

Лекція 3 МЕХАНІЧНА ПІДГОТОВКА РУД БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ.

Підготовка руди до збагачення зводиться до процесів зменшення розмірів шматків до такої крупності, при якій оголюються цінні мінерали і можуть бути відокремлені від порожньої породи і якщо їх декілька, один від одного.

До цих процесів відносяться дроблення з грохоченням і подрібнення з класифікацією.

3.1 Дроблення

Дробленням називають процес, при якому шматки руди, що потупають на фабрику, із кар'єру або з копальні руйнуються до розмірів, придатних для тонкого подрібнення в млинах (30-5 мм).

Руйнування шматків руди сягається роздавлюванням, розколюванням, стиранням, ударом, зломом, а найчастіше сукупністю декількох способів.

На сучасні збагачувальні фабрики надходить руда, найбільша крупина якої залежить від способу ведення гірничих робіт.

Максимальна крупина шматків руди, що надходить на збагачувальні фабрики з копалень відкритих робіт (кар'єрів), складає 1300 мм, а з копалень підземних робіт (шахт) – 250-700 мм.

Роздрібнити шматки руди в один прийом в дробильному відділенні неможливо і економічно недоцільно. Для дроблення і подрібнення руди потрібні значні витрати енергії, тому процес дроблення один з найбільш дорогих. Тому всю операцію дроблення руди від вихідної крупності до кінцевої крупності підрозділяють на декілька стадій. Причому операції дроблення в кожній стадії поєднуються з відділенням дрібного матеріалу, що не вимагає повторного дроблення.

Стадії дроблення характеризуються перш за все мірою дроблення (i), тобто відношенням розміру максимального шматка руди (D_{max}) до дроблення до розміру максимального шматка в продукті дроблення (d_{max}), тобто

$$i = \frac{D_{max}}{d_{max}} . \quad (3.1)$$

Міра дроблення i залежить від розмірів вихідної руди тієї, що піддається дробленню, її твердості і типу вживаної дробильної апаратури.

Загальний ступінь дроблення дробильного відділення буде дорівнювати добутку приватних ступенів дроблення в кожній стадії, тобто $i_{общ} = i_1 \cdot i_2 \dots i_n$.

Процес дроблення відрізняється великою складністю і залежить від безлічі факторів, до яких можна віднести: міцність, однорідність і тощо. Наявність цих факторів і віддає значні труднощі при створенні теорії процесу.

Чим міцніше і твердіше корисні копалини тим більше зусилля необхідно докласти для того, щоб подолати внутрішні сили зчеплення часток, руди і роздрібнити його на частини. Сили зчеплення між кристалами будуть значно менше сил зчеплення усередині кристалів. При додатку зовнішніх сил, що перевищу-

ють сили внутрішнього зчеплення, шматки руди дробляться спочатку по перетинах, що мають мінімальні сили зчеплення. При дробленні шматків відбувається утворення нових голих площин.

Робота при дробленні витрачається перш за все на деформацію рудних шматків, тобто

$$A_g = K \cdot \Delta V, \quad (3.2)$$

де K – коефіцієнт пропорційності;

ΔV - деформований об'єм руйнованого шматка.

Окрім того, відбувається утворення нових поверхонь і робота, що витрачається на утворення нових поверхонь, є пропорційною величині тієї поверхні

$$A_{II} = m \cdot \Delta S, \quad (3.3)$$

де m – питома поверхнева енергія твердого тіла;

ΔS - величина знову освіченої поверхні.

Сума робіт деформації і утворення нових поверхонь дає повну роботу дроблення (гіпотеза академіка П.А.Ребіндера).

$$A = A_D + A_{II} = K \cdot \Delta V + m \cdot \Delta S. \quad (3.4)$$

Слід зазначити, що коефіцієнт корисної дії дроблення дуже малий і складає одиниці і навіть долі відсотки. Велика частка енергії витрачається на тертя між шматками дробильного матеріалу, частками машин і витрачається у вигляді некорисного тепла, що виділяється.

Для дроблення корисних копалин нині застосовуються наступні типи дробарок: для великого дроблення – щічні і конусні, для середнього і дрібного дроблення – нормальні конусні і дробарки ударної дії і для дрібного дроблення – короткоконусні дробарки, гладкі дробильні валання.

3.2 Щічні дробарки

Дроблення руди в щічних дробарках здійснюється роздавлюванням між двома щоками дробарки – нерухомою і рухливою.

Руда подається через завантажувальний отвір до дробарки. При зближенні щік (рухливої та нерухомої) завантажений матеріал роздроблюється і опускається до випускного отвору дробарки. Досягши розміру меншого, ніж ширина випускної щілини дробарки, руда вивантажується через неї під дією власної ваги.

Конструкції щічних дробарок відрізняються одна від одного розташуванням осі підвіски рухливої щоки, характером руху цієї щоки, а також пристроєм рушійного механізму.

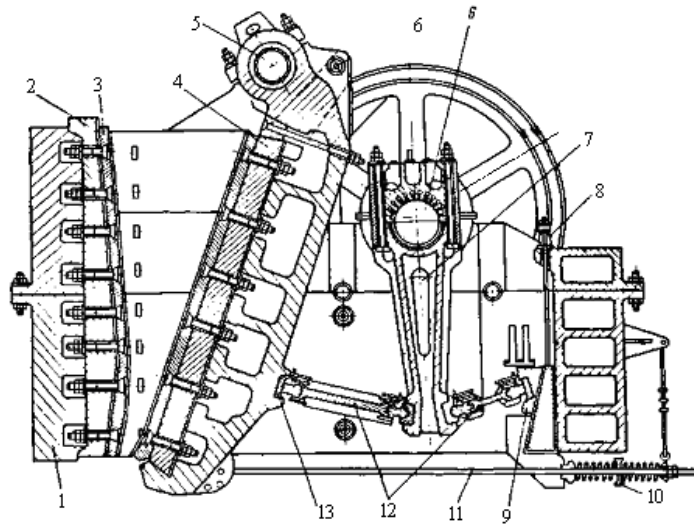


Рисунок 3.1 – Щічна дробарка

Для крупнисті дроблення звичайно застосовуються дробарки з відцентрованим валом і шатуном з верхнім розташуванням осі підвіски щоки та простим рухом шляхом гойдання (рис.3.1).

Станина дробарки є збірною сталевую рамою 1. Рухома щока 4 гойдається на нерухомій осі 2. Вал дробарки 7 з відцентриком обпирається на підшипники рами. На кінцях валу одягнено два важкі маховики 14. Один з маховиків є приводним шківом і передає рух шатуну від електродвигуна. На шатуні 6 є шарнірні гнізда для двох плитрозпорів 5, одна з яких упирається в рухому щоку, друга - в клини 11, 12, з'єднані рамою дробарки. Плити розпорів, шатун і рухова щока кріпляться тягою 10 з пружиною 9.

Під час руху шатуна вгору рухова щока підходить до нерухомої, роздавлюючи матеріал. Зворотний хід щоки здійснюється за рахунок пружини 9. При зворотному ході щоки розмір щілини між щоками збільшується і роздрібнений матеріал розвантажується. Розмір розвантажувальної щілини регулюється за допомогою клинів 11 і 12, які переміщуються за допомогою болтів 13.

Нині для значного дроблення промисловістю випускаються щічні дробарки марки ЩКД, максимальний розмір завантажувального отвору у найбільшій дробарки складає 1500 x 2100 мм, ширина розвантажувального отвору - 180 мм. Продуктивність такої дробарки при найбільшому розмірі завантаженого шматка 1200 мм складає близько 720 т/год. Вага такої дробарки дорівнює 245 т.

Основними частками дробарок, що зношуються, є рухова та нерухома щоки, поверхня яких футерується ребристими плитами, бокові стінки щік футеруються гладкими плитами. Футерувальні плити виготовляються з литої марганцевистої сталі.

Розпірні плити оберігають дробарки від поломок. При попаданні в дробарку металевих предметів відбувається розрив плити, яка складається з двох частин, що скріплюють болтами.

Ступінь дроблення щічних дробарок складає в середньому 3-4. Довжина гойдань рухомої щоки вимірюється біля розвантажувального кінця та зміню-

ється від 9 до 25 мм в малих і від 25 до 50 мм у великих дробарках. Для твердих порід необхідна більш велика довжина гойдань, чим для крихких матеріалів.

До технологічних характеристик, що визначають роботу дробарки, відносять кут (α), швидкість обертання ексцентрикового валу (n , об/хвил.) і продуктивність (Q , т/год.).

Кутом захвата в щічних дробарках називається кут, що утворюється рухомою та нерухомою щоками. При гойданні рухомої щоки кут змінюється на незначну величину. Він звичайно складає від 15 до 25° і змінюється зі зміною ширини розвантажувального отвору. Збільшення ширини щілини веде до зменшення кута захвата та навпаки - із зменшенням ширини кут захвата збільшується. Отже, під час збільшення кута захвата продуктивність дробарки зменшується, а ступінь дроблення збільшується.

Максимальний кут захвата, при якому дроблення шматків руди, залежить від коефіцієнта тертя між роздробленим матеріалом і поверхнею щік, може бути визначений аналітично таким чином.

Шматок руди, що знаходиться між двома щоками, піддається дії декількох сил. Тиск рухомої щоки або зусилля, що робить на шматок P , завжди спрямовано перпендикулярно до поверхні торкання, тобто площини AA . Тиск нерухомої щоки P_1 буде перпендикулярним до площини BB_1 , причому P_1 і P не рівні між собою. Нормальний тиск біля нерухомої і рухливої щоки обумовлює відповідну силу тертя fP , перпендикулярно до P біля рухомої щоки і fP_1 , перпендикулярно до P_1 біля рухомої щоки. Ці сили тертя залежать від коефіцієнта тертя, де f - коефіцієнт тертя ковзання між рудою та робочою поверхнею щоки. Як відомо, сили тертя завжди діють супроти його відносної швидкості, тобто супроти V і V_1 , що обумовлюють виштовхування шматка вгору.

Зусилля, що дробить P , можна розкласти на дві складові: горизонтальну та вертикальну, спрямову вгору і прагнучу виштовхнути шматок вгору. Виштовхуванню шматка перешкоджатимуть сили тертя fP і fP_1 . Отже, кут захвата α не повинен перевищувати межового значення, при якому відбувається урівноваження відштовхуючої сили та сил тертя. Якщо позначити значення граничного кута, то при рівновазі шматка сума проекцій діючих на нього сил, на координати осей X і Y буде дорівнювати

$$\sum X = -P \cdot \cos \frac{\alpha_0}{2} + P_1 \cdot \cos \frac{\alpha_0}{2} - f \cdot P \cdot \sin \frac{\alpha_0}{2} + f \cdot P_1 \cdot \sin \frac{\alpha_0}{2} = 0 ; \quad (3.5)$$

$$P_1 \cdot (\cos \frac{\alpha_0}{2} + f \cdot \sin \frac{\alpha_0}{2}) = P \cdot (\cos \frac{\alpha_0}{2} + f \cdot \sin \frac{\alpha_0}{2}) ; \quad (3.6)$$

$$\sum Y = P_1 \cdot \sin \frac{\alpha_0}{2} + P \cdot \sin \frac{\alpha_0}{2} - f \cdot P_1 \cos \frac{\alpha_0}{2} - f \cdot P \cos \frac{\alpha_0}{2} = 0 ; \quad (3.7)$$

$$2 \sin \frac{\alpha_0}{2} = 2 f \cdot \cos \frac{\alpha_0}{2} , \quad (3.8)$$

або $\operatorname{tg} \frac{\alpha_0}{2} = f$, то оскільки $f = \operatorname{tg} \varphi$, то

$$\operatorname{tg} \frac{\alpha_0}{2} = \operatorname{tg} \varphi, \text{ звідки } \frac{\alpha_0}{2} = \varphi \text{ або } \alpha_0 = 2\varphi .$$

Граничний кут захвата дорівнює подвійному куту тертя.

Якщо, то шматок руди не дробитиметься, а буде викинутий вгору.

Таким чином, кут захвата щічних дробарок повинен бути менше подвійного кута тертя, тобто $\alpha > 2\varphi$.

Коефіцієнт тертя ковзання між шматком руди і шокою рівний $f = \operatorname{tg} \varphi = 0,3$, що відповідає куту тертя $\varphi \approx 16^\circ$, а кут захвата може доходити до 32° . Проте практично біля щічних дробарок кут захвата не перевищує 25° .

Для визначення продуктивності щічних дробарок запропоновано декілька формул як теоретичних, так і емпіричних.

Об'ємна продуктивність дробарки виразиться як

$$V = 60 \cdot n \cdot V = 30 \cdot n \frac{(S_2 + S_1) \cdot (S_2 - S_1) \cdot z}{\operatorname{tg} \alpha} \quad (3.9)$$

Якщо прийняти кут захвата рівним 22° , то $\operatorname{tg} \alpha = 0,4$

Якщо $d_{\max} = S_1 + e$, де $e = S_2 - S_1$

$$d_{\min} = S_2, \text{ то } d_{cp} = \frac{2S_1 + e}{2} .$$

Тоді об'ємна годинна продуктивність може бути вираженою

$$Q = 150 \cdot \mu \cdot d \cdot e \cdot Z \cdot n \text{ м/год.}, \quad (3.10)$$

де μ - коефіцієнт розпушування.

Для вираження продуктивності дробарки в тоннах на годину до формули об'ємної продуктивності необхідно ввести щільність дроблення матеріалу K , тоді

$$Q = 150 \cdot \mu \cdot d \cdot K \cdot e \cdot Z \cdot n \text{ т/год.} \quad (3.11)$$

Продуктивність щічних дробарок може бути також приблизно підрахованою по питомій продуктивності 1 см^2 площі розвантажувальної щілини, тобто

$$Q = 0,1 Z \cdot S_2 \quad (3.12)$$

Розмір щічних дробарок вибирається по каталогах заводів-виготівників залежно від розміру максимального шматка в живленні і продуктивності при

заданій ширині розвантажувальної щілини дробарки. Розмір максимальних шматків повинен в живленні повинен бути рівний $(0,8-0,9) B$, де B - ширина завантаженого отвору дробарки. Продуктивність дробарки слід приймати з 20 %-м запасом. Звичайно в каталогах продуктивність дробарок приводиться для руд середньої крупності з насипною вагою $1,6 \text{ т/м}^3$.

Для руд, що мають інші фізичні властивості, вводяться поправки на дроблення руди, насипна вага і крупина руди.

Щічні дробарки з складним гойданням щоки застосовуються для великого та середнього дроблення. Рухома щока біля цих дробарок підвішена на ексцентриці валу. Нижня частина рухомої щоки шарнірно утримується плитою розпору, яка спирається на задню стінку рами через регулювальні клини.

При обертанні ексцентрикового валу рухома щока здійснює складний рух, сприяючий не тільки роздавлюванню шматків руди, але і їх стиранню.

Дробарки зі складним гойданням щоки простішого пристрою в порівнянні з дробарками із простим гойданням щоки, але завдяки великим навантаженням на вал відрізняються підвищеним зносом ексцентрика щоки, який приймає на себе що дробить зусилля. Тому ці дробарки виготовляються тільки невеликих розмірів із шириною завантажувального отвору не більше 600 мм.

Ширина розвантажувального отвору регулюється за допомогою регулювальних клинів і змінюється в межах від 20 до 200 мм, залежно від розміру дробарки.

Всі щічні дробарки відрізняються простотою пристрою та ремонту. Наявність плит, розпорів, гарантує запобігання великим поломкам дробарок. Вони добре працюють на твердих рудах і можуть працювати на в'язких і глинистих рудах.

Проте цим дробаркам є властивими і деякі недоліки: вібрації при роботі, велика кількість споживаної енергії, забивання рудою робочого простору дробарки, вихід продукту нерівномірного по крупності, наявність холостого ходу, неможливість роботи під завалом, що вимагає установки живильника, і тощо.

Витрата стали в щічних дробарках визначається зносом футерувальних плит і складає від 0,02 до 0,083 кг на тонну роздрібнованого матеріалу. Витрата електроенергії коливається від 0,3 до 1,3 кВт год. на тонну.

3.3 Конусні дробарки

При великому, середньому та дрібному дробленні широкого поширення набули конусні дробарки, в яких руда дробиться безперервно між двома усіченими конусами.

Масивна станина, або підстава, дробарки відлита із сталі, має у верхній частині фланець з отворами для болтів. Нижня частина основи разом з припливами утворює опорну плиту, яка кріпиться болтами до фундаменту.

Вертикальний вал підвішується до верхньої частини станини, в голівці хрестовини. На вертикальний вал насаджений рухомий конус, що дробить. Нижній кінець валу вільно входить в розточування ексцентрикового стакана, який обпирається через опорної підшипник на плиту основи дробарки і обертається

через конічну зубчасту передачу від приводного валу. Вершини конусів спрямовані в різні боки. Завдяки великому куту крутизни ($20-25^\circ$) завантажувальний отвір дробарки має великі розміри.

При обертанні ексцентрикового стакана вісь головного валу з конусом, що дробить, описує конічну поверхню з вершиною в точці підвісу. Що дробить конус при цьому котиться по внутрішній поверхні нерухомого конуса, внаслідок чого і відбувається безперервне дроблення руди.

Руда надходить в кільцевий простір між рухливим і нерухомим конусами. Розвантаження роздрібнюваного матеріалу відбувається по похилому лотку в станині дробарки, футерованому зносостійкою сталлю.

Існують також дробарки з розвантаженням роздрібнюваного продукту безпосередньо під дробарку, через нижню кільцеву щілину. Це дозволяє запобігти налипанню руди в нижній частині дробарки і зменшити загальну її висоту. Розмір конусних дробарок характеризується шириною завантажувальної щілини і завдовжки півкола його.

Розміри розвантажувальної щілини визначають крупину роздрібнюваного продукту і регулюються підняттям або опусканням вертикального валу за допомогою регулювальної гайки.

Футерівка конуса, що дробить, і нерухомого конуса здійснюється плитками із зносостійкої марганцевої сталі. Після установки футерівки для щільного прилягання її до конусів вільний простір заливається цинковим сплавом. Термін служби футерівки звичайно складає 6-24 місяці.

Конусні дробарки для великого дроблення так само, як щічні дробарки, мають цілу низку достоїнств і недоліків. До їхніх недоліків можна віднести складність устрою та і ремонту, а також неефективність роботи на в'язкій руді і за наявності великих шматків. Для установки цих дробарок потрібні дуже високі будинки.

Достоїнством дробарок, перш за все, є їхня велика продуктивність при невеликій витраті енергії і відсутність значних вібрацій при роботі.

Конусні дробарки для великого дроблення (КВД) мають максимальну ширину приймальної щілини 1500 мм. Така дробарка може проводити дроблення шматків руди розміром до 1200 мм, вона має регульовану ширину розвантажувальної щілини від 160 до 200 мм і залежно від цієї ширини продуктивність від 1840 до 2320 т/год. Кількість гойдань конуса такої дробарки складає 100 на хвилину, її вага - 410 т. Ці дробарки дають ступінь дроблення 5.

Витрата енергії на дроблення в дробарках КВД коливається від 0,1 до 1,3 кВт год. на тонну, а витрата сталі складає від 0,005 до 0,030 кг/т роздрібненого матеріалу.

Конусні дробарки для середнього дроблення (КСД). Для середнього та дрібного дроблення застосовуються дробарки з пологішим конусом (кут при вершині конусів близько 100°). Вершини обох конусів спрямовані в один бік. Ширина приймальної щілини для цих дробарок невелика, оскільки максимальний розмір шматків в живленні дробарок для середнього дроблення складає 250 мм, а для дрібного дроблення – 110 мм.

Стандартні конусні дробарки дають рівномірний по крупності роздрібнений продукт. Це сягається тим, що в нижній частині кут нахилу нерухомого конуса на невеликій відстані дорівнює куту нахилу рухомого конуса, так що, між ними утворюється паралельна зона.

Завдяки паралельній зоні шматки руди, проходячи через неї, піддаються багаторазовому стискуванню і при виході з дробарки мають розмір, який не перевищує розмір розвантажувальної щілини. Довжина паралельної зони для дробарок КСД складає 1/10-1/12 діаметру конуса, що дробить.

Конусні дробарки КСД випускаються дев'яти типорозмірів і відрізняються шириною розвантажувальних щілин. Дробарки найбільшого розміру КСД-2200 з розміром приймальної щілини 350 мм і розвантажувальної щілини 30-60 мм при максимальних розмірах шматків в живленні 2400 мм мають продуктивність не менше 544-928 т/год.

Процес дроблення в конусних дробарках є аналогічним процесу дроблення в щічних дробарках, тому закономірності, що встановлені для щічних дробарок, дійсні і для конусних.

Кут захвата в дробарках КВД и КСД - це кут між конусами, що створюють поверхню, яка дроблять, у момент їх зближення.

Так само, як і в щічній дробарці, кут захвата повинен бути менше подвійного кута тертя, тобто, практично він складає в середньому 180°. Застосовуючи ті ж положення, що і до щічних дробарок, можна визначити оптимальне число обертів ексцентрика, а потім і продуктивність дробарок.

Оптимальне число обертів ексцентрикового стакана буде рівне

$$n = 655 \sqrt{\frac{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}{S}}, \text{ хвил}^{-1} \quad (3.13)$$

де S – величина повного ходу конуса біля розвантажувальної щілини дробарки, см;

α_1 і α_2 - кути нахилу конічних поверхонь обох конусів, град.

Тоді годинна продуктивність конусної дробарки для великого дроблення визначається за формулою

$$Q = \frac{377 D_H \cdot n \cdot (e + r) \cdot r \cdot \delta}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}, \quad (3.14)$$

де r – ексцентриситет;

e – ширина розвантажувальної щілини, мм;

S – насипна вага, т/м³;

D_H - внутрішній діаметр рухливого конуса.

Потужність двигуна, що необхідна для конусної дробарки, приблизно визначається за формулою

$$N = 85d_H, \quad (3.15)$$

де d_n – нижній діаметр нерухомого конуса, мм.

Конусні дробарки для дрібного дроблення (КДД). Для дрібного дроблення широко застосовуються короткоконусні дробарки, які відрізняються від дробарок для середнього дроблення формою робочої дробильної зони. Для короткоконусних дробарок характерний коротший конус, що забезпечує велику довжину кола завантажувальної щілини, меншу ширину приймального отвору завантажувальної щілини, меншу ширину приймального отвору, довшу паралельну зону (1/6 діаметру конуса, що дробить), а кут нахилу створюючого конуса з більш крутішим.

Конусні дробарки КДД випускаються п'яти типорозмірів із шириною приймальної щілини від 45 до 140 мм. Ширина розвантажувальної щілини у найменшій дробарки КДД-1200 може регулюватися від 3 до 13 мм, у найбільшій - від 10 до 20 мм. Максимальний розмір шматка в живленні складають відповідно 30 і 110 мм. Максимальна продуктивність цих дробарок дорівнює 88 і 352 т/год. Число гойдань конуса, що дробить, – 242...260 на хвилину. Конусні дробарки КСД дозволяють одержати за один прийом ступінь дроблення до 6 (при роботі у відкритому циклі) і до 8-10 (при роботі в замкнутому циклі із гуркотом). Для дробарок КДД ступінь дроблення відповідно для тих же умов складає до 3-5 і до 8.

Конусні дробарки для середнього і дрібного дроблення мають також низку достоїнств і недоліків. Основною перевагою їх є висока продуктивність внаслідок відсутності неробочого ходу. Вони не вимагають такого надійного фундаменту, як щічні дробарки. Проте ці дробарки мають складний устрій і вимагають ретельного догляду, рівномірної подачі живлення і тощо.

Витрата електроенергії на дроблення в дробарках КСД і КДД коливається від 0,5 до 2,5 кВт год. на тонну. Витрата сталі визначається в основному зносом футерування конуса, що дробить і нерухомого конуса, і складає 0,001-0,005 кг на тонну роздрібнюваного продукту.

Продуктивність конусних дробарок так само, як і щічних, приймається по каталогах заводів-виготовників з урахуванням поправок на подріблення руди, насипна вага і крупина руди. Вибір конусних дробарок звичайно проводиться за розміром максимального шматка в вихідному продукті, який повинен бути рівний приблизно 0,8 ширини завантажувального отвору, і по продуктивності при заданій ширині розвантажувального отвору.

3.4 Валкові дробарки

Валкові дробарки використовуються для середнього і дрібного дроблення твердих гірських порід. У схемах дроблення валкові дробарки або просто валяння встановлюються після щічних і конусних дробарок.

Поверхню валків дробарок виготовляють гладкими або зубчастими, рідше рифленими для кращого захвату великих шматків. Так, зубчасті валяння здатні захоплювати шматки в 4-5 разів крупніші за шматки, які можуть дробитися гладкими валяннями при тому ж діаметрі.

Дроблення в таких дробарках відбувається між гладкими поверхнями двох валків, які обертаються назустріч один одному. Один валок обертається в нерухомо закріплених підшипниках, а інший валок – в рухливих. Кожний валок має індивідуальний привід від електродвигуна. Змінювання ширини щілини між валяннями досягається установкою спеціальних прокладок між корпусами підшипників. Корпуси нерухомих підшипників прикріплені до станини, а рухливого встановлені в тих, що направляють і можуть переміщатися вздовж них. Через корпуси того та іншого підшипника протягнуті стрижні, на кінцях яких закріплюються спіральні пружини, що утримують один валок від іншого на певній відстані. Балки закривають зверху сталевим кожухом, у верхній частині якого є завантажувальна воронка. Розмір діаметру вживаних валків складає від 400 до 1500 мм, а максимальний розмір завантажених шматків руди від 30 до 85 мм. У валкових дробарках так само, як в щічних і конусних, для того, щоб шматок руди був роздроблений, кут захвата повинен бути рівний або менше двох кутів тертя. У практиці дроблення руд кут звичайно не перевищує 330°. Величина кута захвата у валкових дробарках залежить від діаметру валків, розміру шматків вихідного матеріалу.

Якщо діаметр шматків руди, що поступають в дробарку, позначимо d , а діаметр валків позначимо через D , то для успішного дроблення руди у валках повинна дотримуватися рівність

$$D \geq \left(23 \div 24 \frac{e}{d} \right) d, \quad (3.16)$$

де e – ширина щілини між валками.

З цього співвідношення видно, що валкові дробарки не можуть застосовуватися для дроблення крупної руди. Наприклад, для дроблення руди крупною 10 мм діаметр шматків 75 мм діаметр валків вже повинен бути не менше 1500-1800 мм.

Продуктивність двохвалкової дробарки може бути підрахована за формулою

$$Q = 60\pi \cdot n \cdot D \cdot Z \cdot S \cdot K \cdot \delta, \quad (3.17)$$

де Z – довжина валка, мм;

D - діаметр валка, мм;

S - ширина щілини між валяннями, мм;

n – число обертів валків на хвилину;

K - коефіцієнт, що враховує недовантаження валків, рівний 0,2-0,6;

δ - насипна вага матеріалу, т/м³.

Дробильні валки застосовуються переважно на збагачувальних фабриках, де переробляють олов'яні, вольфрамкові та інші руди, що містять крихкі корисні копалини. Ці фабрики звичайно мають невелику продуктивність і застосовують гравітаційні методи збагачення.

Для дроблення м'яких корисних копалин (вугілля, вапняку) нині застосовуються зубчасті та дискозубчасті дробарки. Крім того, для дроблення таких викопних застосовуються дробарки ударної дії: молоткасті, роторні та дезінтегратори.

3.5 Молоткасті дробарки

Молоткасті дробарки відносяться до дробарок ударної дії з ударним ротором. Застосовуються вони для великого, середнього і дрібного дроблення крихких матеріалів – азбесту, вугілля, вапняку, бокситів і таке інше.

Молоткасті дробарки (однороторні) складаються із станини, ротора із молотками, відбійної плити, колосникових ґрат. На валу ротора жорстко закріплені диски, до яких шарнірно підвішуються молотки.

Молотки вільно обертаються під колосниковими ґратами, не торкаючись їх. Процес дроблення здійснюється вільним ударом молотків, що обертаються із великою швидкістю по колу. Окрім того, шматки матеріалу дробляться при відкиданні на відбійні плити та колосникові ґрати. Роздроблений матеріал розвантажується через колосникові ґрати. Ступінь дроблення в цих дробарках звичайно складає не більше 10.

Продуктивність складає до 300 т/год., діаметр ротора до 2000 мм, швидкість обертання 600 об/хвил. Розмір найбільших шматків в живленні до 400 мм, в роздрібнюваному продукті 10-25 мм.

3.6 Грохочення

Грохоченням називається процес розділення руди за крупністю на ситах або решетах. Операції грохочення застосовуються для одержання з певними розмірами зерен і мають велике значення в процесі підготовки корисних копалин до збагачення. Залежно від свого призначення грохочення може бути самостійним, підготовчим або допоміжним.

Самостійна операція грохочення застосовується звичайно у вугільній промисловості для сортування вугілля, в чорновій металургії для виділення значнокускового залізняку, в хімічній промисловості, в будівельній і дорожній справі.

При збагаченні руд кольорових і рідкісних металів грохочення в більшості своїй виконує роль підготовчої і допоміжної операції. Воно застосовується для розділення руди, що переробляється, на класи різної крупності перед її збагаченням. У схемах дроблення грохочення служить для виділення готового за крупністю продукту, що не вимагає дроблення в даній стадії, і для контролю крупності вже роздрібленого матеріалу. Крім того, як допоміжна операція грохочення застосовується під час зневоднення та знешламлення продуктів збагачення.

Застосування грохочення в операціях дроблення і подрібнення дозволяє виконувати принцип «не дробити нічого зайвого», а також не переподрібнювати вже готовий за крупністю матеріал.

3.6 Процес грохочення

При грохоченні руда, що є сумішшю зерен різної крупності, пропускається через одне або декілька сит або решіт, що мають отвори певного розміру. Якщо руда просівається через одне сито, то після просівання виходить два продукти: той, що пройшов через сито, називається підрешітним продуктом і позначається знаком «-», наприклад -10 мм, а інший, що містить лише зерна розміром більше отвору сита, називається надрешітним та позначається знаком «+», наприклад +10 мм. При цьому за розмір мінімального зерна надрешітного продукту прийнято розмір отвору сита, на якому проводилося розсівання. Якщо матеріал просівається через декілька послідовних сит, то число одержаних продуктів або класів буде рівним $n+1$, де n – число сит.

При визначенні ефективності грохочення приймемо, що в підрешітному продукті зерна класу + « a » мм є відсутніми та складемо рівняння балансу.

Кількість вихідної руди сумарній вазі продуктів, одержаних після грохочення:

$$Q = U + P, \quad (3.18)$$

де Q – вага вихідної руди;

U – вага підрешітного продукту;

P – вага надрешітного продукту.

Кількість класу –« a » мм в вихідній руді дорівнює сумарній кількості цього класу в надрешітному та підрешітному продуктах, тобто

$$Q \cdot \alpha = U \cdot 100 + p \cdot \beta, \quad (3.19)$$

де α - вміст класу – « a » мм в вихідному живленні, %;

β - вміст цього ж класу в надрешітному продукті, %.

Проте $P = Q + U$, тоді

$$Q \cdot \alpha = U \cdot 100 + (Q - U) \cdot \beta. \quad (3.20)$$

Звідки

$$U = \frac{Q \cdot (\alpha - \beta)}{100 - \beta}. \quad (3.21)$$

Ефективність грохочення

$$\delta = \frac{100 \cdot U}{Q \cdot \alpha}. \quad (3.22)$$

Підставивши значення U , одержимо

$$E = \frac{10^4 \cdot (\alpha - \beta)}{\alpha \cdot (100 - \beta)} \quad (3.23)$$

Ефективність грохочення залежить від фізичних властивостей вихідного матеріалу, конструкції грохоту і умов його роботи. Із фізичних властивостей корисних копалин найбільш важливими є вологість, форма зерен і кількість важких зерен. На ефективність грохочення робить вплив лише зовнішня волога, яка оточує плівкою частки руди. Чим дрібніше руда, тим більше її поверхня і тим більшу кількість води вона може утримати. Дрібні вологі частки руди злипаються між собою, прилипають до великих часток, утворюючи агрегати, які забивають отвори сита, зменшуючи просіваючу поверхню. Порушується розшарування матеріалу. При кількості зовнішньої вологи в руді більше 4-5% ефективність грохочення різко знижується.

При грохоченні найбільш несприятливими формами зерен є плоска або голчаста (тальк, азбест, слюда). Навіть якщо товщина цих зерен дозволяє пройти їм через отвори сита, вони при струшуванні переходять у верхні шари і йдуть з надрешітним продуктом, знижуючи ефективність грохочення. Зерна кулястої і багатогранної форми найлегше піддаються грохоченню. Значно знижують ефективність грохочення зерна мінералів, розмір яких близький до розміру отвору сита. Ці зерна називаються «важкими». Вони забивають отвори в ситі і перешкоджають нормальному процесу грохочення.

Для грохочення застосовуються апарати, які називаються грохотами. Робочими або просіювачими поверхнями грохотів звичайно служать колосникові грати, решета та дротяні сітки.

Колосникові грати виготовляються з колосників різного профілю, які розташовуються паралельно на певній відстані і скріпляються між собою болтами.

Решета – це сталеві перфоровані листи з отворами різної форми і розміром від 80 до 100 мм. Товщина листів звичайно не перевищує 12 мм.

Дротяні сітки можуть бути тканинними або збірними з отворами квадратного і прямокутного перетину і розміром від 0,01 до 0,04 мм.

Будь-яка просіваюча поверхня грохоту характеризується живим перерізом, тобто відношенням суми площ всіх отворів до загальної площі поверхні грохоту, тобто

$$K = \frac{n \cdot S_0}{S} \cdot 100\%, \quad (3.24)$$

де n – число отворів на одиницю площі;

S_0 - площа одного отвору;

S – загальна площа грохоту.

У практиці збагачення корисних копалини застосовуються грохоти різних конструкцій, які можна класифікувати на наступні типи: колосникові не-

рухомі і рухливі, плоскогойдаючі, напіввібраційні, вібраційні (або інерційні), барабанні та дугові.

Колосникові грохоти. Нерухомий колосниковий грохот є похилим коробом, днищем якого є колосникові ґрати, що складаються з колосників, розташованих на певній відстані один від одного та скріплених болтами.

Нерухомі колосникові грохоти звичайно встановлюються під кутом, що забезпечує самоплив матеріалу і залежить від властивостей і крупності вихідного матеріалу. Кут нахилу грохоту приймається в середньому 40-45°.

Колосникові грохоти важкої конструкції встановлюються для виділення дрібниці перед дробарками крупного дроблення.

Руда, що завантажується на верхній кінець грохоту, рухається по колосниковим ґратам під дією сили тяжіння. Крупний клас розвантажується в нижньому кінці грохоту, а дрібний - провалюється між колосниками.

Щілина між колосниками і грохотами важкої конструкції складає 200...250 мм.

Розміри колосникових грохотів визначається максимальними розмірами вихідного матеріалу, ширина їх звичайно приймається більше потрібного розміру максимального шматка, а довжина – не менш подвійної ширини грохоту.

Продуктивність колосникових грохотів є досить високою і змінюється пропорційно ширині щілини. Коефіцієнт корисної дії колосникових грохотів складається звичайно 60-70 %.

$$Q = 2,4a \cdot F, \quad (3.25)$$

де P – площа грохоту, m^2 ;

a – ширина між колосниками, мм.

Основними недоліками колосникових грохотів є великий перепад висоти, необхідний для їх установки, легке забивання при роботі на вологих глинистих рудах і нижча продуктивність в порівнянні з рухливими грохотами.

В деяких випадках для підвищення ефективності грохочення застосовуються колосникові інерційні грохоти, продуктивність яких залежить від їх розмірів і складає 450-900 т/год.

Плоскогойдаючі грохоти є з одним або двома коробом з натягнутими в них ситами, встановленими на пружинячих опорах або підвішеними на шарнірних підвісках.

Внаслідок зворотно-поступального руху в горизонтальній площині та нахилу грохоту матеріал, що подається у верхню частину короба, посувається по сити до розвантажувального кінця. При цьому він розшаровується і дрібний клас просівається через отвори сита.

Грохоти типу ГП (плоско гойдаючі) застосовуються для сухої і мокрої класифікації матеріалу крупиною до 350 мм.

Амплітуда коробів складає звичайно 10 мм, число гойдань короба на хвилину - 400-500. Грохоти мають чотири сита з розміром отворів від 6 до 60 мм, при цьому продуктивність їх доходить до 400 т/год.

В гіраційних грохотах короб із ситом здійснює кругові рухи у вертикальній площині, яке передається йому від швидкохідного ексцентрикового валу.

На нерухомій рамі в підшипниках гойдань встановлений вал, що має два ексцентрикові заточування, на які насаджені підшипники.

Короб із ситом встановлюється під кутом 10-30° шляхом повороту щодо осі валу і в цьому положенні утримується еластичними амортизаторами. Ексцентриковий вал обертається від електродвигуна через гнучку передачу і шків. При цьому короб в своїй центральній частині здійснює кругові рухи з радіусом, рівним ексцентриситету.

При русі коробка грохоту за круговою траєкторією виникає радіальна відцентрова сила, яка через підшипники передається на нерухому раму і спричиняє небажану вібрацію опорних конструкцій. Ця сила врівноважується за допомогою двох маховиків із додатковими неврівноваженими вантажами.

Гіраційні грохоти виготовляються різних розмірів і конструкцій і за своїм призначенням бувають легкого та важкого типу. Грохоти легкого типу застосовуються для розділення матеріалу крупиною від 40 до 0,2 мм, а важкого типу – до 400 мм.

Ексцентриситет валу грохоту складає 1,5-6 мм, число коливань від 750 до 1000 на хвилину.

Достоїнством цих грохотів є стійкість роботи, оскільки вони мають постійну амплітуду гойдань, велика продуктивність і висока ефективність. Грохоти цього типу мають розміри сит від 1000 x 2500 мм до 1750 x 4250 мм, розміри отворів в ситах від 20 до 135 мм і продуктивність від 80 до 400 т/год. при найбільшому розмірі завантажених шматків від 150 до 400 мм.

Недоліком таких грохотів є складність їх конструкції і вони замінюються вібраційними грохотами.

Вібраційні грохоти. До найбільш поширених грохотів відносяться вібраційні грохоти, що є найбільш досконалим типом рухливих грохотів. Вібраційний грохот – це плоский рухливий грохот, біля просіваючої поверхні якого здійснюються вібрації великої частоти, за рахунок чого підвищується ефективність класифікації і продуктивність. ККД вібраційних грохотів сягає в деяких випадках 90% і більш.

Поліпшенню ефективності розділення матеріалу сприяє характер коливань сита, які здійснюються перпендикулярно площині сита.

Вібраційні грохоти застосовуються для розділення матеріалу дрібніше 40-30 мм. Вихідний матеріал завантажуються у верхньому кінці грохоту і рухається вздовж нього за рахунок нахилу сита. При швидкому коливанні сита матеріал розпушується, звільнюючи шлях дрібним зернам до поверхні сита.

Грохоти звичайно встановлюються під кутом 17-30°.

Дія інерційних грохотів заснована на дії сил інерції неврівноважених мас, що обертаються, коли центр тяжіння співпадає із центром обертання.

До цього типу грохотів відносяться грохоти із простим дисбалансним вібратором і грохоти, що є самоцентруючими.

Коливання рами грохоту із дисбалансовим вібратором викликаються відцентровою силою інерції, що виникає при обертанні неврівноваженої маси дисбалансу.

Рама грохоту із натягнутим ситом підвішується або встановлюється на пружинах.

На валу, що має в середній частині ексцентриситет 10 мм, закріплюються два дисбаланси. Вал встановлюється в двох підшипниках, укріплених на коробі грохоту. Вал приводиться в обертання електродвигуном, що встановлено на рухливій опорі, за допомогою клиноременної передачі.

Дисбаланс при обертанні валу розвиває радіально спрямовану відцентрову силу інерції. В результаті цього короб грохоту із ситом описує еліптичну траєкторію. Величина амплітуди коливання регулюється зміною ваги дисбалансів і радіусу їх обертання.

Інерційні грохоти особливо добре працюють на дрібному матеріалі, мають велику продуктивність і ККД (до 98 %). Достоїнством їх є і те, що вони задовільно розділяють вологий і глинистий матеріал.

Інерційні грохоти встановлюються похило під кутом 15-30°. Амплітуда вібрації складає 1,5-5 мм, а число обертів валу – 1200 - 2000 на хвилину.

Вібраційні ресорні грохоти ГВР і підвісні ГВП мають по два сита розміром 1250 x 2500 до 1500 x 3000 мм із отворами від 3 до 60 мм і застосовуються для грохочення матеріалу крупиною до 100 мм. Продуктивність їх при розмірі отворів 25 мм складає 112-144 т/год.

Для сортування руд застосовуються гіраційні грохоти, короби яких підвішуються на чотирьох пружинних підвісках. Ці грохоти мають одне або два сита розміром 400 x 800 або 800 x 1600 мм. Продуктивність при крупині завантаженого матеріалу 100 мм у розмірі отворів сит від 2 до 12 мм доходить до 56 т/год.

У практиці грохочення застосовуються також грохоти із подвійним дисбалансом (самобаланс). Ці грохоти виготовляються горизонтальними та знаходять застосування для дрібного і тонкого грохочення сухих продуктів, що порошать.

Найбільшого поширення із вібраційних грохотів набув грохот ГУП. Їх широке застосування пояснюється великим вибором розмірів, легкістю регулювання і простотою конструкції.

Грохоти ГУП виготовляються одно-, дво- і трьохситовими і мають продуктивність залежно від кількості сит від 70 до 200 т/год.

Грохоти ГУП працюють на матеріалі крупиною до 200 мм. Сита, що встановлюються на грохоті, мають отвори від 3 до 50 мм.

Продуктивність вібраційних грохотів визначається за формулою

$$Q = F \cdot g \cdot \delta \cdot K \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \quad (3.26)$$

де F – робоча поверхня грохоту, m^2 ;

g - питома продуктивність 1 m^2 площі грохоту, $m^3/год$;

K, l, m, n, o, p - поправочні коефіцієнти, що враховують вплив

дрібниці, наявність великих зерен, ефективності, форми зерен, вологості і способу грохочення.

Барабанні грохоти – це рухливі грохоти, де просівна поверхня виконана у вигляді барабана. Барабанні грохоти, залежно від форми барабана, можуть бути циліндричними або конічними.

На металевому каркасі, що обертається навколо осі, зміцнюються перфоровані сталеві листи або сітки, що є просівною поверхнею грохоту.

Вісь барабана в циліндрових грохотів є нахиленою під кутом 4-8°, а вісь конічного – є горизонтальною.

Вихідний матеріал подається при грохоченні всередину барабана та внаслідок обертання і нахилу барабана просувається вздовж осі. Дрібний матеріал провалюється через отвори, а крупний - рухається до розвантажувального кінця барабана, де і віддаляється.

Головним достоїнством барабанних грохотів є спокійна робота, простота конструкції і зручність обслуговування.

Барабанні грохоти застосовуються для промивання та мокрого грохочення головним чином розсипів, що містять глину. Широко застосовуються на драгах.

Діаметр барабанних грохотів коливається від 0,5 до 3 м, а довжина від 2 до 9 м. Середня продуктивність барабанного гуркоту складає 0,25-0,3 т/год. при сухому і 0,45 т/год. при мокрому грохоченні на 1 м² сита. Витрата води на промивання складає 2-3 м³/т, на мокре грохочення - 1-1,5 м³/т руди.

До недоліків барабанних грохотів відноситься їх невелика продуктивність, оскільки одночасно працює лише 1/6-1/8 частина його плащі, велике пилоутворення при сортуванні сухого матеріалу та низька ефективність (40-60 %).

Невеликі барабанні грохоти діаметром 300 – 900 мм і довжини 500 – 1000 мм із отворами сит 2 – 10 мм встановлюються на розвантажувальних цапфах кульових млинів для уловлювання щепи та скрапу.

Дугові грохоти застосовуються для мокрого грохочення шламу і часток від 0,15 до 2,5 мм. Сито дугового грохоту набирається із проводки клиновидного перерізу і закріплюється в корпусі, який є дугою з радіусом 500-800 мм.

Щілинні отвори у дугових грохотах, що вживають для класифікації, розташовані впоперек руху пульпи, а у тих, що зневоднюють, - вздовж. Пульпа надходить в завантажувальний патрубок грохоту і з деякою швидкістю прямує по дотичній до сита грохоту. Дрібні частки і вода під дією відцентрової сили проходить через сито, а великі частки сходять з ґрат і нижньої їхньої частини.

Пульпа, що поступає на дуговий грохот, може містити від 7 до 70% твердого. Ці грохоти мають високу питому продуктивність і ефективність грохочення (близько 90%).

3.7 Схеми дроблення і грохочення

Сухе дроблення руди є менш дорогою операцією, чим тонке подрібнення, тому прагнуть в операціях дроблення максимально роздрібнити шматки руди.

Практика показала, що для ефективної роботи подрібнювального устаткування руда повинна мати крупину не більше 10 – 15 мм, але, завдяки своїм конструктивним особливостям дробильне обладнання не завжди може забезпечити таку крупину.

Схеми дроблення і грохочення є дуже різноманітними та і характеризуються числом стадій дроблення та наявністю в схемі операцій попереднього і перевірного грохочення.

Процес дроблення і грохочення складається з низки стадій дроблення, за допомогою яких здійснюється із низки стадій дроблення, за допомогою яких здійснюється зменшення розмірів шматків вихідного продукту до оптимальної кінцевої крупності з виведенням шляхом грохочення не потребуючих дроблення класів матеріалу. Стадії дроблення – це сукупність операцій дроблення і грохочення. Схеми дроблення складаються з окремих стадій.

Серед одностадійних схем розрізняють чотири види: схему дроблення з однією операцією дроблення; схему з операцією попереднього грохочення і дроблення; схему із дробленням і перевіряючим грохоченням і схему дроблення із поєднанням операцій попереднього і перевіряючого грохочення. Схеми з однією стадією дроблення застосовуються надто рідко на фабриках невеликої продуктивності.

Залежно від крупності вихідного живлення та крупності роздрібнюваного продукту, дроблення може здійснюватися в дві або в три стадії, причому перед кожною стадією дроблення звичайно проводиться попереднє грохочення для виділення готового по крупині продукту. Це особливо важливо, якщо корисні мінерали в даній руді схильні до переподрібнення та шламування.

Вибір раціональної схеми дроблення залежить також від фізичних властивостей руди і продуктивності дробильного відділення.

В даний час найширше застосовуються схеми двох - і трьохстадійного дроблення, з яких найбільш раціональними є схеми із попереднім грохоченням перед кожною стадією. Операції попереднього грохочення застосовуються в схемах дроблення, як вже вказувалося вище, для відсівання дрібниці, розмір зерен якої менше ширини розвантажувальної щілини дробарки.

Попереднє грохочення ефективно лише при вміст дрібниці в вихідному матеріалі 14-28 %.

Операції перевіряючого грохочення застосовуються для контролю крупності роздрібнюваного продукту і застосовуються звичайно в останній стадії дроблення.

Двохстадійна схема дроблення без попереднього грохочення застосовується на твердих рудах, що мають невелику кількість дрібного матеріалу в вихідній руді.

Двохстадійна схема із попереднім грохоченням в обох стадіях передбачає дроблення м'якших руд, що містять значні кількості дрібного матеріалу.

Двохстадійна схема дроблення із попереднім і перевіряючим грохоченням передбачає одержання дрібнішого та рівномірного за крупиною продукту, в якому відсутні зерна руди, розмір яких більше ширини розвантажувальної щілини дробарки.

Для цього руда після другої стадії дроблення прямує на перевірочне грохочення на грохот, що стоїть перед другою стадією дроблення та виконує операцію попереднього грохочення. В цьому випадку дробарка другої стадії працює в замкнутому циклі із грохотом. Застосування рівномірного замкнутого циклу на останній стадії сприяє одержанню рівномірного по крупині продукту. При роботі дробарки в замкнутому циклі із грохотом в неї повертатиметься на кінцеве подріблювання весь надлишковий продукт, тобто шматки руди із більшим діаметром, ніж ширина розвантажувального отвору дробарки. У щічних дробарок вміст цього продукту складає від 15 до 30 %, в конусних - від 10 до 30 %, в коротко конусних - від 25 до 65 %.

Надлишковий продукт, повернений на кінцеве подріблення, називається циркуляційним навантаженням, яке звичайно складає 100 – 300 % від кількості вихідної руди, що надходить на дроблення.

Циркуляційне навантаження може бути обчислене за формулою

$$S = \frac{a}{1 - \frac{b}{a}}, \quad (3.27)$$

де S – величина циркуляційного навантаження, %;

a - кількість верхнього класу в вихідній руді, %;

b – вихід надлишкового продукту після дроблення, %.

Трьохстадійні схеми дроблення із попереднім грохоченням на першій і другій стадіях із попереднім грохоченням і перевірочним на третій стадії застосовуються для м'яких і крихких матеріалів і широко поширені на збагачувальних фабриках.

Чотирьохстадійні схеми дроблення застосовуються рідко на фабриках великої продуктивності, що переробляють руди, які при дробленні дають шматки плоскої форми.

3.8 Тонке подрібнення

Подрібнення руди перед збагаченням проводиться до такого ступеня, коли можливо якнайповніше розділення часток корисних мінералів і мінералів порожньої породи. Необхідна крупина подрібнення визначається розміром вкраплення корисних мінералів і процес, вживаний для збагачення даної руди.

Ступінь подрібнення так само, як і ступінь дроблення, показує, в скільки разів зменшується розмір зерен матеріалу при подрібненні, і визначається як відношення розмірів максимального зерна перед подрібненням до розміру максимального зерна після подрібнення.

Подрібнення руди проводиться в апаратах, які називаються млинами. Залежно від форми барабана млина - циліндрові і конічні. А залежно від роду тіл, що дроблять, вони діляться на кульові, стержневі, галечні та рудного самоподрібнення.

Руда в млині подрібнюється під дією удару падаючих тіл, що дроблять, а також стирається між тілами, що дроблять, і внутрішньою поверхнею млина. Завантаження млина рудою проводиться через порожнисту завантажувальну цапфу з одного кінця млина, а розвантаження здійснюється з іншого кінця через розвантажувальну цапфу. Подрібнення може проводитися насухо і у присутності води.

Принцип роботи кульових, стержневих і галечних млинів однаковий, тому для вивчення процесу досить розглянути роботу лише одного типу млинів – кульових.

У кульових млинах тілами, що дроблять, є ковані або штамповані сталеві кулі, які при обертанні млина піднімаються на певну висоту і, падаючи, подрібнюють руду.

При дуже великій швидкості обертання барабана млина кулі завдяки відцентровій силі притискаються до внутрішньої поверхні барабана і обертаються разом з ним. Така швидкість обертання млина називається критичною. Для того, щоб кулі ефективно проводили дроблення руди, необхідно, щоб швидкість обертання барабана була менше критичної. В цьому випадку кулі рухатимуться по внутрішній поверхні барабана по круговій траєкторії до певної точки, а потім, відірвавшись, розпочнуть падати по параболічній траєкторії. Чим вища точка підйому кулі, тим більше швидкість падіння його і більше ударна дія на руду у момент падіння, тобто в цьому випадку кінетична енергія, що йде на дроблення рівна, і матиме найбільше значення.

При малій швидкості обертання млина кулі скачуватимуться вниз, не піднімаючись вгору. При цьому вони одночасно обертатимуться навколо своїх осей, паралельних осі млина. Між кулями і внутрішньою поверхнею млина відбувається стирання руди.

Розглянемо положення однієї кулі вагою P на внутрішній поверхні барабана млина та визначимо оптимальне число її обертів.

Куля, що обертається із швидкістю V , буде перебуває в точці m під дією відцентрової сили і сили тяжіння. Відцентрова сила буде рівна інерції

$$C = \frac{m \cdot V^2}{R} = \frac{P \cdot V^2}{g \cdot R}, \quad (3.28)$$

де m – маса кулі, , що дорівнює P/g ;

R – радіус траєкторії, по якій рухається куля;

g – прискорення сили тяжіння.

При підйомі кулі на кут α сила тяжіння кулі може бути розкладена на силу, спрямовану по радіусу, і на дотичну $P \cdot \cos\alpha$. Щоб куля могла залишитися в рівновазі і не відірватися від стінки барабана, необхідною є умова

$$\frac{P \cdot V^2}{g \cdot R} \geq P \cdot \sin\alpha \quad (3.29)$$

або

$$\frac{V^2}{g \cdot R} \geq \sin \alpha. \quad (3.30)$$

При критичній швидкості обертання млина куля у момент проходження його через zenit в точці m перебуватиме в рівновазі, тобто, а $\sin 90 = 1$.

$$\text{Тоді } \frac{V^2}{g \cdot R} \geq 1 \text{ або } V^2 \geq g \cdot R.$$

При числі обертів млина на хвилину, рівному n , швидкість обертання млина буде дорівнювати

$$V = \frac{x \cdot D \cdot n}{60} \quad (3.31)$$

або

$$V^2 = \frac{\pi^2 \cdot D^2 \cdot n^2}{(60)^2} = g \frac{D}{2}. \quad (3.32)$$

Критична швидкість обертання млина рівна

$$n^2 = \frac{(60)^2 \cdot g}{2\pi^2 \cdot D}, \quad (3.33)$$

де D – діаметр млина, м.

Підставляючи значення π і, визначимо критичне число обертів млина на хвилину

$$n_{кр} = \frac{(60)^2 \cdot 9,81}{2 \cdot (3,14)^2 D} = \frac{42,4}{D} \quad (3.34)$$

При розрахунках звичайно беруть до уваги зовнішній діаметр млина і швидкість обертів млина n , рівну 72-80 % або в середньому 75 %: від критичної, тобто

$$n = 0,75 n_{кр} = \frac{32}{D} \quad (3.35)$$

У практиці подрібнення для кульових млинів приймається $n = 75-88 \% n_{кр}$, а стрижньових – $n = 50-75 \% n_{кр}$.

У виробничих умовах, коли млин завантажується на 40-50 % об'єм кулями і рудою, рух куль відбувається в декілька шарів і кожний з них має свій радіус та різні лінійні швидкості. Чим менший радіус траєкторії, тим менше шви-

дкість і тим більше можливість для кулі скотитися вниз. Тому кулі зовнішнього шару, прилеглого до внутрішньої поверхні барабана, рухаються по круговій траєкторії з найбільшим радіусом; сумарна вага зовнішнього шару куль більше ваги будь-якого внутрішнього шару, що сприяє ефективнішому використанню кульового навантаження. Ці кулі мають найбільшу швидкість і здійснюють при роботі переважно ударну дію. Кулі внутрішнього шару рухаються по траєкторії з найменшим радіусом і подрібнюють руду головним чином стиранням.

Щоб млин працював в оптимальних умовах, необхідно зберігати його швидкість обертання в межах 75-80 % від критичного значення. В цьому випадку продуктивність і ефективність роботи млина будуть максимальними. Якщо млин дає максимальну продуктивність і рівномірний по крупині продукт подрібнення, це все не служить підставою вважати його роботу максимально ефективною, оскільки в показники ефективності роботи млинів входить вартість подрібнення 1 т руди, яка складається головним чином із вартості енергії, що витрачається, витрати тіл, що дроблять, і футерівки. Витрата енергії при тонкому подрібненні рівна 7-25 кВт·год. на 1 т подрібнюваної руди, що складає 40-60% від всієї енергії, що витрачається на її збагачення.

Найбільша продуктивність кульового млина відповідає заповненню млина кулями на 50 % від об'єму млина.

Найбільшу вагу кульового навантаження можна визначити за формулою

$$G = \varphi \cdot \mu \cdot \gamma \cdot \pi \cdot R^2 \cdot L, \quad (3.36)$$

де γ - коефіцієнт заповнення млина кулями (не більше 0,4);

μ - коефіцієнт розпушування щільності маси куль в нерухомому млині

(звичайно рівний 0,65);

γ - щільність подрібнюючого середовища, кг/м³;

R - радіус млина, м;

L - довжина млина, м.

Масу кульового навантаження млина діаметром D і завдовжки L при коефіцієнті заповнення φ можна визначити також за формулою

$$G = 3,77 \cdot \gamma \cdot D^2 \cdot L \quad (3.37)$$

Насипна вага куль в цій формулі дорівнює 4800 кг/м³.

Вагу стрижньового навантаження можна підрахувати за формулою

$$G = 5,1 \cdot \gamma \cdot D^2 \cdot L. \quad (3.38)$$

Насипна вага стрижнів прийнята рівною 6500 кг/м³.

Під час роботи млина кулі поступово зношуються, знижується вага кульового навантаження, що спричиняє за собою зниження продуктивність мли-

на. Тому для нормальної роботи млина необхідно підтримати оптимальну вагу кульового або стрижньового навантаження. Це сягається постійним завантаженням в млини нових куль або стрижнів максимального діаметру та ваги.

Максимальне навантаження куль, що завантажуються в млин, залежить від крупини вихідної руди. Для дроблення крупніших шматків руди потрібен збільшений розмір куль. В даний час в практиці подрібнення корисних копалин застосовуються кулі діаметром від 40 до 120 мм.

Максимальний діаметр куль, необхідних для подрібнення руди певної крупини, можна визначити за формулою

$$D = 28 \sqrt[3]{d} , \quad (3.39)$$

де D – діаметр кулі, мм;

d – середній розмір зерна вихідної руди, мм.

Слід враховувати, що при завантаженні млина кулями одного розміру, ефективність подрібнення і продуктивність його знижуються. Тому кульове навантаження повинне містити поряд із кулями великого діаметру, і кулі меншого діаметру. Великі кулі подрібнюють великі шматки руди, а дрібні шматки стираються кулями середнього і дрібного діаметру.

Для цього проводиться раціонування кульового навантаження, тобто кульове навантаження складають із куль різних діаметрів. Правильно підібране співвідношення діаметрів вживаних куль і визначає ефективну роботу млина.

Знос куль і стрижнів залежить від матеріалу, з якого вони виготовляються, від характеру подрібненої руди, крупини завантажених шматків і заданої кінцевої крупини подрібненого продукту. Знос куль визначається в кг на 1 т переробленої руди або на 1 кВт·год. енергії, витраченої на подрібнення. Витрата сталевих куль на 1 кВт·год. корисній енергії складає в середньому 0,091 кг, а стрижнів 0,12 кг, або 1,4-2 кг/т руди.

При тривалій роботі млина кулі та стрижні стираються, змінюють форму та погіршують режим подрібнення. Тому періодично, не рідше 1 разу на 2-3 місяці, проводиться пересортування кульового або стрижньового навантаження. Дрібні кулі, та такі, що втратили форму, і стрижні видаляються, а довантаження млина проводиться кулями або стрижнями відповідних діаметрів.

Продуктивність млинів залежить від більшої кількості факторів відносно як до характеристики вихідного матеріалу і кінцевого продукту, так і до характеристики млина, що дробить матеріал, і умов роботи млина. До таких факторів можна віднести крупину вихідного та кінцевого продуктів, подрібнюваність руди, розмір, тип і число обертів млина, конструкції футерівки, відношення Т:Р в живленні млина, величини циркуляційного навантаження, ефективності роботи класифікуючого пристрою.

Продуктивність млина можна визначити декількома способами.

Кількість руди, що пройшла через млин на одиницю часу, визначає продуктивність млина та може бути розраховано за формулою

$$Q = \frac{P}{t}, \quad (3.40)$$

де Q – продуктивність млина по вихідному живленню, т/год.;

p - кількість руди, т;

t - час роботи млина, год.

Залежно від розміру млина продуктивність його може бути визначена за формулою

$$Q = K_1 \cdot D^{2.5} \cdot L, \quad (3.41)$$

де D - діаметр млина, м;

L - довжина млина, м;

K_1 - коефіцієнт пропорційності.

Найточніше продуктивність млина можна розрахувати по питомій продуктивності. Продуктивність млина по знов створеному класу в т/год., що віднесена до 1 м^3 внутрішнього об'єму млина, називається питомою продуктивністю та визначається за формулою:

$$g = \frac{Q}{V}, \quad (3.42)$$

де Q – продуктивність млина, т/год.;

g - питома продуктивність, т/м³·год.;

V - робочий об'єм млина, м³.

Оскільки в вихідному продукті є якась кількість вже готового по крупині продукту, то питому продуктивність звичайно визначають по щойно створеному класу, тобто по кількості цього класу в одиницю часу, віднесеному до 1 м^3 об'єму млина

$$g = \frac{4Q \cdot (\beta_K - \beta_U)}{\pi \cdot D^2 \cdot L}, \quad (3.43)$$

де g - питома продуктивність млина по знов створеному класу (наприклад, клас 0,074 мм);

Q - годинна продуктивність млина, т/год.;

β_K - вміст класу – 0,074 мм в подрібненому продукті, %;

β_U - вміст класу – 0,074 мм в вихідному продукті, %;

D - внутрішній діаметр млина, м;

L - внутрішня довжина млина, м.

На діючих фабриках $g = 0,9-1,5 \text{ т} \cdot \text{м}^3/\text{год}$.

Завантаження млинів вихідними продуктами проводиться через спеціальні запитувачі, які закріплюють на горловині завантажувальної цапфи млина. Найширше застосовують живильники трьох типів: барабанні, равликові та ком-

біновані. Барабанні живильники застосовують для завантаження млинів сухою рудою, тієї, що поступає з бункерів після дроблення при роботі млина у відкритому циклі. Живильники - равлики встановлюють в тих випадках, коли піски класифікатора, що працює в замкнутому циклі з млином, повертаються до неї. Комбінований живильник є сукупністю барабанного і равликового живильника та піски класифікатора, що захоплюються равликом живильника.

Для оберігання корпусу млинів від зносу їх внутрішню поверхню облицьовували футерувальними плитами, які виготовляються зі значномарганцевистої сталі. Футерувальні плити мають ступінчастий, хвилястий, комбінований і гладкий профіль. Останнім часом для футерівки млинів застосовують спеціальну футеровану зносостійку гуму. Середній термін служби металеві футерівки барабана складає 6 – 8 місяців, торцевих кришок – 8 – 10 місяців. Витрата футерування звичайно складає 0,05 – 0,15 кг/т руди.

3.9 Млини

Кульові барабанні млини розрізняються між собою за способом розвантаження подрібненого продукту: млини з центральним розвантаженням і млини із розвантаженням через грати (діаграму).

Кульовий млин із центральним розвантаженням складається з циліндричного сталевого барабана, до кінців якого приварюються фланці для кріплення торцевих кришок.

Торцеві кришки мають порожнисті цапфи, за допомогою яких корпус млина спирається на підшипники. Внутрішня частина барабана та кришок футерується сталевими плитами.

Завантаження млина матеріалом проводиться живильником. Розвантаження подрібненого матеріалу проводиться через воронку. Розвантажувальна цапфа дещо більшого діаметру ніж завантажувальна цапфа, що створює невеликий ухил для руху пульпи через млин.

Кульові млини із центральним розвантаженням застосовуються для подрібнення руди крупиною не більше 5-15 мм і дають подрібнені продукти крупини від 1,5 до 0,074 мм.

Недоліком млинів з центральним розвантаженням є сильне шламіння подрібнених продуктів. Тому ці млини застосовуються при тонкому подрібненні руди і в тих випадках, коли переподрібнення вихідного продукту є бажаним, наприклад, при значному подрібненні тонковкраплених промпродуктів.

Кульові млини із центральним розвантаженням (МШЦ) випускаються з максимальними розмірами барабана $D \cdot L = 4500 \cdot 6000$ мм і об'ємом до 85 м^3 . Швидкість обертання такого млина встановлюється двигуном потужністю 2500 кВт. Маса млина із футеруванням сягає 261 т, вага кульового навантаження - 186 т.

Кульові млини із розвантаженням через грати має велику питому продуктивність і не дають такого сильного шламіння, як млини з центральним розвантаженням. Застосовуються при подрібненні руди до 0,15 мм.

Конструктивно кульові млини із ґратами відрізняються від млинів з центральним розвантаженням і тим, що перед розвантажувальною цапфою встановлюються ґрати із отворами для розвантаження подрібненого матеріалу.

Розвантажувальний пристрій складається з діафрагми з отворами і радіальними ребрами. Діафрагма кріпиться до торцевої розвантажувальної кришки болтами так, що ребриста сторона діафрагми прилягає до кришки. Діафрагма захищена від зносу футерувальними плитами і прямокутними колосниковими ґратами, які розташовуються радіально. Колосникові ґрати заклинюються секторними футеровальними плитами, що мають відповідний скіс.

У центрі діафрагми є наявний розвантажувальний отвір із трубою, що проходить в порожнисту цапфу млина. Труба служить для запобігання забиванню млина матеріалом у разі перевантаження.

У місці установки кожних колосникових ґрат в тілі діафрагми є поглиблення, за рахунок чого між колосниковими ґратами і діафрагмою утворюється проміжна камера, звідки пульпа піднімається радіальними ребрами і розвантажується. Рівень розвантаження пульпи в цих млинах визначається відстанями отворів від внутрішньої поверхні барабана і регулюється відкриттям або закриттям отворів. Якщо відчинити всі отвори, то рівень пульпи в млині буде найнижчий, а швидкість проходження пульпи через млин найбільшою. Щоб знизити швидкість проходження пульпи, потрібно зачинити зовнішній ряд отворів в діафрагмі або збільшити щільність пульпи.

Недоліком млинів з ґратами є порівняльна складність їх конструкції і тому вища вартість на одиницю ваги руди, що переробляється.

Кульові млини із розвантаженням через ґрати (МШР) мають максимальний діаметр 4500 мм і довжину 5000 мм. Робочий об'єм такого млина складає 71 м³; швидкість обертання 16,5 об/хвил. Потужність двигуна – 2500 кВт. Вага кульового навантаження 158 т, а вага млина – 263 т.

Стрижньові млини мають такий же устрій, як кульові млини з центральним розвантаженням. Відмітною особливістю їх є те, що вони в 1,5 – 2 рази довші за кульові млини і замість куль в них завантажуються стрижні, що виготовляються із зносостійкої сталі. Окрім того, діаметр розвантажувальної горловини у стрижньових млинів дещо більше для того, щоб знизити рівень пульпи та збільшити швидкість проходження пульпи через млин.

Стрижньові млини застосовуються при грубому подрібненні руди крупною не більше 16-30 мм на першій стадії в двохстадійній схемі і перед гравітаційним збагаченням. Вони дають менше шламіння матеріалу, чим кульові млини, і більш рівномірний по крупності матеріал. Стрижні, що завантажуються в млин, мають діаметр 40 – 100 мм і довжину на 50 мм менше внутрішньої довжини барабана. Коефіцієнт заповнення млинів стрижнями складає 35-45 %.

Стрижньові млини мають вищу продуктивність при подрібненні до 1-3 мм і працюють менш ефективно при одержанні дрібного матеріалу. Достоїнством стрижньових млинів є також значно менший знос стрижнів і футерування на одиницю ваги подрібненої руди.

Стрижньові млини (МСЦ) мають максимальний діаметр 4500 мм і довжину - 6000 мм, робочий об'єм - 85 м³. Швидкість обертання такого млина

складає 12,5 об/хвил. Потужність двигуна, що приводить млин до руху - 2500 кВт. Вага стрижньового завантаження – 230 т, млина з футерованням – 259 т.

Витрата стрижнів складає 0,1-1 кг/т руди.

3.10 Безшарове подрібнення

Останнім часом набуло поширення безшарове подрібнення з повним або частковим самоподрібненням.

При повному рудному самоподрібненні як подрібнююче середовище застосовуються великі шматки руди. Для цього застосовуються млини типу «Аерофол» або «Каскад». Ці млини відрізняються великим діаметром барабана (5-8 м) і відносно невеликою довжиною циліндричної частини, що дорівнює 1,5-2,5 м.

Максимальна крупина шматків вихідної руди складає 200-350 мм і може доходити до 900 мм, а максимальна крупина подрібненого матеріалу до 50 мікрон. Такий великий ступінь подрібнення виключає необхідність застосування середнього і дрібного дроблення, а іноді навіть крупного дроблення.

Це значно зменшує капітальні витрати на операції дроблення і подрібнення (на 35 – 50 %). Скорочується на 60 – 70 % загальна витрата сталі і значно збільшується продуктивність праці.

Недоліком рудного самоподрібнення є те, що при подрібненні деяких типів руд в млині накопичуються найбільш тверді шматки руди проміжної крупини, які самі подрібнюються погано і не можуть бути тілами, що дроблять, із-за недостатньої крупності.

Самоподрібнення проводиться по двох різних схемах: у млин завантажуються несортувальна руда після першої стадії дроблення із розміром шматків до 300-500 мм; по іншій схемі млин завантажуються роздрібнюваною рудою крупиною до 25 мм із застосуванням середовища, що дробить, із рудних шматків розміром до 125 мм, виділеного попереднім грохоченням.

Для сухого самоподрібнення залізистих кварцитів застосовують млини типу «Аерофол», які мають діаметр 5,7 м і довжину 1,85 м. Для мокрого самоподрібнення застосовують млини «Каскад», які мають діаметр 7000 мм і довжину 2300 мм, об'єм 98 м³, число обертів – 13 на хвилину, двигун потужністю 1600 кВт та вагою 39 т.

Як подрібнююче середовище може застосовуватися крупина – 100 + 50 мм. При такому рудногалечному подрібненні витрата галі складає 5-15 % від вихідного живлення.

Рудногалечне подрібнення може проводитися в звичайних барабанних млинах, куди замість куль завантажуються Галя. Цей процес застосовується для доподрібнення концентратів або продуктів, коли у флотації небажано присутність іонів заліза в кількості 6-8 % від загальної ваги подрібнюючої руди.

Після подрібнення руда повинна мати певну крупину для подальшого ефективного збагачення. Так, для гравітаційних процесів руда повинна подрібнюватися до крупності більше 0,3 мм, а для флотації - дрібніше 0,3-0,2 мм. При

крупному подрібненні руди виходять бідні концентрати, дуже подрібнена руда збагачується із великими втратами металу в хвостах за рахунок тонких шламів.

Продукти певної крупини подрібнення виходять завдяки класифікації в спеціальних апаратах. На збагачувальних фабриках як такі апарати застосовуються механічні класифікатори, гідроциклони і грохоти.

Механічні класифікатори проводять розділення подрібненої руди тільки на два продукти. Класифікація в них здійснюється за принципом відмінності швидкостей падіння зерен різної крупини в потоці пульпи за умов обмеженого падіння. Осідаючі частки руди віддаляються за допомогою спеціального транспортуючого пристрою і є пісками, а зважені частки із водою поступають в злив. Піски при замкнутому циклі подрібнення повертаються в млин на доподрібнення.

У теперішній час з механічних класифікаторів найбільшого поширення набули спіральні класифікатори, які з успіхом замінюють рейкові і чашкові. Принцип дії всіх механічних класифікаторів однаковий, розрізняються вони між собою лише видом устрою, що транспортує.

Робота класифікатора характеризується продуктивністю, гранулометричним складом одержаних продуктів і точністю, з якою матеріал класифікується на певні класи. Останній показник визначає ефективність або коефіцієнт корисної дії класифікатора. Він показує відношення ваги часток певної крупини до ваги часток тієї ж крупини в живленні класифікатора, яке виражене у відсотках. Ефективність визначається з урахуванням попадання в кінцеві продукти класифікації зерен менше або більше граничних за формулою:

$$E = \frac{100\alpha \cdot (\alpha - \Theta)}{\alpha \cdot (\beta - \Theta)}, \quad (3.44)$$

де E - ефективність класифікації, %;

λ - вміст зерен, що дрібніші за граничні в живленні, %;

β - вміст зерен, що дрібніші за граничні в зливні, %;

Θ - вміст зерен, що дрібніші за граничні в пісках, %.

Ефективність механічних класифікаторів складає в середньому 70 – 75 %.

Спіральний класифікатор є напівциліндричним коритом, в якому на подовжньому валу, паралельному днищу корита, обертається гвинтова спіраль.

Пульпа завантажується в нижньому кінці корита. Піски осідають на дно і за допомогою спіралі, що обертається, транспортується до верхнього розвантажувального кінця корита, звідки по похилому жолобу поступають в живлячу коробку млина. Тонкі частки необхідної крупини розвантажуються із зливом через зливний поріг.

Корито класифікатора виготовляється із сталевих листів і встановлюється на металевій рамі. Завантажувальний отвір розташовується в боковій стінці корита. Спіраль складається з двохходового гвинта, змонтованого навколо порожнистого валу. На верхньому кінці класифікатора вал обертається в підшипниках, шарнірно укріплених двома цапфами в упорних підшипниках. Це дозволяє

піднімати нижню частину валу та спіралі. Нижній кінець валу знаходиться в підшипнику, зануреному в пульпу і добре захищеному від попадання в нього твердих часток.

Лопаті спіралі зроблені із сталевих смуг, укріплених болтами на спицях. Зовнішній край спіралі, що найбільш зношується, футерується пластинами з білого чавуну.

Вал класифікатора разом із спіраллю приводиться в обертання від двигуна через зубчасту передачу, змонтовану у верхній частині корита. Зчеплення шестерень приводу влаштовано так, що дозволяє валу обертатися при будь-якому його положенні.

Основним засобом регулювання роботи класифікатора є розрідження пульпи. Змінюючи розріджені пульпи, можна змінювати крупину матеріалу в зливні класифікатора. Для того, щоб одержати в зливні тонший матеріал, необхідно зробити пульпу рідшою, тобто одержати менш щільний злив. Це сягається подачею води в класифікатор. При великій щільності зливу з нього виходить крупніший матеріал. Таким чином, щільність зливу є основним параметром для регулювання крупності подрібненої руди.

Площа дзеркала пульпи залежить від розміру та кута нахилу корита. Класифікатор встановлюється під певним кутом нахилу, який може змінюватися в межах 12-18°.

Спіральні класифікатори виготовляються з однією або двома спіралями та характеризується довжиною корита і діаметром спіралі. Окрім того, спіральні класифікатори бувають двох типів: з незануреною і зануреною спіралями.

У класифікаторі з незануреною спіраллю вал спіралі занурено трохи нижче за зливний поріг, а верх спіралі виступає над пульпою. Такі класифікатори застосовуються для розділення матеріалу крупиною до 0,15 мм. У класифікаторах із зануреною спіраллю вся спіраль в нижньому кінці класифікатора знаходиться нижче за рівень пульпи. Класифікатори цього типу мають високий зливний поріг і велику площу осадження. Застосовуються вони для виділення в злив матеріалу тонше 0,15 мм.

Спіральні класифікатори мають максимальний діаметр 3 м і довжину корита 12,5 м. Швидкість обертання спіралі 1,5 і 3,0 об/хвил.

Спіральні класифікатори в порівнянні з рейковими, мають ряд достоїнств. Так, вони мають спокійнішу зону класифікації, дають меншу вологість пісків і вищу ефективність класифікації, а також можливість одержання однієї і тієї ж крупини при щільнішій пульпі. Великий кут нахилу корита дозволяє здійснювати транспортування пісків класифікатора в млин самопливом.

Окрім того, ці класифікатори мають устрій, який дозволяє при раптовій зупинці піднімати вал із спіралями, що оберігає їх від замулювання пісками. При пуску класифікатора спіралі поступово опускаються і піски, що осіли, віддаляються в млин.

Недоліком цих класифікаторів є їхні великі габарити, тому для установки їх в циклах подрібнення потрібні великі площі.

Продуктивність спіральних класифікаторів залежить від гранулометричного складу вихідного матеріалу, його щільності, крупини та щільності зливу, вмісту в пульпі розчинних солей і реагентів.

Продуктивність класифікаторів за зливом може бути визначеною за наступною формулою:

$$Q = K_1 \cdot K_2 \cdot (94D^2 + 16D) \quad (3.45)$$

де Q – продуктивність по твердому в зливі, т/доба;

m - число спіралей класифікатору;

K_1 - коефіцієнт, що враховує крупину зливу, приймається рівним від 0,46 до 1,95;

K_2 - коефіцієнт, що враховує щільність зливу, дорівнює 1,0 – 1,9;

D - діаметр спіралі.

По відомій вже продуктивності можна визначити діаметр спіралі необхідного класифікатора:

$$D = -0.08 + 0.103 \sqrt{\frac{Q}{mK_1K_2}} \quad (3.46)$$

Продуктивність класифікатора по пісках можна підрахувати за формулою

$$Q = 137mK_2nD^3, \quad (3.47)$$

де Q - продуктивність по пісках, т/доба;

D - швидкість обертання спіралі, об/хвил.

3.11 Гідроциклони

Найбільш поширеними апаратами для класифікації при тонкому подрібненні є гідроциклони, в яких процес класифікації значно прискорюється, оскільки для осадження часток мінералів в них використовується не тільки сила тяжіння, але і відцентрова сила, що в сотні разів перевищує силу тяжіння.

Гідроциклони застосовуються для одержання зливу, що містить тонкі частки не лише в другій стадії подрібнення, але і в першій.

Гідроциклон є апаратом, що складається з циліндричної і конічної частин.

Циліндрична частина складається з корпусу, в якому є наявний отвір для живлення вихідним матеріалом, що забезпечує надходження пульпи по дотичній і внутрішній поверхні стінки корпусу. Цей отвір розташовано таким чином, щоб вхідному струменю пульпи було забезпечене обертання за годинниковою стрілкою (праве розташування живлячого патрубка) або проти годинникової стрілки, якщо дивитися з боку зливного патрубка.

У отвір для живлення вставляються змінні вкладиші, що дає необхідність встановлювати необхідну площу перерізу живлячого патрубка. Зверху корпусу

розташовано зливний патрубок, який може бути повернений навколо своєї осі через кожні 90° залежно від розташування трубопроводу.

Конічна частина гідроциклону складається з роз'ємних конусів, кількість яких залежить від типорозміру гідроциклону (1-5 шт). Діаметр основи конуса відповідає розміру гідроциклону, наприклад, гідроциклон ГЦ-50 має діаметр 500 мм.

У вершині конічної частині гідроциклону знаходиться нижній розвантажувальний отвір (пускова насадка) для випуску пісків, діаметр якої може змінюватися залежно від необхідної крупності зливу.

Подача живлення в гідроциклон здійснюється насосом під тиском від 0,3 до $2,5 \text{ кг/см}^2$.

Внаслідок подачі пульпи в гідроциклон через живлячий патрубок, розвантаження пісків і зливу через центрально-розташовані отвори в ньому відбувається обертання пульпи з великими швидкостями. Великі та важкі частки концентруються біля стінок гідроциклону і розвантажуються через піскову насадку у вигляді згущуючих пісків.

Тонкі ж частки разом з водою піднімаються вгору та виносяться через зливний патрубок.

Зливні патрубки звичайно виготовляються змінними. Вони кріпляться своїми фланцями до днища гідроциклону болтами.

Піскові насадки виготовляються у вигляді знімних конічних насадок із різними отворами з вибіленого чавуну або зносостійкої гуми.

Для вимірювання тиску пульпи, що надходить в гідроциклон, встановлюється манометр.

Ефективність розділення матеріалу по крупності і продуктивності гідроциклону залежать від двох груп факторів.

До першої групи факторів відносяться: діаметр гідроциклону, розмір живлячого патрубка, діаметр зливного патрубка, кут конусності (20°), діаметр піскової насадки і тиск в живлячому патрубку.

До другої групи відносяться: гранулометричний склад, щільність пульпи, вміст шламів і тощо.

На фабриках великої продуктивності встановлюються гідроциклони діаметром 250-500-750 мм, а на фабриках малої продуктивності для одержання тонкого зливу звичайно застосовуються батарейні гідроциклони діаметром до 50 мм.

При регулюванні гідроциклону особливо важливим є правильний вибір діаметру зливного патрубка і піскової насадки. Звичайно діаметр зливного патрубка вибирається в період установки і наладки гідроциклону. Кращі результати класифікації виходять при діаметрі зливного патрубка в межах 0,2 – 0,4 діаметру гідроциклону.

Змінювання діаметру піскової насадки змінює лише якісні показники роботи гідроциклону. Зменшення діаметру піскової насадки приводить до збільшення крупини зливу, вмісту твердого в пісках, збільшення виходу зливу. При цьому ефективність класифікації спочатку підвищується до максимуму, а потім знижується.

Збільшення діаметру піскової насадки до діаметру зливного патрубку приводить до порушення процесу класифікації. Звичайно відношення діаметру піскової насадки до діаметру зливного патрубку коливається в межах 0,15 – 0,80.

Кут конусності у гідроциклону приймається рівним 20° . Збільшення кута конусності приводить до збільшення крупини зливу.

Максимальний діаметр гідроциклонів, що випускаються, дорівнює 1000 мм, проте найбільш раціональними і ефективними є гідроциклони діаметром 600 мм. Продуктивність гідроциклонів змінюється в широкому діапазоні. Так, якщо ГЦ-50 має продуктивність 55-200 м³/год. при напорі в 1 кгс/см², то продуктивність ГЦ-71 складає вже 215-500 м³/год. Діаметр піскової насадки в цих гідроциклонів можна регулювати від 34 до 150 мм.

Об'ємна продуктивність одного гідроциклону по живленню може бути визначена за формулою:

$$Q = 5K_D \cdot K_\alpha \cdot d_n \cdot d \cdot \sqrt{g \cdot H}, \quad (3.49)$$

де K_D , K_α - коефіцієнти, що враховують вплив діаметру і кута конусності гідроциклону; для ГЦ-50 ці коефіцієнти дорівнюють 1,0;

d - діаметр зливного патрубку, см;

d_n - діаметр живлячої насадки, см;

H - тиск на вході, кгс/см².

Регулювання роботи гідроциклонів після їх установки і наладки при успішній роботі насосів, що подають пульпу в гідроциклони, проводиться періодично зміною піскових насадок і щільністю вихідної пульпи. Остання регулюється тими ж методами, що і для механічних класифікаторів, тобто подачею води в насос.

Гідроциклони мають ряд переваг перед механічними класифікаторами. По-перше, вони займають невелику площу і мають велику продуктивність. По-друге, при класифікації в гідроциклонах виходять щільніші піски і тонший злив. По-третє, для заповнення і звільнення гідроциклонів не потрібний тривалий час, що особливо зручно при зупинці і пуску млинів, які працюють в замкнутому циклі із гідроциклонами. Експлуатація, установка та ремонт гідроциклонів є набагато простішими. Окрім того, застосування гідроциклонів дозволяє здійснювати більш досконалі технологічні схеми, знижувати крупину подрібнення, розширюючи фронт класифікації.

До недоліків гідроциклону слід віднести швидкий знос, особливо піскової насадки. Для зниження зносу застосовують футерівку корпусів і знімні деталі із зносостійких матеріалів, наприклад, із кам'яного лиття. Термін служби корпусу гідроциклону, футерованого цим лиття, складає до 3-х років, а піскової насадки до 10-15 діб (насадка із сірого чавуну працює декілька десятків годин).

Робота гідроциклонів відрізняється великою витратою електроенергії, яка залежить від тиску на вході гідроциклону і схеми подрібнення. Середня витрата електроенергії складає близько 0,15 кВт·год. на 1 м³ вихідної пульпи.

3.12 Схеми подрібнення і класифікації

Залежно від крупини матеріалу, необхідної для подальшого збагачення, подрібнення може проводитися в одну, дві або три стадії, а схеми подрібнення прийнято називати: одностадійні, двохстадійні і трьохстадійні.

Одностадійне подрібнення в замкнутому циклі із класифікацією знаходить застосування при невеликій крупині матеріалу і при відносно крупному продукті (50-60% класу – 0,074 мм).

При подрібненні руди, що містить нерівномірно вкраплені та шламуючі мінерали, застосовуються двохстадійні схеми із стрижньовим млином у відкритому циклі на першій стадії подрібнення.

Для тоншого подрібнення вихідного матеріалу (до 80-90% класу – 0,074 мм) застосовуються схеми двохстадійного подрібнення, що мають декілька різновидів.

Схема подрібнення в дві стадії в замкнутому циклі із класифікаторами дозволяє одержувати на першій стадії великий злив, який є живленням другої стадії. І вже на другій стадії виходить продукт необхідної крупності.

Одержали поширення схеми подрібнення із включеннями між стадіями подрібнення флотації для виділення значно-вкраплених цінних мінералів. В цьому випадку міжциклова флотація сприяє зменшенню переподрібнення цінних мінералів, які виводяться із процесу у міру розкриття зростків їх з мінералами порожньої породи.

Схеми трьохстадійного подрібнення застосовують досить рідко при дуже тонкій вкрапленості корисних мінералів. Подібні схеми застосовуються зокрема при збагаченні тонковкраплених свинцевих руд. Кінцевий продукт подрібнення в цьому випадку містить звичайно 90-100 % класу -0,044 мм.

Подрібнення руди проводиться в млинах, які працюють в замкнутому циклі із класифікатором, злив якого є готовим продуктом для флотації, а недоподрібнена частина у вигляді пісків повертається на доподрібнення в млин.

При подрібненні руди у відкритому циклі, коли її розвантаження йде на подальші операції збагачення, деяка частина вихідного матеріалу переподрібнюється. І млини в цьому циклі працюють добре лише при невеликому ступені подрібнення.

Млини в замкнутому циклі працюють ефективніше, оскільки застосування класифікації подрібненого матеріалу дозволяє виводити в злив готовий по крупності продукт і зменшує переподрібнення. Окрім того, підвищується продуктивність млина і знижується витрата стали.

При роботі циклу встановлюється як би постійний режим. Вагова кількість твердого в зливні при цьому буде тотожна кількості матеріалу (100 %), що надходить в млин, а вага пісків, що повертають до млина, буде постійною. Ці піски називаються циркуляційним навантаженням.

Величина циркуляційного навантаження виражається у відсотках від ваги вихідного матеріалу, що надходить в млин. Наприклад, якщо циркулююче навантаження складає 200 %, то це означає, що пісків класифікатора в два рази більше, ніж вихідної руди.

Розрахунок циркуляційного навантаження проводиться за даними випробування розвантаження млина, зливу і пісків класифікатора. Оскільки в класифікаторі не відбувається подрібнення і не утворюється матеріал класу крупини, на якому проводиться випробування, то сума вагових кількостей цього класу в пісках і в зливі повинна бути рівна кількості цього ж класу в розвантаженні млина, тобто

$$\frac{(Q + S) \cdot a}{100} = \frac{Sb}{100} + \frac{Qc}{100}, \quad (3.50)$$

де Q - вага вихідної руди і зливу класифікатора, т;

S - вага пісків класифікатора, т;

a - вміст класу певної крупності в розвантаженні млина, %;

b - вміст класу певної крупності в пісках класифікатора, %;

c - ті ж в сливі класифікатора, %.

Звідси циркуляційне навантаження, тобто кількість пісків, буде рівне

$$S = \frac{Q \cdot (c - a)}{a - b} \quad (3.51)$$

На практиці оптимальними циркуляційними навантаженнями вважаються навантаження в 300-500 %. Дуже високі циркуляційні навантаження призводять до зниження продуктивності млина і знижують ефективність роботи класифікатора.