

Лекція 4. ГРАВІТАЦІЙНІ МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ РУД БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ ТА ЇХ ПЕРЕРОБКА.

4.1 Загальні відомості

Гравітаційні процеси збагачення широко застосовуються при переробці самих різних видів корисних копалини.

Розділення суміші мінеральних зерен гравітаційними методами здійснюється на основі різниці швидкості падіння їх в різних середовищах (водяної, повітряної, важкої), тобто на використанні відмінності ваги мінеральних часток залежно від їх площини і об'єму.

До гравітаційних процесів збагачення відносяться процеси, що здійснюються:

1. У водяному середовищі – збагачення на відсадочних машинах, концентраційних столах, шлюзах, гвинтових, конусних, струменевих сепараторах.
2. У важких рідинах і важких суспензіях.
3. У повітряному середовищі – пневматична сепарація, відсадження, столи.

Гравітаційні процеси набули широкого поширення в практиці збагачення, марганцевого залізняку, а також руд і розсипів рідкісних і благородних металів (цирконових, вольфрамових, олов'яних, золотих та інших).

Технологічні схеми і вживана апаратура в гравітаційних процесах безперервно удосконалюється, значно підвищуючи технологічні показники роботи збагачувальних фабрик.

4.2 Основні закони падіння тіл в середовищі

Розглянемо головні закономірності падіння зерен у воді. Якщо в пустоті всі тіла падають із однаковою швидкістю, незалежно від їх розміру, форми, щільності, то у воді або в іншому середовищі швидкість падіння тіла V залежить від його діаметру d , форми, щільності δ та щільності середовища Δ . Найбільша швидкість падіння буде у крупніших зерен із великою щільністю.

Мінеральна частка, падаюча в якому-небудь середовищі, має живу силу, залежну від швидкості її руху. Чим більша швидкість руху, тим більше жива сила. Падаюча частка зустрічає опір середовища, тому швидкість її падіння в середовищі менше, ніж швидкість падіння в пустоті.

При великій швидкості руху частка долає динамічний опір середовища, характерний для турбулентного потоку, при якому позаду зерна утворюється простір із підвищеним тиском, що приводить до утворення завихорень.

При повільному русі часток невеликих розмірів вони зустрічають опір середовища, обумовлений його в'язкістю і що викликається тертям при обтіканні часток. В цьому випадку спостерігається ламінарний потік.

Отже, швидкість падаючих часток визначатиметься силами опору – динамічного опору для великих часток (без урахування сил тертя) і опору в'язкості середовища для дрібних часток (рис.4.1).

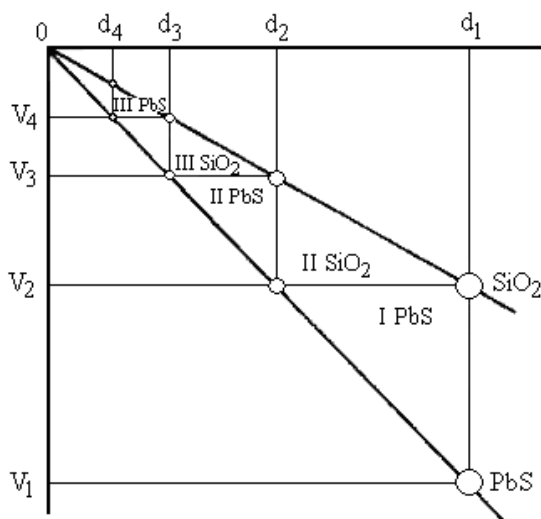


Рисунок 4.1 – Діаграма Чечотта

Якщо мінеральна частка має кулясту форму діаметром d і щільністю δ і падає в спокійному середовищі, то вона знаходиться під дією сили тяжіння G , направленої вниз і динамічної сили опору середовища Pd , спрямованого вгору.

Вага цієї частки в середовищі за законом Архімеда буде дорівнювати

$$G = G_1 - Q = \frac{\pi \cdot d^3}{b} \cdot (\delta - \Delta) \cdot g , \quad (4.1)$$

де

$$G_1 = \frac{\pi \cdot d^3}{b} \delta \cdot g \quad Q = \frac{\pi \cdot d^3}{b} \Delta \cdot g , \quad (4.2)$$

де G - сила тяжіння частки;

Q - вага середовища, витисненого тілом;

g - прискорення сили земного тяжіння;

δ - щільність частки;

Δ - щільність середовища.

Силу опору середовища для цієї частки розраховують за квадратичним законом Ньютона:

$$Pd = \frac{1}{2} * \frac{\pi d^4}{4} * \frac{V^2 \Delta}{2} , \quad (4.3)$$

де V - швидкість руху тіла.

По цих двох силах можна знайти швидкість руху частки в кожний момент, склавши диференціальне рівняння руху тіла. Оскільки вага тіла є добуток маси на прискорення, те це рівняння матиме вигляд:

$$m \frac{dV}{dt} = \frac{\pi \cdot d^3}{6} (\delta - \Delta) \cdot g - \frac{1}{2} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \frac{V^2 \cdot \Delta}{2}, \quad (4.4)$$

де m - маса кулі;

$\frac{dV}{dt}$ - прискорення.

Якщо обидві частини цього рівняння розділити на масу

$$m \frac{dV}{dt} = \frac{\pi \cdot d^3}{6} (\delta - \Delta) \cdot g - \frac{1}{2} \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \frac{V^2 \cdot \Delta}{2}, \quad (4.5)$$

то одержимо прискорення, що дорівнює

$$\frac{dV}{dt} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} \cdot g - \frac{3}{8} \cdot \frac{V^2 \cdot \Delta}{d \delta}. \quad (4.6)$$

Звідси витікає, що прискорення падаючого тіла в середовищі дорівнює різниці двох прискорень: початкового прискорення в середовищі

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} \cdot g. \quad (4.7)$$

І прискорення сили опору

$$g_1 = \frac{3}{8} \cdot \frac{V^2 \cdot \Delta}{d \cdot \delta}. \quad (4.8)$$

залежного від швидкості V , щільності середовища, щільності тіла і його діаметру d .

Із збільшенням швидкості падіння тіла збільшуватиметься і сила опору середовища P_d , а разом з нею і прискорення. При досягненні тілом постійної швидкості падіння це прискорення буде дорівнювати нулю.

$$\frac{dV}{dt} = g_0 - g_1 \quad (4.9)$$

Ця гранична швидкість називається кінцевою швидкістю. Вона настає дуже швидко. Для мінеральних зерен кулястої форми діаметром 1 мм кінцева швидкість падіння настає через 0,01 – 0,1 долі секунди. Вона може бути визначена із рівняння:

$$\frac{dV}{dt} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} \cdot g - \frac{3}{8} \cdot \frac{V^2 \cdot \Delta}{d \cdot \delta} = 0 \quad (4.10)$$

Звідки

$$V_0 = K_R \sqrt{d \cdot \left(\frac{\delta - \Delta}{\Delta} \right)}. \quad (4.11)$$

Цей вираз носить назву формули Ріттинґера для визначення кінцевої швидкості падіння зерен кулястої форми. З цієї формули виходить, що кінцева швидкість падіння тіла за інших рівних умов буде тим більше, чим більше діаметр тіла d і його щільність δ . При визначенні швидкості падіння часток кулястої форми коефіцієнт K_R приймається рівним 51,2. Тоді формула має вигляд:

$$V_0 = 51,2 \sqrt{d \cdot \left(\frac{\delta - \Delta}{\Delta} \right)}. \quad (4.12)$$

При падінні в середовищі дрібних часток, швидкість падіння яких є дуже малою, динамічним опором середовища можна нехтувати і враховувати лише опір в'язкості середовища та наявність навколо тіла тонкого нерухомого шару руди, що створює опір падаючій частки.

Величина опору, що відчуває падаюча частка кулястої форми невеликого діаметру, була визначена Стоксом за виведеною ним формулою:

$$P_s = 3\pi \cdot \mu \cdot d \cdot V, \quad (4.13)$$

де μ – коефіцієнт в'язкості рідини, н.с/м².

При температурі 20°C в'язкість води $\mu = 0,001$ н.с/м². При збільшенні температури на 10°C в'язкість зменшується на 2 %.

Враховуючи опір в'язкості і нехтуючи динамічним опором, диференціальне рівняння руху падаючої кулі можна написати в такому вигляді:

$$m \frac{dV}{dt} = G - P_s = \frac{\pi \cdot d^3}{6} (\delta - \Delta) \cdot g - 3\pi \cdot \mu \cdot d \cdot V. \quad (4.14)$$

При досягненні часткою кінцевої швидкості падіння прискорення буде рівне нулю, тобто

$$\frac{\pi \cdot d^3}{6} (\delta - \Delta) \cdot g = 3\pi \cdot \mu \cdot d \cdot V \quad (4.15)$$

Звідки

$$V_0 = \frac{g}{18} d^2 \cdot \left(\frac{\delta - \Delta}{\mu} \right). \quad (4.16)$$

Позначивши $\frac{g}{18} = K$ і прийнявши $g = 9,18 \text{ см/с}^2$.

Одержимо

$$V_0 = K \cdot d^2 \cdot \left(\frac{\delta - \Delta}{\mu} \right) = 54,5 d^2 \cdot \left(\frac{\delta - \Delta}{\mu} \right) \quad (4.17)$$

Це кінцевий вигляд формули Стоксу, яка застосовна для визначення швидкості падіння часток розміром від 0,12 мм до 0,12 см.

Із формули Стоксу виходить, що кінцева швидкість падіння дрібних часток прямо пропорційна різниці щільності частки та середовища, квадрату діаметру частки і обернено пропорційна коефіцієнту в'язкості середовища.

Перевірка формул Рітгінгера для великих часток і формули Стоксу для дрібних на різних мінералах показала, що ці формули справедливі лише для обмеженої крупини часток. Перша, як указувалося вище, для часток крупиною від 0,5 до 15 мм і друга – від 0,12 до 0,012 мм.

Зерна проміжної крупини від 0,12 до 1,5 мм мають дещо іншу швидкість падіння, що експериментально вивчалася рядом дослідників. Було встановлено, що опір середовища для часток проміжної крупини дорівнює за емпіричною формулою Аллена:

$$V_0 = 25,8 d^3 \cdot \sqrt{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\Delta \cdot \mu}} \quad (4.18)$$

Ця формула застосовна для розрахунку кінцевих швидкостей падіння часток крупиною від 0,12 до 1,5 мм.

Кожна з поданих формул застосовна лише для порівняльної вузької межі крупини часток. Основна трудність у виборі формули для кінцевої швидкості падіння часток пов'язана з тим, що кожна з формул враховує лише один з видів опору.

Якщо добуток, то, динамічний опір більше сили опору в'язкості. В цьому випадку застосовується формула Рітгінгера, коли $P_d > P_s$ - застосовна формула Стоксу.

Цей висновок витікає із співвідношення двох сил опору, рівного

$$\frac{P_d}{P_s} = \frac{d \cdot V \cdot \Delta}{36\mu} \quad (4.19)$$

У разі рівності цих сил $\frac{d \cdot V \cdot \Delta}{36\mu} = 1$ або $\frac{d \cdot V \cdot \Delta}{\mu} = 36$.

Це відношення називається параметром або числом Рейнольдса та позначається Re . Воно може характеризувати переважання того або іншого виду опору. Якщо, то $P_d > P_s$ при $Re < 36$ $P_d < P_s$.

Дійсно, експериментальні досліді показали, що формула Ріттінгера справедлива при $Re > 1000$, а формула Стоксу при $Re > 36$.

Між параметрами Рейнольдса і опором, випробуваним тілом при падінні в середовищі, існує певна залежність, виведена експериментально Рейлєєм і названа коефіцієнтом опору ψ :

$$\psi = \frac{P}{d^2 \cdot V^2 \cdot \Delta} \quad (4.20)$$

Залежність між параметром Рейнольдса і коефіцієнтом опору може бути подана у вигляді кривої Рейлея [1], по якій можна судити про поступовий перехід від одного режиму руху рідини до іншого.

П.В.Лященко, використовуючи параметр Рейнольдса і коефіцієнт опору, одержав новий параметр, названий параметром Лященко.

З формули параметра Рейнольдса виходить

$$V^2 \cdot d^2 = \frac{Re^2 \cdot \mu^2}{\Delta^2} \quad (4.21)$$

А з формули коефіцієнта опору

$$V^2 \cdot d^2 = \frac{P}{\psi \cdot \Delta} \quad (4.22)$$

Тоді

$$\frac{Re \cdot 2\mu}{\Delta} = \frac{P}{\psi \cdot \Delta} \quad (4.23)$$

Звідки

$$Re^2 \cdot \psi = \frac{P \cdot \Delta}{\mu^2} \quad (4.24)$$

де $Re^2 \cdot \psi$ - параметр Лященко.

Розрахунок кінцевої швидкості падіння часток по цьому параметру проводиться таким чином: якщо частка падає в рідині з постійною кінцевою швидкістю, то сила опору середовища врівноважується силою тяжіння частки, тобто

$$Re^2 \cdot \psi = \frac{G_0 \cdot \Delta}{\mu_0} \quad (4.25)$$

Визначивши по останній формулі параметр Лященко, по діаграмі [1] знаходиться значення параметра Рейнольдса.

Розрахунок кінцевої швидкості падіння часток за методом Лященко дає добрі результати для часток крупиною від 0,012 до 0,20 мм.

Практично всі мінеральні частки дроблення руди не мають правильної кулястої форми, а мають округлу, плоску, довгасту і ін. форми. Тому швидкості падіння часток різної форми не співпадатимуть зі швидкостями падіння, обчисленими і по теоретичних формулах для кулястих часток. Встановлено, що дійсна швидкість падіння часток у воді значно менше, ніж теоретична.

4.3 Рівнопадаючі зерна

Мінеральні зерна, що мають різні діаметри і різну щільність, але падаючі в середовищі з однаковою швидкістю, називаються рівнопадаючими.

Наприклад, швидкість падіння зерна кварцу, що має діаметр 1,0 мм, у воді буде рівна:

$$V_{SiO_2} = V_1 = K_1 \cdot \sqrt{d_1 \cdot (\delta_1 - 1)} = 29 \sqrt{1(2.6 - 1)} \approx 37 \quad (4.26)$$

З цією ж швидкістю падатиме зерно галеніту щільністю $\delta = 7,5$ розмір якого визначають за формулою

$$V_{PbS} = V_2 = 33 \sqrt{d_2 \cdot (\delta_2 - 1)} = 37. \quad (4.27)$$

Звідки

$$\sqrt{d_2} = \frac{V_2}{K_2 \sqrt{(\delta_2 - 1)}}. \quad (4.28)$$

Або

$$d_2 = \frac{V_2^2}{K_2^2 (\delta_2 - 1)} = 0.2. \quad (4.29)$$

Отже з однаковою швидкістю падатимуть зерна кварцу діаметром 10 мм і зерно галеніту діаметром 2 мм. Ці зерна і будуть рівнопадаючими. Відношення діаметрів рівнопадаючих зерен легкого до важкого називається коефіцієнтом рівного падіння.

У нашому випадку коефіцієнт рівного падіння буде рівним

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{10}{2} = 5.$$

Коефіцієнт рівного падіння в загальному вигляді для мінеральних часток може бути визначений на підставі раніше виведених формул кінцевих швидкостей падіння.

Якщо зерна двох мінералів різного діаметру і різної щільності падають із однаковою швидкістю, тобто є такими, що рівно падають, то $V_1 = V_2$.

А отже, по формулі Ріттінгера

$$V_1 = K_1 \cdot \sqrt{d_1 \cdot (\delta_1 - 1)} = V_2 = K_2 \cdot \sqrt{d_2 \cdot (\delta_2 - 1)} \quad (4.30)$$

Або

$$K_1^2 \cdot d_1 \cdot \left(\frac{\delta_1 - \Delta}{\Delta} \right) = K_2^2 \cdot d_2 \cdot \left(\frac{\delta_2 - \Delta}{\Delta} \right) . \quad (4.31)$$

Звідки

$$l_1 = \frac{d_1}{d_2} = \frac{(\delta_2 - 1)}{(\delta_1 - 1)} \cdot \left(\frac{K_2}{K_1} \right)^2 . \quad (4.32)$$

Незначною різницею між K_1 і K_2 можна нехтувати, тоді коефіцієнт рівного падіння дорівнює:

$$l_1 = \frac{d_1}{d_2} = \frac{(\delta_2 - 1)}{(\delta_1 - 1)} . \quad (4.33)$$

Таким чином, коефіцієнт рівного падіння є прямо пропорційним відношенню діаметрів зерен і обернено пропорційним відношенню щільності мінералів мінус щільність середовища.

При класифікації суміші зерен кварцу та галеніту у воді коефіцієнт рівного падіння буде дорівнювати:

$$l_1 = \frac{d_1}{d_2} = \frac{(\delta_2 - 1)}{(\delta_1 - 1)} = \frac{7,5 - 1}{2,6 - 1} = 4 . \quad (4.34)$$

Для мінеральних зерен, кінцева швидкість падіння яких підкоряється закону Стоксу, коефіцієнт раннього падіння буде рівний:

Для мінеральних зерен проміжної крупності коефіцієнт рівного падіння визначається аналогічним шляхом і буде дорівнювати:

$$l = \frac{(\delta_2 - \Delta)^2}{(\delta_1 - \Delta)} . \quad (4.35)$$

Оскільки швидкість падіння часток залежить від їх діаметру, то і коефіцієнт рівного падіння повинен змінюватися залежно від величини часток.

4.4 Обмежене падіння зерен

Закони падіння мінеральних зерен у воді, розглянуті вище, застосовані повністю лише до вільного падіння зерен і не можуть всебічно характеризувати процес гідравлічної класифікації, при якому рух мінеральних зерен відбувається в обмеженому просторі. Спостерігаються масовий рух мінеральних часток внаслідок чого рух окремої частки або зерна відчуває вплив інших рухомих часток. Разом з цим саме середовище відчуває динамічну дію кожної з часток і всієї маси їх в цілому.

На відміну від вільного падіння часток падіння їх в промислових апаратах підкоряється законам обмеженого бачення.

Експериментально встановлено, що швидкість обмеженого падіння в середньому менше швидкості вільного падіння, наприклад, для кварцу в 2,76 разів, а для галеніту в 3,47 разів.

П.В.Лященко встановив слідуєчу залежність між швидкістю обмеженого падіння, швидкістю вільного падіння часток і коефіцієнтом розпушування:

$$V_{cm} = V_0 \cdot \sqrt{\Theta_0^n}, \quad (4.36)$$

де V_{cm} - кінцева швидкість обмеженого падіння;

V_0 - кінцева швидкість вільного падіння;

Θ_0 - коефіцієнт розпушування;

n - показник ступеня ($n = 5,7$), що збільшується у міру зменшення крупності мінеральної суміші, що класифікується.

Якщо прийняти $n = 6$, то швидкість обмеженого падіння виражається формулою:

$$V_{cm} = V_0 \cdot \Theta_0^3; \quad (4.37)$$

$$\Theta_0 = \frac{\delta - \gamma}{\delta},$$

де δ - щільність мінералу;

γ - насипна вага.

4.5 Гідравлічна класифікація

Гідравлічна класифікація є процесом розділення суміші мінеральних зерен на класи за швидкостями їх падіння у воді.

На відміну від грохочення, що проводить розділення матеріалу по крупності, гідравлічна класифікація ділить матеріал на класи по рівному падінню, тобто кожен клас, одержаний при гідравлічній класифікації стримає зерна, що мають однакову швидкість падіння у воді.

Гідравлічна класифікації може бути самостійною, підготовчою або допоміжною операцією. Як самостійна операції гідравлічна класифікації застосовується при відмиванні крупного матеріалу від глинистих і мулистих часток руд і розсіпів, чорних, благородних і рідкісних металів.

Як підготовча операція гідравлічна класифікація застосовується при підготовці матеріалу перед збагаченням його гравітаційними методами і як допоміжна операція при тонкому подрібненні руд.

Гідравлічна класифікація застосовується для матеріалу крупиною від 3-4 до 0,1 і навіть до 0,05 мм.

Для гідравлічної класифікації застосовуються апарати, які називаються гідравлічними класифікаторами.

Внаслідок гідравлічної класифікації суміші мінеральних зерен різного діаметру і різної щільності виходять такі класи рівнопадаючих зерен, в яких зерна легкого мінералу не мають рівних собі по величині зерен важких мінералів.

Залежність між кінцевою швидкістю падіння мінеральних зерен, їх діаметром і щільністю можна зобразити графічною діаграмою, запропонованою Чечоттом.

При проведенні класифікації в гідравлічному класифікаторі, що має декілька камер (4 або 6), одержання в кожній з них рівнопадаючих зерен може бути забезпечено швидкістю висхідного струменя води по максимальному зерну легкого мінералу.

Побудова діаграми Чечотта проводиться таким чином. У формулі Ріттингера $V = K \cdot \sqrt{\delta - 1} \cdot \sqrt{d}$ приймається $K \cdot \sqrt{\delta - 1}$ і $\sqrt{d} = X$, тоді виходить рівняння першого ступеня $V = A \cdot X$. Якщо прийняти умову, що $A = const$, то рівняння, виражене через X , є рівнянням прямої.

По осі абсцис відкладається \sqrt{d} , а по осі ординат кут нахилу прямої до осі абсцис визначатиметься величиною $K \cdot \sqrt{\delta - 1}$ і, отже, залежатиме від щільності мінералу: чим більша щільність, тим більше кут нахилу прямої. Для прикладу візьмемо суміш, що складається із зерен кварцу і галеніту. Графічно закон Реттінгера для зерен кварцу виразиться прямою (рис.5.1), а для зерен галеніту – також прямою. Кут λ менше кута β , оскільки щільність PbS більше щільності SiO₂. Діаметр максимальних зерен в суміші d_1 . Допустимо, що одержана суміш піддається розділенню на трикамерному гідравлічному класифікаторі.

Якщо швидкість висхідного струменя води в першому відділенні гідравлічного класифікатора рівна V_1 , то в цьому відділенні випадуть зерна PbS діаметром від d_1 до d_2 , оскільки ці зерна мають швидкість падіння більшу, ніж швидкість висхідного струменя води V_1 . Зерна кварцу в цьому відділенні випадати не будуть, бо найбільше зерно кварцу діаметром d_1 , має швидкість падіння V_1 ; в кращому разі це зерно знаходитиметься в зваженому стані. Таким чином, за винятком зерен PbS діаметром від d_1 до d_2 , що випали в першому відділенні класифікатора, всі зерна SiO₂ від d_1 до 0, і зерна PbS від d_2 до 0 захопляться потоком висхідного струменя води і перейдуть в друге відділення класифікатора.

У другому відділенні швидкість висхідного струменя V_2 менше швидкості струменя в першому відділенні. У цьому відділенні випадуть всі ті зерна, які мають швидкість падіння у воді більшу, ніж V_2 .

Можна встановити, що при швидкості V_2 випадуть SiO_2 розміром від d_1 до d_2 і зерна PbS від d_1 до d_3 . Зерна кварцу розміром від d_2 до 0 і зерна галеніту розміром від d_3 до 0 перейдуть в третє відділення класифікатора, причому у всіх камерах будуть перебувати в зваженому стані зерна, швидкість падіння яких рівна швидкості висхідного струменя води.

Швидкість висхідного струменя води в третьому відділенні буде V_3 , причому $V_3 < V_2 < V_1$. При даній швидкості в цьому відділенні випадуть зерна SiO_2 від d_2 до d_3 і зерна PbS від d_3 до d_4 . А в злив класифікатора перейдуть зерна кварцу розміром від d_3 до 0 і зерна галеніту від d_4 до 0 .

Кожен клас, виділений в класифікаторі, характеризуватиметься тим, що в ньому мінімальне зерно легкого мінералу за об'ємом рівне або більше максимального зерна важкого мінералу PbS : Іншими словами, в кожному класі всі зерна легкого мінералу більше за всі зерна важкого мінералу.

Розбіжність теоретичних і практичних даних можна пояснити перш за все різною формою падаючий зерен, а також наявністю зростків легких і важких мінералів.

Найбільш простим класифікуючим пристроєм є класифікуючий ящик, що є один або декількома послідовно розташованими ящиками пірамідального типу.

Найбільш досконалими гідравлічними класифікаторами, вживаними в практиці збагачення, є класифікатори із обмеженим падінням.

Гідравлічний класифікатор з обмеженим падінням зерен і механічним розвантаженням КГ-6С складається з шести пірамідальних камер, що збільшуються в розмірі по напрямку від місця завантаження вихідного матеріалу до зливного порогу. Камери встановлені уступами. Нижня частина кожної камери складається з трьох елементів: циліндричної частини камери, для перемішування пульпи в нижній частині, що переходить в усічений конус, за рахунок чого і створюються умови обмеженого падіння; скляної циліндричної камери для спостереження і регулювання процесу класифікації і нагнітальної труби, що має всередині форму спіралі, через яку вода входить тангенціально. Нижче за нагнітальну трубу є приймач для вивантаження матеріалу, що осів, який розвантажуються через отвір, що періодично відкривається за допомогою кулькового клапана, закріпленого на стрижні. Стрижень проходить через порожнистий вертикальний вал, на верхньому кінці стрижня є кулачок, насаджений на диск, що обертається від шестерні. Кулачків на диску ставлять від одного чотирьох; для крупнішого класу звичайно ставлять чотири кулачки, для тоншого – один. При підніманні кулькового клапана матеріал проходить через отвір клапана і попадає в приймач, що є циліндром, що закінчується конусом із насадкою. З приймача матеріал розвантажуються через втулку. Випуск матеріалу з приймача регулюється краном.

У кожній секції на нижньому кінці вертикального порожнистого валу укріплені мішалки із смугової сталі, розташовані радіально. Порожнистий вал

приводиться в рух від горизонтального приводного валу і разом з укріпленими на ньому мішалками обертається зі швидкістю 1,2 об/хвил.

Призначення мішалок в тому, щоб запобігти згущуванню матеріалу і виникненню водоверті в камері перемішування. Кількість води, що надходить до кожної камери, регулюється за допомогою клапана з шкалою. Швидкість висхідного струменя в секціях поступово зменшується у напрямі до зливного кінця.

Достоїнство класифікатора полягає в автоматичному розвантаженні, що сягається за допомогою стрижня, що механічно піднімається з кульковим клапаном. Це дає можливість розвантажувати продукт із великим вмістом твердого і тим самим знижувати витрату води, запобігаючи в той же час забиванню циліндричної частини камери. Наявність приймача, де збирається матеріал, запобігає тиску пульпи вниз дякуючи чому усувається можливість порушення процесу класифікації у момент вивантаження матеріалу. Витрата води звичайно складає 30-80 л/хвил.

4.6 Відсадження

Серед гравітаційних методів збагачення найбільшого поширення набуло збагачення на відсадочних машинах.

Відсадження – це процес гравітаційного збагачення, що використовує різницю в швидкостях падіння мінеральних часток у вертикальному струмені води.

Матеріал, що підлягає розділенню, поміщається на решеті машини, через отвори якого подається струмінь води висхідна і низхідна у вертикальному напрямі або пульсуюча. В результаті періодичності дії таких струменів води відбувається розділення збагаченого матеріалу по щільності, тобто зерна, що мають велику щільність, опускаються вниз шару матеріалу, лежачого на решеті, а зерна із меншою щільністю залишаються у верхньому шарі. В цьому випадку, відокремивши нижній шар від верхнього, одержують два продукти – концентрат і хвости.

У практиці збагачення відсадженню піддається відносно крупний матеріал. Так, на відсадочних машинах може збагачуватися руда крупиною від 50 до 0,25 мм.

Для підвищення ефективності збагачення крупний матеріал (50-0,5 мм) перед відсадженням класифікується на різні класи по крупності і кожен клас збагачується самостійно.

Попередня класифікація крупного матеріалу перед відсадженням проводиться для того, щоб створити умови обмеженого падіння часток, при якому відношення розмірів зерен мінералів із максимальним діаметром до розміру зерен із мінімальним діаметром в кожному класі не перевищувало б коефіцієнта рівного падіння.

Вузька шкала класифікації по найменшому коефіцієнту рівного падіння дає кращі результати збагачення, проте це вимагає установки великої кількості грохотів і відсадочних машин із різними сітками. З урахуванням того, що при

відсаженні відбувається утруднення падіння часток, коефіцієнт рівного падіння і шкала класифікації значно розширюються, кількість окремих класів, а отже, грохотів і відсадочних машин зменшується.

Розшаровування матеріалу в відсадочній машині відбувається в умовах обмеженого падіння часток при підйомі їх із висхідним струменем води.

У камері машини над решетом мінеральні частки з водою утворюють рихлу суміш – природну постіль, яке також створює умови обмеженого падіння і сприяє розшаруванню часток по щільності. Дрібні зерна важкого матеріалу легко проходять через проміжки, що утворюються в рихлій постелі між крупними частками, і утворюють нижній шар або розвантажуються через отвори решета. При висхідному струмені води матеріал над решетом камери розпушується, а при низхідному струмені ущільнюється. Розпушений шар матеріалу дозволяє важким часткам пройти вниз, а ущільнений шар перешкоджає проходженню в нижній шарі легких часток. Поперемінну дію висхідного і низхідного струменя води створюють, таким чином, умови для поступового розшаровування матеріалу по щільності.

Розшаровування матеріалу в відсадочній машині залежить від швидкості падіння часток, яка сама в свою чергу залежить від щільності середовища. У висхідному струмені води щільність середовища змінюється у вертикальному положенні, тобто при початковому прискоренні часток щільність середовища буде найменшою.

Величина початкового прискорення часток залежить від щільності мінералу, і має велике значення при розшаруванні некласифікованого матеріалу.

Дрібний матеріал перед відсаженням не класифікується.

Некласифіковані по крупності мінеральні частки, що мають різну щільність, при пульсаціях води, що часто повторюються, навіть за дуже короткі період падіння, пройдуть шляхи різної довжини, оскільки початкове прискорення для кожного зерна буде різне.

Для галеніту початкове прискорення в 1,4 разів більше, чим для кварцу, а це означає, що швидкість рівнопадаючих зерен галеніту і кварцу під час перших 1-2 с буде різною.

Тому, якщо в відсадочній машині створити короткі, але такі, що часто повторюються пульсації води, то будуть створені умови обмеженого падіння на коротких відстанях, де виявляється лише початкове прискорення, а не кінцеві швидкості падіння часток.

При збагаченні некласифікованого матеріалу важливу роль відіграє постіль, яка може бути штучною і природною.

Штучна постіль створюється з крупних і важких мінералів (магнетит, гематит) або чавунного дробу і сталевих кульок. Розмір зерен постелі повинен бути в 3-4 рази більше розміру отворів решета. Щільність матеріалу постелі менше щільності важкого матеріалу і більше щільності легкого матеріалу.

Некласифікований матеріал, що надходить на відсаження піддається сегрегації, тобто природному перерозподілу по крупності і щільності. У нижньому шарі, розташованим на решеті, концентруватимуться дрібні важкі зерна, потім шар великих важких мінералів, над якими будуть знаходитися дрібні мілкі

зерна легкого, зверху ж розташуються великі зерна легкого мінералу. Важкі мінерали проходять під решето (при збагаченні руд дрібніше 4 мм) і збираються у вигляді концентрату в підрешітному ящику відсадочної машини, а легкі мінерали залишаються на постелі і розвантажуються окремо.

Збагачення на відсадочних машинах некласифікованого матеріалу проводиться у висхідному і низхідному струменях води і штучної постелі.

У сучасній практиці гравітаційного збагачення відсадження крупнозернистого матеріалу здійснюється обов'язково із попередньою класифікацією по крупності, а дрібний матеріал від 5-6 мм і нижче збагачується без попередньої класифікації із застосуванням штучної постелі.

4.7 Класифікація відсадочних машин

В даний час при збагаченні корисних копалини застосовується три типу відсадочних машин із нерухомим решетом: поршневі, діафрагмові і безпоршневі. Відсадочні машини із рухомим решетом при збагаченні руд кольорових і рідкісних металів застосовуються надто рідко і поширені головним чином при збагаченні і марганцевих залізняка.

Для нагляднішого уявлення про роботу відсадочних машин розглянемо роботу поршневої машини з нерухомим решетом (рис.4.2).

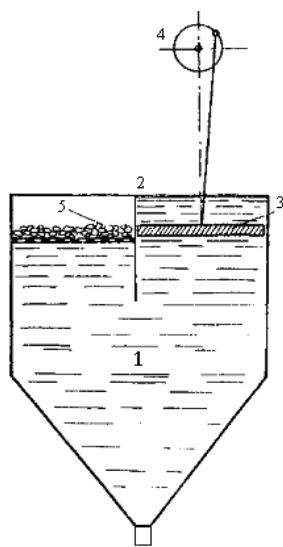


Рисунок 4.2 – Схема поршневої відсадочної машини

Камера має перегородку, що не доходить до дна камери. Ця перегородка ділить камеру на два відділення, що повідомляються між собою, - поршневе і концентраційне. У поршневому відділенні рухається поршень, який одержує зворотно-поступальний рух від ексцентрика. Руда, що надходить на відсаження, поміщається на решеті концентраційного відділення. Камера наповнюється водою, а рух поршня вгору та вниз створює висхідні і витікаючі струмені води. При русі поршня вниз в концентраційному відділенні камери створюється висхідний струмінь води завдяки якій рудні частки піднімаються, шар їх розпушується. При падінні частки розшаровуються: внизу на решеті збираються частки з більшою щільністю, а у верхньому шарі – легкі частки з меншою щільністю.

При русі поршня вниз в концентраційному відділенні створюється низхідний струмінь води, яка покращує розшаровування за рахунок збільшення різниці в швидкостях падіння важких і легких часток. Безперервне чергування висхідного і низхідного струменя води дозволяє розділити матеріал на два шари; нижній шар важких мінералів, лежачий на ситі, і верхній шар легких мінералів. Шар важких мінералів або важка фракція по крупності збагачуваної руди менш ніж 4 мм розвантажується під решето. Легка фракція під дією горизонтального потоку води розвантажується через зливний поріг камери. При збагаченні значнокускової руди концентрат залишається на решеті у вигляді природної постелі розвантажується через бічну розвантажувальну щілину в стінці корпусу машини.

Поршневі відсадочні машини бувають двох-, трьох-, чотирикамерними з розміром отворів решіт при збагаченні руди 2 мм і продуктивністю від 0,5 до 3,6 т/год.

Діафрагменні відсадочні машини відрізняються від поршневих відсадочних машин тим, що в них поршень замінений гумовою діафрагмою, вертикальні рухи якої створює вібрації пульпи. Діафрагмові відсадочні машини застосовуються широко при збагаченні розсипів золота, олова, вольфраму і руд рідкісних металів.

Виготовляються діафрагмові машини декількох типів і відрізняються лише розташуванням діафрагми: з верхнім розташуванням і розташуванням в нижній частині камери машин.

Серед відсадочних машин із розташуванням діафрагми в нижній частині камери необхідно відзначити машини, що набули найбільш широкого поширення при збагаченні руд - машини з нижніми рухливими конічними днищами. До цих машин відносяться машини типу МОД-2, МОД-3 і МО-6.

Ці відсадочні машини складаються з камер, в нижній частині яких розташовані рухомі конічні днища, які кріпляться в камері за допомогою гумових манжет і обичайки. Конічні днища приводяться до руху через кривошипно-шатунний механізм електродвигуном і при своєму русі створюють висхідні і низхідні потоки води.

Після розшаровування важкі частки збираються в нижній частині конічних днищ і періодично розвантажуються через розвантажувальний отвір, а легкі частки йдуть із водою через зливний поріг останньої камери.

Відсадочні машини МОД-2 і МОД-3 застосовуються для збагачення руди крупиною до 15 мм, а машина МО-6 - крупиною 0,1-2 мм. Вони мають продуктивність від 25 до 39 т/год., число ходів конічних днищ до 320 на хвилину, величину ходу днища - до 18 мм, корисну площу - решіт від 1,8 та 8,65 м².

Безпоршневі відсадочні машини набули широкого поширення при збагаченні вугілля, і марганцевих залізняка. Для загального уявлення про їхній устрій і роботу розглянемо машину типу ОМП-1, яка застосовується для мокрого збагачення дрібнозернистого залізняка крупиною не більше 8 мм (рис.4.3).

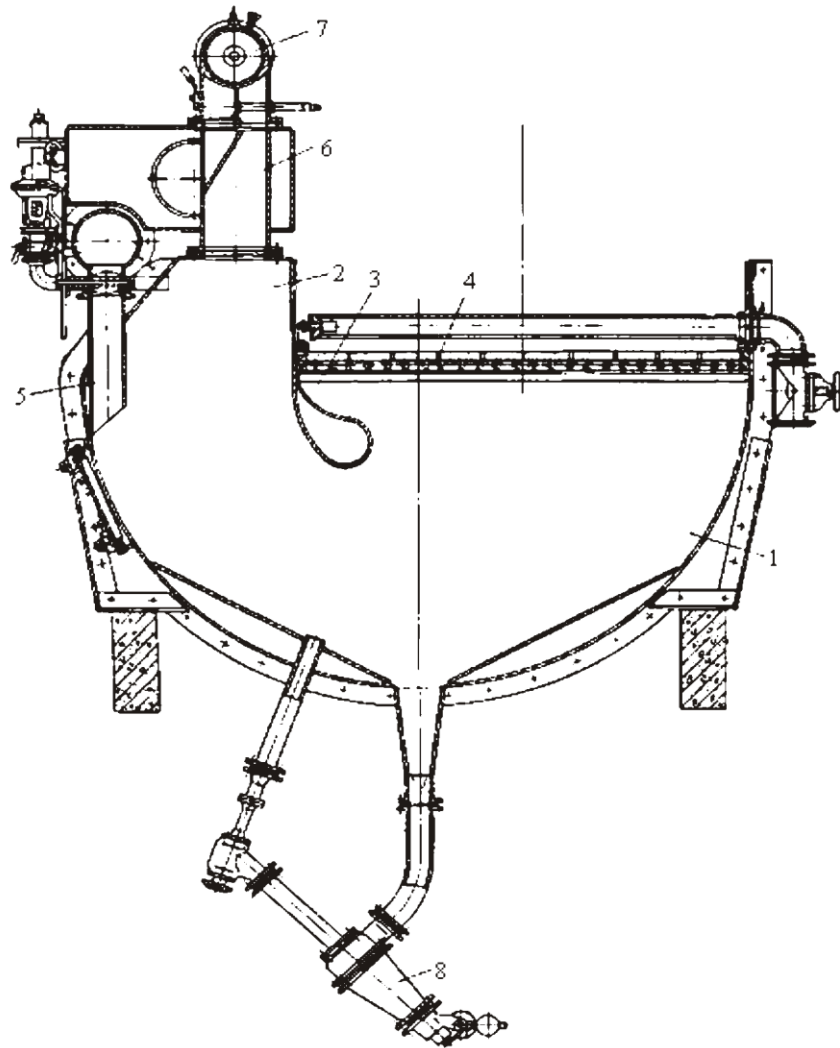


Рисунок 4.3. – Безпоршнева відсадочна машина

Безпоршнева відсадочна машина типу ОМП-1 складається з конусоподібного корпусу, розділеного на окремі камери. У кожній камері є наявна перегородка, яка ділить її на два відділення – відсадочне та повітряне, розділені перегородкою.

У відсадочному відділенні закріплюються грати з штучною постіллю площею 10 м^2 , через яку відбувається розвантаження важкої фракції. Подача підрешітної води в машину проводиться через водяний колектор. Над повітряним відділенням розташовано повітрязбірник, що живить машину стислим повітрям від повітродувки через прямоточні роторні пульсатори, що приводиться в рух електродвигуном через коробку передач. Подача повітря із повітрязбірника в відсадочне відділення відбувається при обертанні роторних пульсаторів. Повітря, що подається, забезпечує пульсацію води в відсадочному відділенні. У нижній частині камер машини розташовані гідроциклони, що забезпечують вихід важкого продукту, що пройшов через решето. Підрешітний продукт розвантажується через піскові отвори цих гідроциклонів. Злив гідроциклонів повертається водострумними насосами в машину.

Легка фракція, або хвости, як завжди, розвантажується через зливний поріг останньої камери. Продуктивність машини складає $50 \text{ т/год. на } 1 \text{ м}^2$ решета,

витрата повітря - $6,6 \text{ м}^3/\text{год.}/\text{м}^2$ решета.

Продуктивність відсадочної машини залежить від багатьох факторів, до яких можна віднести ширину камери, товщину рухомих шарів матеріалу, швидкість просування матеріалу, щільність зерен мінералів, що розділяються, і тощо. Продуктивність може бути визначена за формулою

$$Q = 3,6 \cdot H \cdot B \cdot V \cdot \delta \cdot \Theta \text{ т/год,} \quad (4.38)$$

де Q - продуктивність по сухому вихідному живленню, т/год.;

H - висота шару матеріалу в камері машини вище за зливний поріг у момент зважування постелі, м;

B - ширина камери, м;

V - середня подовжня швидкість руху матеріалу, м/с;

Θ - ступінь розпушування матеріалу у момент зважування, рівний при близько 0,5;

δ - щільність матеріалу, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Звичайно продуктивність відсадочних машин визначається по нормах питомого навантаження по вихідному живленню на 1 м ширини відсадочного решета або на 1 м^2 площі решета, які встановлюються на основі практичних даних, одержаних на діючих збагачувальних фабриках, що переробляють аналогічну сировину. Витрата води на 1 т руди при збагаченні на відсадочних машинах складає $2,5 \text{ м}^3$. Витрата електроенергії на роботу поршневих машин складає 0,3-0,5 кВт·год/т збагачуваного матеріалу. У безпоршневих відсадочних машинах витрата енергії підвищується до 0,5-0,7 кВт·год./т.

4.8 Збагачення у важких суспензіях

Збагачення корисних копалини можна здійснювати в середовищі, що має щільність більше, ніж щільність одних мінералів і менше, ніж щільність інших мінералів. Зерна мінералів, щільність яких більше щільності середовища, потонуть, а легкі зерна, щільність яких менше щільності середовища спливають. Як середовища з підвищеною щільністю можуть застосовуватися важкі рідини і важкі суспензії, тобто суспензія тонко подрібнених мінералів у воді.

Важкі рідини застосовуються головним чином при лабораторних роботах, оскільки вживані органічні важкі рідини (трихлоретан C_2HCl_3 діброметан $\text{C}_2\text{H}_4\text{Br}_2$ бромформ CHBr_3 , рідина Тулі і Рорбаха) і розчини солей (CaCl_2 ZnCl_2) мають високу вартість, великі втрати із продуктами збагачення. Окрім того, багато рідин є отруйними.

Тому в промисловості набув поширення метод збагачення у важких суспензіях. Суть процесу полягає в тому, що подрібнений суспензоїд або утяжувач перемішується з водою і знаходиться в зваженому стані, утворюючи суспензію з певною щільністю, в якій легкі мінерали спливають, а важкі - тонуть. Для роздвнення, наприклад, вапняку, кварцу, доломіту, що мають щільність 2,6, і сульфідних мінералів, що мають щільність більше 4,0, можна використовувати суспензії щільністю 2,8-3,0. Сульфідні мінерали в такій суспензії потонуть і

утворюють концентрат, а мінерали порожньої породи спливають і можуть бути віддалені у вигляді хвостів.

Як утяжувачі (суспензії) на сучасних збагачувальних фабриках знайшли вживання феросиліцій, галеніт і магнетит. Найбільшого поширення набув феросиліцій - сплав заліза із кремнієм, який має щільність 6,4-7,0 г/см³ і може застосовуватися для приготування суспензій щільністю від 2,0 до 3,2 г/см³. Вміст кремнію феросиліції повинен складати від 10 до 20%. Вищий вміст кремнію погіршує магнітні властивості феросиліцію і утрудняє його регенерацію; при нижчому вмісті феросиліції погано дробиться і порівняно легко окислюється. Для приготування тонкого порошку феросиліцій подрібнюється до крупини 0,15-0 мм. При цьому утворюються частки неправильної форми, що збільшує в'язкість суспензії при підвищеній щільності і порушує процес розділення мінералу. В цьому відношенні найефективніше вживання гранульованого феросиліцію, зерна якого мають кулясту форму. З такого феросиліцію можна приготувати суспензію щільністю до 3,8 г/см³ при низькій в'язкості. Гранульований феросиліцій, окрім того, добре відмивається від продуктів збагачення і регенерувати з невеликими втратами.

Галеніт (PbS) у вигляді концентрату, флотації, також застосовується як утантажувач. Галеніт, що має щільність 7,5 дає можливість приготувати суспензію щільністю до 3-4 г/см³. Проте із-за невеликої твердості галеніт швидко шламається, забруднює суспензію і збільшує її в'язкість. Окрім того, він дефіцитний і застосовується лише для збагачення свинцевовмісних руд.

Магнетит Fe₃O₄, що має щільність 5,2 г/см³, дозволяємо готувати суспензію щільністю 2,6 і часто служить як добавка при приготуванні суспензій із феросиліцію.

Збагачення у важких суспензіях успішно здійснюється при крупині шматків руди 100 і навіть до 300 мм. Нижня межа крупності руди, що збагачується цим процесом, складає 5-6 мм, а при використанні гідроциклонів як збагачувальні апарати, можна збагачувати руду крупиною до 0,3-0,5 мм.

При роботі з дрібними класами збільшується в'язкість середовища. Сили поверхневого натягнення і сили змочування починають грати вирішальну роль, за рахунок чого зменшується рухливість мінералів і погіршується їх розділення.

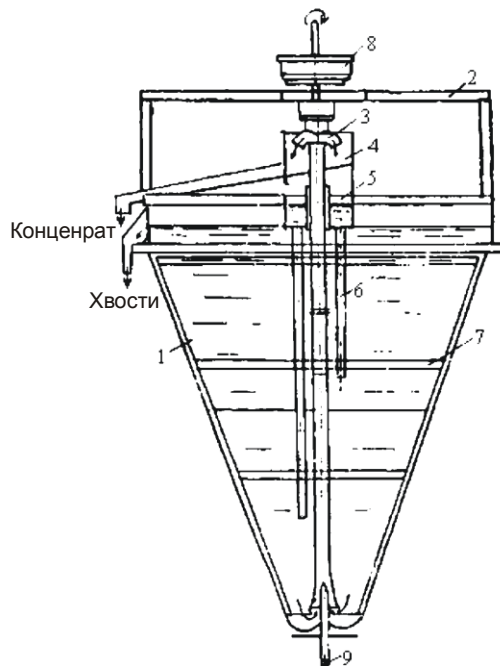
Висока в'язкість середовища, що створюється надлишком утяжувача, не повинна перевищувати 25 %, хоча по всій кількості його величина може доходити до 80 %.

Ефективність і економічна доцільність вживання процесу багато в чому залежать від можливості регенерації утяжувача, тобто відділення від продуктів збагачення і подальшого очищення з метою повернення його в цикл збагачення.

Збагачення у важких суспензіях є застосовним до крупно вкраплених руд, в яких при порівняно крупному дробленні мінерали порожньої породи або корисні мінерали виділяються у вільному вигляді. Вживання збагачення у важких суспензіях економічно вигідно в тих випадках, коли вдається виділити хвости в кількості 25-30 % від вихідного живлення із відвальним вмістом металів. Це дозволяє скорочувати об'єм руди, що переробляється, і збільшувати вміст цінних компонентів в руді, що надходить на подальше збагачення.

Для збагачення у важких суспензіях застосовуються суспензійні сепаратори таких типів: барабанні сепаратори із внутрішньою спіраллю та елеваторним розвантаженням і конусні сепаратори із внутрішньою мішалкою і зовнішнім аероліфтом для розвантаження важкої фракції.

Досить широкого поширення в практиці збагачення руд кольорових і рідкісних металів набули конусні сепаратори із зовнішнім аероліфтом. Сепаратор є металевою конструкцією, верхня частина якої має циліндричну форму, а нижня - конічну. У верхній частині сепаратора встановлюються два жолоби для завантаження вихідного матеріалу і видалення легкої фракції. Нижня частина закінчується перехідним коліном, яке сполучає конус із аероліфтом. (рис.5.4).



1 – корпус, 2 – рама, 3 – аероліфт, 4 – приймальний лоток, 5 – приймальна воронка, 6 – труба, 7 – мішалка, 8 – привід, 9 - пневмогідросистема
Рисунок 5.4 – Схема конусного сепаратора

У нижню частину аероліфта подається форсункою стисле повітря, за допомогою якого важка фракція, що осіла в конусі, піднімається по аероліфту і розвантажується через розвантажувальну камеру. Усередині конуса за допомогою приводу і черв'ячного редуктора обертається рамкова мішалка із швидкістю від 1,58 до 2,49 об/хвил. для підтримки увантажувача в зваженому стані. Шкрябанням рамкової мішалки запобігає осадження увантажувача і шматків руди на стінках конуса. Діаметр циліндричної частини конуса складає від 3 до 6 мм, ширина зливного порогу залежно від кількості легкої фракції рівна 8-15 % довжини кола конуса.

Легка фракція, що спливла, разом з суспензією розвантажується через зливний поріг в жолоб.

Конусні сепаратори мають велику точність розділення по щільності, чому сприяє глибока ванна і досить спокійна зона розділення.

Діаметр сепаратора 6000 мм, крупність живлення 4-40 мм, робочий об'єм - 84 м³, потужність електродвигуна приводу 7 кВт, діаметр аероліфта 213 мм,

тиск повітря 3 кг/см^3 , витрата повітря $1,35 \text{ м}^3/\text{год.}$, продуктивність 300 т/год.

Витрата води при збагаченні у важких суспензіях складає $0,15-0,2 \text{ м}^3/\text{т}$ руди, витрата електроенергії $0,5-1,3 \text{ кВт}\cdot\text{год./т}$ руди.

4.9 Збагачення в струмені води, що тече похилою поверхнею

Серед гравітаційних методів досить широкого поширення набуло збагачення в струмені води, що тече похилою поверхнею. Здійснюється це збагачення на концентраційних столах, шлюзах і жолобах.

Розглянемо процес руху часток в струмені води, що тече похилою поверхнею.

Кулясте зерно, рухаючись похилою площиною в струмені води, піддається дії наступних сил:

1. Сила власної ваги зерна у воді, рівна

$$G_0 = m \cdot g_0. \quad (4.40)$$

2. Динамічний тиск води на зерно у напрямі руху її по похилій площині.

$$P_u = \Psi \cdot (V_{cp} - V)^2 \cdot d^2 \cdot \Delta, \quad (4.41)$$

де Ψ - коефіцієнт опору;

V_{cp} - середня швидкість руху води на рівні центру кулі при глибині потоку H і висоті від дна Y ;

V - швидкість руху зерна;

$V_{cp} - V$ - відносна швидкість струменя води;

Δ - щільність води;

d - діаметр зерна.

3. Динамічна дія вертикальної складової швидкості

$$P_c = \varphi_0 \cdot U_{cp}^2 \cdot d^2 \cdot \Delta, \quad (4.42)$$

де U_{cp} - що середня вертикально-становить швидкість.

4. Сили тертя.

$$T = (m \cdot g_0 \cdot \cos\alpha - \Psi \cdot U_{cp}^2 \cdot d^2 \cdot \Delta) \cdot f, \quad (4.43)$$

де f - коефіцієнт зміни.

Вертикальна складова практично дуже мала, тому диференціальне рівняння руху буде

$$m \frac{dV}{dt} = m \cdot g_0 \cdot \sin\alpha + \Psi \cdot (V_{cp} - V)^2 \cdot d^2 \cdot \Delta - (m \cdot g_0 \cdot \cos\alpha - \Psi \cdot U_{cp}^2 \cdot d^2 \cdot \Delta) \cdot f. \quad (4.44)$$

Досягши постійної швидкості сили, що діють на кулясте зерно, врівноважуються

$$m \cdot g_0 \cdot \sin\alpha + \psi \cdot (V_{cp} - V)^2 \cdot d^2 \cdot \Delta = f \cdot (m \cdot g_0 \cdot \cos\alpha - \psi \cdot U_{cp}^2 \cdot d^2 \cdot \Delta) \quad (4.45)$$

з урахуванням того, що

$$V_0^1 = \frac{\pi \cdot g}{6 \cdot \psi} \cdot \frac{\alpha \cdot (\delta - \Delta)}{\Delta} . \quad (4.46)$$

Після перетворень одержимо

$$V = V_{cp} - \sqrt{V_0^1 \cdot (f \cdot \cos\alpha - \sin\alpha) - U_{cp}^2 \cdot f} . \quad (4.47)$$

Із цієї формули видно, що зерно залишиться на похилій поверхні, якщо

$$V_0 \cdot \sqrt{f \cdot \cos\alpha - \sin\alpha} > U_{cp} . \quad (4.48)$$

Швидкість подовжнього переміщення зерна по столу збільшуватиметься із зменшенням V_0 звідки витікає, що легкі зерна мінералів струменем води, що тече похилою поверхнею, зноситимуться швидше і легше, чим зерна важких мінералів.

4.10 Концентраційні столи

Концентраційні столи застосовуються для збагачення олов'яних, вольфрамових, золотомісних руд, руд рідкісних металів і розсіпів при крупині не більше 4 мм.

Процес збагачення на концентраційних столах заснований на різниці в щільності мінералів, що входять до складу руди, і здатності їх розшаровуватися в горизонтальному струмені води, поточної по поверхні, похилої.

Неодмінною умовою підготовки руди перед збагаченням на концентраційних столах є класифікація її на класи по рівному падінні. Проводиться це звичайно в гідравлічних класифікаторах. Дрібний матеріал може збагачуватися на столах без попередньої класифікації.

Після гідравлічної класифікації в кожному класі зерна легкого мінералу мають однакову із зернами важкого мінералу швидкість падіння, причому всі зерна важкого мінералу мають значно менші розміри, ніж зерна легкого мінералу. Це дозволяє поліпшити процес розшарування матеріалу на столі (рис.4.5).

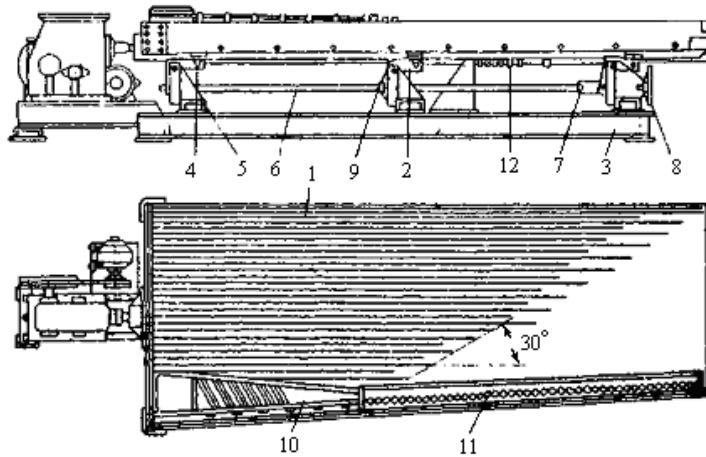


Рисунок 4.5 – Концентраційний стіл

Стіл є площиною прямокутної або ромбічної форми, нахиленою під невеликим кутом перпендикулярно руху столу. Приводний механізм, розташований біля однієї із сторін площини, надає їй зворотно-поступальний рух.

Площа столу, яка називається декою, одержує диференціальний рух, тобто вона має мінімальну швидкість на початку переднього ходу і максимальну в його кінці; при зворотному русі деки вона має максимальну швидкість на початку ходу і мінімальну в його кінці.

У поперечному напрямі площини деки подається струмінь змиваючої води.

Процес збагаченні на столі відбувається таким чином. Пульпа поступає в приймальний ящик, розташований на деці, і завдяки нахилу та зворотно-поступальному руху деки тече по ній. Рудні зерна, що знаходяться на деці, випробовуватимуть дії двох сил: 1) сили гідродинамічного тиску змивом води, направленої впоперек деки; 2) сили інерції, викликаной зворотно-поступальним рухом деки і направленої вздовж деки столу.

Зерна мінералів силою тертя утримуються на поверхні деки і переміщуються разом з нею від початку до кінця ходу столу. При швидкому ході деки зерна відриваються від поверхні і ковзають вперед. У наступний момент зерна знову переміщається разом з декою до кінця переднього ходу. Внаслідок зворотно-поступального диференціального руху столу зерна переміщуються вперед в подовжньому напрямі деки, причому зерна більшої щільності при однакових об'ємах просуватимуться вперед із більшою швидкістю, тобто набуваюча сила інерції їх більше, ніж у зерен із меншою щільністю. Сила змиваючої води, навпаки, діятиме більше на зерна із меншою щільністю, тобто ці зерна в поперечному напрямі деки переміщатимуться з більшою швидкістю, ніж зерна з більшою щільністю.

При дії цих двох сил кожна частка залежно від щільності і крупності просуватиметься згідно рівнодіючій силі. Таким чином, можна графічно подати рух зерен різної щільності на поверхні деки (4.6).

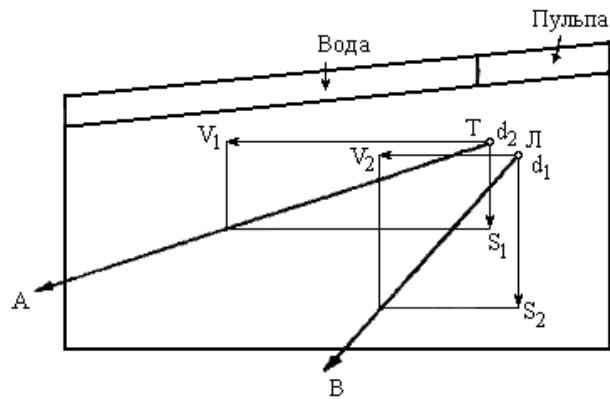


Рисунок 4.6 – Схема руху мінеральних зерен на концентраційному столі

Представимо на деці столу два зерна: a_1 - зерно легкого мінералу і a_2 - зерно важкого мінералу. Під дією сили інерції зерна пересуватимуться вздовж столу із різною швидкістю. Швидкість руху зерна більшої щільності буде більше швидкості пересування легкого зерна, тобто $V_1 > V_2$. Швидкість пересування, важкого зерна під дією змиваючого струменя, навпаки, буде менше швидкості переміщення легкого зерна, тобто $S_1 < S_2$. Обидва ці зерна пересуватимуться по своїх рівнодіючих: важкі зерна по напрямку ТА, а легкі по напрямку ЛВ. Важкі зерна при цьому складатимуть концентрат, а легкі - хвости.

Під дією сил інерції і сил змиваючої води на поверхні столу відбуватиметься також розшарування матеріалу по крупині зерен. Зерна важкого мінералу наймає на деці нижній шар, зерна ж легкого мінералу - верхній. Зерна важкого мінералу за об'ємом менше, і вони як би розшаровуються в проміжках між крупнішими зернами легкого мінералу, які, займаючи верхній шар на столі, піддаються сильнішій дії верхнього шару потоку змиваючої води, що володіє найбільшою швидкістю.

Навпаки, зерна важкого мінералу займають нижній шар на столі, захищені від безпосередньої дії струменя води зернами легкого мінералу і рухатимуться по поверхні столу повільно. Останньому сприяють і нарифлення столу.

Нарифлення дозволяють одержувати на деці два види потоку: верхнього ламінарного та нижнього турбулентного. Наявність турбулентного характеру русі води між нарифленнями сприяє кращому розшаруванню матеріалу по щільності і віддаленню з шару важких мінералів, легких мінералів, що знаходяться тут.

Розташування нарифлень, висота їх і відстань між ними залежать від щільності важких і легких мінералів, кута нахилу деки, кількості і швидкості змиваючої води і звичайно, від продуктивності столу.

Висота нарифлень визначається крупиною збагачуваної руди і звичайно складає 6-12 мм. Нарифлення робляться звичайно на деці столу не по всієї неї поверхні, а під кутом 30-45°. Нижні нарифлення мають довжину, рівну довжині столу, решта нарифлень відповідно до лінії зрізу обрізають з боку приводу, тобто нескошеного кінця. Тому верхні нарифлення мають меншу висоту, ніж нижні. Відстані між нарифленнями приймаються від 20 до 40 мм залежно від

висоти нарифлень і характеру збагачення руди.

Розшаровування матеріалу на столі по щільності до крупності залежить перш за все від довжини і числа ходів деки, які в свою чергу залежать від крупності оброблюваного матеріалу.

При збагачень крупного матеріалу, який розташовується на столі шаром великої висоти, необхідна велика довжина ходу деки, при якій створюється велика підйомна сила вхідного потоку води між нарифленнями. Число ходів деки при цьому встановлюється невеликим.

При збагаченні дрібного матеріалу, навпаки, велика підйомна сила не потрібна, а отже, довжину ходу деки можна зменшити, збільшивши кількість ходів в хвилину.

Велике значення при русі зерен мінералів по деці має кут поперечного і подовжнього нахилу деки.

Якщо кут поперечного нахилу буде великим, то швидкість потоку води і пульпи буде великою, при цьому легкі і важкі мінерали змиватимуться разом. При малому вугіллі нахилу не утворюватиметься низка продуктів, тобто відмінність між швидкостями падіння легких і важких мінералів буде недостатньою для розшаровування їх, тому кут поперечного нахилу деки вибирається залежно від характеру та крупності збагачення матеріалу і звичайно складає від 1 до 100, так, для крупного матеріалу він приймається рівним 6-10°, а для тонкого навіть 1-2,5°.

Оскільки весь процес збагачення на столі відбувається у водному середовищі, то на розділення мінералів впливає водний режим.

При великому розрідженні пульпи зростає швидкість пересування матеріалу в поперечному напрямі, важкі мінерали виносяться разом із легкими і для розшаровування матеріалу по щільності не вистачає часу.

При великій щільності пульпи процес розшарування також погіршується і пересування матеріалу по поверхні деки затруднюється. Оптимальним розрідженням пульпи вважається при відношенні Р:Т від 3:1 до 6:1.

Окрім води, що надходить з пульпою на деку подається певна кількість змиваючої води, яка залежить від кута поперечного нахилу деки. Відносна кількість води Т:Р звичайно складає від 1:1 до 1:2, причому кількість води збільшується із зменшенням крупності збагачуваного матеріалу

Концентраційні столи, залежно від характеру збагачуваного матеріалу, підрозділяються на піскові та шламові, а залежно від кількостей дек – одно- та багато ярусні.

Концентраційні столи мають малу продуктивність, громіздкі і займають велику площу. Це є їхнім недоліком. Достоїнством їх є великий ступінь концентрації. Тому для збільшення продуктивності встановлюють багатоярусні столи.

Продуктивність концентраційних столів залежить від характеру руди, крупності зерен, щільності пульпи, висоти і форми нарифлень, а також від режиму роботи самого столу. Продуктивність коливається в широких межах, особливо різко вона змінюється залежно від крупності вихідного матеріалу.

Продуктивність столів може бути підрахована по емпіричній формулі

$$Q = 0,1\delta \cdot (F \cdot d_{cp} \frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 1})^{0,6} \quad (4.49)$$

де Q - продуктивність, т/год;

δ - щільність руди;

F - площа деки, м²;

d_{cp} - середній діаметр зерен збагачуваного матеріалу, мм;

δ_1 - щільність важкого мінералу;

δ_2 - щільність легкого мінералу.

Питома продуктивність столу на 1 м² площі деки може бути підрахована за формулою

$$q = 0,2 \cdot d \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (4.50)$$

q - питома продуктивність, т/год., · м²;

d - максимальна крупина збагачуваного матеріалу, мм

4.11 Збагачення на гвинтових сепараторах

Для збагачення руд і розсипів рідкісних металів все більш широке розповсюдження знаходять гвинтові сепаратори. Ці сепаратори мають велику продуктивність, просту конструкцію, не мають рухомих частин, займають невелику площу і прості в обслуговуванні.

Розділення мінералів по щільності в гвинтових сепараторах здійснюється під дією сили тяжіння і відцентрової сили в умовах руху пульпи по похилій площині. Швидшому розділенню матеріалу по щільності сприяє наявність відцентрової сили, яка у декілька разів перевищує силу тяжіння.

Сепаратори СВМ-1200 і СВМ-750А призначені для збагачень руд і розсипів рідкісних металів і золота.

Сепаратор СВМ-1200 складається з приймача пульпи, гвинтового жолоба, відсікачів продуктів, колонки і хвостового жолоба. Гвинтовий жолоб, що має 4 витки, підсумовується морозостійкою гумою. У поперечній перетині жолоб має овальну форму, причому зовнішньої борт його розташований вище внутрішнього.

Пульпа при Т:Р від 1:3 до 1:15 подається у верхню частину сепаратора.

При русі зерен мінералів різної щільності по спіральному жолобу під дією відцентрової сили, сили потоку і сили інерції відбувається розподіл часток в жолобі. Легкі зерна відхиляються до зовнішнього борту, а важкі зерна рухаються по дну жолоба з меншою швидкістю, ніж легкі зерна. Концентрат і промпродукти знімаються відсікачами. Концентрат звичайно знімається з перших витків сепараторі, промпродукти – з подальших. Хвости стікають вниз і знімаються з останнього витка.

При збагаченні титаноциконієвих пісків крупиною менше 0,5 мм сепаратор СВМ-1200 має продуктивність близько 8 т/год. Витягування важких мінералів в колективний концентрат звичайно складає 90-97% при ступеню концен-

трації 5-10. На витягання та якість концентратів впливають: різниця в щільності мінералів, що розділяються, форма та ступінь окатування зерен, гранулометричний склад, вміст глини і шламів.

На гвинтових сенаторах добре витягуються цінні мінерали крупиною від 4 до 0,25 мм, дрібніші мінерали - уловлюються погано, а мінерали менше ніж 0,0741 мм, майже повністю перебувають в зваженому стані і не видаються з потоку. Велике значення має форма зерен збагачуваного матеріалу. Зерна пластичної форми завдяки силі тертя ковзання, яка більше сили тертя кочення сферичних вірний, утримуються на стінці жолоба та йдуть до концентрату; зерна сфероїдальної форми рухаються біля зовнішнього борту жолоба та йдуть в хвості.

Процес сепарації на гвинтових сепараторах стає нестійким при великому вмісті в живленні сепаратора глини і шламів (більше 20-25 %). В цьому випадку потрібна попередня дезинтеграція і знемулення пісків. Робота сепаратора стає також нестійкою при збагаченні широко класифікованого матеріалу, що містить незначну якість дрібної фракції (менше 10% класу - 2 мм) і за наявності значної кількості крупних зерен (більше 30% розміром 20; 16 і 12 мм).

Зростки цінних мінералів із мінералами порожньої породи, що мають проміжну щільність, погано витягується на сепараторах і порушує чіткість розділення. Цим обмежується застосування гвинтових сепараторів в основному для збагачення розсипів, в яких немає зростків.

4.12 Збагачення на струменевих і конусних сепараторах

У практиці гравітаційного збагачення знаходять все більше розповсюдження апарати, в яких основним елементом є жолоб, що звужується, із плоским днищем (рис.4.7).

Жолоб звичайно встановлюється під кутом від 16 до 22°. Кулька із вмістом твердого 40-65 % поступає у верхній кінець жолоба з невеликою швидкістю струменем рівномірної товщини і ширини, при русі по жолобу мінерали розсіваються залежно від їх щільності. Важкі мінерали концентруються в нижньому повільно стікаючому шарі пульпи, а легкі виносяться у верхні шари. Висота шару пульпи наприкінці жолоба, що звужується, збільшується і мінерали, що розшарувалися по висоті потоку, розвантажуються в нижньому кінці жолобі у вигляді концентрату, промпродуктів і хвостів. Перевагою таких струменевих жолобів є, по-перше, висока продуктивність на 1м² займаної площі (до 8 т/год./м²), по-друге, невелика витрата води (1-1,5 м³/т), по-третє, простота конструкції, легкість регулювання їх роботи і можливість автоматизації процесу.

продукти: важку фракцію, легку фракцію і проміжний продукт. Одержані продукти за допомогою труб 20, 21 і 22 прямують в збірний кільцевий жолоб і через патрубки у відповідні точки технологічного процесу.

Вихід продуктів і їх якість регулюються гвинтовим вузлом регулювання шляхом обертання штурвалу. Для нормальної роботи сепаратора потрібна суворо горизонтальна установка робочого конуса, яка досягається за допомогою трьох регулювальних болтів.

Продуктивність сепаратора СК-2М складає при великому живленні 0,25 мм - 20-40 т/год.

Нині застосовуються також двоярусні сепаратори СК-2 і СК3-2 із конусами діаметром 2 і 3 м, тріярусні СК2-3 з конусами діаметром 2 м і шестиярусні. Ці сепаратори розраховані на поєднання двох або трьох операцій в одному апараті. Конус верхнього ярусу призначений для основної операції, а конус середнього і нижнього ярусів - для перечищення концентратів, що одержують на конусі верхнього ярусу.

Продуктивність конусних сепараторів зростає пропорційно площі робочої поверхні конусів. Питома продуктивність одно- і тріярусних сепараторів відповідно в 10 і 32 рази більше, ніж у концентраційних столів ЯСК-1. Основним недоліком конусних сепараторів є невеликий ступінь концентрації, тому вони встановлюються на основних операціях.

4.13 Збагачення на шлюзах

При збагаченні розсипних родовищ золота, олова, вольфраму і рідкісних металів широко застосовуються шлюзи - гравітаційні апарати, процес збагачення в яких відбувається також в струмені води, поточної по похилій площині.

Шлюз є простим збагачувальним апаратом, дуже елективним для збагачення дрібної некласифікованої руди з дуже низьким вмістом металу. Шлюз є похилим вузьким і довгим жолобом прямокутного перетину, на дно якого укладають трафарети (з глибоким наповненням) або різні шорсткі покриття, (з мілким наводненням), що утримують важкі мінерали при русі пульпи по шлюзу. Для ефективного збагачення на шлюзах необхідно, щоб різниця між щільністю польових мінералів і мінералів порожньої породи була значною.

При роботі шлюзу пульпа, що має відношення Т:Р = 1:(3-10), подається у верхній кінець шлюзу. При русі по шлюзу пульпа розділяється: важче мінерали концентруються на дні шлюзу між трафаретами або затримуються шорсткою поверхнею ворсистого покриття шлюзу, а легкі мінерали несуться до розвантажувального кінця шлюзу. Важкі мінерали, що накопичилися, що є концентратом, знімаються періодично після припинення подачі вихідного матеріалу. Операція зняття концентрату називається сполоском. Таким чином шлюзи є апаратами періодичної дії.

Трафарети, що встановлюються на дні шлюзу, здійснюють вихореві потоки води, а ворсисті покриття збільшують опір рухомим по дну часткам і уповільнюють рух води в її нижніх шарах. Це сприяє осіданню в нижніх шарах важких часток, які спочатку створюють рихлу постіль, а потім, у міру накопичен-

ня їх, постіль ущільнюється і легкі частки, не проникаючи в неї, несуться потоком води.

Надмірне ущільнення постелі майже припиняє турбулентний рух потоку, постіль не розпушується і дрібні важкі частки не можуть проникнути в проміжки між зернами постелі. Це приводить до втрат важких мінералів в хвостах. Тому шлюзи необхідно своєчасно звільнити від концентрату, тобто споліскувати. Ефективність роботи шлюзу залежить від кута нахилу, швидкості потоку, наповнення пульпою, частоти сполоска і характеру покриттів, трафарети і ворсисті покриття є важливим фактором, що визначає якісні показники роботи шлюзів. При виборі трафаретів повинен враховуватися основний принцип: висота трафаретів не повинна бути більше глибини потоку. Наприклад, якщо глибина потоку буде рівно 60 мм, то висока трафаретів повинна бути 30-50 мм.

У свою чергу глибина потоку вибирається залежно від крупності збагачуваного матеріалу і повинна бути більше розміру найкрупнішого шматка в потоці в 1,5-3,0 разів. Відстань між трафаретами залежить від швидкості потоку і звичайно складає близько 100 мм. Трафарети звичайно виготовляємося дерев'яними або металевими у вигляді брусів.

Для збагачення крупного матеріалу встановлюється так звані шлюзи глибокого наповнення, ширина яких складає 700-1800 мм, а глибина 730-900 мм. Довжина таких шлюзів сягає десятків метрів, а кут нахилу - 2-3°. Іноді для уловлювання дрібних важких мінералів, що осідають між трафаретами, по всьому дну шлюзу під трафаретами укладають ворсисту тканину, в якій затримуються ці мінерали.

Для збагачення тонкої подрібнених матеріалів застосовуються ворсисті шлюзи з малим наповненням (до 10 мм). Дно таких шлюзів вистилається ворсистими, шорсткими покриттями, як які застосовуються повсть, грубошерсте сукно, рифлена гума, вельвет.

Продуктивність шлюзу визначається по питомому навантаженню, тобто кількості тонн твердого в пульпі, яка може пройти через 1 м² площі шлюзу на добу. Це питоме навантаження, залежно від виходу концентрату і типу ворсистого покриття, може змінюватися від 2 до 30 т/м² добу.

У сучасній практиці гравітаційного збагачення застосовуються наступні шлюзи з ворсистим покриттям: стаціонарні з декою, що перекидається, рухливі стрічкові, автоматичні багатодечні та гвинтові.

Стаціонарні шлюзи є простішими в конструкції, вони виготовляються у вигляді дерев'яної площини, слабо похилої, з невисокими бортами, що закріплюються на стійці. Такі шлюзи бувають із закріпленням ворсистим покривалом і із знімним. У шлюзах із скріпляючим покривалом сполоск проводиться змиванням концентрату сильним струменем води. Під час сполоска хвостовий жолоб перекидається, а концентрат змивається через отвір в нижній частині шлюзу. Практичнішими є шлюзи із знімною тканиною, яка прикріплюється до поверхні шлюзу поперечними планками і з країв подовжніми плінтусами. Для сполоска тканина укочується в рулон і потім промивається в кориті.

Автоматичні шлюзи, що перекидаються із закріпленням покривалом при сполосці повертаються на 45-60° і концентрат змивається струменем води. Ці

шлюзи зручні тим, що сполоск значною мірою є механізованим. Він займає мало часу і у разі значного виходу концентрату інтервали між сполосками можна доводити до 30 і навіть 15 хвилин. Для рівномірного розподілу пульпи в голові шлюзу встановлюється розподільна коробка.