноманітні способи випалення конусоподібних куп руди на відкритому майданчику і у спеціальних печах; з добавками купоросу, колчедану, з попереднім змочуванням водою; у одну (дві, три) стадії. Інколи до випалювання видобутої руди її витримували в купах на відкритому повітрі — сонце, вітер, дощі, температурні коливання дещо розпушували рудний матеріал. Подрібненню основної маси руд передував процес грохочення. Для виконання цієї операції використовували «короткий ящик» з мідною сіткою замість дна, який підв'язували до крюка на стовпі або гілки дерева. Робітник багаторазово притягував ящик заповнений рудою до себе і відпускав його, вдаряючи об стовп чи дерево. При цих струсах матеріал просіювався. Підрешітний продукт першого ящика (грохота) направляли у подібний «короткий ящик» але з меншими отворами сита, після чого ті ж

операції повторювали (інколи змінюючи сита кілька разів). Для виділення найменших («пилеподібних») класів крупності застосовували мокре просіювання — шляхом прополіскування в діжці з водою.

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

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

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

Проривне рішення в технології подрібнення порід застосував Йоганн фон Мальтітц (єпископ Мейссенський), який у 1512 році на саксонських руднях у Німеччині замість сухого застосував дроблення попередньо змоченого матеріалу (мокре дроблення), яке було більш ефективним. По суті емпірично (без розуміння фізичної природи явища) чи не вперше під час збагачення корисних копалин було використано розклинюючий ефект, який чинить вода у порах і мікротріщинах, зменшуючи у такий спосіб міцність суцільного рудного матеріалу, що полегшує його руйнування. Сьогодні це явище відоме під назвою «ефект Ребіндера» і застосовується при подрібненні різних корисних копалин,

зокрема під час приготування водовугільного висококонцентрованого палива.

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

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

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

Процес промивки водою, який використовується і сьогодні, забезпечував відмивання від щільного матеріалу пухких глинистих та тонких піщаних фракцій, які вловлювалися у фільтрах, а найтонші — у мулонакопичувачах. Цікаво, що нинішні шламовідстійники та мулонакопичувачі мали своїх аналогів-попередників у середньовіччі. Так,

у Саксонській Швейцарії, на притоках Ельби у XVI ст. було влаштовано ряд ставків-відстійників для тонкодисперсної оловоносною руди і ці відстійники були частиною технологічного циклу промивочних рудень.

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

Цікавою є географія застосування техніки і технологій збагачення руд в давнину. Крім в основному європейського досвіду збагачення корисних копалин, який описує Г.Агрікола процеси збагачення руд були поширені на широкій євразійській ойкумені. Так, в районі Кані-Мансур — середньовічний рудник в районі Карамазару (Таджикистан) знайдено велику кількість знарядь праці гірників: залізні кайла й долота, кам'яні молоти (у формі усіченої піраміди), товкачі, платформи, жорна для збагачення руд. Згідно з письмовими джерелами в горах, біля м. Шельджі (Таласька долина, Киргизстан) і на південних схилах Киргизького хребта були копальні срібла. Тут знайдено близько 100 середньовічних гірничих виробок, що відкривали поклади поліметалічних руд. Видобута руда подрібнювалася і збагачувалася. Срібло вилучалося методом купеляції. Руду збагачували шляхом ручного подрібнення та водного промивання. Про це свідчать величезні відвали пустих порід і залишки давніх ариків, що підводили воду до місць водного збагачення. Повторне подрібнення проводили на жорнах гірничих млинів, рештки яких разом з численними жорнами дійшли до нашого часу. Привертають увагу технології збагачення руд і витоплення благородних металів, які застосовували на рудниках Середньої Азії, зокрема у гірничо-металургійних селищах Ферганської долини. Здебільшого збагачення здійснювали безпосередньо поблизу гірничих виробок. На потужних руднях виокремлювали спеціальні рудорозбірні майданчики, іноді вони обслуговували декілька стовбурів і штолень. Спочатку руди подрібнювали кам'яними або залізними молотами, затим — товкачами й тертками в ступах і на платформах. На багатьох майданчиках знайдені жорна з грубозернистою

поверхнею для розмелювання подрібнених руд. Застосовували також «мішджани» — камені, закріплені на товкачах. Ось як описує процеси збагачення Аль-Біруні: *«Золото іноді поєднане з камінням, ніби сплавлене з ним, тоді воно потребує розмелу, який проводять на млинових жорнах, хоча товчіння за допомогою мішджана вдатніше й краще забезпечує його якість»*.

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

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

В Україні до системи гірничо-металургійних центрів доби пізньої бронзи належить Картамиш — давня копальня міді на теренах Луганської області. Тут сучасними археологічними розкопками виявлено ряд артефактів, які свідчать про збагачення мідної руди. Технологія збагачення мала, ймовірно, такий вигляд. Шматки пісковіку, що вміщували прошарки та гнізда суцільних сульфідів міді, доставляли на робочу ділянку, де їх подрібнювали за допомогою кам'яних молотів та розшаровували по поверхні розташування сульфідів міді. Потім підготовлену руду подрібнювали кам'яними товкачами (пестиками) виготовленими із закременілих чи гранітоподібних жовен у спеціальних ступках. Отриманий таким чином рудний концентрат можна було використовувати для плавлення металу. Значна частина руд мала вкраплення сульфідів міді сферичної форми. Розмір вкраплень від 1—2 до 20 мм з переважанням дрібних фракцій. Збагачення таких руд потребує ретельного подрібнення порід для вивільнення сульфідів міді. Найбільш імовірний і легкодоступний спосіб їх відокремлення від пустих порід після подрібнення — водне гравітаційне збагачення. Гіпотезу водного

збагачення підтверджують ознаки русла струменя поблизу збагачувальної ділянки, а також виявлений колодязь у межах виробничої споруди.

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

ПЕРЕДМОВА
до тритомного посібника
«Техніка та технологія збагачення корисних копалин»

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

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

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

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

ПЕРЕДМОВА

до Частини I «Підготовчі процеси»

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

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

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

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

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

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

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

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

1. МАШИНИ І ТЕХНОЛОГІЇ ДРОБЛЕННЯ І ПОДРІБНЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

1.1 Характеристика процесів дроблення і подрібнення

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

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

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

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

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

Таблиця 1.1 – Стадії дроблення і подрібнення

Дроблення			Подрібнення			
Стадія	Крупність продуктів, мм		Стадія	Крупність продуктів		
	вихідного	дробленого		Розмір зерна (мм) у		Вміст класу – 0,074 мм у 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

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

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

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

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

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

$$i = D_{\max} / d_{\max}, \quad (1.1)$$

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

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

$$i = D_{\text{сер}} / d_{\text{сер}}, \quad (1.2)$$

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

Також знаходять застосування формули:

– для оцінки ступеня дроблення:

$$i = D_{80} / d_{80}; \quad (1.3)$$

– для оцінки ступеня подрібнення:

$$i = D_{95} / d_{95}, \quad (1.4)$$

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

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

$$i = 0,85B/s, \quad (1.5)$$

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

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

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

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (1.6)$$

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

$$f = 0,01\sigma_{cm}. \quad (1.7)$$

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

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

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

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

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

Категорія	Ступінь тривкості породи	Гірські породи	$K_{тр}$
I	Найвищий	Кварцити, базальти та ін. винятково міцні породи	20
II	Дуже тривкі породи	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-а	Тривкі породи	Вапняки, деякі граніти (неміцні), пісковики, мрамур, доломіт, колчедани	8
IV	Досить тривкі породи	Звичайний пісковик, залізисті руди	6
IV-а	Те саме	Піскуваті сланці, сланцеві пісковики	5
V	Породи середньої тривкості	Міцний глинистий сланець, неміцні різновиди пісковика і вапняку, м'який конгломерат	4
V-а	Те саме	Різноманітні неміцні сланці, щільний мергель	3
VI	Досить м'які породи	М'який сланець, дуже м'який вапняк, крейда, кам'яна сіль, гіпс, мерзлий ґрунт, антрацит, звичайний мергель, зруйнований пісковик, кам'янистий ґрунт	2
VI-а	Те саме	Щебенистий ґрунт, зруйнований сланець, злежалі галька та щебінь, тверде кам'яне вугілля, затверділа глина	1,5
VII	М'які породи	Глина (щільна), м'яке кам'яне вугілля, міцні наноси	1,0
VII-а	Те саме	Легка піскова глина, лес, 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

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

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

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

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

1.2 Дробарки

1.2.1 Щоківі дробарки

Конструкції щоківих дробарок

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 щоками, з яких одна – нерухома, а інша – рухома. Щоківі дробарки розділяються на два кінематичних класи: із простим рухом щоки – ЩДП і складним – ЩДС.

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

На збагачувальних фабриках для крупного дроблення корисних копалин широко застосовуються *щоківі дробарки з простим рухом щоки* (рис. 1.1). Корпус дробарки з простим рухом щоки складається з передньої стінки *1* (нерухома щока), задньої *8* та двох бокових *15* стінок. Рухома щока *3* підвішена на осі *4*, яка опирається на два підшипники. Робочий простір

дробарки між внутрішніми поверхнями бокових стінок і щік (рухомої і нерухомої) футерований змінними плитами 2 зі сталі з високим вмістом марганцю.

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

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

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

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

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

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

На відміну від дробарок з простим рухом щоки в *дробарках зі складним рухом щоки* (рис. 1.2) рухома щока підвішена безпосередньо на ексцентрик вала і внизу опирається на одну розпірну плиту, яка вставлена у вкладиші в гніздах на щоці і регульовальному клині.

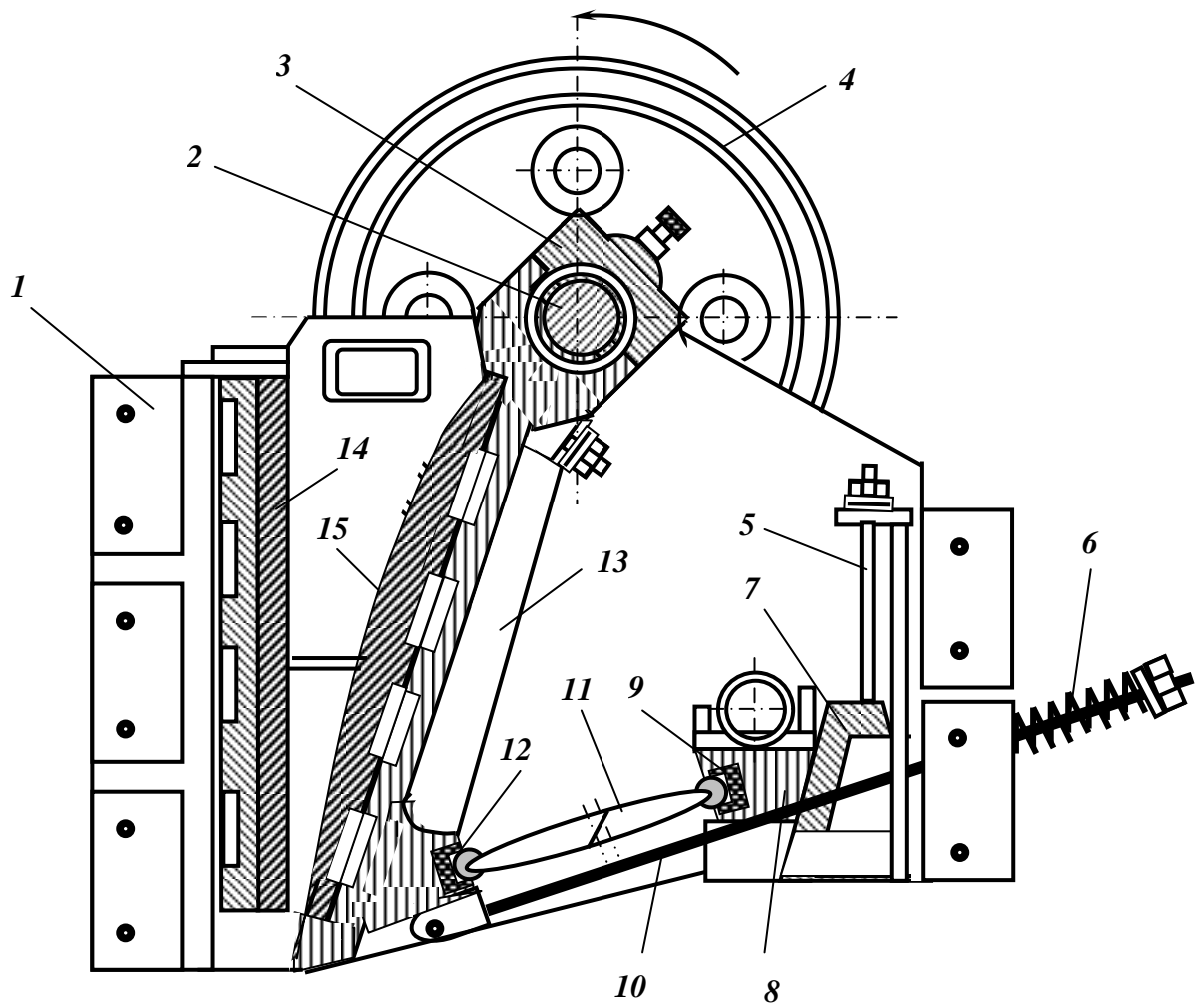


Рис. 1.2 – Шокова дробарка зі складним рухом щоки типу ЩДС.
 1 – нерухома щока; 2 – ексцентриковий вал; 3 – корінні підшипники; 4 – шків; 5 – гвинт; 6 – пружина; 7 – клин; 8 – упор; 9, 12 – вкладиші; 10 – тяга; 11 – розпірні плити; 13 – рухома щока; 14, 15 – змінні футерувальні плити.

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

Рухома щока при роботі поперемінно то наближається до нерухомої щоки, то віддаляється від неї, крім того, одночасно рухома щока здійснює

рух вздовж нерухомої щоки. Таким чином, траєкторія руху точок рухомої щоки утворює овал, за рахунок чого руйнування грудок здійснюється роздавлюванням та стиранням. При такому характері руху щоки холостий хід складає не половину оберту, а тільки 1/5.

Технологічні характеристики щоккових дробарок

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

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

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

Оптимальна частота обертання валу дробарки n (хв⁻¹) визначається з припущення, що при відході рухомої щоки грудки матеріалу вільно розвантажуються під дією сили ваги. Найвигідніша частота обертання колінчатого вала повинна відповідати максимальній продуктивності дробарки. При $\alpha = 22^\circ$ ($\operatorname{tg}\alpha = 0,4$) оптимальна частота обертання колінчатого валу щоккової дробарки:

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

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

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

За паспортними даними розрахункова продуктивність щоккової дробарки:

$$Q = k_{кр} k_{вл} k_m Q_n \frac{e}{e_n} \cdot \frac{\delta_n}{1,6}, \text{ т/год}, \quad (1.11)$$

де $k_{кр}, k_{вл}, k_m$ – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і міцності матеріалу, який дробиться (табл. 1.4); δ – густина матеріалу, т/м³; Q_n – продуктивність дробарки за паспортом, м³/год; e – ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів (при найбільшому віддаленні щік), м; e_n – номінальна ширина розвантажувальної щілини, м.

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

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

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

Потужність електродвигуна щокової дробарки визначається за емпіричною формулою:

$$N = cLB, \text{ кВт}, \quad (1.12)$$

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

Таблиця 1.5 – Величина поправкового коефіцієнта c

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

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

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

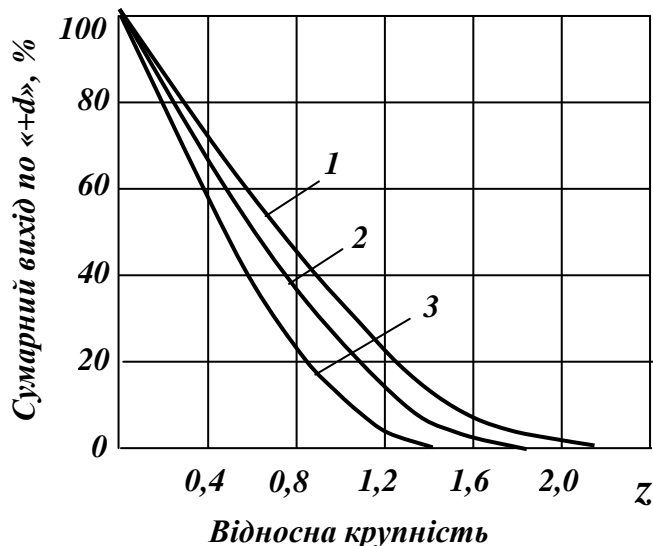


Рис. 1.3 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення щокочових дробарок.
1 – руди великої міцності;
2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

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

При розрахунках схем дроблення типові характеристики крупності застосовують для визначення гранулометричного складу дроблених продуктів, якщо реальний гранулометричний склад продукту не був отриманий при

попередніх дослідженнях. Також сумарний вихід класів по «+d» може бути розрахований за емпіричними формулами, що наведені в табл. 1.6.

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

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

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

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

Таблиця 1.7 – Технічні характеристики щоківих дробарок

Параметр	Дробарки із складним коливанням щоки			Дробарки с простим коливанням щоки		
	ЩДС 1-2,5 x 4	ЩДС 1-4 x 9	ШДСП 6 x 9	ЩДП - 9 x 12	ЩДП - 12 x 15	ЩДП - 15 x 21
Розміри приймального отвору, мм	250x400	400x900	600x900	900x1200	1200x1500	1500x2100
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	210	340	500	750		0
Ширина розвантажувальної щілини, мм	20-80	40-90	75-125	90-160	1000	1300
Продуктивність, м ³ /год	18	30	60	180	110-190	140-220
Потужність електродвигуна, кВт	37	45	75	90	160	250
Габарити, мм:						
довжина	2300	2200	3000	5300	6400	7500
ширина	2400	2600	2500	6000	6800	7000
висота	1900	2200	1800	4000	5000	6000
Маса дробарки, т	8	12	20	57	116	208

Щоківі дробарки зі складним рухом щоки застосовуються для середнього та дрібного дроблення твердих і в'язких порід. Вони характеризуються більш високою продуктивністю і меншою витратою електроенергії ніж дробарки з простим рухом. Але конструктивним недоліком дробарок зі складним рухом щоки є те, що зусилля майже повністю передаються на ексцентриковий вал, а це утруднює створення

дробарок великих розмірів. Крім того, специфічна траєкторія руху щоки обумовлює підвищене зношування футеровки за рахунок стирання.

1.2.2 Конусні дробарки

Конструкції конусних дробарок

Конусні дробарки встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею і розташованим усередині цієї чаші рухомим подрібнювальним конусом, закріпленим на ексцентрично встановленому валу. Основне подрібнювальне зусилля в конусних дробарках – роздавлювання, але має місце і розлам грудок при вигині, що виникає, коли грудка затиснута між увігнутою поверхнею чаші і опуклою поверхнею рухомого конуса. Розрізняють конусні дробарки крупного дроблення (ККД), середнього (КСД) і дрібного (КМД).

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

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

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

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

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

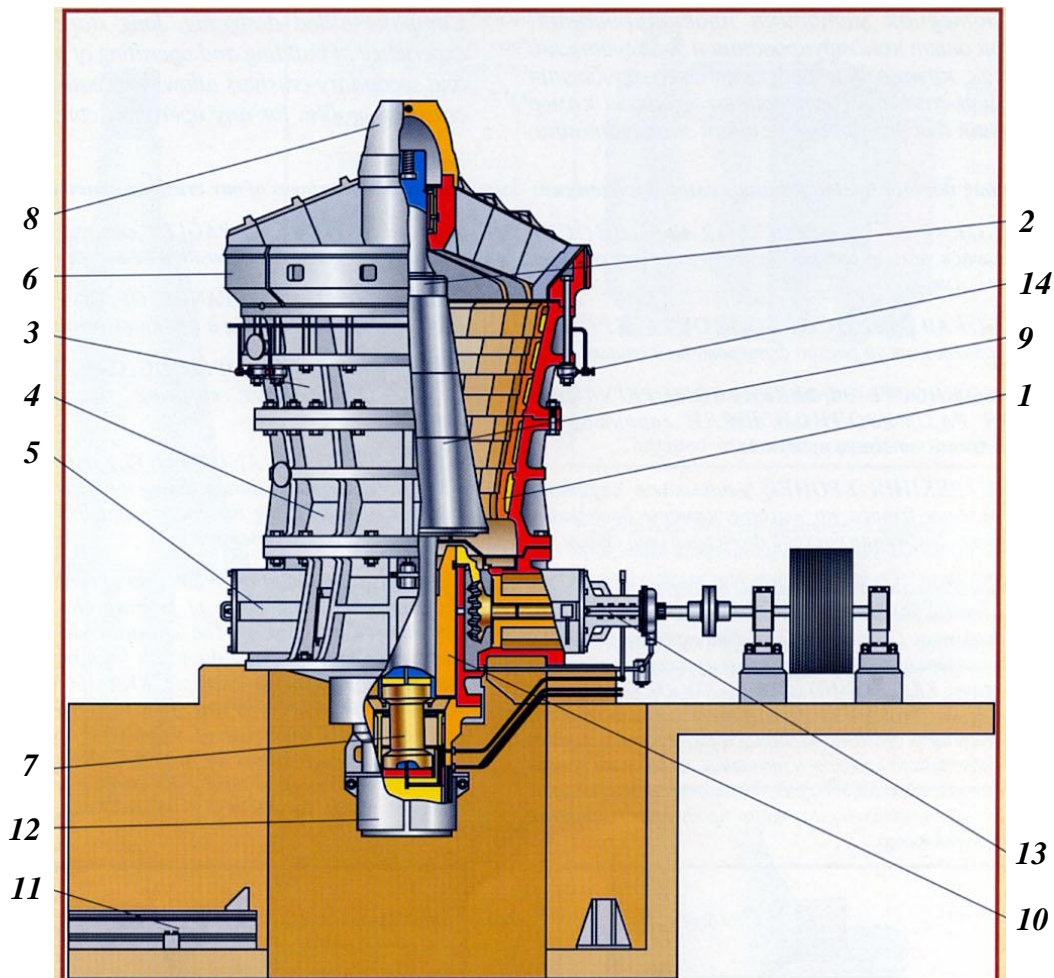


Рис. 1.4 – Конусна дробарка з гідравлічним регулюванням вихідної щілини типу ККД.

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

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

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

На ряді збагачувальних фабрик застосовують чотиристадійні схеми дроблення. Перша стадія крупного дроблення може здійснюватись у конусних дробарках з підвішеним валом або у шокових, а друга – у конусних редукційних дробарках типу КРД з гідравлічним регулюванням ширини

вихідного отвору (гідралічним домкратом). За конструкцією конусні редуційні дробарки схожі на дробарки крупного дроблення з підвишеним валом, але для отримання більш однорідного за крупністю дробленого продукту і зменшення забивання дробарки рудою профіль футеровки в зоні розвантаження роблять криволінійним, однак довжина цієї зони для цих дробарок невелика.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Нерухомий конус **6** (з футеровкою) кріпиться до регульовального кільця **4**, яке, у свою чергу, з'єднується з трапецеподібною різьбою з опорним кільцем **5**, що лежить на верхньому фланці станини **11**. Ширина розвантажувального отвору регулюється переміщенням кільця **4** (за допомогою пристроїв **2** і **3**) по висоті.

Для запобігання дробарки від поломки при попаданні тіл, що не дробляться, конструкція обладнана системою пружин **9**, яка розташована по периметру. При попаданні у робочу зону металевого тіла нерухомий конус разом з опорним і регульовальним кільцями піднімається за допомогою гідравлічної системи **21** і недробиме тіло вивалюється крізь розвантажувальний отвір, якщо його розмір не перевищує ширину отвору при розмиканні. Після цього пружини повертають конус **6** у первісне положення.

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

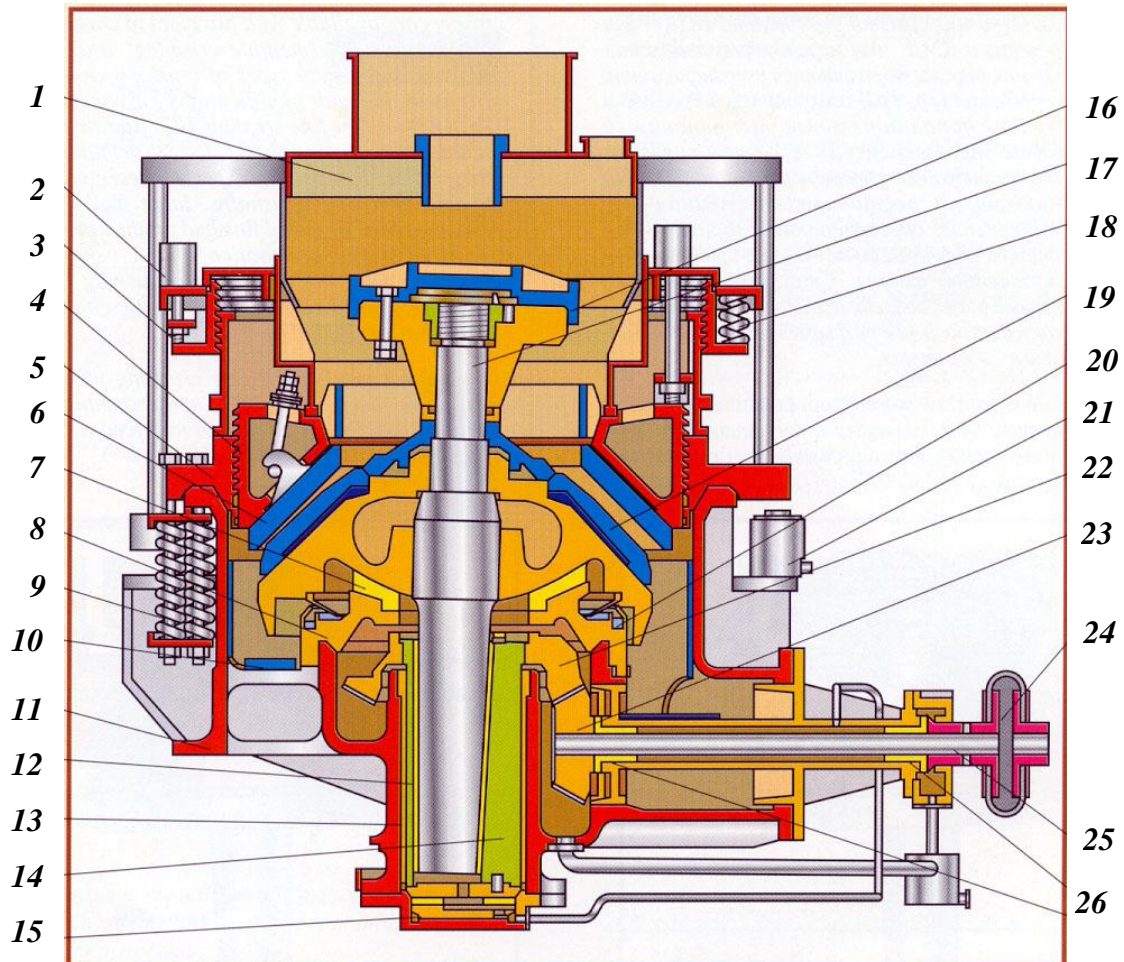


Рис. 1.5 – Конусна дробарка типу КМД-2200Т.

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

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

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

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

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

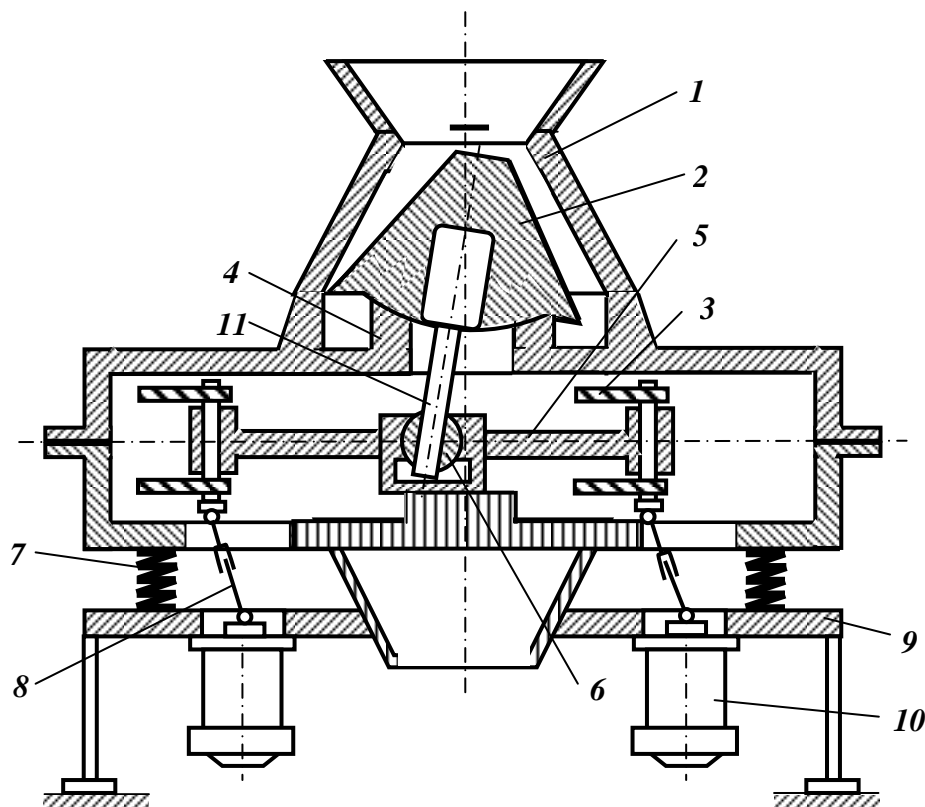


Рис. 1.6 – Схема конусної інерційної дробарки типу КІД.
1 – станина; 2 – дробильний конус; 3 – дебалансні вібробудувачі;
4 – сферичний підп'ятник; 5 – коромисло; 6 – сферичний шарнір;
7 – пружинні амортизатори; 8 – карданні вали; 9 – опорна рама;
10 – електродвигуни; 11 – вал конуса.

Інерційний круговий рух конус 2 отримує від двох вібробудувачів 3, що розташовані на кінцях горизонтального коромисла 5, вісь якого зв'язана з валом 11 конуса 2 за допомогою сферичного шарніра 6. Вібробудувачі працюють синхронно. Обертання дебалансам передається через карданні вали 8 від двох електродвигунів 10, які встановлені на опорній рамі 9. Станина спирається на фундамент через пружинні амортизатори 7.

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

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

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

Технологічні характеристики конусних дробарок

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

Кутом захоплення конусних дробарок називається кут між твірними внутрішньої поверхні нерухомої конічної чаші і зовнішньої поверхні дробильного конуса в момент їхнього найбільшого зближення.

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

Оптимальна частота обертання ексцентрикового стакану n (хв⁻¹), при якій досягається максимальна продуктивність дробарки, може бути визначена:

- для дробарок крупного дроблення:

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

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

- для дробарок середнього і дрібного дроблення:

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

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

Хід дробильного конуса на лінії розвантажувального отвору:

$$e = 2r, \text{ м}, \quad (1.15)$$

де r – ексцентриситет, м.

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

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

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

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

$$Q = 0,6 k_{кр} k_{вл} k_m D^2 n e \delta_n, \text{ т/год}, \quad (1.16)$$

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

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

– при роботі у відкритому циклі:

$$Q = 10^4 q s k_m k_{вл} k_{кр} k_n; \quad (1.17)$$

– при роботі у замкненому циклі:

$$Q = 10^4 q s k_m k_{вл} k_{кр} k_n k_{ц}, \quad (1.18)$$

де q – питома продуктивність (табл. 1.7), $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}$; s – ширина розвантажувальної щілини, м; $k_{кр}, k_{вл}, k_m$ – коефіцієнти, що враховують вплив крупності, вологості і міцність матеріалу, який дробиться (табл. 1.4); $k_n = \delta_n / 1,6$ – коефіцієнт, що враховує вплив насипної густини матеріалу, який дробиться; δ_n – насипна густина матеріалу, який дробиться, т/м^3 ; $k_{ц}$ –

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

Таблиця 1.8 – Питома продуктивність дробарок типів КСД і КМД при дробленні руд середньої міцності з насипною густиною 1,6 т/м³

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

Потужність електродвигуна конусних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– для дробарок крупного дроблення:

$$N = 36D^2rn, \text{ кВт}, \quad (1.19)$$

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

– для дробарок середнього і дрібного дроблення:

$$N = 0,2D^2n, \text{ кВт}, \quad (1.20)$$

де D – діаметр основи дробильного конусу, м; n – частота обертів рухомого конуса, хв⁻¹.

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

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

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

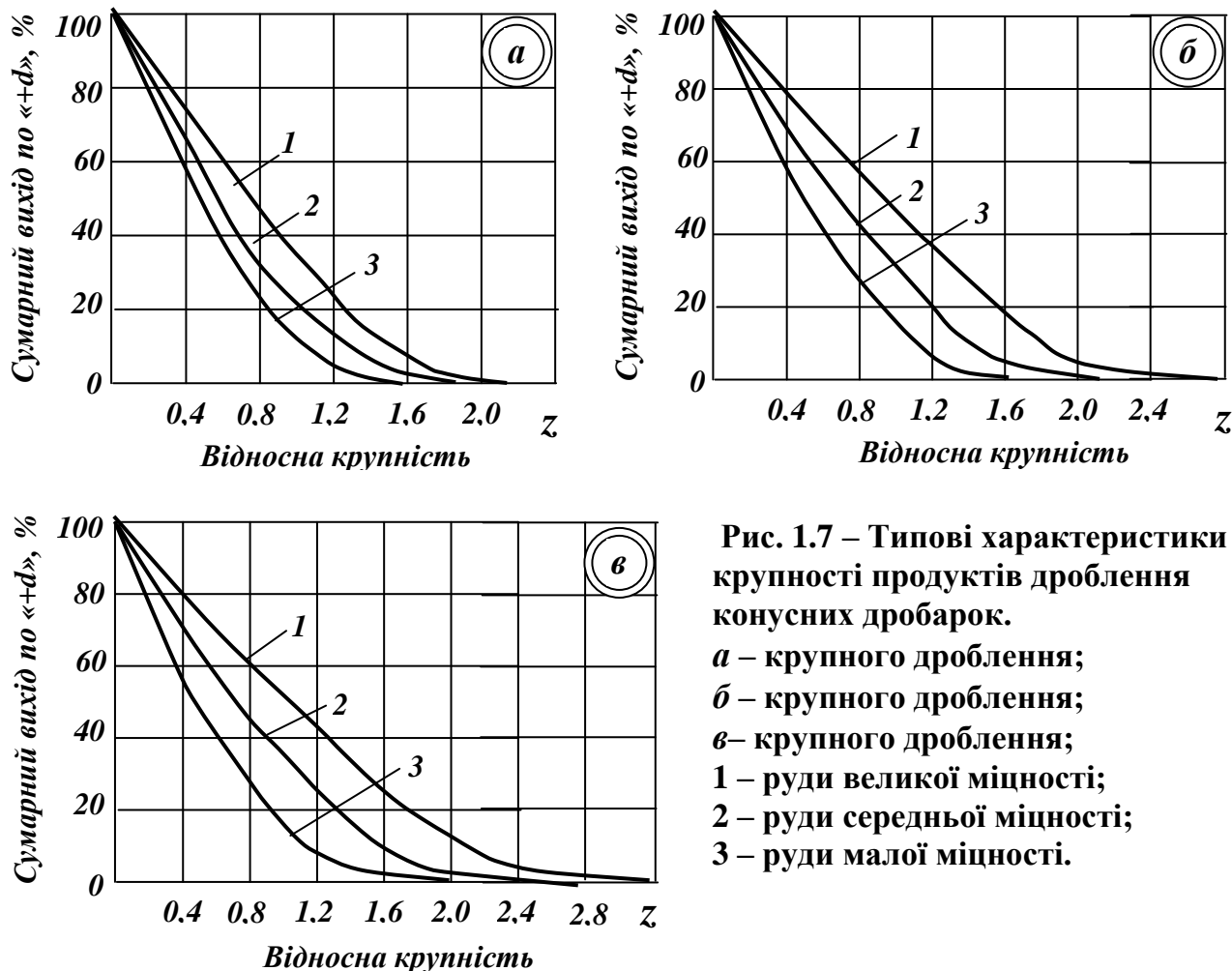


Рис. 1.7 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення конусних дробарок.
a – крупного дроблення;
б – крупного дроблення;
в – крупного дроблення;
1 – руди великої міцності;
2 – руди середньої міцності;
3 – руди малої міцності.

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

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

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

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

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

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

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

Таблиця 1.10 – Технічні характеристики конусних дробарок крупного дроблення

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

Таблиця 1.11 – Технічні характеристики конусних дробарок середнього дроблення

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

Таблиця 1.12 – Технічні характеристики конусних дробарок дрібного дроблення

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

Таблиця 1.13 – Технічні характеристики конусних інерційних дробарок

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

1.2.3 Валкові дробарки

Конструкції валкових дробарок

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

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

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

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

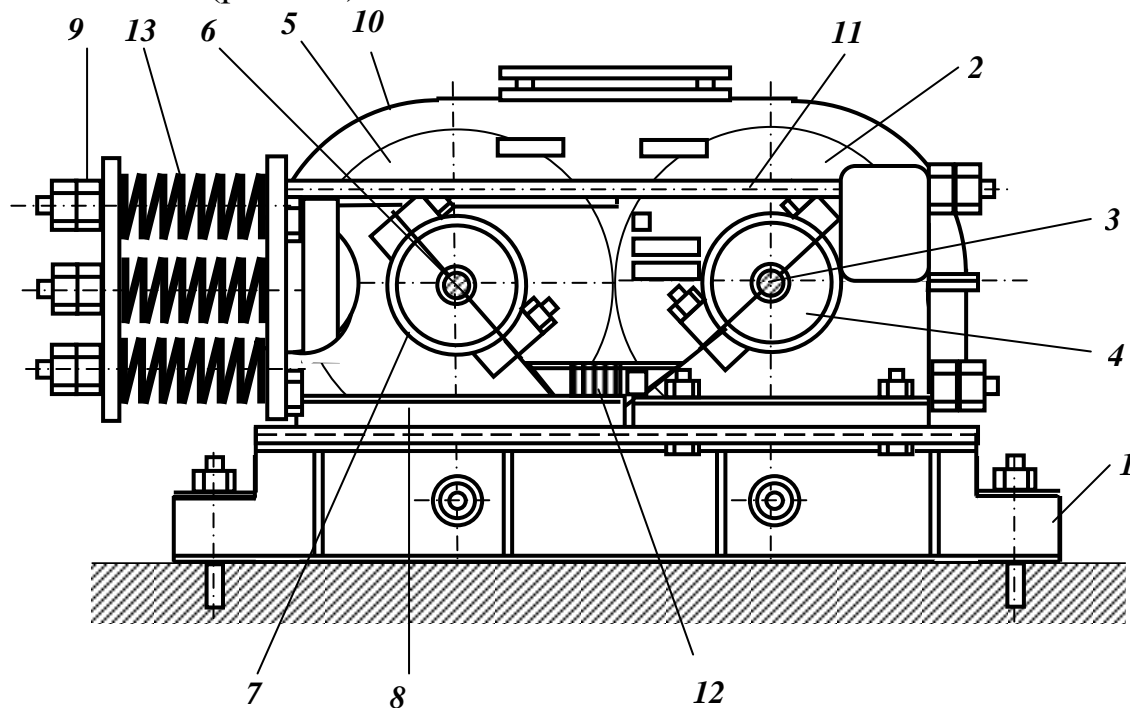


Рис. 1.8 – Валкова дробарка з гладкими валками.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

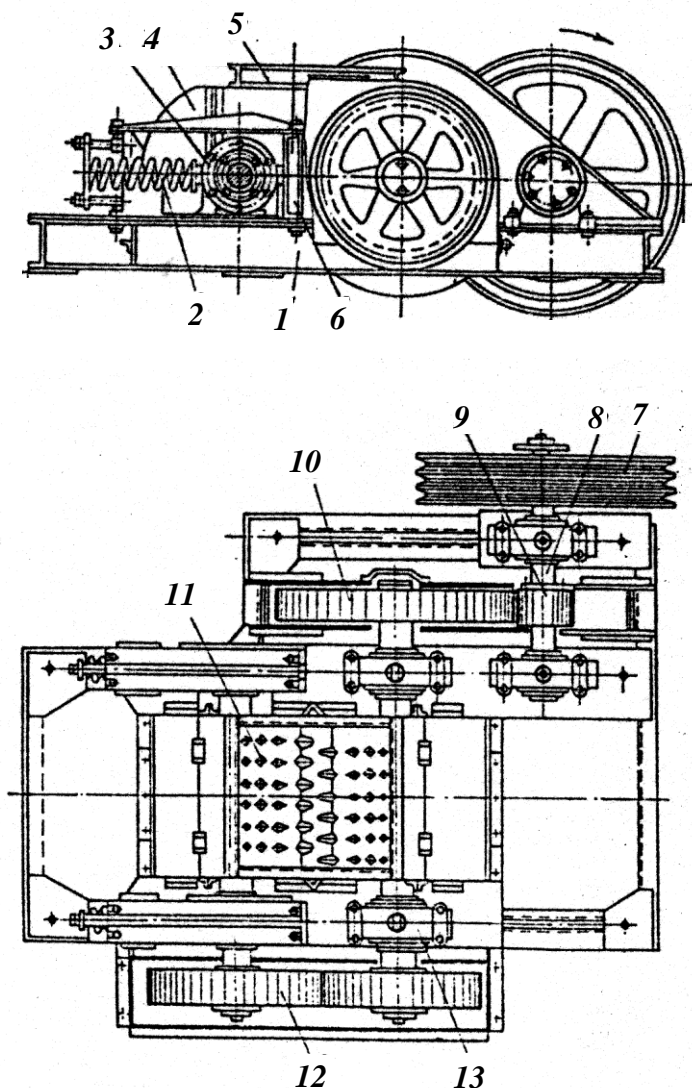


Рис. 1.9 – Двовалкова зубчата дробарка.

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

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

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

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

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

Двовалкові зубчаті дробарки працюють при ступені дроблення 4 – 6.

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

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

Технологічні характеристики валкових дробарок

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

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

Грудка матеріалу буде затягуватись у робочий простір між гладкими валками тільки у тому випадку, якщо кут захоплення буде не більше подвійного кута тертя ($\alpha \leq 2\varphi$). При постійній ширині щілини s між валками кут захоплення залежить від співвідношення між діаметром валків D і розміром грудок матеріалу, що дробиться d .

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

Так як коефіцієнт тертя гірської породи по сталі дорівнює 0,3, тобто $\operatorname{tg}\varphi = 0,3$ і $\varphi = 16^{\circ}42'$, то кут захоплення $\alpha = 33^{\circ}20'$ ($\cos\alpha = 0,831$).

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

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

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

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

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

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

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

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

- при діаметрі валків $D < 1000$ мм окружна швидкість $V \leq 5$ м/с;
- при діаметрі валків $D = 1500 \div 1800$ мм окружна швидкість $V \leq 7,5$ м/с.

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

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

$$Q = 60\pi n s l D k \delta, \text{ т/год}, \quad (1.24)$$

де n – частота обертання валків, хв^{-1} ; s – ширина щілини між валками, м; D і l – діаметр і довжина валків, м; k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту при виході з дробарки ($k = 0,1 - 0,3$); δ – густина вихідного матеріалу, т/м^3 .

Потужність електродвигуна валкових дробарок визначається за емпіричною формулою:

$$N = 10n l D, \text{ кВт}, \quad (1.25)$$

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

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

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

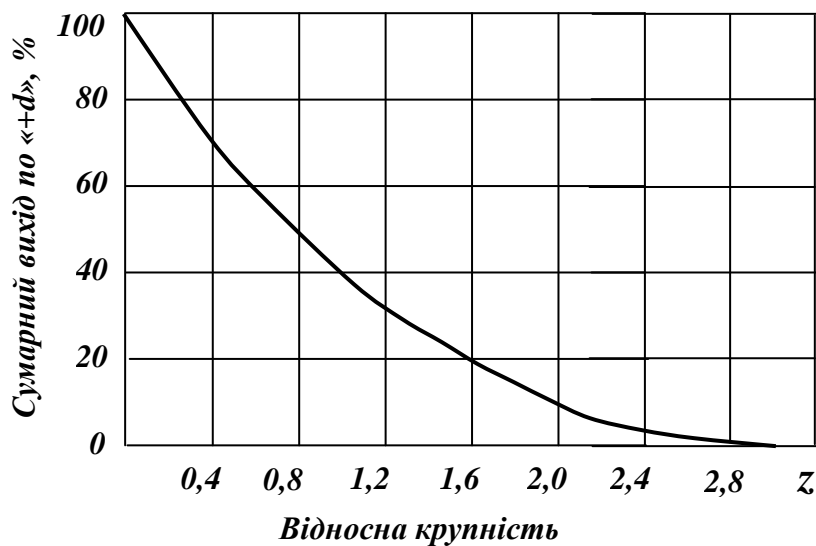


Рис. 1.10 – Типова характеристика крупності продуктів дроблення валкових дробарок (для руд середньої міцності).

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

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

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

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

Таблиця 1.15 – Технічні характеристики двовалкових дробарок з гладкими валками

Параметр	ДГ 400x250	ДГ 600x400	ДГ 1000x550	ДГ 1500x600	ДГР 600x400
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	600	1000	1500	600
довжина	250	400	550	600	400
Ширина щілини між валками, мм	2 – 12	2 – 14	4 – 18	4 – 20	10 – 30
Частота обертання валків, хв ⁻¹	148 – 275	134 – 187	63 – 112	24 – 76	175
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	20	30	50	75	60
Продуктивність, м ³ /год	1,4 – 15,6	3 – 29,4	12 – 53,5	13 – 65	8 – 25
Потужність електродвигуна, кВт	4	10	40	55	20
Маса дробарки, т	1,9	5,3	16,7	34,0	3,3

Таблиця 1.16 – Технічні характеристики двовалкових зубчатих дробарок

Параметр	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10	ДДЗ-16	ДДЗЕ- 15x12
Розмір валків, мм:					
діаметр	400	630	1000	1600	1500
довжина	500	830	1250	2000	1200
Ширина щілини між валками, мм	105	150	240	400	100
Частота обертання валків, хв ⁻¹	60	50	35	41	40
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	200	500	600	1000	900
Максимальна крупність дробленого продукту, мм	25; 50; 75; 100;125	50; 75; 100;	100; 125; 150; 300	200; 300	100
Продуктивність, т/год	20-100	125; 150	125-525	650-1000	150
Потужність електродвигуна, кВт	13	60- 150	40	250	2x55
Маса дробарки, т	4,3	20	23,5	107,6	31,4

1.2.4 Дробарки ударної дії

Конструкції дробарок ударної дії

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

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

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

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

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

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

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

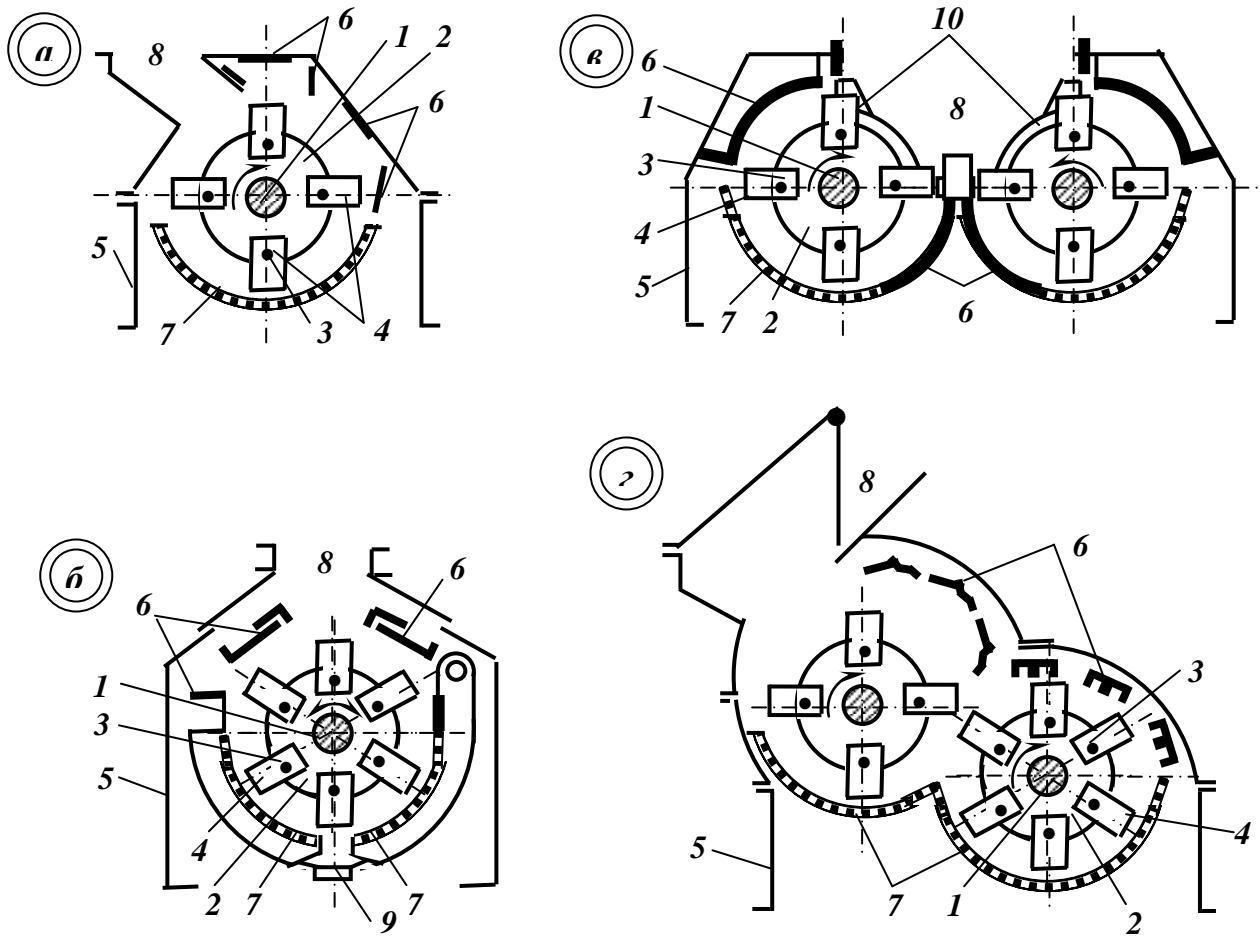


Рис. 1.11 – Схеми основних типів молоткових дробарок.

Однороторні: а – неререверсивна; б – реверсивна.

Двуроторні: в – паралельного дроблення; г – послідовного дроблення.

1 – горизонтальний вал; 2 – ротор; 3 – осі молотків; 4 – молотки; 5 – корпус дробарки; 6 – футерувальні плити; 7 – колосникова решітка; 8 – завантажувальна лійка; 9 – уловлююча камера; 10 – фігурні колосники.

Однороторна неререверсивна молоткова дробарка (рис. 1.12) типу М складається з таких основних вузлів: корпусу, ротора, відбійних плит і колосникової решітки.

Верхня 1 і нижня 2 частини корпусу роблять литими або зварними з прокатної чи листової сталі. Біля бокових стінок корпусу розташовані підшипники, в яких обертається вал 6 ротора 3. Ротор являє собою збірну конструкцію: на валу 6 жорстко закріплені диски, в кожному з них є шість отворів, крізь які пропущені стержні 5, що служать осями для шарнірно підвішених молотків 4.

Верхня частина корпусу футерується відбійними плитами 7. У нижній частині корпусу розташована колосникова решітка 8, яка займає 135 – 180° кола, що описується молотками. Вихідний матеріал руйнується ударами молотків, ударами об футеровочні плити, роздавлюванням і стиранням на

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

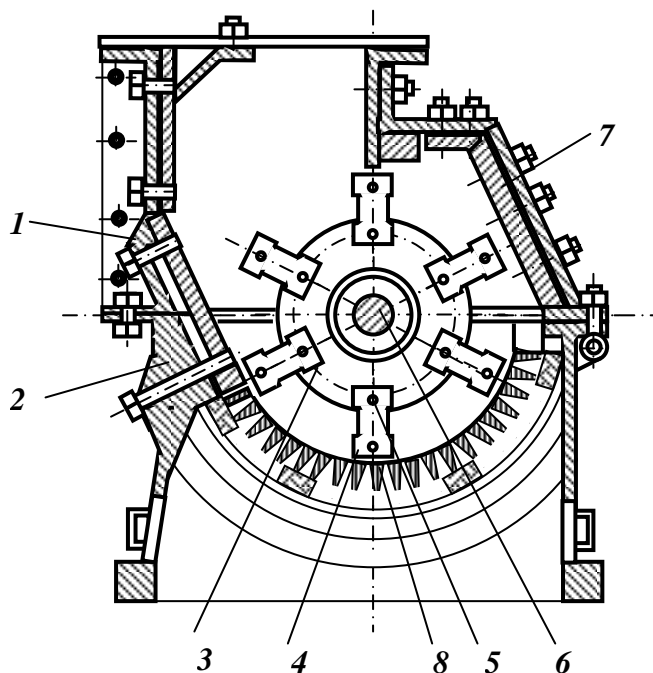


Рис. 1.12 – Однороторна нереверсивна молоткова дробарка.
 1 – верхня частина корпусу; 2 – нижня частина корпусу; 3 – ротор; 4 – молотки; 5 – осьові стержні; 6 – вал; 7 – футерувальні плити; 8 – колосникова решітка.

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

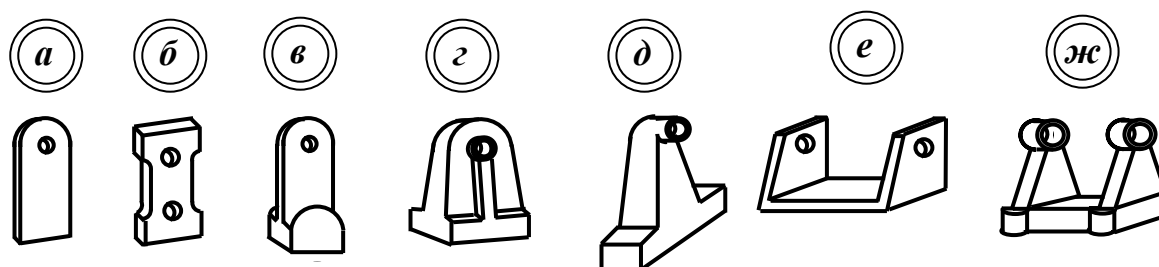


Рис. 1.13 – Форми молотків.

Молотки колосникового типу (рис. 1.13 а, б) застосовують при дробленні малоабразивних та м'яких порід, напр., вугілля. Деякі молотки мають два отвори, щоб можна було при зносі обох кінців молотка з одного боку перевернути його другим боком. Молотки з потовщенням на робочому

кінці (рис. 1.13 *в, з, д*) застосовують при дробленні міцних матеріалів середньої абразивності. Скобоподібні молотки (рис. 1.13 *е*) використовують при тих же умовах роботи, що й молотки колосникового типу. Посилена скобоподібна конструкція (рис. 1.13 *ж*) застосовується при дробленні міцних матеріалів. Молотки скобоподібної форми працюють більш ефективно ніж колосникові, але експлуатація дробарок у цьому випадку є складнішою, тому що при їхньому нерівномірному зносі порушується зрівноваженість дробарки.

Шарнірне кріплення молотків дозволяє уникати поломок при потраплянні у робочий простір дробарки предметів, що не дробляться, тому що у цьому випадку молотки відхиляються на деяких кут.

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

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

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

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

Для уловлювання металевих та інших предметів, що потрапили у дробарку випадково, передбачена уловлювальна камера **9**, яка розвантажується періодично.

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

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

Молоткова двороторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 1.11 *в*) та обертанням роторів назустріч один одному. Вихідний матеріал подається у завантажувальну лійку **8**, яка створена торцевими стінками корпусу **5** дробарки і фігурними колосниками **10**. При обертанні

роторів 2 вільно підвішені молотки 4 проходять у зазори між фігурними колосниками 10 і дроблять грудки матеріалу. Дроблений продукт падає на решітки під роторами, де він дробиться остаточно і розвантажується під дробарку. Вал 1 кожного ротора обертається через клинопасову передачу від окремого електродвигуна. Приводні шківни обваженені і служать також, як маховики. Додатково на вільних кінцях валів роторів також насаджені маховики для вирівнювання ходу дробарки.

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

Молоткова двороторна дробарка з послідовним розташуванням роторів (рис. 1.11 г) складається із зварного корпусу 5, роторів 2 і колосникових решіток 7, що розташовані під роторами. Верхній і нижній ротори з молотками 4 обертаються в одному напрямку. Над кожним ротором розміщені відбійні плити 6, які переміщують при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється через клинопасову передачу від одного електродвигуна. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно із завантажувальної лійки 8, наносяться удари молотками верхнього ротора. Грудки частково розколюються, відкидаються на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари молотків верхнього або нижнього ротора. Нижній ротор ударяє по грудках, відкидає їх на свої відбійні плити і проштовхує матеріал на нижню колосникову решітку. Зона між двома роторами є місцем найбільш інтенсивного дроблення. Дроблений продукт розвантажується крізь щілини колосникових решіток. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між молотками і відбійними плитами, а також між молотками і колосниковими решітками.

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

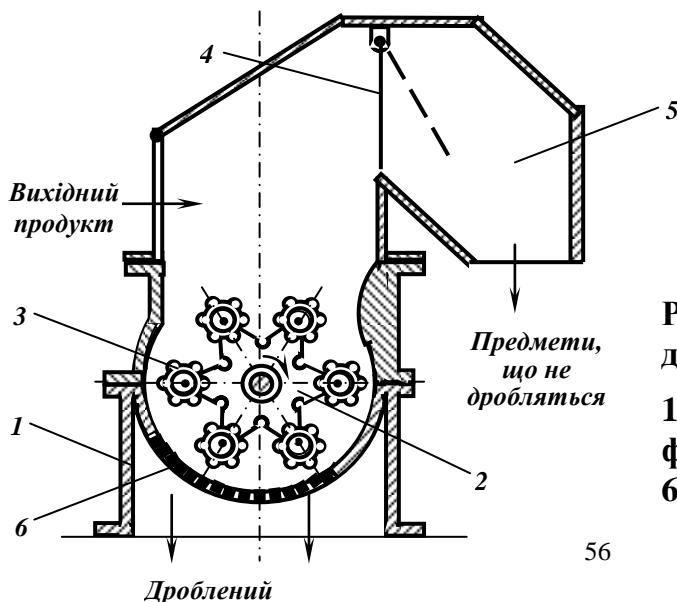


Рис. 1.14 – Схема молоткової дробарки СМД-135.

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

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

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

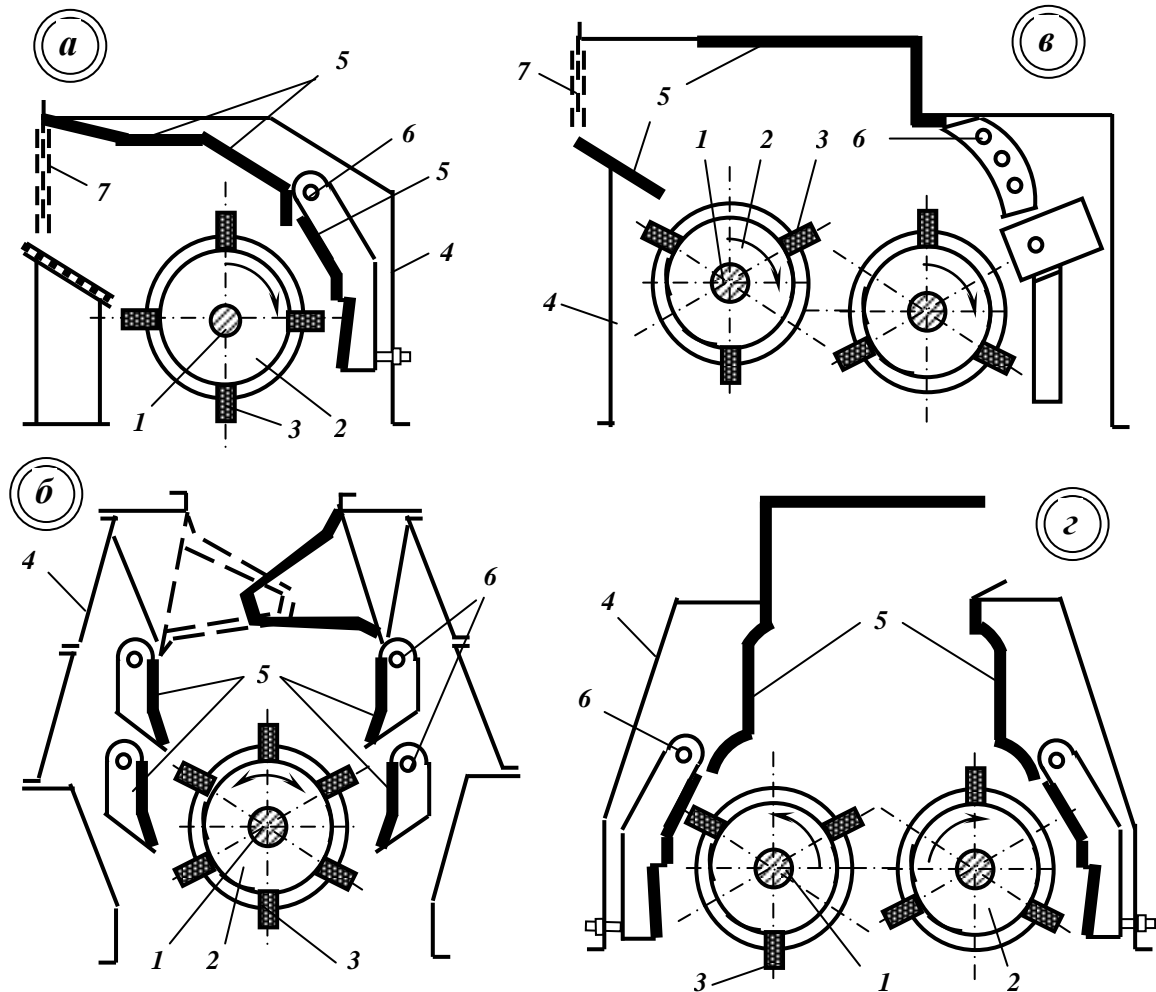


Рис. 1.15 – Схеми основних типів роторних дробарок.

Однороторні: а – нереверсивна; б – реверсивна.

Двуроторні: в – послідовного дроблення; г – паралельного дроблення.

1 – горизонтальний вал; 2 – масивний ротор; 3 – била; 4 – корпус дробарки; 5 – відбійні плити; 6 – осі підвісу відбійних плит; 7 – ланцюгові штори.

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

утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футеровку, грудки руйнуються і знову потрапляють на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

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

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

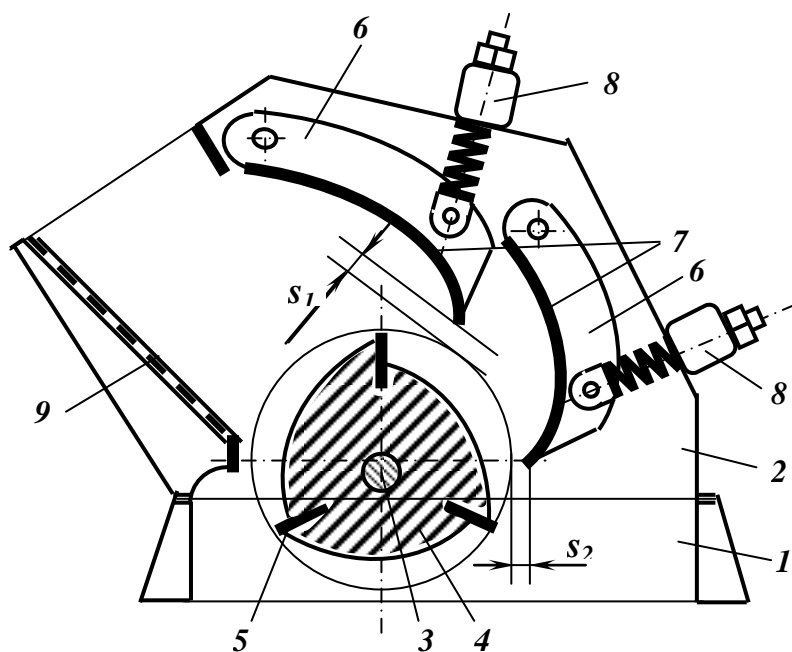


Рис. 1.16 – Однороторна дробарка крупного дроблення.

1 – основа корпусу; 2 – верхня частина корпусу; 3 – вал; 4 – ротор; 5 – била; 6 – відбійні плити; 7 – футерувальні плити; 8 – регулювальний пристрій; 9 – решітка.

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

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

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

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

Двороторна дробарка з паралельним розташуванням роторів (рис. 1.15 г) складається із зварного корпусу 4, усередині якого розташовані два ротора 2, що обертаються у протилежних напрямках. Над кожним ротором розміщені відбійні плити 5, які переміщують при регулюванні дробарки. Привод обох роторів здійснюється через клинопасову передачу від двох електродвигунів. При роботі дробарки по грудках матеріалу, що надходить рівномірно і безперервно наносяться удари билами роторів. Грудки частково розколюються, відкидаються кожним ротором на відбійні плити, відбиваються від них і знов потрапляють під удари бил. Дроблений продукт розвантажується крізь вихідні щілини дробарки. Крупність дробленого продукту регулюється зміною зазорів між билами і відбійними плитами.

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

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

Технологічні характеристики дробарок ударної дії

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

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

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

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

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

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

У роторних дробарках висота била звичайно менше $0,6D_{\max}$, тому не усі грудки, що досягли тіла ротора потрапляють під центральний удар. Для

підвищення частоти ударів і, відповідно, ефективності ударного дроблення, встановлюють відбивальні плити або решітки, які втримують ці грудки у дробарці до тих пір, поки вони не потраплять під центральний удар.

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

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

- для молоткових дробарок:

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

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

- для роторних дробарок крупного дроблення:

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

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

- для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

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

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

- для молоткових дробарок:

$$L = (0,7 \div 1,5)D_p; \quad (1.30)$$

- для роторних дробарок крупного дроблення:

$$L = 0,8D_p; \quad (1.31)$$

- для роторних дробарок середнього і дрібного дроблення:

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

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

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

– молоткових дробарок:

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

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

– роторних дробарок:

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

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

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

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

Потужність електродвигуна молоткових і роторних дробарок визначається за емпіричними формулами:

– молоткових дробарок:

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

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

– роторних дробарок:

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

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

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

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

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

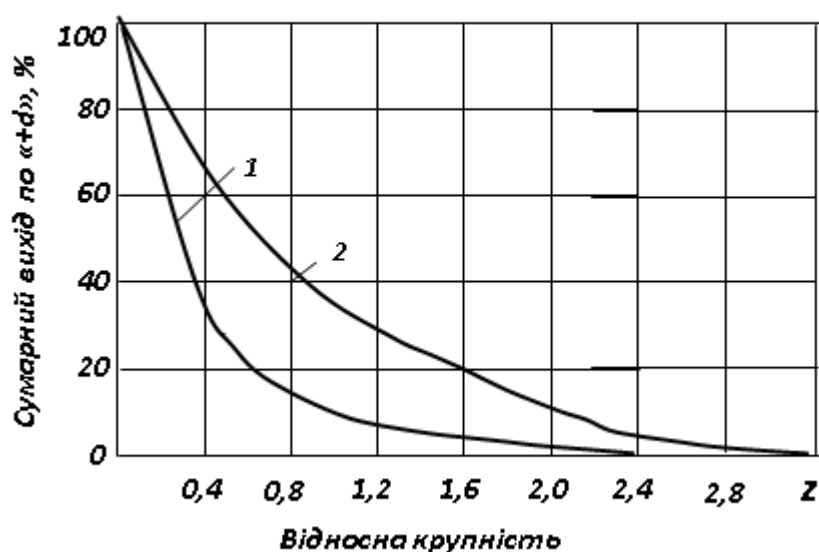


Рис. 1.17 – Типові характеристики крупності продуктів дроблення молоткових і роторних дробарок (для руд середньої міцності).

1 – дроблений продукт роторної дробарки;

2 – дроблений продукт молоткової дробарки.

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

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

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

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

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

Таблиця 1.18 – Технічні характеристики молоткових однороторних дробарок

Параметр	Дробарки нереверсивні				Дробарки реверсивні	
	М 6-4Б	М 8-6Б	М 13-16В	М 20-30Г	ДМРЕ 10x10	ДМРІЕ 14,5x13
Розміри ротора, мм:						
діаметр	600	800	1300	2000	1000	1450
довжина	400	600	1600	3000	1000	1300
Частота обертання ротора, хв ⁻¹	1250	1000	735	600	750-1500	750-1000
Ширина вихідної щілини решітки, мм	25	13	10	20	3 – 5	3 - 5
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	150	250	400	600	80	80
Продуктивність, т/год	12-15	18-24	150-200	900-1200	100	250
Потужність електродвигуна, кВт	17	55	200	1250	250	500
Габарити, мм:						
довжина	1100	1350	2385	8865	3931	4943
ширина	1031	1360	2750	3800	2632	3320
висота	1150	1250	1900	3100	1802	2270
Маса дробарки, т	1,15	2,7	11,0	60,0	8,3	18,9

Таблиця 1.19 – Технічні характеристики роторних дробарок

Параметр	ДРК 8x6	ДРК 12x10	ДРК 16x12	ДРК 20x16	ДРС 20x16	ДРС 12x12
Розміри ротора, мм:						
діаметр	800	1250	1600	2000	2000	1200
довжина	630	1000	1200	1600	1600	1200
Окружна швидкість бил ротора, м/с	20-35	20-35	20-35	20-35	20-28,8	20-28,8
Ширина вихідної щілини решітки, мм	16-160	25-250	22-320	40-400	16-200	20-250
Найбільший розмір грудок у живленні, мм	400	600	800	1100	300	375
Продуктивність, м ³ /год	55	125	200	370	125	200
Потужність електродвигуна, кВт	40	110	160	250	122	200
Габарити, мм:						
довжина	2500	3200	4200	5600	3400	2700
ширина	1700	2350	2900	3600	3200	2800
висота	2150	2800	3500	4400	2800	2100
Маса дробарки, т	6	15	30	68	18	10

1.2.5 Дробарки барабанні

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

Вибірковість дроблення оцінюється коефіцієнтом :

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

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

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

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

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

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

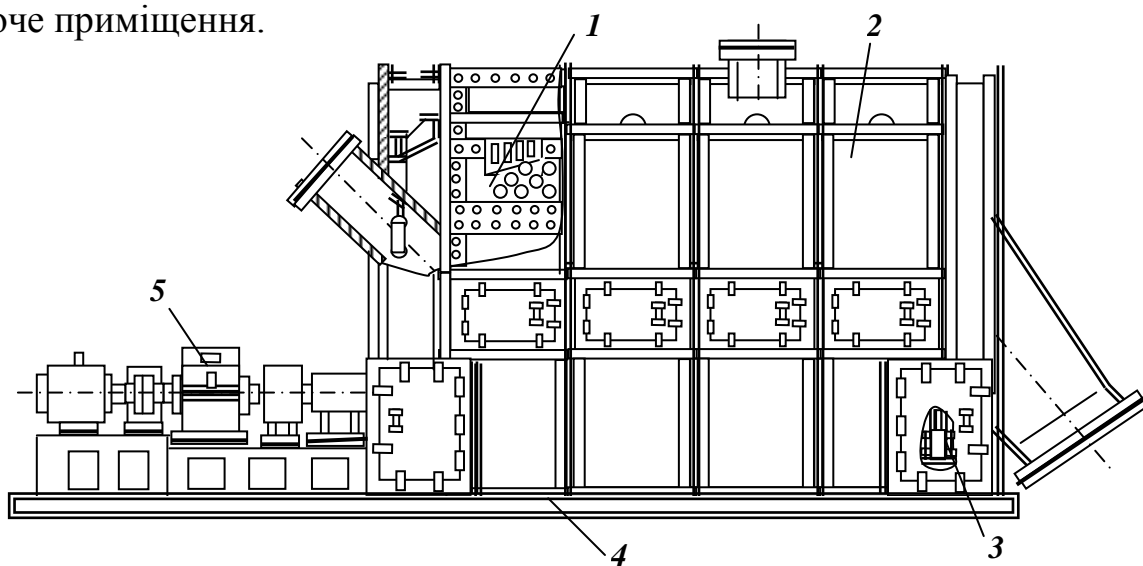


Рис. 1.18 – Барабанна дробарка ДБ-28.

1 – барабан; 2 – захисне огороження; 3 – опорні ролики; 4 – рама; 5 – привод.

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

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

Продуктивність барабанних дробарок розраховується за формулою:

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

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

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

Таблиця 1.20 – Технічні характеристики грохотів-дробарок типу ДБ

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

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

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

1.2.6 Експлуатація дробарок

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

Загальні умови експлуатації дробарок

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

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

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

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

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

Особисті умови експлуатації дробарок

Щоківі дробарки

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

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

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

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

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

Конусні дробарки

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Безперебійна робота конусних дробарок середнього і дрібного дроблення забезпечується систематичними планово-попереджувальними

ремонтами і оглядами. Періодичність між ремонтами в годинах експлуатації обладнання: технічний огляд – 540, поточний ремонт I – 1620, поточний ремонт II – 6480, капітальний ремонт – 25920.

Валкові дробарки

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

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

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

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

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

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

Дробарки ударної дії

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

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

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

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

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

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

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

1.3 Млини

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

1.3.1 Барабанні млини

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

Подрібнюваність – параметр, що характеризує здатність мінеральної сировини до руйнування у стержневих, кульових, струминних млинах, млинах самоподрібнення, дезінтеграторах тощо. Цей параметр призначений для визначення продуктивності млинів промислових типів. Подрібнюваність визначають при технологічній оцінці сировини, а також при розробці і проектуванні технології для нових промислових об'єктів.

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

Розрізняють такі млини:

- барабанні або гравітаційні (кульові, стержневі, роликові, самоподрібнення),
- відцентрові, вібраційні (інерційні, гіраційні);
- маятникові (вихрові, аеробильні, молоткові, пальцеві);
- струменеві, колоїдні та ін.

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

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

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

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

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

У залежності від способу розвантаження подрібненого продукту 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.

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

Стержневий млин з центральним розвантаженням (рис. 1.19) складається з циліндричного барабана **1** із торцевими кришками **2** і **14**. Барабан і кришки футерують з середини сталевими плитами **8** і **10**. Торцеві

кришки мають пустотілі цапфи **3** і **13**, за допомогою яких барабан опирається на корінні підшипники **6** і **11**. Обертання барабана передається від електродвигуна через вінцеву шестерню **9**, закріплену на барабані.

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

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

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

Для завантаження млинів застосовуються равликові, барабанні і комбіновані живильники.

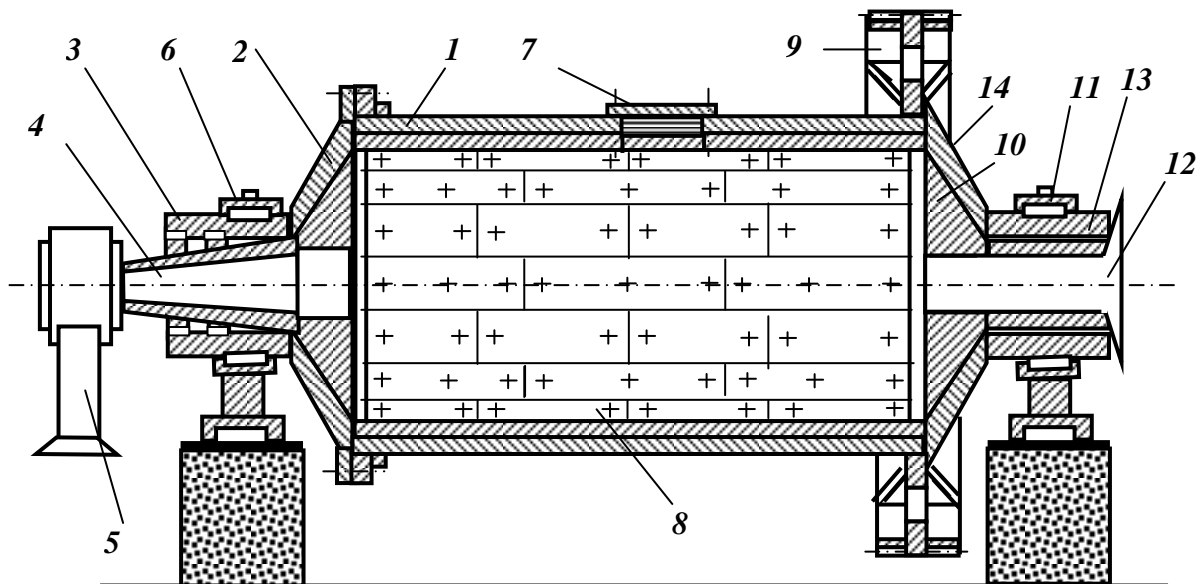


Рис. 1.19 – Стержневий млин з центральним розвантаженням.

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

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

Равликові живильники виготовлюються одно-, дво- і тричерпаковими. Поперечний перетин між спіралями живильника –

прямокутний і має достатній розмір для проходження куль максимального діаметра.

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

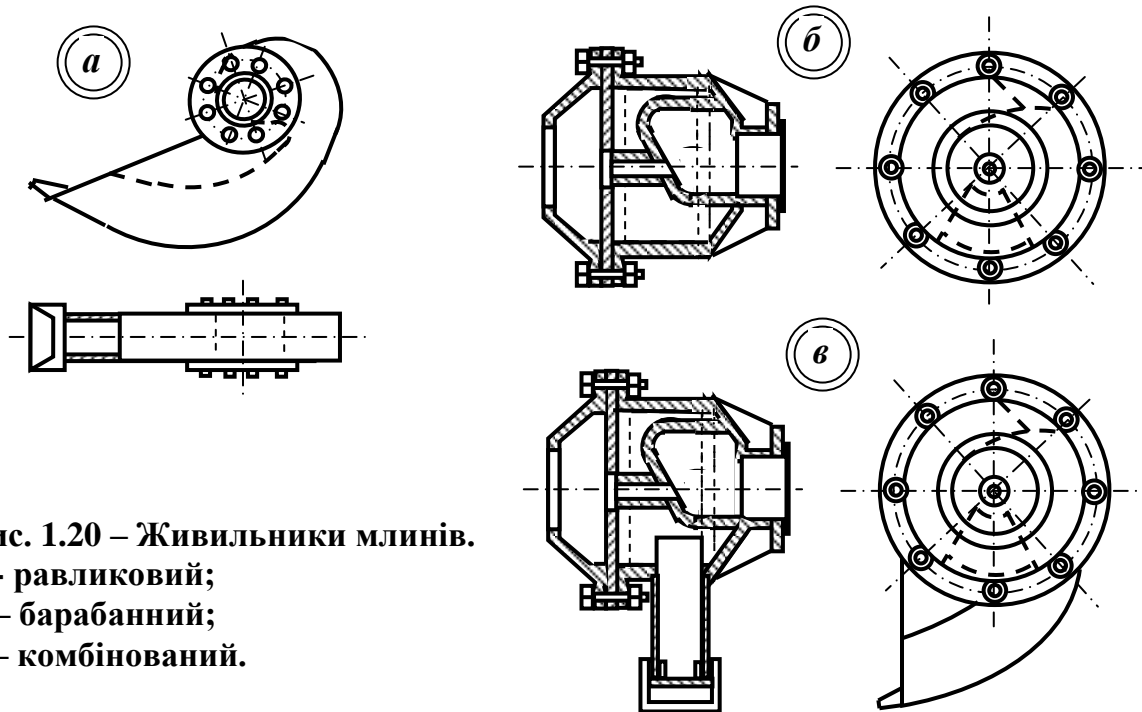


Рис. 1.20 – Живильники млинів.
а - равликовий;
б – барабаний;
в – комбінований.

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

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

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

Конструкція футерувальних плит барабана (рис. 1.21) повинна допускати легку їхню установку і заміну. Змінні броньові плити виготовляються із зносостійких матеріалів (легованого чавуну,

марганцевистої і хромистої сталі). Товщина футерувальних плит приймається від 50 мм (для млинів малих розмірів) до 150 мм (для млинів великих розмірів). Від товщини і профілю футерувальних плит залежить характер руху подрібнювальних тіл, (висота підйому і коефіцієнт ковзання по футеровці), робочий об'єм барабана млина, знос футеровки, продуктивність млина, витрата електроенергії і подрібнювальних тіл.

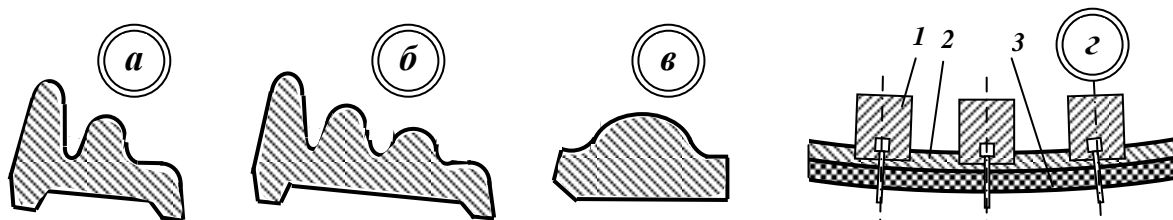


Рис. 1.21 – Профілі футерувальних плит:

***a* – ребриста типу «Норильск-III»; *b* – ребриста типу «Норильск-IV»;**

***в* – хвилястого типу; *г* – гумова типу «Скега».**

1 – ліфтери; 2 – плити; 3 – сектори решітки.

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

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

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

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

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

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

Питома витрата куль у млині з гумовою футеровкою менша, а продуктивність вища, ніж у млинів із сталюю футеровкою. Інші переваги

млинів з гумовою футеровкою: менша трудомісткість монтажу, більша герметичність, менший рівень шуму.

Футеровка цапф гладенька або спіральна. Напря́м спіралі завантажувальної цапфи повинен сприяти просуванню вихідного матеріалу у млин, а розвантажувальної цапфи – поверненню у млин куль і крупного матеріалу.

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

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

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

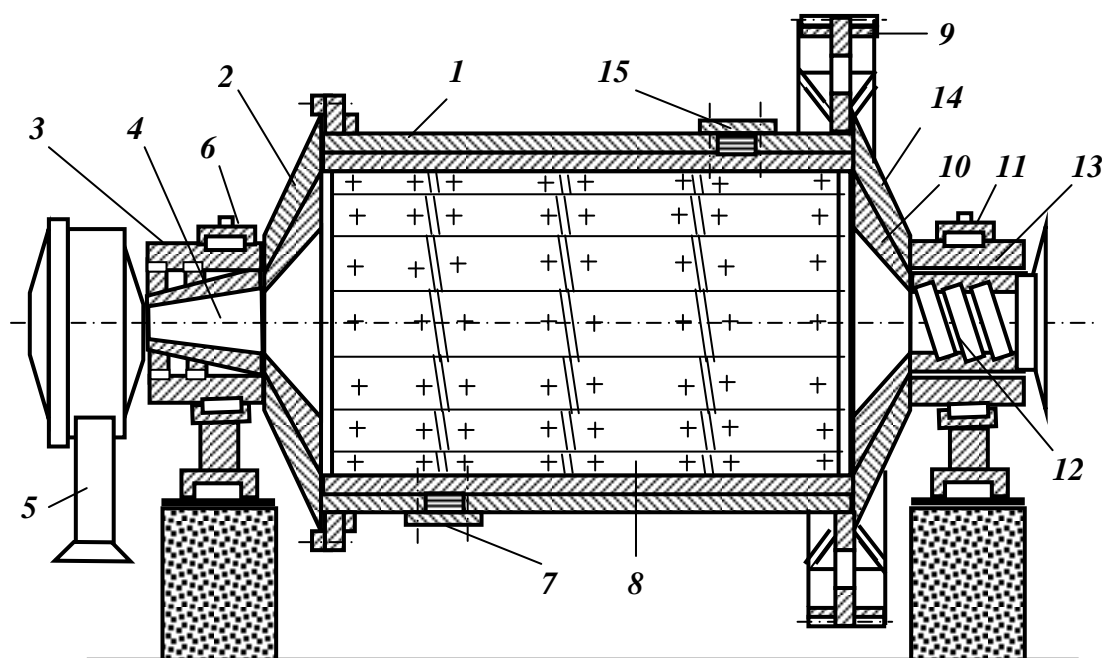


Рис. 1.22 – Кульовий млин з центральним розвантаженням.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

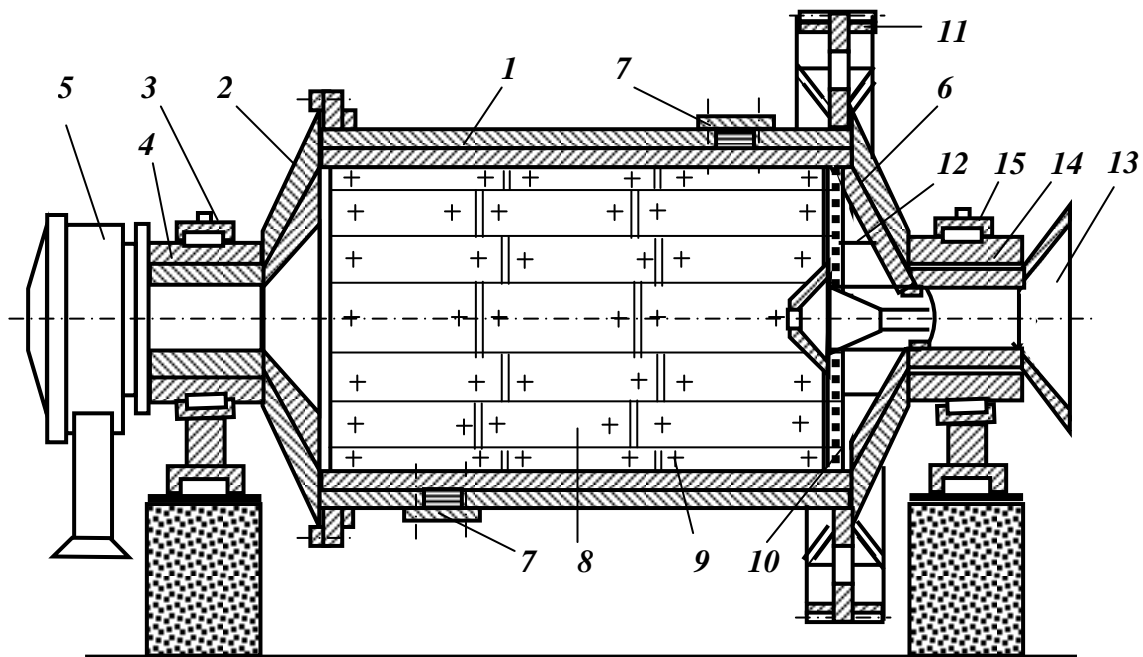


Рис. 1.23 – Кульовий млин з розвантаженням через решітку.

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

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

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

головним чином у результаті ударів подрібнювальних тіл і частково стиранням і роздавлюванням.

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

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

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

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

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

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

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

Таблиця 1.21 – Технічні характеристики стержневих млинів з центральним розвантаженням

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

81

Таблиця 1.22 – Технічні характеристики кульових млинів з центральним розвантаженням

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

Таблиця 1.23 – Технічні характеристики кульових млинів з розвантаженням через решітку

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

1.3.2 Млини самоподрібнення

Сутність процесу самоподрібнення полягає у тому, що великі грудки руди у млині, подрібнюючись самі, у той же час подріблюють більш дрібні грудки. Крупні грудки при цьому виконують роль подрібнювального середовища (куль або стержнів), а дрібні грудки – матеріалу, що подрібнюється.

Розрізняють такі процеси самоподрібнення:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

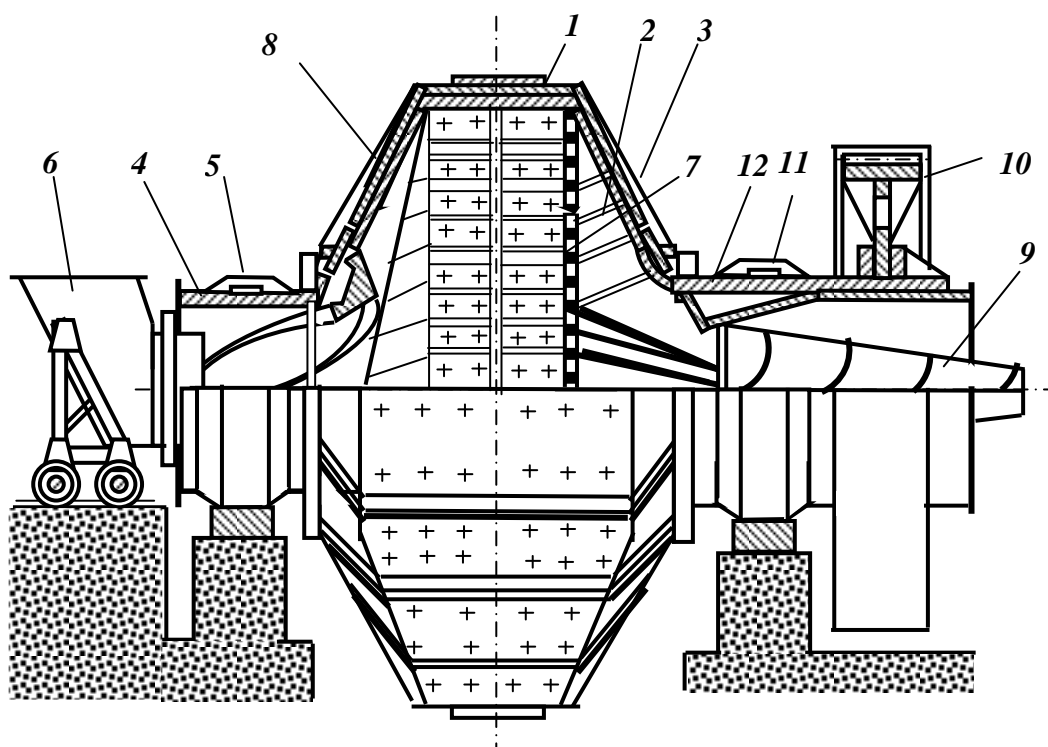


Рис. 1.24 – Млин мокрого самоподрібнення типу «Каскад».

1 – барабан; 2 – ліфтери; 3, 8 – торцеві кришки; 4 – завантажувальна цапфа; 5, 11 – підшипники; 6 – завантажувальний пристрій; 7 – решітка; 9 – бутара; 10 – вінцева шестерня; 12 – розвантажувальна цапфа.

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

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

Футеровка барабана складається з броньових плит і ліфтерів *2*, футеровка торцевих стінок складається з двох рядів плит. Кріплення плит

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

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

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

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

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

За конструкцією млин сухого самоподрібнення (рис. 1.25) аналогічний млину типу ММС.

Млин сухого самоподрібнення являє собою короткий барабан 1 великого діаметра (5,5 – 11 м). На внутрішній поверхні вздовж твірної барабана на деякій відстані один від одного закріплені балки-ребра 2, які при обертанні барабана піднімають грудки матеріалу.

Після підйому на деяку висоту грудки матеріалу падають і розбиваються при ударі об ребра, одночасно вони подрібнюють матеріал, що знаходиться унизу. На торцевих кришках 3 барабана закріплені кільця 4 трикутного перетину. Призначення кілець – направляти грудки матеріалу у середину барабана для запобігання сегрегації матеріалу у робочому просторі

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

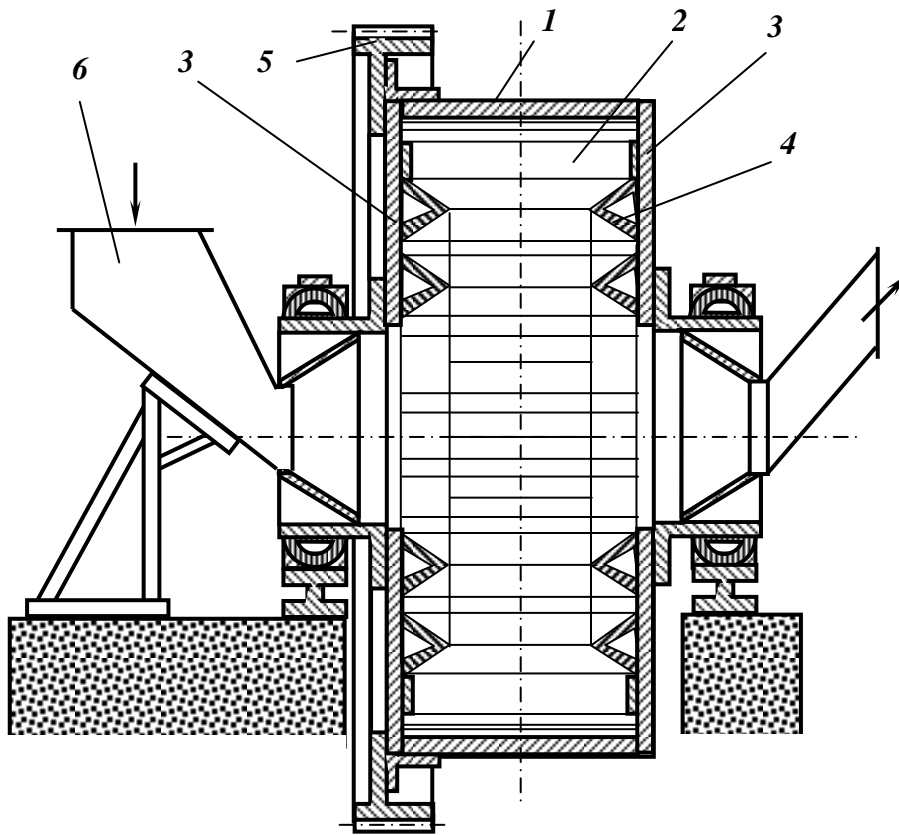


Рис. 1.25 – Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол».
1 – циліндричний барабан; 2 – ребра; 3 – торцеві кришки; 4 – кільця;
5 – вінцева шестерня; 6 – завантажувальний пристрій.

Млин сухого самоподрібнення типу «Аерофол» працює у замкненому циклі з класифікаційними апаратами. Повітряний потік, що створюється вентилятором, проходить через млин і класифікаційні апарати (сепаратор і циклони). Подрібнений матеріал виноситься повітряним потоком з барабана через розвантажувальну цапфу.

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

Осаджені у класифікаторі і циклонах продукти класифікуються у відцентровому сепараторі. Дрібний (готовий) продукт надходить з

сепаратора на збагачення, а крупний (циркулюючий) повертається у млин на додаткове подрібнення.

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

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

Розрізняють первинне і вторинне рудногалькове самоподрібнення.

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

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

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

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

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

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

Таблиця 1.24 – Технічні характеристики рудних і рудногалькових млинів мокрого самоподрібнення

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

1.3.3 Нетрадиційні конструкції подрібнювальних машин

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

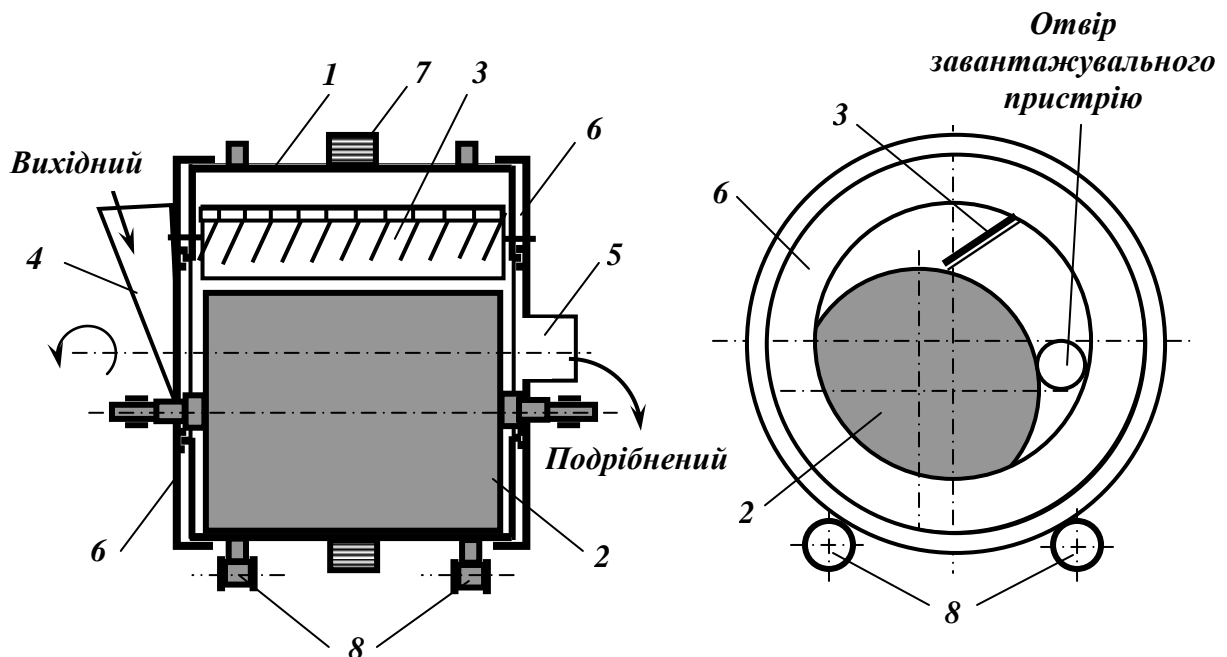


Рис. 1.26 – Схема барабанно-валкового млина.

1 – барабан; **2** – валок; **3** – скидальний пристрій; **4** – завантажувальний пристрій; **5** – розвантажувальний пристрій; **6** – торцеві кришки; **7** – вінцева шестерня; **8** – котки.

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

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

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

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

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

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

Таблиця 1.25 – Технічна характеристика барабанно-валкових млинів

Параметр	МБВ- 1800x1600	МБВ- 2400x2100	МБВ- 3600x3400
Внутрішній розмір барабана (без футеровки), мм:			
діаметр	1800	2400	3600
довжина	1600	2100	3400
Номінальний об'єм барабана, м ³	4,1	9,5	36,6
Частота обертання барабана, хв ⁻¹	57,6	42,2	35,6
Продуктивність, т/год	15 – 20	30 – 35	100
Потужність електродвигуна, кВт	400	630	1800
Габарити, мм:			
довжина	–	6500	–
ширина	–	5200	–
висота	–	4100	–
Маса, т	31,7	49,6	87,0

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

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

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

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

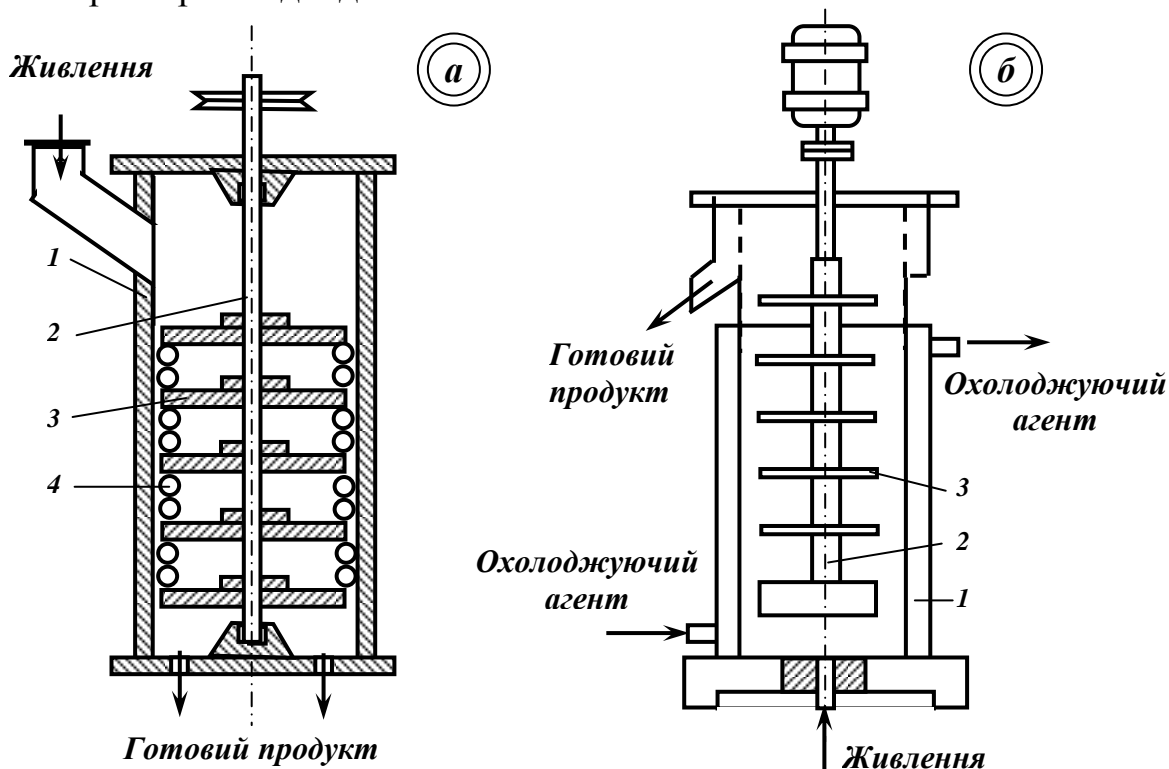


Рис. 1.27 – Схеми відцентрових млинів:

а – багатокамерний; *б* – бісерний.

1 – барабан; 2 – ротор-вал; 3 – водило; 4 – ролики.

Інерційний вібраційний млин (рис. 1.28) складається з барабана *1*, який опирається на пружини *3*. Барабан завантажується кулями на 80 – 90 % об'єму. У барабані на підшипниках *6* встановлений дебалансний вал *2*, який приводиться у рух від електродвигуна *4*. Для виключення передачі вібрацій від барабана до електродвигуна застосовується гнучка муфта *5*.

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

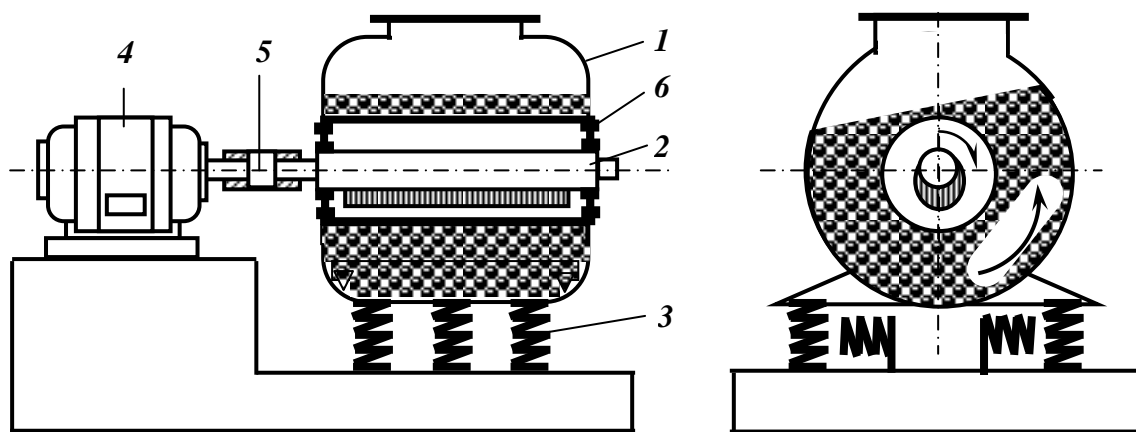


Рис. 1.28 – Схема інерційного вібраційного млина.

**1 – барабан; 2 – дебалансний вал; 3 – пружини; 4 – електродвигун;
5 – гнучка муфта; 6 – підшипники.**

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

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

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

Матеріал, що подрібнюється, постійно переміщується в камері подрібнення. Інтенсивний вібраційний вплив на шар матеріалу сприяє постійній інтенсивній переорієнтації частинок одна відносно одної в

робочій зоні, що підвищує імовірність руйнування усіх слабких зон в об'ємі кожної частинки. За цикл переміщення частинка мінералу змінює орієнтацію по відношенню до сусідніх частинок, тим самим створюються умови для примусового самоподрібнення: частинка з малими дефектами структури (більш міцна) руйнує сусідню з більшими дефектами структури. При цьому також прискорюється видалення дріб'язку, який накопичується між частинками, що, в свою чергу, обумовлює зменшення витрат енергії і зниження переподрібнення матеріалу.

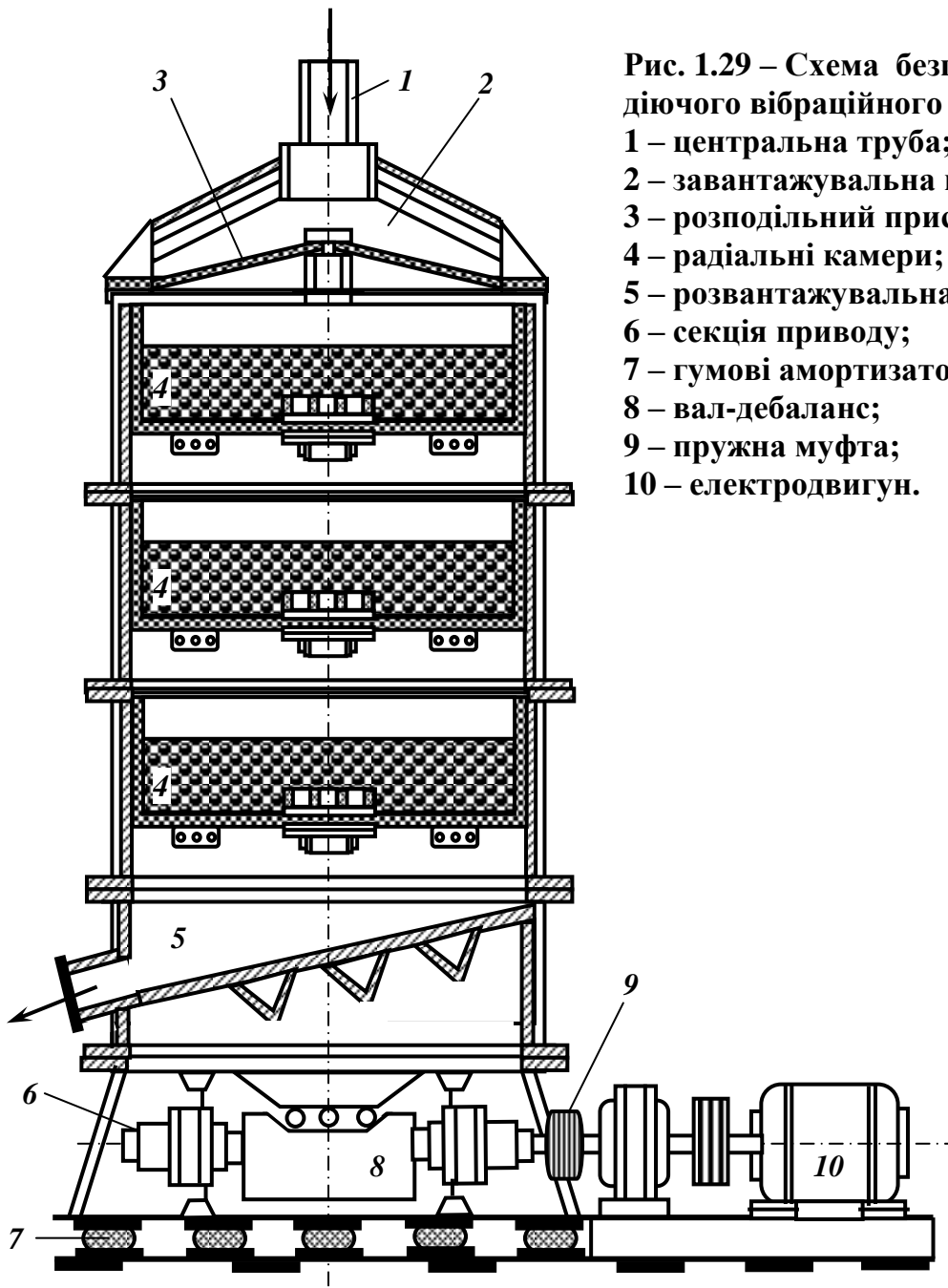


Рис. 1.29 – Схема безперервно діючого вібраційного млина.

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

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

за крупністю ніж барабаних млинів. Вібраційні млини можна використовувати для подрібнення таких матеріалів, які не подрібнюються у барабаних млинах (напр., слюди).

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

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

- при зміні крупності живлення змінюється крупність подрібненого продукту;

- непридатність для подрібнення в'язких матеріалів;

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

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

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

Схема варіанта установки газоструминного подрібнення наведена на рис. 1.30.

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

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

подрібнення. При цьому швидкість зустрічі зерен інколи перевищує звукову.

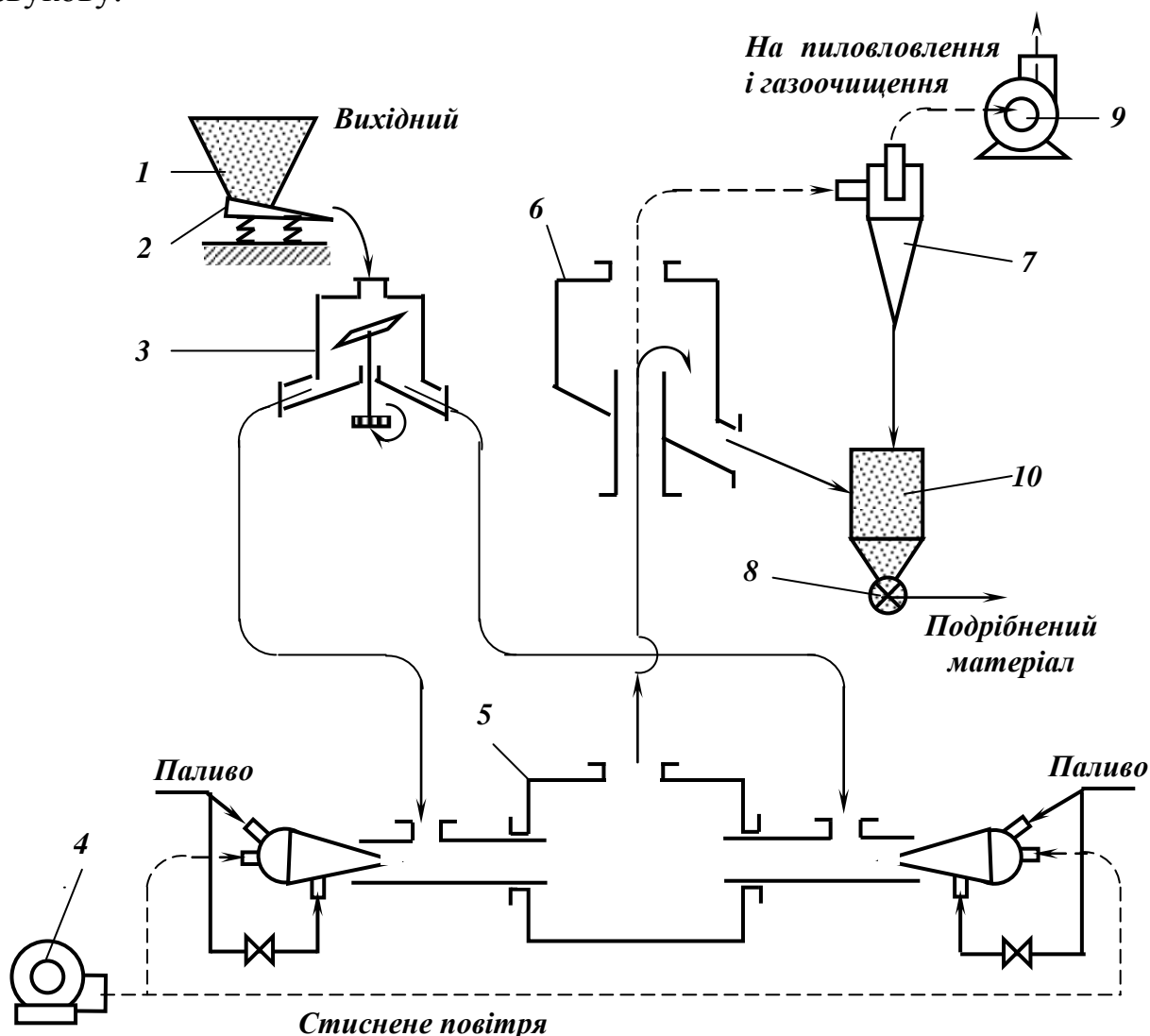


Рис. 1.30 – Схема установки газоструминного подрібнення.

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

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

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

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

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

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

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

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

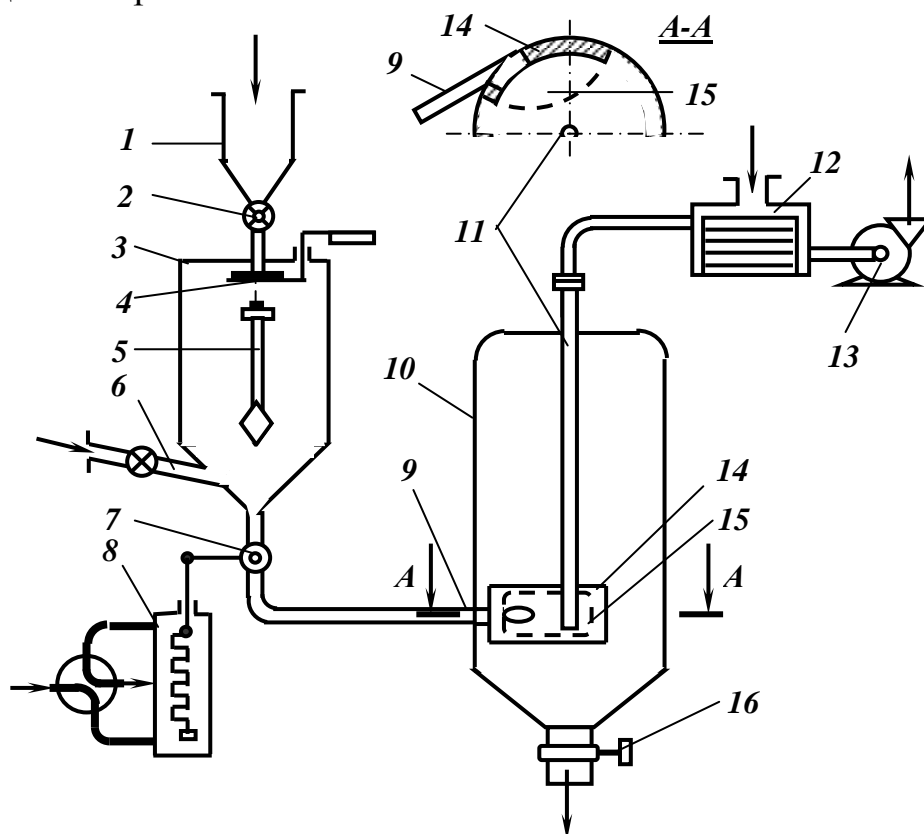


Рис. 1.31 – Схема установки вибухово-струминного подрібнення.
 1 – завантажувальна лійка; 2 – клапан; 3 – камера стиску; 4 – затвор; 5 – спеціальний механізм; 6 – труба; 7 – швидкодіючий клапан; 8 – автоматичний пристрій; 9 – трубопровід-сопло; 10 – камера низького тиску; 11 – вихлопна труба; 12 – конденсатор;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

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

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

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

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

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

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

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

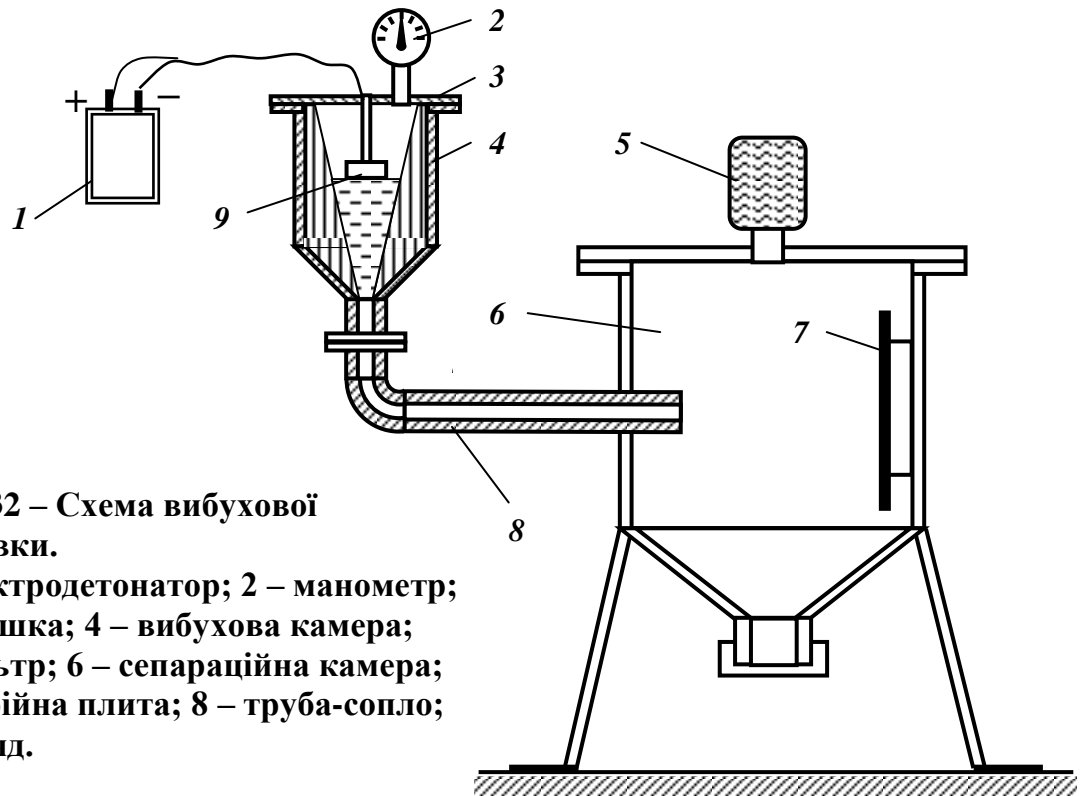


Рис. 1.32 – Схема вибухової установки.

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

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

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

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

1.3.4 Показники роботи барабаних млинів

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

Механічний режим роботи барабанного млина характеризують два основних показника:

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

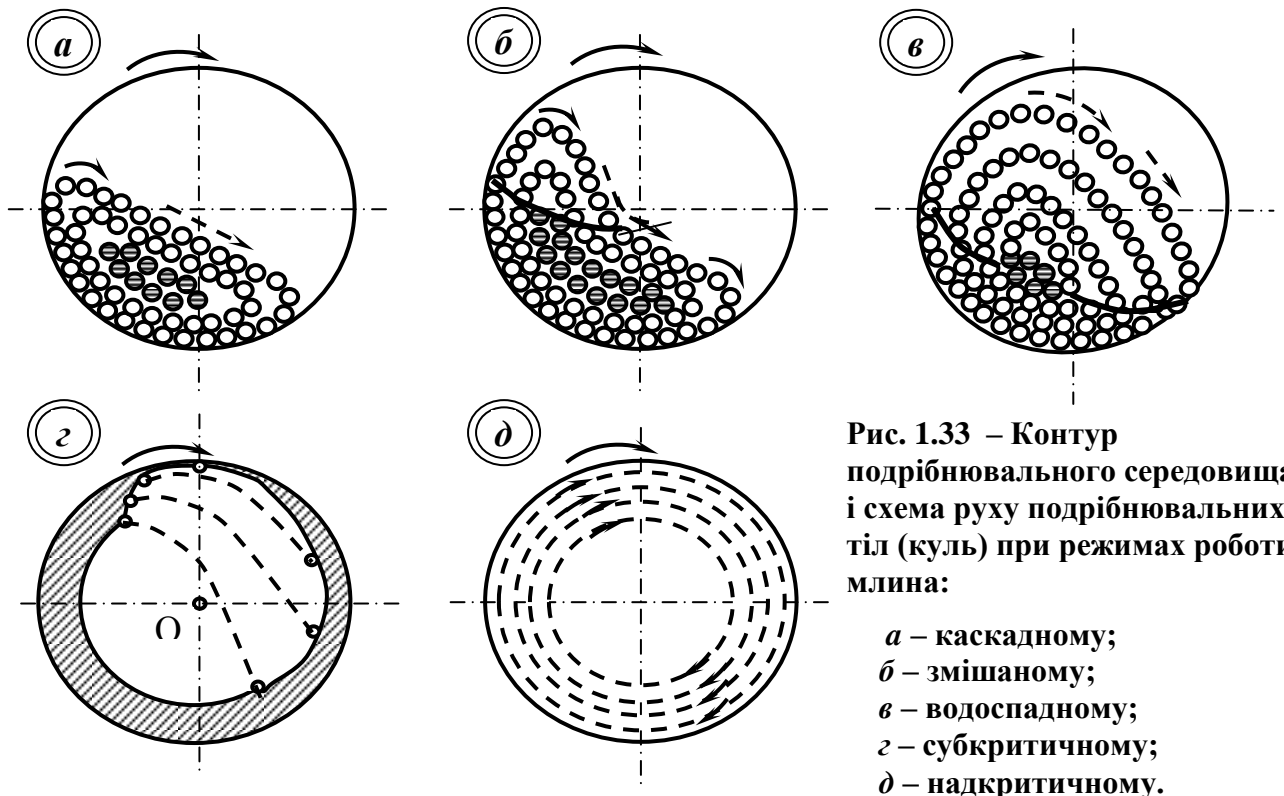
$$\psi = n/n_{кр}; \quad (1.43)$$

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

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

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

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



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

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

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

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

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

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

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

У залежності від матеріалу подрібнювальних тіл розрізняють *металеve і неметалеve подрібнювальне середовище*, а у залежності від форми металевих тіл кульові, стержневі і цильпесні млини.

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

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

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

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

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

Для компенсації зносу подрібнювальних тіл застосовується два способи довантаження:

- регулярне – довантаження найбільш крупними подрібнювальними тілами (кулями, стержнями, рудною галькою) одного розміру;
- раціональне – довантаження подрібнювальними тілами різних розмірів, при дотриманні визначеного співвідношення між масами тіл різних розмірів.

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

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

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

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

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

Розрідженість являє собою відношення маси рідкого до маси твердого у деякому об'ємі пульпи (Р:Т). Розрідженість показує скільки кубічних метрів (або тонн) води припадає на 1 т твердого. Практично розрідженість пульпи у млині коливається у широких межах – від 0,2 до 2 м³/т. Однак, для отримання максимальної продуктивності млина звичайно при подрібненні крупного вихідного матеріалу (15 мм і більше) розрідженість пульпи приймають 0,35 – 0,55 м³/т, при подрібненні дрібного вихідного матеріалу розрідженість пульпи приймають 0,4 – 1 м³/т.

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

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

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

$$N_0 = N + N_x + N_{\delta}, \text{ кВт}, \quad (1.45)$$

Потужність на валу двигуна буде:

$$N_{e\delta} = N_0 / \eta, \text{ кВт}, \quad (1.46)$$

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

Установлена (номінальна) потужність електродвигуна:

$$N_{e\delta} = k_3 N_{e\delta}, \text{ кВт}, \quad (1.47)$$

де k_3 – коефіцієнт запасу (при розрахунках приймається $k_3 = 1,1$).

Повна потужність, що споживається електродвигуном з електромережі:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

З підвищенням відносної частоти обертання спостерігається підвищення споживаної питомої потужності. Одночасно продуктивність і вихід класу – 0,074 мм в розрахунку на 1 кВт·год зростають приблизно так само, як і частота. Однак це справедливо до деякої межі (для млинів типу «Аерофол» до $\psi = 0,95$; для млинів типу «Каскад» до $\psi = 0,85$). Якщо у живленні млина самоподрібнення міститься багато дріб'язку, його

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

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

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

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

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

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

Продуктивність млина по вихідній руді розраховують за формулою:

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

де V – номінальний об'єм барабана проектного млина, м^3 ; q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, $\text{т/год} \cdot \text{м}^3$; β_v і β_k – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

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

1.3.5 Експлуатація барабанних млинів

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Таблиця 1.27 – Періодичність ремонтів млинів

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

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

2.1 Машини для розсіву корисних копалин

2.1.1 Загальні відомості про процес грохочення

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

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

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

За технологічним призначенням розрізняють п'ять видів операції грохочення:

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

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

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

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

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

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

За послідовністю виділення класів крупності розрізняють такі види грохочення: від дрібного до крупного; від крупного до дрібного; комбінований.

2.1.2 Грохоти

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

За принципом дії розрізняють такі типи грохотів:

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

За розташуванням просіювальної поверхні розрізняють: похилі та горизонтальні грохоти.

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

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

Залежно від густини матеріалів, які піддають розсіву, застосовують:

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

Тип грохота і просіювальної поверхні визначається видом грохочення.

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

Нерухомі грохоти

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

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

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

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

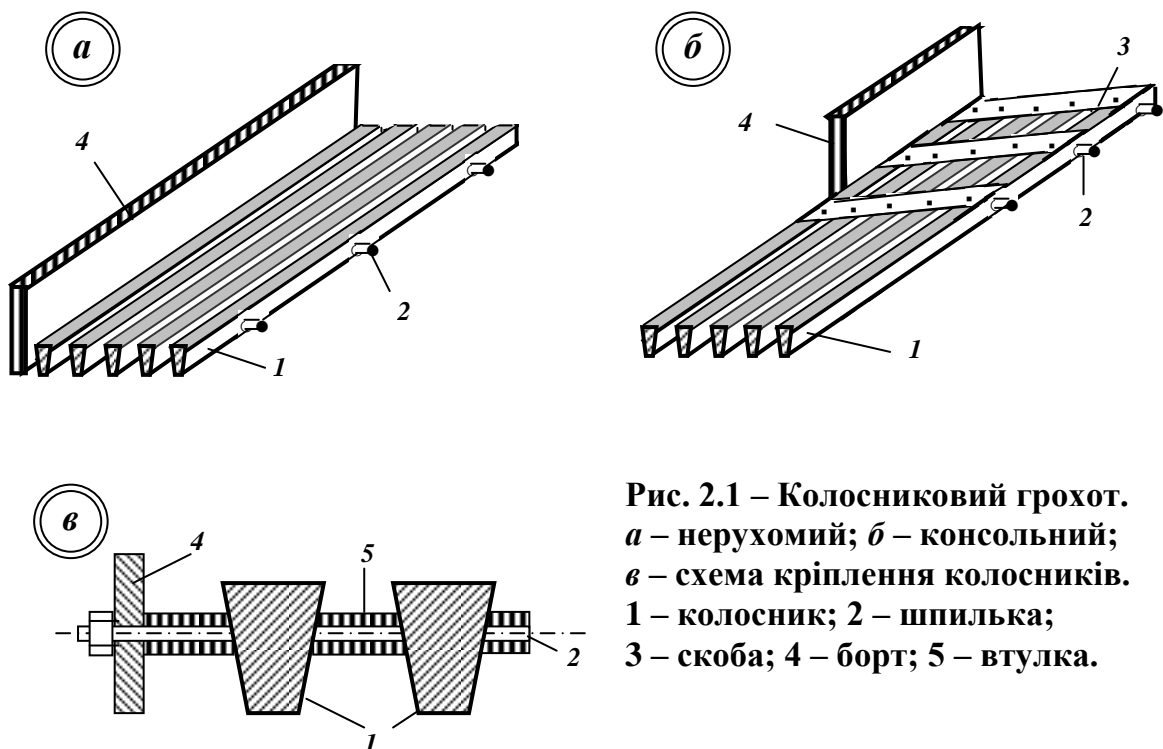


Рис. 2.1 – Колосниковий грохот.
а – нерухомий; **б** – консольний;
в – схема кріплення колосників.
1 – колосник; **2** – шпилька;
3 – скоба; **4** – борт; **5** – втулка.

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

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

Однак широкого розповсюдження консольні колосникові грохоти не знайшли.

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

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

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

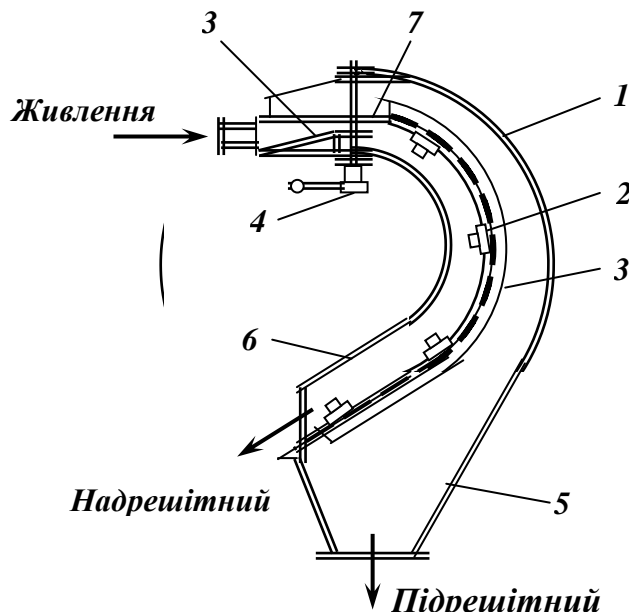


Рис. 2.2 – Грохот дуговий типу СД.

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

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

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

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*.

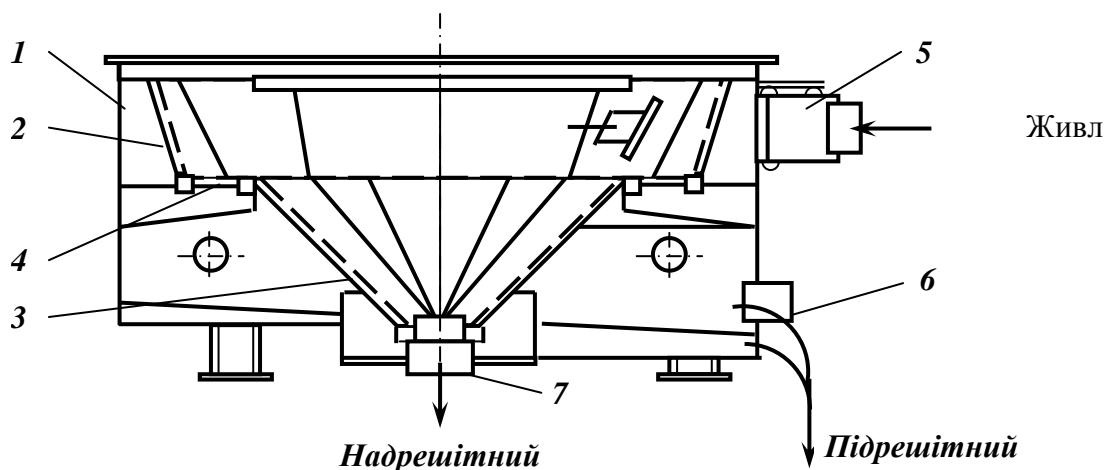


Рис. 2.3 – Конусний грохот.

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

Пульпа завантажується тангенціально у верхню частину корпусу. Завантажувальний пристрій *5* має перекидний шибер, що дозволяє регулювати напрямок входу пульпи в апарат. Вихідна пульпа по жолобу або трубопроводу через завантажувальний пристрій *5* надходить в апарат по дотичній до верхньої ділянки зневоднюючої поверхні. Потік пульпи утворює кільце, що підтримується площадкою *4*. Під дією нормальної складової відцентрової сили і сили ваги на ситі створюється необхідний тиск, внаслідок чого вода і дрібні частинки проходять через щілини в підрешітний простір і виводяться з грохота через патрубок *6*. На цій ділянці видаляється 80 – 90 % води, що повинна бути відділена. Потік, що залишився, обертається і стікає з кільцевої площадки на нижню частину сита, де відбувається подальше зневоднювання матеріалу. Зневоднений продукт сповзає по пірамідальній поверхні і розвантажується з грохота по патрубку *7*.

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

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

Таблиця 2.1 – Технічні характеристики дугових і конічних грохотів

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

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

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

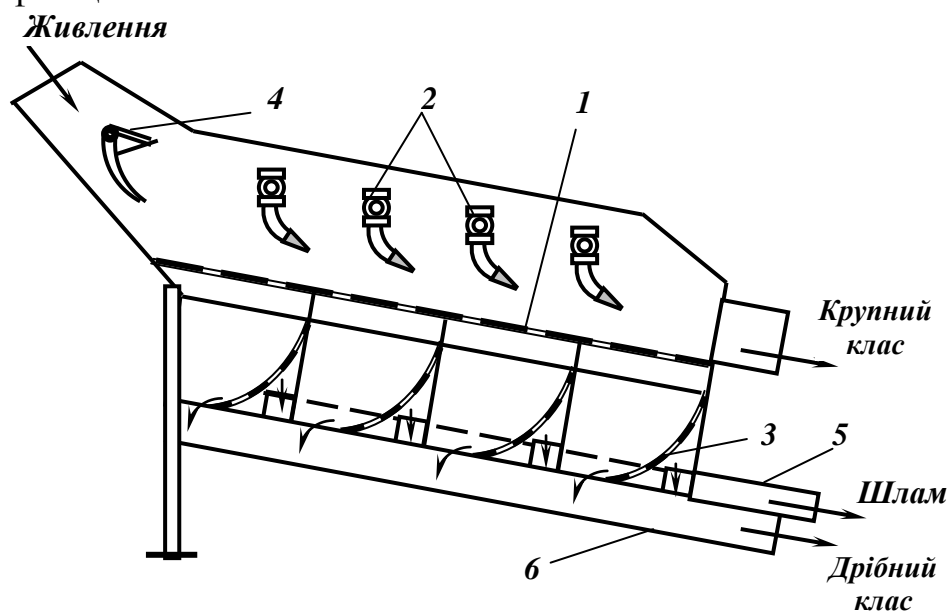


Рис. 2.4 – Гідрогрохот.

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

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

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

Технічні характеристики гідрогрохотів наведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Технічні характеристики гідрогрохотів

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

Грохоти з частково рухомою просіювальною поверхнею

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

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

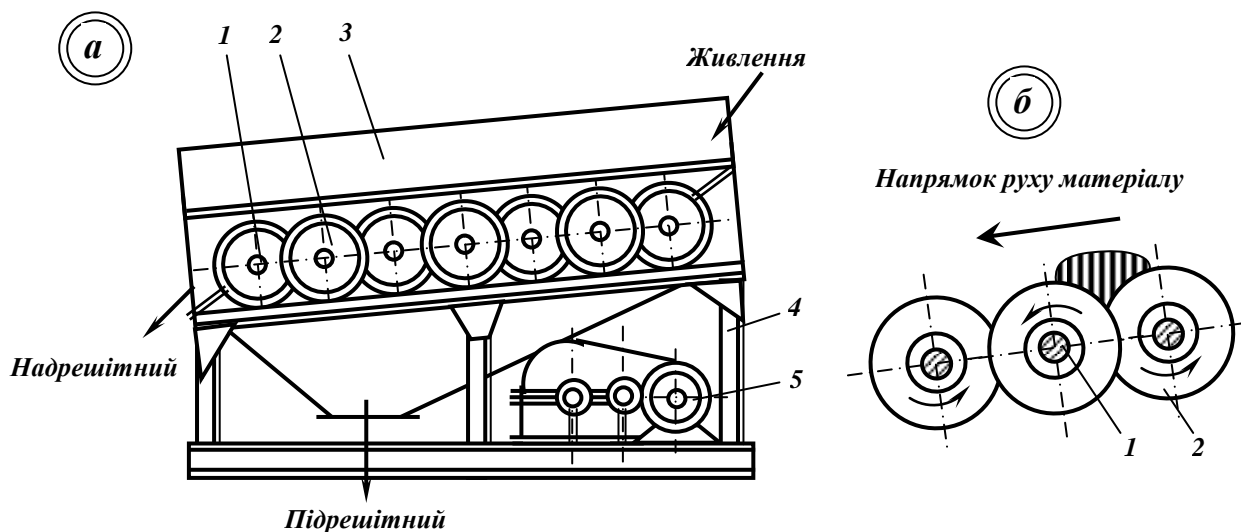


Рис. 2.5 – Грохот валковий.

a – схема грохота; *б* – схема руху матеріалу.

1 – валки; 2 – диски; 3 – короб грохота; 4 – рама; 5 – привод.

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

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

Технічні характеристики валкових грохотів наведені в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Технічні характеристики валкових грохотів

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

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

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

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

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

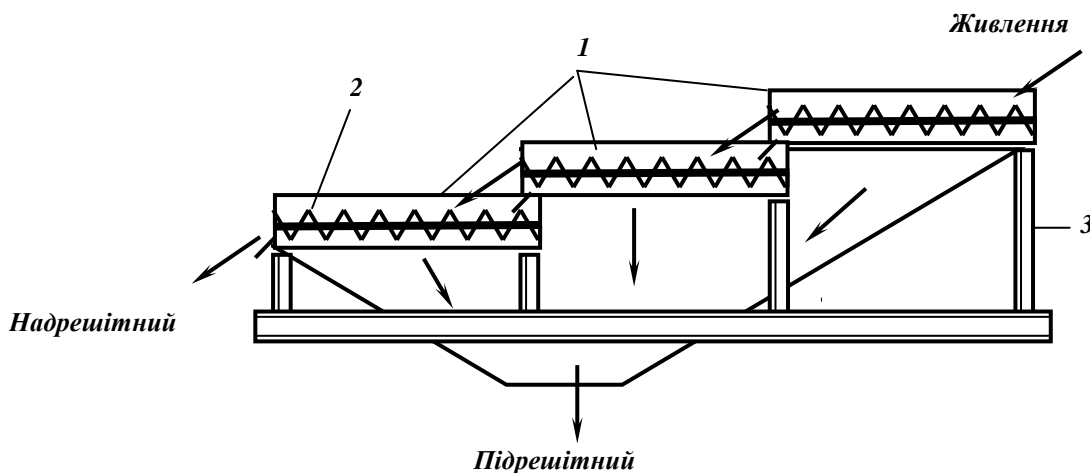


Рис. 2.6 – Схема шнекового грохота.
1 – секція-каскад; 2 – вал-шнек; 3 – рама.

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

Технічні характеристики шнекових грохотів наведені в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Технічні характеристики шнекових грохотів

Параметр	Шнекові грохоти	
	ГШ 500	ГШ 1000
Продуктивність, т/год	500	1000
Питома продуктивність, т/год·м ²	56	111
Максимальна крупність вихідного матеріалу, мм	300	400
Вологість вихідного матеріалу, %	Без обмежень	
Ефективність грохочення, %	90	95
Ширина щілини, мм	до 300	до 400
Кут нахилу робочої решітки, град	0	0
Довжина валу шнека, мм	1500	1500
Форма вала	Циліндричний двозахідний шнек	
Площа робочої поверхні, м ²	2000	2000
Ширина робочої поверхні, м	9	9
Висота перепаду між каскадами, мм	600	600
Частота обертання шнеків, хв ⁻¹	475	475
Швидкість транспортування гірничої маси, м/с	0,57	1,04
Потужність приводу, кВт	6x75	6x10
Маса грохота з приводом, т	7,0	11,6

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

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

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

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

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

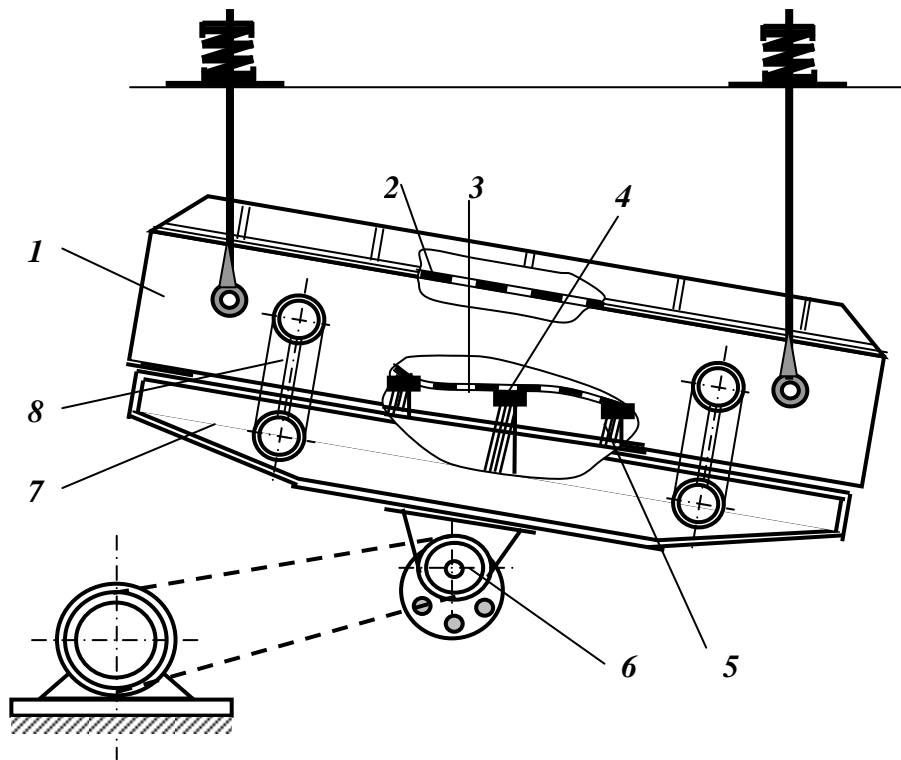


Рис. 2.7 – Грохот з еластичною пружно-деформованою просіюючою поверхнею .

1 – короб; 2 – металеве сито; 3 – еластичне сито; 4, 7 – рами; 5 – балки; 6 – інерційний дебалансний збуджувач коливань; 8 - повідкові важелі.

Технічна характеристика грохота ГЕДП наведені в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Технічна характеристика грохота ГЕДП

Параметр	ГЕДП 52
Продуктивність, т/год	До 300
Максимальна крупність живлення, мм	300
Число сит	2
Площа сит, м ²	7,9
Розміри чарунок сита, мм	
верхнього (металевого)	25x25
нижнього (гумового)	8; 7x25
Відстань між опорами нижнього сита, мм	250
Кут нахилу грохота, град	10 – 25
Частота коливань короба, хв ⁻¹	12,2
Амплітуда коливань, мм	
короба	4
рама	10
Габарити, мм:	
довжина	4820
ширина	2630
висота	2500
Маса грохота, т	7,2

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

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

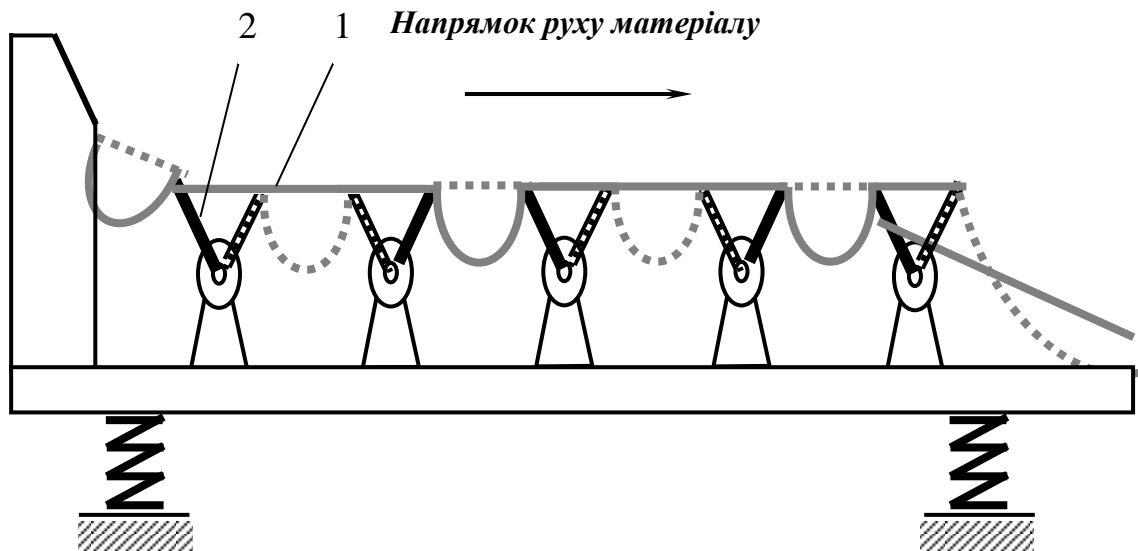


Рис. 2.8 – Грохот з гнучким ситом.
1 – еластичне сито; 2 – важелі.

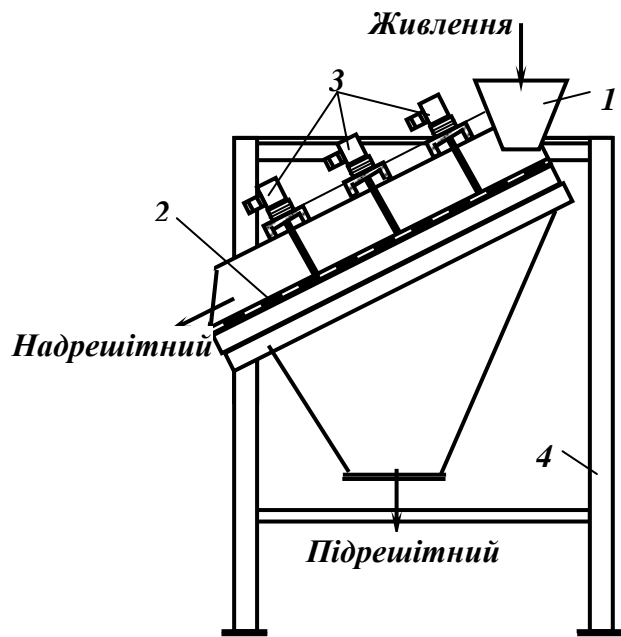
Спарники приводяться у зворотно-поступальний рух від кривошипно-шатунного механізму таким чином, що вони завжди переміщуються у протилежні сторони. В результаті парні і непарні важелі поперемінно зближаються і розходяться, а відповідні ділянки сита провисають і розтягуються, що приводить до самоочищення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

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

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

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

Рис. 2.9 – Грохот з електромагнітними вібробуджувачами.
 1 – бункер;
 2 – сито;
 3 – вібробуджувачі;
 4 – рама.



Барабанні і циліндричні грохоти

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

Барабанні грохоти в залежності від форми барабана можуть бути циліндричними (рис. 2.10 а) або конічними (рис. 2.10 б).

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

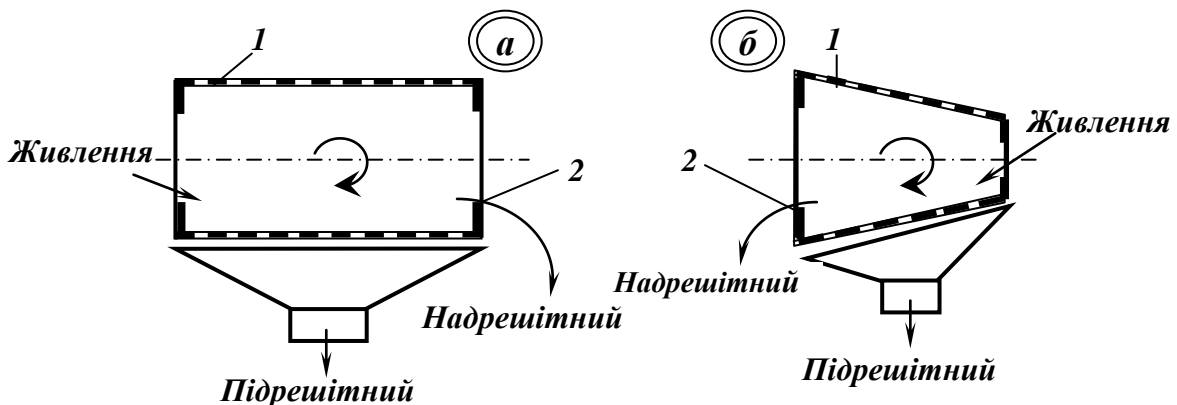


Рис. 2.10 – Схеми барабанного грохота (а) і бутари (б).
 1- сито; 2 – розвантажувальний поріг.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

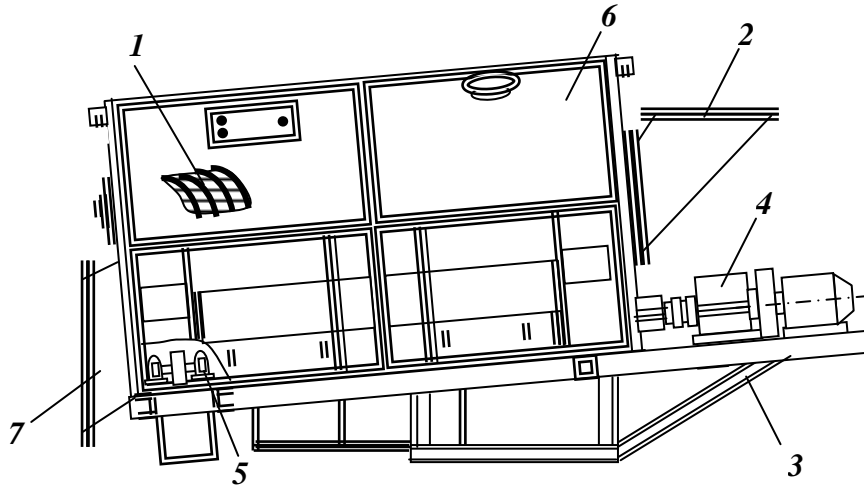


Рис. 2.11 – Грохот циліндричний типу ГЦЛ.

1 – барабан; 2 – завантажувальна лійка; 3 – рама; 4 – привод; 5 – котки; 6 – захисне огороження; 7 – розвантажувальний жолоб.

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

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

Таблиця 2.6 – Технічні характеристики барабанних і циліндричних грохотів

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

Вібраційні грохоти

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

Інерційний грохот (рис. 2.12) складається з похило розташованого короба **1** з просіювальними поверхнями **2**, інерційного вібробудувача **3**, пружинних опор **4** (або підвісок) і електродвигуна **5**.

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

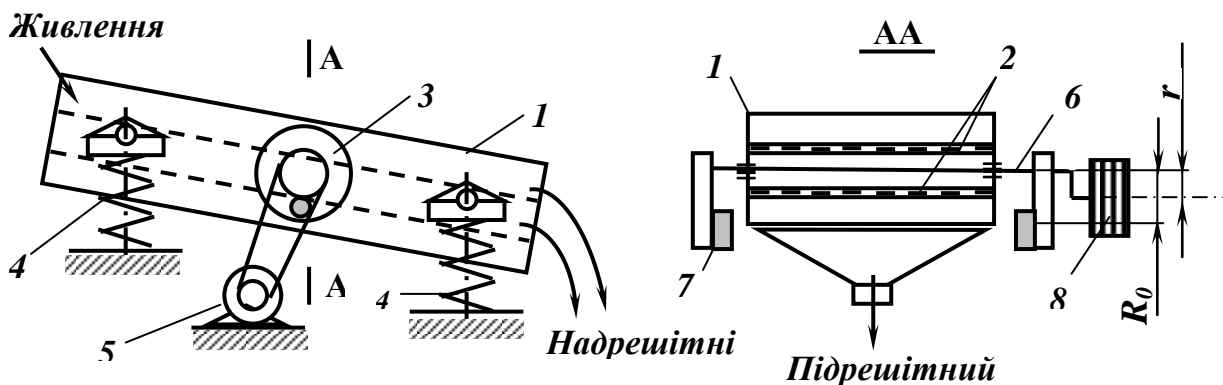


Рис. 2.12 – Схема інерційного грохота:

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

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

$$Me = 2mr, \quad (2.2)$$

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

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

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

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

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

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

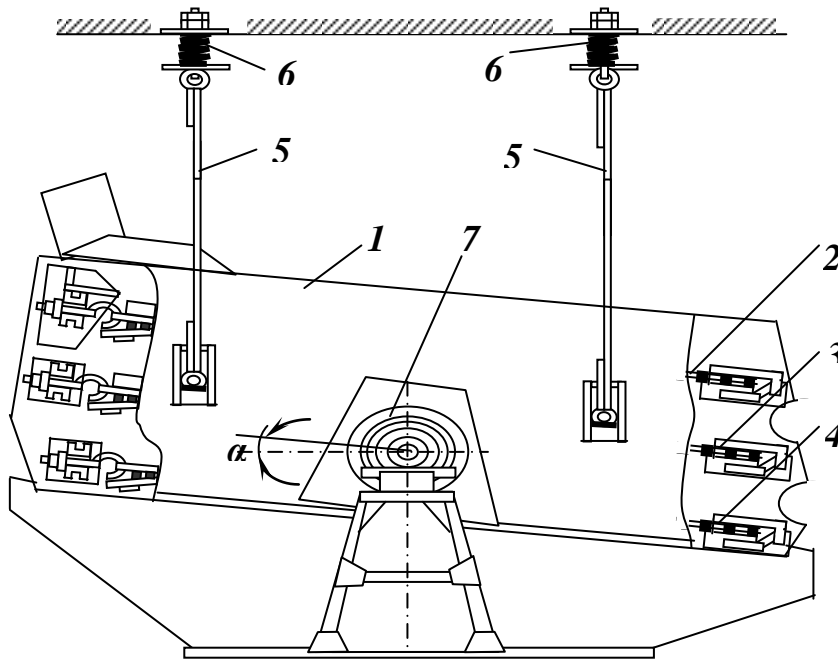


Рис. 2.13 – Грохот ГІЛ-43 у підвісному виконанні.

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

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

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

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

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

Інерційно-самобалансний грохот (рис. 2.14) складається з короба **1**, установленого горизонтально на чотирьох–шести амортизаторах **2** (або пружинах), самобалансного віброзбуджувача **3**, закріпленого на коробі під кутом 45° до площини сита, і двох електродвигунів **4**.

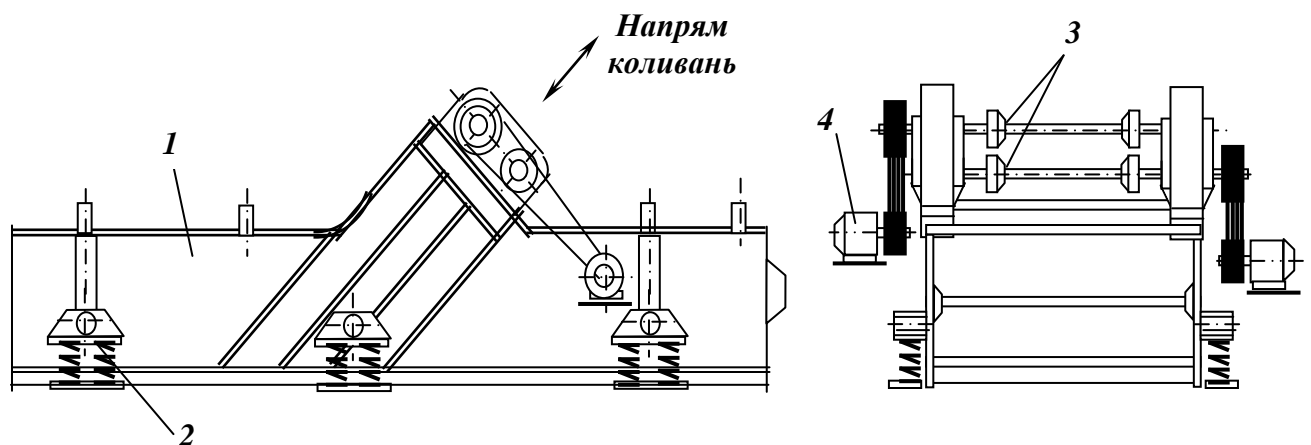


Рис. 2.14 – Грохот інерційно-самобалансний типу ГІСЛ.

1 – короб з ситами; **2 –** пружинні опори; **3 –** спарені самобалансні віброзбуджувачі; **4 –** електродвигуни.

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

Коливання короба під кутом 45° до площини сита забезпечує рух матеріалу до розвантажувального кінця сита з підкиданням і енергійним струшуванням. Якщо грохот працює в несприятливих умовах, кут нахилу короба може бути збільшений до 8° .

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

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

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

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

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

Таблиця 2.7 – Технічні характеристики інерційних грохотів легкого і середнього типу

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

Таблиця 2.8 – Технічні характеристики інерційних грохотів важкого типу

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

Таблиця 2.9 – Технічні характеристики інерційно-самобалансних грохотів

Параметр	ГІСЛ 62	ГІСЛ 72	ГІСЛ 82	ГІСТ 72
Площа сита, м ²	10	15	21	16
Число сит	2	2	2	2
Кут нахилу короба, град	0	0	0	0
Частота коливань, хв ⁻¹	735	735	735	735
Амплітуда коливань, мм	6	6	6	6
Розмір отворів сит, мм	0,5 – 100	0,5 – 100	0,5 – 100	6 – 100
Потужність електродвигуна, кВт	2x17	2x22	2x40	2x30
Продуктивність, т/год	270	400	600	650
Габарити, мм:				
довжина	5670	6980	7650	6805
ширина	2700	3720	3740	3785
висота	2690	2500	2660	2530
Маса грохота, т	8,7	12,1	18,6	14,1

2.1.3 Технологічні показники процесу грохочення

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Кут нахилу просіювальної поверхні. Кут нахилу просіювальної поверхні впливає на розмір зерна, що вільно проходить крізь отвори сита. Вважають, що на похилому решеті віброгрохота отримують нижній продукт тієї ж крупності, що й на горизонтальному, якщо розмір отворів похилого решета більше розміру отворів горизонтального в 1,15 рази при куті нахилу 20° і в 1,25 рази при куті нахилу 25° . Пропорційно зміні кута нахилу просіювальної поверхні змінюється продуктивність грохота і обернено пропорційно – ефективність грохочення та крупність нижнього продукту.

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

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

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

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

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

– для похилих віброгрохотів з круговими коливаннями:

$$n = 265 \sqrt{l/r}, \quad (2.6)$$

– для горизонтальних віброгрохотів з прямокутними коливаннями:

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

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

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

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

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

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

Продуктивність грохотів

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

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

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

Таблиця 2.10 – Питома об’ємна продуктивність колосникових грохотів

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

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

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

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

$$Q = 160F_{жс} V, \text{ м}^3/\text{ГОД}, \quad (2.10)$$

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

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

Таблиця 2.11 – Залежність розміру щілини сита від крупності розділення

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

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

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

де q_o – питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини сита, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$ (табл. 2.12); F – площа сита, м^2 ; a – розмір щілини сита грохота, мм; φ – коефіцієнт заповнення грохота ($\varphi = 0,15 - 0,25$).

Таблиця 2.12 – Питома об'ємна продуктивність барабанних грохотів

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

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

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

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

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

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

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

$$Q_o = F \cdot q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \quad (2.13)$$

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

Таблиця 2.14 – Питома продуктивність інерційних грохотів при сухому грохоченні

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

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

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

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

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

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

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

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

Таблиця 2.15 – Поправкові коефіцієнти для розрахунку продуктивності інерційних грохотів

Показники	Умови грохочення і чисельні значення коефіцієнтів									
Вміст у вихідному матеріалі дріб'язку (частинок дрібніше половини розміру отвору сита), % Значення коефіцієнта k	10	20	30	40	50	60	70	75	80	90
	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6	1,7	1,8	2,0
Вміст у вихідному матеріалі крупних зерен (частинок крупніше розміру отвору сита), % Значення коефіцієнта l	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36
Ефективність грохочення, % Значення коефіцієнта t	80	85	87,5	90	92	93	94	95	96	98
	1,45	1,28	1,20	1,11	1,00	0,95	0,89	0,80	0,67	0,44
Форма зерен Значення коефіцієнта p	Дроблений матеріал (крім вугілля)				Зерна округлої форми (напр., морська галька)			Вугілля		
	1,00				1,25			1,50		
Вологість матеріалу Значення коефіцієнта o при розмірі отворів сит: менше 25 мм більше 25 мм	Сухий				Вологий			Матеріал, що грудкується		
	1				0,75 – 0,85			0,2 – 0,6		
	1				0,9 – 1,0			0,9 – 1,0		
Спосіб грохочення Значення коефіцієнта r при розмірі отворів сит: менше 25 мм більше 25 мм	Сухе				Мокре					
	1				1,25 – 1,4					
	1				1					

Таблиця 2.16 – Значення поправкового коефіцієнта на форму отворів сит

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

Ефективність грохочення

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

$$E = 100 Q_n / Q_{нк} , \% , \quad (2.15)$$

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

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\mathcal{G} - \alpha) \cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\mathcal{G} - \beta)} , \% , \quad (2.16)$$

або, якщо вважати, що підрешітний продукт складається тільки з нижнього класу ($\beta = 100 \%$), тоді з достатньою точністю одержуємо:

$$E = \frac{\alpha - \beta}{\alpha \cdot (100 - \beta)} \cdot 10^4 , \% . \quad (2.17)$$

де α – вміст нижнього класу у вихідному живленні грохота, % ; β – вміст нижнього класу в надрешітному продукті, % ; \mathcal{G} – вміст нижнього класу в підрешітному продукті, % .

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

Технічні характеристики грохотів наведені в табл. 2.8 – 2.15.

2.1.4 Експлуатація грохотів

Основна умова правильної експлуатації грохотів – рівномірне їх завантаження як за часом, так і по ширині сит.

Велику увагу слід приділяти балансиrowі грохотів, тому що навіть незначний її розлад може спричинити недопустимі коливання будівельних конструкцій.

Змазка підшипників вібратора здійснюється консистентною змазкою через кожні дві зміни роботи.

Відмінність в жорсткості амортизаційних пружин, які застосовуються для пружних опор або підвісок грохотів, не повинна перевищувати 10 %.

Найбільш зношуваними елементами є робочі поверхні грохотів: колосники, сита і деталі їхнього кріплення. Термін служби цих елементів залежить від матеріалів, з яких вони виготовляються, а також способу їх кріплення в коробі. Підвищення зносостійкості і довговічності робочих поверхонь здійснюється за рахунок підбору відповідних марок сталі і інших матеріалів, які володіють необхідними властивостями. Крім того, гумові сита в порівнянні з металічними більш зносостійкі і тому мають значно більший термін служби, також заміна їх менш трудомістка.

Решета і сита кріпляться різними способами. Найбільш надійним для грохотів легкого типу є поперечний натяг робочої поверхні. При цьому кінці дротів відгинаються повздовж кромки сита, затискаються в скоби з листової сталі, а саме вони притягуються до боковини за допомогою фігурних планок (захватів) і стяжних болтів. На грохотах важкого типу застосовується повздовжній натяг робочої поверхні, яка затискається з боків дерев'яними клинами. Гумові сита встановлюються на металевому каркасі і кріпляться до короба подовжніми планками і болтами. Сита повинні мати рівномірний натяг без провисань.

Для збільшення терміну служби металевих сит передбачається пристрій, що захищає сито від ударів грудок матеріалу, що падає на нього. Головну частину сита доцільно перекривати (на 0,4 – 0,5 м) металевим або гумовим (із обрізків конвеєрної стрічки) фартухом.

При грохоченні високовологих і липких матеріалів застосовуються сталеві і гумові струнні сита. Крім того, для запобігання забивання металеву сітку можна захищати пластмасовим покриттям (напр., тефлоном). Одним із засобів запобігання забивання робочих поверхонь є їх обігрів – паровий або електричний.

При сухому грохоченні для зниження вмісту пилу у виробничому приміщенні до санітарних норм над грохотом необхідно встановити зонти і підключити до витяжної вентиляції.

Тривалість ремонтного циклу грохотів складає 2 – 3 роки в залежності від фізико-механічних властивостей оброблюваної корисної копалини.

2.2 Машини і апарати для гідравлічної класифікації корисних копалин

2.2.1 Характеристика процесу гідравлічної класифікації

Гідравлічна класифікація – процес розділення суміші мінеральних зерен на класи крупності за швидкістю їхнього падіння у воді.

При гідравлічній класифікації розділення суміші на класи відбувається у відповідності із закономірностями рівнопадіння. Цей процес можливий лише при розділенні сумішей, зерна яких досить однорідні за густиною і формою. У тому випадку, якщо компоненти суміші суттєво розрізняються за густиною і формою зерен, то при класифікації відбувається до деякої міри і гравітаційне збагачення.

Принцип процесу гідравлічної класифікації оснований на зміні траєкторії руху зерен матеріалу, який розділяють, під впливом гравітаційних сил, сил опору середовища руху зерен та інерційних сил. Залежно від напрямку цих сил гідравлічна класифікація може здійснюватися в горизонтальних, вертикальних і криволінійних потоках.

Гідравлічна класифікація є підготовчим, допоміжним і рідше збагачувальним процесом.

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

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

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

Гідравлічна класифікація застосовується для розділення зерен за граничною крупністю більш 40 мкм, а знешламлювання – по зерну розміром – 10 – 70 мкм. Верхня межа крупності матеріалу, що направляється на класифікацію, складає для руд не більше 6 мм, для вугілля – 13 мм.

Якісний показник роботи класифікатора – ефективність класифікації. При ідеальній роботі класифікатор повинен виділяти з вихідного матеріалу всі дрібні фракції і не допускати вилучення великих зерен у дрібний продукт. Ефективність класифікації визначається за формулою:

$$E = 0,01\varepsilon_{зл} \cdot \varepsilon_n, \quad (2.18)$$

де $\varepsilon_{зл}$ – вилучення зерен крупністю менше d мм у злив, % ; ε_n – вилучення зерен крупністю більше d мм у піски, % .

2.2.2 Класифікатори

Апарати, у яких здійснюється процес гідравлічної класифікації, називають класифікаторами. Апарати гідравлічної класифікації підрозділяють за двома основними ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення твердої фази гідросуміші, і за способом розвантаження пісків.

За силовим полем розрізняють класифікатори гравітаційні і відцентрові, за способом розвантаження пісків – із примусовим і самопливним розвантаженням (табл. 2.17).

Таблиця 2.17 – Гідравлічні класифікатори

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

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

Крім того, відсаджувальні центрифуги, гідроциклони використовують в ряді інших галузей, зокрема, для очищення і регенерації бурових розчинів при бурінні свердловин. Застосування гідроциклонів в металургійному виробництві дозволяє значно знизити енерговитрати і зменшити знос млинів за рахунок зниження процесу переподрібнення руди. Батарейні гідроциклони знайшли практичне застосування у вугільній промисловості і нафтовидобутку, в харчовій, целюлозно-паперовій галузях, в системах водопідготовки.

Механічні класифікатори

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

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

Спіральні класифікатори найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

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

Спіральний класифікатор (рис. 2.15) складається з нахиленої під кутом 14 – 20° ванни **1**, у якій поміщені один або два вали **2** із закріпленими на них спіралями **3**.

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

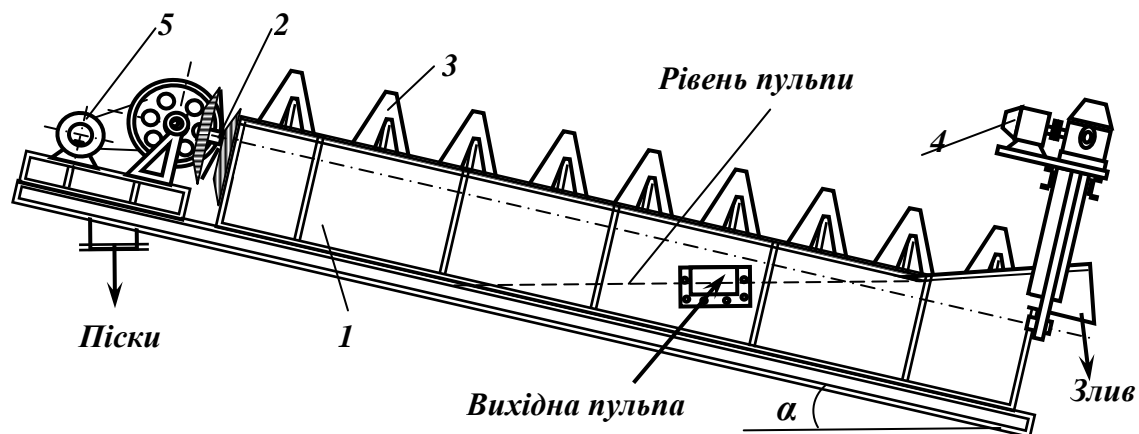


Рис. 2.15 – Спіральний класифікатор: 1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підймальний механізм спіралі; 5 – привод.

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

Класифікатори виготовляють у двох виконаннях – односпіральні і двоспіральні залежно від необхідної продуктивності.

Розрізняють два технологічних типи спіральних класифікаторів: з незануреними і з зануреними спіралями. У першому випадку уся верхня половина витка спіралі виступає над дзеркалом пульпи, у другому – частина спіралі, що знаходиться поблизу зливного порогу, цілком занурена в пульпу. Однак, ще у 1980 р. класифікатори із зануреною спіраллю з виробництва були зняті.

Процес розділення за крупністю в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб: при переміщенні матеріалу до зливного порогу в ньому змінюються гранулометричний склад і об'ємний вміст твердої фази завдяки осадженню крупних зерен на дно. Це приводить до поступового збільшення кінцевих швидкостей падіння зерен і створення кращих умов для очищення зливу. Розрідженість пульпи є визначальним фактором для одержання зливу необхідної крупності.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_{зл} = 4,56 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D^{1,768}, \text{ т/ГОД}; \quad (2.19)$$

по пісках:

$$Q_n = 5,45 m k_{\delta} k_{\alpha} D^3 n, \text{ т/ГОД} \quad (2.20)$$

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

Коефіцієнт крупності зливу k_{β} , визначають за даними табл. 2.18.

Таблиця 2.18 – Коефіцієнт k_{β} , що враховує крупність зливу

Номинальна крупність зливу d_{95} , мм		1,17	0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
Вміст у зливні класів, %	-0,074 мм	17	23	31	41	53	65	78	88	95
	-0,045 мм	11	15	20	27	36	45	50	72	83
Базисна розрідженість	$R_{2,7}=P:T$	1,3	1,5	1,6	1,8	2,0	2,33	4,0	4,5	5,7
Розрідженість зливу	% твердого	43	40	38	36	33	30	20	18	16,5
Коефіцієнт k_{β}		2,50	2,37	2,19	1,96	1,70	1,41	1,00	0,67	0,46

Коефіцієнт густини руди враховує розходження в густині базисної руди і руди, яка надходить на класифікацію, він визначається за формулою:

$$k_{\delta} = \delta / 2,7, \quad (2.21)$$

де δ – об'ємна густина руди, т/м^3 .

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розходження між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ наведена в табл. 2.19.

Таблиця 2.19 – Коефіцієнт, що враховує розрідженість зливу k_c

Густина руди δ , т/м^3	Співвідношення $R / R_{2,7}$						
	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,5	2,0
	Коефіцієнт k_c						
2,7	0,60	0,73	0,86	1,00	1,13	1,33	1,67
3,0	0,63	0,77	0,93	1,07	1,23	1,44	1,82
3,3	0,66	0,82	0,98	1,15	1,31	1,55	1,97
3,5	0,68	0,85	1,02	1,20	1,37	1,63	2,07
4,0	0,73	0,92	1,12	1,32	1,52	1,81	2,32
4,5	0,78	1,00	1,22	1,45	1,66	1,99	2,56
5,0	0,83	1,07	1,32	1,57	1,81	2,18	2,81

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за даними табл. 2.20.

Таблиця 2.20 – Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α

Кут нахилу α , град.	14	15	16	17	18	19	20
Коефіцієнт k_α	1,12	1,10	1,06	1,03	1,00	0,97	0,94

Технічні характеристики спіральних класифікаторів із незануреною спіраллю наведені в табл. 2.21.

Таблиця 2.21 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	1КСН-24	1КСН-30	2КСН-24	2КСН-30
Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, хв^{-1}	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

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

Елеваторний класифікатор являє собою залізобетонну ємкість, з якої осілий матеріал вивантажується елеватором з перфорованими ковшами (рис. 2.16). Принцип роботи елеваторного класифікатора оснований на осадженні частинок під дією гравітаційних сил.

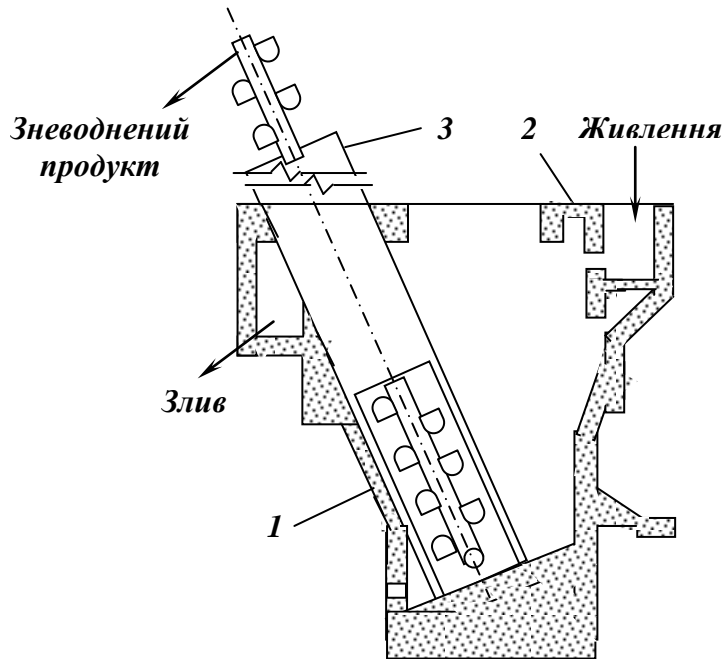


Рис. 2.16 – Багер-зумпф.
1 – багер-зумпф;
2 – перегородка;
3 – елеватор.

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

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

Одержання осаду зі вмістом води 18 – 22 % забезпечується довжиною зони зневоднення (довжиною надводної частини елеватора), яка повинна бути не меншою 4 м по вертикалі.

Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю наведені в табл. 2.22.

Таблиця 2.22 – Технічні характеристики спіральних класифікаторів з незануреною спіраллю

Параметр	1КСН-12	1КСН-15	1КСН-20	1КСН-24	1КСН-30	2КСН-24	2КСН-30
Характеристика спіралі:							
число, шт.	1	1	1	1	1	2	2
діаметр, мм	1200	1500	2000	2400	3000	2400	3000
частота обертання, хв ⁻¹	4,1; 8,2	3,9	4,1	3,6	1,5; 3,0	2,5; 5,2	1,5; 3,0
Характеристика ванни:							
довжина, мм	6500	8200	8400	9200	12500	9200	12500
кут нахилу, градус	18	18	17	18	18	18	18
Продуктивність:							
по пісках, т/год	40-80	75	170	260	150-300	370-770	260-520
по зливу, т/год	7	10	17	18	33	46	63
Потужність електродвигуна, кВт	6	7	10	13	28	40	40
Габарити, мм:							
довжина	8500	10000	11000	12500	15000	11750	15150
ширина	1700	2360	2800	3150	3750	5600	6760
висота	3000	3750	4750	4900	5800	4900	7100
Маса, т	6,4	12,6	17,8	21,4	14,4	39,6	68,9

Ефективність класифікації залежить від продуктивності класифікатора і вмісту твердого у вихідній пульпі (табл. 2.23).

Таблиця 2.23 – Ефективність роботи елеваторного класифікатора

Питоме навантаження q_0 , м ³ /год•м ²	Вміст твердої фази в оборотній воді, кг/м ³	Вміст класу крупністю більше 0,5 мм у зливі, %
15 – 20	50 – 80	До 6
20 – 25	До 120	10 – 12
25 - 30	150	До 50

Об'ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_o = q_o F, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.22)$$

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

Технічні характеристики елеваторних класифікаторів наведені в табл. 2.24.

Таблиця 2.24 – Технічні характеристики елеваторних класифікаторів

Параметр	ЭОБ-6	ЭОСБ-6	ЭОБ-10	ЭОСБ-10	ЭОСБ-12
Крупність вихідного продукту, мм	0-13	0-13	0-13	0-13	0-13
Максимальна довжина елеватора, м	25	25	25	25	25
Крок ковша, мм	800	400	800	400	500
Об’єм ковша, м^3	0,040	0,050	0,100	0,125	0,200
Швидкість руху ланцюга, м/с	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,38	0,17-0,25
Продуктивність, т/год	24-91	38-149	60-230	96-370	154-388
Потужність електродвигуна залежно від швидкості руху ланцюга, кВт	4-17	5,5-30	7,5-30	10-40	10-55
Маса при максимальній довжині елеватора, т	22,5	23,8	29,6	35,9	61,8

Переваги елеваторних класифікаторів полягають в порівняно високій ефективності ($E = 70 - 90 \%$) і можливості підйому матеріалу на необхідну висоту, а недолік – у їхній громіздкості.

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

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

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну **1** прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 2.17).

Пульпа завантажується в торцеву частину ванни класифікатора. Розділення на грубозернисту фракцію і шлам відбувається в горизонтальній частині ванни, а похила частина, у днище якої встановлене щілинне сито **2**, служить для видачі і зневоднення осаду. Осад до місця розвантаження транспортується скребковим конвеєром **3** з перфорованими шкребками, що сприяє більш інтенсивному видаленню води з осаду. При проходженні над щілинним ситом осад споліскується водою з бризкал **4**. Злив, що містить шлам, видаляють через шибєрні пристрої **5** у збірні жолоби **6**, розташовані

по обидва боки ванни. Висота рівня пульпи у ванні регулюється положенням шиберів, змонтованих на бічних стінках ванни.

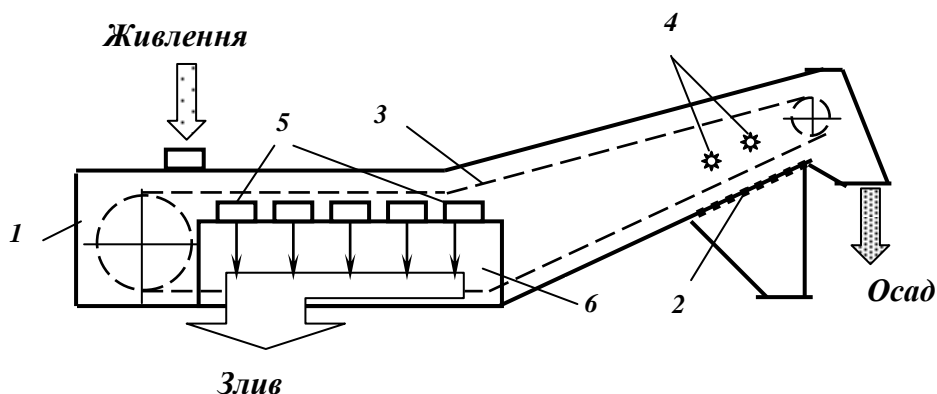


Рис. 2.17 - Скребковий класифікатор.

1 – ванна; 2 – щільне 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 $120 \text{ кг}/\text{м}^3$. Об'ємна продуктивність скребкових класифікаторів розраховується за формулою (2.22), їхні технічні характеристики наведені в табл. 2.25.

Таблиця 2.25 – Технічні характеристики скребкових класифікаторів

Параметр	КО 1	КО 2	КО 3
Крупність вихідного продукту, мм	0-100	0-100	0-100
Робоча площа, м^2	20	16	12
Швидкість скребкового ланцюга, м/с	0,24	0,24	0,24
Продуктивність по пульпі, $\text{м}^3/\text{час}$:			
дрібний концентрат	600	500	350
рядове вугілля	800	650	500
Потужність електродвигуна, кВт	30	22	17
Габарити, мм:			
Довжина	12250	10350	8450
Ширина	3900	3900	3900
Висота	3000	3000	3000
Маса, т	19,9	18,8	17,1

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

Гідравлічні класифікатори

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

Конусний класифікатор – найбільш простий гідравлічний класифікатор. Розділення матеріалу відбувається в горизонтальному потоці. Класифікатори цього типу використовуються на збагачувальних фабриках в основному як буферні ємності і значно рідше (у зв'язку з низькою ефективністю) у допоміжних операціях для виділення пісків зі шламів або для зневоднення знешламленого дрібнозернистого матеріалу. Конусний класифікатор являє собою конус **1** з кутом $60 - 65^\circ$, установлений на рамі вершиною вниз (рис. 2.18). Живлення крупністю до 3 мм подається через центральну трубу **2**, у якій установлена сітка **5** для уловлювання сторонніх предметів і заспокоювання потоку.

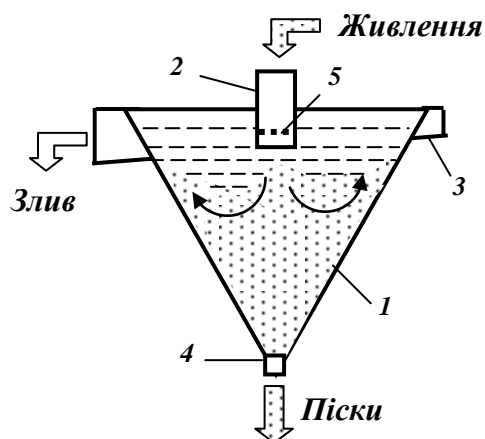


Рис. 2.18 – Схема конусного класифікатора.

1 – конічний корпус; **2** – центральна труба; **3** – зливний жолоб;
4 – піскова насадка; **5** – сітка.

Розвантаження зливу в жолоб **3** здійснюється самопливом через зливний поріг, розвантаження пісків здійснюється безупинно через піскову насадку **4** або із застосуванням різних затворів періодичної дії. Крупність розділення в конусних класифікаторах складає 0,15 мм. Характерним для цих класифікаторів є високе розрідження пісків (30 – 40 % твердого) і невисока ефективність (50 – 60 %).

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

Гідравлічні багатокамерні класифікатори (рис. 2.19) являють собою відкритий жолоб *1*, що розширюється до зливного порога і по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу. У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери *2*, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпусу класифікатора.

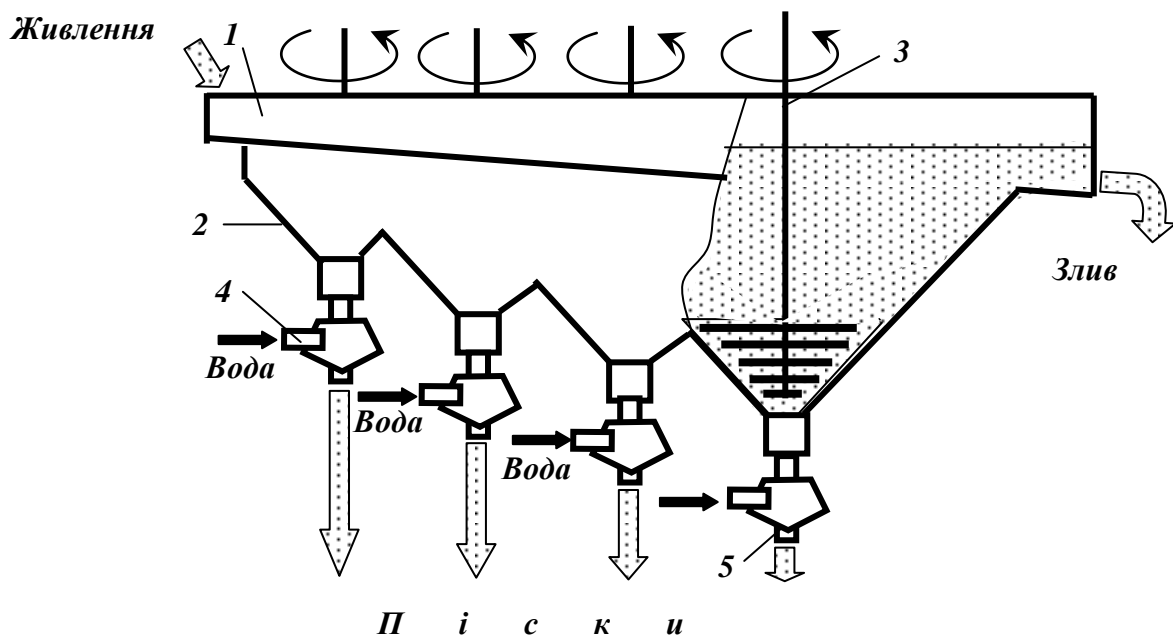


Рис. 2.19 – Гідравлічний багатокамерний класифікатор.
1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки;
4 – вортекси; 5 – розвантажувальні конуси.

Число камер залежно від типорозміру класифікатора 4, 6 або 8. У нижній частині кожної пірамідальної камери (спігота) розміщені пристрої для класифікації осідаючого матеріалу у висхідних потоках води, подаваної знизу: мішалки *3* для розпушення осідаючих пісків, камери *4* тангенціального підведення води (вортекси) і конуси *5* для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу забезпечує стійкість висхідного потоку і більш рівномірне розділення вертикальних швидкостей по поперечному перетину камери. Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку

вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також поступово зменшується оскільки вона повинна бути рівною кінцевій швидкості стисненого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніший продукт видаляється через зливний поріг.

Об'ємна продуктивність гідравлічних багатокамерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_o = 3600LBV, \text{ м/год}, \quad (2.23)$$

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

Технічні характеристики гідравлічних багатокамерних класифікаторів наведені в табл. 2.26.

Таблиця 2.26 – Технічні характеристики багатокамерних класифікаторів

Параметр	КГ-4	КГ-6	КГ-8
Макс. крупність вихідного продукту, мм	1,65	2,5	2,5
Число секцій	4	6	8
Частота обертання мішалок, хв ⁻¹	1,20	1,26	1,26
Витрати води, м ³ /год	4,7-18,0	3,6-9,0	4,3-10,8
Продуктивність, т/год	15-25	15-25	15-25
Потужність електродвигуна, кВт	1,7	2,8	2,8
Габарити, мм:			
довжина	3660	5435	7359
ширина	1752	2307	2884
висота	2844	3632	4172
Маса, т	2,0	3,3	4,2

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламлювання дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення.

В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великих типорозмірів з кутом конусності 20°. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском.

Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпуса (кут конусності): згущувальні – 10°; класифікаційні – 20°; важкосередовищні – 40-60°; збагачувальні (короткоконусні) – понад 90°.

Пульпа у гідроциклон (рис. 2.20) подається тангенціально, завдяки чому в середині циклону вона отримує обертальний рух. Під дією відцентрових сил найбільш крупні частинки шламу притискаються до стінок гідроциклону і видаляються у вигляді продукту більшої крупності (пісків) через нижню – піскову насадку. Тонкий шлам видаляється у злив через верхній – зливний патрубок.

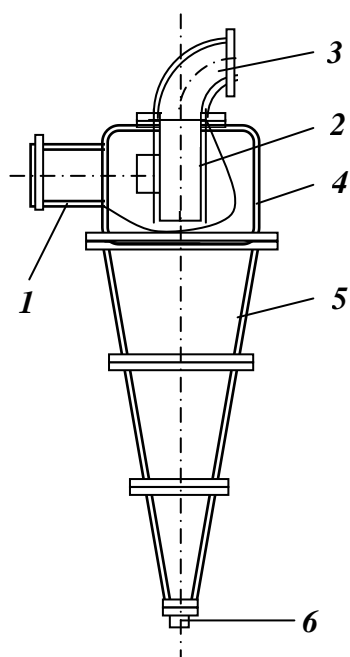


Рис. 2.20 – Гідроциклон.
1 – живильний патрубок;
2 – зливна насадка;
3 – зливний патрубок;
4 – циліндрична частина;
5 – конічна частина;
6 – піскова насадка.

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

Діаметр D (м) гідроциклону визначає його продуктивність по твердому:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год,} \quad (2.24)$$

При виборі гідроциклону, варто прагнути до установки мінімального числа апаратів, що забезпечують необхідну крупність частинки зливу. Зі

збільшенням діаметра гідроциклона збільшується крупність зливу, тому тонкі зливи одержують в апаратах малих розмірів.

Розмір і форма живильного патрубку $d_{ж}$ мало впливають на якісні показники роботи гідроциклона, у той же час продуктивність гідроциклона прямо пропорційна розміру живильного патрубку.

Діаметр зливного патрубку $d_{зл}$ впливає на всі показники роботи гідроциклона. Збільшення діаметра зливного патрубку викликає пропорційне збільшення продуктивності і приводить до одержання більш грубих зливів у зв'язку зі скороченням часу перебування матеріалу в апараті. Діаметр зливного патрубку приймається залежно від діаметра гідроциклона і на 20 – 25 % більше діаметра піскової насадки.

Діаметр піскової насадки d_n практично не впливає на продуктивність, однак впливає на якісні показники роботи гідроциклона. Зі зменшенням розміру піскової насадки збільшується вихід зливу і його крупність, збільшується вміст твердого в пісках і зменшується їхній вихід.

Розвантажувальне відношення $d_n/d_{зл}$, тобто відношення діаметра піскової насадки до діаметра зливного патрубку є основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклона. Зі збільшенням розвантажувального відношення збільшується вихід пісків, знижується їх крупність і вміст твердого, відповідно до цього змінюється характеристика зливу. Ефективність класифікації досягає максимуму при оптимальному розвантажувальному відношенні, що складає 0,3 – 0,5. Якщо зміна розвантажувального відношення здійснюється за рахунок зміни діаметра піскової насадки, то при постійному тиску на вході продуктивність гідроциклона змінюється мало, якщо ж за рахунок діаметра зливного патрубку, то продуктивність змінюється прямо пропорційно цьому діаметру.

Кут конусності α визначає об'єм гідроциклона і час перебування в ньому матеріалу. Зі збільшенням кута конусності збільшується крупність класифікації, зменшуються вихід пісків і об'ємна продуктивність:

$$Q_0 = 3 \cdot 10^4 k_\alpha k d_{ж} d_{зл} \sqrt{p_0}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.25)$$

де p_0 – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_α – поправка на кут конусності α гідроциклона; k – поправка на діаметр гідроциклона.

Тиск p_0 на вході в гідроциклон для одержання задовільних результатів розділення повинен бути постійним і досить високим. При заданій об'ємній продуктивності (2.25) він визначається головним чином розмірами зливного $d_{зл}$ і живильного $d_{ж}$ отворів. Підвищення тиску сприяє зменшенню

граничної крупності розділення і одержанню більш дрібних красів твердої фази у зливів. При одержанні грубих зливів допускається робота гідроциклона з тисками 0,05 МПа, при одержанні тонких зливів – не менше 0,2 МПа.

Вміст твердого у вихідній пульпі β впливає на крупність і розрідженість продуктів розділення. Одержання тонких зливів можливе лише при досить низьких вмістах твердого у вихідній пульпі. У протилежному випадку крупність зливу зростає внаслідок збільшення в'язкості і густини пульпи в гідроциклоні. Крім того, підвищення вмісту твердого в пульпі спричиняє збільшення навантаження на піскову насадку, яка може не забезпечити вивантаження пісків, що призведе до порушення процесу розділення.

Гранулометричний склад вихідного матеріалу впливає на якісні показники процесу розділення. При розділенні грубозернистих шламів злив більш крупний, а піски більш густі, ніж при роботі за тих же умов, але на більш дрібних матеріалах. Результати класифікації погіршуються при збільшенні вмісту у вихідному матеріалі класів, близьких до граничної крупності розділення.

Основні переваги гідроциклонів – низька вартість, великі питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. Технічні характеристики гідроциклонів, що застосовуються на вуглезбагачувальних фабриках, наведені в табл. 2.27.

Таблиця 2.27– Технічні характеристики гідроциклонів

Параметр	ГЦ-350 МПК	ГЦ-500 МПК	ГЦ-630 МПК	ГЦ-710 МПК	ГЦ-1000 МПК
Діаметр гідроциклона, мм	350	500	630	710	1000
Кут конусності, градус	20	20	20	20	20
Розмір живильного отвору, мм	100x100	140x140	180x180	200x200	250x250
Діаметр зливного отвору, мм	80; 90	80; 200	200; 220	250	250; 270
Діаметр піскового отвору, мм	25; 35; 55; 70; 90	80; 100	90; 100; 120	100; 110; 130	100; 120; 130; 150
Тиск на вході, МПа	0,05 – 0,15	0,07 – 0,15	0,08 – 0,15	0,08 – 0,15	0,09 – 0,15
Продуктивність, м ³ /год	46 – 90	150 – 290	260 – 390	350 – 490	450 – 630
Габарити, мм:					
довжина	700	900	1100	1200	1500
ширина	750	1000	1200	1400	1600
висота	1900	2500	3200	3500	4500
Маса, т	0,35	0,59	0,75	0,91	1,67

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

$$d_H = 15 \left(\frac{D d_{3Л} \beta}{k_D d_{II} (\delta - 1) \sqrt{p_0}} \right)^{0,5}, \text{ мкм.} \quad (2.26)$$

де $D, d_{3Л}, d_{II}$ – діаметри гідроциклону, зливної і піскової насадок, м; β – вміст твердого в живленні гідроциклону, %; k_D – поправковий коефіцієнт на діаметр гідроциклону; δ – об’ємна густина твердої фази, т/м³; p_0 – тиск на вході в гідроциклон, МПа.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають менш тривалі міжремонтні періоди. Основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата віддають гідроциклонам.

Найбільш зношувані деталі гідроциклону – конічна частина корпусу, піскова насадка і вкладиш живильного патрубку. Знос деталей різко зростає при підвищенні напору на вході в гідроциклон. При ремонті гідроциклонів з литим корпусом замінюються зношені секції, а при ремонті гідроциклонів зварної конструкції замінюється футеровка. Періодичність ремонту гідроциклонів залежить від крупності і абразивності перероблюваного матеріалу.

Футерування гідроциклонів карбідом кремнію сприяє збільшенню їхнього терміну служби в 5 – 10 разів.

2.3 Машини і апарати для промивки корисних копалин

2.3.1 Характеристика процесу промивки

Промивка – процес розділення корисних копалин шляхом розпушення (дезінтеграції) і видалення глинистого матеріалу за допомогою води і механічних впливів.

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв’язані взаємним проростанням, але зцементовані в компактну масу м’якою і в’язкою глинистою речовиною. У гірничій масі

глинисті домішки можуть знаходитися у виді примазок і плівок на рудних частинках, конгломератів з грудками руди, окремих грудок. Процес дезінтеграції (розпушення, диспергування) глинистого матеріалу відбувається у воді. Глина у воді розбухає, що полегшує її руйнування. В результаті промивки одержують *митий матеріал* і *шлами*, що містять дисперговані у воді тонкі частинки.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини. Здатність корисних копалин розмиватись у воді до такого стану, при якому мінеральні зерна не зв'язані між собою і звільнені від глинистих примазок, характеризується промивністю. Відповідно до існуючої класифікації розрізняють руди легкопромивні, середньопромивні і важкопромивні. Промивність руд залежить від властивостей вихідних продуктів (кількості глинистого матеріалу і його характеристики, вологості вихідного матеріалу), розмивної здатності води (витрати, тиску, температури), механічної (руйнівальної) дії робочих органів промивної машини, а також різних добавок, що прискорюють процес дезінтеграції (рідке скло, сода, їдкий натр та ін.).

У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і шламів, що не містять корисного компонента.

Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивання використовується як підготовчий процес перед наступним збагаченням.

Наявність глинистих частинок і шламів погіршує подальші процеси збагачення, тому видалення глинистих частинок і шламів є необхідною умовою досягнення оптимальних технологічних показників.

Процес промивки широко застосовують для збагачення найрізноманітнішої сировини, в якій мінеральні зерна не пов'язані взаємним проростанням, а зцементовані відносно м'яким глинистим матеріалом (залізни і марганцеві руди, розсипи кольорових, рідкісних і благородних металів, каолінова сировина, вапняки, фосфорити та ін.).

Поширення знаходить промивка золотовмісних пісків розсипних родовищ. Ця операція застосовується також в будівельній індустрії для підготовки високоякісних будівельних матеріалів при розробці родовищ гравію, піску тощо.

2.3.2 Промивні машини і пристрої

Промивні машини і пристрої розрізняють за конструкцією та способами дезінтеграції глинистого матеріалу і видалення шламів. Класифікація промивних машин і пристроїв наведена у табл. 2.28.

Таблиця 2.28 – Класифікація промивних машин і пристроїв

Тип машини, пристрою	Спосіб дезінтеграції	Видалення шламів
Жолоби, струминні машини	Динамічна дія потоків води	Злив і через нерухомі решета
Бутари, скрубери, скрубер-бутари, плоскі і барабанні грохоти, вібромийки	Тертя грудок руди одна об одну, а також об рухомі поверхні машин і дія потоків води	Грохоченням або в стані зливу через поріг
Коритні і бичеві мийки, спіральні класифікатори	Механічна дія робочих органів машини	Злив через поріг
Промивні башти	Розмочування глини в умовах тривалого перебування руди у воді	Злив через поріг
Акустичні апарати	Дія ультразвукових і акустичних коливань	Злив через поріг

Гідравлічний жолоб – найпростіший пристрій для промивки легко- і середньопромивних руд. Найчастіше вони застосовуються на підприємствах малої продуктивності при збагаченні золото- і олововмісних розсипів.

Промивка в жолобі здійснюється в потоці води і струменем води, що витікає з великою швидкістю з насадки. При русі матеріалу в потоці води великі грудки ковзають і перекочуються, що сприяє кращій відмивці шламів.

Ефективність промивки на жолобі залежить від питомої витрати води, довжини жолоба і його нахилу. Витрати води для промивки залежно від властивостей руди складають від 10 до 30 м³ на 1 м³ матеріалу.

Відділення крупного грудкового матеріалу здійснюється на решітці, що установлена на плінтусах по всій довжині жолоба, а також на нерухомому грохоті розташованому у кінці жолоба.

У вуглезбагаченні в Україні виведені з експлуатації в період 1960-1980-і років. До сьогодні епізодично використовуються в Китаї.

Гідравлічний вашгерд (рис. 2.21) використовується в схемах переробки розсипних руд. Він являє собою похилий жолоб з решето (розмір отворів 10 – 15 мм). Перед вашгердом установлюють гідромонітор, який одночасно спрямованим струменем води дезінтегрує глинисті включення і піднімає матеріал на просіювальну поверхню. Продукт, що пройшов через решето жолоба, подається на подальше збагачення на шлюзах. Крупні класи (галька, валуни), які не містять цінного компоненту, видаляються у відвал. Витрати води при промивці на вашгерді складають 8 – 12 м³ на 1 м³ матеріалу.

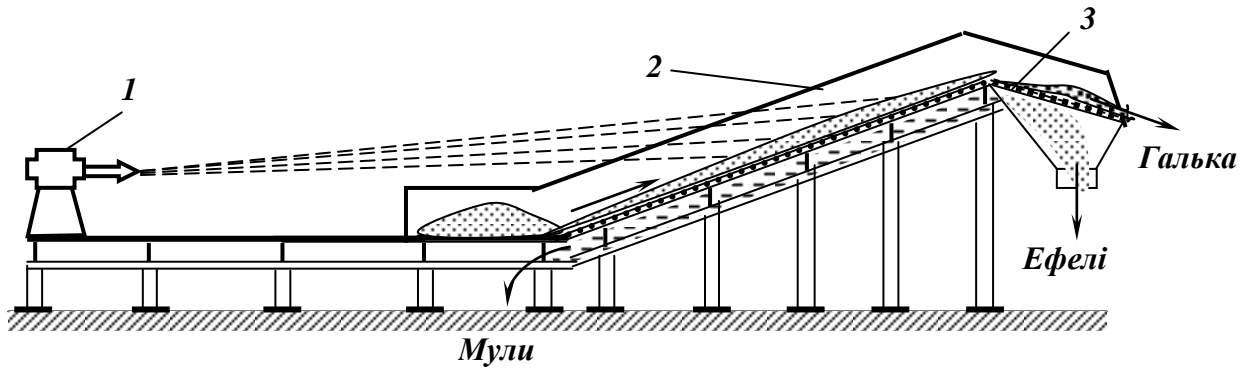


Рис. 2.21 – Схема гідралічного вашгерда.

1 – гідромонітор; 2 – жолоб; 3 – решето.

Гідралічні жолоби і вашгерди застосовують при переробці легко- і середньопромивних матеріалів, ефективність промивки в них складає 70–80 %.

Струминні промивні машини (рис. 2.22) застосовуються при промивці легко-, середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм. Струминна машина складається з прямокутної камери різання 2, що з'єднана з циліндричною промивною ванною 5 перехідним патрубком 4. У верхній частині камери різання встановлено два ряди сопел 3, такі ж сопла в шаховому порядку встановлені в промивній ванні.

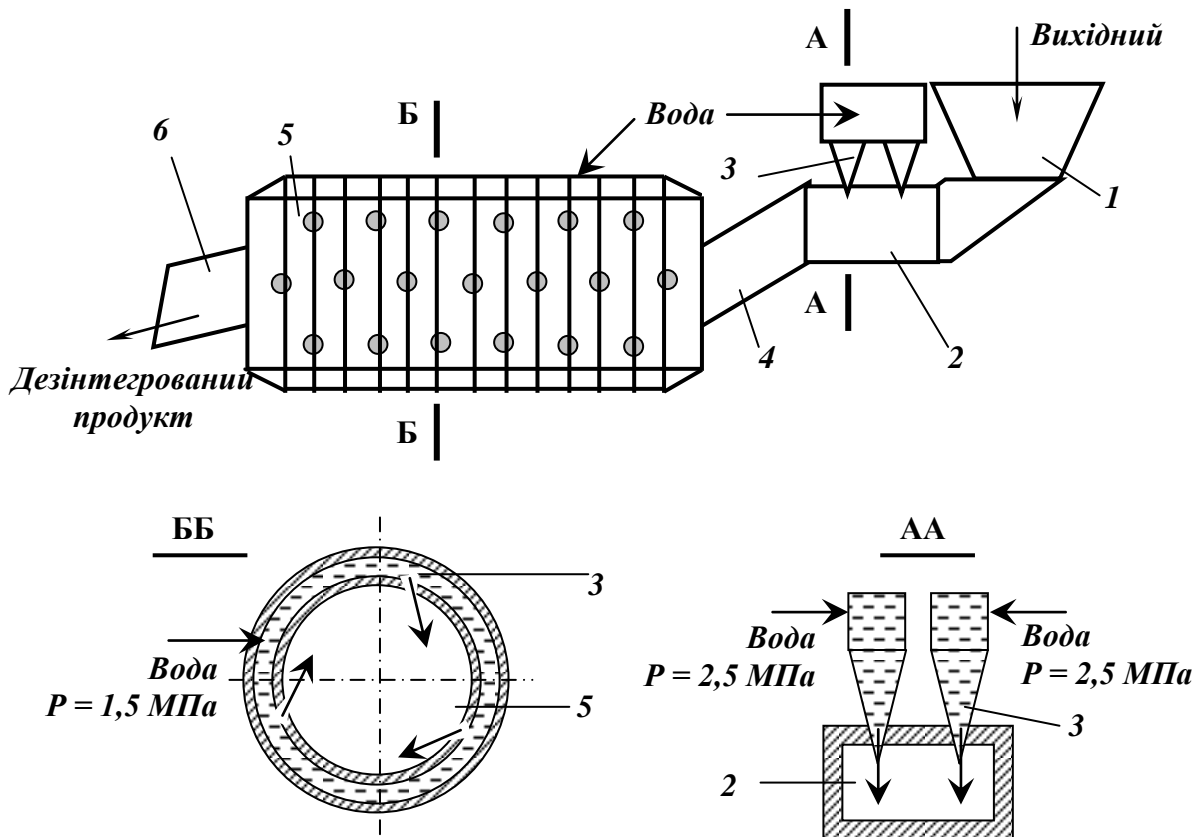


Рис. 2.22 – Схема струминної промивної машини.

1 – завантажувальна лійка; 2 – камера різання; 3 – сопла; 4 - перехідний патрубок; 5 – промивна ванна; 6 – зливний жолоб.

Вихідний матеріал через завантажувальну лійку 1 надходить в камеру різання 2, де глинисті грудки руйнуються струменями води, що подається через сопла під тиском 2,2 – 2,5 МПа. Підготовлений таким чином матеріал перехідним патрубком 4 направляється в промивну ванну, де під дією струменів води з тиском 1,4 – 1,6 МПа процес промивки закінчується. Дезінтегрований матеріал по жолобу 6 виводиться з машини і направляється в пристрій для відділення шламів.

Ефективність промивки в струминних промивних машинах складає 80 – 90 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу. Підвищити ефективність диспергування глинистих включень можна застосуванням пульсацій струменів води.

Технічні характеристики струминних промивних машин наведені в табл. 2.29.

Таблиця 2.29 – Технічні характеристики струминних промивних машин

Параметр	СПМ-60	СПМ-150
Максимальна продуктивність, м ³ /год	60	150
Крупність вихідного матеріалу, мм	0 – 40	0 – 150
Тиск води в соплах, МПа	до 1,6	до 2,5
Питома енергоємність, кВт·год/т	0,6	1,5
Питомі витрати води, м ³ /т	1,2	1,0
Габарити, мм:		
довжина	5565	5110
ширина	1140	1020
висота	2120	1850
Маса, т	2	5

Бутари і барабанні промивні грохоти застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів визначеної крупності. Барабанні грохоти і бутари практично не відрізняються від аналогічних апаратів, що застосовуються для класифікації (рис. 2.10). Але для інтенсифікації механічної дії на матеріал, що промивається, усередині барабана змонтовані подовжні ребра і, крім того, необхідною умовою процесу промивки є підведення води в середину грохота (витрата води від 2 до 10 м³/м³ матеріалу). В поперечному напрямку грохоти порогами розділені на секції, що дозволяє довше утримувати матеріал на просіювальній поверхні.

Зигзагоподібний рух матеріалу по просіювальній поверхні сприяє його розділенню за крупністю, а підйом і падіння – дезінтеграції.

Ефективне грохочення забезпечується при частоті обертання барабану $n \leq (0,3 - 0,4) n_{кр}$, а ефективна дезінтеграція – при частоті обертання $n = (0,7$

– 0,8) $n_{кр}$, тому при промивці важкопромивних руд ці операції розділяють. Ефективність промивки в барабанних грохотах і бутарах складає 75 – 85 %.

Скрубери застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 300 мм або як апарат для попередньої дезінтеграції матеріалу з грудковою глиною перед промиванням у коритній мийці.

Скрубери (рис. 2.23) на відміну від барабанних грохотів мають глухий барабан 1 з торцевими кришками 2 і 4, які обладнані горловиною 3 для завантаження вихідного матеріалу і горловиною 6 для розвантаження дезінтегрованого матеріалу.

Барабан обертається з частотою до 90 % від критичної. В нього безперервно подаються матеріал і вода. Воду подають по стаціонарному водоводу 9 під тиском 0,15–0,30 МПа. Ступінь заповнення скрубера складає до 25 % його об'єму, тому матеріал постійно перебуває у воді, що прискорює процес дезінтеграції, яка здійснюється унаслідок стирання і ударів грудок по виступах поверхні скрубера. Для інтенсифікації процесу дезінтеграції, перетирання і перемішування матеріалу барабан усередині армується спеціальними пристроями (виступами, ножами) 5, у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. В горизонтально встановлених скруберах для транспортування матеріалу до розвантажувальної горловини виступи розташовані по гвинтовій лінії. У нахилених скруберах транспортування матеріалу забезпечується кутом нахилу вісі скрубера, що складає 3–6°. В процесі роботи скрубера руда переміщується у каскадному режимі і піддається дії як механічних, так і гідродинамічних сил.

Розрізняють скрубери прямотечіні (рис. 2.23а) і протитечіні (рис. 2.23 б).

У прямотечіних скруберах (рис. 2.23 а) напрям руху води і матеріалу збігаються. Шлам видаляється через вузьку перфоровану зону в задній торцевій кришці. Мита руда розвантажується зі скрубера через лопатевий ліфтер 7 і жолоб 8.

У протитечіних скруберах (рис. 2.23 б) напрями руху води і матеріалу зустрічні, таким чином при переміщенні вздовж барабана матеріал постійно промивається свіжою водою. Шлам видаляється через перфоровану торцеву кришку в зоні завантаження, а мита руда – через лопатевий ліфтер 7 і жолоб 8. Така конструкція скрубера забезпечує більш тривале перебування матеріалу в скрубери і кращу його дезінтеграцію.

Скрубер-бутара (рис. 2.23 в) являє собою скрубер з'єднаний з бутарою за допомогою фланця. Скрубер-бутари призначені для промивки тих же матеріалів, що і скрубери, але крупність їх не повинна перевищувати 150 мм. Застосування скрубер-бутари дозволяє здійснити додаткове сортування і зневоднення промитого матеріалу.

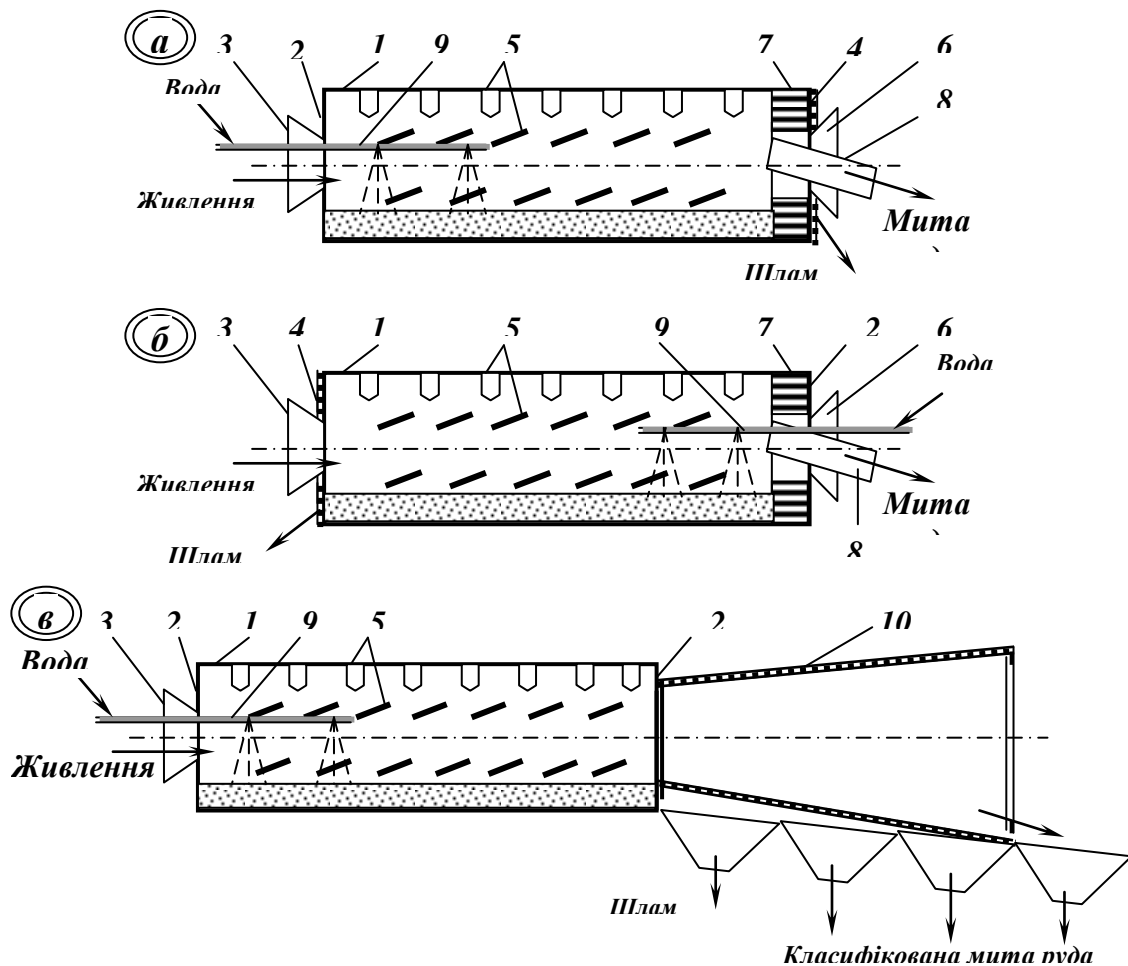


Рис. 2.23 – Схеми скрубєрів і скрубєр-бутари.
a – прямоцєйний скрубєр; *б* – протигєйний скрубєр; *в* – скрубєр-бутара.
 1 – барабан; 2 – глуха торцева кришка; 3 – завантажувальна горловина;
 4 – перфорована торцева кришка; 5 – пристрої для дезінтеграції матеріалу;
 6 – розвантажувальна горловина; 7 – лопатєвий лїфтер; 8 – жолоб для розвантаження митої руди; 9 – водовїд; 10 - бутара.

Технічні характеристики барабанних грохотів і бутар наведені в табл. 2.6, а скрубєрів і скрубєр-бутар – в табл. 2.30.

Скрубєри громїздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання (80–90 %) при порівняно невеликій витраті води (до 4 м³/т).

Плоский вібраційний грохот важкого типу зі зрошенням є найпростішою вібраційною промивною машиною.

Віброгрохоти застосовують при промивці легкопромивних матеріалів, в основному для відділення пиловатих і мулистих частинок та супісків. Диспергування і відділення шламів відбувається під дією вібрацій і води, що подається на бризкала під тиском 0,15 – 0,20 МПа.

Ефективність промивки на віброгрохотах складає 75 – 85 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу.

Технічні характеристики віброгрохотів важкого типу, які застосовуються для промивки наведені в табл. 2.8.

Таблиця 2.30 – Технічні характеристики скрубєрів і скрубєр-бутар

Параметр	Скрубєри і скрубєр-бутари				
	С-12	СБ-12	С-36	ММК-2,6	ММК-3,3
Барабан:					
-довжина, мм	3000	3000	3560	4110	10770
-діаметр, мм	1300	1300	7780	2600	3350
-кут нахилу, град.	0 – 6	0 – 6	–	–	–
-частота обертання, хв ⁻¹	19	26	21	16	15
Максимальна крупність живлення, мм	150	150	350	300	300
Витрати води, м ³ /т	1 – 2	1 – 3	2 – 5	2 – 4	2 – 4
Продуктивність, т/год	60	40	440	100	250
Потужність електродвигуна, кВт	13	17	300	215	500
Габарити, мм:					
Довжина	3810	5520	14200	6900	12000
Ширина	2155	2155	7800	3400	6300
Висота	2230	2230	6070	4800	5600
Маса, т	5,5	6,0	172,8	40,4	154,0

Вібромийки (рис. 2.24) застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезинтеграції і відділення глини.

Вібромийки з двома промивними ваннами трубчатої форми (рис. 2.24 *а*) застосовують для промивки середньопромивних матеріалів, вібромийки з чотирма ваннами (рис. 2.24 *б*) – для промивки важкопромивних матеріалів.

Вібромийки для промивки середньопромивних матеріалів (рис. 2.24 *а*) складаються з двох перфорованих в нижній частині промивних ванн **1**, з'єднаних між собою траверсами **2**. Ванни установлені на рамі **7** на пружинних амортизаторах **5**. В центрі системи між ваннами установлений віброзбуджувач **3** дебалансного типу, що надає ваннам поперечні кругові коливання. У верхній частині кожної ванни розміщені бризкальні пристрої **4** для зрошення матеріалу водою. На розвантажувальному кінці ванни є поріг **6** для створення шару матеріалу у ванні, що сприяє кращому його промиванню.

Вихідний матеріал рівномірно завантажується в обидві ванни. Диспергована глина разом з водою видаляється через перфорацію в нижній частині трубчастих ванн. Товщина шару матеріалу в мийці регулюється висотою зливних порогів **6** на розвантажувальному кінці ванни. Митий продукт перед виходом з машини споліскується чистою водою під тиском.

Вібромийка для промивки важкопромивних матеріалів (рис. 2.24 б) являє собою агрегат із двох рядів ванн трубчастого перетину 1, що установлені на амортизаторах 5. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезінтеграційні труби верхнього ряду з глухими стінками. Тут під дією кругових коливань, що створюються дебалансним вібробуджувачем 3, глинисті домішки виділяються і матеріал по перехідному патрубку 11 переміщається в промивні труби нижнього ряду з перфорованими стінками. У нижніх трубах завершується процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу.

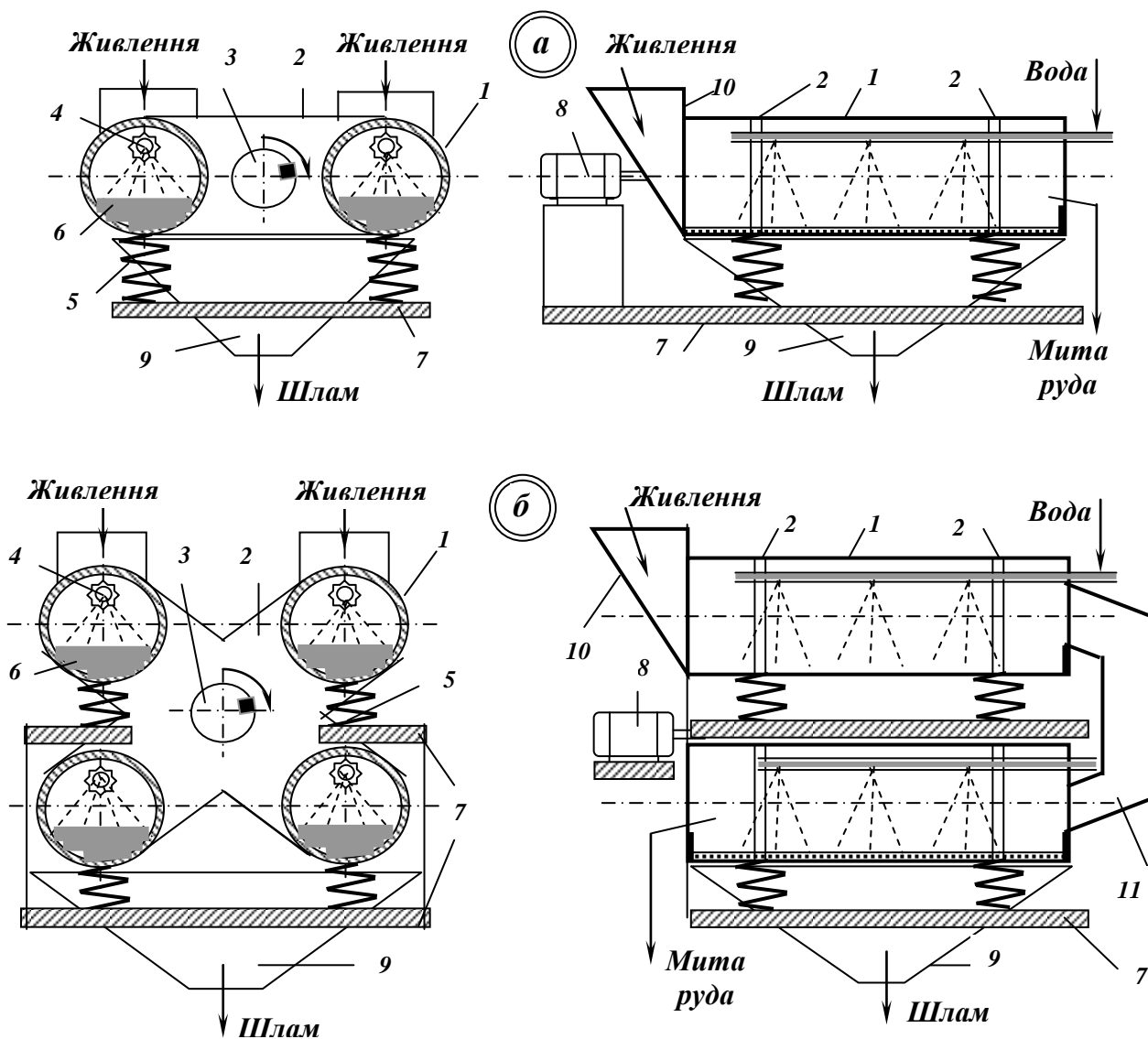


Рис. 2.24 – Схеми вібротрибок.

а – для середньотрибок; б – для важкотрибок.

1 – ванна трубчастої форми; 2 – траверса; 3 – вібробуджувач; 4 – бризкалка; 5 – амортизатори; 6 – зливний поріг; 7 – рама; 8 – електродвигун; 9 – піддон; 10 – завантажувальна лійка; 11 – перехідний патрубок.

Вібротрибки характеризуються високою продуктивністю, малими габаритами, невеликими питомими витратами електроенергії (0,25–1 кВт·год/т) і води (2–3 м³/м³). Технічні характеристики вібротрибок наведено в табл. 2.31.

Таблиця 2.31 – Технічні характеристики вібромилок

Параметр	ВМІ-25	ВМІ-40	ВМІ-70	ВМІ-100	СМД-88	СМД-158
Промивальна ванна:						
число ванн	2	2	2	2	4	2
діаметр барабана, мм	-	-	-	-	800	700
ширина жолоба, мм	400	500	600	800	-	-
довжина барабана (жолоба), мм	1000	3200	3200	3200	3000	2520
кут нахилу, градус	1 – 2	1 – 2	1 – 2	1 – 2	2 – 3	0 – 2
частота коливань, хв ⁻¹	970	970	970	970	750	980
амплітуда коливань, мм	5,7	5,5	5,0	5,0	8,0	7,0
Максимальна						
крупність живлення, мм	80	100	120	150	150	150
Витрати води, м ³ /т	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5	1 – 1,5
Продуктивність, т/год	25	40	55	70	60	50
Потужність						
електродвигуна, кВт	17	28	40	55	44	40
Габарити, мм:						
довжина	3220	4400	4750	4900	4000	4300
ширина	1500	1750	2200	2450	2750	3000
висота	2200	2750	2750	2900	3100	2820
Маса, т	1,7	2,7	3,2	4,2	8,9	3,3

Похилі і горизонтальні коритні мийки можуть бути застосовані при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним чином вони використовуються для важкопромивних матеріалів. Крупність живлення для апаратів цього типу за паспортними даними звичайно не перевищує 100 мм. Але фактично їх можна використовувати тільки для промивки дрібних класів, тому що ці машини не здатні забезпечити розмив грудок важкопромивної глини крупністю більше 20 мм і середньопромивної глини крупністю більше 40 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 2.25) складаються із ванни **1** прямокутної або овальної форми. Кут нахилення ванни складає до 17°. Усередині ванни розташовані два вала **2** з лопатями, що обертаються назустріч один одному.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу від нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається через сопла водоводу **3**. Під дією лопатей, що закріплені під кутом 30-45° по відношенню до вала, руда перемішується, дезінтегрується і транспортується по дну ванни угору до розвантажувального кінця. В коритній мийці вода і матеріал рухаються назустріч одне одному.

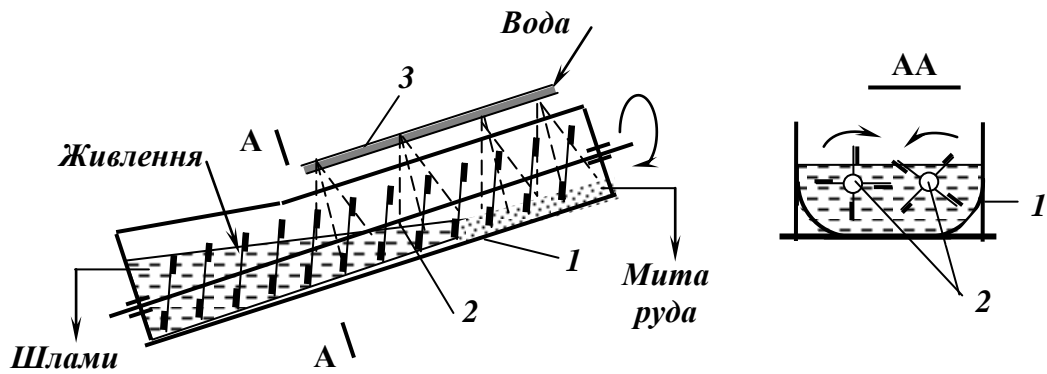


Рис. 2.25 – Схема похилої коритної мийки.
1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

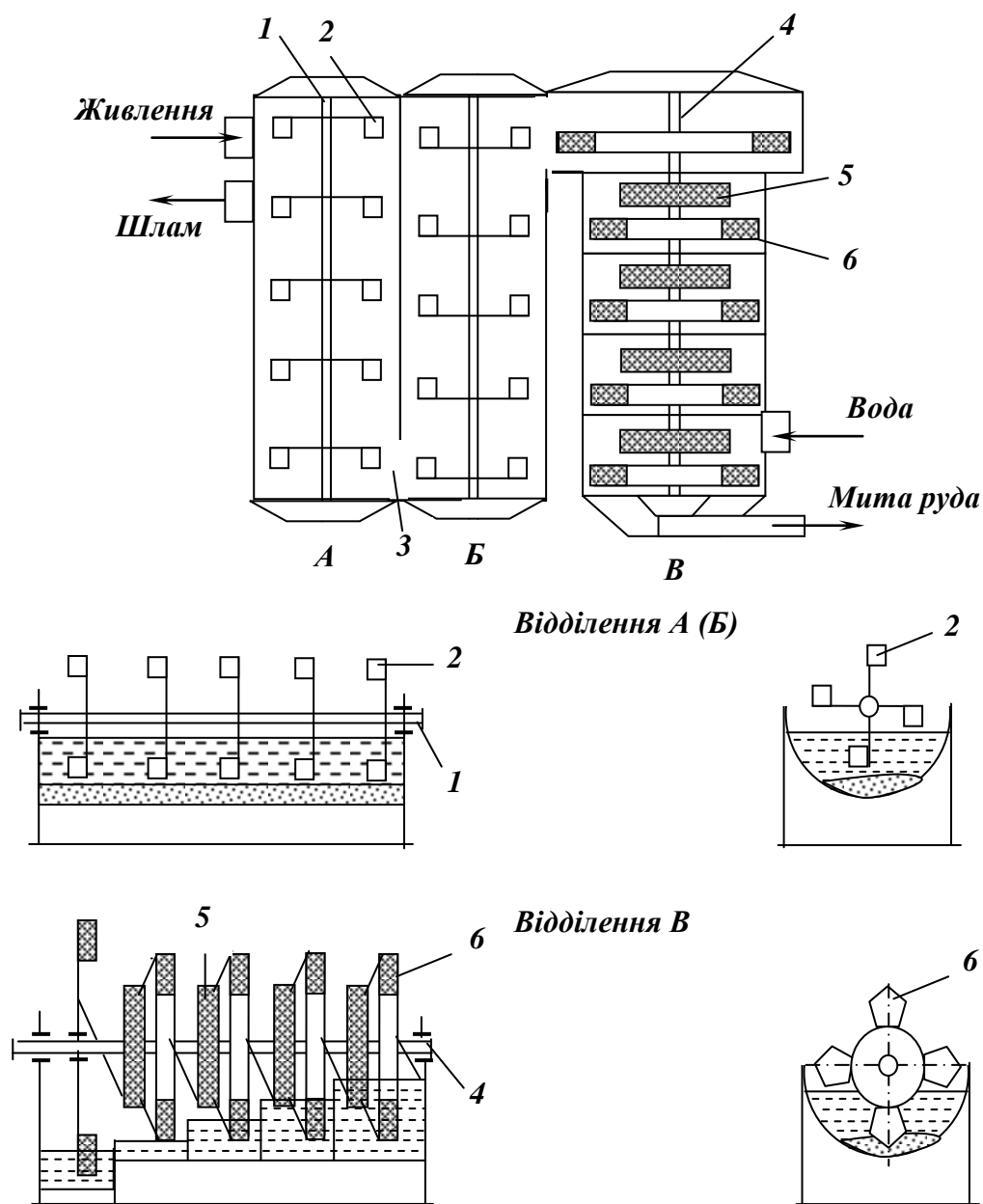
Вище дзеркала пульпи в середній частині ванни для відмивки шламів передбачено зрошення водою, що подається під тиском 0,1–0,2 МПа через сопла водоводу 3. Відмиті шлами з водою видаляються в нижній частині ванни через зливний поріг, висота якого регулюється. Мита руда розвантажується через отвір в верхній торцевій стінці ванни.

Горизонтальна бичова промивна машина (рис. 2.26) застосовується для промивки важкопромивних марганцевих руд крупністю до 70 мм. Вона складається з трьох паралельно розміщених відділень А, Б, В. Перші два відділення призначені для дезінтеграції руди, а третє – для промивки.

Відділення дезінтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал 1. На валу 1 по гвинтовій лінії закріплені бичі 2. У відділенні дезінтеграції А руда з допомогою спіральних розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно 3 у перегородці переходить у друге відділення дезінтеграції Б. Тут процес здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Глинисті включення в основному руйнуються в відділеннях А і Б.

Промивне відділення В являє собою ванну, розділену перегородками на п'ять окремих камер. Вздовж ванни встановлено вал 4, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти 5 і колісні черпакові елеватори 6 (по одному на кожен камеру). Барабанні грохоти призначені для інтенсифікації промивки руди (відділення глини і шламів), а черпакові елеватори для послідовного транспортування матеріалу з камери в камеру. На внутрішній поверхні грохотів закріплені смуги, які утворюють спіральну лінію і сприяють переміщенню матеріалу. Дріб'язок при цьому просіюється через отвори сита. Напрямок руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу) в жолоб з перфорованим днищем. Дріб'язок з водою проходить крізь щілини днища, а мита руда розвантажується на кінці жолоба. Шлами і глина видаляються з водою через зливний поріг у відділенні А. Таким чином, загальна довжина

горизонтальної машини в 3 рази більша довжини звичайної коритної мийки, що дозволяє промивати в ній матеріали із значним вмістом глини.



**Рис.2.26 – Схема горизонтальної бичової промивальної машини.
1, 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти;
6 – черпакові елеватори.**

До переваг коритних мійок варто віднести високу ефективність (85 – 95 %), надійність конструкції, невеликі витрати води (1–2 м³/м³) і електроенергії (0,25–0,75 кВт·год/т). Основним недоліком коритних мійок є значне ошламлювання корисних компонентів у процесі промивання.

Технічні характеристики коритних мійок наведені в табл. 2.32.

Таблиця 2.32 – Технічні характеристики коритних мийок

Параметр	Похилі мийки			Горизонтальні мийки		
	К-7	К-12	К-14	МБМ	МБМ-1	МПМ-3,2
Розміри ванни:						
довжина, мм	7500	9050	9000	4800	4800	6000
ширина, мм	1650	2940	3350	-	-	-
кут нахилу, градус	6 - 12	8 - 12	8 - 12	-	-	-
діаметр кола, яке описується, мм:						
лопатями,	750	1200	1400	-	-	-
лопатками,	-	-	-	2400	2400	3200
ковшами	-	-	-	2200	2200	3570
частота обертання валів, хв ⁻¹ :						
лопатевих,	21	15	15	-	-	-
бичових,	-	-	-	8,4	8,4	6,9
ковшових	-	-	-	3,2	4,5	6,6
Максимальна крупність живлення, мм	40	100	100	100	100	100
Витрати води, м ³ /т	2 - 4	2 - 3	2 - 4	2 - 4	2 - 4	2 - 4
Продуктивність, т/год	100	120	150	150	150	250
Сумарна потужність електродвигунів, кВт	32	55	75	64,8	63,7	146,3
Габарити, мм:						
довжина	1600	11810	11960	7180	7030	8655
ширина	2840	3460	3730	9665	10230	12360
висота	1000	1940	2160	3770	3820	5115
Маса, т	10,5	23,5	31,8	61,0	58,8	115,0

У промивних баштах (рис. 2.27) промивка матеріалів базується на самодиспергуванні глинистих включень у воді.

Промивна башта – це виготовлена із залізобетону циліндрична шахта 1 діаметром 5–10 м і висотою 10–20 м. Конічна основа башти (днище) виконана з кутом нахилу твірних до горизонту не менше 50°. По осі башти установлена обсадна труба 2, в середині якої розміщено ерліфтний підйомник 5. Обсадна труба у верхній частині башти закріплена розтяжками до її стінок, а в нижній частині опирається на ковпак 3. Між похилими стінами днища башти та ковпаком є щілина шириною 200 мм для випуску з башти митої руди. У нижній частині башти установлені сопла для подачі промивної води та стисненого повітря, яке інтенсифікує процес промивки. Вихідна руда завантажується у верхню частину башти. Руда поступово переміщується у башті вниз, безперервно промивається водою, яка подається знизу, і проходить кільцевою щілиною під ковпак 3, де здійснюється додаткова її промивка. Потім мита руда ерліфтом подається в деаераційну камеру 7, де здійснюється відділення повітря від потоку пульпоповітряної суміші. Мита руда з водою самопливом направляється у згущувальну лійку 6.

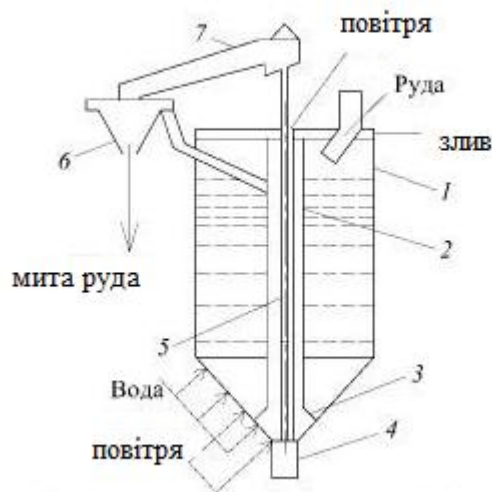


Рис. 2.27 - Схема промивальної башти. 1 – бетонний корпус; 2 – обсадна труба; 3 – ковпак; 4 – шлюз; 5 – аероліфт; 6 – згущувальна лійка; 7 – деаераційна камера.

Злив лійки (тонкий шлам) повертається у башту, а згущений нижній продукт направляється на зневоднення. Злив башти виводиться у верхній частині башти через спеціальну зливну трубу. Частина зливу використовується як промивна вода і перекачується насосом через сопла у башту, а залишена частина води прояснюється у шламовому ставку чи спеціальному пристрої і також використовується для промивки.

Промивні башти використовуються в основному при промивці бурозалізнякових руд. Тривалість обробки руди залежить від ступеня промивності і коливається в межах від 2 до 24 год. при витратах води 2 – 2,5 м³/т і стисненого повітря 2 – 3 м³/т. Переваги даного способу полягають у відносно низькій стиранності мінералів і відповідно менших втратах цінного компоненту. Але у зв'язку з громіздкістю башт, малою зносостійкістю і надійністю їх окремих вузлів промивні башти не знайшли широкого застосування.

Промивні башти в Україні використовують для промивки керченських бурих залізників.

Створені *акустичні промивні машини* для очищення нерудної сировини від глинистих домішок, окисних плівок заліза (при очищенні кварцового піску).

Принцип дії акустичних промивних машин полягає в збудженні низькочастотних акустичних коливань в пульпі, що знаходиться в замкненому просторі робочої камери машини. Камера може бути у формі циліндра або ванни U-подібного чи прямокутного перетину. Робоча камера складається з послідовно з'єднаних секцій, всередині яких розміщені пружні елементи – мембрани. В підмембранні простори періодично подається і

відсмоктується повітря, що надходить через золотниковий пристрій. Завдяки тому, що сусідні мембрани коливаються в протифазі, пульпа переходить у віброкиплячий стан. При певному заданому співвідношенні розрідженості пульпи, амплітуди і частоти коливань мембран забезпечуються умови для інтенсивного диспергування глинистих домішок, і відтирки окисних плівок заліза (з поверхні частинок піску).

Дослідженнями встановлена перспективність застосування *ультразвуку* для підвищення ефективності процесу промивки. Але впровадженню ультразвукового метода у виробництво перешкоджає відсутність потужної ультразвукової апаратури, яка необхідна для створення промивного апарата промислового зразка.

2.3.3 Технологічні показники промивки

Інтенсивність промивки залежить як від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу і здатності рідкого середовища до розмивання глини, так і від механічної дії машин. На ефективність промивки впливають багато факторів, основні з них розглянуті нижче.

Спосіб підготовки руди перед промивкою може полягати в попередньому замочуванні, попередньому підсушуванні і попередньому сортуванні руди.

Попереднє замочування руди перед її промивкою застосовують для зниження міцності глини, що поліпшує показники процесу (тривалість промивки знижується на 25 % і більше, підвищується вилучення глинистих домішок в злив).

Попереднє підсушування руди перед її промивкою спричиняє зниження міцності глини внаслідок зменшення її об'єму і появи внутрішніх напружень, що сприяє скороченню часу диспергування глини при зануренні її у воду.

Попереднє сортування руди на вузькі класи також дозволяє значно поліпшити показники промивки в результаті оптимізації гранулометричного складу матеріалу і вмісту в ньому глинистих домішок.

Гранулометричний склад матеріалу і співвідношення між крупністю грудок глинистого і рудного компонентів найбільше впливають на промивність сировини.

При сумісній промивці крупних і дрібних класів тривалість процесу визначається тривалістю промивки крупних класів, тому в ряді випадків класифікація матеріалу перед промивкою на вузькі класи раціональна. На промивку повинен подаватися матеріал оптимальної крупності: нестача і надлишок крупних зерен негативно відбиваються на диспергуванні глини (в першому випадку внаслідок недостатнього тертя, в другому – внаслідок недостатньої площі контакту між глиною і рудним мінералом). Зі

збільшенням крупності глини ефективність промивки знижується, а питомі витрати енергії зростають. Таким чином, зі збільшенням крупності руди погіршується якість процесу промивки, а зі зменшенням крупності – збільшується ступінь стирання рудних мінералів.

Продуктивність промивної машини в конкретних умовах визначається залежно від промивності руди, а також технологічних і конструктивних параметрів машини. Живлення повинно надходити в машину безперервно і рівномірно, так, щоб підтримувався необхідний час перебування матеріалу в промивному апараті. При зниженні продуктивності збільшується ступінь стирання рудних мінералів, при підвищенні – погіршується якість процесу промивки.

Розрахунок продуктивності виконують двома методами:

– за витратами енергії на промивку 1 т матеріалу;

– за необхідним часом промивки матеріалу до заданої якості.

З двох отриманих результатів рекомендується приймати найменший.

Для розрахунку продуктивності промивної машини першим методом застосовується формула:

$$Q = N\eta / q, \text{ т/год}, \quad (2.27)$$

де N – встановлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); q – питомі витрати електроенергії на промивку матеріалу, кВт·год/т.

Для розрахунку продуктивності промивної машини другим методом застосовуються такі формули:

- для скрубера:

$$Q = 60W\varphi / t, \text{ т/год}, \quad (2.28)$$

де W – внутрішній об'єм барабана, м³; φ – коефіцієнт заповнення барабана матеріалом ($\varphi = 0,8 - 1$); t – необхідний час промивки матеріалу до заданої якості, хв.;

- для похилої коритної мийки з двома валами:

$$Q = 30\pi D^2 \phi Lk / t, \text{ т/год}, \quad (2.29)$$

де D – діаметр кола, що описується лопатями, м; φ – коефіцієнт заповнення корита матеріалом ($\varphi = 0,1 - 0,15$); L – довжина корита, м; k – коефіцієнт використання довжини корита ($k = 0,8 - 0,9$);

- для вібраційної промивної машини:

$$Q = 60m\pi R^2 \phi L / t, \text{ т/год}, \quad (2.30)$$

де t – кількість промивних ванн; R – радіус ванни, м; φ – коефіцієнт заповнення ванни матеріалом ($\varphi = 0,6 - 0,7$); L – довжина ванни, м.

Частота обертання барабанів і валів промивних машин впливає на технологічні показники процесу промивки. Збільшення частоти обертання барабанів і валів сприяє підвищенню продуктивності машини і збільшенню виходу нерозмитої глини.

Частота обертання барабана скрубера і скрубера-бутари залежить від їхнього діаметра і визначається за формулою:

$$n = 28 / D^{0,5}, \text{ хв}^{-1} \quad (2.31)$$

де D – діаметр барабана, м.

Кут нахилу промивних машин визначає швидкість руху матеріалу вздовж корита або барабана. Збільшення кута нахилу барабана приводить до збільшення продуктивності апарата і зменшення ступеня стирання рудних мінералів. Збільшення кута нахилу корита мийки приводить до протилежних результатів.

Збільшення висоти зливного порогу в промивних машинах приводить до зменшення крупності частинок, що виносяться зі зливом, і до збільшення ступеня стирання матеріалу.

Витрата води на промивку повинна бути оптимальною. Недостатня витрата води, що подається в машину, приводить до погіршення процесу. Підвищується густина пульпи, внаслідок чого в злив виносяться крупні зерна руди, а також підвищується вихід нерозмитої глини з митою рудою.

Витрати води на промивку складають від 2 до 6 м³/т.

Підвищення *температури води* від 10 до 40°C сприяє збільшенню швидкості розмиву глини приблизно в 2 рази.

Сольовий склад води теж суттєво впливає на ефективність процесу промивки. Добавка реагентів (кальцінованої соди, рідкого скла та ін.) підвищує ефективність промивки і знижує тривалість розмиву глини.

Вибір типу машини для промивки здійснюється залежно від категорії промивності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для грудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромивного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромивних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезинтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі.

3. СПЕЦІАЛЬНІ СПОСОБИ ТА ЗАСОБИ ПІДГОТОВКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН ДО РОЗДІЛЕННЯ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

3.1. Підготовка руд до магнітної сепарації

Необхідність підготовки руди перед магнітним розділенням обумовлюється її залежністю від характеристики руди (гранулометричний склад, магнітні властивості) і методу сепарації (суха або мокра). Підготовка руди включає операції дроблення, подрібнення, грохочення, знешламлення і знепилення, намагнічування і розмагнічування, сушки і випалу.

Дроблення і подрібнення. Для досягнення ефективного розділення мінералів руда перед збагаченням піддається дробленню і подрібненню. Для отримання оптимального гранулометричного складу підготовленої до збагачення руди схему і число стадій дроблення і подрібнення вибирають відповідно до властивостей збагачуваного матеріалу.

Грохочення. Умовна магнітна сила різко зменшується при віддаленні від робочого органа (барабана, валка, диска і т.п.) сепаратора. При збагаченні некласифікованої руди з широким діапазоном крупності на найбільш крупні і найменш дрібні частинки руди, які проходять на різній відстані від робочого органу, діють різні за величиною магнітні сили. Це знижує ефективність розділення, утруднює правильний вибір умов збагачення і вибір параметрів робочої зони сепаратора.

Розмір отворів сит при грохоченні руди перед сухим збагаченням на сепараторах з верхнім живленням залежить від кроку полюсів або кроку зубців і відношення магнітних сприйнятливостей розділюваних компонентів руди. При збагаченні сильномагнітних руд крупністю 0 – 50 або 0 – 25 мм попереднє розділення на класи + 6 (8) і – 6 (8) мм сприятливо впливає на показники магнітного збагачення.

Знешламлення і знепилення. Процес магнітної сепарації дуже чутливий до наявності в руді дрібно- і тонкоподрібнених частинок, частина яких потрапляє при сепарації в магнітний продукт і знижує його якість. Тому в більшості випадків дрібну руду перед збагаченням піддають знешламленню або знепиленню. При збагаченні сильномагнітних руд рекомендується видаляти частинки крупністю – 5 мкм, а при збагаченні слабомагнітних руд – частинки крупністю – 10 мкм.

Намагнічування і розмагнічування. В процесі магнітної сепарації тонкоподрібнених сильномагнітних матеріалів відбувається інтенсивне утворення флокул, які складаються з магнітних і механічно захоплених немагнітних частинок та зростків. При магнітній сепарації флокуляція підвищує продуктивність сепаратора і вилучення магнітного концентрату, але знижує його якість. При магнітному знешламленні і згущенні флокуляція є важливим режимним параметром, який підвищує продуктивність і селективність цих процесів, а при класифікації, навпаки, спотворює її

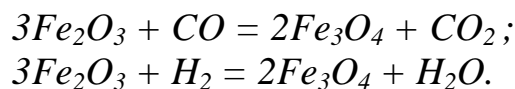
результати і знижує ефективність. Тому для інтенсифікації процесів знешламлення і згущення пульпу обробляють в апаратах для намагнічування і, навпаки, в операціях класифікації з метою руйнування флокул пульпу розмагнічують.

Сушка. На показники сухої магнітної сепарації негативно впливає сила взаємного зчеплення частинок, яка зростає з підвищенням вмісту в руді поверхневої вологи. Так, для суміші мінералів (щільної магнетитової руди) крупністю 0 – 3 мм допустимий вміст вологи не повинен перевищувати 0,5 – 1 %, для руди крупністю 0 – 6 мм – 1 – 1,5 %, для руди крупністю 0 – 12 мм – 2 – 2,5 %, для руди крупністю 0 – 25 мм – 3 – 5 %. Для пористої бурозалізнякової руди допустимий вміст вологи при сухому збагаченні складає 6 – 10 %, що значно вище, ніж для щільних магнетитових і гематитових руд. При сухому збагаченні випаленої бурозалізнякової руди вологістю 6 % виділення пилу різко зменшується в порівнянні зі збагаченням сухої руди, а при вологості 10 % виділення пилу практично повністю припиняється.

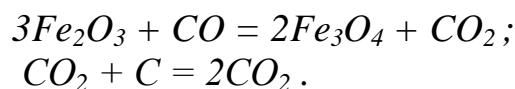
При сухому магнітному збагаченні грубих гравітаційних концентратів руд рідкісних металів концентрат попередньо підсушують до вологості 1 %.

Випал. Магнетизуючому випалу піддають залізні руди для переведення немагнітних і слабомагнітних оксидів заліза в магнітні оксиди – штучний магнетит Fe_3O_4 і маггеміт $\gamma - Fe_2O_3$. При цьому можуть утворитися різні ферити і металічне залізо.

Відновлення оксидів заліза до магнетиту газоподібним відновником відбувається за реакціями:



Відновлення оксидів заліза до магнетиту твердим відновником відбуваються за реакціями:



Випал пористих руд (бурі залізняки) з використанням газоподібного відновника здійснюється при температурі 650 – 750°C, а щільних руд (мартит, сидерит, гематит) – при температурі 850 – 950°C. Застосування твердого відновника потребує більш високої температури. Випал руд здійснюється в подових, барабанних, шахтних печах і печах киплячого шару.

Як відновники використовують коксик, кам'яне і буре вугілля, доменний, генераторний, коксовий і природний газ.

3.2. Підготовка матеріалу до електричної сепарації

Для підвищення ефективності процесу електричної сепарації вихідний матеріал піддається різним підготовчим операціям: сушці, знепиленню,

класифікації по крупності, відтирці і промивці, обробці ультразвуком і реагентами, опроміненню. В залежності від характеристики сировини застосовується одна або декілька операцій її підготовки до розділення методом електричної сепарації.

Сушка – основний спосіб підготовки матеріалу. Підвищена вологість матеріалу подвійно впливає на процес електричної сепарації. По-перше, волога може суттєво змінити природну електропровідність мінералів, особливо мінералів-непровідників. По-друге, при підвищеній вологості зростає злипання частинок, незалежно від їхнього речовинного складу і електрофізичних властивостей. Дрібні частинки пустої породи можуть прилипати до цінних мінералів, потрапляти в концентрат і знижувати його якість. Таким чином, видалення зайвої вологи є операцією обов'язковою перед електричною сепарацією.

Сушка вологого матеріалу здійснюється в барабанних сушарках і сушарках киплячого шару. При електричній сепарації на процес впливає поверхнева волога матеріалу, яка видаляється при температурах 150 – 200°C. Висушений при такій температурі матеріал має вологість 0,5 – 1 %.

Знепилення і класифікація по крупності. При наявності в матеріалі великої кількості пилу (частинок крупністю менше 30 – 40 мкм) процес сепарації порушується, тому що пил налипає на більш крупні зерна, на поверхню осаджувального електрода й інші деталі сепаратора, що викликає пробіи між електродами. Знепилення матеріалу може здійснюватись в камерних коронних сепараторах або циклонах.

Кращі показники електричної сепарації в барабанних сепараторах отримують у тому випадку, якщо матеріал попередньо класифікований по крупності. Це особливо важливо при невеликій різниці в електропровідності розділюваних мінералів. Класифікацію матеріалу виконують на грохотах, в гідроциклонах або камерних сепараторах. Шкала класифікації визначається дослідним шляхом і вона тим вужче, чим вище показники сепарації.

Очистка поверхонь мінералів. Оптимальні умови для процесів зарядки і розрядки мінералів, які визначають чіткість їхнього розділення електричною сепарацією, можуть бути створені тільки у тому випадку, якщо поверхні мінералів будуть чистими, тобто якщо на них відсутні інші покриття і примазки, що викривляють природні електрофізичні властивості мінералів. Однак практично поверхні усіх мінералів в тому або іншому ступені забруднені і при тому характер цих забруднень може бути різним. Поверхні одних мінералів покриваються пилом або реагентами в процесі їхньої переробки, на поверхні інших є плівки різного речовинного складу, які утворилися в результаті окиснення основного мінералу або інших процесів.

Видалення забруднень першого типу здійснюється відтиркою і промивкою матеріалу або ультразвуковою обробкою. Для видалення більш міцних покриттів другого типу застосовується обробка матеріалу в розчинах різних кислот і солей.

Обробка поверхонь мінералів реагентами. Для підвищення селективності розділення мінералів електричною сепарацією в ряді випадків доцільно обробити їх поверхнево-активними речовинами, які змінюють їхню поверхневу електропровідність в необхідному напрямку.

Органічні реагенти, як і при флотації, вибірково адсорбуються або хімічно закріплюються на поверхні тих або інших мінералів і надають їм гідрофобних властивостей. Неорганічні реагенти можуть створювати на поверхні мінералів плівку з підвищеною електропровідністю і тим самим збільшувати їхню електропровідність. Реагенти для обробки мінералів можуть бути застосовані у вигляді розчину або аерозолю.

Електропровідність окремих мінералів змінюється під дією *ультрафіолетового і рентгенівського опромінювання.*

Вибір того або іншого методу штучної зміни електропровідності мінералів здійснюється в кожному випадку з урахуванням конкретних умов.

3.3. Підготовка пульпи до флотації

Основними технологічними характеристиками рудної пульпи є: склад і властивості мінеральних частинок; дисперсність твердої фази – крупність частинок і їхня питома поверхня; склад рідкої фази, тобто водного розчину, який утворює дисперсійне середовище пульпи; густина, в'язкість і гідродинаміка пульпи; насиченість пульпи повітряними бульбашками і дисперсність останніх; склад, структура, електрична характеристика і інші властивості поверхні мінеральних частинок в її динамічній рівновазі з водним середовищем; ступінь стабільності пульпи, явища коагуляції і флокуляції, тобто утворення агрегатів твердих частинок; склад, структура і властивості поверхні водної фази біля границі з повітряними бульбашками.

Задачею підготовки пульпи руд кольорових металів при їх флотаційному збагаченні є: уніфікація властивостей численних мінералів кожного металу, щоб забезпечити ефективне їх вилучення в однойменні концентрати; нейтралізація шкідливого впливу на флотацію солей що обумовлюють твердість води і солей важких металів, вохристо-глинистих первинних і вторинних шламів; оптимізувати умови флотації частинок різної крупності.

Сульфідні і окиснені мінерали суттєво відрізняються за характером вільних, ненасичених зв'язків на їхній поверхні. Чим більше частка йонного зв'язку в ґратці мінералу в порівнянні з ковалентним, тим активніше його поверхня буде взаємодіяти з дипольними молекулами води, міцніше будуть

гідратні шари, що утворюються на поверхні мінералу, і тим гірше, при інших рівних умовах, його флотаційна здатність. Уніфікація властивостей окиснених і сульфідних мінералів кольорових металів досягається застосуванням реагентів-сульфідизаторів. Як сульфідизатор найчастіше використовують сірчаний натрій Na_2S , гідросульфід натрію $NaHS$ або їхню суміш. В результаті взаємодії сульфідних йонів з поверхнею мінералів кольорових металів на них з'являється плівка сульфідів міді, свинцю або цинку, більш або менш однакова для усіх мінералів даного металу, внаслідок чого їхні поверхневі і флотаційні властивості зближуються. Крім того, застосування сульфідизатора приводить до видалення з рідкої фази пульпи солей важких металів, що сприяють активації породних мінералів і мінералів, які депресуються, а також підвищує витрати збирача за рахунок осадження його у вигляді важкорозчинних сполук.

Шкідливий вплив солей твердості і лужноземельних металів виявляється в осадженні оксигідрильних збирачів з розчину у вигляді осадів важкорозчинних мил, активації флотації породних мінералів, труднощів при сульфідизації і наступній флотації окиснених мінералів свинцю, міді і цинку сульфогідрильними й катіонними збирачами. Нейтралізація шкідливого впливу дії цих солей в процесі підготовки пульпи до флотації досягається:

- осадженням солей лужноземельних металів завантаженням соди, фосфатних сполук або рідкого скла. Рідке скло Na_2SiO_3 часто утворює з катіонами лужноземельних металів валентно-насичені сполуки, які депресують карбонатні мінерали породи;

- зв'язуванням солей лужноземельних металів в комплексні йони, що важко дисоціюють, завантаженням солей амонію (напр., сульфату амонію $(NH_4)_2SO_4$).

Одна з основних задач підготовки пульпи – нейтралізація шкідливого впливу на процес флотації шламів, які:

- також як і легкофлотовані породні мінерали можуть значно погіршити якість концентратів;

- при налипанні на поверхню крупних зерен покривають її гідрофільним шаром шламових частинок і тим самим різко знижують їхнє вилучення в концентрат;

- мають велику зовнішню поверхню, яка здатна до поглинення або розкладання флотаційних реагентів, що обумовлює збільшення їхньої витрати;

- володіють підвищеною здатністю до розчинення, диспергації і сприяють або активації мінералів, які депресуються, або депресії мінералів, які флотуються, що обумовлює погіршення селективності флотаційного процесу.

На практиці для нейтралізації шкідливої дії шламів при флотації часто застосовують попереднє знешламлення перед подрібненням, у процесі подрібнення, або перед флотацією. У шламах міститься значна кількість

переподрібнених корисних мінералів (м'які і крихкі), які необхідно вилучати в умовах спеціального режиму флотації. Іншим способом нейтралізації шкідливої дії шламів є обробка пульпи реагентами-пептизаторами: содою, рідким склом, фосфатами й іншими органічними і неорганічними сполуками. Присутність цих реагентів гідрофілізує поверхню частинок шламів, запобігає їх коагуляції і осадженню на більш крупних зернах мінералів, які флотуються. Ефективність нейтралізації шкідливої дії шламів значно зростає при обґрунтованому виборі схеми і умов подрібнення, які виключають надлишкове переподрібнення мінералів.

Швидкість флотації зерен різної крупності неоднакова: краще за все вилучаються зерна проміжних класів, крупні зерна (крупніше 0,1 мм) і тонкі частинки (менше 0,1 – 0,15 мм) флотуються значно гірше.

Причинами гіршої флотації тонких частинок можуть бути: мала ймовірність зустрічі з бульбашками повітря; недостатня кінетична енергія тонких частинок для подолання енергетичного бар'єру руйнування гідратного прошарку між бульбашкою і частинкою при їх зустрічі; недостатня величина поверхні бульбашок для закріплення на них великої кількості тонких зерен; більш високий ступінь гідрофільності окремих тонких частинок (внаслідок окиснення) або їхніх агрегатів з частинками пустої породи.

Підвищення ефективності вилучення тонких частинок із шламів досягається застосуванням селективної флокуляції тонких часток у флокули оптимального розміру добавками відповідних реагентів. Швидкість флотації таких флокул при емульсійній, агломераційній і інших видах флотації часто більше швидкості частинок звичайної флотаційної крупності.

Основною причиною гіршої флотуємості крупних частинок є великі значення сил, які відривають ці частинки від бульбашок повітря. Для підвищення ефективності флотації крупних зерен необхідно збільшити ймовірність їхнього закріплення, збереження і утримання на бульбашках. Практично це здійснюється застосуванням для флотації грубозернистих матеріалів спеціальних конструкцій флотомашин, які характеризуються малою турбулентністю руху пульпи і невеликими інерційними силами відриву частинки від повітряної бульбашки. Ці принципи реалізовані в машинах пінної сепарації (ФП, ФПС) і, частково, аероліфтно-механічних флотаційних машинах, в яких пульпа подається на пінний шар. В інших конструкціях флотаційних машин (напр., в машинах киплячого шару типу КС, у вібраційних машинах типу ВФМ) передбачене створення висхідних і близьких до ламінарних потоків пульпи, що полегшує підйом крупних частинок при різкому зменшенні інерційних сил відриву. В машинах аерофлокулярної флотації (ФМФ) при обережному перемішуванні й інтенсивній аерації пульпи дрібними бульбашками сили відриву порівняно невеликі і має місце закріплення декількох бульбашок на різних ділянках поверхні частинки.

Прагнення створити найбільш сприятливі умови для флотації крупних і тонких частинок знайшло своє рішення у застосуванні схем з роздільною флотацією піскової і шламової фракцій матеріалу, що флотується, особливо при переробці руд з високим вмістом шламів. Застосування схеми з роздільною флотацією піскової і шламової фракцій дозволяє:

- практично повністю усунути шкідливий вплив тонких частинок на флотацію крупних зерен;
- урахувати при розробці реагентного режиму більш високу ступінь окиснення тонких частинок сульфідних мінералів і концентрацію в шламовій фракції мінералів, схильних до переподрібнення;
- здійснити селективну флокуляцію тонких частинок корисних мінералів за допомогою реагентів-флокулянтів або емульсії аполярних реагентів;
- створити найбільш сприятливі умови флотаційного вилучення корисних мінералів як із шламової, так і з піскової фракцій. Крім того, при флотації кожної фракції можуть бути прийняті оптимальні густини пульпи, режими перемішування, умови аерації і піноутворення, тривалість флотації, що дозволяє отримати максимальне вилучення металів.

Використання одного типу флотаційних машин при переробці матеріалу широкого діапазону крупності приводить до того, що основні втрати корисних мінералів у відходах збагачувальних фабрик мають місце внаслідок неякісної флотації крупних або дрібних зерен, або обох – і крупних, і дрібних. Тому при збагаченні руд за складними схемами, які включають цикли флотації крупно- і тонкоподрібнених продуктів, доцільно застосовувати різні типи флотаційних машин.

3.4. Підготовка мінеральної сировини до сортування

*Підготовка корисної копалини до сортування*³ полягає в забезпеченні максимального ефекту від операції сортування і нормального протікання процесів сортування. Вирішення цих задач досягається підготовкою корисної копалини за крупністю (дроблення і грохочення) і підготовкою поверхні частинок, які надходять на сортування (промивка, віброочистка).

Дроблення здійснюється для доведення матеріалу до заданої крупності і максимального розкриття компонентів при заданому виході класів, що надходять на сортування. Збільшення виходу класів, що надходять на сортування, підвищує ефект від введення операції сортування в технологічну схему переробки корисної копалини. Вихід класу, що надходять на сортування, можна регулювати, напр., зміною розміру розвантажувальної щілини дробарки.

³ Сортування корисних копалин базується на різниці в кольорі, блиску, природній і наведеній радіоактивності розділюваних мінералів, різній здатності поглинати радіоактивне випромінювання і відбивати електромагнітні хвилі різної довжини

Ефективність сортування і нормальне ведення процесу залежать від стану поверхні розділюваних мінералів. Забруднення поверхні мінералів приводить до порушення селективності процесу сортування, взаємного засмічення продуктів розділення і збільшення втрат цінного компоненту з відходами. Для виключення цих явищ використовують звичайно два способи підготовки поверхні: промивку корисної копалини з наступною сушкою або без неї і очистку поверхні при одночасній або окремій дії вібрації і відсмоктування пилу.

Підготовка поверхні грудок включає операції очистки поверхні від засмічень і у випадку необхідності підсилення або утворення різниці властивостей розділюваних сортуванням мінералів.

Підготовчі операції можуть виконуватись як поза сепаратором, так і у сепараторі. Необхідність включення цих операцій обумовлюється зміною властивостей сировини при транспортуванні (утворення пилу і засмічення грудок), а також необхідністю цілеспрямованої зміни властивостей поверхні грудок перед сортуванням.

Операції знепилення і промивки, що реалізуються у сепараторі, включають відразу ж після операції дозування матеріалу, тобто вони знаходяться у зоні формування погрудкової подачі.

Методика розрахунку схеми дроблення

Методика розрахунку схеми дроблення розглянута на прикладі, що приведений нижче.

Завдання: Виконати розрахунок схеми дроблення (рис. 1) за наступними вихідними даними: продуктивність 3Ф $Q_{3\Phi} = 600$ т/год; руда – середньої твердості; розмір максимального куска – у вихідному $D_{max} = 600$ мм, у дробленому продукті $d_{max} = 12$ мм; гранулометричні склади руди і дроблених продуктів (табл. 1).

Таблиця 1 – Гранулометричний склад руди

Клас, мм	$\gamma, \%$	$\gamma^{+d}, \%$	$\gamma^{-d}, \%$
+400	30	30	100
400 – 200	28	58	70
200 – 100	17	75	42
100 – 50	15	90	25
50 – 25	4	94	10
25 – 12	3	97	6
12 – 0	3	100	3
Разом	100	–	–

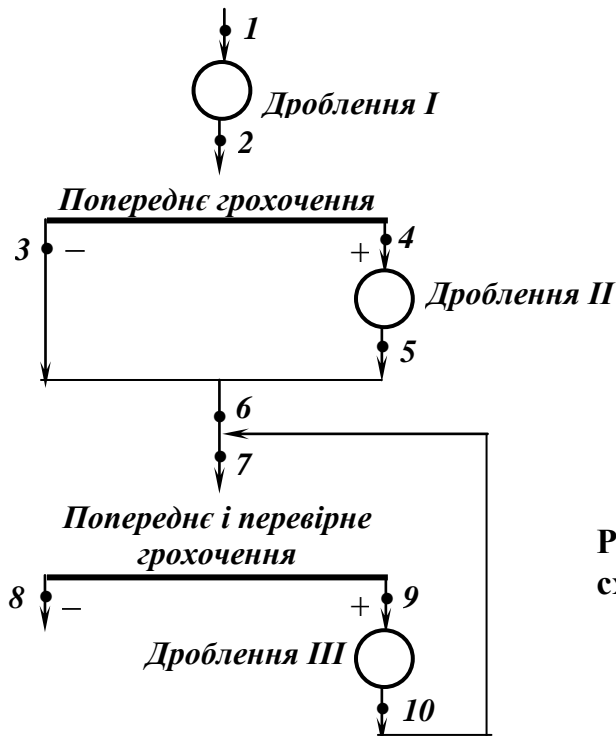


Рис. 1 – Розрахункова схема дроблення (АБГ).

1. Розрахунок технологічних показників

Визначаємо показники схеми дроблення.

1.1 Загальний ступінь дроблення:

$$S_{заг} = D_{max}/d_{max} = 600/12 = 50.$$

При отриманому загальному ступіні дроблення може бути прийнята тристадіальна схема дроблення, що не суперечить I-му правилу вибору схеми дроблення.

1.2 Середній ступінь дроблення:

$$S_{сер} = \sqrt{S_{заг}} = \sqrt{50} = 3,7.$$

1.3 Ступені дроблення у окремих стадіях:

- у I і II стадії призначаємо

$$S_1 = S_2 = 3,3.$$

Перша і друга стадії працюють без перевірною грохочення, тому їхні ступені дроблення повинні бути менші, ніж у третьому ступені, який працює з перевірним грохоченням;

- тоді ступінь дроблення III стадії

$$S_3 = S_{заг}/(S_1 \cdot S_2) = 50/3,3 \cdot 3,3 = 4,6.$$

1.4 Умовна максимальна крупність грудок у окремих стадіях:

- у I стадії

$$D_1 = D_{max}/S_1 = 600/3,3 = 182 \text{ мм},$$

- у II стадії

$$D_2 = D_{max}/(S_1 \cdot S_2) = 600/3,3 \cdot 3,3 = 55 \text{ мм},$$

- у III стадії

$$D_3 = D_{max}/(S_1 \cdot S_2 \cdot S_3) = 600/3,3 \cdot 3,3 \cdot 4,6 = 12 \text{ мм}.$$

1.5 Ширина розвантажувальних щілин дробарок I і II стадій.

При дробленні руд без перевірною грохочення максимальна умовна крупність з дробленого продукту перевищує ширину розвантажувальної щілини дробарки (табл. 2).

Таблиця 2 – Максимальна умовна крупність з дробленого продукту

Категорія твердості руди	Максимальна умовна крупність з дробленого продукту для дробарок типу:			
	ККД	ЩДП	КСД	КМД
М'які	1,1	1,3	1,3 – 1,5	1,7 – 2,0
Середньої твердості	1,4	1,5	1,8 – 2,0	2,2 – 2,5
Тверді	1,6	1,7	2,4 – 2,6	2,7 – 3,0

З урахуванням закругнення ширина розвантажувальних щілин дробарок:

- I стадії (закругнення для руди середньої твердості $z_1 = 1,4$)

$$i_1 = D_1 / z_1 = 182 / 1,4 = 130 \text{ мм};$$

- II стадії (закругнення для руди середньої твердості $z_2 = 1,8$)

$$i_2 = D_2 / z_2 = 55 / 1,8 = 30 \text{ мм}.$$

1.6 Розмір отворів сит грохотів a і ефективність грохочення E_2^{-a} у II стадії дроблення.

Для попереднього грохочення розмір отворів сит грохотів приймають від i (якщо дробарка недовантажена) до z_i (якщо дробарка перевантажена).

Для крупного грохочення на колосникових грохотах $E = 60 - 70 \%$ (в розрахунковій схемі відсутнє).

Для середнього і дрібного грохочення на вібраційних грохотах $E = 80 - 85 \%$.

Для розрахункової схеми приймаємо:

$$a_2 = i_2 = 30 \text{ мм}; \quad E_2^{-a} = E_2^{-30} = 85\%.$$

1.7 Режим роботи грохотів і дробарок III стадії

У залежності від значень ширини розвантажувальної щілини дробарки i , розміру отворів сита a і ефективності грохочення E_2^{-a} , які визначають режим роботи грохотів і дробарок, змінюється характеристика крупності дробленого продукту, необхідне число дробарок і грохотів, продуктивність млинів.

Найбільш раціональні такі режими, при яких розвантажувальні щілини дробарок і ефективності грохочення зменшені, а розміри отворів сит грохотів збільшені.

Для розрахункової схеми приймаємо:

$$i_3 = 0,8D_3 = 0,8 \cdot 12 = 10 \text{ мм};$$

$$a_3 = 1,2D_3 = 1,2 \cdot 12 = 14 \text{ мм};$$

$$E_3^{-a} = E_3^{-14} = 75\%.$$

1.8 Обґрунтування схеми дроблення.

Оскільки у вихідній руді, що надходить на ЗФ, вміст класу – 130 мм складає менше 15 % (див. табл. 1 – гранулометричний склад вихідної руди), I стадії дроблення не повинна передувати операція попереднього грохочення (обґрунтування по I правилу вибору схеми дроблення). В II стадії дроблення раціональне використання попереднього грохочення (обґрунтування по II правилу вибору схеми дроблення). В

заключній стадії дроблення рекомендується застосовувати попереднє і перевірне грохочення (обґрунтування по III правилу вибору схеми дроблення). Таким чином, прийнята тристадійна схема типу АБГ (рис. 1) є для даної руди раціональною.

2. Розрахунок схеми дроблення

Якщо є ситові аналізи вихідного матеріалу і продуктів дроблення необхідно побудувати їхні характеристики крупності і використовувати їх при розрахунках. При відсутності ситових аналізів слід скористатися типовими характеристиками або емпіричними формулами, які їх описують.

2.1 Розрахунок I стадії дроблення

- Маса продуктів I стадії:

$$Q_2 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Після побудови характеристики крупності продукту 1 (рис. 2) визначаємо вміст у ньому класу + 130 мм: $\beta_1^{+130} = 67\%$ ($\beta_1^{-130} = 33\%$).

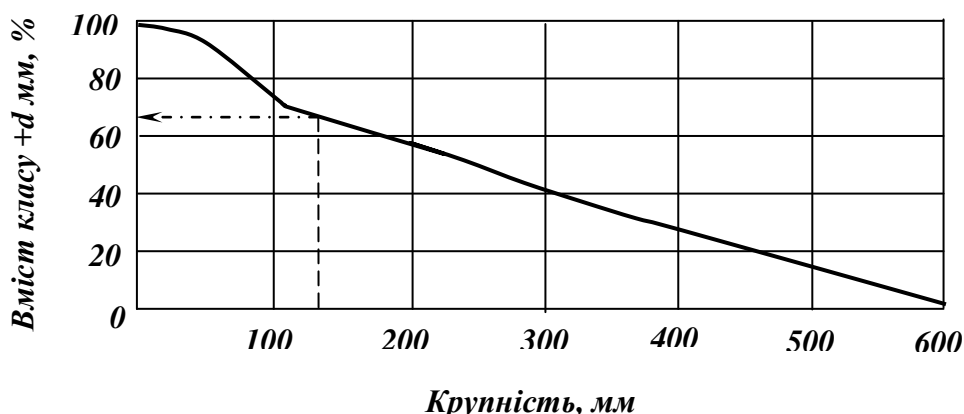


Рис. 2 – Характеристика крупності вихідної руди.

- Визначаємо відносну крупність зерен у дробленому продукті I стадії дроблення (табл. 3): $z_1 = d / i_1$ ($i_1 = 130$ мм).

Таблиця 3 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті I стадії дроблення

d , мм	130	100	50	25	12
z_1	1,00	0,77	0,38	0,19	0,09

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулами, наведеними в Табл. 1.9 визначаємо гранулометричний склад класу +130 мм після його дроблення (табл. 4):

$$b^{+z} = (1 - 0,80z + 0,11z^3 - 0,02z^4) \cdot 10^2; \quad b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 4 – Гранулометричний склад класу + 130 мм після дроблення

d , мм	130	100	50	25	12
b_1^{+z}	29,0	43,3	70,2	84,8	92,8
b_1^{-z}	71,0	56,7	29,8	15,2	7,2

- Вихід класів у продукті 2 розраховується за формулою:

$$\beta_2^{-d} = \beta_1^{-d} + b_1^{-d} \cdot \beta_1^{+i_1}, \%,$$

де β_1^{-d} , β_2^{-d} – вихід класу « $-d$ » у вихідному і дробленому продуктах, %; b_1^{-d} – вміст класу « $-d$ » у дробленому продукті (табл. 4), %; $\beta_1^{+i_1}$ – вихід класу « $+i_1$ » у вихідному продукті ($\beta_1^{+130} = 0,67$), частки од.

Наприклад,

$$\beta_2^{-130} = 33 + 71 \cdot 0,67 = 80,6, \%;$$

$$\beta_2^{-100} = 25 + 56,7 \cdot 0,67 = 63,0, \% \text{ і т.д.}$$

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 2 наведені у табл. 5.

Таблиця 5 – Гранулометричний склад продукту 2

Клас, мм	γ , %	Сумарні виходи	
		γ^{+d} , %	γ^{-d} , %
+ 130	19,4	19,4	100,0
130 – 100	17,6	37,0	80,6
100 – 50	33,0	70,0	63,0
50 – 25	13,8	83,8	30,0
25 – 12	8,4	92,2	16,2
12 – 0	7,8	100,0	7,8
Разом	100,0	–	–

2.2 Розрахунок II стадії дроблення

Другій стадії дроблення передуює грохочення на ситі з розміром отворів $a_2 = 30$ мм. З використанням даних табл. 5 визначити вихід класу (0–30 мм) неможливо, тому необхідно побудувати сумарну характеристику крупності продукту 2 (рис. 3).

Після побудови характеристики крупності продукту 2 визначаємо вміст у ньому класу + 30 мм: $\beta_1^{+30} = 80\%$ ($\beta_1^{-30} = 20\%$).

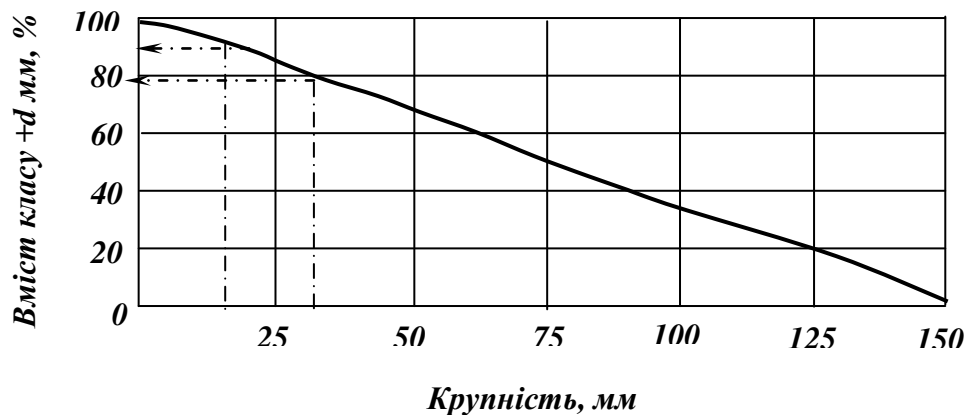


Рис. 3 – Характеристика крупності продукту 2.

Крім того, при розрахунку процесу грохочення необхідно знати вихід класу (0–15 мм): $\beta_1^{+15} = 90\%$ ($\beta_1^{-15} = 10\%$).

- Маса продуктів II стадії:

$$Q_6 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

$$Q_3 = Q_2 \cdot \beta_2^{-30} \cdot E_2^{-30} = 600 \cdot 0,2 \cdot 0,85 = 102 \text{ т/год; } (\gamma_3 = 17\%);$$

$$Q_4 = Q_2 - Q_3 = 600 - 102 = 498 \text{ т/год; } (\gamma_4 = \gamma_5 = 83\%);$$

$$Q_5 = Q_4 = 498 \text{ т/год;}$$

- Визначаємо відносну крупність зерен у дробленому продукті II стадії дроблення (табл. 6): $z_2 = d / i_2$ ($i_2 = 30$ мм).

Таблиця 6 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті II стадії дроблення

d , мм	25	12
z_2	0,83	0,40

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулами, наведеними в Табл. 1.9 визначаємо гранулометричний склад класу +30 мм після його дроблення (табл. 7):

$$b^{+z} = (1 - 0,82z + 0,17z^2) \cdot 10^2;$$

$$b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 7 – Гранулометричний склад класу + 30 мм після дроблення

d , мм	25	12
b_2^{+z}	43,7	69,9
b_2^{-z}	56,3	30,1

- Вихід класів у продукті 6 розраховується за формулою:

$$\beta_6^{-d} = \beta_2^{-d} \cdot E_2^{-30} + b_2^{-d} \cdot \gamma_5, \%$$

де $\beta_2^{-d}, \beta_6^{-d}$ – вихід класу « $-d$ » у продуктах 2 і 6, %; b_2^{-d} – вміст класу « $-d$ » у дробленому продукті (табл. 7), %; γ_5 – вихід продукту 5, частки од.; E_2^{-30} – ефективність грохочення по зерну 30 мм, частки од.

Наприклад,

$$\beta_6^{-25} = 16,2 \cdot 0,85 + 56,3 \cdot 0,83 = 60,5, \%$$

$$\beta_6^{-12} = 7,8 \cdot 0,85 + 30,1 \cdot 0,83 = 31,6, \%$$

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 6 наведені у табл. 8.

Таблиця 8 – Гранулометричний склад продукту 6

Клас, мм	$\gamma, \%$	Сумарні виходи	
		$\gamma^{+d}, \%$	$\gamma^{-d}, \%$
+ 25	39,5	39,5	100,0
25 – 12	28,9	68,4	60,5
12 – 0	31,6	100,0	31,6
Разом	100,0	–	–

2.3 Розрахунок III стадії дроблення

У третю стадію дроблення включені операції попереднього і перевірного грохочення на ситі з розміром отворів $a_3 = 14$ мм. З використанням даних табл. 8 визначити вихід класу (0–14 мм) неможливо, тому необхідно побудувати сумарну характеристику крупності продукту 6 (рис. 4).

Після побудови характеристики крупності продукту 6 визначаємо вміст у ньому класу + 14 мм: $\beta_6^{+14} = 65\%$ ($\beta_6^{-14} = 35\%$).

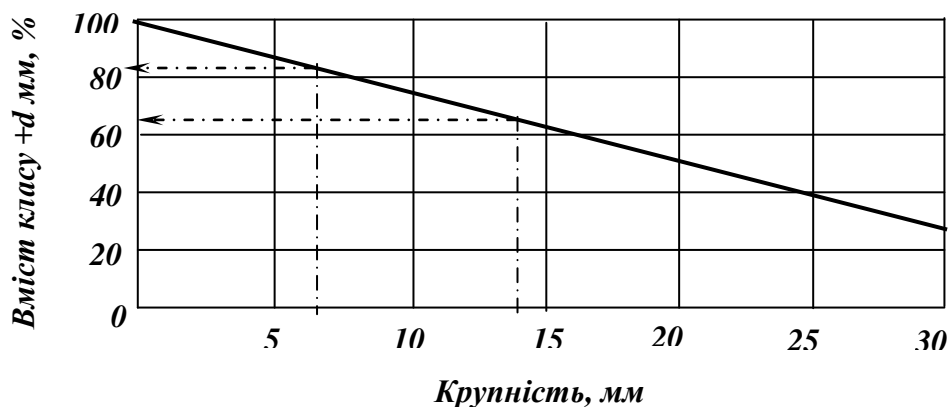


Рис. 4 – Характеристика крупності продукту 6.

• Визначаємо відносну крупність зерен у дробленому продукті III стадії дроблення (табл. 9): $z_2 = d / i_3$ ($i_3 = 10$ мм).

**Таблиця 9 – Відносна крупність зерен у дробленому продукті
III стадії дроблення**

d , мм	14	12
z_3	1,4	1,2

Потім для руди середньої твердості по типовій характеристиці крупності або за формулами, наведеними в Табл. 1.9 визначаємо гранулометричний склад класу + 14 мм після його дроблення (табл. 10):

$$b^{+z} = (1 + 0,12z - 1,13z^2 + 0,62z^3 - 0,10z^4) \cdot 10^2; \quad b^{-z} = 100 - b^{+z}.$$

Таблиця 10 – Гранулометричний склад класу + 14 мм після дроблення

d , мм	14	12
b_2^{+z}	27,0	38,1
b_2^{-z}	73,0	61,9

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 10 наведені у табл. 11.

Таблиця 11 – Гранулометричний склад продукту 10

Клас, мм	γ , %	Сумарні виходи	
		γ^{+d} , %	γ^{-d} , %
+ 14	27,0	27,0	100,0
14 – 12	11,1	38,1	73,0
12 – 0	61,9	100,0	61,9
Разом	100,0	–	–

• Для визначення оригінального живлення, по якому вибирається дробарка, III стадія дроблення подається у розгорнутому вигляді, тобто с роздільними операціями попереднього і перевірного грохочення (рис. 5).

• Маси продуктів III стадії:

$$Q_8 = Q_6 = Q_1 = 600 \text{ т/год};$$

$$Q_{6'} = Q_6 \cdot \beta_6^{-14} \cdot E_3^{-14} = 600 \cdot 0,35 \cdot 0,75 = 157,2 \text{ т/год}; \quad (\gamma_{6'} = 26,3 \text{ \%});$$

$$Q_{6''} = Q_6 - Q_{6'} = 600 - 157,5 = 442,5 \text{ т/год}; \quad (\gamma_{6''} = 73,7 \text{ \%}).$$

З використанням ситової характеристики продукту 10 (табл. 11) визначаємо C , Q_{10} , Q_7 $Q_{10'} = Q_{10} \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14}$, при $Q_{10} = Q_{6''} + C$ і $Q_{6''} = Q_{10'}$ отримуємо:

$$Q_{6''} = Q_{6''} \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14} + C \cdot \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14},$$

звідки

$$C = \frac{Q_{6''}(1 - \beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14})}{\beta_{10}^{-14} \cdot E_3^{-14}} = \frac{442,5 \cdot (1 - 0,73 \cdot 0,75)}{0,73 \cdot 0,75} = 365,7 \text{ т/год};$$

$$Q_{10} = Q_{6''} + C = 442,5 + 365,7 = 808,2 \text{ т/год}; \quad (\gamma_{10} \approx 134,7 \%)$$

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 600 + 808,2 = 1408,2 \text{ т/год}; \quad (\gamma_7 \approx 234,7 \%)$$

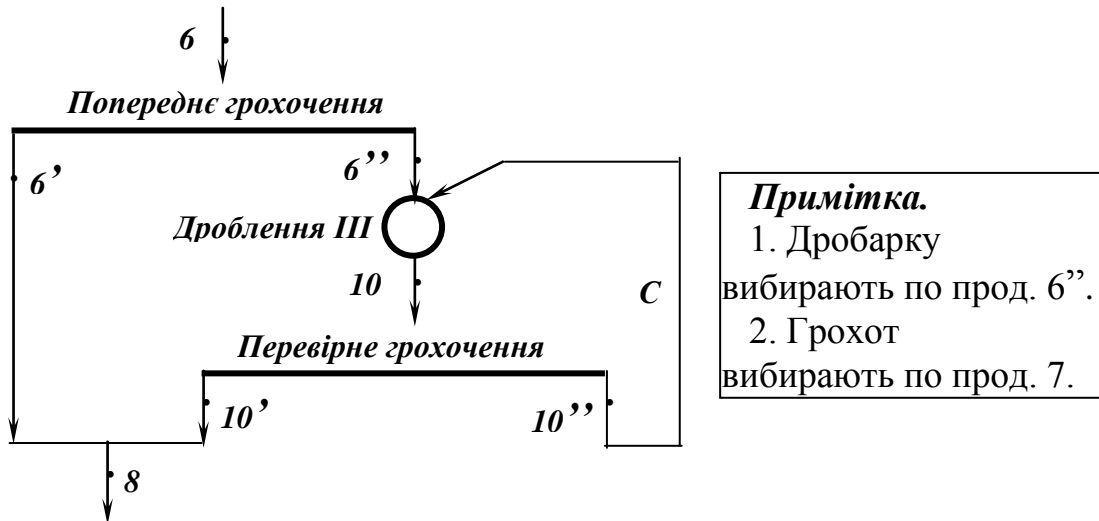


Рис. 5 – Розрахункова схема III-ої стадії дроблення.

- Вихід класу (– 12 мм) у продукті 8 розраховується за формулою:

$$\beta_8^{-12} = (\beta_6^{-12} + \beta_{10}^{-12} \cdot \gamma_{10}) \cdot E_3^{-14} = (31,6 + 61,9 \cdot 1,347) \cdot 0,75 = 86,2 \%,$$

де β_6^{-12} , β_{10}^{-12} – вихід класу «– 12» у продуктах 6 і 10, %; γ_5 – вихід продукту 10, частки од.; E_3^{-14} – ефективність грохочення по зерну 14 мм, частки од.

Результати розрахунку гранулометричного складу продукту 8 наведені у табл. 12.

Таблиця 12 – Гранулометричний склад продукту 8

Клас, мм	γ , %	Сумарні виходи	
		γ^{+d} , %	γ^{-d} , %
+ 12	13,8	13,8	100,0
12 – 0	86,2	100,0	86,2
Разом	100,0	–	–

При розрахунку процесу грохочення необхідні такі дані:

– вміст класу розміром менше половини розміру отворів сита (– 7 мм) у продукті 7. Оскільки характеристика крупності прямолінійна, вміст цього класу можна розрахувати за формулою:

$$\beta_7^{-7} \approx 0,5 \cdot \frac{\beta_6^{-14} + \beta_{10}^{-14} \cdot \gamma_{10}}{\gamma_7} = 0,5 \cdot \frac{35 + 73 \cdot 1,347}{2,347} = 28,4\% ;$$

– вміст надлишкових зерен (+ 14 мм) у продукті 7:

$$\beta_7^{+14} = \frac{\beta_6^{+14} + \beta_{10}^{+14} \cdot \gamma_{10}}{\gamma_7} = \frac{65 + 27 \cdot 1,347}{2,347} = 43,2\% .$$

3. Вибір обладнання схеми дроблення

Дробарки

3.1 Вимоги, яким повинні задовольняти дробарки наведені у табл. 13.

Таблиця 13 – Вимоги до дробарок

Показник	I стадія	II стадія	III стадія
Крупність максимальних грудок у живленні, мм	600	182	55
	130	30	10
Ширина розвантажувальної щілини, мм	600	498	442,5
Потрібна продуктивність, т/год			

3.2 Технологічні характеристики обраних дробарок.

Дробарки вибирають с урахуванням твердості матеріалу, що дробиться, і вимог, що указані в табл. 13. Для руд середньої твердості обираємо конусні дробарки, їхні технологічні характеристики наведені в табл. 14.

Таблиця 14 – Технологічні характеристики обраних дробарок

Стадія дроблення	Тип дробарки	Ширина, мм		Насипна густина т/м ³	Продуктивність	
		завант. отвору	розвант. щілини		м ³ /год	т/год
I	ККД 900/140	900	140	2	420	840
II	КСД 1750Гр	250	25 – 60		300	600
III	КМД 2200Т2	75	7 - 15		160	320

3.3 Визначення числа дробарок з урахуванням нерівномірності навантаження ($k_n = 1,1$):

- в I стадії:

$$n_1 = k_H \cdot Q_1 / Q_{\text{др}p_1} = 1,1 \cdot 600 / 840 = 0,8 \Rightarrow 1 \text{ др. ККД 900/140};$$

- в II стадії:

$$n_2 = k_H \cdot Q_4 / Q_{\text{др}p_2} = 1,1 \cdot 498 / 600 = 0,9 \Rightarrow 1 \text{ др. КСД 1750Гр};$$

- в III стадії:

$$n_3 = k_H \cdot Q_{6''} / Q_{\text{др}p_3} = 1,1 \cdot 442,5 / 320 = 1,5 \Rightarrow 2 \text{ др. КМД 2200Т2}.$$

Грохоти

3.3 *Визначення площі просіюючої поверхні* вібраційних грохотів II і III стадій виконується за формулою:

$$F = Q_o / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p,$$

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

Дані для визначення площі просіюючої поверхні грохотів використовуються дані табл. 1.8 і 1.9. Для прикладу, що розглядається, розрахункові коефіцієнти наведені у табл. 15.

Таблиця 15 – Розрахункові коефіцієнти для визначення площі просіюючої поверхні

Показники	$q, \text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$	δ	k	l	m	n	o	p
II стадія	33	2	0,7	2,00	1,28	1	1	1
III стадія	25	2	0,9	1,47	1,45	1	1	1

- в II стадії:

$$F_2 = Q_2 / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 600 / 33 \cdot 2 \cdot 0,7 \cdot 2 \cdot 1,28 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 5,1 \text{ м}^2;$$

- в III стадії:

$$F_3 = Q_7 / q \cdot \delta \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p = 1408,2 / 25 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 1,47 \cdot 1,45 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 14,7 \text{ м}^2.$$

Для руд з насипною густиною $2 \text{ т}/\text{м}^3$ обираємо грохоти типу ГІТ-51 ($F_{\text{зр}} = 7,9 \text{ м}^2$) – для II і III стадії.

3.5 *Визначення числа грохотів з урахуванням нерівномірності навантаження* ($k_H = 1,1$):

- в II стадії:

$$n_2 = k_n F_2 / F_{зр} = 1,1 \cdot 5,1 / 7,9 = 0,7 \Rightarrow 1 \text{ гр. ГІТ-51}$$

• в III стадії:

$$n_3 = k_n \cdot F_3 / F_{зр} = 1,1 \cdot 14,7 / 7,9 = 2,0 \Rightarrow 2 \text{ гр. ГІТ-51}$$

Схема ланцюга апаратів розрахованої схеми дроблення наведено на рис. 6.

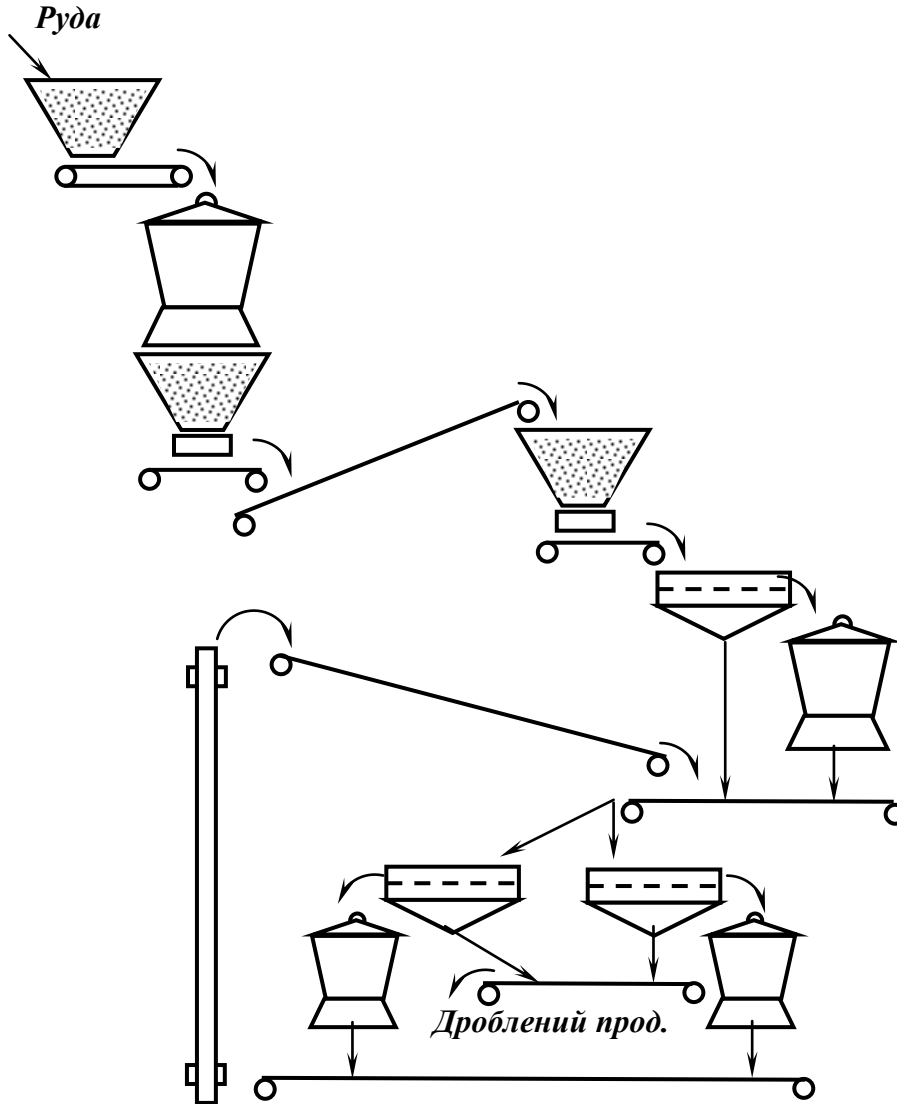


Рис. 6 – Апаратне зображення розрахованої схеми дроблення.

Методика розрахунку схеми подрібнення

Методика розрахунку схеми подрібнення розглянута на прикладі, що приведений нижче.

Завдання: Виконати розрахунок схеми подрібнення (рис. 1) за наступними вихідними даними: продуктивність 3Ф $Q_{3\Phi} = 600$ т/год; на подрібнення надходить дроблена руда середньої твердості; вкраплення – нерівномірне по крупності; розмір максимального куска у вихідному продукті $D_{max} \leq 20$ мм; попередніми дослідженнями встановлено, що раціональним варіантом є двостадійна схема ВГ; вміст розрахункового класу ($-0,074$ мм) у продуктах схеми наведено у (табл. 1).

Таблиця 1 – Вміст розрахункового класу у продуктах схеми

№ продукту	1	3	4	5	7	8	9
Вміст розрахункового класу, %	3	30	50	5	80	8	40

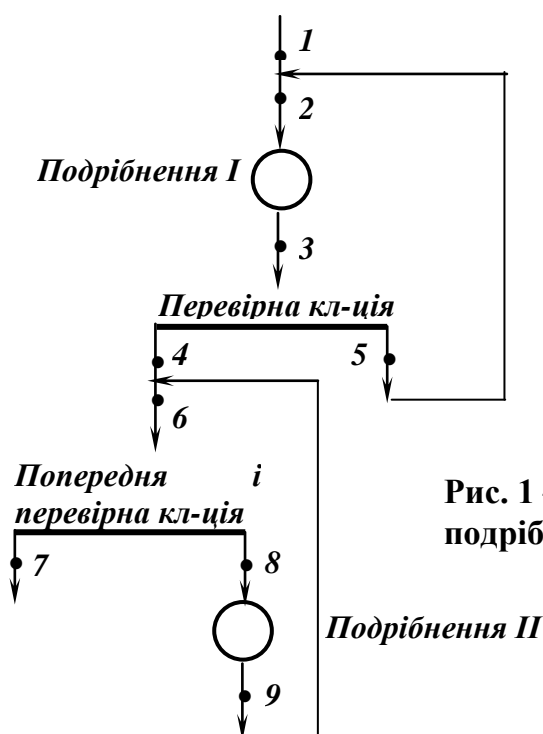


Рис. 1 – Розрахункова схема подрібнення.

1. Визначення мас продуктів

• I-а стадія подрібнення:

$$Q_4 = Q_1 = 600 \text{ т/год.}$$

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для перевірної класифікації I стадії подрібнення:

$$Q_3\beta_3 = Q_4\beta_4 + Q_5\beta_5$$

при $Q_3 = Q_4 + Q_5$ і $Q_4 = Q_1$ одержимо:

$$(Q_1 + Q_5)\beta_3 = Q_1\beta_4 + Q_5\beta_5,$$

звідки

$$Q_5 = Q_1 \cdot \frac{\beta_4 - \beta_3}{\beta_3 - \beta_5} = 600 \cdot \frac{50 - 30}{30 - 5} = 480, \text{ т/год};$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_5 = 600 + 480 = 1080, \text{ т/год}.$$

Вибір млина І стадії подрібнення здійснюється по продукту 1 (без циркуляційного навантаження), а вибір класифікатора – по продукту 3 (з циркуляційним навантаженням).

• II-а стадія подрібнення:

$$Q_7 = Q_1 = 600 \text{ т/год}.$$

Для визначення циркуляційного навантаження і оригінального живлення, по якому вибирається млин, II стадія подрібнення представляється у розгорнутому вигляді, тобто с роздільними операціями попередньої і перевірної класифікації (рис. 2).

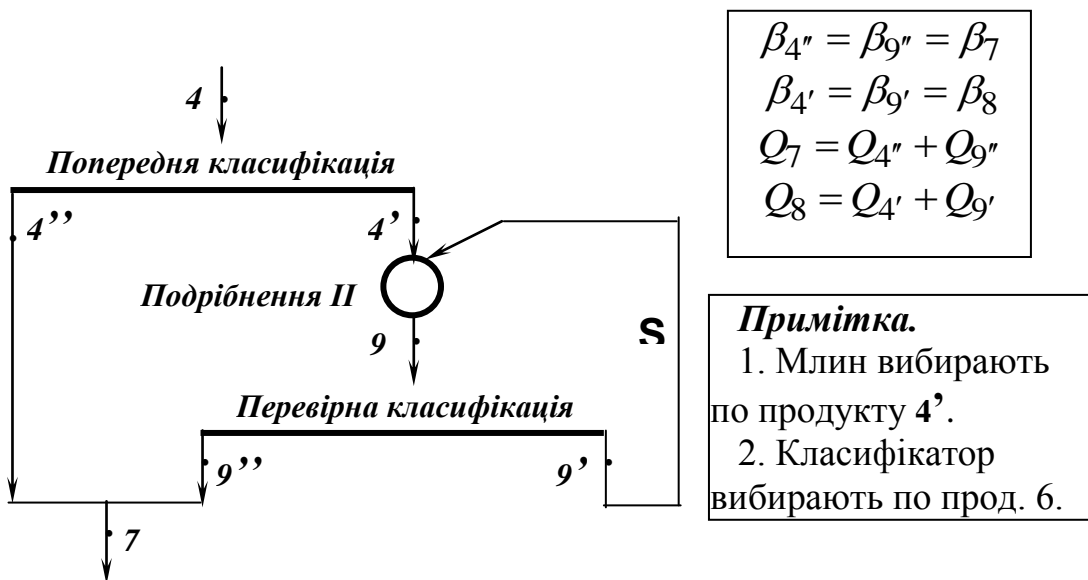


Рис. 2 – Розрахункова схема II стадії подрібнення.

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для попередньої класифікації II стадії подрібнення:

$$Q_4\beta_4 = Q_{4''}\beta_{4''} + Q_{4'}\beta_{4'}$$

при $Q_{4''} = Q_4 - Q_{4'}$ одержимо:

$$Q_4 \beta_4 = (Q_4 - Q_{4'}) \beta_{4''} + Q_{4'} \beta_{4'},$$

звідки

$$Q_{4'} = Q_4 \cdot \frac{\beta_{4''} - \beta_4}{\beta_{4''} - \beta_{4'}} = 600 \cdot \frac{80 - 50}{80 - 8} = 250, \text{ т/год};$$

$$Q_{4''} = Q_4 - Q_{4'} = 600 - 250 = 350, \text{ т/год}.$$

Для визначення мас продуктів складаємо балансове рівняння для перевіркої класифікації II стадії подрібнення:

$$Q_9 \beta_9 = Q_{9''} \beta_{9''} + Q_{9'} \beta_{9'}$$

при $Q_9 = Q_{4'} + Q_{9'}$ і $Q_{4'} = Q_{9''}$ одержимо:

$$(Q_{4'} + Q_{9'}) \beta_9 = Q_{4'} \beta_{9''} + Q_{9'} \beta_{9'}$$

звідки

$$Q_{9'} = Q_{4'} \cdot \frac{\beta_{9''} - \beta_9}{\beta_9 - \beta_{9'}} = 250 \cdot \frac{80 - 40}{40 - 8} = 312,5, \text{ т/год};$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_{4'} + Q_{9'} = 250 + 312,5 = 562,5, \text{ т/год}.$$

$$Q_6 = Q_4 + Q_9 = 600 + 562,5 = 1162,5, \text{ т/год}.$$

2. Вибір обладнання схеми подрібнення

2.1 Млини

У I стадію подрібнення надходить руда крупністю 0 – 20 мм, вміст розрахункового класу – 0,074 мм у вихідному продукті $\beta_6 = \beta_1 = 3\%$, у остаточному – $\beta_0 = \beta_4 = 50\%$. У I стадії прийнятий до установаження стержневий млин з центральним розвантаженням – МСЦ.

У II стадію подрібнення надходить руда крупністю 0 – 3 мм, вміст розрахункового класу – 0,074 мм у вихідному продукті $\beta_6 = \beta_8 = 8\%$, у остаточному – $\beta_0 = \beta_7 = 80\%$. У II стадії прийнятий до установаження кульовий млин з центральним розвантаженням – МШЦ.

Продуктивність барабанних млинів розраховуємо за методом подібності, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального, тобто з використанням даних роботи ЗФ-аналога. Розрахунок робимо за питомою продуктивністю.

Питома продуктивність проектового млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою:

$$q = q_e k_n k_k k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D,$$

де q – питома продуктивність проектового млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; q_e – питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; k_n – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проекрованої до переробки руди і руди, що переробляється; k_k – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проектованій фабриках; k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектового і працюючого млинів; k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об'ємному заповненні проектового і працюючого млинів подрібнюючим середовищем; k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектового і працюючого млинів; k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів проектового і працюючого млинів; k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектового і працюючого млинів.

За еталонний прийнятий кульовий млин МШЦ 2700х3600, що працює на ЗФ-аналогі і подрібнює руду середньої твердості крупністю 0 – 15 мм.

Параметри еталонного млина МШЦ 2700х3600: $V_e = 17,5 \text{ м}^3$; $Q_e = 35$ т/год; $N_e = 400$ кВт; $\beta_o^e = 5\%$; $\beta_e^e = 60\%$; $\varphi_e = 35\%$; $\psi_e = 75\%$.

У відповідності до параметрів еталонного млина його питома продуктивність складає:

$$q_e = \frac{Q_e(\beta_o^e - \beta_e^e)}{V_e} = \frac{35 \cdot (0,60 - 0,05)}{17,5} = 1,1 \text{ т/год} \cdot \text{м}^3.$$

Типорозміри прийнятих до установки млинів наведені у табл. 2.

Таблиця 2 – Типорозміри прийнятих до установки млинів

Варіант	I стадія	II стадія
1	МСЦ 3600х4500	МШЦ 3600х4500
2	МСЦ 4000х5500	МШЦ 4000х5500
3	МСЦ 4500х6000	МШЦ 4500х6000

• Визначення поправкових коефіцієнтів

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_n .

Якщо руда, що проектується до переробки, має твердість меншу еталонної, $k_n > 1$. Якщо руда, що проектується до переробки, має твердість більшу еталонної,

$k_n < 1$. Якщо руда, що проектується до переробки, і еталонна мають близьку твердість, $k_n = 1$.

Коефіцієнт крупності руди $k_k = m/m_e$,

де m – відносна продуктивність млина, що проектується, при заданій крупності вихідного і залишкового продуктів;

m_e – те ж саме для еталонного млина, що працює у промислових умовах.

Відносні продуктивності млинів і коефіцієнти k_k визначені з використанням даних табл. 3а, результати розрахунку наведені у табл. 3.

Таблиця 3 – Відносні продуктивності млинів і коефіцієнти k_k

Млин	Крупність вихідної руди, мм	Вміст класу – 0,074 мм у залишковому продукті, %	Відносна продуктивність m	Коеф. k_k
Еталонний	0 – 15	60	0,96	–
I стадія	0 – 20	50	0,92	0,96
II стадія	0 – 3	80	0,94	0,98

Таблиця 3а – Відносна продуктивність млинів за новоутвореним класом – 0,074 мм залежно від крупності вихідного і кінцевого продуктів

Крупність вихідного матеріалу, мм	Вміст класу –0,074 мм в кінцевому продукті, %						
	30	40	48	60	72	85	95
0 - 40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
0 - 20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
0 - 15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88	0,83
0 - 10	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,84
0 - 5	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85
0 - 3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91	0,85

Коефіцієнт типу млина k_T . Якщо еталонний млин МШЦ, а прийнятий до установки – МШР, $k_T = 1,10–1,15$. Якщо еталонний млин МШР, а прийнятий до установки – МШЦ, $k_T = 0,85–0,90$. Якщо еталонний млин і прийнятий до установки одного типу, $k_T = 1$.

Коефіцієнт заповнення подрібнюючим середовищем $k_\varphi = \varphi / \varphi_e$,

де φ і φ_e – ступені заповнення проектованого і еталонного млинів подрібнюючими тілами. Ступені заповнення, прийняті для проектованих млинів, і коефіцієнти заповнення наведені у табл. 4. Максимальний ступінь заповнення – див. табл. 4а.

Таблиця 4 – Ступені заповнення і коефіцієнти k_φ

Показники	Еталонний млин	МСЦ (I стадія)	МШЦ (II стадія)
$\varphi, \%$	35	35	38
k_φ	–	1,00	1,08

Таблиця 4а – Максимальний ступінь заповнення млинів подрібнюючим середовищем

Тип млина	МСЦ	МШЦ	МШР
$\varphi, \%$	35	42	45

$$\text{Коефіцієнт частоти обертання } k_\psi = \psi / \psi_e ,$$

де ψ і ψ_e – частоти обертання проектного і еталонного млинів. Частоти обертання, прийняті для проектованих млинів, і коефіцієнти частоти обертання наведені у табл. 5. Максимальні частоти обертання – див. табл. 5а.

Таблиця 5 – Частоти обертання млинів і коефіцієнти k_ψ

Показники	Еталонний млин	МСЦ (I стадія)	МШЦ (II стадія)
$\psi, \%$	75	70	75
k_ψ	–	0,93	1,00

Таблиця 5а – Граничні частоти обертання млинів

Тип млина	МСЦ	МШЦ і МШР об'ємом до 50 м ³	МШЦ і МШР об'ємом 50-100 м ³	МШЦ і МШР об'ємом більше 100 м ³
$\psi, \%$	60 - 72	75 - 85	75 - 82	70 - 78

$$\text{Коефіцієнт довжини млина } k_L = (L / L_e)^{0,15} ,$$

де L і L_e – довжина проектного і еталонного млинів, м.

Довжина проектованих млинів, і коефіцієнти довжини наведені у табл. 6.

Таблиця 6 – Довжина млинів і коефіцієнти k_L

Показники	Еталонний млин	Проектовані млини		
$L, \%$	3,6	4,5	5,5	6,0
k_L	–	1,03	1,06	1,08

$$\text{Коефіцієнт діаметра млина } k_D = \sqrt{(D - 2t) / (D_e - 2t_e)} ,$$

де D і D_e – діаметри проектованого і еталонного млинів, м; t і t_e – товщина футеровки проектованого і еталонного млинів, м.

$$t = 0,04 + 0,02D$$

Результати розрахунку коефіцієнта k_D наведені у табл. 7.

Таблиця 7 – Величина поправкового коефіцієнта k_D

Млин	Діаметр, м	Товщина футеровки	Коеф. k_D
Еталонний	2,7	0,094	–
Проектовані	3,6	0,112	1,16
	4,0	0,120	1,23
	4,5	0,130	1,30

• Визначення продуктивності млинів

З використанням поправкових коефіцієнтів визначаємо *питомі продуктивності* проектованих млинів (табл. 8).

Таблиця 8 – Питомі продуктивності млинів

Стадія	Вар.	q_e	k_n	k_k	k_T	k_φ	k_ψ	k_L	k_D	q
I	1	1,1	1	0,96	1	1	0,93	1,03	1,16	1,17
	2							1,06	1,23	1,28
	3							1,08	1,30	1,38
II	1	1,1	1	0,98	1	1,08	1,00	1,03	1,16	1,39
	2							1,06	1,23	1,52
	3							1,08	1,30	1,63

Визначаємо *продуктивність* прийнятих у проекті млинів і їх число:

$$Q_M = \frac{qV_M}{\beta_o - \beta_b}; \quad n_M = \frac{kQ_{жс}}{Q_M}$$

Результати розрахунку продуктивності наведені у табл. 9.

Таблиця 9 – Продуктивність млинів і їх число

Стадія	Вар.	q	V	β_o	β_b	Q_M	$Q_{жс}$	n_M
I	1	1,17	32	0,50	0,03	80	600	8
	2	1,28	60			160		4
	3	1,38	82			240		3
II	1	1,39	32	0,80	0,08	65	250	4
	2	1,52	60			125		2
	3	1,63	82			185		2

Вибір варіанта млинів здійснюється за результатами техніко-економічного порівняння (табл. 10).

Таблиця 10 – Техніко-економічне порівняння варіантів

Стадія	Вар.	Кільк.	Маса, т		Установлена потужність, кВт		Вартість, млн. грн.	
			од.	заг.	од.	заг.	од.	заг.
I	1	8	160	1280	1000	8000	13,0	104,0
	2	4	250	1000	2000	8000	15,9	63,6
	3	3	310	930	2500	7500	21,7	65,1
II	1	4	160	640	1000	4000	13,0	52,0
	2	2	250	500	2000	4000	15,9	31,8
	3	2	310	620	2500	5000	21,7	43,4

Найбільш економічний 2-й варіант, але він незручний при компонуванні обладнання, тому приймається по 4 млина у кожній стадії (у I стадії 4 млина МСЦ 4000x5500, у II стадії – 4 млина МШЦ 3600x4500).

Класифікатори

Спіральні класифікатори використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання грубого за крупністю зливу. Тому у I стадії установлюються спіральні класифікатори. Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

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

по пісках:

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

де t , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв⁻¹); k_β , k_δ , k_c , k_α – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

• Визначення поправкових коефіцієнтів

Коефіцієнт крупності зливу k_β , визначається за даними табл. 4.5. При вмісті класу ($- 0,074$ мм) у зливі $\beta = 50\%$ $k_\beta = 1,75$.

Коефіцієнт густини руди $k_\delta = \delta / 2,7$,

де δ – об'ємна густина руди, т/м³.

При об'ємній густині руди $\delta = 3,5$ т/м³ $k_\delta = 1,30$.

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розбіжності між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу. Величина коефіцієнта k_c залежно від густини руди і співвідношення розрідженостей R і $R_{2,7}$ визначається за даними табл. 4.6.

При густині зливу, яка відповідає базисній, $k_c = 1$

Коефіцієнт кута нахилу ванни класифікатора k_α визначається за табл. 4.7.

При куті нахилу ванни класифікатора $\alpha = 14^\circ$ $k_\alpha = 1,12$.

• **Визначення типорозміру класифікатора**

Оскільки у I стадії прийнято до установки 4 млина, то доцільно визначити продуктивність однієї секції і для неї виконувати розрахунок необхідного класифікаційного обладнання.

Годинна продуктивність однієї секції:

– по зливу $Q_4^* = Q_4 / n_M = 600/4 = 150$ т/год;

– по пісках $Q_5^* = Q_5 / n_M = 180/4 = 120$ т/год.

Визначаємо діаметр спіралей класифікатора (класифікатор двоспіральний $m = 2$):

$$D^{1,768} = Q_4^* / 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha = 150 / 4,56 \cdot 2 \cdot 1,75 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 1,12 = 6,45 \text{ м.}$$

$D = 2,87$ м, найближчий стандартний розмір – $D = 3$ м.

Продуктивність обраного класифікатора по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,768} = 4,56 \cdot 2 \cdot 1,75 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 1,12 \cdot 3^{1,768} = 162 \text{ т/год.}$$

Перевіряємо вибраний класифікатор на продуктивність по пісках:

$$Q_{II} = 5,45 m k_\delta k_\alpha D^3 n = 5,45 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 1,12 \cdot 3^3 \cdot 3 = 1285 \text{ т/год.}$$

Приймаємо 4 двоспіральних класифікатора – 2КСН-30 (по одному класифікатору на кожний млин).

Гідроциклони

Для класифікації подрібненого продукту II стадії подрібнення ($Q_6 = 11625$ т/год.) плануються гідроциклони ГЦ-710, ГЦ-1000 і ГЦ-1400.

Продуктивність гідроциклонів і їх число визначається за формулами:

$$Q_{гц} = 200 D^2, \text{ т/год;} \quad n = 1,1 Q_{жс} / Q_{гц}.$$

Результати розрахунку продуктивності і числа гідроциклонів наведені у табл. 11.

Таблиця 11 – Продуктивність і число гідроциклонів

Гідроциклон	ГЦ-710	ГЦ-1000	ГЦ-1400
Продуктивність, т/год	100	200	400
Число гідроциклонів	13	7	4

Вибір варіанта здійснюється техніко-економічним порівнянням (табл. 12).

Таблиця 12 – Техніко-економічне порівняння варіантів

Варіант	ГЦ	Кільк.	Маса, т		Вартість, тис. грн.	
			од.	заг.	од.	заг.
1	710	13	1,45	18,85	18,0	234,0
2	1000	7	2,40	16,80	22,0	154,0
3	1400	4	4,50	18,00	38,0	152,0

З технологічних і економічних міркувань до установки прийняті ГЦ-1400 (зручність компонування – по одному гідроциклону на кожний млин і найменші витрати на ГЦ). Але гідроциклони приймають зі 100%-ним резервом, таким чином, у кожного млина буде встановлено по 2 гідроциклону – 1 робочий і 1 резервний.

Апаратне зображення 1-ої секції розрахованої схеми подрібнення подано на рис. 3.

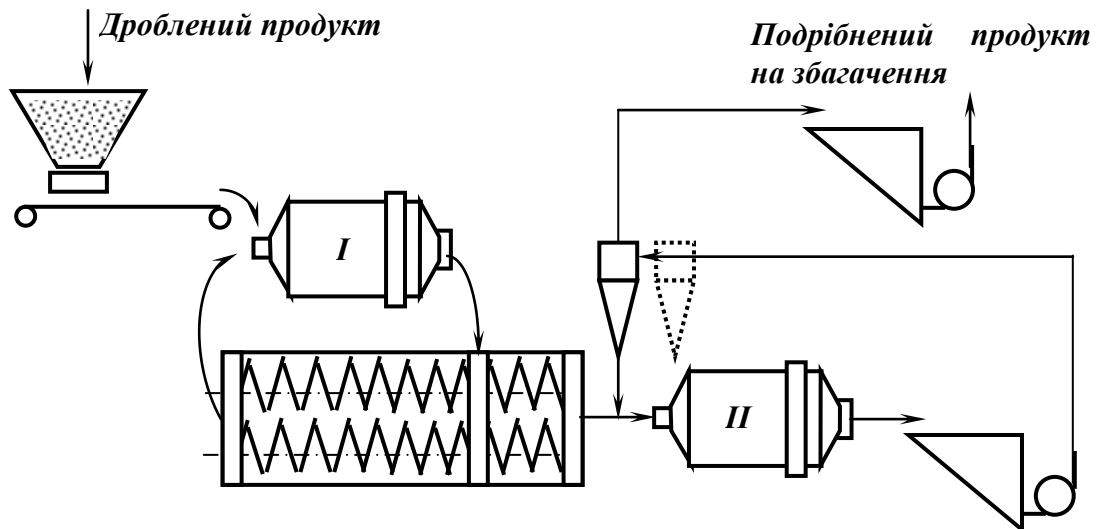


Рис. 3 – Апаратне зображення 1-ої секції розрахованої схеми подрібнення (усього секцій – 4).

Список рекомендованої літератури

1. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415с.
2. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982.– 518 с.
3. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 285с.
4. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. [навчальний посібник] – Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. –296 с.
5. Справочник по обогащению руд: Т. 1. Подготовительные процессы./ Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского – М.: Недра, 1982. – 366с.
6. Справочник по обогащению углей./ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М.: Недра, 1984.– 614 с.
7. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: Кн. 1 / Редкол. О.Н. Тихонов и др. – М.: Недра, 1988.– 374 с.
8. Смирнов В.О., Білецький В.С. Підготовчі процеси збагачення корисних копалин. [навчальний посібник] – Донецьк: Східний видавничий дім, Донецьке відділення НТШ, 2012. – 286 с.
9. Самилін В., Білецький В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин (курс лекцій). — Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. — 116 с.
10. Білецький В. С., Смирнов В. О. Технологія збагачення корисних копалин: Посібник з грифом Мінвузу. — Донецьк: Східний видавничий дім, 2004.- 272 с. (друге видання — 2009 р.)
11. Білецький В. С., Смирнов В. О. Переробка і якість корисних копалин (курс лекцій). — Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. — 324 с.
12. Смирнов В. О., Сергєєв П. В., Білецький В. С. Технологія збагачення вугілля. Навчальний посібник. — Донецьк: Східний видавничий дім, — 2011. — 476 с.
13. Смирнов В. О., Білецький В. С., Шолда Р. О. Переробка корисних копалин (монографія). Донецьк: Східний видавничий дім. 2013. 600 с.
14. Владимир Белецкий, Валерий Самылин, Павел Сергеев. Специальные методы обогащения полезных ископаемых и геотехнологии. Саарбрюккен (ФРН): Palmarium Academic Publishing. — 2015. — 114 с. ISBN 978-3-659-60151-4
15. Сокур М. І., Білецький В. С. та ін. Підготовка корисних копалин до збагачення: монографія / Сокур М. І., Білецький В. С., Єгурнов О. І., Воробйов О. М., Смирнов В. О., Божик Д. П. — Кременчук: Кременчуцький національний ун-т ім. М.Остроградського, Академія гірничих наук України. ПП Щербатих О. В., 2017. — 392 с.
16. Папушин Ю. Л., Білецький В. С. Основи автоматизації гірничого виробництва (курс лекцій). — Донецьк: Східний видавничий дім, 2007. — 168 с.

17. Білецький В. С., Смирнов В. О. Моделювання процесів збагачення корисних копалин: (Монографія) — Донецьк: Східний видавничий дім, 2013.- 304 с.
18. Сергеев П. В., Білецький В. С. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин (практикум) — Маріуполь: Східний видавничий дім, 2016. — 119 с. ISBN 978—966.
19. Сокур Л. М., Бабець Е. К., Сокур Н. И., Чебенко Ю. Н. Дробильно-сортировочное и транспортное оборудование. Монография/ Кременчуг: изд. ЧП Щербатых А. В., 2011.- 236 с.
20. Сокур М. І. та ін.. Дезінтеграція мінеральних ресурсів: монографія / Сокур М. І., Кіяновський М. В., Воробйов О. М., Сокур Л. М., Сокур І. М. — Кременчуг: видавництво ПП Щербатих О. В., 2014—304 с.
21. Гірничий енциклопедичний словник. т. I. (за редакцією В. С. Білецького). — Донецьк: Східний видавничий дім. — 2001. — 514 с. [2]
22. Гірничий енциклопедичний словник. т. II. (за редакцією В. С. Білецького). — Донецьк: Східний видавничий дім. — 2002. — 632 с.
23. Гірничий енциклопедичний словник. т. III. (за редакцією В. С. Білецького). — Донецьк: Східний видавничий дім. — 2004. — 752 с.
24. Мала гірнича енциклопедія. т. I. (за редакцією В. С. Білецького). — Донецьк: Донбас, 2004. — 640 с.[17]
25. Мала гірнича енциклопедія. т. II. (за редакцією В. С. Білецького). — Донецьк: Донбас, 2007. — 652 с.[18]
26. Мала гірнича енциклопедія. т. III. (за редакцією В. С. Білецького). — Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. — 644 с.

Навчальний посібник

**Білецький Володимир Стефанович
Олійник Тетяна Анатоліївна
Смирнов Валерій Олександрович
Скляр Людмила Василівна**

**ТЕХНІКА ТА ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ
КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Частина I. Підготовчі процеси.

Редакція авторська

Підп. до друку 08.01.2019. Формат 60x84 1/16. Папір офісний.
Друк цифровий. Гарнітура Times. Ум. друк. арк. 12,75.
Зам. 08-01/19-1. Наклад 300 пр.

Видавець ФО-П Чернявський Д.О.
пр. 200 річчя Кривого Рога, 17, (зуп. «Спаська»),
тел.: (067) 46-46-102.
Свідоцтво ДК 3449 від 02.04.2009 р.
www.oktanprint.com.ua

