

ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

КАФЕДРА «ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН»

**ГРАВІТАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ
КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Конспект лекцій.

Виписка з навчального плану

Семестр	Аудиторні, год				СРС, год	Усього по дисципліні	Вид контролю
	Лк	Лаб	Прк	Разом			
5	48	16	16	80	64	144	МК-1; МК-2

Лектор – доц. Смирнов В.О.

Донецьк-2008

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

Основна

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980.- 400 с.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. –300 с.

Допоміжна

3. Бедрань Н.Г. Обогащение углей: Учеб. для вузов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1988.- 206 с.: ил.
4. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. - М.: Недра, 1990.- 574 с.: ил.
5. Польшкин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1983.- 400 с.
6. Справочник по обогащению руд: В 4 т./ Гл. ред. О.С. Богданов. - М.: Недра, 1984.
7. Справочник по обогащению углей/ Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. - 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1984.- 614 с.
8. Справочник по обогащению руд черных металлов. - 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. - М.: Недра, 1980.- 527.
9. Методичні вказівки для самостійної роботи по курсу «Гравітаційні процеси збагачення» (для студентів спеціальності 7.090302 «Збагачення корисних копалин», напрям підготовки 6.0903 – «Гірництво») / Уклад. В.О. Смирнов. Донецьк: ДонНТУ, 2005. - 13 с.

Література: [1] с. 370 – 396; [2] с. 62 – 87, 216 - 229; [3].

1. ГРАВІТАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ

1.1. ГАЛУЗІ ЗАСТОСУВАННЯ ГРАВІТАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ

Гравітаційними називаються процеси збагачення корисних копалин, що ґрунтуються на використанні гравітаційного поля, в якому розділення мінеральних частинок відбувається внаслідок різниці їх густини, крупності і форми.

Застосування гравітаційних процесів у практиці збагачення корисних копалин визначається: речовинним складом збагачуваного матеріалу і його крупністю, характеристикою збагачуваності корисної копалини, техніко-економічними показниками. Розділення звичайно відбувається в рухомому середовищі з досить високим вмістом твердого. У цих умовах на частинку діють сили ваги, гідродинамічного опору і тертя.

Крупність корисних копалин, що переробляються гравітаційними процесами, складає від 0,1 до 300 мм. З цих причин гравітаційні процеси займають провідне місце в практиці переробки вугілля, золотовмісних, олов'яних, вольфрамових, молібденових руд і руд чорних металів. Гравітаційні процеси можуть використовуватися як самостійно, так і в поєднанні з іншими процесами збагачення: флотацією, промивкою, магнітною або електричною сепарацією та ін.

За широтою діапазону вихідних характеристик збагачуваної сировини, різноманітністю умов застосування у технологічних схемах збагачувальних фабрик, простотою виробничого комплексу, високою продуктивністю збагачувальних апаратів гравітаційні процеси перевершують багато інших процесів збагачення і забезпечують ефективне розділення мінеральних сумішей при відносно низьких матеріальних, трудових і енергетичних витратах.

1.2. МІНЕРАЛИ, ЯКІ ЗБАГАЧУЮТЬ ГРАВІТАЦІЙНИМИ ПРОЦЕСАМИ

При гравітаційному розділенні використовуються відмінності у властивостях мінералів за густиною, крупністю і формою зерен.

Густина мінералу – маса одиниці об'єму мінералу; на практиці визначається як відношення маси зерна в моноліті до його об'єму:

$$\delta = m / W, \quad (1.1)$$

де δ – густина мінералу, кг/м³; m – маса зерна, кг; W – об'єм зерна, м³.

За абсолютною величиною густина мінералів, які збагачуються гравітаційними процесами складає від 1300 (вугілля) до 19000 кг/м³ (золото самородне).

Однак для практики гравітаційного збагачення має значення не тільки абсолютна величина густини збагачуваних мінералів, але, - що навіть важливіше, - розходження в густині розділюваних фракцій. *Чим більше розходження в густині мінералів, які розділяються, тим ефективніше і легше здійснюється їхнє розділення.*

Крупність мінеральних зерен оцінюється лінійним розміром – еквівалентним діаметром (d_e), що визначається як діаметр кулі, рівновеликої за об'ємом реальному мінеральному зерну неправильної форми:

$$W = \pi d_e^3 / 6, \quad (1.2)$$

звідки

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{6W}{\pi}} = \sqrt[3]{\frac{6m}{\pi\delta}} = 1,24 \cdot \sqrt[3]{\frac{m}{\delta}} \quad (1.3)$$

Крупність матеріалів оцінюється їх гранулометричним складом.

При гравітаційному збагаченні зі зменшенням крупності зерен мінеральної суміші зростають витрати на проведення процесу і знижується його ефективність.

Форма мінеральних зерен характеризується коефіцієнтом сферичності φ – відношенням величини поверхні кулі S_K до величини поверхні рівновеликого йому за об'ємом зерна неправильної форми S :

$$\varphi = S_K / S. \quad (1.4)$$

Форма зерен залежить від природи мінералів. Мінеральні зерна корінних родовищ мають різну неправильну форму ($\varphi \leq 1$): кубічну $\varphi = 0,7-0,8$ (магнетит), кутасту $\varphi \approx 0,8$ (вугілля), пластинчасту $\varphi = 0,2-0,6$ (сланець), голчасту $\varphi = 0,6-0,7$ (азбест). Зерна мінералів розсипних родовищ під впливом руслових потоків набувають обкатаної форми, близької до сферичної $\varphi \approx 1$.

При гравітаційному збагаченні найбільш сприятливий варіант: зерна мінералу більшої густини мають округлу форму, близьку до сферичної, а зерна мінералу меншої густини – плоску форму, близьку до пластинчастої.

1.3. СЕРЕДОВИЩА ГРАВІТАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ

При гравітаційному збагаченні корисних копалин як середовища використовують воду, повітря, важкі рідини і суспензії, розчини електролітів. Реологічні властивості середовищ, що впливають на результати розділення: густина, в'язкість і стійкість.

Густина середовища – відношення маси середовища до його об'єму:

$$\Delta = m^* / W^*, \quad (1.5)$$

де Δ – густина середовища, кг/м³; m^* – маса середовища, кг; W^* – об'єм середовища, м³.

Найчастіше як середовище при гравітаційному розділенні корисних копалин використовується вода, густина якої за нормальних умов (тиск $p = 0,1$ МПа; температура $T = 293^\circ\text{K}$) складає 1000 кг/м³. Густина повітря в нормальних умовах – 1,23 кг/м³.

Характеристики деяких важких рідин, застосовуваних в основному для аналізів і вивчення збагачуваності корисних копалин, наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Характеристики важких рідин

Назва	Хімічна формула	Густина, кг/м ³	Розчинність у				
			воді	спирті	бензині	бензолі	ефірі
Хлористий цинк	ZnCl ₂	2070	+	-	-	-	-
Тетраброметан	C ₂ H ₂ Br ₄	2960	-	+	+	+	+
Йодистий метилен	CH ₂ I ₂	3320	-	+	+	+	+
Рідина Сушина-Порбаха	BaI ₂ + HgI ₂	3500	+	+	+	+	+
Рідина Клерічі	CH ₂ (COOTI) ₂ ·HCOOTI	4200	+	-	-	-	-

Важка рідина повинна відповідати наступним вимогам:

- густина рідини повинна бути значно більшою густини легкого мінералу, повинна бути регульованою і не повинна змінюватися з часом;
- в'язкість рідини і її розчинність у воді повинні бути мінімальними;
- токсичність рідини повинна бути в межах санітарних норм і вона не повинна взаємодіяти з розділюваними мінералами;
- рідина повинна мати високу здатність до регенерації, а її вартість не повинна бути високою.

Найбільш повно цим вимогам відповідає тетраброметан (нетоксичний, недорогий, не розчинюється в воді і т.д.).

Аналогічні вимоги висуваються і до суспензій. Густина суспензій визначається густиною обважнювача і його об'ємним вмістом у суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta_o - \Delta)c_o \quad (1.6)$$

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

Як обважнювачі можуть бути застосовані: пірит, галеніт, магнетит, феросиліцій та ін.

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

В'язкість – властивість середовищ чинити опір відносному руху їхніх сусідніх елементарних шарів. Причина опорів, що виникають при русі рідин, є внутрішнє тертя між сусідніми дотичними шарами. Відповідно до закону Ньютона сили внутрішнього тертя:

$$F_T = S \mu \frac{du}{dh}, \text{ Н}, \quad (1.7)$$

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

При нормальних умовах динамічний коефіцієнт в'язкості води $\mu = 0,001$ Па·с, а повітря $\mu = 0,000018$ Па·с. Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості розділового середовища, яка не перевищує 0,007 Па·с.

Динамічний коефіцієнт в'язкості суспензії при об'ємній концентрації обважнювача до 40 % визначається за формулою Ванда:

$$\mu_c = \mu_0(1 + 2,5c_o + 7,35c_o^2 + 16,2c_o^3 + \dots), \quad (1.8)$$

де μ_c , μ_0 - динамічні коефіцієнти в'язкості суспензії і води, Па·с; c_o - об'ємна концентрація обважнювача, частки од.

Стійкість суспензії – здатність її зберігати задану густину у різних по висоті шарах. Підвищення стійкості суспензій може бути досягнуто різними способами: створенням висхідних і горизонтальних потоків; застосуванням обважнювачів визначеного складу; додаванням реагентів-пептизаторів; фізико-механічними впливами.

Література до розділу 1: [1] с. 5 – 22, [2] с. 7 - 14

2. ФІЗИЧНІ ОСНОВИ ГРАВІТАЦІЙНИХ ПРОЦЕСІВ

При русі в рідинах, мінеральних суспензіях, газах тверде тіло обтікається середовищем. На частинки, що рухаються в середовищі, діють сили, величина яких залежить від фізичних властивостей середовища і частинки. Під дією цього комплексу сил частинки, що відрізняються розділовими властивостями, переміщуються за різними траєкторіями доти поки не відбудеться їхнє розділення, після чого кожна група частинок виділяється з процесу окремо.

Основним критерієм оцінки параметрів руху частинки служить швидкість її переміщення в середовищі.

2.1. ЗАКОНОМІРНОСТІ ВІЛЬНОГО РУХУ ТІЛ У СЕРЕДОВИЩІ

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

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил:

- гравітаційної

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н}, \quad (2.1)$$

- гідродинамічного опору

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta, \text{ Н}, \quad (2.2)$$

де d – еквівалентний діаметр кулі рівновеликої за об'ємом реальному тілу, м; δ – густина тіла, кг/м^3 ; Δ – густина середовища, кг/м^3 ; g – прискорення вільного падіння, м/с^2 ; ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу; V - швидкість тіла в середовищі, м/с .

Сила опору середовища рухомому в ньому тілу залежить від режиму руху – ламінарного або турбулентного. Режим руху характеризується безрозмірним параметром – числом Рейнольдса:

$$Re = Vd\Delta / \mu, \quad (2.3)$$

де μ – динамічний коефіцієнт в'язкості, $\text{Па} \cdot \text{с}$.

Ламінарний режим обтікання відбувається при невеликих швидкостях руху ($Re < 1$) частинок малої крупності ($d < 0,1$ мм). У цьому випадку сила в'язкісного опору середовища обумовлюється силами тертя і описується законом Стокса:

$$F_2^* = 3\pi\mu Vd. \quad (2.4)$$

Якщо динамічний коефіцієнт в'язкості μ представити з використанням формули (2.3), то рівняння (2.4) можна перетворити в такий спосіб:

$$F_2^* = 3\pi V^2 d^2 \Delta / Re. \quad (2.5)$$

Турбулентний режим обтікання характерний для високих швидкостей руху ($Re > 1000$) великих частинок ($d > 2$ мм). Турбулентне обтікання супроводжується утворенням вихорів за рухомим тілом, інерційний опір середовища рухомому тілу описується законом Ньютона-Ріттінгера:

$$F_2'' = \pi V^2 d^2 \Delta / 16. \quad (2.6)$$

Тіло випробовує одночасно вплив двох опорів, але в різному ступені. При параметрах Рейнольдса $Re < 1$ переважає дія сил в'язкості, при параметрах Рейнольдса $Re > 1000$ переважає дія сил інерції.

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

$$F_2''' = 5\pi V^2 d^2 \Delta / (8\sqrt{Re}). \quad (2.7)$$

При цьому коефіцієнт гідродинамічного опору середовища залежно від режиму руху приймає значення:

$$\psi = \pi / 16 - \text{рух у турбулентній області}; \quad (2.8)$$

$$\psi = 5\pi / (8\sqrt{Re}) - \text{рух у проміжній області}; \quad (2.9)$$

$$\psi = 3\pi / Re - \text{рух у ламінарній області}. \quad (2.10)$$

У результаті узагальнення експериментальних даних Релеєм була отримана діаграма $\psi = f(Re)$ для різних режимів руху кулястих тіл у різних середовищах (рис. 2.1), але для практичних цілей застосувати діаграму Релея досить складно.

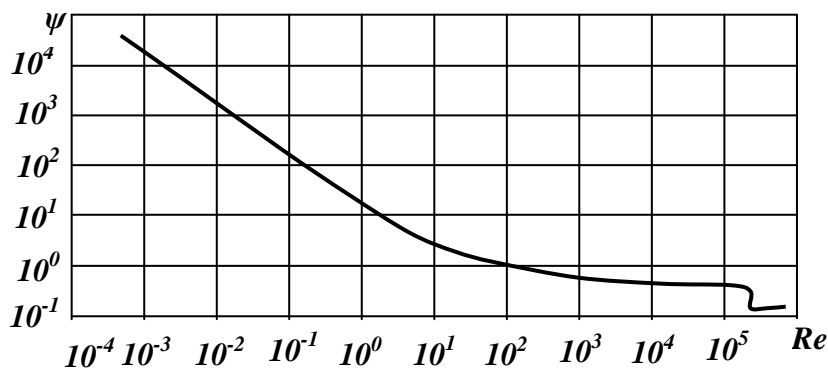


Рис. 2.1 – Залежність коефіцієнта ψ від параметру Re .

Аналітичний вираз для визначення швидкості руху тіла в середовищі з урахуванням основних сил – гравітаційної (2.1) і опору (2.2), може бути отриманий з рівняння:

$$m \frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi V^2 d^2 \Delta. \quad (2.12)$$

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

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g - \frac{6\psi V^2 \Delta}{\pi d \delta}, \text{ м/с}^2. \quad (2.13)$$

Спочатку (протягом часу t_0) тіло рухається в середовищі прискорено:

$$t_0 = 2,5 V_0 / g_0, \text{ с}, \quad (2.14)$$

де V_0 – кінцева швидкість руху тіла, м/с; g_0 – початкове прискорення, м/с²:

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g, \text{ м/с}^2. \quad (2.15)$$

За час t_0 тіло проходить шлях L_0 :

$$L_0 = 1,8 V_0^2 / g_0, \text{ м}. \quad (2.16)$$

Після закінчення проміжку часу t_0 настає рівновага сил, прискорення тіла дорівнює нулю і тіло рухається рівномірно зі швидкістю $V_0 = \text{const}$, що називається *кінцевою швидкістю вільного падіння*:

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6 \psi \Delta}}, \text{ м/с}. \quad (2.17)$$

З урахуванням коефіцієнта опору ψ (2.8) – (2.10) можуть бути отримані вирази для визначення швидкості руху тіл у різних режимах.

2.2. КІНЦЕВА ШВИДКІСТЬ ЗА МЕТОДАМИ ЛЯЩЕНКА І ФОМЕНКА

П.В. Лященко розробив універсальний метод визначення кінцевої швидкості руху тіл будь-якої крупності, густини і форми в різних режимах. На основі діаграми Релея побудована в логарифмічних координатах діаграма $Re^2 \psi = f(Re)$ (рис. 2.2).

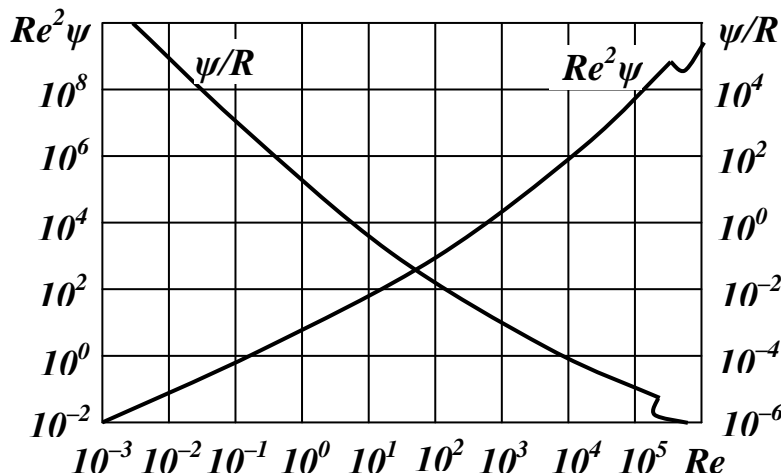


Рис. 2.2 – Залежність параметрів $Re^2 \psi$ і ψ/R від параметру Re .

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

$$Re^2 \psi = \pi d^3 (\delta - \Delta) g \Delta / (6 \mu^2). \quad (2.18)$$

Потім за діаграмою (рис. 2.2) знаходять значення Re , після чого з використанням формули (2.3) визначають кінцеву швидкість:

$$V_0 = Re \mu / d \Delta. \quad (2.19)$$

За методом Т.Г. Фоменка кінцеві швидкості падіння частинок у середовищі визначають з використанням параметра Архімеда:

$$Ar = d^3(\delta - \Delta)g\Delta / \mu^2. \quad (2.20)$$

Потім за діаграмою $\psi = f(Ar)$ (рис. 2.3) або за формулою (2.21) знаходять значення коефіцієнта опору ψ і розраховують кінцеву швидкість падіння частинки (2.22):

$$\psi = \exp(4,913 Ar^{-0,154}); \quad (2.21)$$

$$V_0 = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}}, \text{ м/с.} \quad (2.22)$$

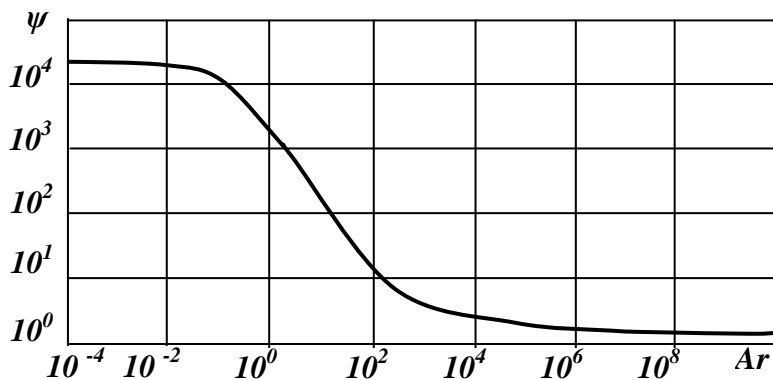


Рис. 2.3 – Залежність коефіцієнта ψ від параметру Ar .

При груповому русі мінеральних частинок різної густини і крупності завжди існує деяка кількість частинок, що мають однакові швидкості руху в середовищі. Частинки, що при різній густині і крупності мають однакову кінцеву швидкість падіння в одному і тому ж середовищі, називаються рівнопадаючими, а відношення їхніх діаметрів – *коефіцієнтом рівнопадання* e :

$$e = d_1 / d_2 = Re_1 / Re_2 \quad (2.23)$$

де індекс «1» відноситься до частинок меншої густини, індекс «2» – до частинок більшої густини. Використання співвідношення $e = Re_1 / Re_2$ рівнозначно співвідношенню $e = d_1 / d_2$, тому що числа Рейнольдса Re_1 і Re_2 (2.3) відрізняються лише розмірами частинок.

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

$$e = [(\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta)]^n. \quad (2.24)$$

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

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

$$\psi_1/Re_1 = \pi g(\delta_1 - \Delta)\mu / (6V_0^3 \Delta^2). \quad (2.25)$$

Потім по діаграмі $Re = f(\psi/Re)$ (рис. 2.2) знаходять число Рейнольдса для частинки меншої густини – Re_1 , з використанням якого визначають параметр ψ/Re для частинки більшої густини:

$$\psi_2/Re_2 = \psi_1(\delta_2 - \Delta) / [Re_1(\delta_1 - \Delta)], \quad (2.26)$$

знаходять по діаграмі число Рейнольдса Re_2 і визначають коефіцієнт рівнопадання по співвідношенню між числами Рейнольдса за формулою (2.23).

За методом Т.Г.Форменка для частинки меншої густини розраховують відношення:

$$\psi_1^3/Ar_1 = 64 \mu^2(\delta_1 - \Delta)^2 g^2 / (27V_0^6 \Delta^4), \quad (2.27)$$

за цим відношенням по діаграмі (рис. 2.4) знаходять значення Ar_1 .

Для частинки більшої густини параметр ψ_2^3/Ar_2 визначають з використанням раніше обчисленого Ar_1 :

$$\psi_2^3/Ar_2 = \psi_1^3(\delta_2 - \Delta)^2 / [Ar_1(\delta_1 - \Delta)^2] \quad (2.28)$$

і по діаграмі $Ar = f(\psi^3/Ar)$ знаходять параметр Ar_2 . Для визначення діаметрів рівнопадаючих частинок параметри Ar_1 і Ar_2 підставляють у формулу:

$$d_i = 3 \sqrt{\frac{Ar_i \mu^2}{(\delta_i - \Delta) \Delta g}}. \quad (2.29)$$

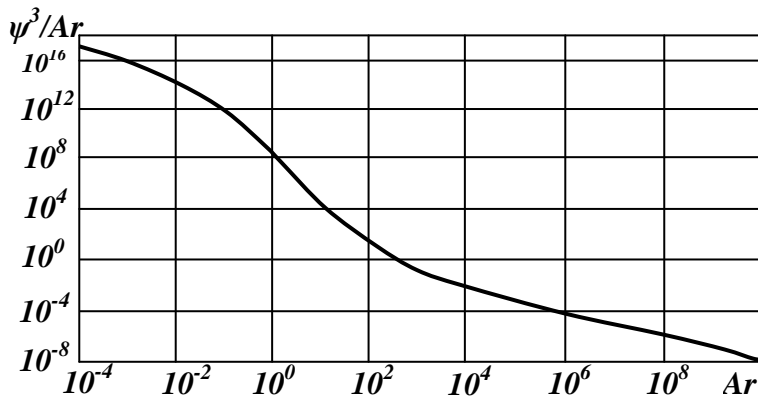


Рис. 2.4 – Залежність $Ar = f(\psi^3/Ar)$.

Коефіцієнт рівнопадання визначається за формулою (2.23) як співвідношення діаметрів рівнопадаючих частинок.

2.3. ЗАКОНОМІРНОСТІ СТИСНЕНОГО РУХУ ТІЛ У СЕРЕДОВИЩІ

При масовому русі частинок під впливом тих же сил, що і при вільному падінні, виникають більш складні гідродинамічні явища, обумовлені перемішуванням частинок у подовжньому і поперечному напрямках, тертям частинок одна об одну і стінки апарата, виникненням висхідних потоків середовища в проміжках між частинками. У результаті цього виникають додаткові сили опору, що різко змінюють характер руху кожної окремої частинки, унаслідок чого швидкість руху частинки значно зменшується.

Вивчення закономірностей стисненого падіння частинок базується на двох концепціях:

- *перша концепція* розглядає стиснене падіння як груповий рух частинок, що являють собою фільтраційне середовище, крізь яке рідина протікає у вертикальному напрямку знизу вгору;

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

Відповідно до цих концепцій запропоновано багато формул для визначення швидкості стисненого руху зерен у середовищах.

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

Найбільш розповсюдженою формулою, що базується на другій концепції, є формула:

$$V_{cm} = V_0 \Theta^m, \quad (2.30)$$

де V_{cm} і V_0 – швидкості стисненого і вільного падіння, м/с; Θ – коефіцієнт розпушення, частки од.; m – показник степеня, що залежить від розміру, густини і форми частинок, а також від співвідношення розмірів частинок і апарата, у якому відбувається розділення, він приймає значення: $m = 1$ – у формулі *Фінкея*, $m = 2$ у формулі *Ханкока*, $m = 3$ – у формулі *Лященка*.

Величина показника степеня m змінюється від 4,65 до 2,39 у діапазоні чисел Рейнольдса 0,3 – 500, поза цим діапазоном величина показника степеня має постійне значення: при $Re < 0,3$ $m = 4,65$; при $Re > 500$ $m = 2,39$.

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

Запропоновано ряд інших формул ряд формул для визначення швидкості стисненого падіння залежно від густини середовища, об'ємного вмісту твердої фази в пульпі:

– формула *Річардса*: $V_{cm} = 0,174 \sqrt{d(\delta - \Delta_{cp})}$, м/с; (2.31)

– формула *Стокса-Ейнштейна*: $V_{cm} = V_0 / (1 - 2,5 C)$, м/с; (2.32)

– формула *Загустіна*: $V_{cm} = V_0 (1 - 2,5 C)$, м/с (2.33)

– формула Годена: $V_{cm} = V_0 (1 - C^{0,67})(1 - C)(1 - 2,5 C)$, м/с, (2.34)

де C – об'ємна концентрація твердої фази, частки од.

Формули (2.32) – (2.33) можуть бути використані при розрахунку швидкостей частинок крупністю $d > 1$ мм, формула (2.34) – частинок крупністю $d < 0,1$ мм і об'ємної концентрації твердої фази $C \leq 0,3$.

За методом Т.Г.Фоменка для обчислення швидкості стисненого падіння спочатку визначають параметр Архімеда (2.20), а потім по кривій $\psi_{cm} = f(Ar)$ (рис. 2.5) або за формулою (2.35) знаходять коефіцієнт ψ_{cm} :

$$\psi_{cm} = \exp(7,171 Ar^{-0,087}); \quad (2.35)$$

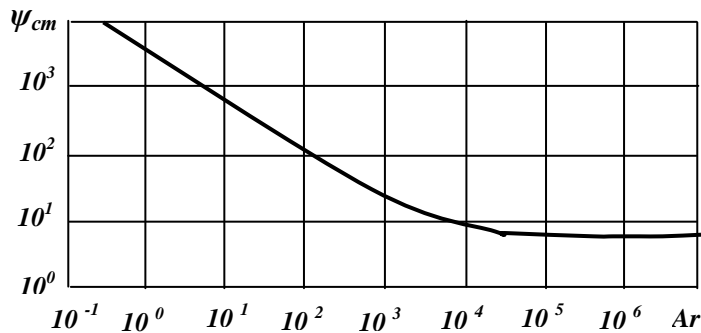


Рис. 2.5 – Залежність коефіцієнта ψ_{cm} от параметра Ar .

Після визначення ψ_{cm} розраховують швидкість стисненого падіння за формулою (2.22), замінивши в ній V_0 на V_{cm} і ψ на ψ_{cm} . Результати розрахунку близькі до фактичного в діапазоні крупності частинок від 0,05 до 12,5 мм.

Коефіцієнт рівнопадання в умовах стисненого падіння визначається з урахуванням додаткових сил опору, що враховується заміною у формулі (2.24) густини рідини Δ на густину середовища Δ_{CP} :

$$e = [(\delta_2 - \Delta_{CP}) / (\delta_1 - \Delta_{CP})]^n. \quad (2.36)$$

За методами П.В.Ляценка та Т.Г.Фоменка визначення коефіцієнта рівнопадання при стисненому падінні виконується за тією ж методикою, що й при вільному, але з поправкою на густину середовища, що змінилася.

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

Література до розділу 2: [1] с. 35 – 70, [2] с. 15 - 26

3. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ РОЗДІЛЕННЯ СИПКИХ ПРОДУКТІВ ЗА ГУСТИНОЮ

3.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗБАГАЧУВАНOSTІ КОРИСНОЇ КОПАЛИНИ

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

Збагачуваність – це гранично можлива точність розділення корисної копалини на відповідні продукти, яка не залежить від ефективності роботи збагачувальної машини.

Збагачуваність корисної копалини залежить від її мінералогічного, гранулометричного і фракційного складу.

Мінералогічний склад подає дані про мінерали, що складають гірничу масу, їхню кількість, форму і розмір зерен, ступінь зрощення мінералів один з одним. Характеристика вкраплення мінеральних домішок у корисній копалині впливає на вибір числа стадій збагачення. У тих випадках, коли розділові властивості мінералів виявляються близькими виконують *дослідження їхніх фізичних властивостей*. З урахуванням фізичних властивостей розглядається питання про вибір схеми і методу збагачення;

Гранулометричний склад містить інформацію про максимальну крупність сировини, співвідношення в ній класів крупності і дозволяє вирішити питання про вибір схеми підготовчих операцій. Гранулометричний склад і зольність окремих класів вугілля впливають на вибір процесу і глибини збагачення.

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку можливості розподілу вільних мінеральних зерен і зростків по фракціях різної густини і крупності. Гранично можлива точність розділення називається збагачуваністю. Для оцінки збагачуваності корисної копалини (напр., вугілля) за даними фракційного аналізу (табл. 3.1) будують криві збагачуваності (рис. 3.1).

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

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

Фракційний аналіз виконується послідовним розділенням проби матеріалу, що досліджується, в рідинах визначеної густин. Результати фракційного аналізу записують в таблицю визначеної форми.

Криві збагачуваності будують у системі координат, де по осі нижній абсцис відкладають зольність фракцій (або вміст цінного мінералу), по верхній

осі абсцис – густину розділення, по лівій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що спливли, по правій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що потонули.

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення:

λ – залежність між сумарним виходом і зольністю елементарних фракцій;

β – залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю;

Θ – залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю ;

δ – залежність між розділовою густиною і виходами фракцій.

За кривими збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення корисної копалини, густину розділення, можливість шихтовки різновидів сировини. Крім того, по характеру кривої λ можна судити про збагачуваність матеріалу, що переробляється. Залежно від характеру кривої λ можна припустити три теоретичних випадки розділення матеріалу (рис. 3.2).

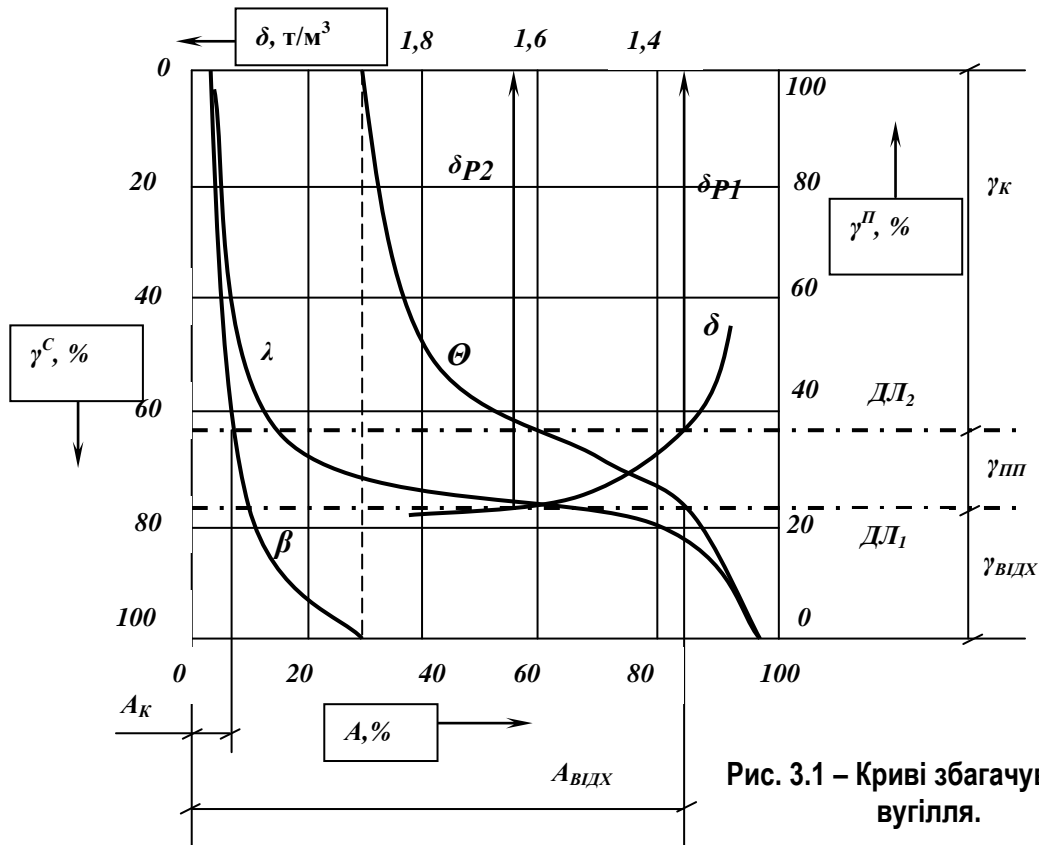


Рис. 3.1 – Криві збагачуваності вугілля.

Крива λ , що зображена ламаною лінією, характеризує матеріал, який не містить зростків і в процесі збагачення ідеально розділяється на два продукти (рис. 3.2 а). Якщо крива λ має вигляд прямої лінії, нахиленої під деяким кутом φ , це означає, що матеріал містить значну кількість зростків при нерівномірному вкрапленні корисного мінералу, збагачуваність такого матеріалу винятково важка (рис. 3.2 б). Якщо крива λ зображена вертикальною прямою ($\varphi = 90^\circ$), матеріал збагатити неможливо, тому що вся його маса складається із найтонших зростків мінералів, що не руйнуються при подрібненні (рис. 3.2 в).

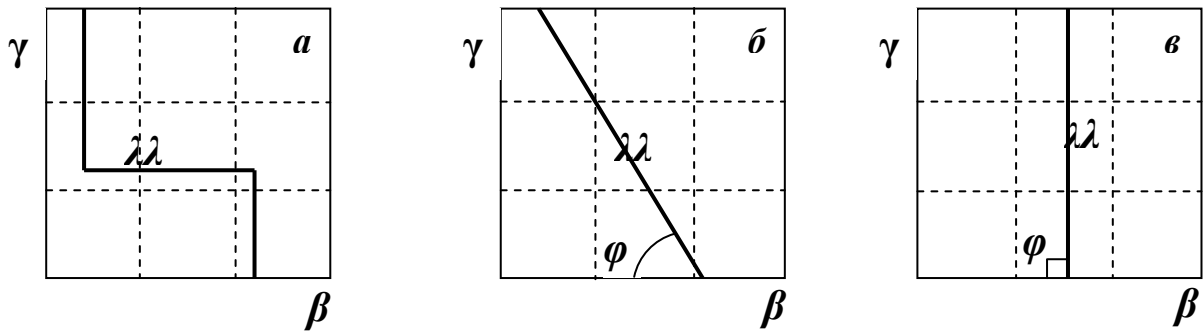


Рис. 3.2 – Вигляд теоретичних кривих λ .

Чим складніша збагачуваність корисної копалини, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішими повинні бути використовувані в ній процеси збагачення.

При роздільному збагаченні двох машинних класів або корисних копалин двох шахт (кар'єрів) варіантів розділення може бути багато, але вибрати необхідно той, який дозволить одержати максимальний вихід концентрату заданої якості.

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

3.2. КЛАСИФІКАЦІЯ ВУГІЛЛЯ ЗА ЗБАГАЧУВАНІСТЮ

На даний час в практиці вуглезбагачення оцінку збагачуваності вугілля і його класифікацію за цією ознакою роблять за ГОСТ 10100-84. Відповідно до цього стандарту показник збагачуваності T визначається як відношення сумарного виходу проміжних фракцій до виходу безпородної маси:

$$T = 100\gamma_{nn} / (100 - \gamma_n), \% \quad (3.1)$$

де γ_{nn} – вихід проміжних фракцій (густиною 1400 (1500) – 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і 1800 – 2000 кг/м³ - для антрацитів), γ_n – вихід породних фракцій (густиною понад 1800 кг/м³ – для кам'яного вугілля і понад 2000 кг/м³ – для антрацитів).

Розділення вугілля по категоріях збагачуваності наведено в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Класифікація вугілля за збагачуваністю

Ступінь збагачуваності	Категорія збагачуваності	Показник збагачуваності, %
Легкий	1	До 5 вкл.
Середній	2	Більше 5 до 10 вкл.
Важкий	3	Більше 10 до 15 вкл.
Дуже важкий	4	Більше 15

Запропоновано велике число графічних і аналітичних методів оцінки збагачуваності. Усі графічні методи оцінки засновані на використанні кривих збагачуваності, що будуються за результатами фракційного аналізу. Однак усім графічним методам притаманний загальний недолік, що полягає в трудомісткості використання і істотній погрішності результатів.

Аналітичні методи оцінки збагачуваності оперують, головним чином, виходами і зольностями фракцій (концентратної, промпродуктової і породної) при різних сполученнях зазначених параметрів, що також не дозволяє одержати досить точний критерій оцінки. Тому основним методом оцінки збагачуваності вугілля є стандартний за ГОСТ 10100-84.

3.3. ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ЗБАГАЧЕННЯ ЗА КРИВИМИ РОЗДІЛЕННЯ ТРОМПА

Ефективність роботи машин гравітаційного збагачення визначають з використанням кривих розділення за Тромпом, що показують залежність між вилученням фракцій ε і їх середньою густиною δ_{CP} . Криві розділення (рис. 3.3) будують за результатами фракційного аналізу вихідного продукту і продуктів розділення (табл. 3.3).

Розділове число для кожної фракції визначають, як відношення кількості розрахункового компонента в продукті до його кількості у вихідному матеріалі, у відсотках:

$$\varepsilon_{np} = 100 \gamma_{np} \cdot A_{np} / \gamma_{вих} \cdot A_{вих}, \% \quad (3.3)$$

Таблиця 3.3 – Дані для побудови кривих розділення вугілля за Тромпом

Густина, т/м ³		Вихідний		Концентрат		Відходи	
фракцій	середня	γ , %	A, %	γ_K , %	ε_K , %	γ_B , %	ε_B , %
-1,3	1,25	γ_1	A ₁	γ_1^K	ε_1^K	γ_1^B	ε_1^B
1,3-1,4	1,35	γ_2	A ₂	γ_2^K	ε_2^K	γ_2^B	ε_2^B
1,4-1,5	1,45	γ_3	A ₃	γ_3^K	ε_3^K	γ_3^B	ε_3^B
1,5-1,6	1,55	γ_4	A ₄	γ_4^K	ε_4^K	γ_4^B	ε_4^B
1,6-1,8	1,70	γ_5	A ₅	γ_5^K	ε_5^K	γ_5^B	ε_5^B
+1,8	2,20	γ_6	A ₆	γ_6^K	ε_6^K	γ_6^B	ε_6^B
Разом	-	100,0	A _{CP}	$\Sigma\gamma^K$	-	$\Sigma\gamma^B$	-

Криві розділення будують у системі координат – середня густина фракцій – вилучення фракцій у продукти розділення. Оскільки при розділенні на два продукти дотримуються залежності:

$$\gamma_i^k + \gamma_i^g = \gamma_1 \quad (3.4)$$

i

$$\varepsilon_i^k + \varepsilon_i^g = 100\%, \quad (3.5)$$

то криві T_K і T_B симетричні і тому використовують лише T_B , яка за формою нагадує інтегральну криву Гаусса.

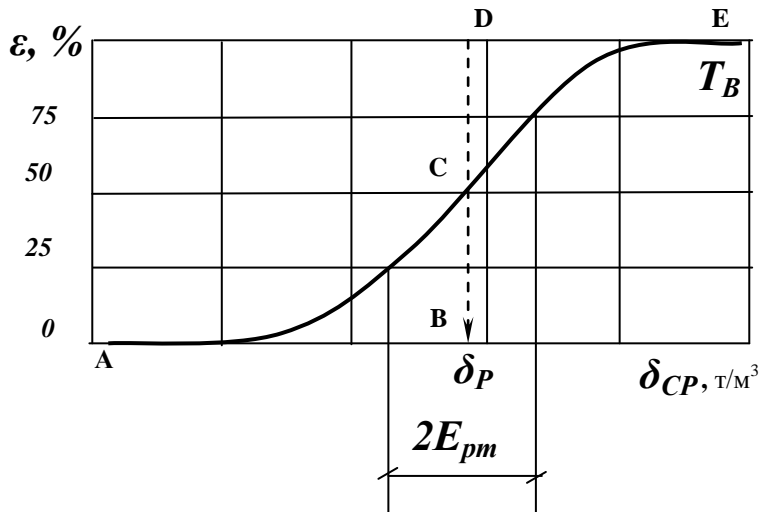


Рис. 3.3 – Крива розділення за Тромпом T_B

Граничною густиною розділення δ_P називають густину елементарної фракції, ймовірність вилучення якої в продукти розділення однакова. Густину розділення визначають проєкціюванням на ось абсцис точки кривої T_B , що відповідає вилученню $\varepsilon = 50\%$.

Відхилення від ідеального розділення характеризується середнім ймовірним відхиленням E_{pm} і коефіцієнтом погрішності розділення I .

Середнім ймовірним відхиленням E_{pm} від густини розділення називають напіввізницю густин точок кривої розділення T_B , які відповідають вилученню 75 і 25% :

$$E_{pm} = 0,5(\delta_{75} - \delta_{25}), \text{ кг/м}^3. \quad (3.6)$$

При розділенні в машинах з важким середовищем (в важкосередовищних сепараторах і гідроциклонах) при зміні густини розділення δ_P (крива T_B симетрична) величина E_{pm} змінюється несуттєво. При розділенні в машинах з водним і повітряним середовищем E_{pm} зростає пропорційно різниці $(\delta_P - 1000)$, у цьому випадку крива T_B несиметрична, коефіцієнт погрішності:

$$I = E_{pm}/(\delta_P - 1000). \quad (3.7)$$

Параметри E_{pm} та I не залежать від фракційного складу вихідного вугілля і характеризують ефективність роботи збагачувальної машини залежно від її питомої продуктивності і крупності живлення. Чим менша величина параметрів E_{pm} і I , тим ефективніше працює машина.

За параметрами E_{pm} і I можна визначити фракційний склад, вихід і зольність продуктів збагачення при заданому фракційному складі вихідної сировини. Для цього використовують інтеграл ймовірності Гаусса, що виражає нормальний закон розподілу сумарної ймовірності випадкової величини.

Література до розділу 3: [2] с. 27 - 64

4. ГІДРАВЛІЧНА КЛАСИФІКАЦІЯ

4.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕСУ

Гідравлічна класифікація – процес розділення суміші мінеральних зерен на класи крупності за швидкістю їхнього падіння у воді.

При гідравлічній класифікації розділення суміші на класи відбувається у відповідності з закономірностями рівнопадання. Принцип процесу гідравлічної класифікації оснований на зміні траєкторії руху зерен матеріалу, який розділяють, під впливом гравітаційних сил, сил опору середовища руху зерен та інерційних сил. Залежно від напрямку цих сил гідравлічна класифікація може здійснюватися в горизонтальних, вертикальних і криволінійних потоках.

Гідравлічна класифікація є підготовчим, допоміжним і рідше збагачувальним процесом.

Гідравлічна класифікація застосовується для розділення зерен за граничною крупністю більш 40 мкм, а знешламливання – по зерну розміром – 10 – 70 мкм. Під *граничною крупністю класифікації* розуміють розмір зерен, імовірність вилучення яких у продукти розділення однакова (по 50 %). Верхня межа крупності матеріалу, що направляється на класифікацію, складає для руд не більше 6 мм, для вугілля – 13 мм.

Коефіцієнтом шкали гідравлічної класифікації S називається відношення послідовних швидкостей висхідних струменів води в класифікаторі. Коефіцієнт шкали гідравлічної класифікації пропорційний коефіцієнту рівнопадання:

$$- \text{ для вільних умов: } S = \sqrt{e}, \quad (4.1)$$

$$- \text{ для стиснених умов: } S_{cm} = \sqrt{e_{cm}}. \quad (4.2)$$

4.2. ЗАКОНОМІРНОСТІ ПРОЦЕСУ КЛАСИФІКАЦІЇ

Теоретичні уявлення щодо процесу гідравлічної класифікації базуються на двох основних положеннях:

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

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

Частинки $V_{cm} > u$, повинні опуститися на дно і потрапити в пісковий продукт, а частинки з $V_{cm} < u$, повинні бути винесені в злив. Однак на практиці такого чіткого розділення немає.

В апаратах з горизонтальним потоком, що працюють без подачі нижньої води, розділення матеріалу відбувається в неоднакових умовах.

В.А. Олевським запропоновано таку схемі процесу: тверді частинки переміщуються потоком води в горизонтальному напрямку зі швидкістю:

$$V_x = Q_c / (Bh), \text{ м/с}, \quad (4.3)$$

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

У той же час частинки опускаються вниз з різною швидкістю V_y , що залежить від їх крупності, густини і форми. Частинки, що встигли по вертикалі пройти шлях, рівний h , за період їхнього транспортування на довжину L від місця завантаження до зливного порога, опустяться на дно і будуть транспортуватися в піски, якщо ні - будуть винесені в злив:

$$V_y = Q_c / (BL), \text{ м/с.} \quad (4.4)$$

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

У класифікаторах з використанням відцентрових сил ефективність розділення визначається співвідношенням швидкостей руху частинок і рідини. Для розрахунку швидкості руху частинок спочатку визначають число Архімеда:

$$Ar = \pi d^3 (\delta - \Delta) \Delta r \omega^2 / (8 \mu^2), \quad (4.5)$$

де r – радіус обертання частинки навколо осі апарату, м ; ω – частота обертання рідини, с^{-1} .

З використанням обчисленого параметра Архімеда за формулами (2.35) і (2.22) визначають коефіцієнт гідродинамічного опору і швидкість руху частинки.

4.3. ЕФЕКТИВНІСТЬ КЛАСИФІКАЦІЇ

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

Ефективність класифікації визначається за формулою:

$$E = 0,01 \varepsilon_{3l} \cdot \varepsilon_n, \quad (4.6)$$

де ε_{3l} – вилучення зерен крупністю менше d мм у злив, % ; ε_n – вилучення зерен крупністю більше d мм у піски, % .

Оцінка якості продуктів класифікації і самого процесу здійснюється за допомогою ситового аналізу.

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

4.4. КЛАСИФІКАТОРИ

На збагачувальних фабриках класифікатори використовують для замикання циклу подрібнення, знешламлювання продуктів, розділення вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів. Апарати гідравлічної класифікації підрозділяють за двома основними ознаками: за силовим полем, під дією якого здійснюється розділення суспензії, і за способом розвантаження пісків.

Механічні класифікатори

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

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

Спіральні класифікатори найбільше часто використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється в збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів. Максимальна крупність живлення спіральних класифікаторів малих розмірів складає 6 мм, великих – до 12 мм.

Спіральний класифікатор (рис. 4.1) складається з нахиленої під кутом $14 - 20^\circ$ ванни *1*, у якій поміщені один або два вали *2* із закріпленими на них спіралями *3*.

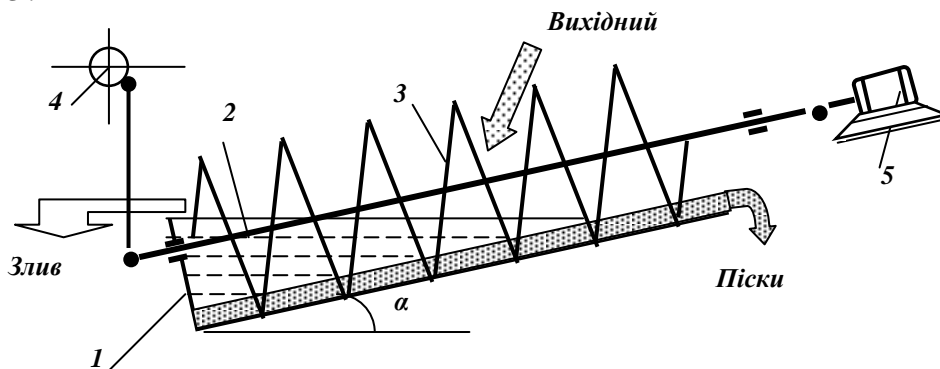


Рис. 4.1 – Спіральний класифікатор: 1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підймальний механізм спіралі; 5 – привод.

Верхня цапфа вала шарнірно закріплена в опорних підшипниках, що дозволяє робити запуск апарата під навантаженням без очищення ванни від пісків (після його аварійної зупинки).

У процесі класифікації в апараті залежно від стану і режиму руху пульпи розрізняють чотири шари по висоті ванни і три зони по довжині (рис. 4.2).

Чотири шари по висоті ванни класифікатора мають різні густину і крупність:

- **шар 1** – нерухомий і густий (постіль класифікатора);
- **шар 2** – осілі піски, що безупинно переміщуються і розвантажуються;
- **шар 3** – густа суспензія, що перемішується і розділяється на шари 2 і 4;
- **шар 4** – висхідні і горизонтальні потоки, спрямовані до зливного порогу

Перемішування пульпи в трьох зонах відбувається з різною інтенсивністю:

- **зона I** характеризується малою глибиною й інтенсивним перемішуванням пульпи;
- **зона II** – зона класифікації зерен при незначній інтенсивності перемішування;
- **зона III** характеризується висхідними потоками, що виносять зерна в злив.

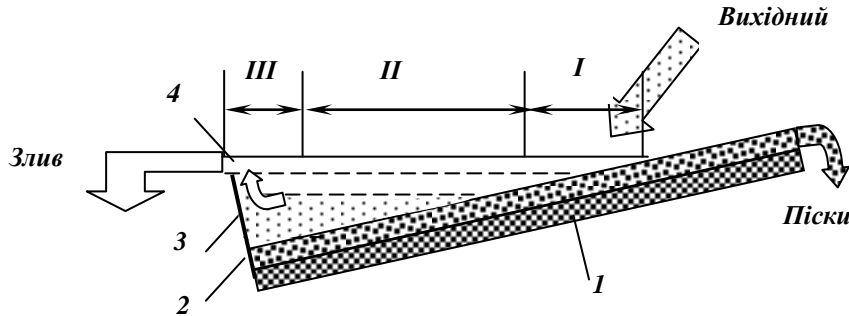


Рис 4.2 – Схема роботи спірального класифікатора.

I – зона інтенсивного перемішування; II – зона класифікації; III – зона висхідних потоків;
1 – постіль класифікатора; 2 – піски; 3 – зависла речовина; 4 – шар з дрібними фракціями.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

$$\text{по зливу: } Q_{зл} = 4,56 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D^{1,768}, \text{ т/ГОД; } \quad (4.7)$$

$$\text{по піскам: } Q_n = 5,45 m k_{\delta} k_{\alpha} D^3 n, \text{ т/ГОД} \quad (4.8)$$

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

Елеваторні класифікатори (багер-зумпфи) з механічною видачею осаду (рис. 4.3) застосовуються в практиці вуглезбагачення для попереднього зневоднення і відділення шламів із дрібного концентрату і рідше для виділення грубозернистої частини з дрібних продуктів і знешламливання рядового вугілля. Гранична крупність класифікації складає приблизно 0,5 мм.

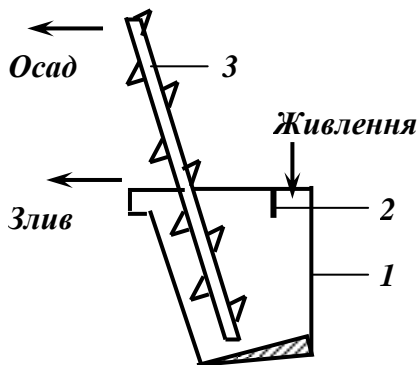


Рис. 4.3 – Елеваторний класифікатор.
1 – зумпф; 2 – перегородка;
3 – елеватор.

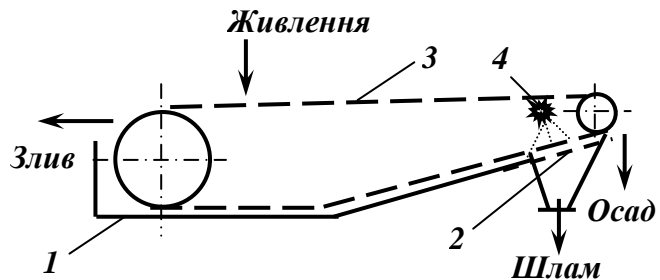


Рис. 4.4 - Скребковий класифікатор.
1 – ванна; 2 – щілинне сито; 3 – скребковий конвеєр; 4 – бризкала.

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

Об'ємна продуктивність елеваторного класифікатора розраховується за формулою:

$$Q_o = q_o F, \text{ м/с}, \quad (4.9)$$

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

Скребкові класифікатори відстійного типу призначені для знешламлювання рядового вугілля і дрібного концентрату, а також для попереднього зневоднення дрібного концентрату відсаджувальних машин.

Скребковий класифікатор являє собою металеву ванну **1** прямокутної форми з горизонтальною і похилою частинами (рис. 4.4).

Принцип дії скребкового класифікатора, як і елеваторного, оснований на осадженні грубозернистого матеріалу під дією сили ваги. Розділення на грубозернисту фракцію і шлам відбувається в горизонтальній частині ванни, а похила частина, у днище якої встановлене щільне сито, служить для видачі і зневоднення осаду.

Гідравлічні класифікатори

Гідравлічні класифікатори працюють за принципом розділення вихідного продукту в горизонтальних і вертикальних потоках на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється самопливом.

Конусний класифікатор – найбільш простий гідравлічний класифікатор. Розділення матеріалу відбувається в горизонтальному потоці. Класифікатори цього типу використовуються на збагачувальних фабриках в основному як буферні ємності і значно рідше (у зв'язку з низькою ефективністю) у допоміжних операціях для відділення пісків від шламів або для зневоднення знешламленого дрібнозернистого матеріалу. Конусний класифікатор являє собою конус **1** з кутом $60 - 65^\circ$, установлений на рамі вершиною вниз (рис. 4.5).

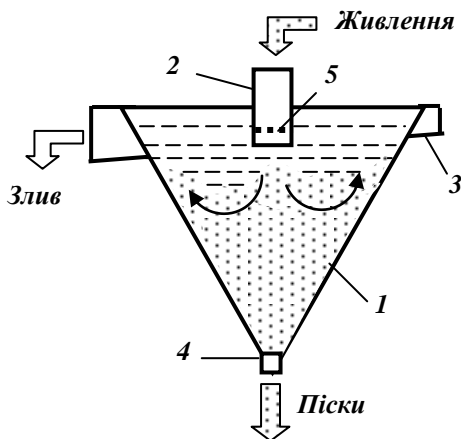


Рис. 4.5 – Схема конусного класифікатора.

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

Крупність розділення в конусних класифікаторах складає 0,15 мм. Характерним для цих класифікаторів є високе розрідження пісків (30 – 40 % твердого) і невисока ефективність (50 – 60 %).

Гідравлічні багатокамерні класифікатори використовують для підготовки подрібнених руд до збагачення. Вони призначені для розділення матеріалів на кілька класів за швидкістю їхнього осадження у водному середовищі (наприклад, перед концентрацією на столах).

Гідравлічні багатокамерні класифікатори (рис. 4.6) являють собою відкритий жолоб *1*, у дно якого вмонтовані спіготи – пірамідальні класифікаційні камери *2* (число камер – 4, 6 або 8) з мішалками *3*, камерами *4* тангенціального підведення води (вортексами) і конусами *5* для розвантаження крупних фракцій.

Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також поступово зменшується оскільки вона повинна бути рівною кінцевій швидкості стисненого падіння зерен граничної крупності. Найдрібніший продукт видаляється через зливний поріг.

Об'ємна продуктивність гідравлічних багатокамерних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_o = 3600LBV, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (4.10)$$

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

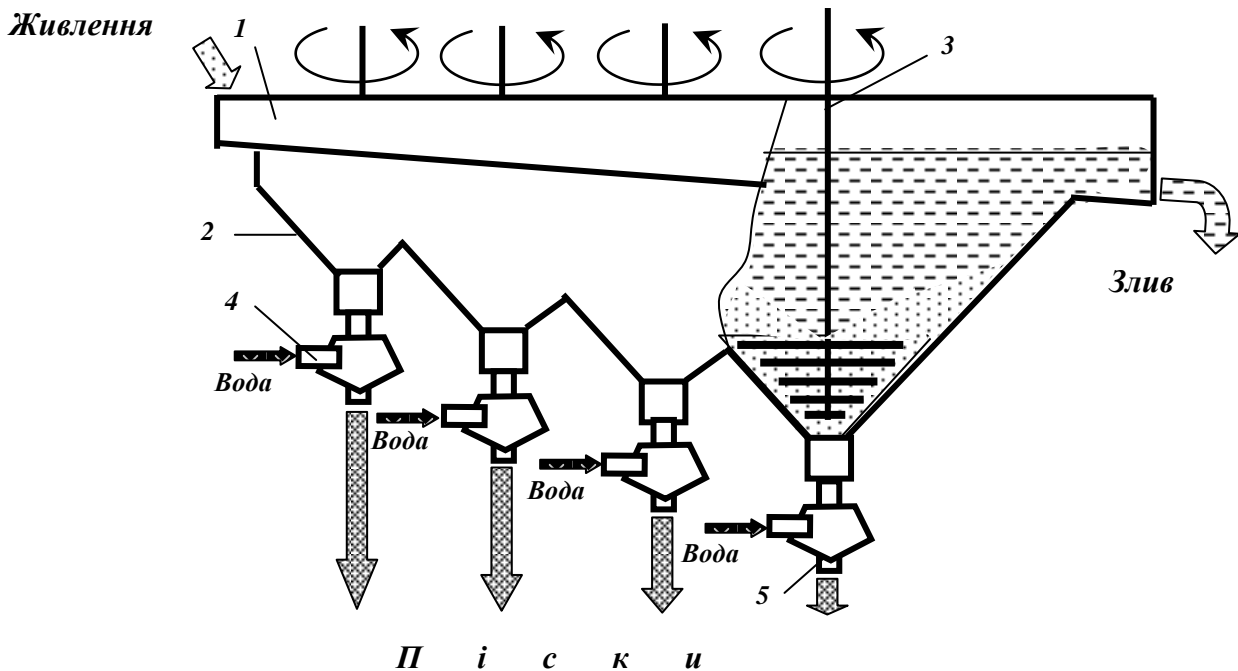


Рис. 4.6 – Гідравлічний багатокамерний класифікатор.

1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери; 3 – мішалки;
4 – вортекси; 5 – розвантажувальні конуси.

Гідроциклони застосовуються для класифікації за крупністю і знешламлювання дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення.

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 4.7). Живлення під тиском подається у верхню частину циліндра за допомогою тангенціально розташованої живильної насадки 3. Злив вивантажується через зливний патрубок 4 у циліндричній частині 1 гідроциклону, а піски – через піскову насадку 5, розташовану в конічній частині 2.

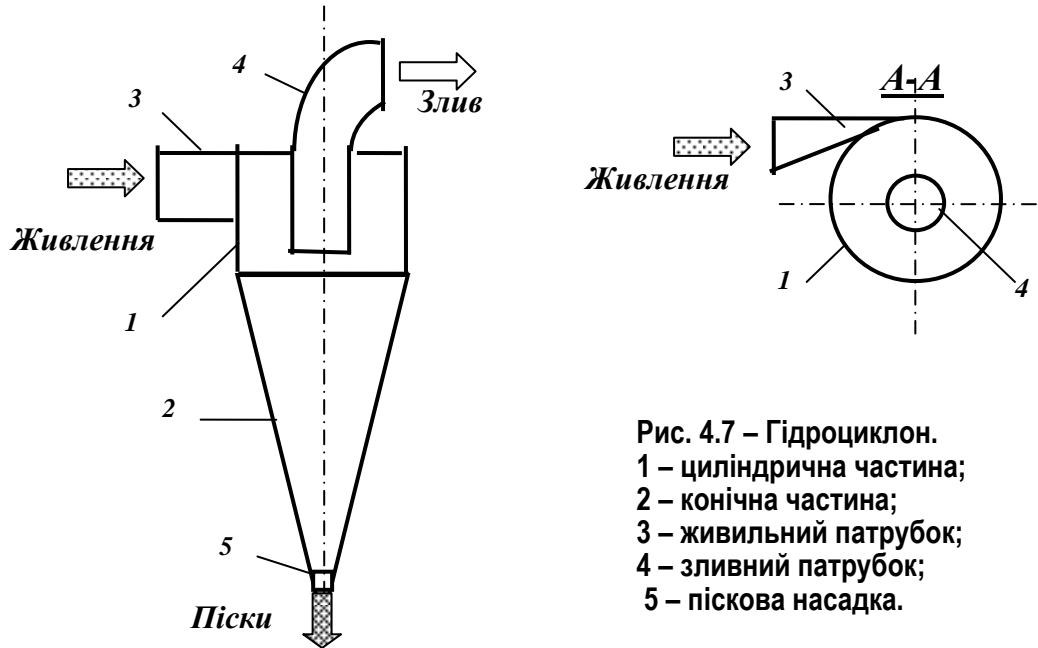


Рис. 4.7 – Гідроциклон.
 1 – циліндрична частина;
 2 – конічна частина;
 3 – живильний патрубок;
 4 – зливний патрубок;
 5 – піскова насадка.

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна описати як векторну суму тангенціальної V_t , радіальної V_r і осьової V_x складових. Тангенціальна швидкість пульпи збільшується зі зменшенням відстані від осі, тому в гідроциклоні спостерігається різке зростання відцентрової сили від стінок до осі. Осьова швидкість частинки в зовнішньому потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – вгору. Положення частинки по радіусу гідроциклону визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив чи у піски. Відносно рідкої фази пульпи частинки рухаються одночасно в осьовому і радіальному напрямках відповідно до діючих на них сил, головними з яких є відцентрова і сила опору середовища.

Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку має вигляд:

$$m \frac{dV_r}{dt} = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi\mu V_r d, \quad (4.11)$$

звідки радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2. \quad (4.12)$$

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

Таким чином, з рівняння (4.12) видно, що крупність є основним розділовим параметром (інші параметри практично однакові).

4.5 ТЕХНОЛОГІЯ КЛАСИФІКАЦІЇ

На показники роботи гідроциклонів впливають конструктивні і технологічні фактори. До конструктивних факторів належать: форма і геометричні розміри гідроциклона, піскової насадки, живильного і зливного патрубків, спосіб установки гідроциклона; до технологічних факторів – тиск на вході і властивості оброблюваної пульпи (вміст твердого, його гранулометричний і речовинний склад).

Конструктивні фактори:

– *діаметр D (м) гідроциклона* визначає його продуктивність по твердому:

$$Q = 200 D^2, \text{ т/год}; \quad (4.13)$$

– *розмір і форма живильного патрубка $d_{\text{ж}}$* мало впливають на якісні показники роботи гідроциклона, у той же час продуктивність гідроциклона прямо пропорційна розміру живильного патрубка:

$$d_{\text{ж}} = (0,08 - 0,25) D, \text{ м}; \quad (4.14)$$

– *діаметр зливного патрубка $d_{\text{зл}}$* впливає на всі показники роботи гідроциклона. Збільшення діаметра зливного патрубка викликає пропорційне збільшення продуктивності і приводить до одержання більш грубих зливів:

$$d_{\text{зл}} = (0,2 - 0,4) D, \text{ м}; \quad (4.15)$$

$$d_{\text{зл}} = (1,20 - 1,25) d_{\text{п}}, \text{ м}; \quad (4.16)$$

– *діаметр піскової насадки $d_{\text{п}}$* практично не впливає на продуктивність, однак впливає на якісні показники роботи гідроциклона.

$$d_{\text{п}} = (0,03 - 0,20) D, \text{ м}; \quad (4.17)$$

$$d_{\text{п}} = (0,15 - 0,80) d_{\text{зл}}, \text{ м}; \quad (4.18)$$

– *питома продуктивність гідроциклона по пісках $q_{\text{п}}$* , що проходять через піскову насадку обраного розміру $d_{\text{п}}$ складає:

$$q_{\text{п}} = Q_{\text{п}} / (0,785n d_{\text{п}}^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (4.19)$$

де $Q_{\text{п}}$ – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год; n – число обраних гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклона - $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$ т/год \cdot м².

– *розвантажувальне відношення* $d_{\Pi} / d_{3Л}$ є основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклону. Ефективність класифікації досягає максимуму при оптимальному розвантажувальному відношенні, що складає 0,3 – 0,5;

– *кут конусності α* визначає об'єм гідроциклону і час перебування в ньому матеріалу. Зі збільшенням кута конусності збільшується крупність класифікації, зменшуються вихід пісків і *об'ємна продуктивність*:

$$Q_0 = 3 \cdot 10^4 k_a k d_{ж} d_{3Л} p_0^{0,5}, \text{ м}^3/\text{ГОД}, \quad (4.20)$$

де p_0 – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа; k_a – поправка на кут конусності α гідроциклону; k – поправка на діаметр гідроциклону;

– *спосіб установки гідроциклону* залежить від його розміру і тиску на вході.

Технологічні фактори:

– *тиск p_0 на вході в гідроциклон* повинен бути постійним і досить високим. Підвищення тиску сприяє зменшенню граничної крупності розділення і одержанню більш дрібних зливів;

– *вміст твердого у вихідній пульпі β* впливає на крупність і розрідженість продуктів розділення;

– *гранулометричний склад вихідного матеріалу* впливає на якісні показники процесу розділення. При виборі гідроциклону його типорозмір визначають з урахуванням крупності одержуваного зливу. Номінальна крупність частинок зливу d_H :

$$d_H = 15 \left(\frac{D d_{3Л} \beta}{k_D d_{\Pi} (\delta - 1) \sqrt{p_0}} \right)^{0,5}, \text{ мкм}, \quad (4.21)$$

де $D, d_{3Л}, d_{\Pi}$ - діаметри гідроциклону, зливної і піскової насадок, м; β - вміст твердого в живленні гідроциклону, %; k_D - поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклону; δ - об'ємна густина твердої фази, т/м³; p_0 - тиск на вході в гідроциклон, МПа.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають менш тривалі міжремонтні періоди. Основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата віддають гідроциклонам.

4.6. ВИКОРИСТАННЯ ГІДРАВЛІЧНОЇ КЛАСИФІКАЦІЇ В ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМАХ

Гідравлічна класифікація залежно від конкретних умов, що визначаються характеристикою корисної копалини і місцем у технологічній схемі, може бути самостійним, підготовчим і допоміжним процесом.

Як **самостійний процес** гідравлічна класифікація застосовується при збагаченні глинистих руд для відділення бідних за вмістом цінного компоненту дрібних класів і глинистих частинок від крупнозернистого товарного продукту (рис. 4.8).

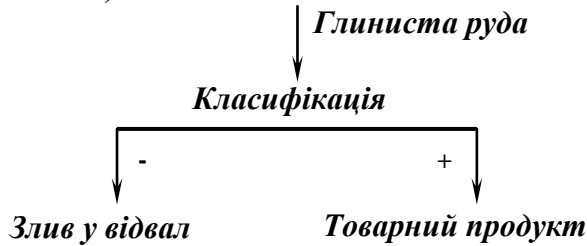


Рис. 4.8 – Схема застосування класифікації самостійним процесом.

Підготовча класифікація передбачається для попереднього розділення корисної копалини за крупністю на декілька класів, кожний з яких підлягає далі збагаченню за власною схемою (рис. 4.9).

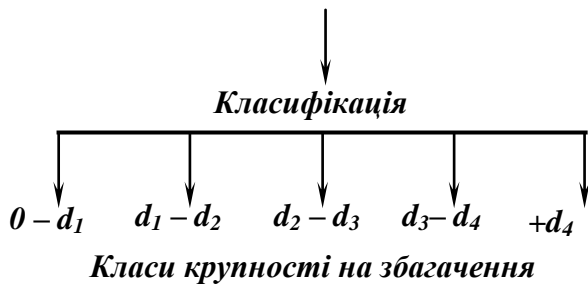


Рис. 4.9 – Схема застосування класифікації підготовчим процесом.

Як **допоміжна операція** класифікація використовується при тонкому подрібненні корисних копалин з метою вилучення готового за крупністю тонкого матеріалу і повернення пісків у млин (рис. 4.10).

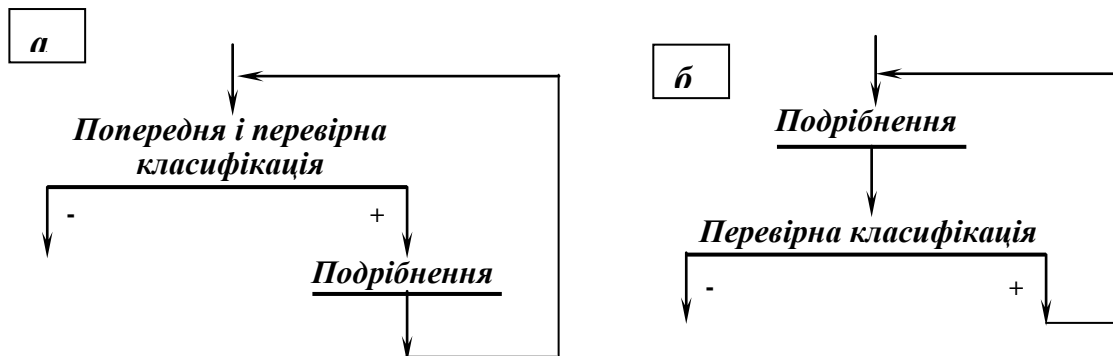


Рис. 4.10 – Схеми застосування класифікації допоміжним процесом.

5 ПРОМИВКА

5.1 ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕСУ

Промивка – процес дезинтеграції глинистого матеріалу, що міститься в руді, з одночасним відділенням його від рудної частини під дією гідродинамічних і механічних сил.

Мінеральні зерна в рудах розсіпних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компактну масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. В результаті промивки одержують *митий матеріал* і *шлами*, що містять дисперговані у воді тонкі частинки, таким чином відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок віддалення глини і шламів, що не містять корисного компонента.

Промивка може використовуватися як *самостійний процес* при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивання використовується як *підготовчий процес* перед подальшим збагаченням.

Промивка широко використовується при переробці залізних і марганцевих руд, розсіпів благородних, кольорових і рідкісних металів, нерудних будівельних матеріалів, кварцових пісків, каоліну, фосфоритів, вапняків та інших корисних копалин.

5.2 ВЛАСТИВОСТІ ГЛИН

Глинами називають породи, що характеризуються визначеним мінеральним складом і ступенем дисперсності мінеральних частинок (розмір глинистих частинок не перевищує 5 мкм).

Глинисті породи підрозділяються на *зцементовані* і *незцементовані*. Цементування породи здійснюється в результаті дії на неї вапнякового, крем'янистого, залізного, гіпсового та інших цементів.

Найбільш затверділі і міцні зцементовані глинисті породи – *алеврити* і *аргіліти*. Незцементовані рихлі глинисті породи залежно від вмісту частинок крупністю менше 5 мкм підрозділяються на *супіски* (3 – 10 %), *суглинки* (10 – 30 %) і *глини* (30 % і більше).

Крім глинистих мінералів, що представлені дрібнішими кристалами розміром до декількох мікронів, до складу глинистих ґрунтів входять уламки кварцу, польових шпатів та інших мінералів.

Глини характеризують *гранулометричним складом, пластичністю, молекулярною вологоємністю, розмоканням, набуханням і липкістю*.

Гранулометричний склад глин залежить від складу, будови і походження порід і ступеня їх руйнування. Більш м'які породи (вапняки, пісковики, сланці) містять більше тонкого глинистого матеріалу, чим тверді. Найбільш важки для збагачення стародавні розсіпи, що характеризуються значним вмістом тонких глинистих мінералів.

Пластичністю називають властивість матеріалу при постійному об'ємі змінювати форму і зберігати її без розриву суцільності. Пластичність

характеризується **числом пластичності**, що визначається як різниця між вологовмістом глини при верхньої і нижньої межі пластичності:

$$P = W_{\text{в}} - W_{\text{н}}, \quad (5.1)$$

де $W_{\text{в}}$ – верхня межа пластичності – вологість (%), при якій глина переходить з пластичного стану в рідкий; $W_{\text{н}}$ – нижня межа пластичності – вологість (%), при якій глина втрачає пластичність.

Числом пластичності глинисті породи характеризуються таким чином: супіски – до 7, суглинки – 7 – 17, глини – більше 17. Чим більше число пластичності, тим важче матеріал дезінтегрується.

Граничне насичення глини водою визначається як **максимальна молекулярна вологоємність**. Вона знаходиться у тісній кореляційній залежності від інших властивостей глин і тому може бути прийнята одним з показників властивостей глин. Для супісків максимальна молекулярна вологоємність складає 9 – 13 %, для суглинків і глин – 25 – 35 %.

Розмокання – здібність глин при усмоктуванні води втрачати зв'язність частинок і руйнуватися. Основний показник, що характеризує цю властивість є **швидкість розмокання** глини, яка залежить від вмісту в ній глинистих частинок і їх мінерального складу.

Липкість – одна з властивостей глин, що тісно зв'язана з пластичністю. Під липкістю розуміють здібність достатньо в'язкої рідини прилипати до твердої поверхні. Липкість проявляється тільки при достатній вологості глини, вона обумовлюється наявністю колоїдної прошарки між твердою поверхнею і поверхнями глинистих матеріалів.

Прилипання рідини до твердого тіла виражається рівнянням Дюпре-Юнга:

$$A = \sigma(1 - \cos \Theta), \quad (5.2)$$

де σ – поверхневий натяг, Н/м; Θ – крайовий кут змочуваності.

К найбільш характерним властивостям глин відноситься їх здібність до **набухання** у водному середовищі. Набухання пояснюється наявністю подвійного електричного шару на поверхні частинок, що занурені у воду. При достатньо близькій відстані поверхонь, що мають однаковий за знаком і будовою подвійний шар іонів, периферійні частки обох іонних шарів взаємно перекриваються. Внаслідок того, що вони мають один знак проявляються сили взаємного електричного відштовхування, які розсовують частинки. Таким чином, чим більше поверхнева енергія частинок, тим у більшому ступені спостерігається набухання глин.

5.3 ПРОМИВНІСТЬ КОРИСНИХ КОПАЛИН

При виборі схеми і обладнання для промивки стосовно до конкретних умов необхідно оцінити промивність матеріалу. Під **промивністю** руди розуміють здібність матеріалу очищуватись від глинистих домішок у процесі промивки. Промивність корисних копалин визначається фізико-механічними

властивостями глинистих домішок і рудного компоненту. Промивність оцінюють такими способами:

- за фізико-механічними властивостями глинистих домішок, що характеризують їх пластичний стан, і вмістом частинок крупністю менше 5 мкм;
- за питомими витратами електроенергії на промивку;
- за часом, що необхідний для повного віддалення глинистих домішок;
- за характерним часом і максимальною швидкістю промивки (під характерним часом промивки розуміють відрізок часу, необхідний для досягнення максимальної швидкості вилучення глинистих домішок у злив).

Фізико-механічні властивості глинистих домішок не завжди точно характеризують промивність матеріалу, але дозволяють виконати попередню її оцінку без експериментальних досліджень. Останні три способи дають більш точну оцінку промивності, але потребують проведення експериментів.

Однак на цей час точних і надійних критеріїв оцінки промивності немає.

5.4 ПРОМИВНІ МАШИНИ І ПРИСТРОЇ

Промивні машини і пристрої розрізняють за конструкцією і способам дезінтеграції глинистого матеріалу і віддалення шламів. Класифікація промивних машин і пристроїв наведена у табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Класифікація промивних машин і пристроїв

Тип машини, пристрою	Спосіб дезінтеграції	Спосіб відділення шламів
Жолоби, струминні машини	Динамічна дія потоків води	В стані зливу і через нерухомі решета
Бутари, скрубери, скрубери-бутари, плоскі і барабанні грохоти, вібростійки	Тертя грудок руди одне об друге, а також об рухомі поверхні машин при одночасній дії потоків води	Грохоченням або в стані зливу через поріг
Коритні і бичеві мийки, Спіральні класифікатори	Механічна дія робочих органів машини	В стані зливу через поріг
Промивні башти (широкого застосування не знайшли)	Розмочування глини в умовах довгочасного перебування руди у воді	В стані зливу через поріг
Акустичні апарати (мала потужність)	Дія ультразвукових і акустичних коливань	В стані зливу через поріг

Гідравлічний жолоб – найпростіший пристрій для промивки легко- і середньопромивних руд. Найчастіше вони застосовуються на підприємствах малої продуктивності при збагаченні золото- і олововмісних розсипів.

Промивка в жолобі здійснюється в потоці води і струменем води, що витікає з великою швидкістю з насадки. При русі матеріалу в потоці води крупні грудки ковзають і перекочуються, що сприяє кращій відмивці шламів.

Ефективність промивки на жолобі (60 – 80 %) залежить від питомої витрати води, довжини жолоба і його нахилу. Витрати води для промивки залежно від властивостей руди складають від 10 до 30 м³ на 1 м³ матеріалу.

Гідравлічний вашгерд (рис. 5.1) використовується в схемах переробки розсипних руд крупністю до 300 мм. Він представляє собою похилий жолоб з решетом (з розміром отворів 10 – 15 мм).

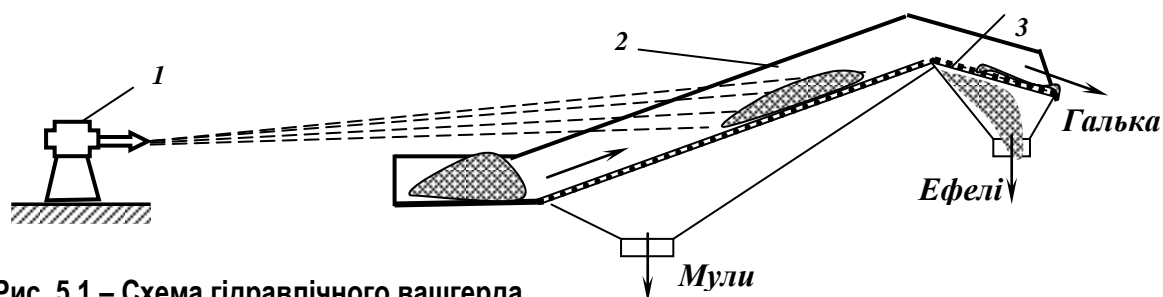


Рис. 5.1 – Схема гідравлічного вашгерда.
1 – гідромонітор; 2 – жолоб; 3 – решето.

Гідромонітор одночасно спрямованим струменем води дезінтегрує глинисті включення і піднімає матеріал на просіюючу поверхню. Ефелі (0,2 – 10 мм) направляються на подальше збагачення на шлюзах. Крупні класи – галька (10 – 100 мм), валуни (+ 100 мм) і дрібний клас – мули (– 0,2 мм), які не містять коштовного компоненту, віддаляються у відвал. Витрати води при промивці на вашгерді складають 8 – 12 м³ на 1 м³ матеріалу. Гідравлічні жолоби і вашгерди застосовують при переробці легко- і середньопромивних матеріалів, ефективність промивки в них складає від 70 до 80 %.

Струминні промивні машини (рис. 5.2) застосовуються при промивки легко-, середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм. .

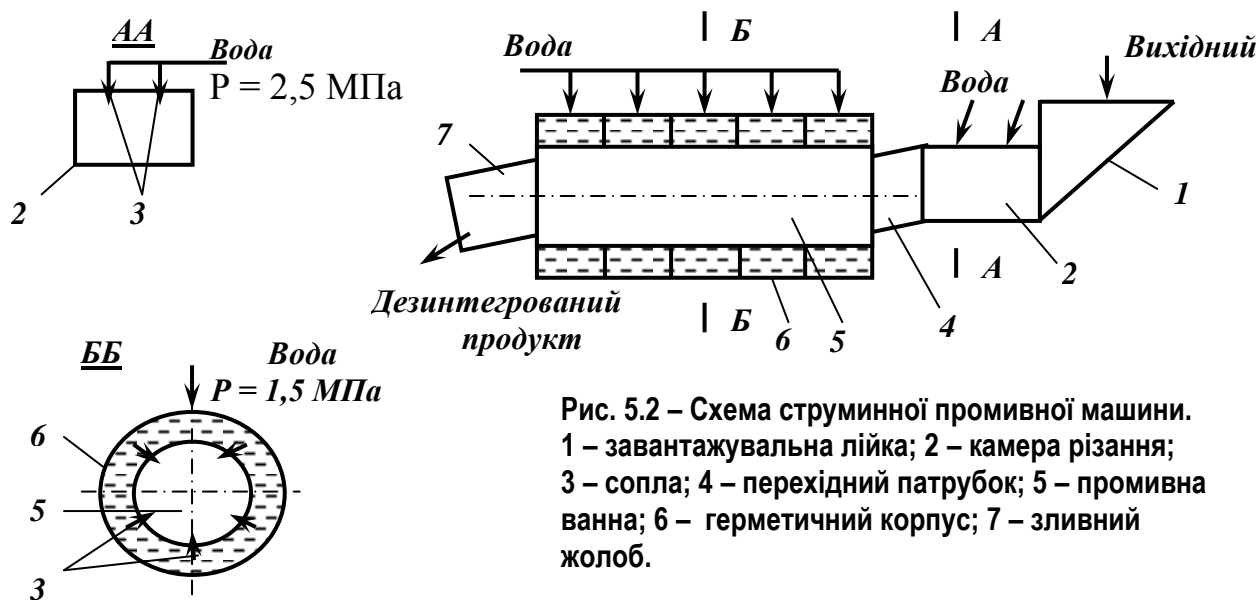


Рис. 5.2 – Схема струминної промивної машини.
1 – завантажувальна лійка; 2 – камера різання;
3 – сопла; 4 – перехідний патрубок; 5 – промивна ванна; 6 – герметичний корпус; 7 – зливний жолоб.

Вихідний матеріал через завантажувальну лійку 1 поступає в камеру різання 2, де глинисті грудки руйнуються струменями води, що подається через сопла під тиском 2,2 – 2,5 МПа. Підготовлений таким чином матеріал перехідним патрубком 4 направляється в промивну ванну, де під дією струменів води з тиском 1,4 – 1,6 МПа процес промивки закінчується. Дезинтегрований матеріал по жолобу 6 виводиться з машини і направляється в пристрій для відділення шламів.

Ефективність промивки в струминних промивних машинах складає 80 – 90 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу. Підвищити ефективність диспергування глинистих включень можна застосуванням пульсацій струменів води.

Бутари і барабанні промивні грохоти (рис. 5.3) застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у виді класів визначеної крупності. Барабанні грохоти і бутари практично не відрізняються від аналогічних апаратів, що застосовуються для класифікації. Але для інтенсифікації механічної дії на матеріал, що промивається, усередині барабана змонтовані подовжні ребра і, крім того, необхідною умовою процесу промивки є підведення води в середину грохоту (витрата води від 2 до 10 м³/м³ матеріалу). В поперечному напрямку грохоти порогами розділені на секції, що дозволяє довше утримувати матеріал на просіюючій поверхні. Зигзагоподібний рух матеріалу по просіюючій поверхні сприяє його розділенню за крупністю, а підйом і падіння – дезінтеграції.

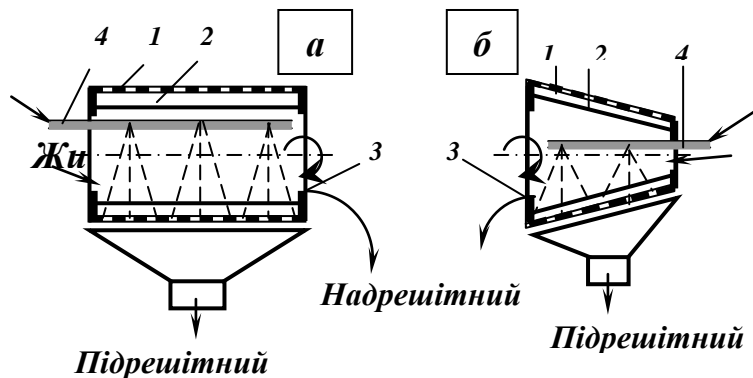


Рис. 5.3 – Схеми барабанного грохота (а) і бутари (б).
 Жи 1 - сито; 2 – ребра;
 3 – злильний поріг;
 4 – водовід.

Ефективне грохочення забезпечується при частоті обертання барабану $n \leq (0,3 - 0,4) n_{кр}$, а ефективна дезінтеграція – при частоті обертання $n = (0,7 - 0,8) n_{кр}$, тому при промивці важкопромивних руд ці операції розділяють. Ефективність промивки в барабанних грохотах і бутарах складає 75 – 85 %.

Скрубери (рис. 5.4 а) застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 300 мм або як апарат для попередньої дезінтеграції матеріалу з грудковою глиною перед промиванням у коритній мийці.

Барабан (глухий) обертається з частотою до 90 % від критичної. В нього безперервно подаються матеріал і вода під тиском 0,15 – 0,30 МПа. Ступінь

заповнення скрубера складає до 25 % його об'єму, тому матеріал постійно знаходиться у воді, що прискорює процес дезінтеграції.

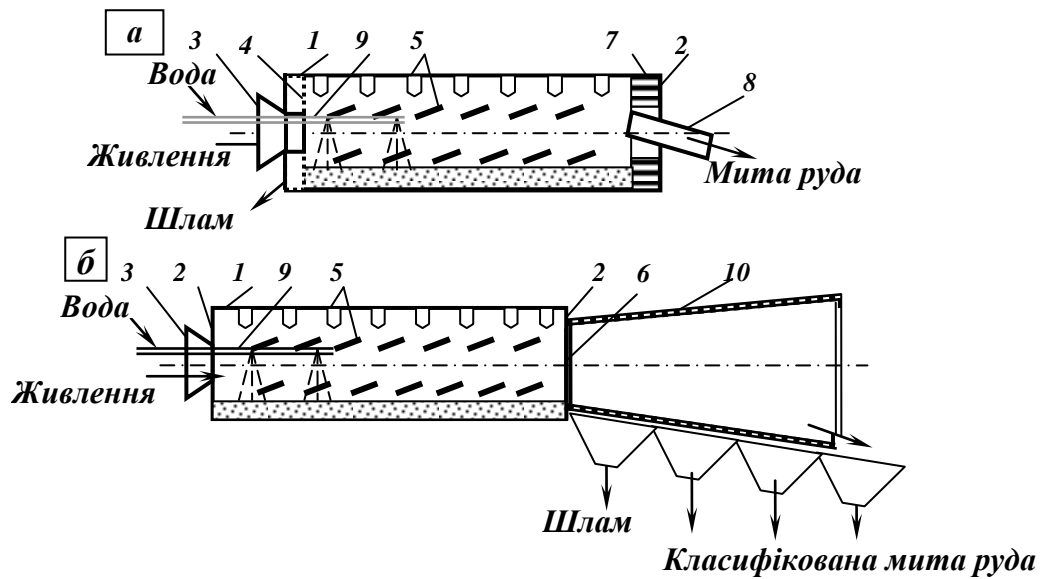


Рис. 5.4 – Схеми скрубера (а) і скрубера-бутари (б).

1 – барабан; 2 – глуха торцева кришка; 3 – завантажувальна горловина; 4 – перфорована торцева кришка; 5 – пристрої для дезінтеграції матеріалу; 6 – розвантажувальна горловина; 7 – лопатевий ліфтер; 8 – жолоб для розвантаження митої руди; 9 – водовід; 10 – бутара.

Дезінтеграція матеріалу здійснюється у наслідок стирання шматків і ударів о виступи поверхні скрубера. Для інтенсифікації дезінтеграції, перетирання і перемішування матеріалу барабан усередині армується спеціальними пристроями (виступами, ножами) 5, а також у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. В горизонтально установлених скруберах для транспортування матеріалу до розвантажувальної горловини виступи розташовані на гвинтовій лінії. В нахилених скруберах транспортування матеріалу забезпечується кутом нахилу осі скрубера, що складає 3 – 6°. В процесі роботи скрубера руда переміщується у каскадному режимі і піддається дії як механічних, так і гідродинамічних сил. Відмитий в результаті промивки шлам віддаляється через перфоровану торцеву кришку з боку завантаження, а мита руда – через лопатевий ліфтер 7 і жолоб 8.

Скрубер-бутара (рис. 5.4 б) представляє собою скрубер з'єднаний з бутарою за допомогою фланця. Скрубер-бутари призначені для промивки тих же матеріалів, що і скрубери, але крупність їх не повинна перевищувати 150 мм. Застосування скрубера-бутари дозволяє здійснити додаткове сортування і зневоднення промитого матеріалу.

Скрубери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання (80 – 90 %) при порівняно невеликій витраті води (до 4 м³/м³).

Плоский вібраційний грохот важкого типу (рис. 5.5) зі зрощенням являється простішою вібраційною промивною машиною.

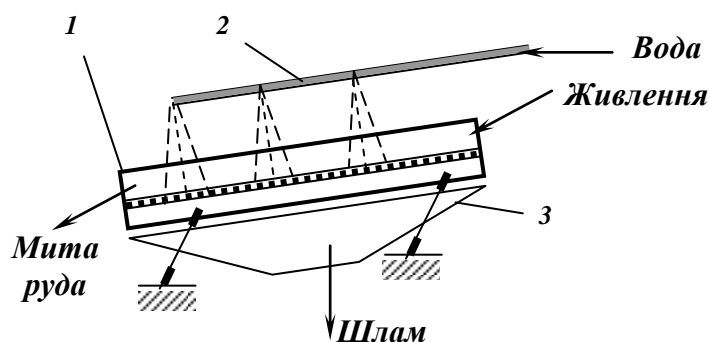


Рис. 5.5 – Схема промивного віброгрохота.
1 – грохот; 2 – водовід; 3 – піддон.

Віброгрохоти застосовують при промивці легкопромивних матеріалів, в основному для відділення пилюватих і мулистих частинок і супісків. Диспергування і відділення шламів відбувається під дією вібрацій і води, що подається на бризкали під тиском 0,15 – 0,20 МПа.

Ефективність промивки на віброгрохотах складає 75 – 85 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу.

Вібромийки (рис. 5.6) застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезинтеграції і відділення глини.

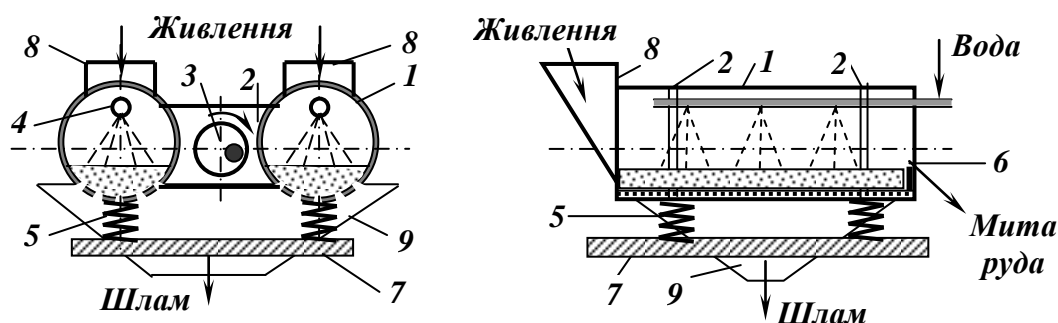


Рис. 5.6 – Схема вібромийки для середньопромивних руд.

1 – ванна трубчастої форми; 2 – траверса; 3 – вібробуджувач; 4 – бризкали; 5 – амортизатори; 6 – зливний поріг; 7 – рама; 8 – завантажувальна лійка; 9 – піддон.

Вібромийки з двома промивними ваннами трубчастої форми застосовують для промивки середньопромивних матеріалів, а з чотирма – для промивки важкопромивних матеріалів.

Вібромийки для промивки середньопромивних матеріалів складаються з двох перфорованих в нижньої частині промивних ванн 1, з'єднаних між собою траверсами 2. Ванни встановлені на рамі 7 на пружинних амортизаторах 5. В центрі системи між ваннами встановлений вібробуджувач 3 дебалансного типу, що надає ваннам поперечні кругові коливання. В верхньої частині кожної ванни розміщені бризкальні пристрої 4 для зрошення матеріалу водою. На розвантажувальному кінці ванни є поріг 6 для створення шару матеріалу у ванні, що сприяє кращому його промиванню

Вихідний матеріал рівномірно завантажується в обидві ванни. Диспергована глина сумісно з водою віддаляється через перфорацію в нижньої

частині трубчастих ванн. Товщина шару матеріалу в мийці регулюється висотою зливних порогів 6 на розвантажувальному кінці ванни. Митий продукт перед виходом з машини обполіскується чистою водою під тиском.

Вібромийка для промивки важкопромивних матеріалів являє собою агрегат із двох рядів ванн, що установлені на амортизаторах 5. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезінтеграційні труби верхнього ряду з глухими стінками. Дезінтегрований матеріал по перехідному патрубку переміщається в промивні труби нижнього ряду з перфорованими стінками, де процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу завершується.

Вібромийки характеризуються високою продуктивністю, малими габаритами, невеликими питомими витратами електроенергії (0,25 – 1 кВт·год/т) і води (2 – 3 м³/м³).

Похилі і горизонтальні коритні мийки можуть бути застосовані при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним чином вони використовуються для важкопромивних матеріалів. Крупність живлення для апаратів цього типу за паспортними даними звичайно не перевищує 100 мм. Але фактично їх можна використовувати тільки для промивки дрібних класів, тому що ці машини не здібні забезпечити розмив грудок важкопромивної глини крупністю більше 20 мм і середньопромивної глини крупністю більше 40 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 5.7) складаються із ванни 1 прямокутної або овальної форми. Кут нахилення ванни складає до 17°. У середині ванни розташовані два вала 2 з лопатями, що обертаються назустріч один одному.

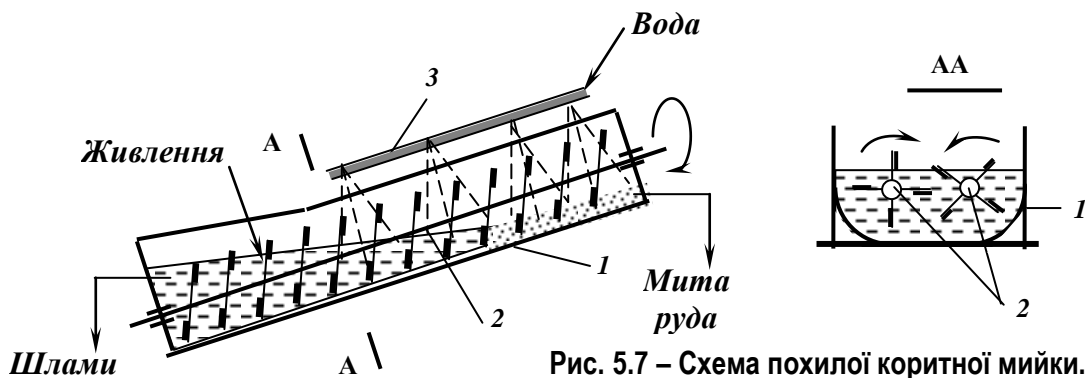


Рис. 5.7 – Схема похилої коритної мийки.
1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу від нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається через сопла водоводу 3. Під дією лопатей, що закріплені під кутом 30 – 45° по відношенню до вала, руда перемішується, дезінтегрується і транспортується по дну ванни уверх до розвантажувального кінця. В коритній мийці вода і матеріал рухаються назустріч одне одному. Вище дзеркала пульпи в середній частині ванни для відмивки шламу передбачено зрошення водою, що подається під тиском 0,1 – 0,2 МПа через сопла водоводу 3. Відмиті шлами з водою уходять в нижньої частині ванни через зливний поріг, висота якого регулюється. Мита руда розвантажується через отвір в верхньої торцевої стінці ванни.

Горизонтальна бичова промивна машина (рис. 5.8) застосовується для промивки важкопромивних марганцевих руд крупністю до 70 мм. Вона складається з трьох паралельно розміщених відділень *A*, *B*, *B*. Перші два відділення призначені для дезінтеграції руди, а третє – для промивки.

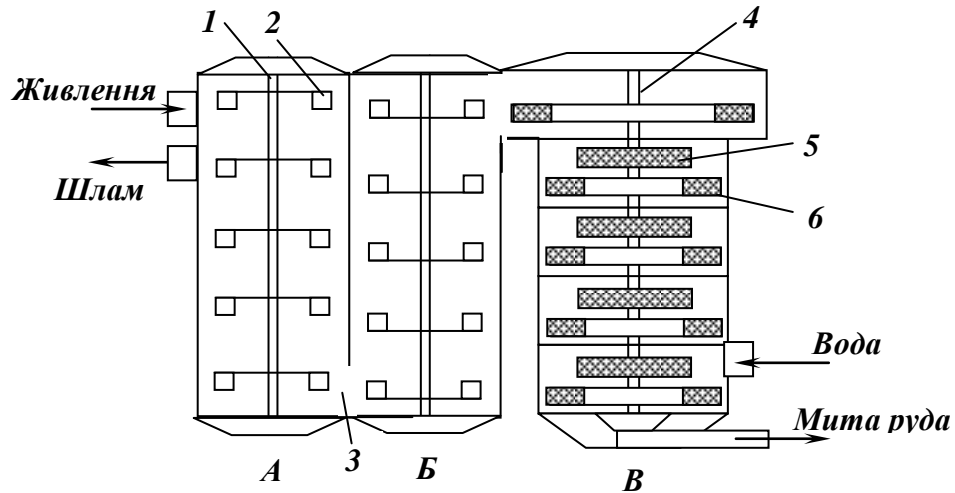


Рис. 5.8 – Схема горизонтальної бичової промивальної машини.

1, 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти; 6 – черпакові елеватори.

Відділення дезінтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал *1*. На валу *1* по гвинтової лінії закріплені бичі *2*. В відділенні дезінтеграції *A* руда за допомогою спірально розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно *3* у перегородці переходить в друге відділення дезінтеграції *B*. Тут процес здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Глинисті включення в основному руйнуються в відділеннях *A* і *B*.

Промивне відділення *B* представляє собою ванну, розділену перегородками на п'ять окремих камер. Вздовж ванни встановлено вал *4*, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти *5* і колісні черпакові елеватори *6* (по одному на кожен камеру). Барабанні грохоти призначені для відділення глини і шламів, а черпакові елеватори для послідовного транспортування матеріалу з камери в камеру. Напрямок руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу) в жолоб з перфорованим днищем. Дріб'язок з водою проходить скрізь щілини днища, а мита руда розвантажується на кінці жолоба. Шлами і глина віддаляються з водою через зливний поріг в відділенні *A*. Таким чином, загальна довжина горизонтальної машини в 3 рази більше довжини звичайної коритної мийки, що дозволяє промивати в ній матеріали із значним вмістом глини.

До достоїнств коритних мійок варто віднести високу ефективність (85 – 95 %), надійність конструкції, невеликі витрати води (1 – 2 м³/м³) і електроенергії (0,25 – 0,75 кВт·год/т). Основним недоліком коритних мійок є значне ошламлювання корисних компонентів у процесі промивання.

Створені **акустичні промивні машини** для очищення нерудної сировини від глинистих домішок, окисних плівок залізі (при очищенні кварцового піску).

Принцип дії акустичних промивних машин полягає в збудженні низькочастотних акустичних коливань в пульпі, що знаходиться в замкненому просторі робочої камери машини. Камера може бути у формі циліндра або ванни прямокутного перетину. Робоча камера складається з послідовно з'єднаних секцій, в середині яких розміщені пружні елементи – мембрани. В підмембранні просторі періодично підводиться і відсмоктується повітря, що поступає через золотниковий пристрій. Завдяки тому, що сусідні мембрани коливаються в протифазі, пульпа переходить в віброкиплячий стан. При визначеному співвідношенні розрідженості, амплітуди і частоти коливань мембран забезпечуються умови для інтенсивного диспергування глинистих домішок, і відтирки окисних плівок заліза (з частинок піску).

Дослідженнями встановлена перспективність застосування **ультразвуку** для підвищення ефективності процесу промивки. Але впровадженню ультразвукового методу у виробництво перешкоджає відсутність потужної ультразвукової апаратури, яка необхідна для створення промивного апарата промислового зразка.

5.5 ТЕХНОЛОГІЯ ПРОМИВКИ

Інтенсивність промивки залежить як від фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу і здібності рідкого середовища до розмивання глини, так і від механічної дії застосованих машин. На ефективність промивки роблять вплив багато факторів, основні з них розглянути нижче.

Спосіб підготовки руди перед промивкою може полягати в попередньому замочуванні, попередньому підсушуванні і попередньому сортуванні руди.

Гранулометричний склад матеріалу і співвідношення між крупністю грудок глинистого і рудного компонентів в найбільшому ступені роблять вплив на промивність сировини.

При сумісній промивки крупних і дрібних класів тривалість процесу визначається тривалістю промивки крупних класів, тому в ряді випадків класифікація матеріалу перед промивкою на вузькі класи раціональна. На промивку повинен поступати матеріал оптимальної крупності: зі збільшенням крупності руди погіршується якість процесу промивки, а зі зменшенням крупності – збільшується ступінь стирання рудних мінералів.

Продуктивність промивної машини в конкретних умовах визначається залежно від промивності руди, а також технологічних і конструктивних параметрів машини. Розрахунок продуктивності виконують двома методами:

- по витратам енергії на промивку 1 т матеріалу;
- по необхідному часу промивки матеріалу до заданої якості.

З двох отриманих результатів рекомендується приймати найменший.

Для розрахунку продуктивності промивної машини першим методом застосовується формула:

$$Q = N\eta / e, \text{ т/год}, \quad (5.3)$$

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); e – питомі витрати електроенергії на промивку матеріалу, кВт·год/т.

Для розрахунку продуктивності промивної машини другим методом застосовуються такі формули:

- для скрубера:
$$Q = 60W\varphi / t, \text{ т/год}, \quad (5.4)$$

де W – внутрішній об'єм барабана, м³; φ – коефіцієнт заповнення барабана матеріалом ($\varphi = 0,8 - 1$); t – необхідний час промивки матеріалу до заданої якості, хв.;

- для похилої коритної мийки з двома валами:

$$Q = 30\pi D^2 \phi Lk / t, \text{ т/год}, \quad (5.5)$$

де D – діаметр окружності, що описується лопатями, м; ϕ – коефіцієнт заповнення корита матеріалом ($\phi = 0,1 - 0,15$); L – довжина корита, м; k – коефіцієнт використання довжини корита ($k = 0,8 - 0,9$);

$$Q = 60m\pi R^2 \phi L / t, \text{ т/год}, \quad (5.6)$$

де m – кількість промивних ванн; R – радіус ванни, м; ϕ – коефіцієнт заповнення ванни матеріалом ($\phi = 0,6 - 0,7$); L – довжина ванни, м.

Частота обертання барабанів і валів промивних машин робить вплив на технологічні показники процесу промивки. Збільшення частоти обертання барабанів і валів сприяє підвищенню продуктивності машини і збільшенню виходу нерозмитої глини.

Частоту обертання барабана скрубера і скрубер-бутари можна визначити за формулою:

$$n = 28 / D^{-0,5}, \text{ хв}^{-1}, \quad (5.7)$$

де D – діаметр барабана, м.

Кут нахилу промивних машин визначає швидкість руху матеріалу по довж корита або барабана. Збільшення куту нахилу барабана приведе до збільшення продуктивності апарата і зменшення ступеня стирання рудних мінералів. Збільшення куту нахилу корита мийки приведе до протилежних результатів.

Збільшення висоти зливного порогу в промивних машинах приведе до зменшення крупності частинок, що виносяться зі зливом, і до збільшення ступеня стирання матеріалу.

Витрата води на промивку повинна бути оптимальною (2 - 6 м³/т). Недостатня витрата води, що подається в машину, приведе до підвищення густини пульпи, внаслідок чого в злив виносяться крупні зерна руди, а також підвищується вихід нерозмитої глини з митою рудою.

Підвищення *температури води* від 10 до 40°C сприяє збільшенню швидкості розмиву глини приблизно в два рази.

Сольовий склад води робить вплив на ефективність процесу промивки. Додаток реагентів (кальцинованої соди, рідкого скла та ін.) підвищує ефективність промивки і знижує час розмиву глини.

Вибір типу машини для промивки здійснюється залежно від категорії промивності, крупності матеріалу і необхідної продуктивності. Для грудкового матеріалу доцільно використовувати скрубери важкого типу, для середньопромивного крупністю до 150 мм – коритні мийки і вібраційні апарати, для матеріалів середньої крупності і легкопромивних – скрубери легкого типу і барабанні грохоти. Для дезинтеграції важкопромивних пісків варто вибирати апарати, що забезпечують тривале перебування в робочій зоні при інтенсивному механічному впливі.

Література до розділу 5: [1] с. 384-397; [2] с. 62-87; [3].

6. ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СЕРЕДОВИЩАХ

6.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОЦЕСУ

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

При статичній сепарації основною силою розділення мінеральних частинок є гравітаційна, а протидіючою – гідродинамічного опору. При динамічній сепарації основною силою розділення є відцентрова сила.

Як важкі середовища можуть бути використані розчини неорганічних солей, органічні рідини і важкі суспензії. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою зависі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400 – 4700 кг/м³, на рудозбагачувальних фабриках – гранульований або подрібнений феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м³, а також суміші магнетитового концентрату з феросиліцієм.

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

6.2. ВЛАСТИВОСТІ СУСПЕНЗІЙ

Суспензії, що використовуються при збагаченні корисних копалин розділяються на ньютонівські рідини і в'язкопластичні системи (рис. 6.1).

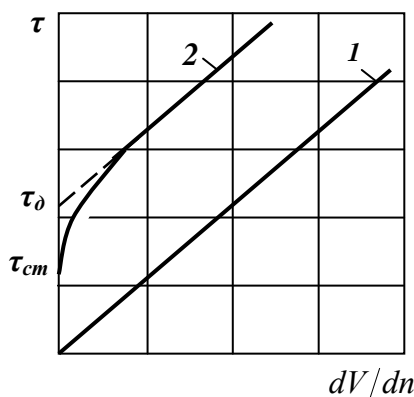


Рис. 6.1 – Залежність дотичного напруження зсуву τ від градієнта швидкості рідин dV/dn і колоїдних систем.

1 – ньютонівська рідина;
2 – в'язкопластичні системи.

Звичайні ньютонівські рідини (рис. 6.1, залежність 1) описуються законом Ньютона, у відповідності до якого напруження зсуву пропорційне градієнту швидкості:

$$\tau = \mu \cdot dV / dn, \text{ Па}, \quad (6.1)$$

де τ – напруження зсуву, Па; μ – динамічний коефіцієнт в'язкості, що залежить від температури і тиску, Па·с; dV/dn – градієнт швидкості, с⁻¹.

У цьому випадку кожне мале напруження зсуву створює градієнт швидкості, тобто приводить рідину у рух.

В'язкопластичні системи (рис. 6.1, залежність 2) володіють деяким статичним напруженням зсуву τ_{cm} , після подолання якого рідина починає текти. Для таких середовищ залежність між напруженням зсуву і градієнтом швидкості при достатньо великих швидкостях має лінійний характер і підкорюється закону Шведова–Бінгама:

$$\tau = \tau_0 + \mu^* \cdot dV / dn, \text{ Па}, \quad (6.2)$$

де τ_0 – динамічне напруження зсуву, Па; μ^* – коефіцієнт структурної або пластичної в'язкості, Па·с.

У в'язкопластичних (структурних) системах взаємодія частинок приводить до їх мимовільного зчеплення і створення безперервної структури. Динамічне напруження зсуву необхідне для руйнування структури в рухомому середовищі.

Важкі суспензії, що застосовуються в практиці збагачення корисних копалин, своїми властивостями наближаються або до ньютонівських рідин (**безструктурні суспензії**), або до в'язкопластичних середовищ (**структурні суспензії**). З технологічної точки зору структурні суспензії, що використовуються в практиці збагачення розділяють на три типи: **слабкоструктурні** ($\tau_0 \leq 3$ Па), **структурні** ($3 < \tau_0 \leq 8$ Па) і **сильноструктурні** ($\tau_0 > 8$ Па).

Густина суспензії розраховується за формулою (1.6), вона повинна бути вище густини легкої фракції і нижче густини важкої фракції. Звичайно об'ємний вміст обважнювача в робочих суспензіях не перевищує 40 %.

В'язкість суспензії збільшується зі зростанням об'ємної концентрації обважнювача і його дисперсності і не залежить від природи обважнювача і його густини. Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості середовища, яке не перевищує 0,007 Па·с. Для розрахунку в'язкості суспензій із вмістом твердої фази до 40 % найчастіше застосовують формулу Ванда (1.8).

Ступінь стійкості суспензії багато в чому визначає конструкцію збагачувального обладнання, режим і умови його роботи, точність розділення корисної копалини. Безструктурні суспензії, застосовувані найчастіше в практиці гравітаційного збагачення, є вкрай нестабільними системами.

6.3. РУХ ТІЛ В СУСПЕНЗІЯХ

Рух тіл в безструктурній суспензії є різновидом стисненого падіння їх в рідині з відповідними властивостями (густиною і в'язкістю). Швидкість падіння в суспензії крупних тіл достатньо великої густини ($Re^2 \varphi \geq 7 \cdot 10^7$ або $Re \geq 2 \cdot 10^4$) дорівнює їх швидкості падіння в рідині тієї ж густини і в'язкості. Швидкість

падіння може бути визначена за формулою Ньютона-Ріттингера (2.15) або за формулою Брайєна, Помієра і Базина:

$$V = 5,26 \sqrt{d(\delta - \Delta_c) / \Delta_c}, \text{ м/с}, \quad (6.4)$$

де d – діаметр частинки, м; δ, Δ_c – густина частинки і суспензії, кг/м³.

Для тіл, що характеризуються параметром $Re^2 \varphi < 7 \cdot 10^7$, суспензія не може розглядатись як рідина. Швидкість падіння таких тіл в суспензії менше швидкості їх падіння в рідині тієї ж густини і в'язкості. Швидкість падіння може бути визначена за методом Ляценка, за формулами (2.16), (2.17) або за формулою Шохіна:

$$V = (v_c / d) [(20,4 \cdot 10^{3c} + 2,95 \sqrt{Re^2 \varphi})^{0,5} - 4,52 \sqrt{10^{3c}}]^2, \text{ м/с}, \quad (6.5)$$

де v_c – кінематичний коефіцієнт в'язкості суспензії, м²/с; c – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

При спливанні в суспензіях тіл, густина яких близька до густини суспензії ($\delta - \Delta_c < 100$ кг/м³), на швидкість їх підйому діє вплив налипання частинок обважнювача, що приводить до збільшення їх маси, зменшення швидкості підйому й іноді навіть до зміни напрямку руху. При збільшенні швидкості руху суспензії інтенсивність осадження частинок обважнювача зменшується.

6.4. АПАРАТИ ДЛЯ ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СУСПЕНЗІЯХ

Важкосередовищне збагачення використовується для одержання кінцевих продуктів (при переробці вугілля) і для попереднього видалення пустої породи (при переробці руд). Конструкції важкосередовищних апаратів розрізняються за такими основними ознаками: за глибиною і формою ванни; за характером розділення матеріалу апарати; за характером переміщення потоку суспензії; за способом стабілізації суспензії; за числом продуктів збагачення; за способом розвантаження легкого продукту; за способом розвантаження важкого продукту; за способом відділення суспензії від продуктів збагачення.

Найбільше розповсюдження в практиці одержали для збагачення кам'яного вугілля крупністю понад 10 (13) мм і руд крупністю понад 3 - 5 мм сепаратори з гравітаційним полем – колісні, конусні, барабанні, для збагачення вугілля і руд меншої крупності – апарати з відцентровим полем – гідроциклони.

Колісні сепаратори (СКВ, СКВП, СКВД, СКВС) застосовують на вуглезбагачувальних фабриках для розділення крупних класів (13 – 300 мм). Вони можуть також використовуватися при збагаченні руд, особливо при крупному живленні і великій продуктивності збагачувальної фабрики.

Принцип дії колісного сепаратора (рис. 6.2) – розділення вугілля в суспензії проміжної густини.

При можливому виході легкого продукту більше 50 % продуктивність сепаратора:

$$Q = 100qB / \gamma_{лн}, \text{ т/год}, \quad (6.6)$$

де q – питома продуктивність сепаратора (табл. 6.3), т/год•м; B – ширина ванни, м; $\gamma_{лп}$ – можливий вихід легкого продукту, %.

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

$$Q = 0,06 w n z k \delta, \text{ т/год,} \quad (6.7)$$

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

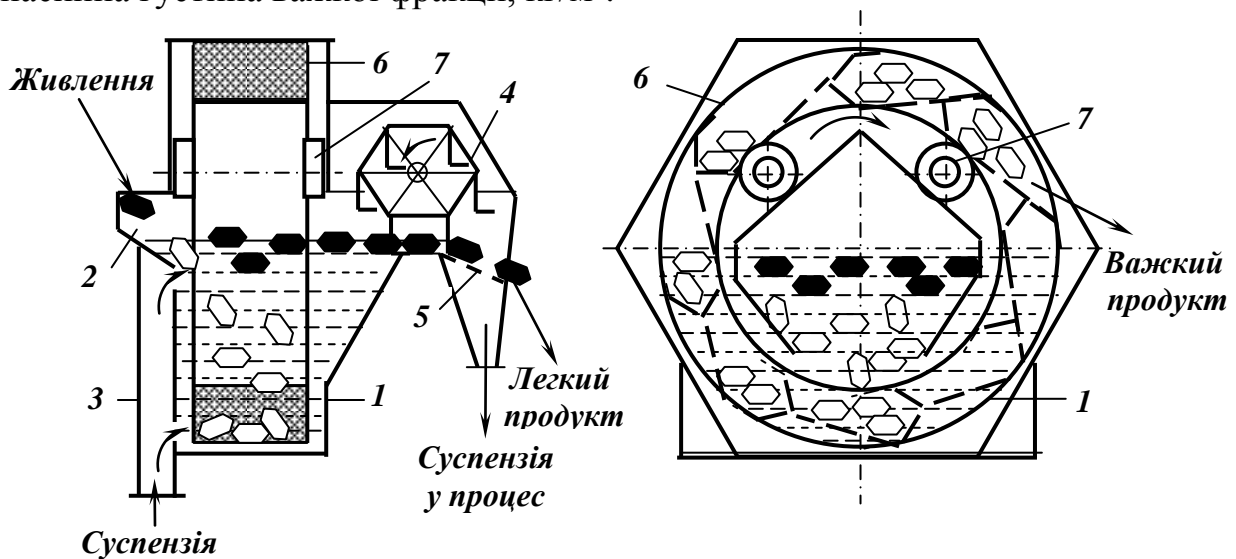


Рис. 6.2 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом.

1 – корпус; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтве сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – катки.

Сепаратор СКВ-32 має декілька модифікацій:

– модифікація СКВД-32 призначена для збагачення двох класів крупності (напр., 6 – 25 і +25 мм) у одному сепараторі, ванна цього сепаратора розділена на дві частини шириною 1,2 і 2 м, в ширшій частині збагачується дрібний клас, у вузьчій – крупний;

– модифікація СКВС-32 призначена для збагачення сланців крупністю до 500 мм, тому число ковшів в елеваторному колесі цього сепаратора зменшене до 6 (в інших 8);

– модифікація СКВП-32 з видовженою ванною має підвищену продуктивність при тих же габаритах і енерговитратах, крім того, ці сепаратори обладнані занурювачем, що сприяє підвищенню точності розділення матеріалу в сепараторі.

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

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найбільш високу точність розділення. Застосовують конусні сепаратори з внутрішнім і зовнішнім аероліфтом (рис. 6.3). Конусний сепаратор з внутрішнім аероліфтом більш

компактний, але менш економічний і зручний в експлуатації, ніж із зовнішнім аероліфтом.

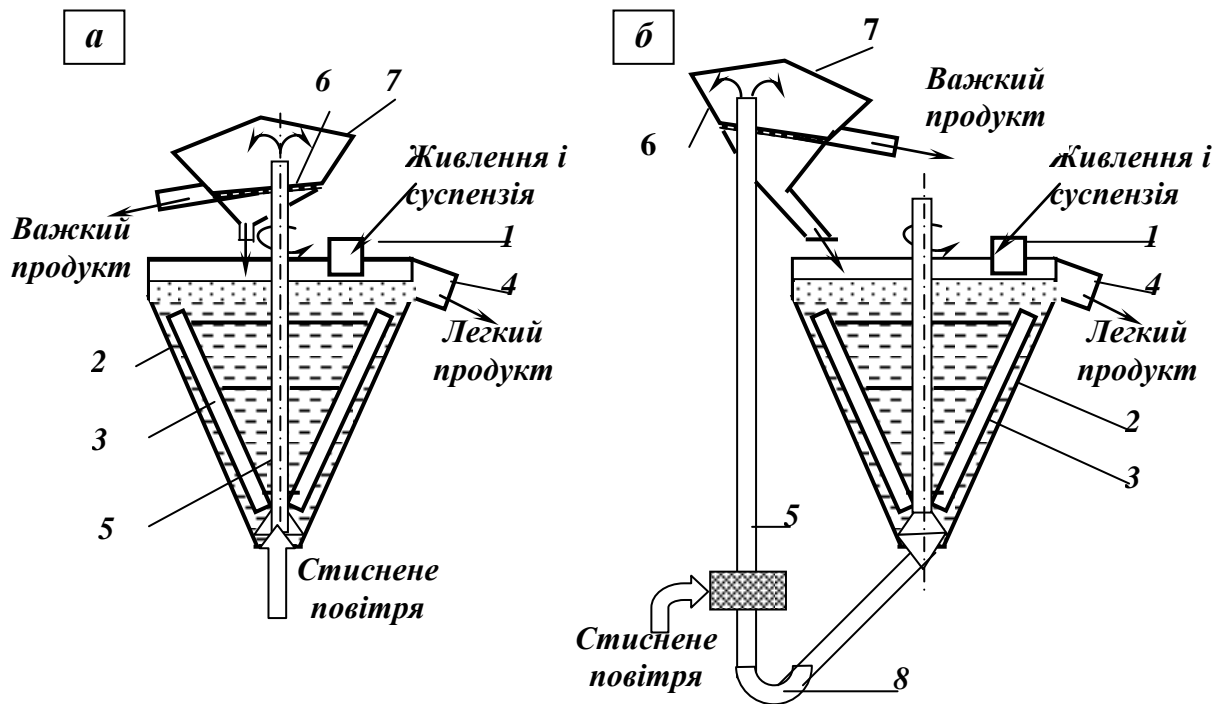


Рис. 6.3 – Схеми конусних сепараторів.

а – з внутрішнім аероліфтом; б – з зовнішнім аероліфтом.

1 – завантажувальний жолоб; 2 – корпус; 3 – мішалка; 4 – кільцевий жолоб; 5 – аероліфт; 6 – дренажне сито; 7 – деаераційна камера; 8 – коліно.

Принцип дії конусних сепараторів однаковий: вихідний матеріал разом із суспензією по завантажувальному жолобу надходить у сепаратор, де розділяється за густиною компонентів.

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

$$Q = qF = 0,8qD^2, \text{ т/год}, \quad (6.8)$$

де q – питома навантаження (табл. 6.5), т/год·м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

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

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 6.4 а) являє собою обертовий барабан 1, установлений на опорних катках 2. На внутрішній поверхні барабана закріплені перфоровані лопаті 3.

Вихідний матеріал разом із суспензією подається усередину барабана через отвір у передній торцевій стінці. Барабан, заповнений суспензією, служить ванною для розділення матеріалу за густиною.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 6.4 б) конструктивно від сепаратора з елеваторним розвантаженням відрізняється наявністю решітчастої

двозахідної спіралі 7 на внутрішній поверхні барабана. При обертанні барабана спіраль переміщає важкий продукт до розвантажувального кінця, де він розвантажувється із сепаратора лопатевим елеватором 8.

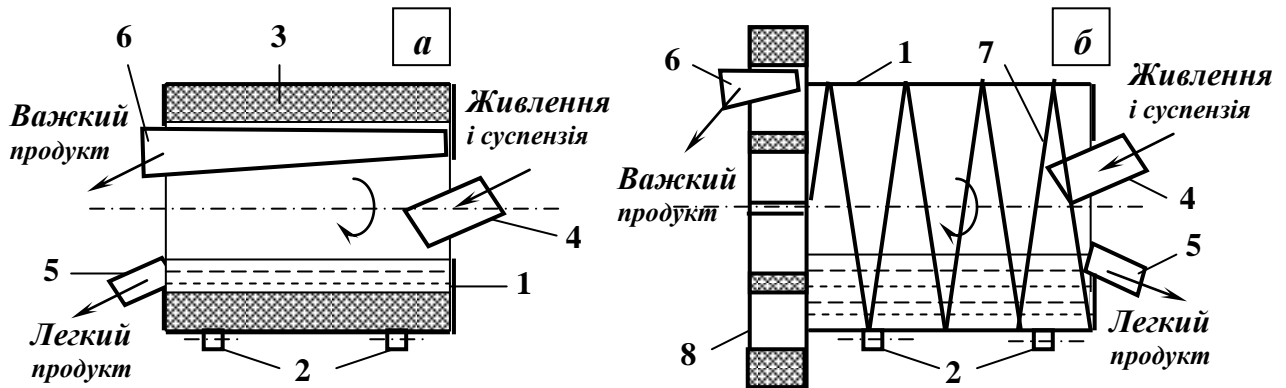


Рис. 6.4 – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів.

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

1 – барабан; 2 – опорні катки; 3 – перфоровані лопати; 4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту; 6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту; 7 – двозахідна спіраль; 8 – лопатний елеватор.

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

$$Q = qF \approx 0,6qD^2, \text{ т/ГОД}, \quad (6.9)$$

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

Суспензійні циклони (рис. 6.5) застосовують для збагачення важкозбагачуваного вугілля крупністю 0,5 – 25 мм і перезбагачення промпродуктів, а також для збагачення руд у діапазоні крупності 0,3 – 6 мм.

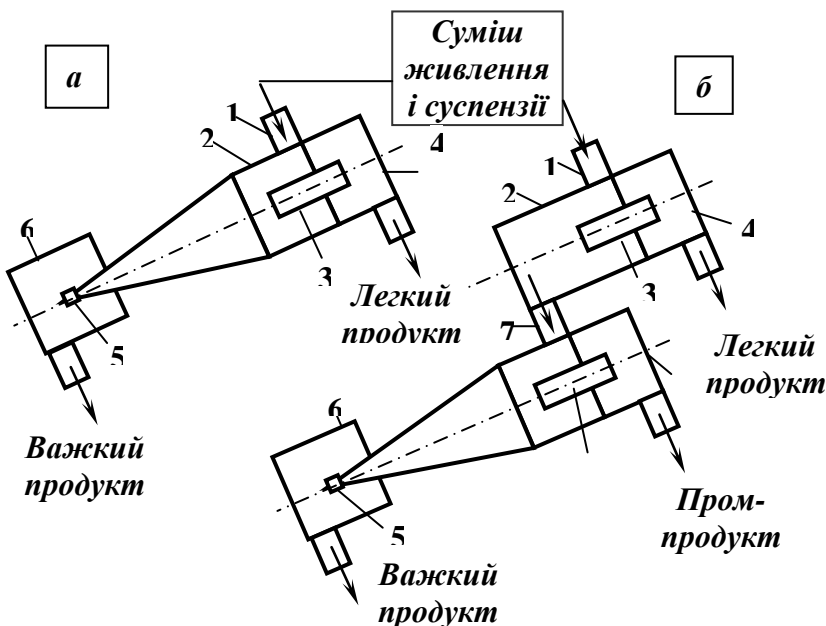


Рис. 6.5 – Схеми важкосередовищних гідроциклонів.

а – двопродуктового; б – трипродуктового.

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

Верхня межа крупності вугілля, збагачуваного в циклонах, складає 40 мм, нижня – 0,2 мм. Важкосередовищні гідроциклонні установки дозволяють виконувати розділення на два або три продукти. Принцип дії важкосередовищних гідроциклонів той же, що і класифікаційних (п. 4.4), але вони встановлюються не вертикально, а з нахилом вісі 15 – 30° до горизонту.

У **двопродуктовий важкосередовищний гідроциклон** (рис. 6.5 а) суміш вихідного матеріалу із суспензією під напором надходить по живильному патрубку, розташованому тангенціально до циліндричної завантажувальної камери. Розділення зерен матеріалу гідроциклоні здійснюється в радіальному напрямку залежно від їх густини.

Трипродуктовий важкосередовищний гідроциклон (рис. 6.5 б) дозволяє в єдиному потоці суспензії розділити матеріал на три продукти. Він являє собою апарат, що складається з циліндричної і циліндроконічної секцій, з'єднаних між собою перехідним патрубком.

Безнапірні гідроциклони (рис. 6.6) призначені для збагачення вугілля крупністю 0,25 – 35 мм, але вони можуть бути застосовані й для збагачення руд. Безнапірний гідроциклон являє собою циліндричну ємність 1 з двома тангенціальними 2 і 3 і двома осьовими 4 і 5 патрубками. Вісь циклона нахилена під кутом 15 – 45° до горизонту. Вихідний матеріал і суспензія подаються в апарат окремо

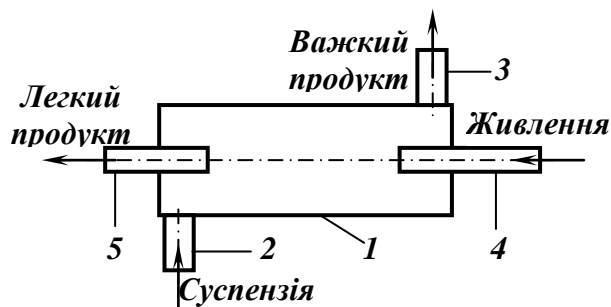


Рис. 6.6 – Схема безнапірного гідроциклону.

1 – циліндричний корпус; 2 – суспензійний патрубок; 3 – патрубок розвантаження важкого продукту; 4 – патрубок завантаження живлення; 5 – патрубок розвантаження легкого продукту.

Вихрові гідроциклони (рис. 6.7) призначені для важкосередовищного збагачення руд крупністю до 40 мм.

Вихровий гідроциклон від звичайного відрізняється тим, що його циліндрична частина 2 розташована знизу, а конічна 3 – зверху. Особливістю вихрового гідроциклонна являється наявність повітряної трубки 6, в результаті чого тиск в повітряному стовпі залишається постійним і рівним атмосферному ($P_{атм} = 0,1$ МПа).

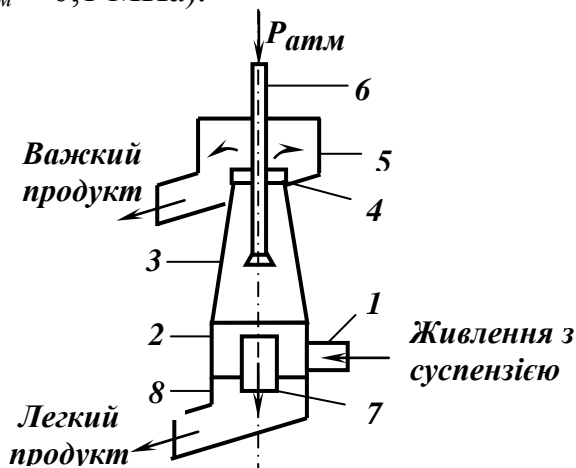


Рис. 6.7 – Схема вихрового гідроциклонна.

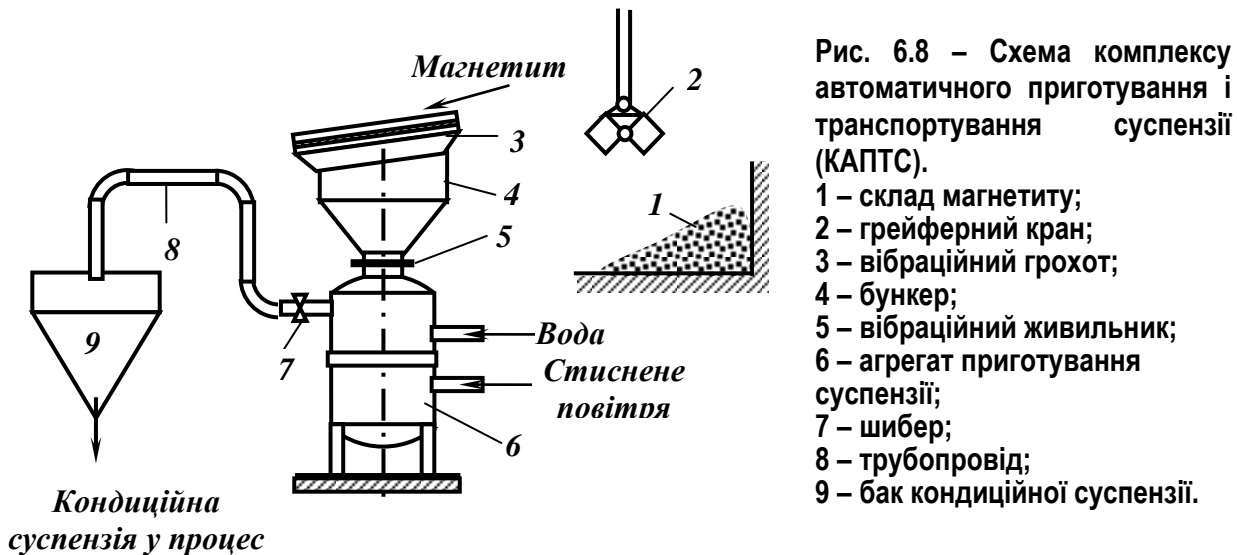
1 – живильний патрубок;
2 – циліндрична частина;
3 – конічна частина;
4 – пілова насадка;
5, 8 – приймальні камери;
6 – повітряна трубка;
7 – зливний патрубок.

Розміщення піскової насадки у верхній частині дозволяє збільшити її діаметр в 1,5 – 2 рази, а отже збільшити крупність збагачуваного матеріалу.

Продуктивність кожного ступеня суспензійних циклонів по вихідному живленню визначається за формулою (4.13).

6.5. ПРИГОТУВАННЯ І РЕГЕНЕРАЦІЯ СУСПЕНЗІЇ

Приготування суспензії виконується за допомогою комплексу КАПТС (комплекс автоматичного приготування і транспортування суспензії). Комплекс КАПТС (рис. 6.8) дозволяє приготувати магнетитові суспензії густиною до 2100 кг/м^3 , подавати її на висоту до 25 м при продуктивності $1,5 \text{ м}^3/\text{год}$. Друга модифікація комплексу – КАПТ-2С призначена для приготування суспензії із двокомпонентного обважнювача: феросиліцію і магнетиту з густиною до 2900 кг/м^3 .



Робоча (кондиційна) суспензія за своїми властивостями (густина, в'язкість, стійкість) відповідає вимогам процесу важкосередовищної сепарації. Але при відмивці обважнювача утворюється значний об'єм **некондиційної (розрідженої) суспензії**, яка цим вимогам не відповідає. Некондиційну суспензію направляють на регенерацію.

Регенерація некондиційної суспензії в процесі важкосередовищного збагачення призначена для відновлення густини робочого середовища, вилучення магнетиту з промивних вод, а також для очищення суспензії від шламу. Найбільш поширеним способом регенерації магнетитової (феросиліцевої) суспензії є магнітна сепарація. Розрізняють одностадійну, двостадійну, комбіновану і роздільну схеми регенерації суспензії.

Одностадійна схема регенерації суспензії (рис. 6.9) застосовується при важкосередовищному збагаченні крупного вугілля, якщо він має невисокий вміст шламу (до 150 кг/м^3) і не містить глинистої породи, яка розмокає в суспензії. Вміст твердої фази в суспензії не повинен перевищувати 300 кг/м^3 .

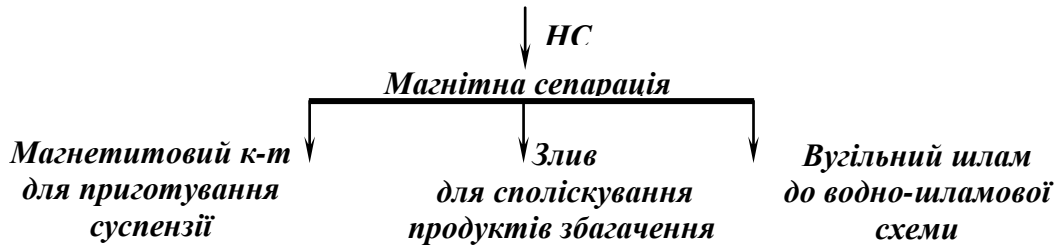


Рис. 6.9 – Одностадійна схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Двостадійну схему регенерації суспензії (рис. 6.10) застосовують при важкосередовищному збагаченні дрібного вугілля. Ця схема може бути також використана при збагаченні крупного вугілля, який містить глинисту породу і шлами (більше 150 кг/м^3), при цьому вміст твердої фази у суспензії, що надходить на регенерацію, перевищує 300 кг/м^3 .

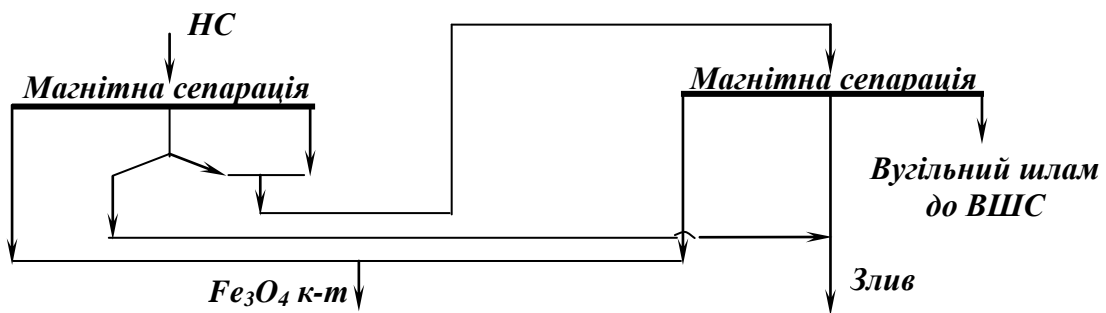


Рис. 6.10 – Двостадійна схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Комбінована схема регенерації суспензії (рис. 6.11) застосовується в тих же випадках, що і пряма двостадійна. Однак при збагаченні дрібного вугілля більш прийнятна двостадійна схема регенерації, а при збагаченні крупного вугілля за високою густиною розділення у випадку вмісту в некондиційній суспензії понад 150 кг/м^3 шламу віддають перевагу комбінованій схемі регенерації.

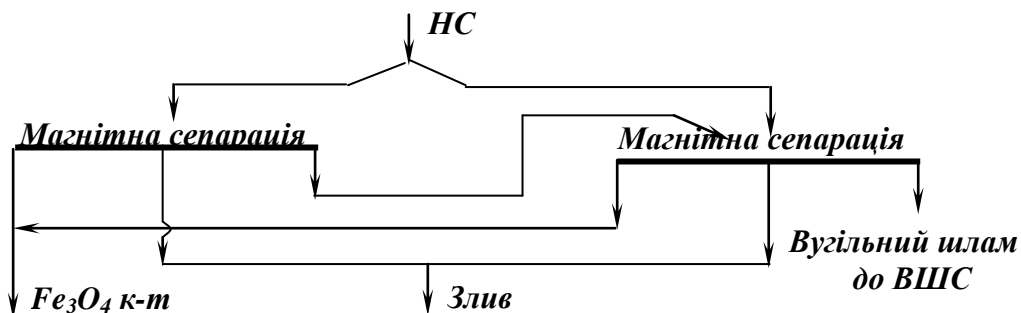


Рис. 6.11 – Комбінована схема магнітної регенерації некондиційної магнетитової суспензії.

Схема роздільної регенерації (рис. 6.12) передбачає подачу отриманої після відмивання обважнювача на грохотах некондиційної суспензії в окремі магнітні сепаратори. Немагнітний продукт і зливи магнітних сепараторів класифікують по граничному зерну $0,2 \text{ мм}$ в окремих класифікаційних

гідроциклонах. Зернисті згущені продукти додають до відповідних продуктів флотації і зневоднюють разом з ними. Злив гідроциклонів або направляється на споліскування відповідних продуктів збагачення, або об'єднується і направляється на флотацію.

Схема роздільної регенерації суспензії застосовується тільки при важкосередовищному збагаченні дрібного кам'яного вугілля і антрацитів у гідроциклонах.

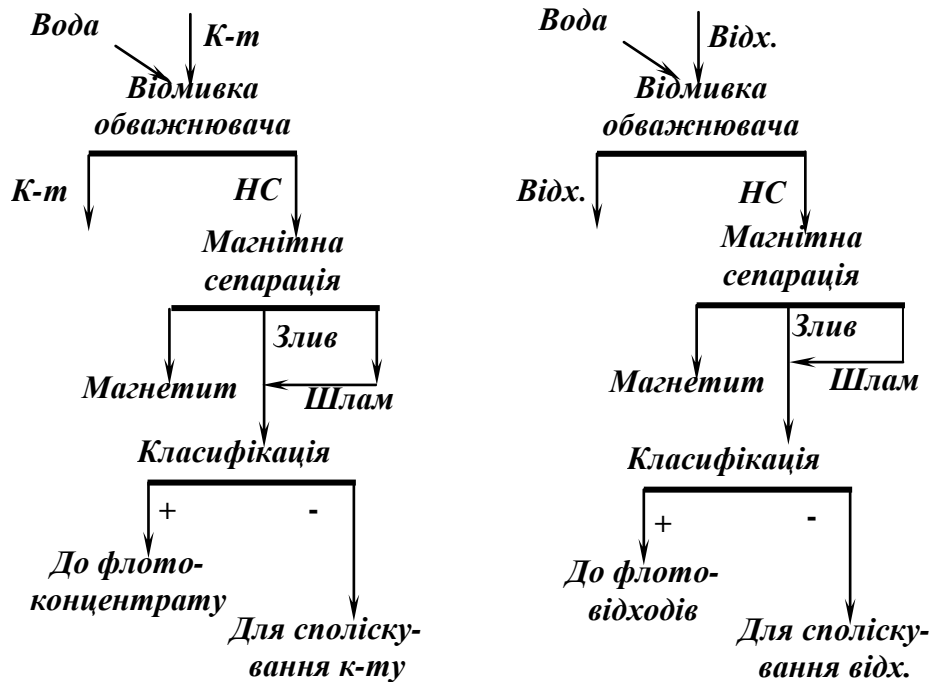


Рис. 6.12 – Схема роздільної регенерації некондиційної суспензії.

При роздільній регенерації суспензії допускається підвищений вміст шламу крупністю 0 - 0,5 мм у збагачуваному матеріалі до 10 % (замість звичайних 3 - 5 %).

6.6. ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ У ВАЖКИХ СУСПЕНЗІЯХ

Технологічна ефективність збагачення у важких суспензіях залежить як від властивостей збагачуваного матеріалу і суспензії, так і від конструктивних особливостей застосованих важкосередовищних апаратів. Основні фактори, що впливають на результати важкосередовищного збагачення такі.

Підготовка матеріалу до збагачення складається з операцій, що забезпечують верхню межу крупності для даного апарата, а також максимальне відділення шламу.

Гранулометричний склад збагачуваного матеріалу характеризується верхньою і нижньою межами крупності. При збагаченні крупного машинного класу верхня межа крупності, як правило, не перевищує 200 мм (допускається 300 мм). Вміст шламу у крупному машинному класі повинен бути не більше 1,5 %. При збагаченні дрібного машинного класу верхню межу крупності приймають 13 або 25 мм, в окремих випадках допускається 40 мм.

Фракційний склад збагачуваного матеріалу визначає збагачуваність матеріалу. Фракційний склад матеріалу на точність розділення не впливає, але від нього залежить якість продуктів збагачення.

Навантаження на сепаратор за вихідним матеріалом повинно бути рівномірним. При нормальних умовах роботи (коли сепаратор не перевантажений) навантаження за вихідним матеріалом не впливає на ефективність важкосередовищного збагачення.

Гранулометричний склад обважнювача залежить від типу застосованого важкосередовищного апарата. Суспензії з необхідними реологічними властивостями (густина, в'язкість, стійкість) одержують з використанням обважнювачів (магнетит, феросиліцій), які містять 92 – 96 % класу – 0,074 мм.

Витрати суспензії при збагаченні крупного машинного класу у важкосередовищних сепараторах складають 0,8 – 1 м³/т, при збагаченні дрібного машинного класу у важкосередовищних циклонах – в 3 – 4 рази більше.

Витрати води на відмивку обважнювача від крупних продуктів складають 0,7 – 1,1 м³/т, при відмивці обважнювача від дрібних продуктів витрати води складають 1,7 – 2,5 м³/т.

Втрати обважнювача при збагаченні крупного класу складають 0,5 – 0,9 кг/т, при збагаченні дрібного класу – 1,0 – 1,7 кг/т.

Діаметр насадок і тиск на вході при збагаченні в важкосередовищних циклонах пропорційно впливає на продуктивність апарата. .

Важкосередовищна сепарація застосовується як один з основних способів збагачення вугілля. В практиці збагачення інших корисних копалин вона частіше використовується для попереднього відділення породних мінералів перед основними процесами збагачення.

Література до розділу 6: [1] с. 22, 70 – 86, 130 – 167, [2] с. 88 - 116

7. ВІДСАДКА

7.1. ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПРОЦЕСУ ВІДСАДКИ

Відсадкою називають процес розділення суміші мінеральних частинок за густиною в турбулентному вертикальному пульсуючому потоці води або повітря знакоперемінної швидкості з заданими амплітудою і частотою.

Відсадка застосовується для крупно- і середньовкраплених рудних і нерудних корисних копалин, у яких корисні мінерали відрізняються від супутніх їм породних за густиною. Крупність руд, збагачуваних відсадкою, складає від 0,2 до 60 мм, вугілля – від 0,5 до 150 мм, антрацитів – від 0,5 до 250 мм.

Процес відсаджень здійснюється в відсаджувальних машинах, де вихідний матеріал у результаті багаторазової періодичної дії висхідних і спадних струменів середовища розділяється на продукти різної густини. У нижньому шарі концентруються частинки більшої густини, у верхньому – меншої.

Шар матеріалу, який концентрується на решеті називають **постіллю**. Вона може бути **природною (натуральною)**, тобто складається з зерен сировини, яка збагачується, або **штучною**, тобто такою, яка створюється з іншого більш важкого продукту, що не міститься у вихідній сировині (польовий шпат, магнетит, металевий дріб тощо). Постіль є своєрідним фільтруючим шаром – вона пропускає важкі зерна і затримує легкі.

Теоретичні уявлення про механізм розділення корисних копалин у відсаджувальних машинах носить характер гіпотез; основних гіпотез чотири: швидкісна, суспензійна, енергетична і статистична.

Швидкісна гіпотеза оснований на функціональній залежності швидкості падіння окремого зерна в стиснених умовах від його розміру, форми, густини і т.д. Відповідно до швидкісної гіпотези з урахуванням маси частинки ($m = \pi d^3 \delta / 6$) і сил (ваги і опору середовища), що діють при її русі, прискорення частинки визначається як

$$a = \frac{dV}{dt} = \frac{\delta - \Delta}{\delta} \cdot g \pm \frac{6\psi_{cm}}{\pi d \delta} \cdot (u \pm V)^2 \Delta, \text{ м/с.} \quad (7.1)$$

З рівняння (6.1) видно, що прискорення частинки змінне і залежить від її густини, розміру і швидкості.

Суспензійна гіпотеза уподібнює розділення зерен в відсаджувальній машині розшаруванню за густиною в мінеральній суспензії.

$$\Delta_c = \Theta \Delta + (1 - \Theta) \delta, \text{ кг/м}^3. \quad (7.2)$$

Гіпотеза справедлива лише в окремі моменти процесу, що виникають при розшаруванні тонкого матеріалу.

Енергетична гіпотеза розглядає постіль як замкнену механічну систему, що знаходиться в нестійкій рівновазі в полі сили тяжіння, і яка прагне перейти до більш стійкого стану з мінімумом потенційної енергії (рис. 6.1).

Розділення матеріалу за густиною відбувається за рахунок внутрішньої енергії суміші, що ще не розшарувалась. Така система має деякий запас потенційної енергії E_1 :

$$E_1 = (G_1 + G_2) \cdot \frac{h_1 + h_2}{2}, \text{ Дж}, \quad (7.3)$$

де h_1 і h_2 – висота стовпа постелі, м; Θ – коефіцієнт розпушення.

Запас потенційної енергії системи після розшарування складе:

$$E_2 = G_1 \left(\frac{h_1}{2} + h_2 \right) + G_2 \frac{h_2}{2}, \text{ Дж}. \quad (7.4)$$

Тому що $\delta_2 > \delta_1$, різниця між потенційними енергіями двох станів системи $\Delta E > 0$:

$$\Delta E = \frac{1}{2} (G_2 h_1 - G_1 h_2) = (1 - \Theta) \frac{F h_1 h_2 g}{2} (\delta_2 - \delta_1), \text{ Дж}. \quad (7.5)$$

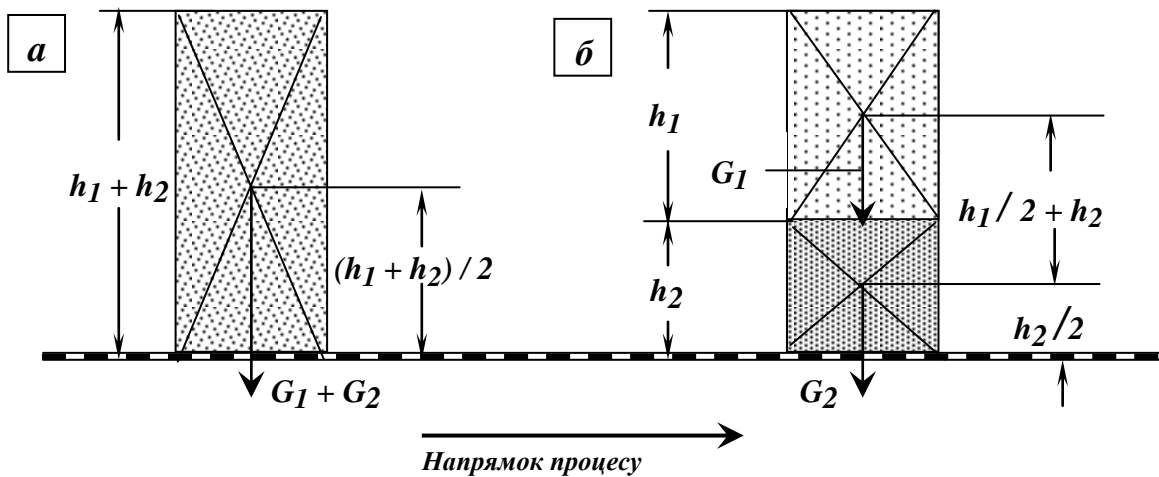


Рис. 7.1 – Стан суміші частинок в постелі відсаджувальної машини.
а – до розшарування; б – після розшарування.

Відповідно до другого закону термодинаміки всяка система прагне перейти в положення з мінімумом потенційної енергії.

Статистична гіпотеза описує відсадження як масовий процес з імовірнісним характером переміщення частинок різної крупності і густини як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямках при їх русі до місць розвантаження з машини.

Кількість фракцій, що виділились у відповідний продукт за одиницю часу, пропорційна кількості тих же фракцій в вихідному матеріалі:

$$\gamma_{np}^{фр} = \gamma_{вих}^{фр} (1 - e^{-kt}), \%, \quad (7.6)$$

де $\gamma_{вих}^{фр}, \gamma_{пр}^{фр}$ – вміст фракцій, що виділяються, в вихідному матеріалі і в відповідному продукті, %; λ – тривалість відсадження, с; λ – коефіцієнт пропорційності, що характеризує питому швидкість виділення фракцій, c^{-1} .

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

7.2. ЦИКЛИ ВІДСАДКИ

Під *циклом* відсадки розуміють характерні зміни переміщення середовища в постелі відсаджувальної машини у вертикальному напрямку протягом одного періоду коливань. Графічно цикл відсадки представляє собою залежність швидкості руху води і зерен збагачуваного матеріалу від часу. Цикл складається з трьох елементів: підйом, пауза і опускання середовища, але наявність всіх елементів не обов'язкова. Розрізняють **симетричний** (синусоїдальний) і **асиметричні** (Майєра, Берда, Томаса) **цикли відсадки** (рис. 7.2).

При *гармонічному циклі* (7.2 а) переміщення середовища і зміна його швидкості за часом визначаються за формулами:

$$S = 0,5l(1 - \cos \omega t), \quad (7.7)$$

$$u = 0,5l\omega \sin \omega t, \quad (7.8)$$

де S – переміщення середовища, що відраховується від крайнього нижнього положення, м; u – швидкість потоку середовища, м/с; l – амплітуда коливань середовища, м; ω – частота коливань середовища, c^{-1} :

$$\omega = \pi n / 30, \quad (7.9)$$

n – число коливань середовища, $хв^{-1}$; t – час від початку циклу, с.

Гармонічний (синусоїдальний, прямий) цикл характеризується однаковістю швидкостей висхідного і низхідного потоків і однаковою тривалістю їх дії. Гармонічний цикл використовується в діафрагмових і поршневих відсаджувальних машинах.

В повітряно-пульсаційних відсаджувальних машинах застосовуються асиметричні цикли, з яких найбільше розповсюджені цикли Майєра, Берда і Томаса.

Цикл Майєра (рис. 7.2 б) характеризується короткочасною дією висхідного і низхідного потоків і тривалою паузою. При цьому швидкості висхідного і низхідного потоків, а також тривалість їх дії однакові. Процес відсадження матеріалу (розшарування за густиною) в основному і протікає під час паузи.

Цикл Берда (рис. 7.2 в) характеризується короткочасною, але інтенсивною дією висхідного потоку в порівнянні з низхідним. Процес

відсадження розпушеного матеріалу здійснюється в спокійному низхідному потоці.

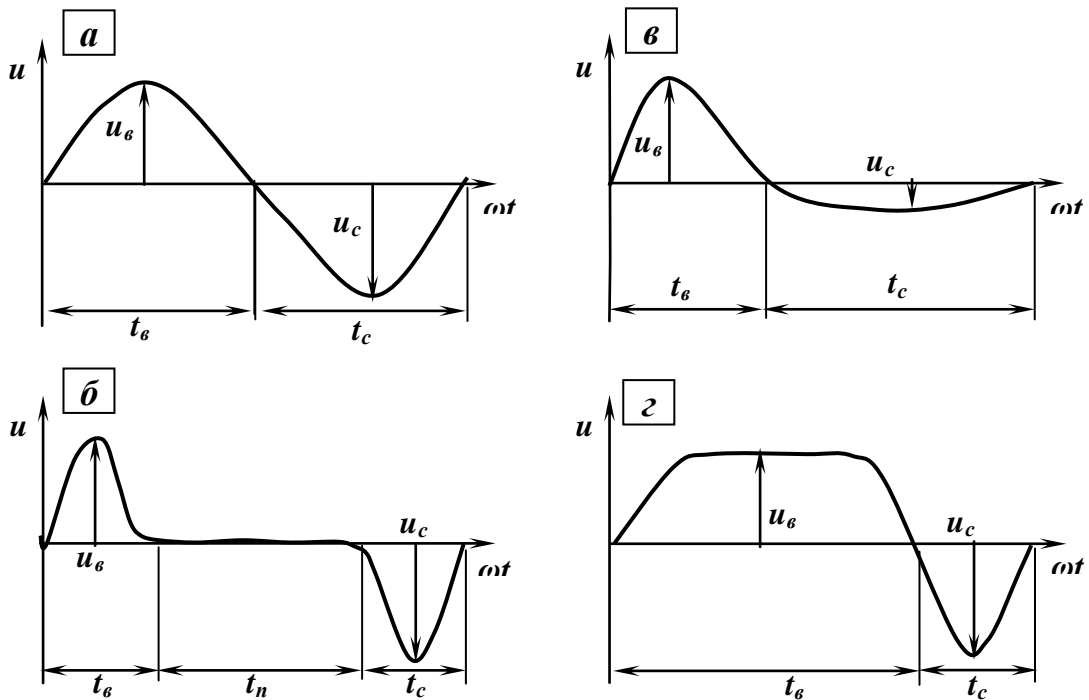


Рис. 7.2 – Цикли відсадки.

а – гармонічний; б – цикл Майєра; в – цикл Берда; г – цикл Томаса.

Цикл Томаса (рис. 7.2 г) характеризується значною тривалістю, але малою інтенсивністю дії висхідного потоку в порівнянні з низхідним. Процес відсадження розпушеного матеріалу здійснюється в спокійному висхідному потоці.

Організація циклу відсадки має метою створення оптимального режиму руху води, що сприяє розшаруванню матеріалу за густиною.

7.3. ЗАКОНОМІРНОСТІ РОЗДІЛЕННЯ МАТЕРІАЛУ В ПРОЦЕСІ ВІДСАДЖУВАННЯ

Необхідною умовою розділення матеріалу за густиною в процесі відсаджування є повторювані у кожному циклі підйом і розпушування постелі. Розпушеність постелі (або окремого її шару) характеризують коефіцієнтом розпушення:

$$\Theta = W_p / (W_p + W_m), \quad (7.10)$$

де W_p, W_m – об'єм рідини і твердого в постелі (окремому шарі).

Середнє значення коефіцієнта розпушення постелі в деякий момент циклу визначається формулою:

$$\Theta = \Theta_0 + \frac{1 - \Theta_0}{1 + h_0 / (S_e - S_n)}, \quad (7.11)$$

де Θ_0 – коефіцієнт розпушення постелі в зімкненому стані; h_0 – висота постелі в зімкненому стані, м; S_g, S_n – переміщення верхнього і нижнього шарів постелі відносно решета, м.

Розділення частинок по вертикалі супроводжується їх горизонтальним переміщенням, при цьому однорідні частинки розташовуються не горизонтальними шарами, а мають вигляд віяла з нахилом променів в бік розвантаження продуктів розділення (рис. 7.3).

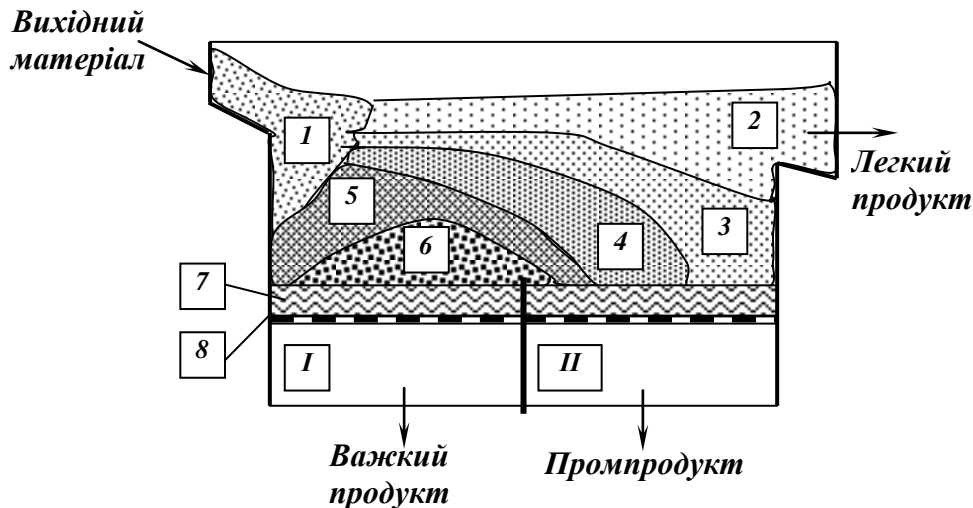


Рис. 7.3 - Розділ продуктів у відсаджувальній машині.

I, II – відділення відсаджувальної машини;

1 – вихідний матеріал; 2 – легкі фракції; 3 – легкі зростки; 4 – зростки; 5 – важкі зростки; 6 – важкі фракції; 7 – постіль; 8 – решето.

Швидкість проходження мінеральних зерен крізь постіль залежить від багатьох факторів: відмінності в густині і розмірах зерен живлення і постелі, висоти постелі, її густини, форми частинок та ін.:

$$V = kq / (\delta_g S \Theta_{cp}), \text{ м/с}, \quad (6.12)$$

де V – швидкість проходження матеріалу крізь постіль, м/с; q – кількість матеріалу, що проходить крізь постіль за одиницю часу, кг/с; δ_g – густина важких частинок, що проходять крізь постіль, кг/м³; S – площа поперечного перетину постелі, м²; Θ_{cp} – середній коефіцієнт розпушення постелі; k – коефіцієнт, який враховує інші фактори, зокрема гранулометричний склад штучної постелі, особливо її верхнього шару, який контактує з відсаджуваним матеріалом.

7.4. ВІДСАДЖУВАЛЬНІ МАШИНИ

На збагачувальних фабриках найбільш широке використання повітряно-пульсаційні (безпоршневі) і діафрагмові відсаджувальні машини.

Принцип дії відсаджувальних машин полягає в наступному. Вихідний матеріал подається на решето разом з водою, що транспортує його уздовж машини, і розподіляється на решеті рівномірним шаром. Через отвори в решеті від пульсаторів створюються перемінні за швидкістю і напрямком висхідно-низхідні потоки води. У період дії висхідного потоку постіль розпушується, при цьому легкі зерна, швидкість падіння яких менша швидкості висхідних потоків, рухаються разом з водою вгору, а важкі зерна лише зважуються у воді. Під дією низхідних потоків постіль згруповується, при цьому важкі зерна водяним потоком захоплюються вниз з більшою швидкістю, ніж легкі. У результаті багаторазових впливів висхідно-низхідних потоків матеріал розшаровується: легкі мінерали висхідними потоками виносяться у верхні шари, а важкі під дією сили ваги, переборюючи опір середовища, концентруються в нижніх шарах. За рахунок подовжнього потоку транспортної води матеріал переміщається уздовж машини до розвантажувального кінця решета, де відбувається пошарове вивантаження продуктів збагачення.

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

7.4.1. Повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини

На фабриках високої і середньої виробничої потужності рекомендується установка *повітряно-пульсаційних (безпоршневих) відсаджувальних машин*, що мають велику площу решіт і відповідно високу одиничну продуктивність. Ці машини застосовують для відсаження кам'яного вугілля, крупно- і середньовкраплених олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів.

Відсаджувальні машини для збагачення вугілля

При збагаченні вугілля повітряно-пульсаційні відсаджувальні машини витиснули машини інших конструкцій. Для збагачення коксівного і енергетичного вугілля використовуються відсаджувальні машини МО-208-1, МО-312-1, МО-318-1, МО-424-1 і МО-636-1, а для збагачення антрацитів – машини ОМА-8 і ОМА-10.

Безпоршнева відсаджувальна машина типу МО (рис. 7.4) складається з двох або трьох відділень, кожне з яких розділене на секції з повітряними камерами 4, розташованими під щільними решетами 2.

Наприкінці кожного відділення є розвантажувальна камера 5, у верхній частині якої встановлений шибер 8 для регулювання висоти порога перед наступним відділенням.

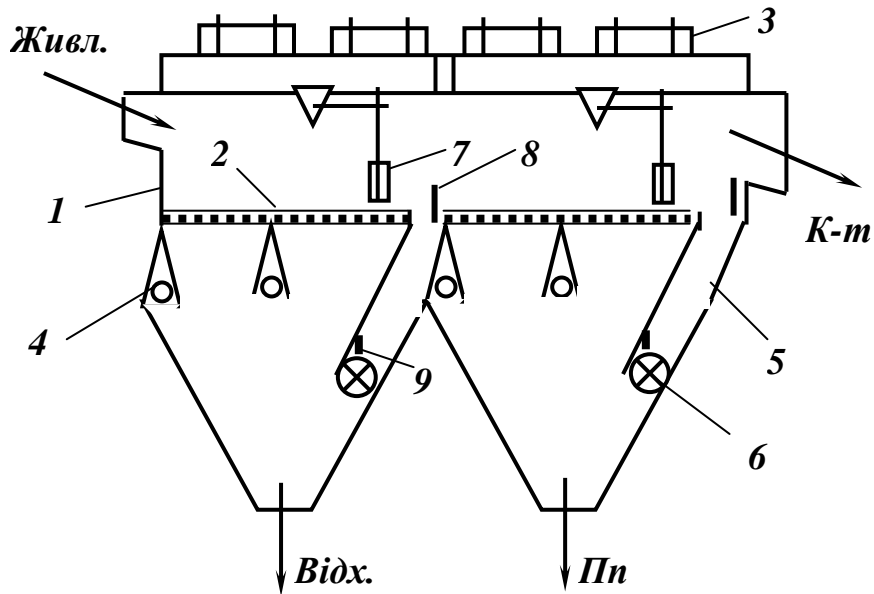


Рис. 7.4 - Схема відсаджувальної машини типу МО.

1 – корпус; 2 – решето; 3 – пульсатор; 4 – повітряна камера; 5 – розвантажувальна камера; 6 – роторний розвантажувач; 7 – поплашковий регулятор; 8, 9 – шибери.

У нижній частині розвантажувальної камери 5 знаходиться роторний розвантажувач 6 із шибером 9, що призначений для регулювання розміру щілини перед розвантажником у залежності від крупності матеріалу, який вивантажується. На бічній частині машини розташовані повітряні колектори. Кожен колектор укомплектований двома пульсаторами 3 клапанного (або роторного) типу. Поруч на бічній стінці змонтований водяний колектор, з якого в машину подається підрешітна вода, витрати останньої регулюються шиберами.

Регулювання процесу вивантаження важких фракцій здійснюють спеціальною системою автоматичного регулювання (САР) за висотою шару важкої фракції, яка контролюється поплашковим датчиком 7. Регулятор рівня збільшуючи, або зменшуючи швидкість вивантаження важких фракцій, забезпечує стабільне задане значення висоти шару важкої фракції на ситі, що у свою чергу є фактором стабілізації гідродинамічного режиму відсадки.

Відсаджувальні машини типу ОМА двоступінчасті і на відміну від машин МО для збільшення амплітуди пульсацій мають повітряні камери збільшеної ємності. Вони призначені для збагачення антрацитів з верхньою межею крупності до 250 мм при густині розділення до 2000 кг/м³. При збагаченні антрацитів відсаджувальні машини типу ОМА розділення матеріалу здійснюється на два кінцевих продукти – концентрат і відходи. Розвантаження важких продуктів здійснюється за допомогою секторного розвантажувача. Інших відмінностей машин ОМА від машин МО немає.

Відсаджувальна машина типу МОШ двоступінчаста і призначена для збагачення крупнозернистого шламу різних марок вугілля з виділенням двох

(на енергетичному вугіллі) або трюх (на коксівному вугіллі) продуктів. Машина МОШ може використовуватись з природною і штучною постіллю. Розвантаження важких продуктів здійснюється пристроями спеціальної конструкції.

Машина МОШ може використовуватись також при збагаченні руд.

Основні вузли відсаджувальних машин типу МО і ОМА

Завантажувально-знешламлювальні пристрої призначені для відділення надлишкової води і шламу, а також зниження швидкості надходження матеріалу у відсаджувальну машину і рівномірного його розподілення по ширині решета. Як завантажувально-знешламлювальні пристрої відсаджувальних машин застосовують дугові або конусні грохоти.

Пульсатори. У відсаджувальних машинах пульсації з заданими параметрами циклу відсадки створюються роторними (рис. 7.5) або клапанними (рис. 7.6) пульсаторами.

Роторний пульсатор (рис. 7.5) складається з корпусу 1 з торцевими кришками 4 і вала 5, на якому жорстко закріплені два стакани – впускний 2 і випускний 3. Відкриття і закриття впускного і випускного вікон, а також зміна площі їх перетину досягається обертанням валу.

В корпусі пульсатора є канал 7 для впуску повітря в машину і випуску в атмосферу через вихлопне вікно 6. Витрати стисненого повітря, що надходить з ресивера, регулюється дросельною заслінкою 8. При обертанні вала стаканом 2 періодично перекривається впуск повітря в пульсатор через вікно 9, а стаканом 3 – його випуск в атмосферу через вихлопне вікно 6.

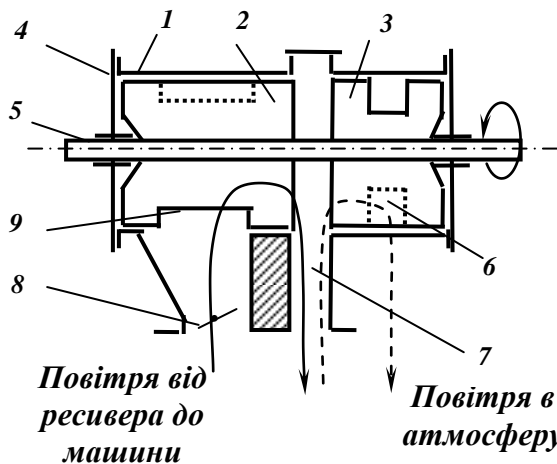


Рис. 7.5 – Схема роторного пульсатора.

1 – корпус; 2 – впускний стакан;
3 – випускний стакан; 4 – торцева кришка; 5 – вал; 6 – вихлопне вікно;
7 – канал; 8 – дросельна заслінка;
9 – впускне вікно.

Роторні пульсатори мають жорстко задані, нерегульовані параметри режиму відсадження, що не дозволяє оперативно змінювати частоту пульсацій, тривалість впуску і випуску повітря для регулювання відсаджувальної машини при зміні характеристики збагачуваного матеріалу.

Ці недоліки усунуті в **клапанних пульсаторах** (рис. 7.6), які забезпечують зміну частоти пульсацій від 30 до 80 хв⁻¹ і дозволяють одержувати різні цикли відсадження. Завдяки більшому прохідному перетину клапанні пульсатори забезпечують збільшені витрати повітря, що подається в машину за один цикл.

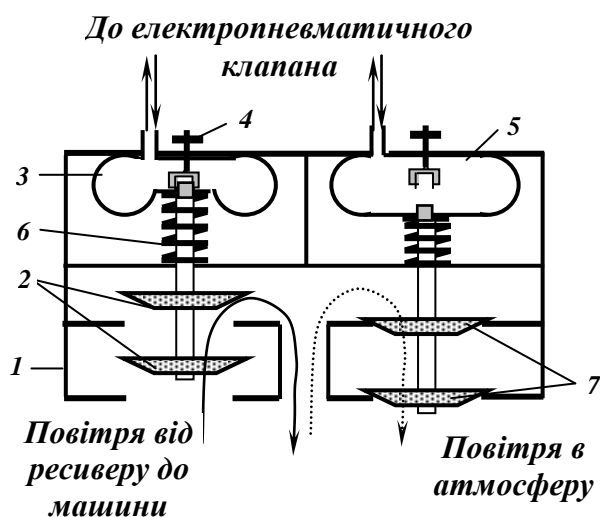


Рис. 7.6 – Схема клапанного пульсатора.

- 1 – корпус;
- 2 – впускний клапан;
- 3, 5 – пневмобалони;
- 4 – регулювальний гвинт;
- 6 – пружина;
- 7 – випускний клапан.

Клапанний пульсатор складається з впускного 2 і випускного 7 клапанів, що змонтовані у спільному корпусі 1. Шток кожної пари клапанів 2 і 7 з'єднаний з пневмобалонами 3 і 5. Клапани закривають отвори за допомогою стисненого повітря, у вихідне положення клапани повертаються під дією пружини 6. Хід клапанів регулюється гвинтами 4.

Режим впуску і випуску повітря задається електропневматичною системою управління, яка можливості управління коливальним режимом відсаджувальної машини.

Регулювання розвантаження важких продуктів з відсаджувальних машин здійснюється автоматичними регуляторами рівня електричного і пневматичного типів.

Автоматичний регулятор рівня електричної дії типу АРУ (рис. 7.7) застосовується у відсаджувальних машинах типу МО.

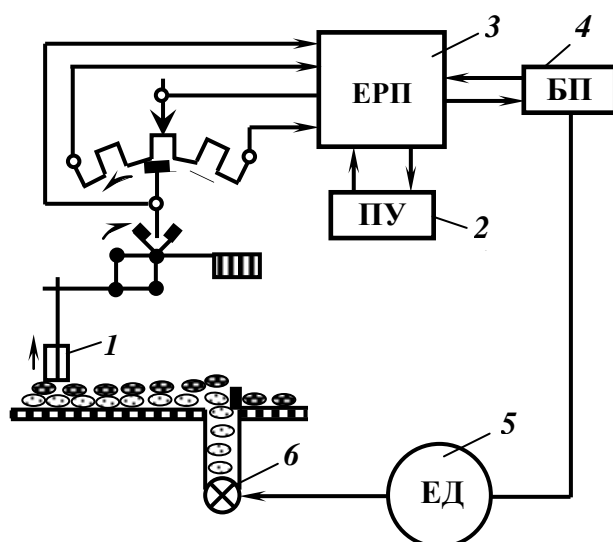


Рис. 7.7 – Схема автоматичного регулятора рівня постелі типу АРУ.

- 1 – поплачковий датчик;
- 2 – пульт управління;
- 3 – електронний регулюючий пристрій;
- 4 – блок підсилення сигналу;
- 5 – електродвигун постійного струму;
- 6 – роторний розвантажувач.

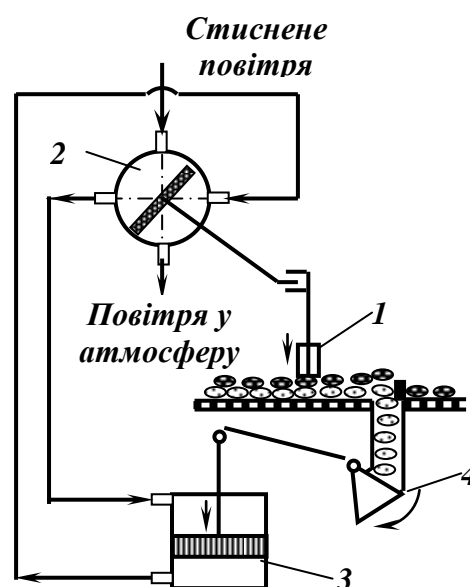


Рис. 7.8 – Схема пневматичного регулятора рівня постелі.

- 1 – поплачковий датчик;
- 2 – золотниковий пристрій;
- 3 – пневмоциліндр;
- 4 – секторний розвантажувач.

Датчиком висоти шару важкої фракції на решеті відсаджувальної машини служить пустотілий поплавок. При відхиленні від заданого положення поплавок піднімається або опускається, при цьому повзунком реостата вимірювального пристрою вилкою переміщається відносно повзунка завдання і на вхід регулюючого пристрою 3 подається напруга розбалансу, яка підсилюється електронним підсилювачем і подається в ланцюг електродвигуна, який збільшує або зменшує швидкість обертання роторного розвантажувача.

Автоматичний регулятор рівня пневматичної дії (рис. 7.8) застосовується у відсаджувальних машинах типу ОМА. Він складається з поплавкового датчика 1, який пов'язаний системою важелів з золотниковим пристроєм 2; пневмоциліндра 3 з поршнем і системою важелів і троса зворотного зв'язку.

При нормальній товщині (висоті) шару важких фракцій отвори золотникового пристрою закриті. При збільшенні (зменшенні) товщини цього шару поплавок 1 піднімається (опускається), стакан повертається і стиснене повітря надходить в нижню (верхню) частину пневмоциліндра 3. Поршень зі штоком переміщається вгору (вниз), повертає важільну систему і сектор 4, який відкриває (прикриває) отвір розвантажувального кармана.

При надходженні стисненого повітря по один бік поршня, другий бік через відповідний отвір корпусу золотника сполучається з атмосферою.

Відсаджувальні машини для збагачення руд

Для збагачення руд серійно випускаються безпоршневі відсаджувальні машини двох типів – ОПМ для відсадки дрібного матеріалу (до 4 мм) і ОПС – для відсадки матеріалу середньої крупності (до 30 мм). Крім того, виготовляється також машина МОБК-8С для збагачення матеріалу крупністю понад 30 мм. Відсаджувальні машини складаються з двох – п'яти камер (секцій) з площею кожної камери 1,25 або 2 м².

В машинах ОПМ-12 – ОПМ-15 і ОПС-12 – ОПС-24 повітряне відділення розташоване під решетом, в машинах ОПМ-22 – ОПМ-25 – збоку від відсаджувального решета. При бічному розташуванні повітряних камер рівномірність пульсацій в відсаджувальному відділенні зберігається при його ширині не більше 2 м.

Відсаджувальна машина ОПМ-13 (рис. 7.9) складається з трьох окремих камер 1. Решета 2 в камерах установлені на дерев'яних брусах і мають трафарети 3 для укладки штучної постелі. Під решетами розташовані вертикальні труби 4 з дифузорами 5, що примикають до них. Повітря під тиском через пульсатори 6 роторного типу надходить в повітряні камери 7 (простір між трубами) і приводить воду в коливальний рух.

Машини ОПМ-12, ОПМ-14, ОПМ-15 і МОБК-8С мають аналогічну конструкцію і відрізняються від ОПМ-13 тільки числом камер.

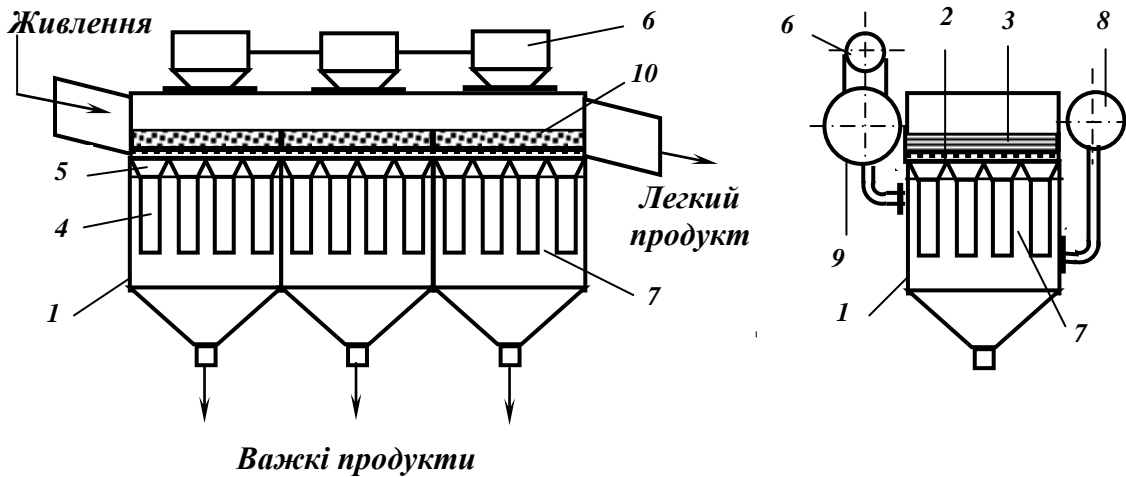


Рис. 7.9 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-13.

1 – камера; 2 – решето; 3 – трафарет; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузори; 6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – водяний колектор; 9 – повітряний колектор; 10 – штучна постіль.

Відсаджувальна машина ОПМ-22 (рис. 7.10) має бокове розташування повітряних камер, які відділені від відсаджувального відділення подовжньою перегородкою.

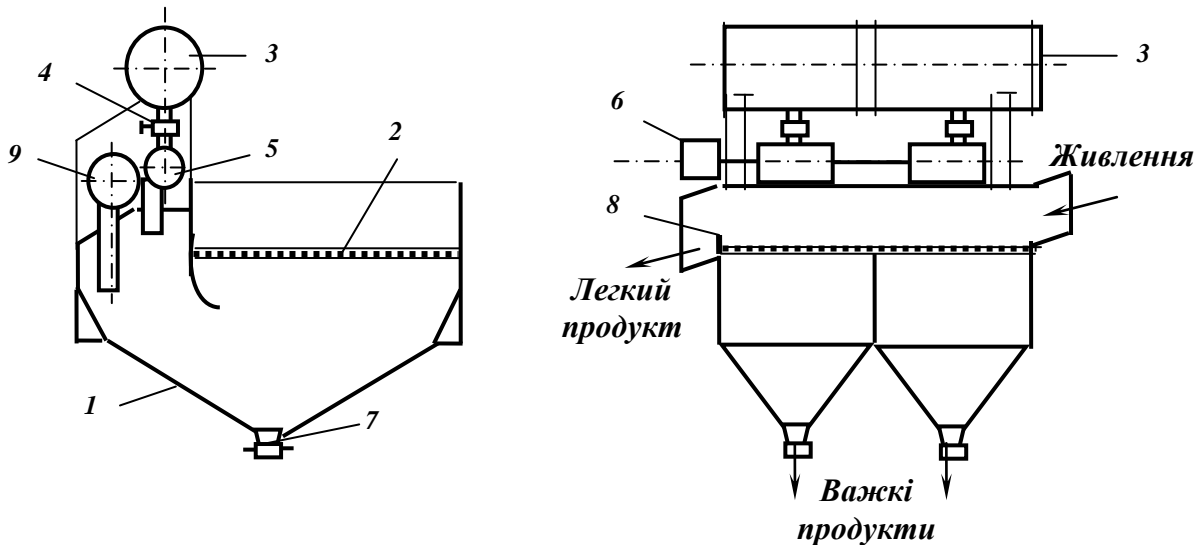


Рис. 7.10 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-22.

1 – корпус; 2 – решето; 3 – повітряний колектор; 4 – заслінка; 5 – роторний пульсатор; 6 – привод пульсатора; 7 – розвантажувальна насадка; 8 – поріг; 9 – водяний колектор.

Пульсації води створюються роторними пульсаторами 5. Частоту пульсацій повітря регулюють змінними шківками привода 6 пульсатора, а витрати повітря – заслінками 4.

Аналогічну конструкцію мають машини ОПМ-23 – ОПМ-25 з числом камер від 3 до 5.

Відсаджувальна машина ОПС-13 (рис. 7.11) має підрешітне розташування повітряного відділення і три прямотечійні відсаджувальні камери 1, що змонтовані по довжині машини. Повітряні камери розташовані по периметру відсаджувального відділення.

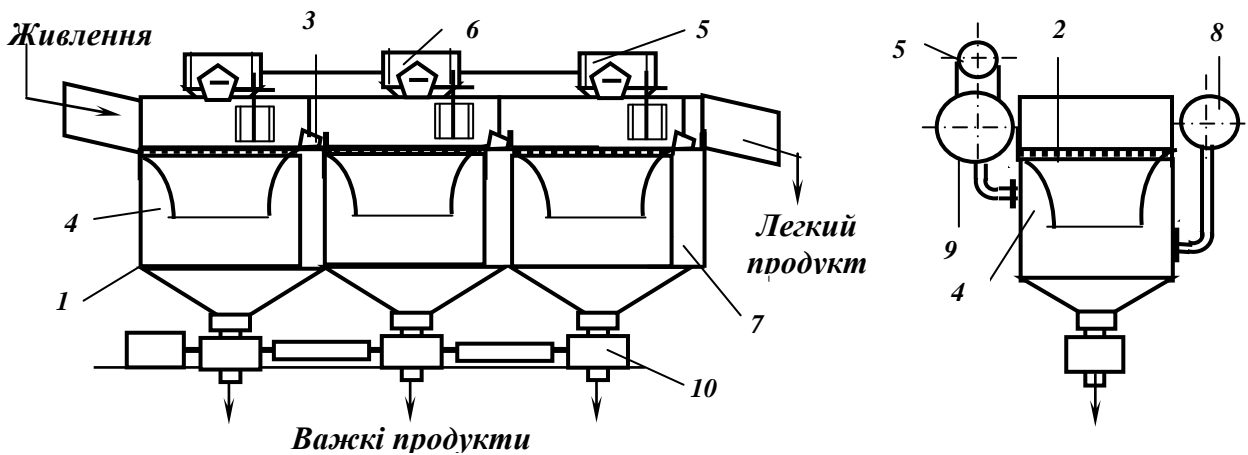


Рис. 7.11 – Схема відсаджувальної машини ОПС-13.

1 – камера; 2 – решето; 3 – шиберний пристрій; 4 – повітряна камера; 5 – пульсатор; 6 – автоматичний регулятор розвантаження важких фракцій; 7 – розвантажувальна камера; 8 – водний колектор; 9 – повітряний колектор; 10 – блок розвантажувачів.

Машина оснащена уніфікованими повітряними пульсаторами 5, що дозволяють змінювати частоту пульсацій і цикл відсадки.

Машини ОПС виготовлюються також з двома (ОПС-12) і чотирма (ОПС-14) камерами, а також з чотирма камерами більшої ширини (ОПС-24).

7.4.2. Діафрагмові відсаджувальні машини

Діафрагмові відсаджувальні машини відрізняються простотою конструкції, компактністю, забезпеченням жорсткого режиму пульсацій середовища при постійності амплітуди коливань діафрагми. Недоліком діафрагмових відсаджувальних машин є їх порівняно невелика продуктивність. Діафрагмові машини доцільно використовувати на драгах, у циклі подрібнення, на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного господарства. Розрізняють такі різновиди діафрагмових машин (рис. 6.12): з вертикальною діафрагмою в перегородці (ОВМ-1) і в зовнішній стінці (МОД-4), з рухомими конічними днищами (МОД-1, МОД-2, МОД-3, МОД-6).

Відсаджувальна машина ОВМ-1 (рис. 7.12 а) з вертикальною діафрагмою між камерами застосовується для збагачення дрібнозернистих руд рідкісних металів крупністю 0,1 – 8 мм в режимах високих частот коливань середовища (до 850 хв^{-1}). Машини ОВМ-1 застосовуються головним чином на драгах для збагачення розсипів.

Коливання надають діафрагмі від ексцентрикового приводу 4 через порожній шток 6, що використовується одночасно як трубопровід для подачі підрешітної води.

Відсаджувальна машина МОД-4 (рис. 7.12 б) застосовується головним чином для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів крупністю до 30 мм. Діафрагми розташовані в торцевих стінках камер. Один привод 4 обслуговує дві діафрагми.

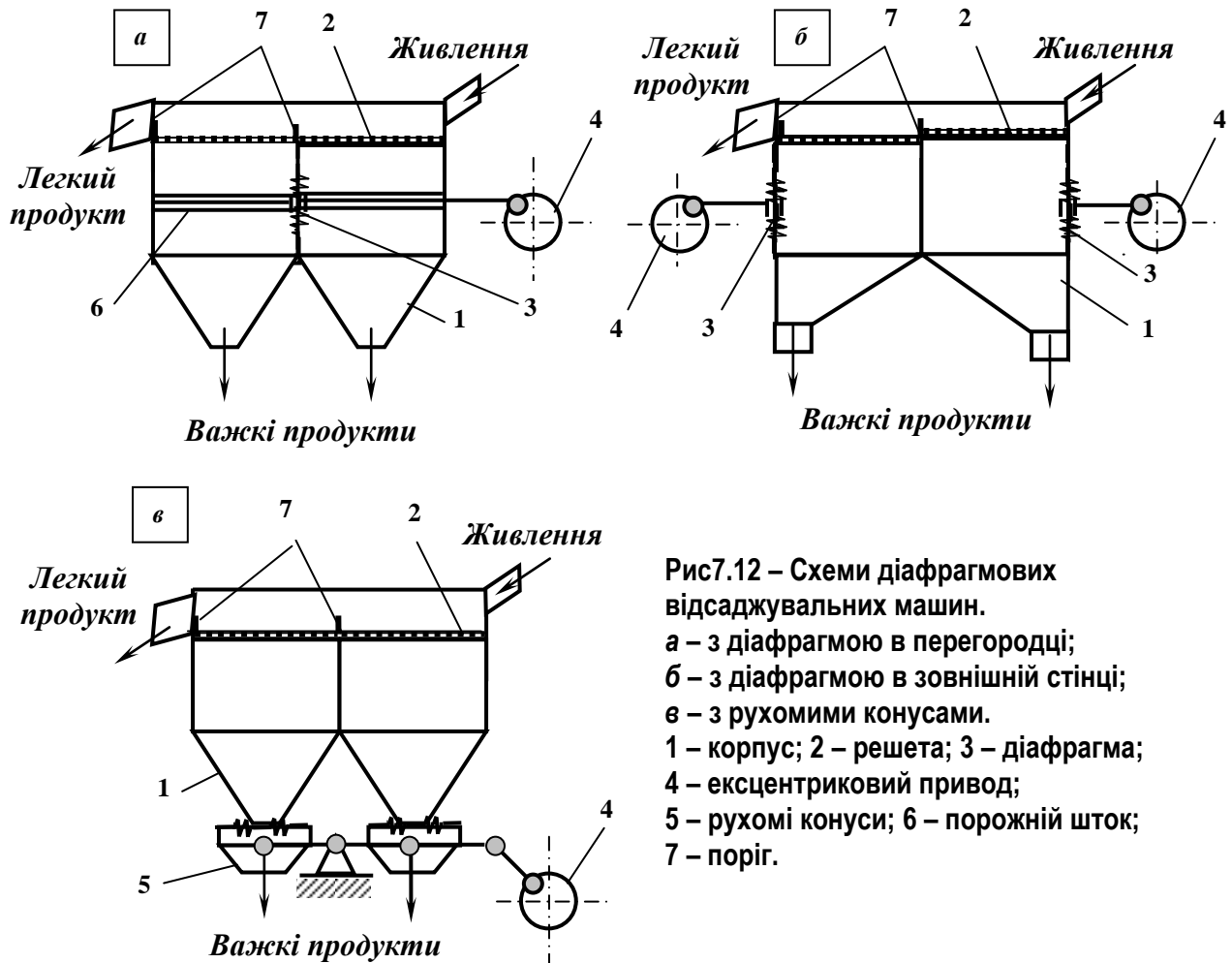


Рис7.12 – Схеми діафрагмових відсаджувальних машин.
 а – з діафрагмою в перегородці;
 б – з діафрагмою в зовнішній стінці;
 в – з рухомими конусами.
 1 – корпус; 2 – решета; 3 – діафрагма;
 4 – ексцентриковий привод;
 5 – рухомі конуси; 6 – порожній шток;
 7 – поріг.

Відсаджувальна машина МОД-2 (рис. 7.12 в) застосовується також для збагачення **Відсаджувальна машина МОД-2** (рис. 6.12 в) застосовується також для збагачення залізних, марганцевих руд і руд рідкісних металів, але меншої крупності (до 15 мм).

Відсаджувальна машина МОД-2 має дві камери, а машини МОД-1, МОД-3 і МОД-6 – відповідно одну, три і шість камер. Коливання водного середовища створюються рухом (вгору-вниз) конусів від ексцентрикового привода. Один привод обслуговує два конуси

7.4.3. Поршневі відсаджувальні машини

Поршневі відсаджувальні машини (рис. 7.13) застосовують на деяких збагачувальних фабриках для відсадки крупних і середніх класів руди. Вони звичайно мають дві – чотири камери. Коливання води створюються рухом поршня, хід якого регулюється ексцентриковим механізмом.

Поршневі відсаджувальні машини не мають широкого розповсюдження внаслідок низької питомої продуктивності, а також великих витрат води і електроенергії. Вони практично повністю витиснуті повітряно-пульсаційними відсаджувальними машинами.

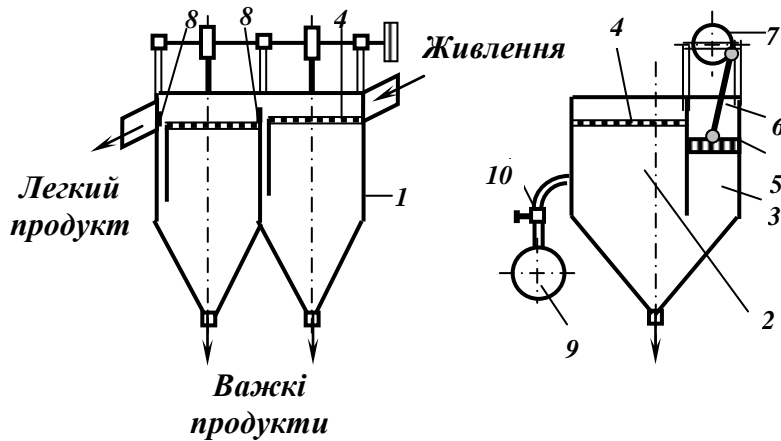


Рис. 7.13 – Схема поршневої відсаджувальної машини.
1 – корпус; 2 – робоче відділення; 3 – поршневе відділення; 4 – решето; 5 – поршень; 6 – шток; 7 – ексцентриковий привод; 8 – поріг; 9 – водяний колектор; 10 – водяний кран.

7.4.4. Відсаджувальні машини з рухомих решетом

Відсаджувальні машини з рухомих решетом (рис. 7.14) обмежено застосовують для збагачення марганцевих і залізних руд крупністю 3 – 40 мм.

Машини звичайно складаються з двох – чотирьох секцій *I* з площею решіт 2,9 – 4 м² і більше.

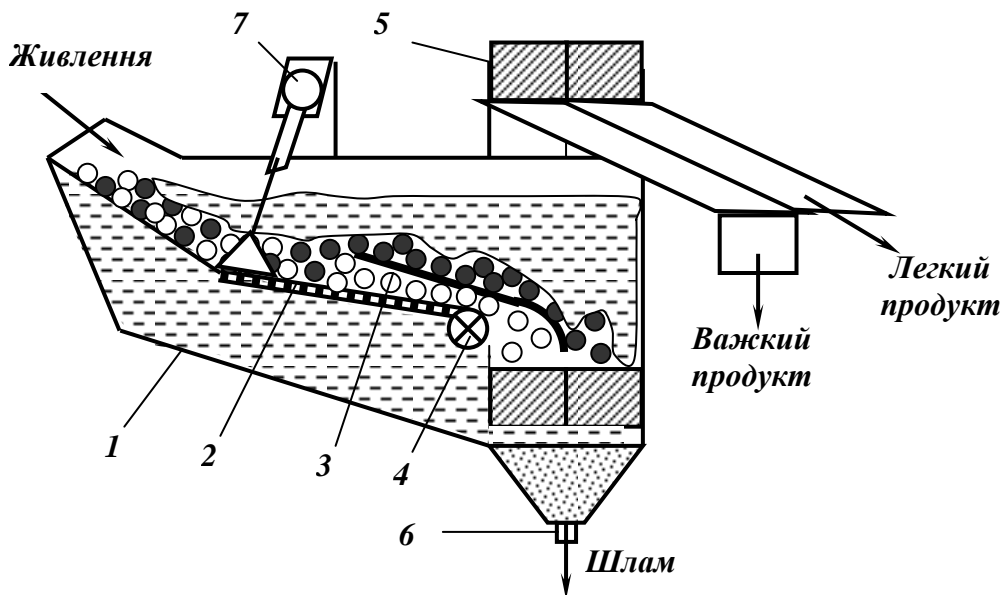


Схема відсаджувальної машини з рухомих решетом.

- 1 – ванна; 2 – відсаджувальне решето; 3 – розділова пластина; 4 – роторний розвантажувач; 5 – подвійне елеваторне колесо; 6 – шламовий патрубок; 7 – гідравлічний привод відсаджувального решета.

Коливання решета в вертикальному і горизонтальному напрямі передаються від ексцентрикового механізму 4 через систему важелів 5. Частота коливань становить 90 – 190 хв⁻¹. Водне середовище в машині при цьому залишається відносно нерухомим. Відсаджувальні машини з рухомих решетом серійно не виготовляються, їх виготовлюють безпосередньо на підприємстві.

Відсаджувальна машина фірми «Гумбольд-Ведаг» (серійна) призначена для попереднього збагачення вугілля крупністю до 400 мм.

7.5. ОСНОВНІ ПАРАМЕТРИ ВІДСАДКИ

Основні параметри, що чинять вплив на процес відсадки, розділяють на три групи:

- *технологічні*, що залежать, зокрема, від характеристики вихідного матеріалу (гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу, його крупність, форма зерен і їх міцність, питома продуктивність машини);
- *гідродинамічні*, що визначаються параметрами підрешітної води і стисненого повітря (цикл відсадки, частота і амплітуда пульсацій, витрати і тиск води і повітря, розрідженість живлення);
- *конструктивні*, що залежать від типу використаної машини (спосіб розвантаження важких продуктів, спосіб створення пульсацій у відсаджувальній камері, число камер, площа відсаджувального решета).

Технологічні параметри відсадки

Технологічні параметри відсадки визначаються якістю і кількістю збагачуваного матеріалу, тобто їх гранулометричним, фракційним складом і фактичною питомою продуктивністю відсаджувальної машини. Технологічні результати відсадки характеризуються взаємозасміченням кінцевих продуктів збагачення, а також показниками технологічної ефективності – середнім ймовірним відхиленням E_{pm} і погрішністю розділення I .

Гранулометричний склад вихідного матеріалу визначає структуру постелі відсаджувальної машини. Зі зменшенням крупності збагачуваного матеріалу підвищується гідродинамічний опір постелі, внаслідок чого знижуються ефективність і точність розділення матеріалу.

Наявність в збагачуваному матеріалі зерен плоскої форми приводить до зниження пропускної здатності постелі і погіршення ефективності розділення. *Низька міцність зерен збагачуваного матеріалу* сприяє його ошламлюванню, що ускладнює процес відсадження.

Товщина постелі на решеті відсаджувальної машини залежить від крупності збагачуваного матеріалу. Регулювання товщини постелі здійснюється автоматичними регуляторами.

Фракційний склад вихідного матеріалу характеризує його збагачуваність. Чим вище вміст в збагачуваному матеріалі проміжних фракцій (зростків), тим нижча ефективність процесу відсадки.

Питома продуктивність відсаджувальних машин визначається за нормами навантаження на 1 м^2 решета. Вона обумовлена фізичними властивостями і крупністю вихідного матеріалу, вимогами до якості кінцевих продуктів, конструктивними особливостями відсаджувальних машин та ін.

Питома продуктивність відсаджувальних машин коливається в широких межах від 5 до 30 т/год·м². Продуктивність відсаджувальної машини визначається за формулою:

$$Q = qF, \text{ т/год}, \quad (7.13)$$

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

Зі збільшенням питомої продуктивності знижується ефективність збагачення. При низькій питомій продуктивності технологічні показники теж погіршуються.

Гідродинамічні параметри відсадки

Гідродинамічні параметри відсадки обумовлюють створення коливального режиму середовища і розпушення постелі. Раціональні умови розділення за густиною забезпечуються регулюванням параметрів циклу, стисненого повітря і підрешітної води.

Цикл відсадки характеризується частотою коливань середовища, тривалістю його підйому, опускання і паузи між ними.

Найбільш сприятлива діаграма відсаджувального циклу повинна забезпечити при висхідному потоці за відносно невеликий час максимальну розпушеність по всій висоті постелі, а потім, по можливості, плавне опускання частинок.

На **розпушення постелі** суттєвий вплив має частота пульсацій і тиск повітря. При доброму розпушенні постелі збільшується продуктивність відсаджувальної машини і навпаки.

Частота і амплітуда пульсацій води визначають швидкісний режим висхідних і низхідних потоків у відсаджувальній машині, який обумовлює розпушення і висоту підйому мінеральних зерен над решетом.

Орієнтовно амплітуду і частоту пульсацій можна визначити за емпіричними формулами:

$$l = 8,1d_{max}^{0,6}, \text{ мм}, \quad (7.14)$$

$$\omega = 1340 / l^{0,5}, \text{ хв}^{-1}, \quad (7.15)$$

де l - амплітуда коливань, мм; ω - частота коливань, хв⁻¹; d_{max} - максимальний розмір зерна збагачуваного матеріалу, мм.

Витрата і тиск повітря – фактори грубого регулювання процесу відсадки.

Витрата повітря, що подається в машину, впливає на амплітуду пульсацій води. Зі збільшенням **тиску повітря** майже пропорційно збільшуються швидкість висхідного потоку і амплітуда пульсацій.

Підрешітна вода служить фактором оперативного регулювання відсадки шляхом підтримки раціонального розпушення відсаджувальної постелі. При цьому розпушеність постелі залежить від змін тиску більшою мірою, ніж від витрати підрешітної води.

Витрата транспортної води впливає і на тривалість перебування збагачуваного матеріалу у відсаджувальній машині. .

Розрідженість живлення не повинна перевищувати 1 – 2 м³/т.

Конструктивні параметри відсадки

Конструктивні параметри відсадки визначаються головним чином крупністю збагачуваного матеріалу і необхідною продуктивністю процесу, що враховується вибором типу і типорозміру відсаджувальної машини .

Тип відсаджувальної машини визначається родом збагачуваної сировини, крупністю живлення і вимогами до продуктів збагачення. В свою чергу тип відсаджувальної машини визначає *спосіб створення пульсацій у відсаджувальній камері*.

Число камер відсаджувальної машини залежить від необхідного числа продуктів розділення і їх якості.

Спосіб розвантаження важких продуктів теж впливає на кінцеву ефективність розділення у збагачувальному апараті. Розвантажувальні пристрої повинні забезпечити видалення з машини такої кількості важких продуктів, яка надходить з вихідним матеріалом, і при цьому не порушувати досягнутого розшарування постелі.

Література до розділу 7: [1] с. 181 – 236, [2] с. 117 - 158

8 ЗБАГАЧЕННЯ В СТРУМЕНІ ВОДИ НА ПОХИЛІЙ ПЛОЩИНІ

8.1 ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПРОЦЕСІВ РОЗДІЛЕННЯ

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

Пульпа в цих апаратах рухається по похилій площині під дією сили ваги. Струмінь води, що тече по похилій площині, зі зваженими в ньому частинками, зазнає при цьому опір, створюваний шорсткістю поверхні, рифлями, осілими частинками. Таким чином, на частинку, що рухається в потоці, діють такі сили (рис. 8.1):

– гравітаційна:
$$G_0 = m(\delta - \Delta)g\delta; \quad (8.1)$$

– динамічного тиску потоку:
$$P_0 = \psi(V_{cp} - V)^2 d^2 \Delta; \quad (8.2)$$

– динамічного впливу вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків:

$$P_c = \psi f c^2 d^2 \Delta; \quad (8.3)$$

– тертя:
$$N = G_0 f \cos \alpha; \quad (8.4)$$

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

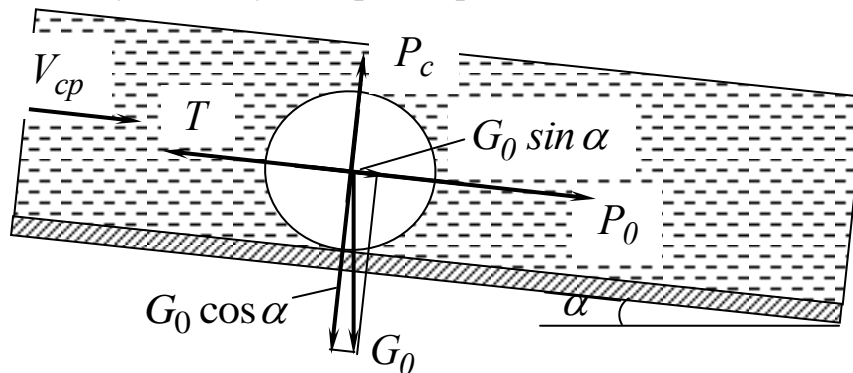


Рис. 8.1 – Схема сил, діючих на мінеральну частинку у струмені води, яка тече по похилій поверхні.

Середня швидкість потоку визначається в залежності від поверхні і з урахуванням режиму руху:

$$V_{cp} = k V_{нов}, \quad (8.5)$$

де $V_{нов}$ – швидкість руху поверхневого шару води, м/с; k – коефіцієнт врахування режиму руху води по похилій площині (для руху в ламінарному режимі $k=2/3$; в перехідному режимі $k=2/3 - 3/4$; в турбулентному режимі $k=3/4 - 7/8$).

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

При сталому русі сума сил, під дією яких частинка переміщується, дорівнює силі тертя:

$$T = G_0 + P_0 + P_c .$$

З умови рівноваги сил швидкість переміщення частинок:

$$\text{– у потоці: } V = V_{cp} - \sqrt{V_0^2 (f \cos \alpha - \sin \alpha) - fc^2} , \text{ м/с; } \quad (8.6)$$

$$\text{– по дну } (c = 0): V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f \cos \alpha - \sin \alpha} , \text{ м/с, } \quad (8.7)$$

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

При малих кутах нахилу робочої поверхні можна прийняти $\sin \alpha \approx 0$, $\cos \alpha \approx 1$ і, якщо знехтувати вертикальною складовою швидкості потоку, величина якої дуже мала, то вирази (8.6) і (8.7) спростяться і набудуть вигляду:

$$V = V_{cp} - V_0 \sqrt{f} , \text{ м/с. } \quad (8.8)$$

З виразу (8.8) видно, що при $V_{cp} > V_0$ частинки будуть переміщатися водним струменем, при $V_{cp} < V_0$ – ні. Швидкість подовжнього переміщення частинки потоком V_{cp} буде тим більша, чим менша швидкість її падіння V_0 . З цієї причини дрібні і легкі частинки будуть переміщатися водняним потоком по похилій площині з більшою швидкістю, ніж великі і важкі, тому що швидкість падіння частинки залежить від її розміру і густини.

8.2. ЗБАГАЧЕННЯ НА ШЛЮЗАХ

8.2.1. Розділення матеріалу на шлюзі

Шлюзи застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи). Умовою ефективного збагачення на шлюзах є значна різниця між густиною корисних і породних мінералів:

$$k_o = (\delta_e - 1) / (\delta_l - 1) > 3,5 , \quad (8.9)$$

де δ_e, δ_l - відповідно густина важкого і легкого мінералів, т/м³.

На шлюзах, як правило, здійснюють первинну обробку бідних за вмістом корисного компонента матеріалів крупністю до 300 мм.

У найбільш простому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом 5 – 8° (рис. 8.2). На його дно укладаються трафарети, виготовлені з матеріалів, уступчаста або шорсткувата поверхня яких сприяє утриманню осілих частинок важких мінералів.

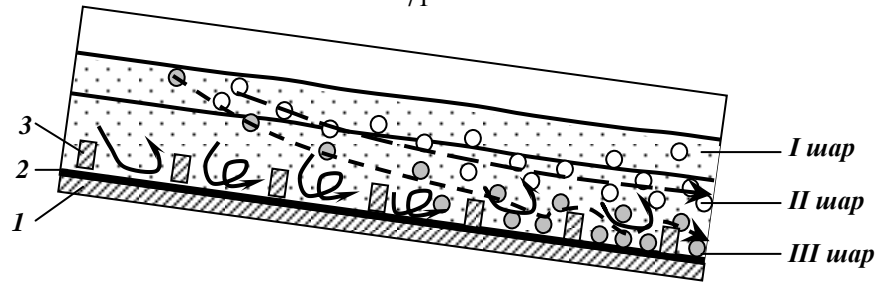


Рис. 8.2 – Схема збагачення на шлюзі.

1 – днище; 2 – мат; 3 – трафарет.

I шар – шар завислих зерен; II шар – шар первинної концентрації;

III шар – шар остаточної концентрації.

Вихідний продукт і вода у вигляді пульпи з розрідженістю не менше 5 – 6 м³/т подаються в завантажувальний кінець шлюзу. При переміщенні мінеральних частинок у потоці відбувається їхнє розшарування за густиною і крупністю внаслідок утворення придонних вихрових зон і наявності комплексу сил, що діють на частинку (рис. 8.1).

Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, доки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і виконується споліскування, що полягає у видаленні зі шлюзу важкого продукту (концентрату).

8.2.2. Конструкції шлюзів

Відповідно від умов роботи шлюзи підрозділяють на такі групи:

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

– **шлюзи неглибокого (дрібного) наповнення** – працюють на попередньо дезинтегрованому і класифікованому за крупністю матеріалі;

– **ворсисті шлюзи** – працюють на тонкозернистому матеріалі крупністю до 1 мм, вони армуються лише м'яким уловлюючим покриттям і не мають трафарету;

– **рухомі шлюзи і шлюзи з рухомим уловлюючим покриттям** – за характером процесу концентрації належать до шлюзів другої і третьої груп, але за конструктивними особливостями виділені в самостійну групу.

Стаціонарні шлюзи

Нерухомі гідравлічні шлюзи (шлюзи глибокого наповнення) призначені для переробки великих обсягів розсипів без попередньої дезинтеграції матеріалу. Вони мають довжину до 50 м і великий поперечний перетин (від 500x500 до 1500x1270 мм), який розрахований на транспортування великого об'єму розрідженої пульпи (розрідженість від 25 до 60 м³/т) з дуже крупними (іноді до 300 – 500 мм) валунами. Для додаткового уловлювання дрібних важких частинок цінного компоненту за шлюзом глибокого наповнення установлюють **підшлюзки (шлюзи дрібного наповнення)**.

Дражні стаціонарні шлюзи являють собою шлюзи дрібного наповнення, на які матеріал подається після класифікації за крупністю.

Серед **спеціальних шлюзів** для збагачення дрібних матеріалів найчастіше застосовуються **ворсисті шлюзи**, що являють собою короткі (2 – 3 м) широкі

(0,8 – 1,2 м) жолоби з дном покритим сукном або іншим ворсистим матеріалом, іноді гумовими килимками. Пульпа на ворсисті шлюзи подається шаром 3 – 5 мм. Коли тканина заповниться концентратом, її знімають зі шлюзу і старанно промивають.

Рухомі шлюзи

Застосування шлюзів з рухомим уловлюючим покриттям дозволяє підвищити продуктивність збагачувальної установки в 3 рази за рахунок скорочення часу технологічного циклу – споліскування здійснюється безупинно без демонтажу трафаретів і уловлюючих покриттів.

Шлюзи з рухомою робочою поверхнею ділять на три види: шлюзи, що періодично обертаються (металевий секційний і перекидний); шлюзи з рухомим гумовим покриттям; вібраційні шлюзи.

Перші два види шлюзів застосовуються на драгах.

Шлюз металічний секційний ШМС (рис. 8.3) складається з декількох стаціонарних жолобів з нерухомою поверхнею. Число жолобів залежить від необхідної потужності драги, на якій встановлюють шлюз.

Недоліками металевих рухомих шлюзів є велика металоємність і неможливість розміщення жолобів в два яруси.

Перекидний шлюз ШОМ (рис. 8.4) складається з двох жолобів, що розташовані симетрично відносно горизонтальної площини і періодично обертаються навколо осі. Верхній шлюз – робочий, в той час як з нижнього здійснюється змив концентрату. Перекидні шлюзи застосовуються на драгах як доводочні.

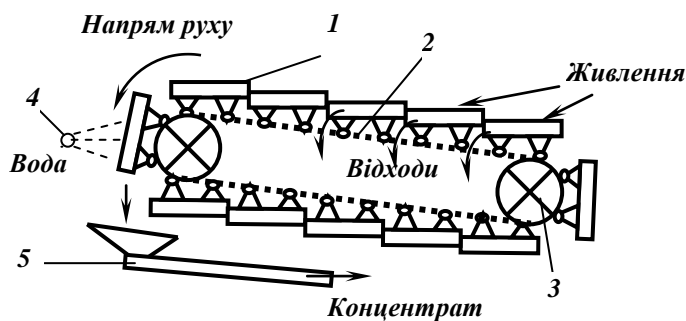


Рис. 8.3 – Схема металевого секційного шлюзу.

1 – стаціонарний жолоб; 2 – нескінченний ланцюг; 3 – зірочка; 4 – зрошувач;
5 – збірник концентрату з трубопроводом.

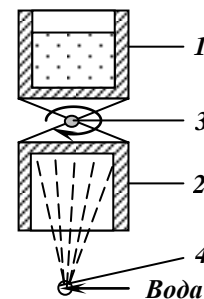


Рис. 8.4 – Схема перекидного шлюзу.

1 – робочий жолоб; 2 – жолоб повернутий на споліскування; 3 – обертова ось; 4 – зрошувач.

Шлюз з рухомим уловлюючим покриттям ШПРП (рис. 8.5) являє собою нескінченну гумову стрічку коробчатого перетину з покриттям у вигляді нарифлень. Конструкцією передбачена можливість регулювання кута нахилу робочої поверхні.

Недоліками шлюзів з рухомим покриттям є висока вартість виготовлення, складність заміни гумової стрічки, неповний змив важких зерен при

споліскуванні, але вони мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільш економічні при збагаченні розсипів.

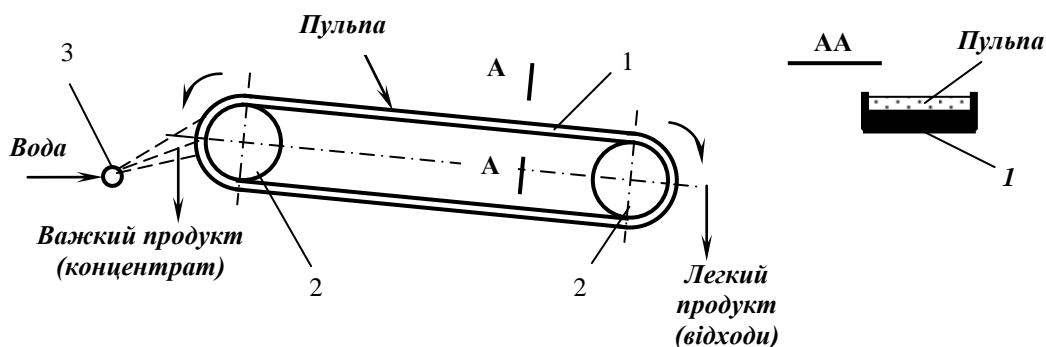


Рис. 8.5 – Схема шлюзу з рухомим уловлюючим покриттям.
1 – гумова стрічка; 2 – барабани (привідний і натяжний); 3 – зрошувач.

Вібраційні багатодечні шлюзи з орбітальним рухом дек КШМ-72 і «Бартлез-Мозлі» (рис. 8.6) застосовуються для вилучення важких мінералів із тонкоподрібнених продуктів ($-0,071$ мм).

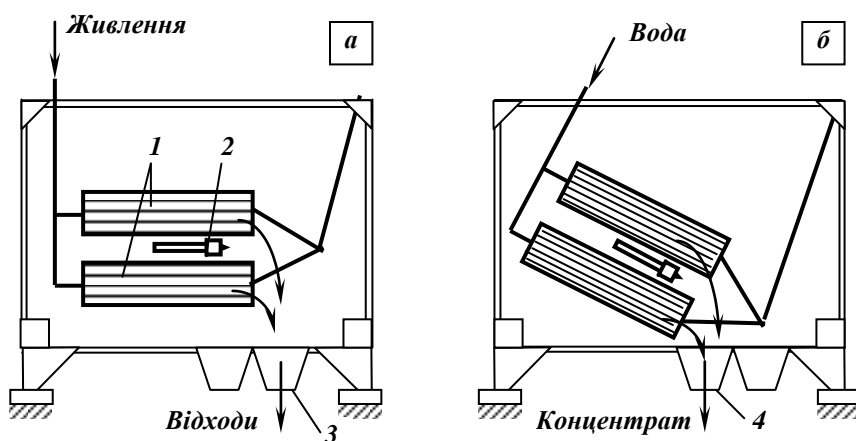


Рис. 8.6 – Схема вібраційного шлюзу з орбітальним рухом дек.
а – положення для концентрації;
б – положення для споліскування.
1 – пакети;
2 – дебалансний вібратор;
3 – збірник відходів;
4 – збірник концентрату.

Шлюз складається з двох пакетів (по 20 шт.) паралельних гладких дек, яким надають орбітальних коливань під дією дебалансного вібратора. Кругові коливання дек з похилим потоком сприяють кращому і більш селективному просуванню зерен в потоці

Для надійної експлуатації орбітальних шлюзів необхідна досить ретельна підготовка збагачуваного матеріалу.

Переваги орбітальних шлюзів полягають у простоті конструкції, малій металоємності, повній автоматизації процесу і високій (з урахуванням крупності збагачуваного матеріалу) продуктивності, що складає 2,2 – 2,5 т/год. Ступінь концентрації на шлюзі складає 2,5 – 4,0.

8.2.3. Технологічні і конструктивні параметри шлюзів

До основних технологічних і конструктивних параметрів шлюзів належать параметри потоку, жолоба і уловлюючих покриттів.

Параметри потоку

Швидкість, розрідженість і висота потоку визначаються залежно від максимальної крупності грудок збагачуваного матеріалу.

Мінімальна висота потоку на шлюзах визначається за формулою:

$$h = a d_{max}, \text{ мм} \quad (8.10)$$

де a – коефіцієнт, що залежить від розміру частинок збагачуваного матеріалу; d_{max} – максимальний розмір частинок, мм.

Об'ємна продуктивність шлюзу розраховується за формулою:

$$Q = q(1 + R) / \delta, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (8.11)$$

де q – продуктивність шлюзу по твердій фазі, т/с; δ – густина твердої фази, т/м³; R – розрідженість пульпи.

Параметри жолоба

Ширина шлюзу залежить головним чином від об'ємної продуктивності і визначається із співвідношення:

$$B = Q / (Vh), \text{ м}, \quad (8.12)$$

де Q – об'ємна продуктивність шлюзу, м³/с; V – швидкість потоку пульпи, м/с; h – висота потоку, м.

Практично ширина шлюзу коливається від 0,4 до 1,5 м (часто 0,6 – 0,8 м).

Довжина жолоба визначається умовами осадження в донний шар між трафаретами важких частинок і утримання їх. Зі збільшенням довжини шлюзу вилучення важкого компонента збільшується за експоненціальною залежністю:

$$l = k_v^{-1} \ln[1 / (1 - \varepsilon)], \text{ м}, \quad (8.13)$$

де k_v – коефіцієнт, що зменшується зі зменшенням гідравлічної крупності (швидкості падіння) частинок і визначається експериментально. Для дрібних частинок цей коефіцієнт приблизно дорівнює:

$$k_v \approx V_0^2 / d, \quad (8.14)$$

де V_0 – швидкість вільного падіння частинок в воді, м/с; d – розмір частинок, м.

Нахил жолоба визначають за формулою Шезі:

$$i = V^2 / C_*^2 r, \quad (8.15)$$

де V – середня швидкість потоку в жолобі, м/с; C^* – коефіцієнт, що враховує стан стінок і дна жолобу ($\text{м}^{0,5} \cdot \text{с}^{-1}$) і визначається за формулою:

$$C^* = 100 / (1 + zr^{-0,5}), \quad (8.16)$$

де z – коефіцієнт шорсткості; r – гідравлічний радіус (м), який визначається за формулою:

$$r = h / (1 + 2h / B), \text{ м}, \quad (8.17)$$

де h – висота потоку, м; B – ширина жолобу, м.

Потік може транспортувати тільки визначену кількість твердого. В середньому при збагаченні золотих розсипів нахил шлюзів складає 0,10 – 0,12, при збагаченні олов'яних розсипів – 0,08 – 0,10.

Частота споліскування залежить від вмісту важкої фракції, що вилучається, і об'єму постелі між трафаретами. Частота споліскувань орієнтовно визначається за формулою:

$$m = Q\alpha / [100Bh_{mp}(l_{mp} - b_{mp}n_{mp})], \quad (8.18)$$

де Q – об'ємна продуктивність шлюзу за добу, $\text{м}^3/\text{доб.}$; α – вміст важкої фракції в збагачуваному матеріалі, %; B – ширина шлюзу, м; $h_{mp}, l_{mp}, b_{mp}, n_{mp}$ – висота, довжина, товщина і число планок трафаретів.

Своєчасне споліскування шлюзів дозволяє уникнути утрат цінних компонентів. Для кожного конкретного випадку частота споліскувань встановлюється експериментально.

Параметри уловлюючих покриттів

Залежно від призначення уловлюючі покриття бувають двох видів:

- покриття для створення нерухокої постелі і дезінтеграції матеріалу;
- покриття для створення нерухокої постелі.

Основні параметри, що характеризують уловлюючі покриття, обох видів – висота трафаретів і відстань між ними.

Висота трафаретів розраховується з умови висоти зважування частинок різної густини у відповідності з нерівністю:

$$h_g < h_{mp} < h_l, \quad (8.19)$$

де h_{mp} – висота трафаретів; h_g, h_l – висота зважування важких (корисних) і легких (породних) частинок.

Звичайно висота планок трафаретів на шлюзах складає 50 – 55 мм, на підшлюзках – 25 – 30 мм.

Відстань між планками трафаретів визначається з умови створення режиму, при якому на дні шлюзу створюються піщані хвилі, що повільно переміщуються поздовж шлюзу. Відстань між планками повинна бути рівною довжині хвилі. Вона знаходиться за формулою:

$$l_{mp} = h_{mp}(V_{xc} - V_{xz}) / V_{nn}, \text{ м}, \quad (7.20)$$

де V_{xc} – середня швидкість потоку, при якій добре створюються хвилі, м/с; V_{xz} – середня швидкість потоку, при якій відбувається зникнення хвиль, м/с; V_{nn} – середня швидкість потоку, при якій піски нерухомі, м/с.

Відстань між планками трафаретів звичайно для шлюзів складає 90 – 150 мм, для підшлюзків – 25 – 30 мм.

Шлюзи є простим і дешевим, але відносно малоефективним обладнанням. Однак вони використовуються для попередньої концентрації вільних тонких частинок золота, олова і деяких інших мінералів при переробці розсипів.

8.3. ЗБАГАЧЕННЯ НА СТРУМИННИХ ЖОЛОБАХ

8.3.1. Характеристика процесу

Струминні жолоби відрізняються від шлюзів гладким дном і способом видалення концентрату. В шлюзах важкі частинки осідають між рифлями покриття і видаляються періодично, а в струминних жолобах завдяки режиму потоку вони видаляються постійно.

Струминний жолоб (рис. 8.7) має плоске днище і бокові стінки, що сходяться під деяким кутом. Вміст твердого у живленні – 50–60 % за масою. Завдяки звуженню жолоба висота потоку збільшується від 1,5–2 мм біля завантажувального кінця до 7–12 мм біля розвантажувального.

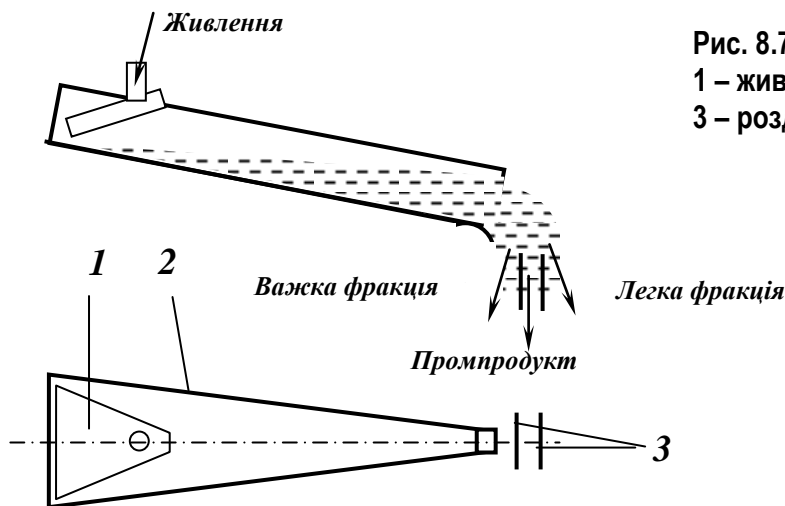


Рис. 8.7 – Схема струминного жолоба.
1 – живильник; 2 – жолоб;
3 – роздільники.

Установка роздільників дозволяє розсікти потік на окремі струминки з різним вмістом важких мінералів (концентрат, промпродукт, відходи).

Струминні жолоби застосовують при збагаченні пісків розсипних родовищ, на залізорудних збагачувальних фабриках і деяких фабриках, що переробляють корінні руди олова і рідкісних металів. На струминних жолобах, як правило, одержують чорнові концентрати.

8.3.2. Конструкції струминних апаратів

Апарати, конструкції яких основані на використанні струминних жолобів, можна розділити на дві групи:

– струминні концентратори – апарати, що складаються з набору окремих жолобів в різних компоновальних варіантах;

– конусні сепаратори – апарати, що складаються з одного або декількох конусів, кожний з яких являє собою набір радіально установлених струминних жолобів зі спільним днищем.

Струминний концентратор СКГ-2М (рис. 8.8) складається з 24 струминних жолобів. На 12 жолобах верхнього каскаду, які розташовані в два ряди по 6 жолобів з кожного боку, здійснюється основна концентрація, на жолобах нижнього каскаду – перечистка концентрату і відходів.

Особливістю жолобів струминного концентратора Гіредмету – наявність в днищі поперечних щілин розміром 0,5 – 2 мм для виділення концентрату з придонного шару потоку. Наявність щілин забезпечує зниження втрат цінних мінералів у відходах. В процесі експлуатації щілини періодично прочищаються за допомогою вібратора.

В концентраторі СКГ-3М число жолобів знижено до 12, але розміри їх більші.

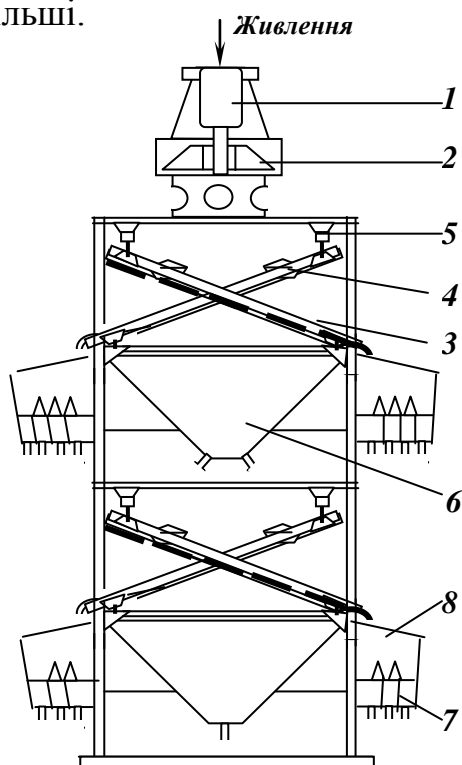


Рис.8.8 – Схема струминного концентратора.

1 – пульпорозділювач; 2 – розподільний жолоб; 3 – струминний жолоб; 4 – заспокоювач пульпи; 5 – гвинтовий механізм регулювання нахилу жолоба; 6 – приймач концентрату; 7 – приймач відходів; 8 – роздільники.

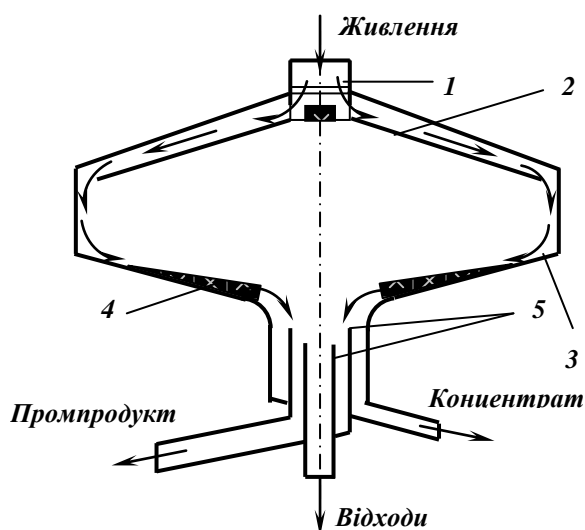


Рис. 8.9 – Схема конусного струминного сепаратора.

1 – пульпорозділювач; 2 – розподільний конус; 3 – робочий конус; 4 – звужувальні клини; 5 – роздільники.

Конусний сепаратор (рис. 8.9) являє собою перевернутий усічений конус з діаметром основи 2 – 3 м. Для рівномірної подачі живлення над конусом змонтований пульпороздільник типу сегнерового колеса.

Вихідна пульпа подається по периферії розподільного конуса, а розвантаження продуктів здійснюється в центрі. При виході потік пульпи циліндроконічними роздільниками ділиться на концентрат, промпродукт і відходи, які направляються у відповідні збірники.

Конусні сепаратори виготовлюються одно-, дво-, три- і шестиярусними.

У дво-, три- і шестиярусних конусних сепараторах основну концентрацію проводять на верхньому конусі, а продукти, для перечистки, надходять самопливом на нижні конуси.

8.3.3. Технологічні і конструктивні параметри струминних жолобів

До основних технологічних і конструктивних параметрів струминних апаратів, що впливають на ефективність їх роботи, належать характеристика живлення, а також розміри апарата, характер і стан робочої поверхні.

Технологічні параметри

Чим більше *різниця в густині і формі зерен розділюваних мінералів*, тим ефективніше відбувається розділення мінералів у струминних апаратах.

Зниження *крупності розділюваного матеріалу* тягне за собою зниження продуктивності і ефективності розділення. На струминних апаратах збагачують матеріал крупністю від 0,5 до 2,5 мм.

Переробка матеріалів з різним *вмістом важких мінералів* вимагає коректування режимів збагачення, тому що, чим менше вміст важкої фракції в живленні, тим менше повинен бути кут нахилу жолобів струминного апарату.

Оптимальна *густина пульпи* при збагаченні тонкозернистих матеріалів складає 40–45 % твердого, а при збагаченні ширококласифікованих матеріалів з високим вмістом важкої фракції – 55 – 65 % .

Продуктивність конусних сепараторів визначається за формулою:

$$Q = k_k d_{cp} (\delta_m - 1) / (\delta_l - 1) , \text{ т/год}, \quad (8.21)$$

де k_k – коефіцієнт, що залежить від крупності матеріалу (для крупного живлення); δ_m, δ_l – густина важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа робочої поверхні верхнього конуса, м²; d_{cp} – середньоарифметичний розмір зерен у живленні, мм.

Конструктивні параметри

Характер робочої поверхні помітно впливає на технологічні показники роботи струминних апаратів. Кращі результати спостерігаються при роботі з гладкими поверхнями, тому що наявність шорсткості приводить до додаткової турбулізації і порушення процесу розділення.

Співвідношення ширини завантажувального і розвантажувального кінців жолоба звичайно коливається від 1:0,06 до 1:0,12. Одержання вузького розвантаження пояснюється бажанням мати широке віяло продуктів і, отже, більш чітко розділити потік.

Кут нахилу жолоба впливає на швидкість руху матеріалу. Він вибирається таким чином, щоб швидкість потоку була мінімальною, але достатньою для запобігання замулюванню робочої поверхні. Для матеріалів крупністю до 2 мм кут нахилу жолоба звичайно складає 15 - 20°.

Основна галузь застосування струминних апаратів – переробка мінеральних пісків.

8.4. ГВИНТОВА СЕПАРАЦІЯ

Гвинтові сепаратори і шлюзи – це різновид апаратів, в яких розділення матеріалу відбувається в безнапірному нахиленому потоці малої глибини в гладкому спіральному жолобі.

Гвинтові сепаратори і шлюзи застосовують для вилучення питомаважких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилучення коштовних мінералів з високою густиною з відходів флотаційного або магнітного збагачення.

Галузь застосування гвинтового апарата визначається крупністю цінних мінералів: при крупності цінних мінералів 0,1 – 3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05 – 0,2 мм – гвинтові шлюзи. Принцип дії гвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише за формою жолоба: жолоб сепаратора – частина круга або еліпса, жолоб шлюзи – прямокутний і ширший ніж у сепаратора.

Гвинтовий сепаратор (рис. 8.10) являє собою нерухомий спіральний жолоб 1 з вертикальною віссю 2, яка служить йому опорою. У завантажувальний пристрій 3, що знаходиться в верхній частині жолоба подається попередньо класифікована руда разом із водою (пульпа).

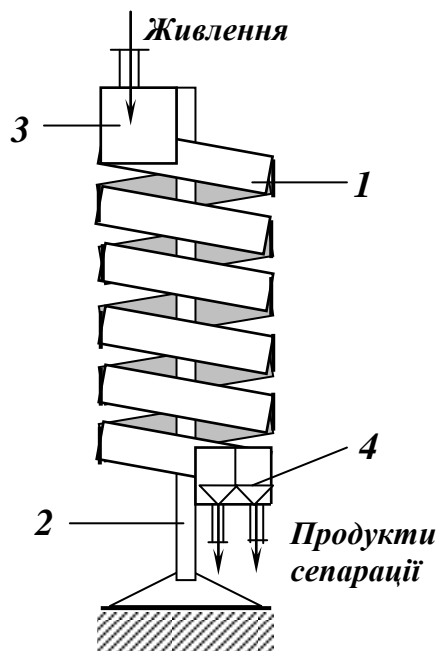


Рис. 8.10 – Схема гвинтового сепаратора.

- 1 – гвинтовий жолоб; 2 – опора;
- 3 – завантажувальний пристрій;
- 4 – розвантажувальний пристрій.

Під дією сили ваги пульпа стікає вниз в вигляді тонкого потоку різної глибини. При цьому на мінеральні частинки діють гравітаційні, гідродинамічні і відцентрові сили.

Взаємодія зазначених сил призводить до розділення матеріалу за густиною: зерна важких мінералів концентруються в придонній частині біля внутрішнього борту жолоба, а зерна легких мінералів виносяться у верхні шари потоку і зносяться до зовнішнього борту.

8.4.1. Процес збагачення у гвинтових сепараторах

Рух потоку пульпи у гвинтовому жолобі носить складний характер і відрізняється такими особливостями:

– під впливом відцентрових сил потік приймає нахилене до горизонту положення з характерним серпоподібним профілем (рис. 8.11).

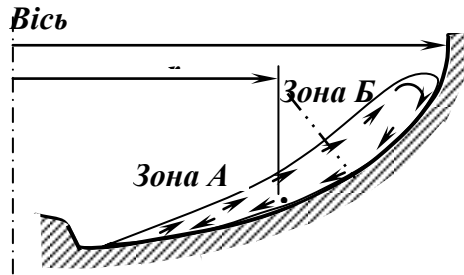


Рис. 8.11 – Циркуляція у гвинтовому жолобі.
 R – радіус жолоба;
 r – радіус обертання частинки

– глибина потоку в різних зонах поперечного перетину різна: мала – в зонах біля внутрішнього борту, максимальна – в середній частині біля зовнішнього борту.

– швидкість гвинтового потоку в різних зонах поперечного перетину також різна і вона змінюється за параболічним або за логарифмічним законом. Залежно від радіусу обертання середня подовжня складова швидкості гвинтового потоку може бути приблизно визначена за формулою:

$$V = \sqrt{rgt\beta}, \text{ м/с}, \quad (8.22)$$

де r – відстань від осі обертання, м; g – прискорення вільного падіння, м/с²; β – кут поперечного нахилу жолоба сепаратора до горизонту, град.

Середня швидкість потоку по жолобу сепаратора визначається за формулою Шезі (7.15);

– швидкість циркуляційної течії вздовж дотичної до поперечного перетину жолоба визначається за формулою:

$$V_u = Vtg\psi \cos \alpha / \cos \beta, \text{ м/с}, \quad (8.23)$$

де V – подовжня швидкість потоку (7.33), м/с; ψ – кут між горизонтальними проєкціями радіальної і тангенціальної складових швидкості елемента потоку, град; α, β – подовжній і поперечний кути нахилу жолоба, град.

Довжина пробігу елементів потоку від зовнішнього борту до внутрішнього в гвинтових апаратах складає від 0,7 до 1,5 витків.

Мінеральне зерно, що рухається в потоці пульпи по гвинтовому жолобу, зазнає одночасно впливів різних за величиною і напрямком сил, рівнодіюча яких визначає його траєкторію і положення у потоці (рис. 8.12).

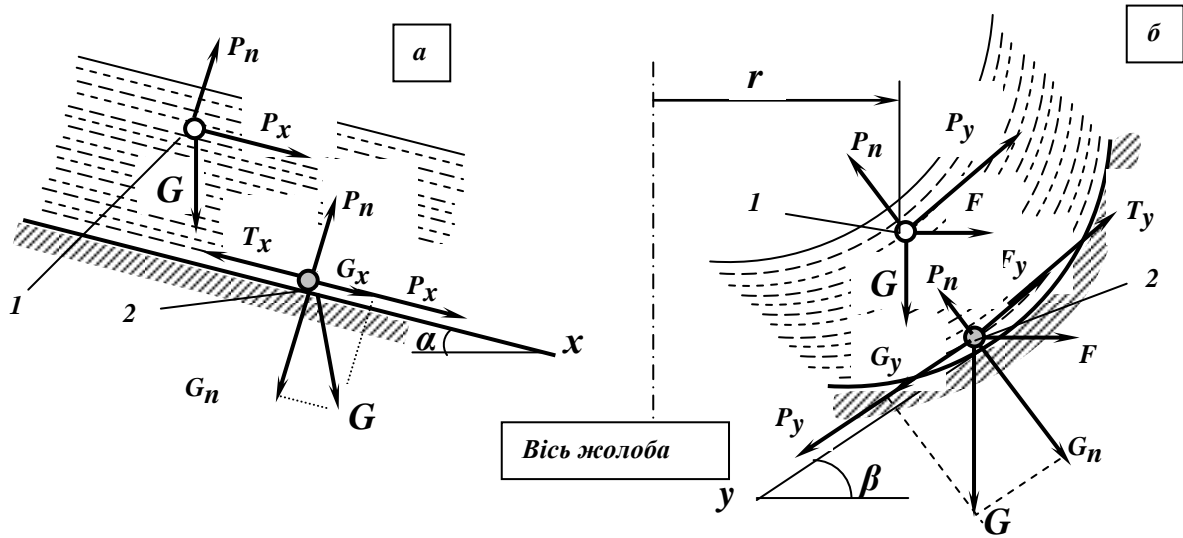


Рис. 8.12 – Схема сил, які діють в жолобі гвинтового сепаратора на мінеральне зерно, що переміщується в потоці (1) або по дну (2).

а – в подовжньому напрямку; б – в поперечному напрямку.

Основні сили, що діють на мінеральну частинку, що рухається в гвинтовому жолобі, такі:

– **гравітаційна сила** (8.1), нормальна складова якої визначає величину сили тертя (7.4), а тангенціальна – величину тягучої сили в напрямку найбільшого нахилу дна жолоба;

– **гідродинамічна сила** (8.2), величина її залежить від положення зерна по висоті потоку. Вона сприяє підтримці зерен у зваженому стані (в глибокій частині потоку);

– **відцентрова сила** мало впливає на швидкість руху зерна вздовж жолоба, але вона є однією з основних сил, що визначають поперечний рух зерен (особливо зважених):

$$F = mV_g^2 / r, \text{ Н}, \quad (8.24)$$

де m – маса зерна, кг; V_g – швидкість зерна в напрямку дії відцентрової сили, м/с; r – радіус обертання зерна, м.

– **сила тертя** (8.4) виникає при контакті зерна з поверхнею жолоба або з іншими зернами.

Для одиничного зерна, що знаходиться у зваженому стані, рівнодіюча швидкостей на напрям дотичної до лінії перетину жолоба при сталому режимі руху дорівнює:

$$V_p = V_g \cos \beta - V_0 \sin \beta \pm V_{\text{ц}}, \text{ м/с}, \quad (8.25)$$

де V_0 – швидкість падіння зерна у воді, м/с; інші позначення попередні.

Процес розділення зернистого матеріалу в жолобі гвинтового сепаратора здійснюється в два етапи:

1-й етап полягає в розшаруванні матеріалу по вертикалі.

2-й етап полягає в перерозподілі зерен у радіальному напрямку.

Оптимальна довжина жолоба для зерен різної крупності різна. Для виділення крупних зерен в сепараторі достатньо двох витків, в той час, як для виділення дрібних ($-0,1$ мм) – необхідно чотири витка.

8.4.2. Конструкції гвинтових апаратів

Гвинтові апарати розділяють на сепаратори (для збагачення некласифікованих і ширококласифікованих матеріалів крупністю 0,1 – 3 мм) і шлюзи (для збагачення тонкозернистих матеріалів крупністю 0,02 – 0,5 мм).

Гвинтовий сепаратор (рис. 8.11) складається із завантажувального пристрою, гвинтового жолоба, розподільника змивної води, пристрою для розділення і розвантаження продуктів збагачення, опорного каркасу.

Завантажувальний пристрій служить для зменшення швидкості і формування потоку вихідної пульпи і плавного вводу його в гвинтовий жолоб.

Гвинтовий жолоб виготовляють з чавуну, силуміну, полімерних матеріалів, або залізобетону. Кожний виток жолоба складається з двох секцій – напіввитків. Робочу поверхню жолобів футерують зносостійкими матеріалами: гумою, кам'яним литвом або полімерами. Число жолобів в сепараторі може бути від 1 до 4, а в шлюзі від 1 до 5.

Розподільники змивної води забезпечують її рівномірну подачу по усьому периметру внутрішнього борту жолоба.

Пристрій для розділення і розвантаження продуктів збагачення служить для регулювання ширини смуги пульпи, яка видаляється і направляється в збірник для готового продукту.

Гвинтові шлюзи за конструкцією подібні до гвинтових сепараторів. Основною особливістю їх конструкції є прямокутна форма поперечного перетину жолоба.

8.4.3. Конструктивні і технологічні параметри процесу гвинтової сепарації

Основні, що впливають на ефективність процесу гвинтової сепарації підрозділяють на дві групи: конструктивні і технологічні.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів відносять: діаметр і крок гвинтового жолоба, профіль його поперечного перетину, число витків, число відсікачів і місце їх установки.

Діаметр гвинтового жолоба є основним конструктивним параметром сепаратора і визначає його розміри, масу і продуктивність.

Профіль поперечного перетину жолоба може являти собою елемент еліпса, кола, пряму лінію.

Число витків жолоба залежить від фізичних властивостей збагачуваного матеріалу. Воно збільшується зі зменшенням різниці в густині розділюваних мінералів і їх крупності.

Крок гвинтового жолоба визначає кут нахилу його гвинтової лінії до горизонту і впливає на гідродинамічну характеристику потоку і умови транспортування матеріалу. Крок гвинтової лінії визначається зі співвідношення:

$$t = 2\pi R t g \alpha, \text{ м}, \quad (8.26)$$

де R – радіус гвинтової лінії, м; α – кут нахилу гвинтової лінії жолоба до горизонту, град.

Вивід продуктів збагачення здійснюється відсікачами. Положення ножів відсікачів визначається в кожному конкретному випадку дослідним шляхом і зберігається постійним.

Залежно від виконання гвинтові апарати можуть мати 2-5 гвинтових жолобів, що функціонують паралельно.

Технологічні параметри

До технологічних параметрів належать: густина, крупність і форма мінеральних зерен у живленні, вміст твердого у живленні і продуктивність. На результати збагачення суттєво впливають також підготовчі операції.

Склад вихідного матеріалу за густиною розділюваних мінералів характеризує можливість ефективного застосування процесу гвинтової сепарації. Оцінка можливості збагачення визначається за величиною критерію Мейстера:

$$k_0 = (\delta_{вих} - \delta_l) / (\delta_l - 1), \quad (8.27)$$

де $\delta_{вих}, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу і легкого мінералу, т/м³.

Якщо $k_0 > 1$ збагачення гвинтовою сепарацією буде ефективним, якщо $1 > k > 0,75$ збагачення ще можливе, а при $k < 0,75$ розділення не відбудеться (збагачення неможливе).

Крупність мінеральних зерен характеризується верхньою і нижньою межами. Верхня межа крупності зерен при гвинтовій сепарації залежить від їх густини. Нижня межа крупності зерен визначається умовами їх зважування і розподілення по висоті потоку.

Підготовка матеріалу до збагачення полягає в його класифікації і знешламлюванні.

Вміст твердого в живленні при збагаченні розсипних руд складає звичайно 15 – 25 % (за масою), при збагаченні корінних руд – 30 – 40 %.

Витрата змивної води звичайно складає 0,3 – 0,6 л/с на один жолоб сепаратора діаметром 600 мм.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_3 \delta_{вих} D^2 m \left(d_{max} \frac{\delta_m - 1}{\delta_l - 1} \right)^{0,5}, \text{ т/год}, \quad (8.28)$$

де k_3 – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу; $\delta_{вих}, \delta_m, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питомо-важких зерен в живленні, мм.

Гвинтова сепарація застосовується в технологічних схемах збагачення вугілля, залізних, хромових, танталових, золотовмісних і інших руд. Але головним чином гвинтова сепарація використовується при переробці розсипів, які є ідеальним живленням для гвинтових сепараторів.

8.5. ЗБАГАЧЕННЯ НА КОНЦЕНТРАЦІЙНИХ СТОЛАХ

8.5.1. Процес концентрації на столах

Концентрація на столах – процес розділення рудних частинок за густиною в тонкому шарі води, що тече по слабко нахиленій деці, яка виконує зворотно-поступальні рухи в горизонтальній площині перпендикулярно до напрямку руху води.

Концентрація на столах використовується для розділення руд олова, вольфраму, рідкісних, благородних і чорних металів та інших корисних копалин при крупності матеріалу 0,01 – 3 мм. Концентраційні столи можуть бути використані для збагачення і знесірчування вугілля крупністю до 13 мм, а також для процесу флотогравітації.

Схема найпростішого за конструкцією однодечного концентраційного стола показана на рис. 8.13.

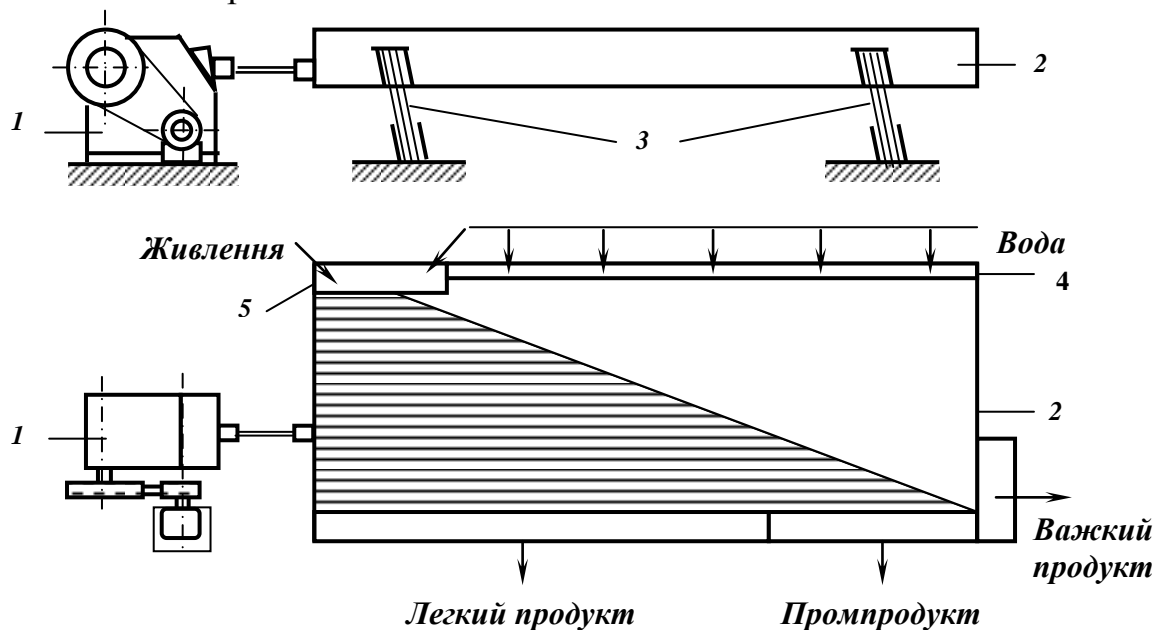


Рис. 8.13 – Схема концентраційного стола.

1 – привод; 2 – дека стола з рифлями; 3 – опори; 4 – жолоб змивної води; 5 – приймальний лоток .

Концентраційний стіл складається з приводного механізму 1, деки 2 і допоміжних пристроїв (опор 3, жолоба змивної води 4, приймального лотка 5).

Робочою поверхнею концентраційного стола служить дека виготовлена з дерева або з алюмінієвого сплаву і покрита лінолеумом, гумою чи склопластиком. Вздовж деки закріплені рифлі – рейки прямокутної форми, висота яких зменшується в напрямку до торцевої концентратної частини стола.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного стола відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок в подовжньому (вздовж рифлів) і поперечному (потокотом води) напрямках відповідно з їх густиною і крупністю.

Процес розділення матеріалу на концентраційному столі відбувається під дією сил: гравітаційної (8.1), динамічного тиску (8.2), динамічного впливу

вертикальної складової швидкості вихрових водних потоків (8.3), тертя (8.4), а також інерційної сили:

$$P_i = ma, \text{ Н}, \quad (8.29)$$

де m – маса частинки, кг; g – прискорення руху частинки, м/с^2 .

Розпушення шару частинок створюється коливаннями деки і турбулентними вертикальними пульсаціями, що відбуваються в потоці води. Діаграма руху деки стола показана на рис. 8.14.

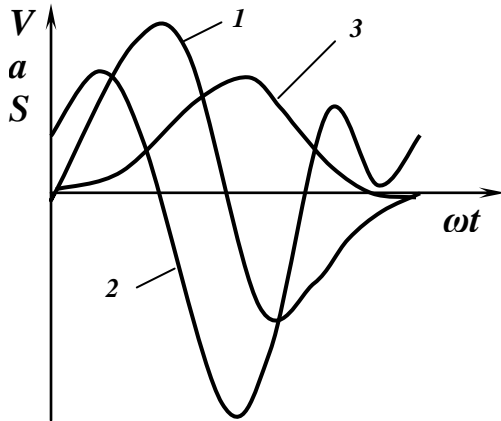


Рис. 8.14 – Діаграма руху деки стола.
1 – швидкість V ; 2 – прискорення a ;
3 – переміщення S .

Рівняння руху деки мають такий вигляд:

$$S = 0,5l[1 - \cos \omega t - 0,25\lambda(1 - \cos 2\omega t)]; \quad (8.30)$$

$$V = 0,5l\omega(\sin \omega t - 0,5\lambda \sin 2\omega t); \quad (8.31)$$

$$a = 0,5l\omega^2(\cos \omega t - \lambda \cos 2\omega t); \quad (8.32)$$

$$\omega = 2\pi n, \quad (8.33)$$

де V, a, S – швидкість, прискорення і переміщення деки, відповідно; l, n – розмах і частота коливань, відповідно; t – час від початку руху деки (з крайнього положення); λ – відношення амплітуди другої гармоніки до амплітуди першої гармоніки (звичайно $\lambda = 0,5$). Розпушення шару частинок є обов'язковою умовою ефективного розшарування на деці стола.

Розшарування на концентраційному столі має значною мірою характер сегрегації. Швидкість розшарування збільшується зі збільшенням густини і зменшенням крупності осідаючих частинок. Швидкість розшарування складає частки міліметра за секунду.

Транспортування частинок в подовжньому напрямку здійснюється в результаті зворотно-поступального руху деки, в поперечному – потоком води.

Швидкість подовжнього переміщення частинок залежить від закону руху деки. Подовжнє переміщення частинки починається в той момент, коли сила інерції (7.29) частинки перевищить силу тертя (7.3), яка утримує її у спокої:

$$ma > G_0 f \cos \alpha. \quad (8.34)$$

З цієї нерівності при малих кутах нахилу дек концентраційних столів ($\cos \alpha \approx 1$) критичне прискорення, що виведе частинку з стану спокою визначається як:

$$a_0 = (\delta - \Delta)gf / \delta, \text{ м/с.} \quad (8.35)$$

В середньому швидкість подовжнього переміщення частинок знаходиться в межах 1,5 – 3 см/с.

Середня швидкість руху частинок в поперечному напрямку на порядок менша швидкості їх транспортування потоком води, вона складає 0,7 – 1,2 см/с.

Кінцева швидкість V переміщення частинки по деці стола залежить від двох складових: інерційної $V_{ін}$ і гідродинамічної $V_{гд}$ (рис. 8.15).

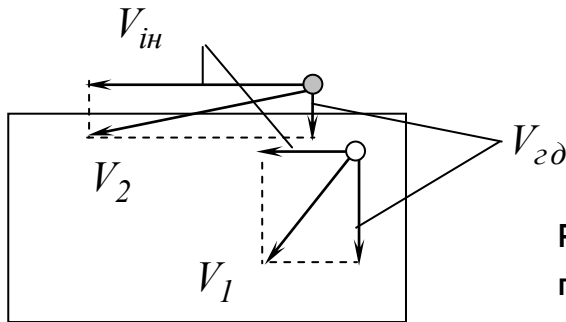


Рис. 8.15 – Схема руху частинок різної густини ($\delta_1 < \delta_2$) по деці стола.

В результаті неоднакового впливу інерційних і гідродинамічних сил на мінеральні частинки різної густини вони розділяються за густиною і крупністю і на деці стола утвориться своєрідне *віяло продуктів розділення* (рис. 8.16).

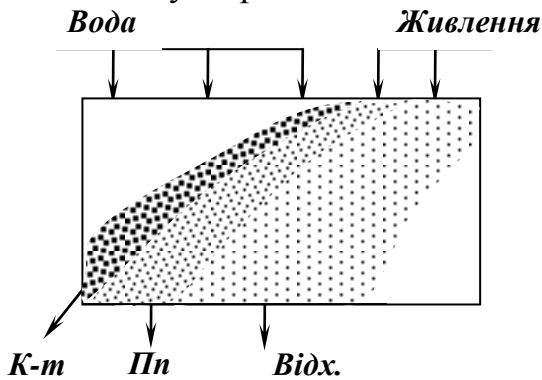


Рис. 8.16 – Схема розподілу продуктів на деці концентраційного стола ($\delta_{к-т} > \delta_{пп} > \delta_{відх}$).

8.5.2. Конструкції концентраційних столів

Концентраційні столи, що застосовуються при збагаченні корисних копалин, можуть бути одно-, дво-, три- і багатодечними. Форма дек може бути прямокутною, трапецієподібною і діагональною.

Залежно від характеру збагачуваного матеріалу концентраційні столи розрізняються на піскові (для збагачення матеріалу крупністю 0,2–3 мм) і шламові (для збагачення матеріалу крупністю 0,02–0,2 мм). За способом встановлення столи можуть бути опорними або підвісними.

Концентраційний одностілий стіл СКМ-1 (рис. 8.17) призначений для збагачення матеріалів крупністю 0,1–3 мм. Стіл має одну дерев'яну деку трапецієподібної форми. Поверхня деки покрита лінолеумом, на якому закріплені рифлі прямокутного перетину. Дека спирається на шість роликів опор. Регулювання кута поперечного нахилу деки здійснюється креновим

механізмом. Зворотно-поступальний рух в площині деки здійснюються від ексцентрикового приводу через тягу (при прямому ході) і пружину (при зворотному ході).

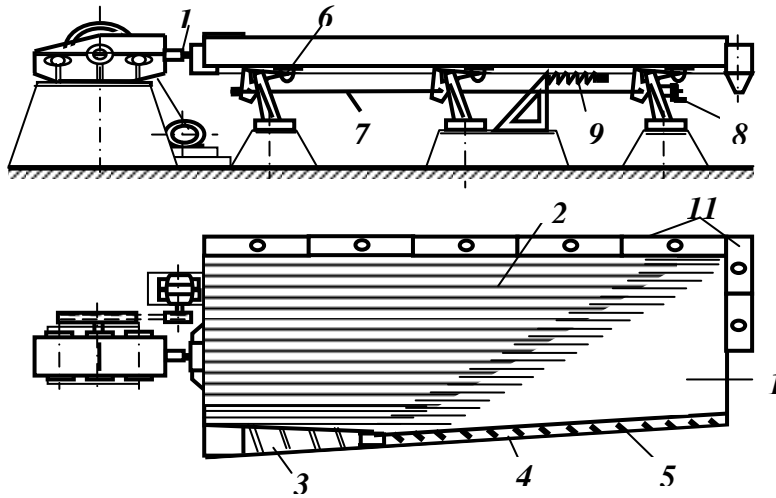


Рис. 8.17 – Схема концентраційного стола СКМ-1.

1 – дека; 2 – рифлі; 3 – приймальний лотік; 4 – жолоб змивної води; 5 – планки для регулювання подачі змивної води; 6 – опора; 7 – гвинт кренового механізму; 8 – маховичок кренового механізму; 9 – натяжний пристрій; 10 – тяга; 11 – збірники продуктів.

Концентраційний ярусний здвоєний стіл ЯСК-1 (рис. 8.18) має шість дек, що приводяться в рух від одного приводного механізму. Деки розташовані в три яруси двома паралельними секціями (по три з кожного боку).

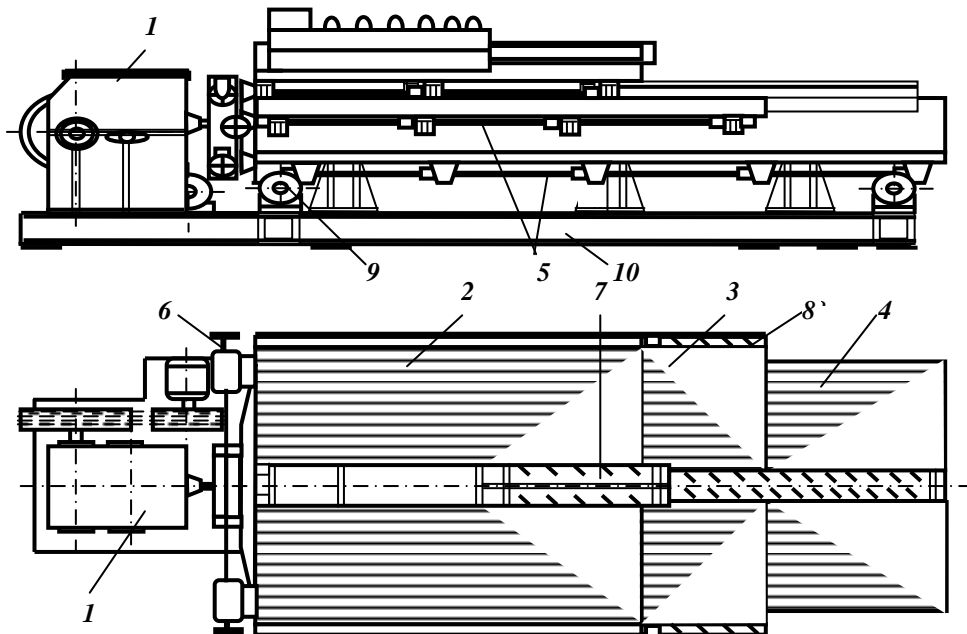


Рис. 8.18 – Схема концентраційного стола ЯСК-1.

1 – приводний механізм; 2 – верхні деки; 3 – середні деки; 4 – нижні деки; 5 – осі рухомої рами; 6 – механізм поперечного нахилу деки; 7 – жолоб-розподільник пульпи і змивної води; 8 – рухомі планки для регулювання подачі води; 9 – роликові опори; 10 – фундаментна рама.

Матеріал надходить на дві верхні деки 2, з яких переходить на середні 3, а потім на нижні 4. Збір остаточних продуктів збагачення здійснюється з нижніх дек. Деки стола виготовляються з алюмінієвого сплаву з гумовим покриттям або без нього. Гумові рифлі наклеюють на поверхню дек. Форма рифлів і їх розташування такі ж, як у стола СКМ-1.

Рухома рама стола разом зі змонтованими на ній деками опирається чотирма роликівими опорами 9 на фундаментну раму 10.

Столи ЯСК-1 рекомендується застосовувати для збагачення матеріалів крупніше 0,2 мм.

Багатодечний підвісний концентраційний стіл СКПМ-6 (рис. 8.19) являє собою підвісну конструкцію етажеркового типу, що складається з шести алюмінієвих діагональних дек 1, розташованих одна над одною і скріплених чотирма вертикальними планками-підвісками 2. На деку перпендикулярно до її короткого боку наклеєні рифлі 5, висота яких зменшується з віддаленням від вібратора 3.

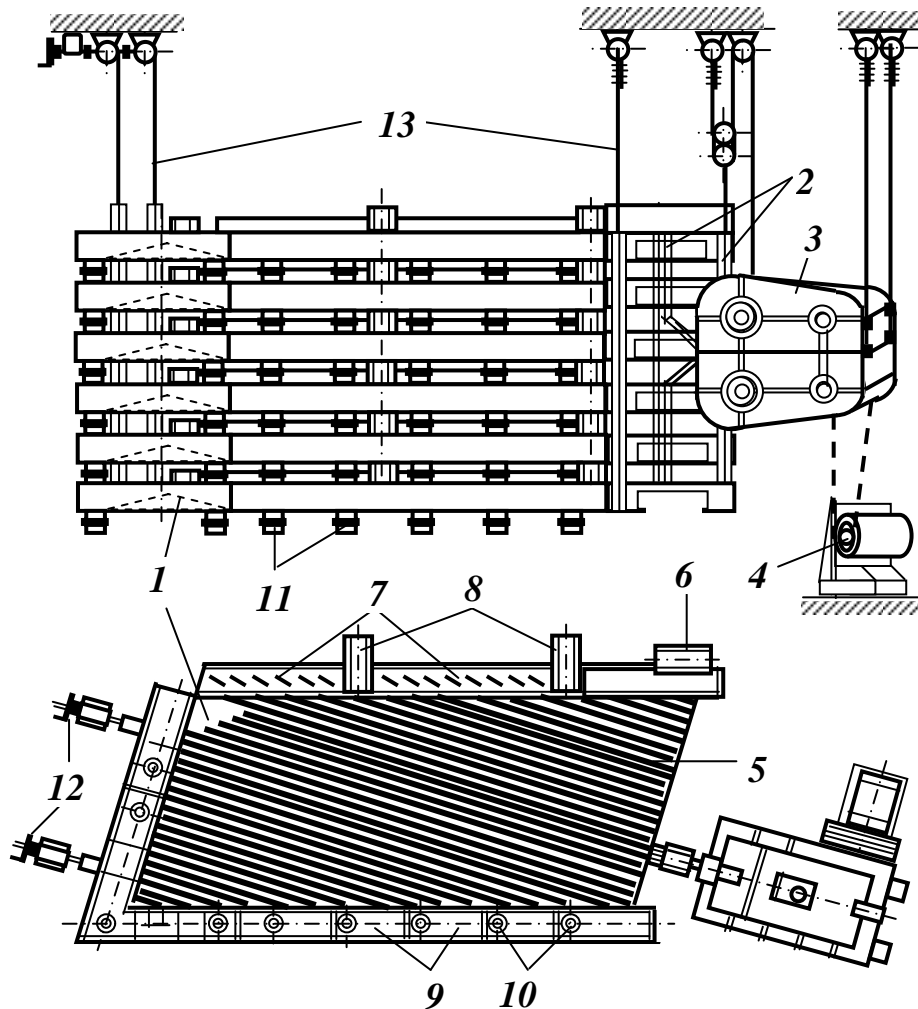


Рис. 8.19 - Схема концентраційного стола СКПМ-6.

1 – деки; 2 – підвісні планки; 3 – вібратор; 4 – електродвигун; 5 – рифлі; 6 – приймальний лотік; 7 – жолоб змивної води; 8 – патрубки підводу води; 9 – збірники продуктів; 10 – отвори збірників; 11 – партрубки відводу продуктів; 12 – регульовальні маховички; 13 – триси підвіски.

Бігармонічний самобалансний вібратор 3, що створює коливання деки, зв'язаний з електродвигуном 4 клиноремінною передачею. Для регулювання кута нахилу деки служать маховички 12. Концентраційний стіл підвішується до перекриття будови збагачувальної фабрики за верхні кінці планок 2 системою тросів 13. Вібратор також підвішується до перекриття системою тросів.

Концентраційний стіл СКПМ-6 розроблений спеціально для збагачення вугілля крупністю до 6 мм з метою одержання низькозольних концентратів, його застосування також ефективно для знесірчування корисної копалини, що має значний вміст піриту.

8.5.3. Технологічні і конструктивні параметри процесу концентрації на столах

Технологічні параметри

Речовинний склад вихідного матеріалу характеризує можливість ефективного застосування процесу концентрації. Оцінка можливості здійснюється за величиною співвідношення:

$$k = (\delta_{cp} - \Delta) / (\delta_l - \Delta), \quad (8.36)$$

де $\delta_{cp}, \delta_l, \Delta$ - середня густина збагачуваного матеріалу, густина легкого мінералу і густина рідини (звичайно води), кг/м³.

Якщо $k > 2,5$, то збагачення на столах ефективно, якщо $2,5 > k > 1,75$ ефективно збагачення можливе тільки при крупності матеріалу не більше 0,07 – 0,15 мм, а при $k < 1,75$ збагачення на столах ускладнене або взагалі неможливе.

Форма зерен має важливе значення при збагаченні на столах. Зерна важких мінералів кубічної форми розташовуються у верхній частині віяла продуктів і виділяються в концентрат, а зерна плоскі або витягнуті (тієї ж густини) розташовуються у віялі ближче до промпродукту.

Вміст твердого в живленні коливається від 15 до 40 % . Оптимальним є вміст твердого 20–25%.

Підготовка матеріалу перед збагаченням на столах полягає в його класифікації за крупністю. Крупність рудного матеріалу, що збагачується на концентраційних столах повинна бути в межах 0,04–3 мм.

Змивна вода необхідна для видалення частинок легких мінералів в кінці деки.

Продуктивність концентраційних столів розраховується за формулою:

$$Q = 0,1m\delta_{вих} \left(Fd_{cp} \frac{\delta_m - 1}{\delta_l - 1} \right)^{0,6}, \text{ т/год}, \quad (8.37)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}, \delta_m, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки стола, м²; d_{cp} – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

В операціях перетищення промпродуктів продуктивність столів зменшують на 20 – 40 %, а в операціях доведення концентратів – на 50 % у порівнянні з продуктивністю операції основної концентрації.

Конструктивні параметри

Частота коливань і хід деки визначають за емпіричними формулами:

$$\text{– частота коливань:} \quad n = 250 / d_{max}^{0,33}, \text{ хв}^{-1}; \quad (8.38)$$

$$\text{– хід деки:} \quad l = 18d_{max}^{0,25}, \text{ м}, \quad (8.39)$$

де d_{max} – максимальний розмір зерен збагачуваного матеріалу, м.

Результати одержані при розрахунках приблизні і їх слід уточнювати при експлуатації.

Кут поперечного нахилу деки визначає швидкість руху водного потоку. При збагаченні дрібнозернистих матеріалів він складає 1,5 – 2,5°, при збагаченні грубозернистих – 4 – 8°, а для особливо крупних і важких мінералів він може бути збільшений до 10°.

Кут поперечного нахилу деки і витрати змивної води взаємопов'язані і є основними регулюючими параметрами при експлуатації концентраційних столів.

Кут подовжнього нахилу деки невеликий за величиною – від – 0,003° до + 0,4°. Подовжнім нахилом деки регулюється транспортуюча здатність столу.

Типи нарифлення, що застосовуються на практиці (рис. 8.21), підрозділяють в основному на піскові (для матеріалів крупністю +0,2 мм) і шламові (для матеріалів крупністю – 0,2 мм).

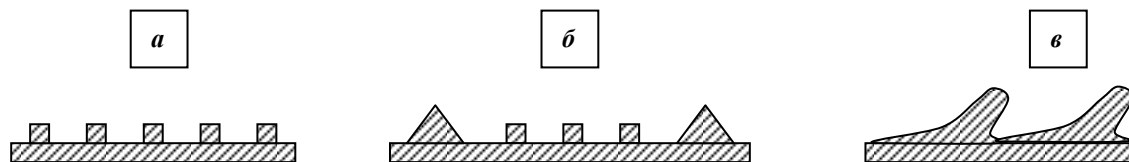


Рис. 8.21 – Типи нарифлень.
а – піскове; б – шламове; в – хвилясте.

В поперечному перетині піскові рифлі являють собою прямокутник (рис. 7.18 а), а шламові крім прямокутних рифлів малої висоти мають високі трикутні рифлі (рис. 7.18 б).

У сучасних шламових столах поверхня деки має хвилястий характер і рифлями є гребені хвиль (рис. 7.18 в). Такі рифлі суттєво знижують збурення потоку, що сприяє підвищенню ефективності збагачення шламів.

Концентраційні столи мають малу питому продуктивність і вимагають для своєї установки великих виробничих площ. Тому на фабриках для збагачення корінних і розсипних руд рідкісних металів концентраційні столи використовують головним чином для перетищення концентратів.

9. ПРОТИТЕЧІЙНА ВОДНА СЕПАРАЦІЯ

9.1. ЗАГАЛЬНІ ДАНІ ПРО ПРОЦЕСИ

Протитечійна водна сепарація – гравітаційний процес, який застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, розубоженої гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах. Протитечійні гравітаційні апарати відрізняються характером розділення збагачуваного матеріалу, способами транспортування продуктів і принципами регулювання робочого режиму. При цьому в них реалізуються спільні принципи, що полягають в підвищенні ефективності розділення внаслідок рециркуляції частини збагачуваного матеріалу в межах робочої зони. Сформований в процесі сепарації потік легких фракцій є попутним потоку розділювального середовища, а важких – зустрічним.

Протитечійна сепарація реалізується з використанням крутопохилих (КНС) і шнекових (СШ і СВШ) сепараторів.

9.2. КРУТОПОХИЛІ СЕПАРАТОРИ

В сепараторах КНС, на відміну від шнекових сепараторів, спостерігається керована взаємодія між транспортними потоками легкої і важкої фракції по всій довжині їх контактування в робочій зоні. В умовах рівноваги частинок в нахиленому каналі, в якому створюються турбулентні збурювання потоку (напр., пластинами з перегородками), опір турбулентного потоку для одних і тих же частинок буде тим більше, чим більше задана інтенсивність турбулентності. Ця залежність може бути описана рівнянням уявної додаткової густини середовища:

$$\Delta_{\text{доод}} = dp / (gdl) = kN\Delta(V_{\text{max}}^2 - V^2) / (2g), \text{ кг/м}^3, \quad (9.1)$$

де $\Delta, \Delta_{\text{доод}}$ – густина середовища і уявна додаткова густина середовища, кг/м^3 ; dp / dl – додатковий перепад тиску на одиницю довжини каналу, Па/м ; k – коефіцієнт повноти турбулізації потоку; N – число перегородок на одиницю довжини каналу, м^{-1} ; V_{max}, V – швидкості потоку середовища: максимальна на рівні перегородок і середня, м/с ; g – прискорення вільного падіння, м/с^2 .

Крутопохилі сепаратори використовуються для збагачення розубоженого вугілля, крупнозернистих шламів і механізації вибірки породи крупністю до 150 мм.

Крутопохилий сепаратор (рис. 9.1) являє собою прямокутний короб 1, нахилений під кутом 46 – 54° до горизонту.

У середині корпусу розташовано завантажувальний жолоб 2 для подачі в сепаратор вихідного матеріалу. На верхній кришці кожного із відділень закріплені гвинтові регулятори 3 дек 4, які обладнані зигзагоподібними перегородками. Деки, що фіксуються гвинтовими регуляторами, забезпечують

необхідний перетин каналу у породному (нижньому) і концентратному (верхньому) відділеннях сепаратора.

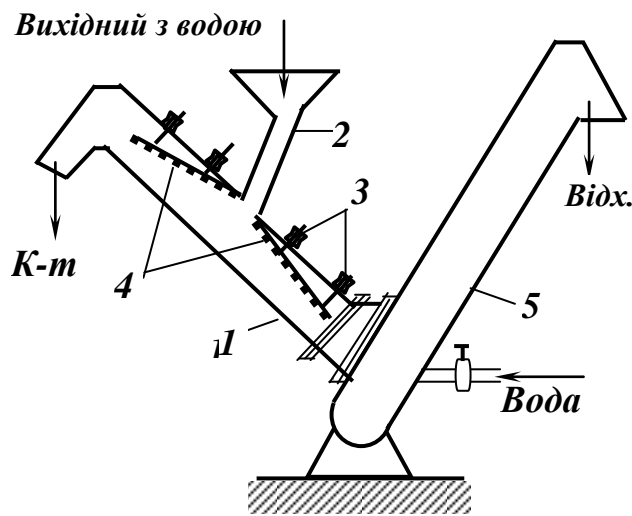


Рис. 9.1 – Схема крутопохилого сепаратора.

- 1 – робочий канал;
- 2 – завантажувальний жолоб;
- 3 – гвинтові регулятори;
- 4 – деки;
- 5 – елеватор.

Вихідний матеріал з водою безперервно по завантажувальному жолобу 2 подається в центральну частину каналу 1. Одночасно у нижню частину каналу через опирач елеватора 5 надходить із заданою швидкістю вода. Важкі фракції випадають у придонний шар і рухаються назустріч потоку води. Легкі фракції виносяться потоком води угору і розвантажуються через зливний поріг сепаратора.

Ефективність роботи крутопохилого сепаратора залежить від ряду постійних і змінних параметрів. Постійні параметри – кут нахилу корпуса сепаратора (вибирається перед монтажем) і положення рухомих дек (підбирається в період настройки режиму роботи сепаратора). Змінним (оперативним) параметром є витрата води, що подається в завантажувальну лійку з вихідним матеріалом і надходить у опирач елеватора.

Витрати води повинні відповідати пропускній спроможності перетинів у концентратній і породній зонах каналу. Співвідношення потоків необхідно вибирати таким чином, щоб підтримувати задану густину розділення в робочій зоні на постійному рівні. Відповідний вибір регульованих параметрів дозволяє забезпечити в сепараторі при збагаченні крупних класів робочі швидкості 0,5 – 0,7 м/с, при збагаченні дрібних класів – 0,2 – 0,3 м/с.

У крутопохилих сепараторах досягається рівномірне збагачення по всім класам крупності аж до класу 0 – 3 мм. Засмічення крупного концентрату не перевищує 2%, дрібного – 3 %.

9.3. ШНЕКОВІ СЕПАРАТОРИ

Шнекові сепаратори горизонтального і вертикального типів належать до класу збагачувальних апаратів, в яких підвищення густини розділення обумовлюється відставанням руху частинок збагачуваного матеріалу від руху розділювального середовища, а також дією додаткового градієнту тиску, що виникає при розбіжності векторів швидкостей частинок і середовища. Відставання руху частинок є результатом дії сил інерції і особливого характеру розділення окружних швидкостей в межах робочої зони. В цьому випадку ефективна густина розділення буде:

$$\Delta_e = \Delta V_c^2 / V_u^2, \text{ кг/м}^3, \quad (9.2)$$

де V_c, V_u – окружні швидкості розділювального середовища і твердої частинки, м/с; Δ – густина середовища, кг/м³.

Шнекові сепаратори використовуються для збагачення енергетичного вугілля крупністю 6 – 25 і 13 – 100 мм.

Сепаратор шнековий горизонтальний СШ-15 (рис. 9.2) складається з циліндричного корпусу 1, шнека 2, рами 8 і привода 3.

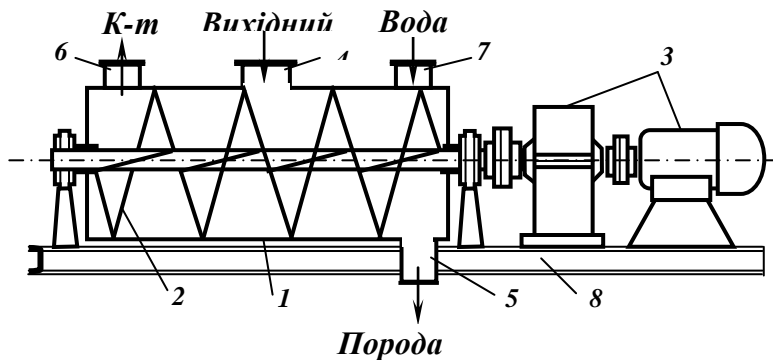


Рис. 9.2 – Схема горизонтального шнекового сепаратора.

1 – корпус; 2 – шнек; 3 – привод; 4 – завантажувальна лійка; 5 – лійка розвантаження породи; 6 – лійка розвантаження концентрату; 7 – тангенціальний патрубок введення води; 8 – рама.

У верхній частині корпусу знаходиться завантажувальна лійка 4 для подачі вихідного матеріалу. У нижній частині розташована лійка 5 для розвантаження породи. Концентрат розвантажується через тангенціальну лійку 6 у верхній частині корпусу. Вода в апарат подається через тангенціальний патрубок 7 і рухається по гвинтовому каналу, що створюється внутрішньою стінкою корпусу і шнеком, у напрямку руху гвинтового потоку.

Вихідний матеріал подається через завантажувальну лійку у середину робочої зони сепаратора, де на ділянці один-півтора витка здійснюється основне збагачення і формування двох транспортних потоків, що спрямовані у протилежні боки – до концентратної і породної розвантажувальних лійок.

Частинки матеріалу рухаються у сепараторі за складними гвинтовими траєкторіями, при цьому частота їх обертання навколо валу шнека визначається густиною і крупністю. Частинки, у яких частота обертання близька до частоти обертання водного потоку, переміщуються разом з ним до концентратної лійки. Частинки, у яких частота обертання менше частоти обертання водного потоку, а також ті, що випали зі зваженого потоку на дно і придонні ділянки біля стінок сепаратора, з різною швидкістю транспортуються шнеком до породної лійки.

Сепаратор шнековий вертикальний СВШ-15 (рис. 9.3) відрізняється від горизонтального завантаженням вихідного матеріалу через порожній вал і приводом, що розташований знизу.

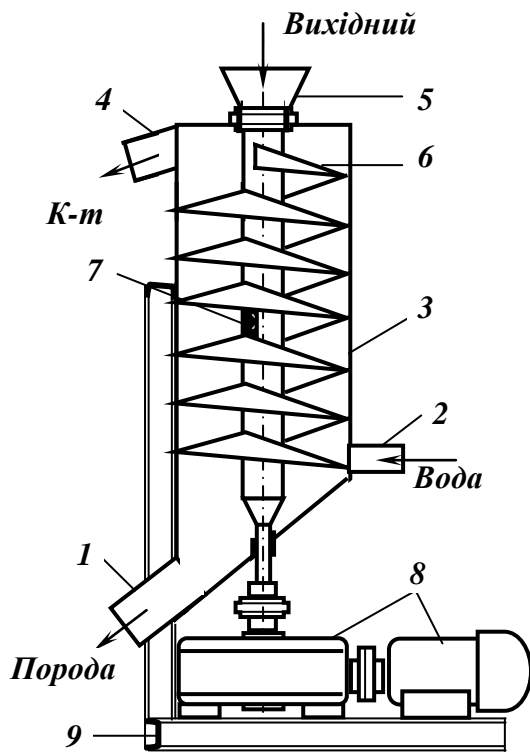


Рис. 9.3 – Схема вертикального шнекового сепаратора.

1 – лійка розвантаження породи;
 2 – тангенціальний патрубок введення води; 3 – корпус; 4 – лійка розвантаження концентрату; 5 – завантажувальна лійка;
 6 – шнек; 7 – завантажувальне вікно;
 8 – привод; 9 – рама.

Параметрами регулювання процесу в шнекових сепараторах є: витрати води, частота обертання шнека і навантаження сепаратору.

Література до розділу 9: [1] с. 181 – 236, [2] с. 117 - 158

10 ПРОЦЕСИ РОЗДІЛЕННЯ В ПОВІТРЯНОМУ СЕРЕДОВИЩІ

10.1 ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ПНЕВМАТИЧНИХ ПРОЦЕСІВ

Пневматичними називаються процеси розділення суміші мінеральних частинок за густиною (збагачення) і крупністю (класифікація) в розділовому середовищі, що розпушується висхідним або пульсуючим струменем повітря.

Пневматичні процеси відбуваються у відповідності з законами гравітаційного розділення. Рух тіл у повітряному середовищі є різновидом руху тіл у рідині, суттєва відмінність повітряного середовища від водного – низька густина $\Delta = 1,23 \text{ кг/м}^3$ і мала в'язкість $\mu = 1,8 \cdot 10^{-5} \text{ Па}\cdot\text{с}$. Повітряне середовище оказує незначний опір руху зерен в порівнянні з водою, що приведе до збільшення кінцевої швидкості. В цьому випадку формули для визначення швидкості вільного падіння здобувають вид:

$$\text{– в турбулентному режимі } (d > 2 \text{ мм}): \quad V_0 = 4,61 \cdot \sqrt{d\delta}, \text{ м/с}, \quad (10.1)$$

$$\text{– в перехідному режимі } (0,1 \leq d \leq 2 \text{ мм}): \quad V_0 = 40,6d \cdot \sqrt[3]{\delta^2}, \text{ м/с}, \quad (10.2)$$

$$\text{– в ламінарному режимі } (d < 0,1 \text{ мм}): \quad V_0 = 30278 \cdot d^2 \delta, \text{ м/с} \quad (10.3)$$

Для визначення швидкості стислого руху використовують звичайно

формулу Ханкока:
$$V_{cm} = V_0 \Theta^2, \text{ м/с}. \quad (10.4)$$

Час досягнення кінцевої швидкості руху зерна в повітрі значно більше, ніж у воді, і визначається за формулою:

$$t_0 = 2,5V_0 / g, \text{ с} \quad (10.5)$$

Коефіцієнт рівнопадання визначається без урахування густини середовища:

$$e = (\delta_2 / \delta_1)^n, \quad (10.6)$$

Величина коефіцієнта рівнопадання у повітряному середовищі в 2 – 3 рази менше, ніж у водному, тому при розділенні у повітряному середовищі шкала класифікації повинна бути більш вузькою.

При пневматичному збагаченні на шар збагачуваного матеріалу (постіль), що знаходиться на перфорованому решеті, діє безперервний або пульсуючий потік повітря. Аеродинамічний тиск висхідного потоку повітря в будь якій точки постелі визначається за формулою:

$$p_n = (1 - \Theta) \Delta_{cp} u^2 h g / \Theta^4 V_0^2, \text{ Па}, \quad (10.7)$$

де Δ_{cp} – середня густина постелі, кг/м^3 ; u – швидкість потоку повітря, м/с ; h – товщина постелі, м .

Початок розпушення постелі відбудеться при аеродинамічному тиску рівному тиску стовпа матеріалу на робочій поверхні збагачувального апарату:

$$p_0 = (1 - \Theta_0) \Delta_{cp} h_0 g, \text{ Па}, \quad (10.8)$$

де Θ_0, h_0 – коефіцієнт розпушення і товщина постелі в зімкненому стані.

При рівності $p_n = p_0$ мінімальна швидкість потоку повітря буде:

$$u_0 = V_0 \Theta_0^2, \text{ м/с.} \quad (10.9)$$

Особливість процесу пневматичного збагачення полягає в тому, що він відбувається при коефіцієнті розпушення постелі значно більшому, ніж при гідравлічній відсадці, що породжується труднішими умовами транспортування продуктів розшарування по робочій поверхні.

Для забезпечення нормальної роботи апаратів пневматичного збагачення тиск повітря повинен бути не менше 50 – 80 Па на кожний сантиметр товщини постелі. Умови відносного переміщення елементарного об'єму частинок в постелі можуть бути отримані з рівності сили ваги цього об'єму і сили аеродинамічної дії висхідного потоку повітря ($G_0 = P$):

$$G_0 = (1 - \Theta) \delta F h g, \quad (10.10)$$

$$P = (1 - \Theta) \Delta_{cp} F h g, \quad (10.11)$$

$$l = \frac{dV}{dt} = \frac{\delta - \Delta_{cp}}{\delta} \cdot g, \quad (10.12)$$

де F – площа поперечного перетину елементарного об'єму постелі, м^2 ; l – відносне переміщення елементарного об'єму частинок в постелі, м .

З формули (10.12) видно, що відносне переміщення частинок в постелі і їх розшарування залежать в основному від густини. При $\delta > \Delta_{cp}, l > 0$ – частинки переміщуються в низ постелі; при $\delta < \Delta_{cp}, l < 0$ – частинки переміщуються в верх постелі; при $\delta = \Delta_{cp}, l = 0$ – частинки будуть знаходитися в постелі у зваженому стані. Удержанню кожного шару постелі, що сформувався, у зваженому стані відповідає строго визначена швидкість висхідного потоку повітря.

Процеси пневматичного збагачення характеризуються спрощеною технологією, їх переваги полягають в простоті схем збагачення, менших капітальних витратах, собівартості процесу і енергомісткості, одержанні сухих продуктів збагачення і відсутності потреб у воді і операції зневоднення. Основні недоліки пневматичних процесів: вологість збагачуваних матеріалів не повинна перевищувати 5 %, їх збагачуваність повинна бути легкою, точність розділення – низька. Тому пневматичні процеси мають обмежене застосування – переважно для збагачення бурого та легкозбагачуваного кам'яного вугілля, азбесту і деяких інших корисних копалин з малою густиною. Застосування пневматичних процесів збагачення доцільно в суворих кліматичних районах або в районах з нестачею води, а також при переробці корисних копалин, що містять породу, яка легко розмокає з утворенням значного об'єму шламів, внаслідок чого порушується процес розділення.

Пневмокласифікація широко використовується в циклах сухого подрібнення і приготування пилоподібного палива, в схемах знепилення і пиловловлення. Крупність розділення при пневмокласифікації складає від 0,005 до 1,5 мм.

10.2 ПНЕВМОКЛАСИФІКАЦІЯ

На збагачувальних фабриках процес пневмокласифікації застосовується для пиловловлення і знепилення.

В повітряних класифікаторах, як правило, розділення здійснюється на два продукти: крупний і дрібний. Якщо необхідно одержати декілька продуктів різної крупності, послідовно встановлюють декілька пневмокласифікаторів.

Джерелом утворення промислового пилу на збагачувальних фабриках являються дрібніші мінеральні частинки, що містяться у корисній копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні. Особливо сильне пилоутворення відбувається при дробленні і сухому подрібненні, грохоченні, пневматичному збагаченні, сухої магнітної сепарації, електросепарації, транспортуванні сухих продуктів по жолобам і трубам, в містах перевантаження сухих продуктів, при роботі сушильних апаратів і т.д. Вміст пилу у повітрі характеризується масовою кількістю пилу у одиниці об'єму і виражається у мг/м^3 .

Залежно від крупності твердих частинок розрізняють такі категорії пилу:

- *крупний пил* з частинками розміром від 100 до 500 мкм;
- *дрібний пил* з частинками розміром від 10 до 100 мкм;
- *тонкий пил* з частинками розміром від 0,1 до 10 мкм;
- *дуже тонкий пил* з частинками розміром менш 0,1 мкм.

Знепилення і пиловловлення – процеси віддалення пилу з корисної копалини або продуктів збагачення. При цьому з продукту відділяється клас визначеної крупності, звичайно клас 0 – 0,5 мм.

Знепилення і пиловловлювання здійснюється в апаратах різної конструкції, ефективність роботи яких оцінюється показником ступеня пиловловлювання (знепилення) E , що виражається відношенням кількості вловленого пилу до його кількості у вихідному продукті:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих}, \quad (10.13)$$

де $\gamma_{вих}$ – вміст пилу у повітрі, що поступає на очищення, мг/м^3 ; $\gamma_{оч}$ – вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м^3 .

Продукти збагачення звичайно знепилюють двома способами: мокрим (на грохотах і у гідроциклонах) і сухим (на грохотах і повітряних класифікаторах).

Мокре знепилення (знешламлення) практично не відрізняється від підготовчих процесів на грохотах і у гідроциклонах. Основна особистість знепилення на грохотах – використання сит з відносно дрібними отворами.

Знепилення повітряною класифікацією здійснюється у вертикальних, горизонтальних і комбінованих потоках.

Сухе знепилення в повітряних класифікаторах – знепилювачах здійснюється повітряним струменем, що пропускається скрізь шар рухомого матеріалу. При цьому повітряний потік захоплює дрібні частинки і відносить їх до системи пиловловлення. Крупні частинки, що випадають з повітряного потоку, направляються у збірник знепиленого продукту. Розрізняють відцентрові, камерні, жалюзійні, вібраційні та інші типи знепилювачів, але найбільше застосування у практиці збагачення знайшли відцентрові знепилювачі.

В **відцентровий знепилювач** (рис. 10.1) вихідний матеріал через лійку 1 поступає на диск 2, що обертається.

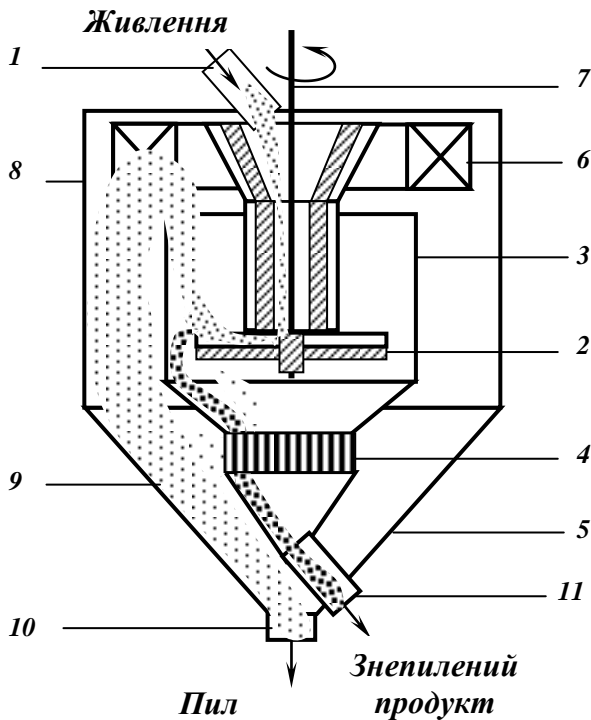


Рис. 10.1 – Схема відцентрового знепилювача.

1 – завантажувальна лійка; 2 – диск; 3 – циліндрична дільниця внутрішньої камери; 4 – жалюзі; 5 – конічна дільниця внутрішньої камери; 6 – вентилятор; 7 – вал; 8 – циліндрична дільниця зовнішньої камери; 9 – конічна дільниця зовнішньої камери; 10, 11 – розвантажувальні патрубки.

Під дією відцентрової сили матеріал скидається з диску до стінок внутрішньої камери 3 і зсипається по жалюзі 4 в внутрішній конус 5. Тут матеріал пронизується висхідним повітряним потоком, що створюється вентилятором 6, який одержує обертання від валу 7 сумісно з диском 2. Частинки пилу захоплюються повітряним потоком, поступають на лопатки ротору вентилятору і викидаються ними до стінок зовнішньої циліндричної камери 8. Пилі частинки рухаються по спіралі у низ у конічну дільницю зовнішньої камери 9 до розвантажувального патрубку 10 і виводяться з апарату. Знепилений продукт зі знепилювача віддаляється через конус 5 і патрубок 11. Повітря, що викидається вентилятором у зовнішню камеру, по спіралі спускається у низ, проходить через жалюзі 4, повертається у камеру 3 і направляється скрізь шар матеріалу в вентилятор 6. Таким чином, повітря циркулює у знепилювачі і він одночасно являється ще й пиловловлювачем.

Ефективність роботи відцентрового знепилювача залежить від швидкості руху повітряного потоку через внутрішню камеру – з її збільшенням підвищується вилучення пилу у пиловий продукт, але з ним можуть уноситися і крупні частинки. Ефективність роботи знепилювача залежить також і від

вологості вихідного продукту: при вологості 5 % – ефективність знепилення складає 70 – 80 % , а при збільшенні вологості – знижується до 25 – 30 % . Крім того, важною умовою ефективної роботи знепилювача являється його повна герметизація від підсмоктувань атмосферного повітря.

Як збагачувальний апарат відцентровий знепилювач застосовується при збагаченні азбесту, частинки якого значно легше породних і виносяться з апарату у зваженому стані в пиловловлюючі циклони.

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні і електричні способи пиловловлення. До механічних відносяться способи, що використовують силу ваги, відцентрову силу, фільтрування через пористу перегородку і зрошення запиленого повітря водою. Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і коштовності пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Камерні пиловловлювачі (рис. 10.2) призначені для виділення крупного пилу (більш 100 мкм) з потоків запиленних газів.

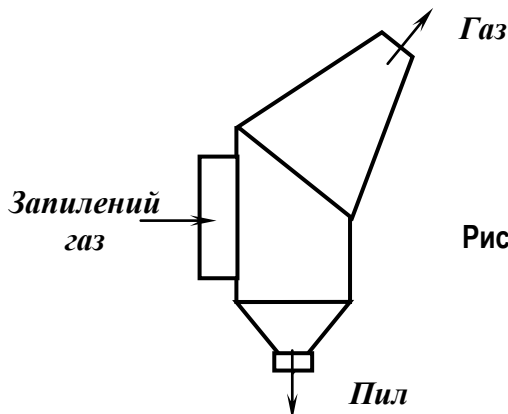


Рис. 10.2 – Схема пилоосаджувальної камери.

Потік газу при попаданні в осаджувальну камеру, що має значно більшу площу поперечного перетину, різко знижає швидкість руху і частинки пилу під дією сили ваги осаджуються у нижню дільницю камери, звідкіля вивантажуються тим або іншим способом. Очищений від крупного пилу газ виходить з камери у подальшу стадію пиловловлення. Ефективність пиловловлення цих апаратів складає 40 – 60 % . Пиловловлюючі камери дуже громіздкі, тому застосовуються обмежено (напр., як розвантажувальні камери барабанних сушарок).

Циклони (рис. 10.3) відносяться до пиловловлювачів інерційного типу і призначені для уловлення пилу крупністю більше 10 мкм. Принцип дії циклонів складається у тому, що пилогазова суміш подається по дотичній до внутрішньої поверхні циліндричної частини корпусу і рухається по гвинтовій лінії зверху вниз. Частинки пилу під дією відцентрових сил прижимаються до внутрішніх стінок циклону і під дією газового потоку і сили ваги рухаються по спіралі вниз, де розвантажуються через спеціальний насадок у конічній частині циклону. Очищене від пилу повітря віддаляється через осьовий патрубок у верхній частині циклону. Ефективність очищення повітря у циклонах складає 60 – 80 % .

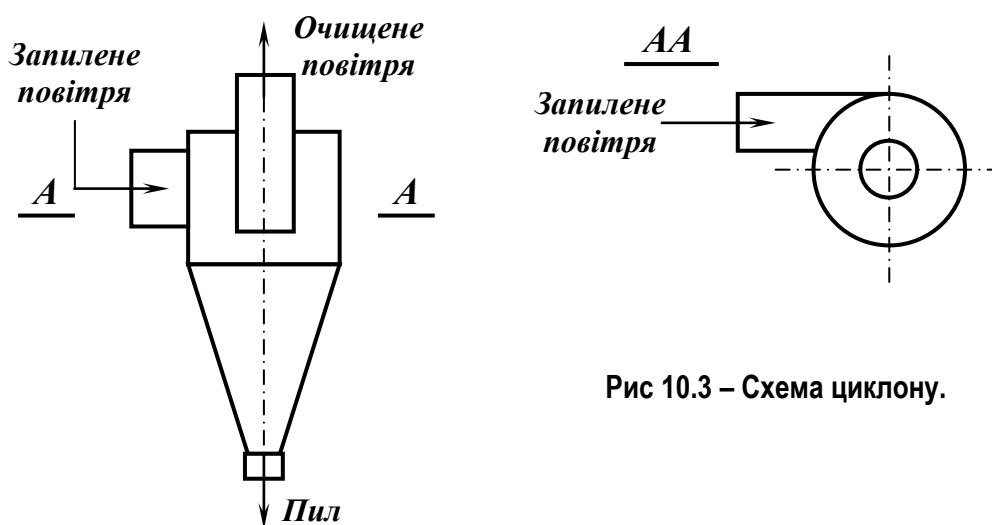


Рис 10.3 – Схема циклону.

Батарейні циклони призначені для виділення пилу крупністю до 5 мкм і представляють собою агрегати, що складаються з окремих невеликого розміру циклонів, які функціонують паралельно. Застосовують батарейні циклони різні за конструкцією, розмірами, способом підводу газу і т.д.

Відцентровий пневмокласифікатор (рис. 10.4) призначений для роботи в замкненому циклі з млинами в схемах приготування пиловугільного палива.

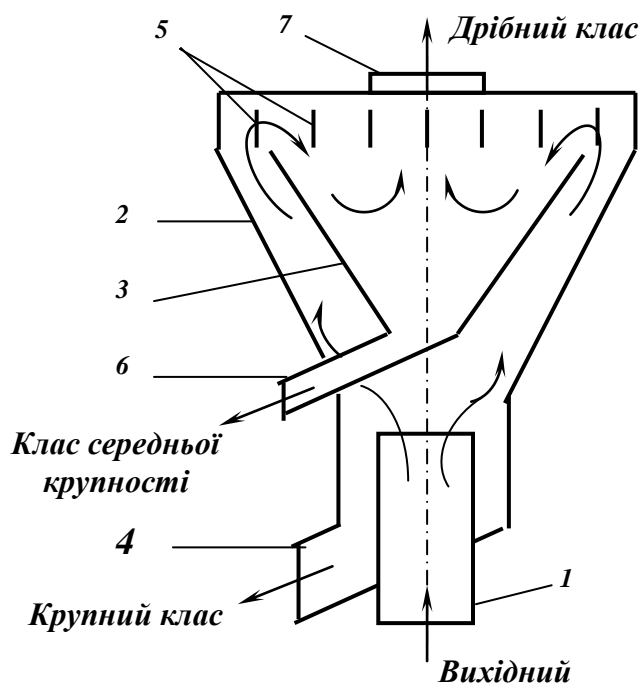


Рис. 10.4 – Схема відцентрового пневмокласифікатора.

1 – живильна труба;
2 – зовнішній конус;
3 – внутрішній конус;
4, 6, 7 – розвантажувальні патрубки;
5 – направляючі лопатки.

Вихідний матеріал (аеросуміш) в класифікатор подається повітрям знизу по трубі 1 зі швидкістю 18 – 20 м/с, що забезпечує підйом частинок вугілля крупністю до 5 мм. При виході з живильної труби швидкість аеросуміші знижується до 4 – 6 м/с. Найбільш крупні частинки випадають з потоку, осаджуються на внутрішньої поверхні конусу 1 і самопливом повертаються у млин по патрубку 4.

Дрібні частинки уносяться потоком в верхню частину конусу і при переході через тангенціально установлені лопатки 5, одержують радіальний рух. Далі процес розділення відбувається у відцентровому полі. Клас середньої крупності за допомогою патрубка 6 приєднується до крупного класу, а готовий дрібний продукт виноситься потоком повітря через патрубок 7.

10.3 ПНЕВМАТИЧНЕ ЗБАГАЧЕННЯ

Пневмозбагачення здійснюється в пневматичних сепараторах і пневматичних відсаджувальних машинах.

Пневматичні сепаратори використовують для збагачення вугілля крупністю 6(13) – 50(75) мм легкої збагачуваності.

Пневматичний сепаратор СП-106 (рис. 10.5) складається з односкатної деки 1, яка розділена на три поля; дифузори 3 для подачі повітря під деку; рами 4 і поворотної рами 5, похилих опор 6 і привода 7 сепаратора. На деці, що покрита рашпільними ситами з отворами трикутної форми розміром 3 мм, укріплені рифлі 2, розташовані під кутом до осі сепаратора. Дека розділена на три поля, під якими змонтовані дифузори 3, з'єднані повітропроводом 9 з вентилятором 10. Пульсуючий висхідний потік створюється пульсаторами 8, під якими установлені дросельні заслінки, що призначені для регулювання подачі повітря під кожне поле. Над декою установлений витяжний зонтик 11. Привід 7 сепаратора установлений на рамі 4 надає зворотно-поступальний рух коробу з декою. Для урівноваження сил інерції коливальних мас коробка на ексцентрикових валах приводу насаджена дебаланси.

Регулювання подовжнього кута нахилу деки здійснюється підйомом або опусканням поворотної рами за допомогою механізму 12.

Вугілля через завантажувальний лоток 13 подається в нижню зону деки сепаратора. Під дією висхідного пульсуючого повітряного струменя і коливань деки матеріал розшарується за густиною і крупністю.

Зерна вугілля, займаючи верхні шари постелі, скачуються через рифлі в поперечному напрямку і розвантажуються уздовж бортів півдек. Порода осаджується в жолобках між рифлями і переміщається під дією коливальних рухів коробка до середини деки до відбійного бруса 14, а потім уздовж його до прийомного жолоба. Таким чином на робочій поверхні утворюється віяло продуктів збагачення.

За час сепарації деяка частина матеріалу не встигає розділитися і віддаляється з деки у виді механічної суміші зерен різної густини і крупності. Ці зерна створюють перемивний продукт і підлягають перезбагаченню разом з вихідним матеріалом.

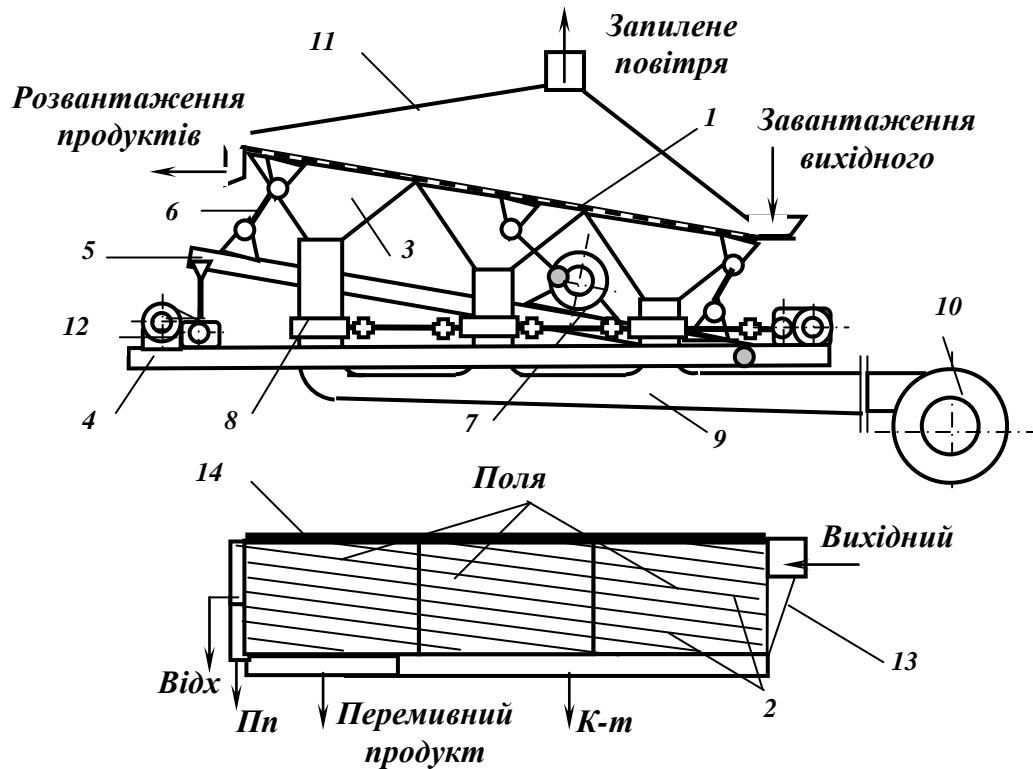


Рис. 10.5 – Схема повітряного сепаратора.

1 – дека; 2 – рифлі; 3 – дифузори; 4 – рама; 5 – поворотна рама; 6 – похилі опори; 7 – привод сепаратора; 8 – пульсатори; 9 – повітропровід; 10 – вентилятор; 11 – витяжний зонт; 12 – підйомний механізм; 13 – завантажувальний лоток; 14 – відбійний брус.

Сепаратор СП-12 від сепаратора СП-6 відрізняється тільки величиною площі робочої поверхні і відповідно більшою продуктивністю.

Пневматичні відсаджувальні машини використовують для збагачення дрібного вугілля крупністю до 13 мм і вологістю не вище 5 %.

Відсаджувальна машина ПОМ-2А (рис. 10.6) складається з герметичного корпусу 1, у якому під кутом 10 - 11° до горизонту встановлено нерухоме решето 2. Під першим решетом змонтовано друге 3 з отворами 6x12 мм для рівномірного розподілу повітря.

Проміжок між решетами розділено перегородками на відсіки і заповнено фарфоровими кулями 4 діаметром 14 мм (штучна відсаджувальна постіль). По довжині робоча поверхня складається з трьох основних полів (породного, промпродуктового і концентратного) і додаткового поля попереднього розділення. Поля відділяються одне від одного розвантажувальними камерами 5, які обладнані секторними затворами 6 і шнеками 7. Простір під решетами являє собою розподільчу повітряну камеру, до якої повітря надходить від вентилятора. Витрати повітря регулюються дросельними заслінками 12. Пульсації повітря створюються ротаційними пульсаторами 8. Розрівнювання вихідного матеріалу, що надходить у відсаджувальну машину, здійснюється шарнірно підвішеною зональною плитою 9.

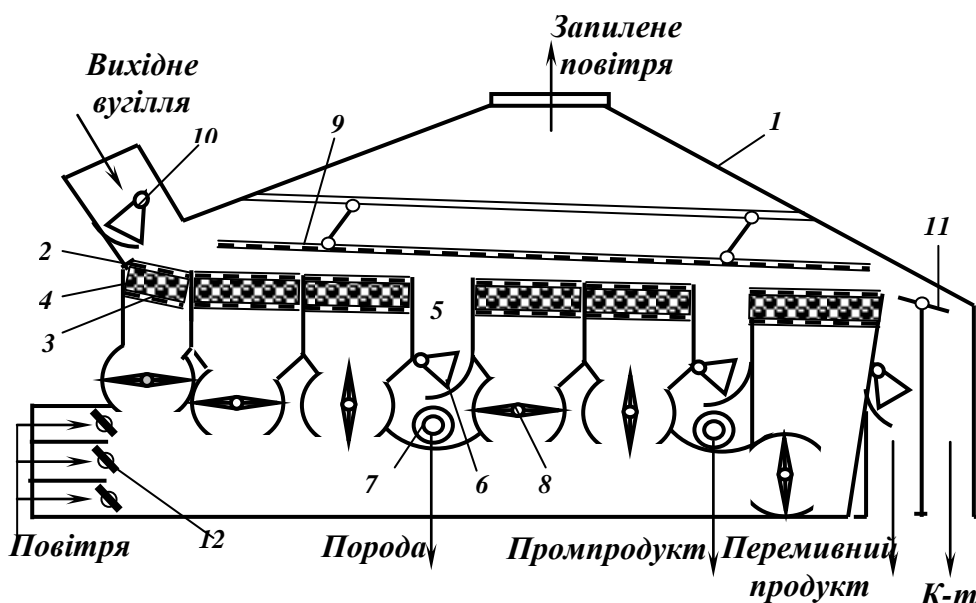


Рис. 10.6 – Схема повітряної відсаджувальної машини.

1 – корпус; 2 – решето верхнє; 3 – решето нижнє; 4 – фарфорові кулі; 5 – розвантажувальна камера; 6 – секторний затвор; 7 – шнек; 8 – ротаційний пульсатор; 9 – зональна плита; 10 – секторний живильник; 11 – відсікач; 12 – дросельні заслінки .

Вихідне вугілля після попереднього розпушення на додатковому полі секторним живильником *10* подається на решето відсаджувальної машини. Для розрівнювання і рівномірного розподілу матеріалу по всій робочій поверхні машини передбачена зональна плита *9*, що представляє собою сталю решітку з отворами розміром 50x50 мм. Висота розташування зональної плити над робочою поверхнею регулюється залежно від висоти постелі і вмісту важких фракцій в вихідному продукті.

Під дією пульсацій потоку повітря відсаджувальна постіль розшарується і переміщується до розвантажувального кінця машини. При збагаченні одержують чотири продукти. Поріг перед другою секцією затримує породу, яка розвантажувється із машини через першу розвантажувальну камеру. На другій секції відбувається подальше розшарування матеріалу з виділенням промпродукту, який розвантажувється у другу розвантажувальну камеру. Решта матеріалу розшарується на третій секції і при сході з решета легкі зерна концентрату відділяються від перемивного продукту за допомогою відсікача *11*. Перемивний продукт повертається у машину на перезбагачення. Зверху машина закрита витяжним зонтом для відсмоктування запиленого повітря.

Пневматична відсаджувальна машина ПОМ-1 відрізняється від машини ПОМ-2А меншими габаритами і головним чином тим, що пульсації створюються не в кожному окремому відсіку індивідуально, а одним пульсатором для всієї машини.

Одним з нових процесів розділення вугілля в повітряному середовищі є **збагачення в аеросупензіях**.

Процес збагачення в аеросупензіях оснований на застосуванні явища псевдозрідження тонкодисперсних сипучих матеріалів під дією висхідного повітряного потоку. Аеросупензія («киплячий» шар), що створюється при

цьому, застосовується як важке середовище для гравітаційного поділу частинок вугілля за густиною. Аеросуспензії за своїми фізико-хімічними характеристиками подібні водним суспензіям.

Як обважнювачі в аеросуспензіях можуть бути використані різні порошкоподібні сипучі матеріали крупністю 0,05 – 0,15 мм: кварц (пісок), магнетит, галеніт, апатит, оолітова бурозалізнякова руда, гранульований феросиліцій та інші. На базі магнетитових руд і їх концентратів можна одержати аеросуспензії густиною до 2200 кг/м³. При використанні трикомпонентної суміші (кварц, магнетит, феросиліцій) можливо одержати по висоті «киплячого» шару такі зони густин поділу: 1100 – 1400, 1700 – 2200, 2600 – 3300 кг/м³, що дозволить за один цикл збагачення розділити вихідний матеріал на чотири продукти.

Схема дослідно-промислового зразка аеросуспензійного сепаратора СВС-100 наведена на рис. 10.7.

Сепаратор складається з корпусу 1, в нижньої частині якого розміщена пориста плита 7. Пориста плита (технічна повсть, пориста кераміка) служить для забезпечення рівномірного розташування повітряного потоку на елементарні струминки з мінімальним перетином і створення однорідної аеросуспензії. Під пористу плиту 7 через повітряні камери 6 вентилятором 8 подається повітря, яке при проходженні скрізь шар обважнювача, що подається в сепаратор пристроєм 3, зважує його і створює аеросуспензію. Вихідне вугілля спеціальним живильником 2 подається на поверхню суспензії, де воно розділяється на легкий продукт (концентрат), що віддаляється скребковим конвеєром 4, і важкий продукт, що віддаляється скребковим конвеєром 5.

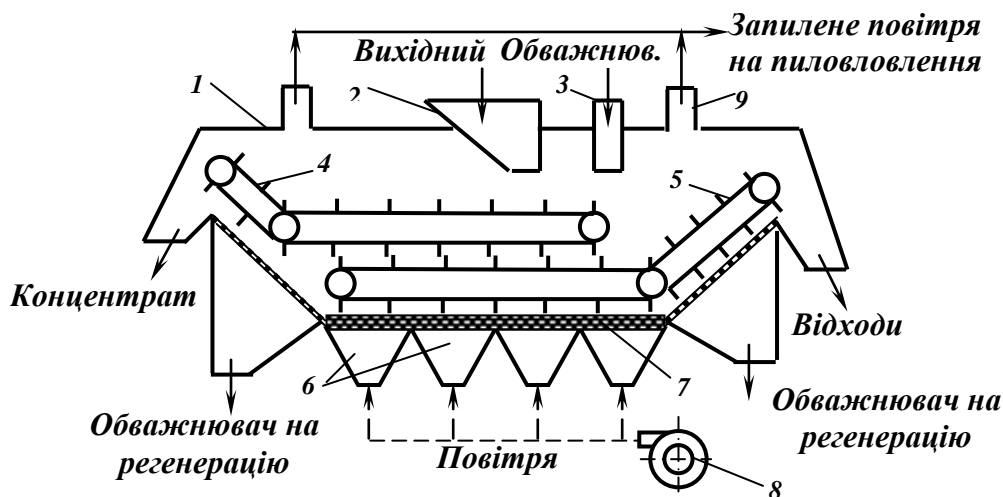


Рис. 10.7 – Схема аеросуспензійного сепаратора.

1 – корпус; 2 – вузол завантаження вихідного вугілля; 3 – вузол завантаження обважнювача; 4 – концентратний скребковий конвеєр; 5 – породний скребковий конвеєр; 6 – повітряні камери; 7 – пориста плита; 8 – вентилятор; 9 – витяжний патрубок.

Обважнювач відділяється від продуктів збагачення на бокових ситах і направляється на регенерацію. Спосіб регенерації обважнювача вибирається залежно від його фізичних і властивостей характеристики збагачуваного вугілля. Для регенерації обважнювача можна використовувати магнітну і електричну сепарація.

Запилене повітря відсмоктується через патрубки 9. Повітряна система сепаратора повинна функціонувати таким чином, щоб тиск усередині сепаратора (над аеросуспензією) був нижче атмосферного, завдяки чому виключається запылення робочого приміщення.

10.4 ТЕХНОЛОГІЧНІ І КОНСТРУКТИВНІ ПАРАМЕТРИ ПНЕВМОЗБАГАЧЕННЯ

Основні технологічні і конструктивні параметри, що роблять вплив на ефективність процесу пневмозбагачення підрозділяються на дві групи: технологічні і конструктивні.

Технологічні параметри

До основних технологічних параметрів відносяться: гранулометричний і фракційний склад вихідного матеріалу і його вологість

Вологість вихідного матеріалу повинна бути 5 – 7 % . Підвищення вологості приведе до зниження швидкості розшарування, продуктивності і якості продуктів збагачення, тому що замазуються отвори робочої поверхні і порушується подача повітря.

Крупність вихідного матеріалу робить вплив на товщину постелі. Збільшення крупності вихідного матеріалу приведе до збільшення товщини постелі і вимагає збільшення витрати і тиску повітря, збільшення амплітуди і зменшення частоти пульсацій.

Гранулометричний склад вихідного матеріалу. При гравітаційному збагаченні вугілля в широкому діапазоні крупності дрібні класи не збагачуються , але їх присутність в пневматичному апараті поліпшує процес поділу. Тому бажано, щоб в збагачуваному матеріалі було близько 30 % дріб'язку, хоча в той же час відомо, що його присутність погіршує технологічні показники.

Зольність дрібних класів бажано повинна бути невисокою, тому що дрібні класи переходять у концентрат в незбагачуваному виді.

Фракційний склад вихідного матеріалу визначає його збагачуваність, а отже вихід і зольність продуктів збагачення.

Рівномірність навантаження апарату. Подача живлення повинна бути рівномірною, тому що при зниженні навантаження матеріал осідає між рифлями і направляється у відходи, при підвищенні навантаження не всі важки зерна розташовуються між рифлями і попадають у концентрат.

Продуктивність апарату залежить від вологості, збагачуваності і гранулометричного складу матеріалу.

Конструктивні параметри

До основних конструктивних параметрів відносяться: характеристика робочої поверхні і коливального режиму.

Висота рифлів сепараторів установлюється залежно від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Висота рифлів в поперечному напрямі поступово зменшується від розвантажувального борту до

відбійного бруса і в подовжньому напрямі – до торця деки. Від висоти декових рифлів залежить рівномірність розподілу матеріалу, від висоти бортових рифлів – товщина постелі і швидкість розвантаження концентрату. Ширина простору між рифлями повинна бути не менше триразового розміру максимальних грудок збагачуваного матеріалу.

Подовжній кут нахилу деки визначає швидкість розвантаження відходів і промпродукту і звичайно складає для сепараторів 6° , якщо розпушення матеріалу недостатньо і різниця в швидкостях руху вздовж деки нижніх і верхніх шарів постелі не забезпечує необхідної концентрації матеріалу, подовжній кут збільшують до 8° . Для відсаджувальних машин кут подовжнього нахилу деки складає $10 - 11^\circ$.

Поперечним кутом нахилу деки сепаратора регулюють швидкість розвантаження концентрату. При оптимальних режимах він складає близько 6° . Якщо при занижених витратах повітря верхні шари постелі слабо розпушені і швидкість їх переміщення недостатня, поперечний кут нахилу деки сепаратора збільшують до $8 - 10^\circ$.

Кути нахилу опор сепаратора визначають інтенсивність розпушення шару постелі не деки. Оптимальні результати збагачення досягаються при кутах нахилу деки до горизонту біля завантажувального торця $38 - 45^\circ$, біля розвантажувального – $50 - 55^\circ$. Зі зменшенням вмісту породи в вихідному матеріалі різниця в нахилах опор деки повинна зростати. Завдяки зменшенню різниці в нахилах опор забезпечується накопичення важких фракцій біля розвантажувального торця і в наслідок цього – одержання чистих відходів.

Витрата повітря залежить від гранулометричного і фракційного складу вихідного матеріалу. Повітря повинно розподілятися рівномірно по всій деки. При недостатній витраті повітря і нерівномірному його розподілі по площі деки ефективність збагачення різко знижується. Надмір повітря приводе до місцевих здуттів і заглиблень, наслідком чого являється перемішування постелі. Чим більше крупність, вологість і збагачуваність вугілля, а також висота постелі, тим більше повинні бути витрати і тиск повітря.

Частота і амплітуда коливань деки сепаратора робить вплив на ступінь розпушення постелі і продуктивність. Вона устанавлюється залежно від вмісту породи в вихідному і їх вологості. Чим більше частота коливань деки, тим швидше відбувається розвантаження відходів.

Амплітуда коливань деки визначається ексцентриситетом приводного вала і параметрами кінематичної схеми машини, при устанавленому положенні опор вона складає $6 - 10$ мм.

Пневмозбагачення в зв'язку з низькою технологічною ефективністю і чутливістю до вологості і збагачуваності вихідного матеріалу одержало деяке застосування при переробки бурого вугілля, а також кам'яного вугілля в районах з суворими кліматичними умовами або з обмеженими водними ресурсами.

Література до розділу 10: [1] с. 373-381, [2] с. 216-232; [3].

11. КОМБІНОВАНІ ПРОЦЕСИ ЗБАГАЧЕННЯ

11.1. ФЛОТОГРАВІТАЦІЯ

Флотогравітація – процес збагачення на концентраційному столі або іншому гравітаційному апараті після попередньої обробки пульпи реагентами, що забезпечує спливання флотаційне активних зерен при контакті їх з повітрям.

Флотогравітація основана на використанні різниці в фізико-хімічних властивостях поверхонь і густин розділюваних мінералів. У процесі флотогравітації на поверхні пульпи, що тече по похилій поверхні, створюється плівка, яка навантажена мінеральними частинками. При цьому на дещі відбувається відділення флотаційне активних частинок (напр., сульфідів) і розділення за густиною мінералів, що не флотуються.

Вихідним матеріалом для флотогравітації є густа пульпа колективних гравітаційних концентратів (вміст твердого 50 – 70 %), яка попередньо проконтактувала з реагентами. Витрати реагентів і їх асортимент залежать від кількості і складу мінералів, які необхідно флотувати, у вихідному матеріалі. В результаті контакту оброблених реагентами мінеральних частинок з повітрям створюються аерофлокули (мінеральна частинка + повітряна бульбашка). Аерофлокули спливають на поверхню пульпи і потоком води транспортуються до місця розвантаження гравітаційного легкого продукту.

Флотогравітація здійснюється на гвинтових сепараторах, шлюзах, відсаджувальних машинах, але найчастіше – на концентраційних столах зі спеціальними пристроями.

Для поліпшення умов контакту мінеральних частинок з атмосферним повітрям на концентраційних столах застосовують різні пристрої (контактори). На деки столу, безпосередньо біля розвантажувальних отворів живильного жолобу, по всій його довжині установлюють підвищення, які мають опуклу або клиноподібну поверхню (рис. 11.1).

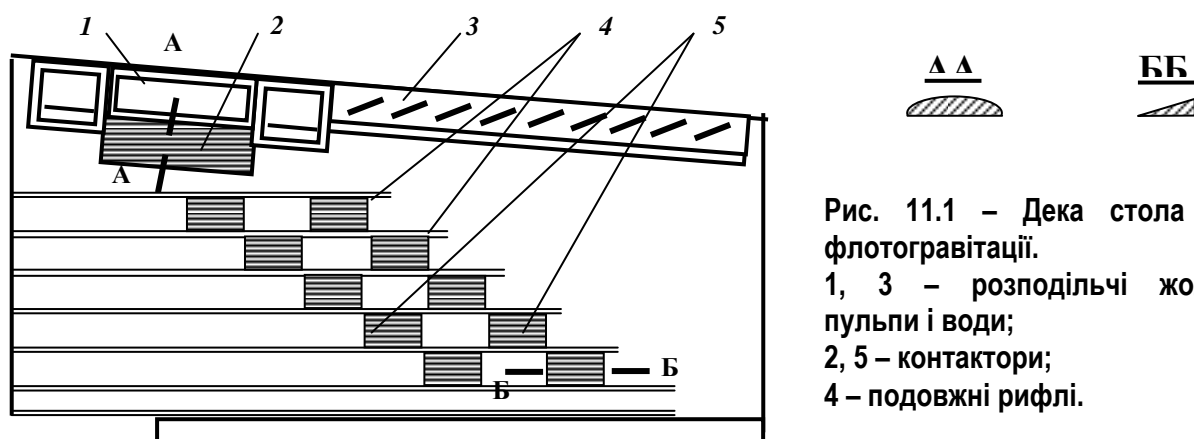


Рис. 11.1 – Дека стола для флотогравітації.

1, 3 – розподільчі жолоби пульпи і води;
2, 5 – контактори;
4 – подовжні рифлі.

Для збільшення тривалості контакту застосовують додатково так звані зони осушення. Ці зони створюються установкою на поверхні столу клиноподібних планок (рис. 9.1) між подовжніми рифлями. Клиноподібні планки (контактори) створюють на шляху пульпи бар'єри, при подоланні яких тверді частинки вступають в контакт з повітрям. Поліпшення контакту

мінеральних частинок з атмосферним повітрям на деці столу іноді досягається пульсуючою подачею змивної води.

В промисловості процес флотогравітації застосовують для виділення сульфідних мінералів з гравітаційних вольфрамівих і олов'яних концентратів, а також для відділення апатиту і фосфориту від кварцу, шееліту від каситериту і для розділення інших мінералів.

11.2. МАГНІТОГІДРОДИНАМІЧНА СЕПАРАЦІЯ

Магнітогідродинамічна (МГД) сепарація – процес розділення в електропровідній рідині твердих зернистих матеріалів за густиною з урахуванням їх електромагнітних властивостей.

В електропровідній рідині, що поміщена у електричному і магнітному полі виникає об'ємна сила:

$$f = [\bar{j} \times \bar{B}] - 0,5E^2 \text{grad}\varepsilon - 0,5H^2 \text{grad}\chi, \text{ Н/м}^3, \quad (11.1)$$

де $f_1 = [\bar{j} \times \bar{B}]$ – сила Лоренца, що виникає в схрещених електричному з густиною j і магнітному з індукцією B полях; $f_2 = 0,5E^2 \text{grad}\varepsilon$ – електрична сила, що виникає в рідині з високою діелектричною проникністю ε при поміщенні її в неоднорідне електричне поле з напруженістю E ; $f_3 = 0,5H^2 \text{grad}\chi$ – магнітна сила, що виникає в рідині зі значною магнітною сприйнятливістю χ при поміщенні її в неоднорідне магнітне поле з напруженістю H .

При відповідному виборі напрямку сили f_1 рідина немовби обважнюється, що виявляється в зміні гравітаційної сили, яка діє на занурені в неї тіла. Якщо занурені в рідину тіла мають значну магнітну сприйнятливість, електропровідність або діелектричну проникність, на них додатково діють сили f_2 і f_3 . Таким чином, матеріали розрізняють залежно від густини, електричних і магнітних властивостей.

Як розділове середовище використовуються електроліти – водні розчини солей, кислот, лугів.

Схема МГД-сепаратора наведена на рис. 11.2.

При зміні величини струму в електроліті або в обмотках електромагніту відбувається зміна ефективної густини рідини в широких межах. Практично в каналі МГД-сепаратора можна здійснювати розділення матеріалів при ефективній густині до 10 т/м^3 .

Труднощі використання МГД-сепарації полягають у вихровому характері сили Лоренца, що приводить до виникнення на вході в робочу зону сепаратора і на виході з неї циркуляційних потоків, які утруднюють процес розділення. Крім того, процес МГД-сепарації має малу продуктивність і характеризується великими витратами електроенергії. Але в порівнянні з концентрацією на столах МГД-сепарація дозволяє одержати вилучення корисних компонентів на 10 – 15 % більше.

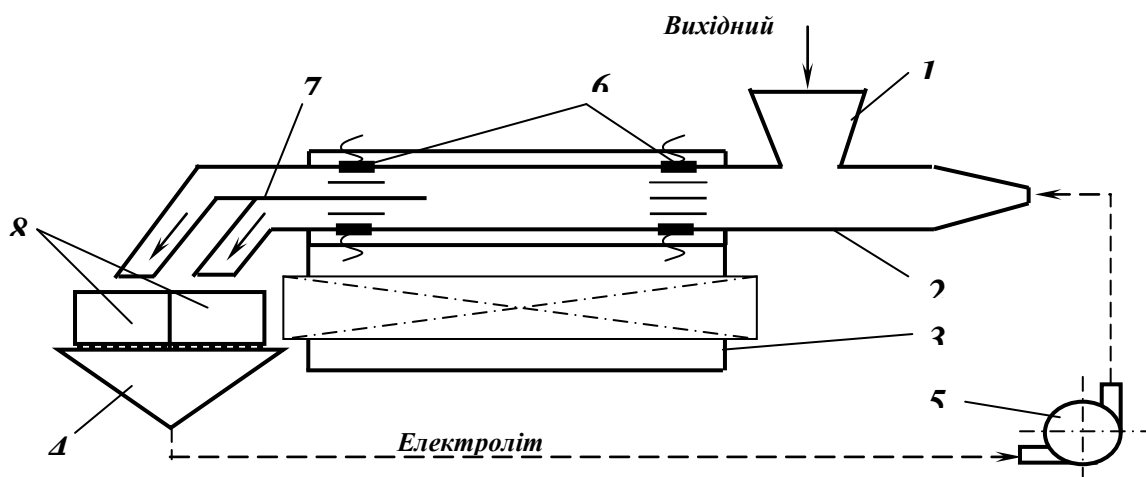


Рис. 11.2 – Схема МГД-сепаратора.

1 – приймальна лійка; 2 – канал сепаратора; 3 – електромагніт; 4 – збірник електроліту; 5 – насос; 6 – електроди; 7 – роздільник; 8 – збірники продуктів розділу.

11.3. МАГНІТОГІДРОСТАТИЧНА І ФЕРОГІДРОСТАТИЧНА СЕПАРАЦІЯ

Магнітогідростатична (МГС) сепарація – процес розділення мінералів в парамагнітній рідині в неоднорідному магнітному полі.

На відміну від МГД-сепарації в даному випадку електричне поле в рідині не створюється. Як парамагнітні рідини (ПМР) використовуються розчини парамагнітних солей заліза, мангану (марганцю), нікелю і кобальту, а також рідкісноземельних елементів. Магнітні властивості парамагнітних розчинів і їх густина залежать від концентрації розчиненого у воді парамагнетика.

На частинку, що занурена в парамагнітну рідину, яка знаходиться в неоднорідному магнітному полі, діє об'ємна сила:

$$f = (\delta - \Delta)g + \mu_0 (x_m - x_p)H \text{grad}H, \text{ Н/м}^3, \quad (11.2)$$

де δ, Δ – густини твердої частинки і рідини, кг/м^3 ; x_m, x_p – магнітні сприйнятливості твердої частинки і рідини (безрозмірна величина); H – напруженість магнітного поля, А/м ; μ_0 – магнітна постійна ($\mu_0 = 1,26 \cdot 10^{-6}$ Гн/м).

При МГС-сепарації розділення матеріалу здійснюється в шарі парамагнітної рідини, яка обважена до необхідної густини і «висить» між полюсами магніту. Полісні наконечники для створення в МГС-сепараторі неоднорідного магнітного поля мають гіперболічну форму. Вихідний матеріал завантажується на поверхню парамагнітної рідини, яка пропускає важкі частинки і затримує легкі. Таким чином, МГС-сепаратор (рис. 11.3) є своєрідним гравітаційним ситом. Невеликий градієнт поля в горизонтальному

напрямку або нахил апарата під кутом $1-2^\circ$ забезпечує транспорт легких частинок.

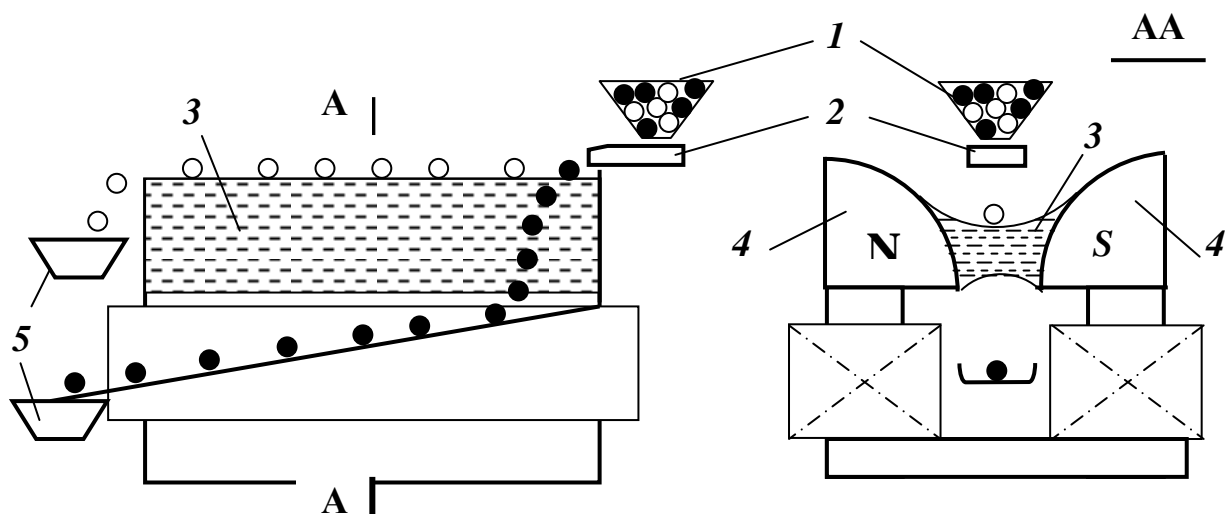


Рис. 11.3 – Схема МГС-сепаратора.

1 – бункер; 2 – живильник; 3 – робоча рідина; 4 – полюсні наконечники; 5 – збірники продуктів розділу.

При *ферогідростатичній (ФГС) сепарації* розділення мінералів здійснюється за тими ж ознаками, що й при МГС-сепарації, але як розділове середовище використовується феромагнітна рідина.

Феромагнітна рідина (ФМР) складається з рідини-носія (гас, вода або толуол), частинок феромагнетиту (магнетит крупністю $(50 \div 200) \cdot 10^{-9}$ м) і рідини-стабілізатора (олеїнова кислота).

Сепаратор ФГС-1 призначений для розділення немагнітних матеріалів за густиною в феромагнітній рідині при дослідженнях збагачуваності і мінерального складу немагнітних руд.

Сепаратор ФГС-70 призначений для розділення за густиною в феромагнітній рідині стружки, брухту і відходів кольорових металів

Переваги процесу ФГС-сепарації полягають у високій точності розділення, простоті обслуговування і низькій трудомісткості. Цей процес міг би бути використаний для збагачення багатьох корисних копалин, але його широке розповсюдження стримує дуже мала продуктивність існуючих апаратів.

Література до розділу 11: [1] с. 171 – 177, [2] с. 233 - 239

12. ТЕХНОЛОГІЧНІ СХЕМИ ГРАВІТАЦІЙНОГО ЗБАГАЧЕННЯ

Мінерали, що частково або повністю переробляються гравітаційною технологією такі: вугілля, барит, золото, каситерит, алмази, уран, флюорит, срібло, андалузит, платина, залізні руди, мінеральні піски, вольфраміт, хроміт, сульфіди, марганець та ін.

Гравітаційні процеси застосовують не тільки для попереднього збагачення корисних копалин, але й у доводочних операціях. Крупність збагачуваного матеріалу знаходиться в межах 0,02–100 мм і більше. Умова ефективного використання гравітаційного методу збагачення – достатня різниця в густині розділюваних мінералів. Крім густини, на поведінку мінеральних зерен суттєво впливають їх розмір, форма, а для тонкозернистого матеріалу також і властивості поверхні.

12.1. ЗБАГАЧЕННЯ ВУГІЛЛЯ

Ефективне використання вугілля різних марок, особливо для технологічних цілей, можливе тільки при їхньому попередньому збагаченні, тому що підвищена зольність і сірчистість значно знижують корисність вугілля, а в багатьох випадках роблять їх узагалі непридатними для використання.

Найбільше застосування гравітаційна технологія знайшла в схемах переробки вугілля. Для збагачення вугілля використовуються майже всі гравітаційні процеси.

Важкосередовищна сепарація використовується для збагачення крупних класів вугілля і антрацитів дуже важкої, важкої і середньої збагачуваності, усіх категорій збагачуваності при вмісті класу +13 мм у гірничій масі понад 20%, а також для вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій понад 30 %.

Схема збагачення в одну стадію з виділенням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів) призначена для механізованого відділення породи на шахтних установках, збагачення енергетичного вугілля і антрацитів, а також для збагачення коксівного вугілля легкої збагачуваності (рис. 12.1).

Схема збагачення в дві стадії з виділенням трьох кінцевих продуктів (концентрату, промпродукту і відходів) застосовується для коксівного вугілля середньої і важкої збагачуваності. Основний і найбільш економічний варіант – виділення в першій стадії сепарації концентрату (рис. 12.2); виділення в першій стадії відходів застосовується при їхньому високому виході (понад 50 %) і наявності порід, що розмокають у суспензії.

Збагачення в важкосередовищних гідроциклонах застосовується при переробці дрібних класів коксівного вугілля і антрацитів дуже важкої і важкої збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності. Важкосередовищні гідроциклони можуть використовуватися також для Perezбагачення промпродукту і грубозернистого шламу.

Схема збагачення в двопродуктовому важкосередовищному гідроциклоні з одержанням двох кінцевих продуктів (концентрату і відходів), яка призначена

для збагачення дрібного енергетичного вугілля і антрацитів крупністю 0,5-13 (25) мм, наведена на рис. 12.3.

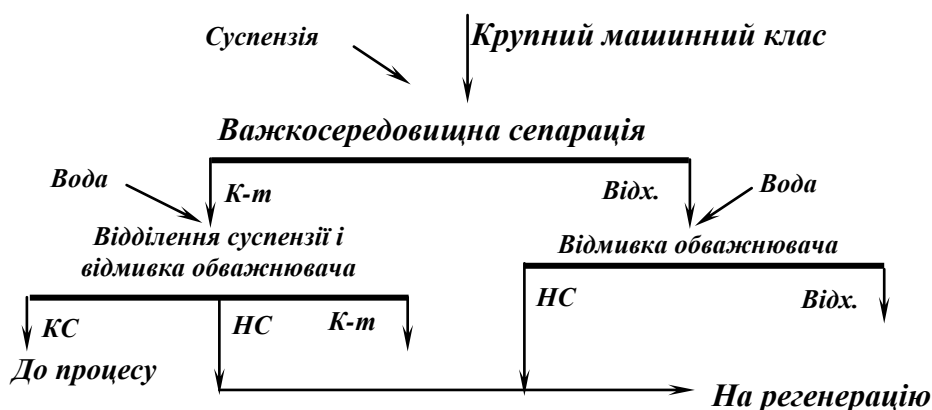


Рис. 12.1 – Схема збагачення вугілля крупних класів у одну стадію з виділенням двох продуктів.

КС – кондиційна суспензія; НС – некондиційна суспензія.

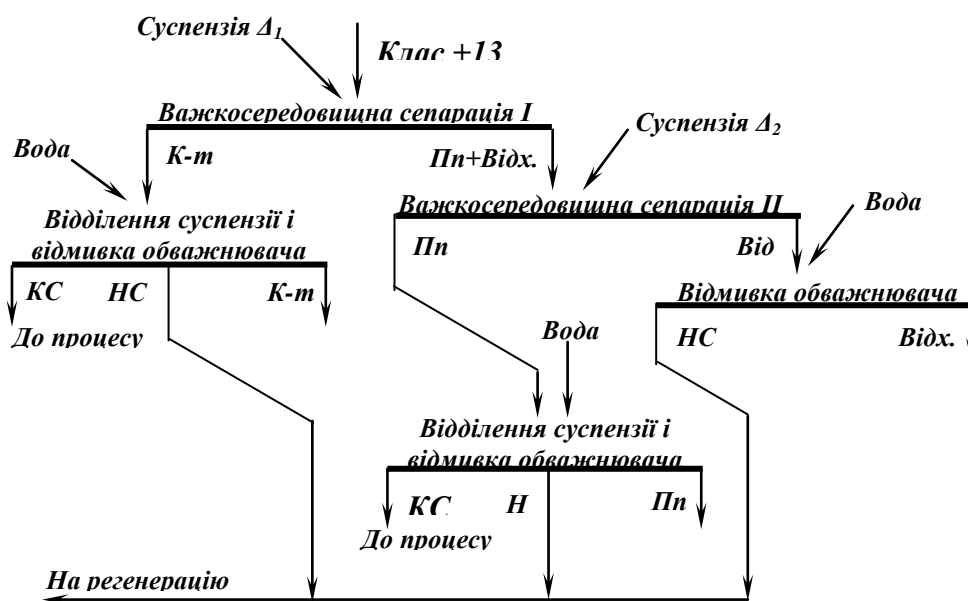


Рис. 12.2 – Схема збагачення крупних класів вугілля у дві стадії з виділенням трьох продуктів при густині суспензій $\Delta_1 < \Delta_2$.

На фабриках, що збагачують енергетичне вугілля і де виділення промпродукту не передбачається, відходи виділяють в обох ступенях відсаджувальної машини. В деяких випадках важкий продукт другого ступеня направляють як циркулюючий продукт в ту ж машину (рис. 12.5).

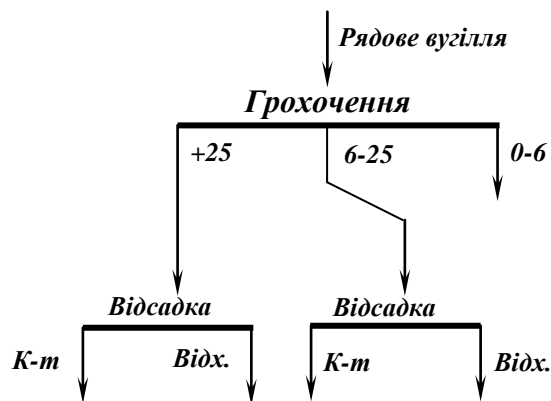


Рис. 12.5 – Схема збагачення енергетичного вугілля.

Протитечійна сепарація застосовується для збагачення енергетичного вугілля, антрацитів, розубоженої гірничої маси відкритих розробок, крупнозернистих шламів і видалення породи з гірничої маси на шахтах і розрізах.

Механізація породовибірки здійснюється на шахтах і розрізах з застосуванням сепараторів КНС (рис. 12.6).

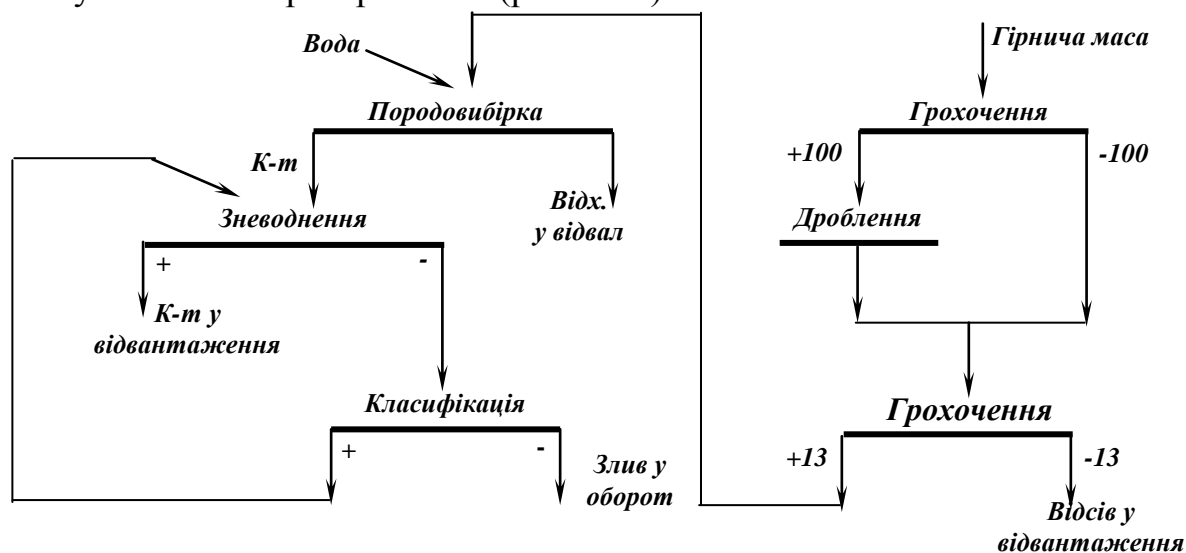


Рис. 12.6 – Схема механізованої породовибірки з використанням крутопохилого сепаратора.

При збагаченні розубоженого (збідненого) вугілля застосовують технологічні схеми з сепараторами КНС, при збагаченні енергетичного вугілля – з сепараторами СШ і СВШ.

Одностадійна технологічна схема збагачення розубоженого вугілля (рис. 12.7) призначена для переробки розмитої гідромонитором гірничої маси, що по трубах подається на збагачувальну установку.

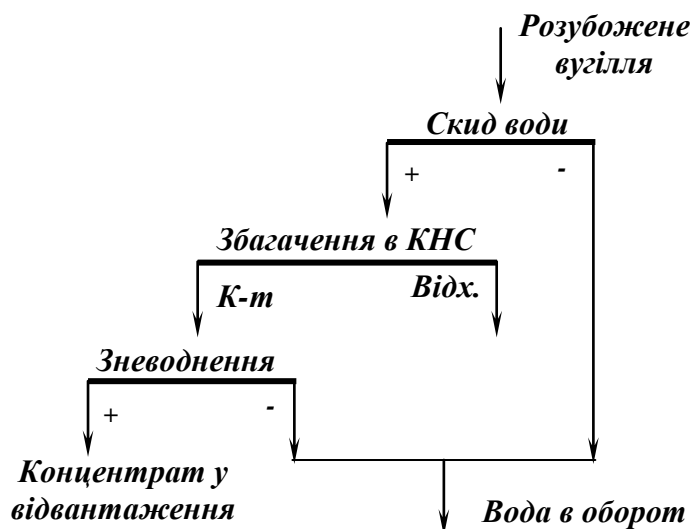


Рис. 12.7 – Схема збагачення розубоженого вугілля в сепараторі КНС.

Одностадійні схеми збагачення енергетичного вугілля з використанням сепараторів СШ або СВШ (рис. 12.8) включають такі операції:

- дроблення вугілля крупністю +80 мм з контрольним грохоченням по зерну 80 мм і розділенням на машинні класи 13 – 80 і 0 – 13 мм;
- збагачення класу 13 – 80 мм в сепараторах СШ, класу 0 – 13 мм – в сепараторах КНС з одержанням концентрату і відходів;
- зневоднення крупного концентрату в одну стадію на грохотах, а дрібного – в дві стадії – на грохотах і в центрифугах.

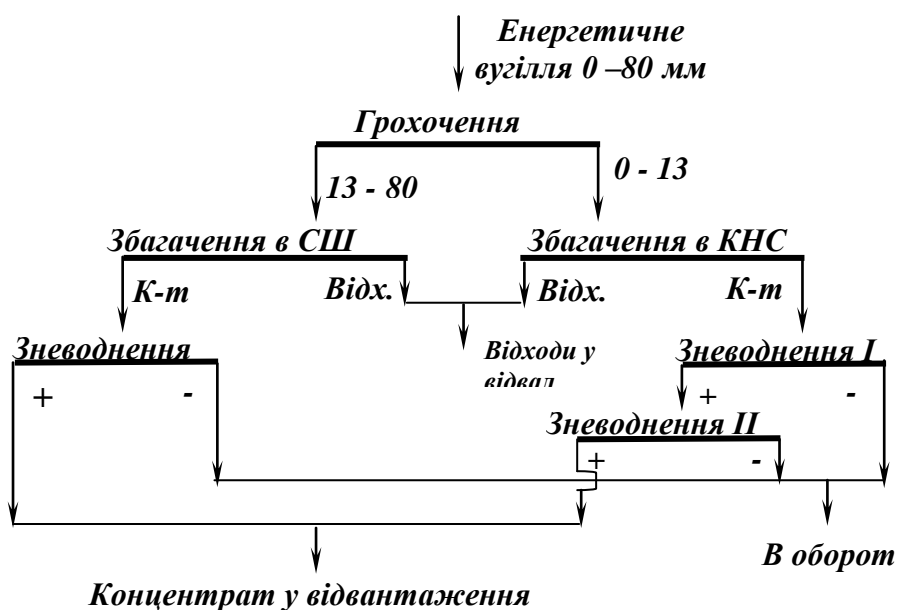


Рис. 12.8 – Схема збагачення енергетичного вугілля в сепараторі СШ.

Широке застосування при збагаченні шламів знаходить *гвинтова сепарація*, яка дозволяє переробляти шлами крупністю 0,1 – 3 мм. Схема збагачення вугільних шламів крупністю 0,1 – 3 мм гвинтовою сепарацією наведена на рис. 12.9.

Збагачення на концентраційних столах знаходить обмежене застосування в практиці переробки дрібних і тонких класів вугілля. Воно використовується з метою одержання низькозольних концентратів і головним чином для знесірчення (рис. 12.10).

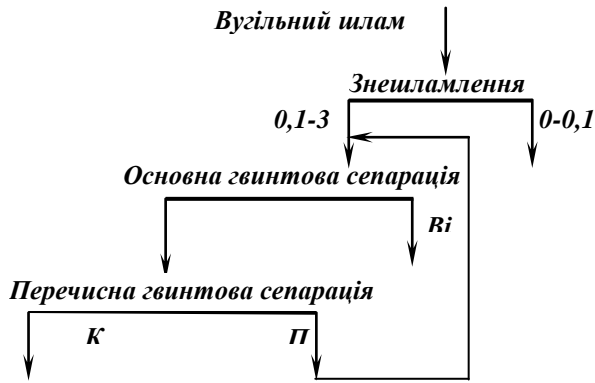


Рис. 12.9 – Схема збагачення вугільних шламів гвинтовою сепарацією.

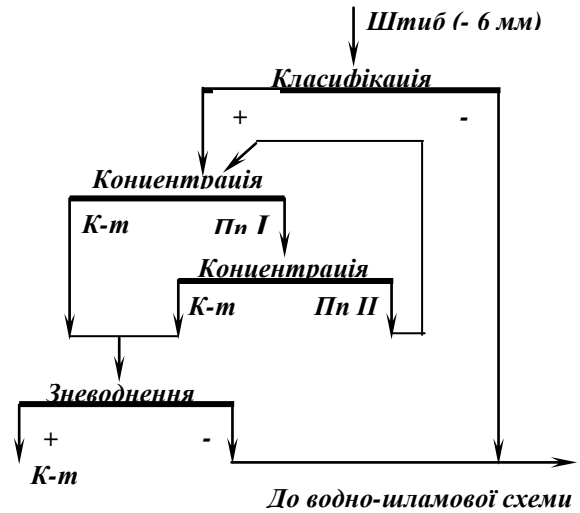


Рис. 12.10 – Схема одержання малозольних концентратів з використанням концентраційних столів.

Пневмозбагачення в зв'язку з низькою технологічною ефективністю і чутливістю до вологості і збагачуваності вихідного матеріалу одержало деяке застосування при переробці бурого вугілля, а також кам'яного вугілля в районах з суворими кліматичними умовами або з обмеженими водними ресурсами.

Пневмосепарація дозволяє переробляти матеріал крупністю 6 – 50 або 13 – 75 мм, пневмовідсадка – крупністю до 13 мм (рис. 12.11).

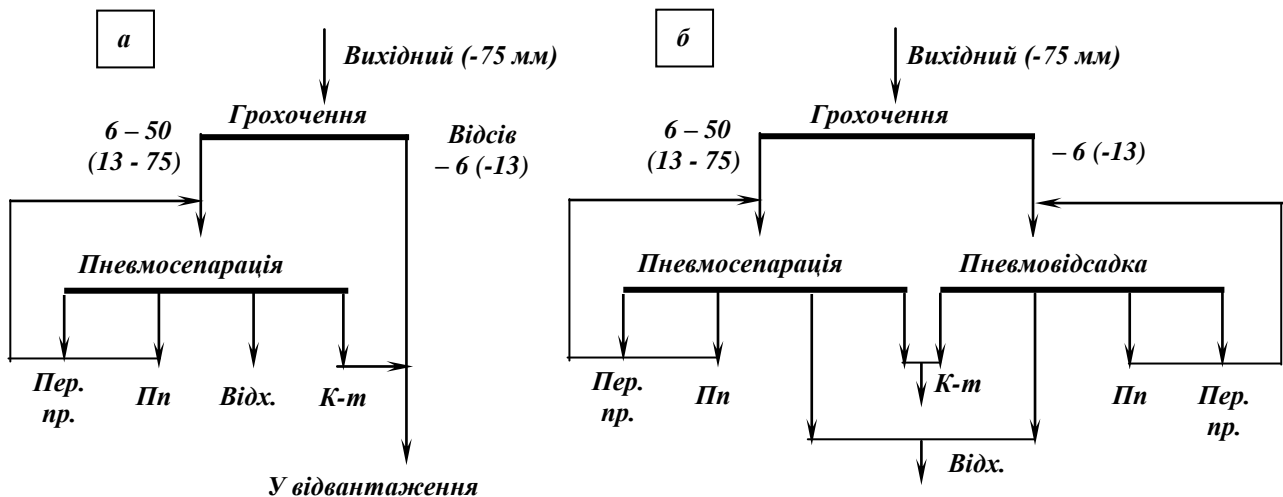


Рис. 12.11 – Схеми пневмозбагачення вугілля.
а – глибина збагачення 6 (13)мм; б – глибина збагачення 0 мм.

Гематитові руди із застосуванням *відсадки* збагачують за схемою (рис. 12.14), що включає дроблення і попередню класифікацію на вузькі машинні класи. Класи 12 – 30; 6 – 12; 3 – 6; 1,5 – 3 мм роздільно піддають відсадженьню з одержанням кондиційних концентратів і відходів. Одержувані при відсадці промпродукти після попереднього подрібнення об'єднують з класом 0 – 1,5 мм і збагачують в окремому циклі магнітною сепарацією в декілька стадій.

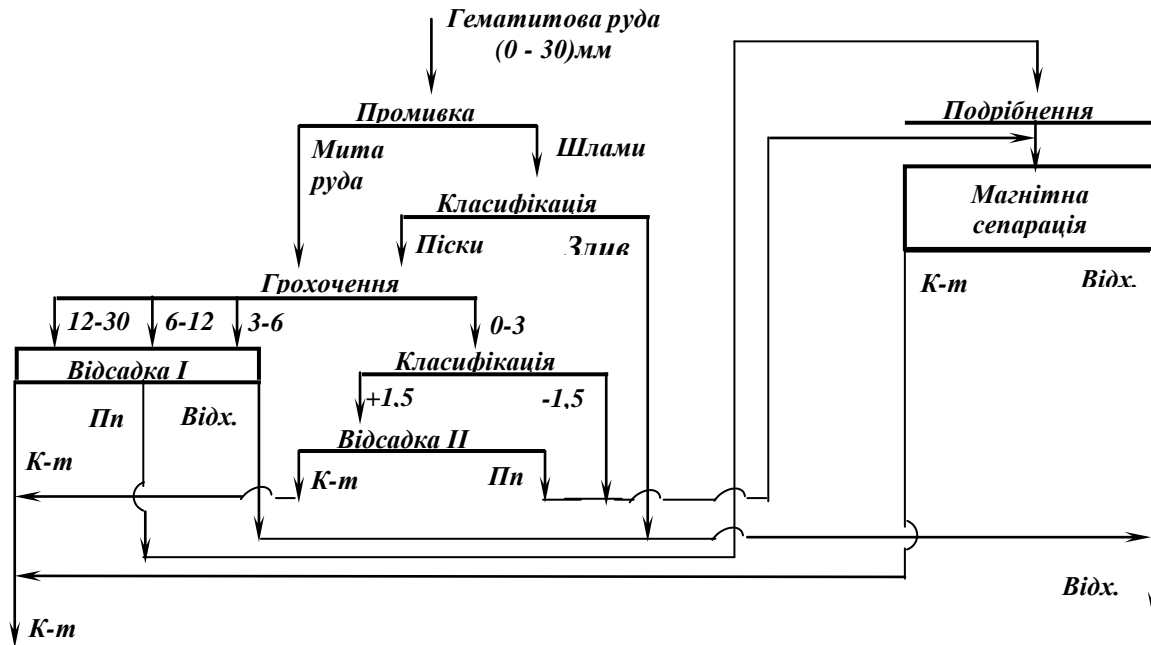


Рис. 12.14 – Схема збагачення гематитової руди відсадкою і магнітною сепарацією.

У схемах збагачення *марганцевих руд* відсадка також застосовується в різних стадіях збагачення в поєднанні з важкосередовищною і магнітною сепарацією, флотацією.

При переробці оксидних марганцевих руд, що містять псиломелан (Mn_2O_3) і піролюзит (MnO_2), технологічною схемою (рис. 12.15) передбачається дроблення в чотири стадії до 20 мм з подальшою промивкою в горизонтальних промивних машинах і відсадкою.

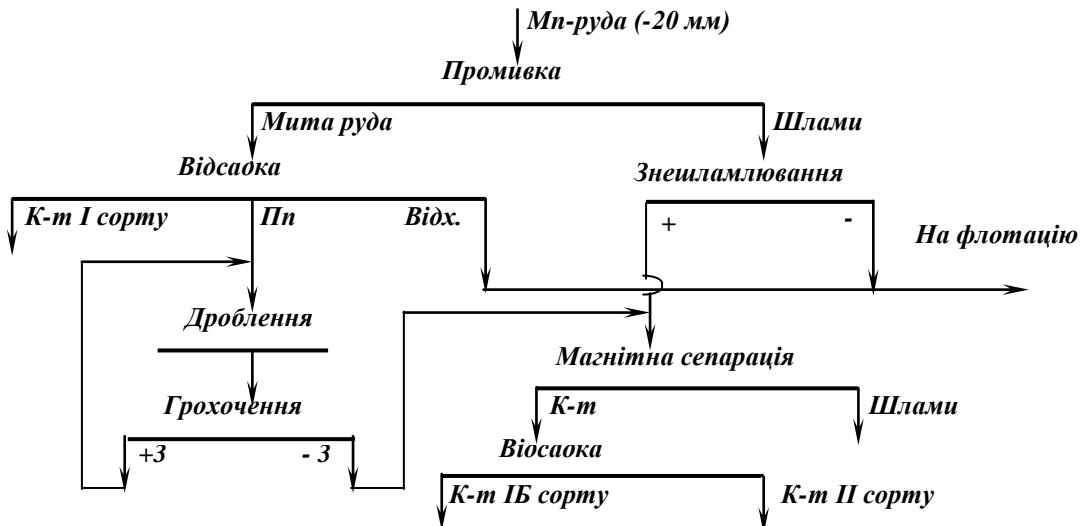


Рис. 12.15 – Схема збагачення оксидної марганцевої руди.

При переробці **карбонатних марганцевих руд**, що містять манганокальцит $[(Ca, Mn)CO_3]$ і кальцієвий родохрозит $(MnCO_3)$, можливе використання схеми, що наведена на рис. 12.16.

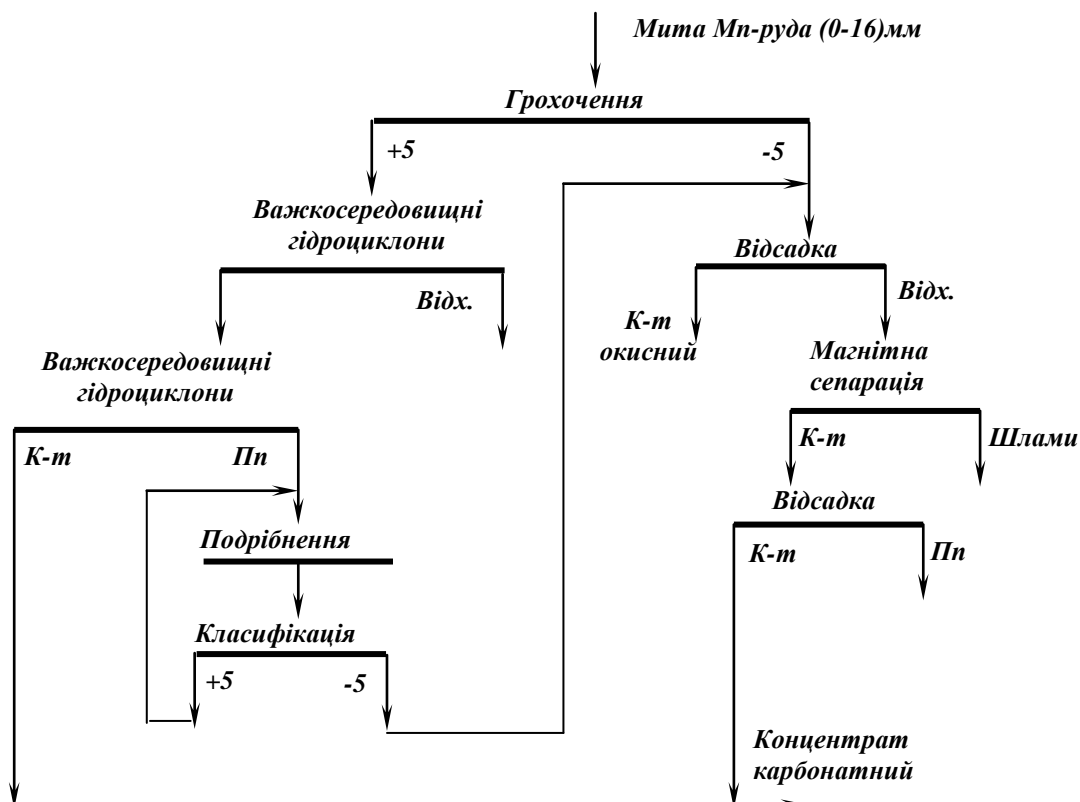


Рис 12.16 – Схема переробки карбонатної марганцевої руди.

12.3. ЗБАГАЧЕННЯ РУД КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Основний метод збагачення руд кольорових металів – флотація. Виняток із загального ряду складають каситеритові і вольфрамитові руди, що збагачуються гравітаційними процесами.

При наявності крупного нерівномірного або агрегатного вкраплення цінних мінералів в рудах кольорових металів раціонально для попереднього збагачення використовувати гравітаційні процеси. Найчастіше в схемах збагачення рудних корисних копалин з крупним і агрегатним вкрапленням для попереднього відділення породи використовується важкосередовищна сепарація. Технологічна схема гравітаційного відділення збагачувальної фабрики, що переробляє такі руди, наведена на рис 12.17.

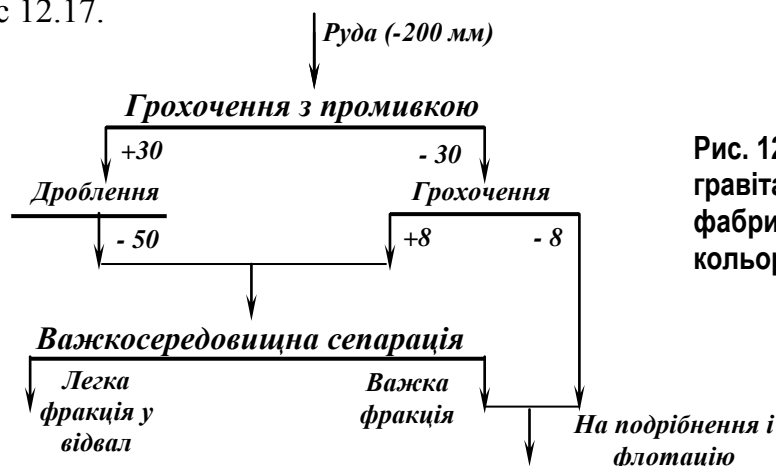


Рис. 12.17 – Схема гравітаційного відділення фабрики, що збагачує руди кольорових металів.

12.4. ЗБАГАЧЕННЯ ВОЛЬФРАМОВИХ І ОЛОВ'ЯНИХ РУД

Вольфрамітові руди $[(Fe, Mn)WO_4]$ як правило збагачують у дві стадії – первинне гравітаційне збагачення і доводка чорнових концентратів різними методами..

З урахуванням великої густини вольфрамових мінералів ($6 - 7,5 \text{ т/м}^3$) при гравітаційному збагаченні можуть бути з успіхом використані: **відсадка, концентрація на столах, шлюзах, струминних і гвинтових сепараторах**. При тонкому вкрапленні цінних мінералів гравітаційні процеси повинні поєднуватися з флотацією.

Схема збагачення вольфрамітової руди наведена на рис. 12.18.

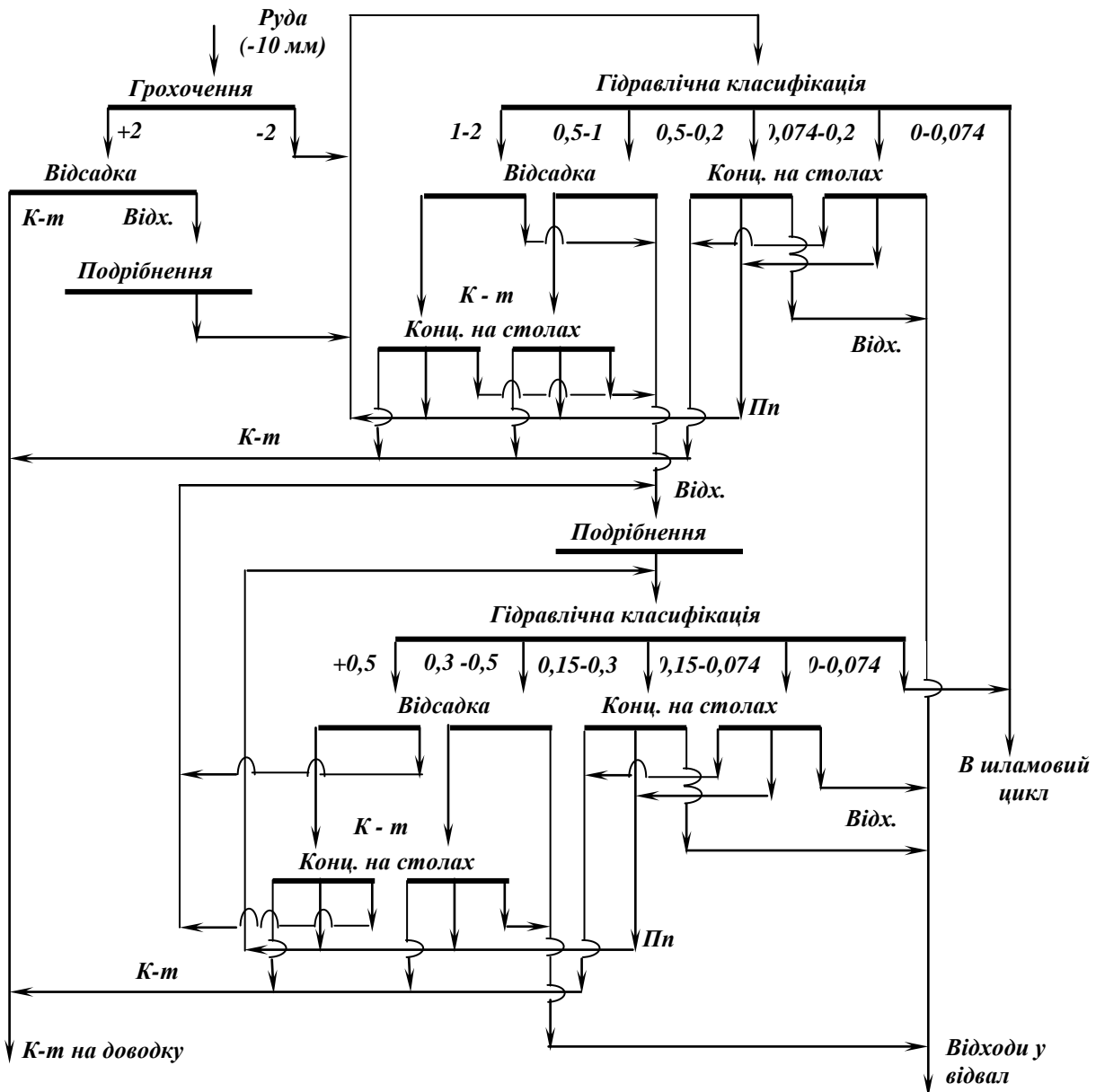


Рис. 12.18 – Схема збагачення вольфрамітової руди з крупним і тонким вкрапленням цінних мінералів.

Олов'яні корінні руди характеризуються складним речовинним складом і тонким вкрапленням каситериту (до 0,001 мм), внаслідок чого вони важко збагачуються. Звичайно корінні олов'яні руди збагачуються за складними багатостадійними схемами з використанням не тільки різних гравітаційних апаратів, але й магнітних сепараторів, флотаційних машин.

При переробці корінних тонковкраплених олов'яних руд, що містять близько 1 % тонковкрапленого каситериту в вигляді зерен крупністю 0,03 мм, може бути використана схема подана на рис. 12.19.

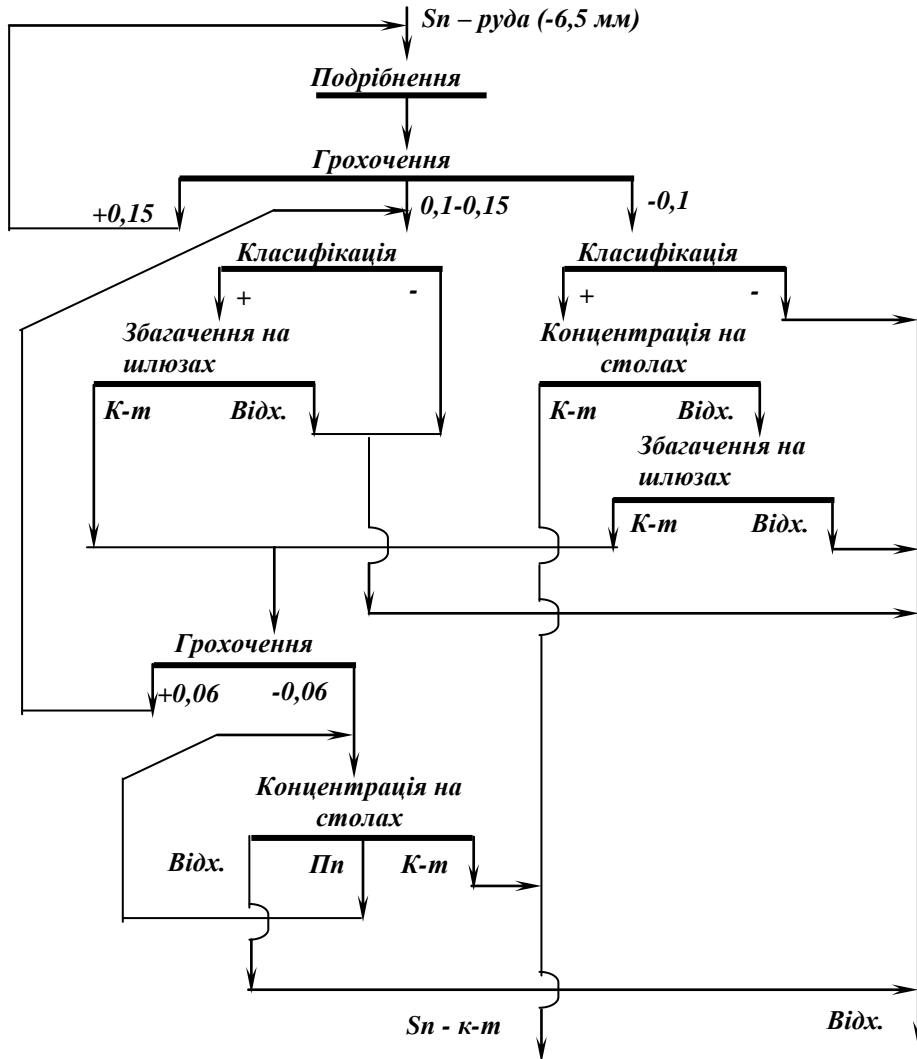


Рис. 12.19 – Схема збагачення корінної тонко вкрапленої олов'яної руди.

12.5. ЗБАГАЧЕННЯ ЗОЛОТОВМІСНИХ РУД

Розробка розсипних родовищ золота здійснюється відкритими гірничими роботами з застосуванням механізованих способів – дражного, гідравлічного і екскаваторного. Вибір способу розробки визначається гірничотехнічними умовами і промисловими запасами пісків. Найбільше розповсюдження одержав дражний спосіб, як самий економічний.

Технологія вилучення золота із розсипів на драгах (рис. 12.20) включає: підготовчі процеси, первинне збагачення з одержанням гравітаційних концентратів і доводку цих концентратів з одержанням товарної продукції.

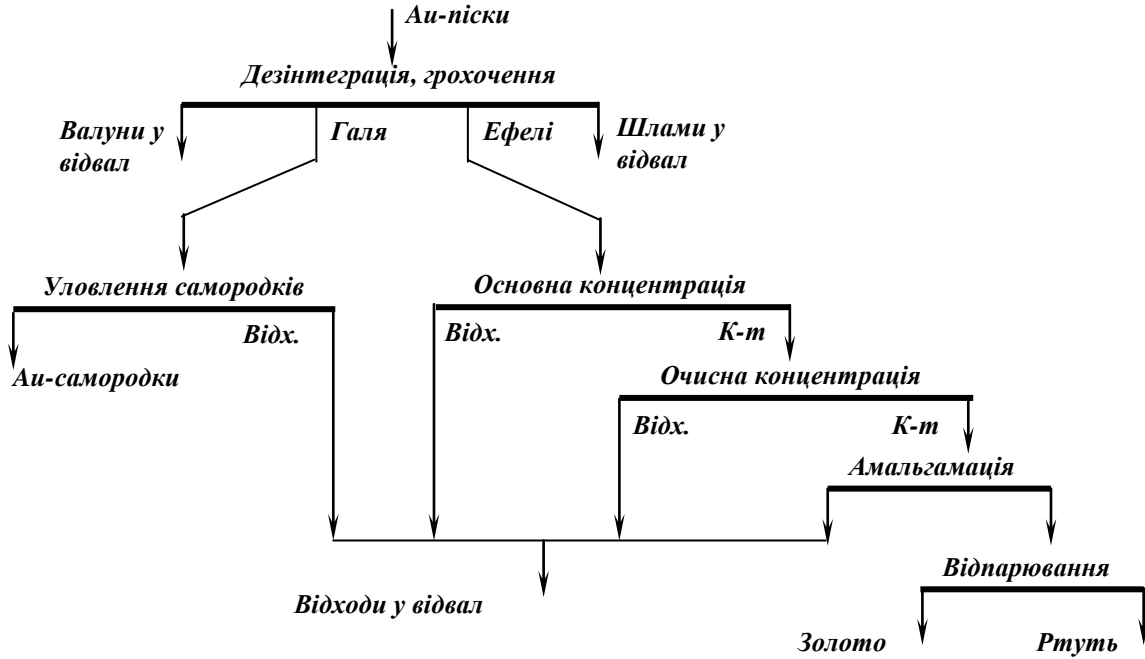


Рис. 12.20 – Типова схема збагачення золотовмісних пісків.

Застосовуються схеми, в яких суміщаються збагачення на шлюзах і відсаджувальних машинах (рис. 12.21 а), а також збагачення на шлюзах концентраційних столах і гвинтових сепараторах (рис. 12.21 б).

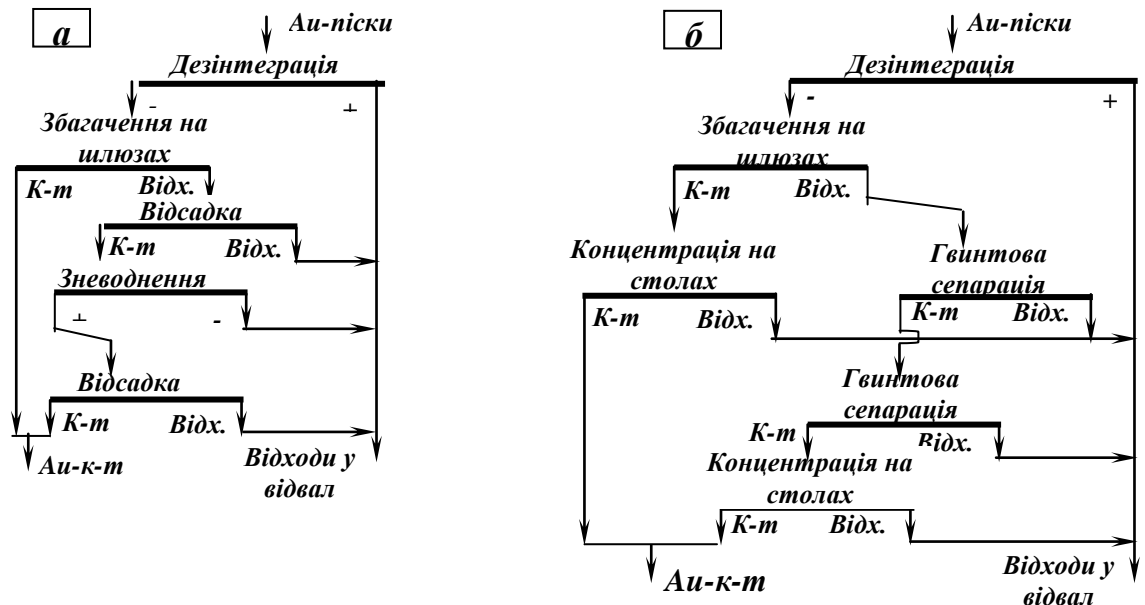


Рис. 12.21 – Схеми збагачення золотовмісних пісків.

а – на шлюзах і відсаджувальних машинах; б – на шлюзах, концентраційних столах і гвинтових сепараторах.

12.6. ЗБАГАЧЕННЯ ПІСКІВ РІДКІСНИХ МЕТАЛІВ

Збагачення розсипів звичайно здійснюють у дві стадії: *I стадія* – первинне збагачення розсипу, *II стадія* – доводка чорнових концентратів.

Збагачувальні установки первинного збагачення споруджують безпосередньо на місці добування пісків. При розробці розсипу драгами або землесосами збагачувальна апаратура монтується на плавучих баржах, понтонах і т.п. Доводочні фабрики для виробництва готових концентратів розташовують на березі поблизу від розсипного родовища.

При первинному збагаченні на дразі (рис. 12.22) піски після дезінтеграції і класифікації збагачуються у гідроциклоні, концентрат доводиться на концентраційних столах.

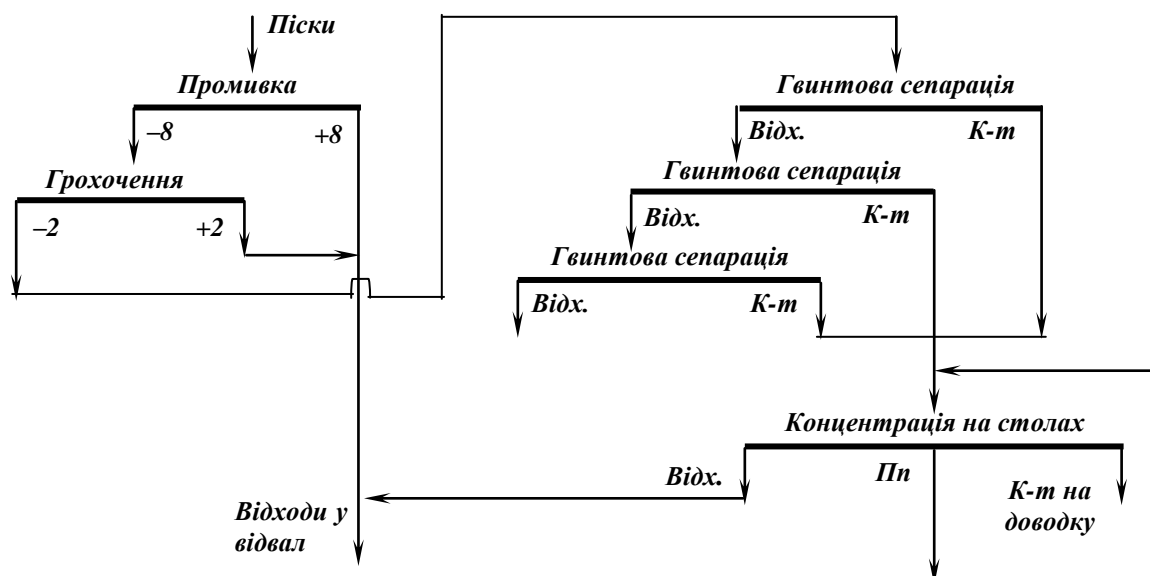


Рис. 12.22 – Схема первинного збагачення пісків на дразі.

При підвищеному вмісті глини (до 40 %) застосовується тристадійна їх дезінтеграція в скруберах, на грохотах і мийних машинах (12.23). Дезінтегровані піски класифікуються в гідроциклонах, злив яких направляється у відвал, а знешламлений матеріал після класифікації по зерну 2 мм надходить на збагачення у гвинтові сепаратори (клас +2 мм) і струминні конусні сепаратори (клас –2 мм).

Чорновий концентрат надходить на магнітну сепарацію і після трьох перелічених операцій в конусних, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах одержують товарний продукт. При використанні цієї схеми вилучення ільменіту складає близько 85 %, а вміст TiO_2 в концентраті 60 – 65 %.

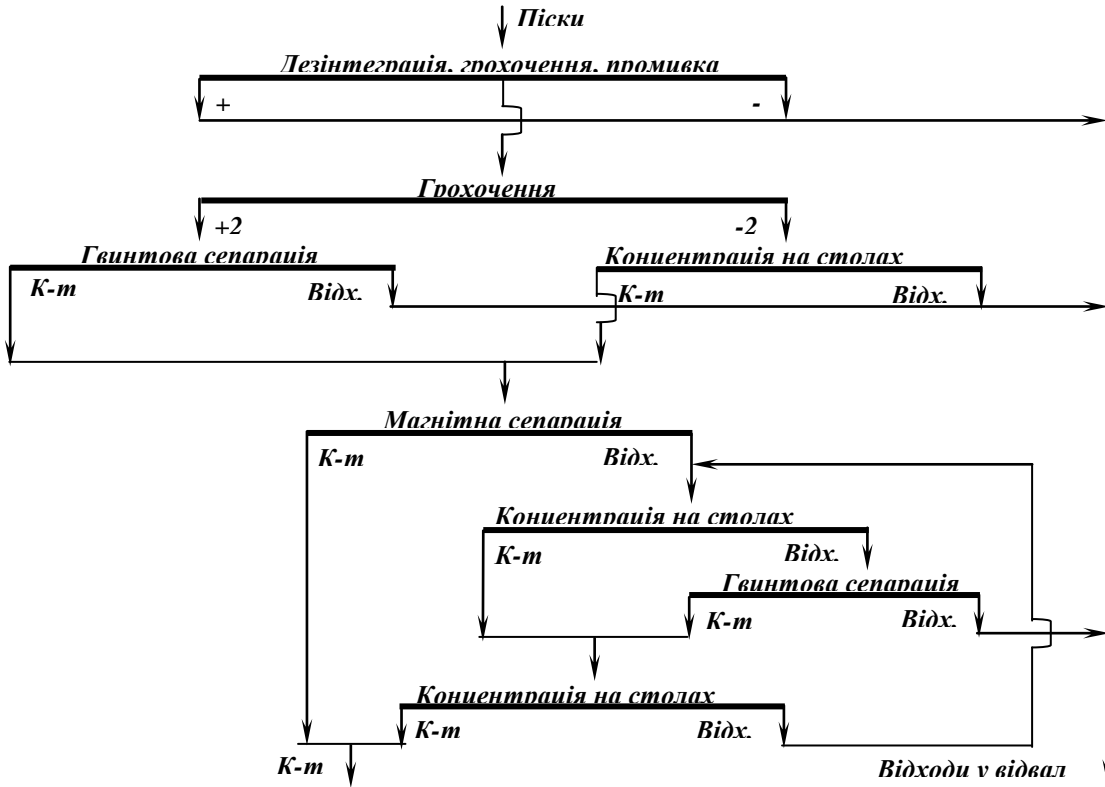
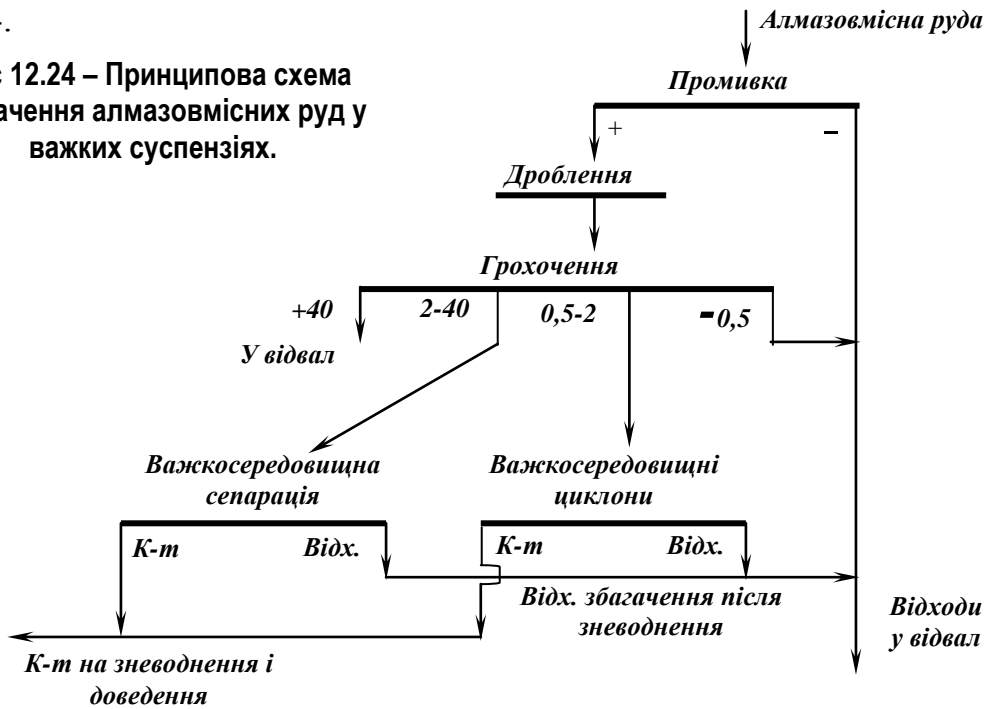


Рис. 12.23 – Схема збагачення ільменітових пісків.

12.7. ЗБАГАЧЕННЯ НЕМЕТАЛІЧНИХ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Схеми основного циклу збагачення алмазовмісних руд включають підготовчі операції (дроблення, грохочення, промивку) і операції збагачення (відсадкою або у важких суспензіях). Типова схема основного циклу наведена на рис. 12.24.

Рис 12.24 – Принципова схема збагачення алмазовмісних руд у важких суспензіях.



При переробці алмазовмісних руд може бути застосована схема (рис. 12.42) з використанням важкосередовищної сепарації для збагачення крупного класу + 1,65 мм і відсадки для збагачення дрібного класу – 1,65 мм (рис 12.25).

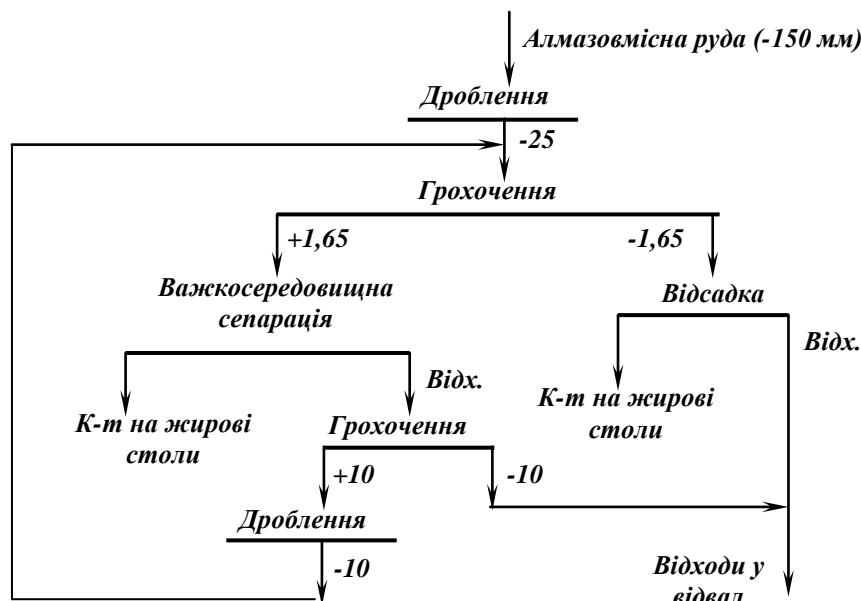


Рис. 12.25 – Схема збагачення алмазовмісної руди важкосередовищною сепарацією і відсадкою.

Найпростіший спосіб збагачення *андалузиту* ($Al_2O_3 \cdot SiO_2$) – важкосередовищна сепарація. Відповідно з технологічною схемою (рис. 12.26) руду після дроблення, відділення дріб'язку і знешламлення направляють на збагачення у важкосередовищних гідроциклонах.

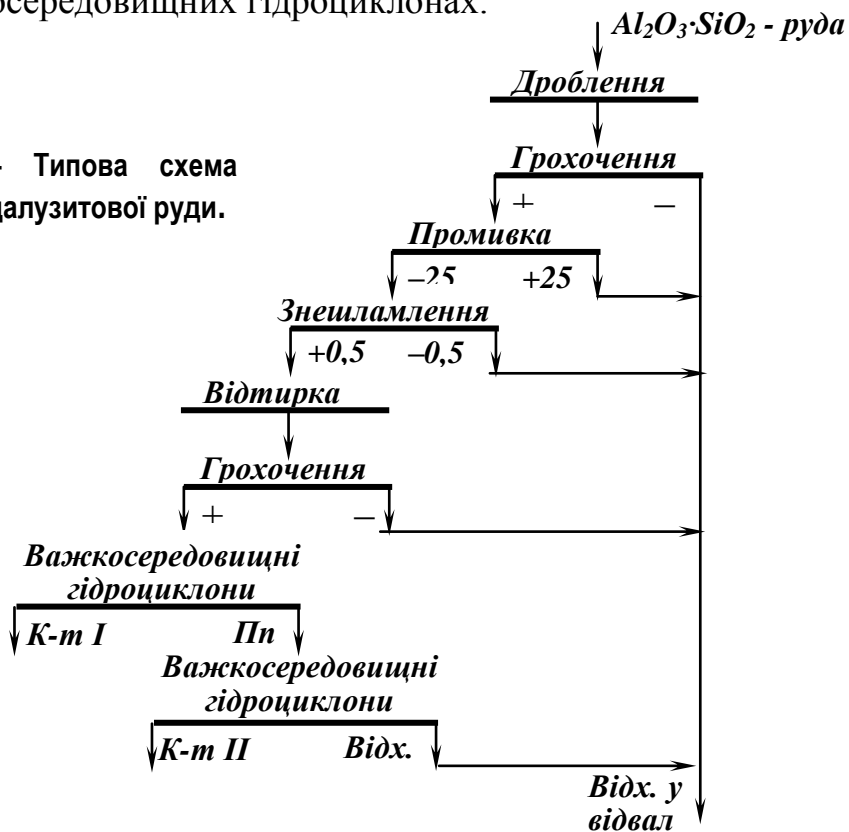


Рис. 12.26 – Типова схема збагачення андалузитової руди.

Доломіт ($\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$) і **магнезит** (MgCO_3) використовуються у виробництві вогнетривів. Найпростішою схемою збагачення доломітових і магнезитових руд є схема із застосуванням важкосередовищної сепарації (рис. 12.27).

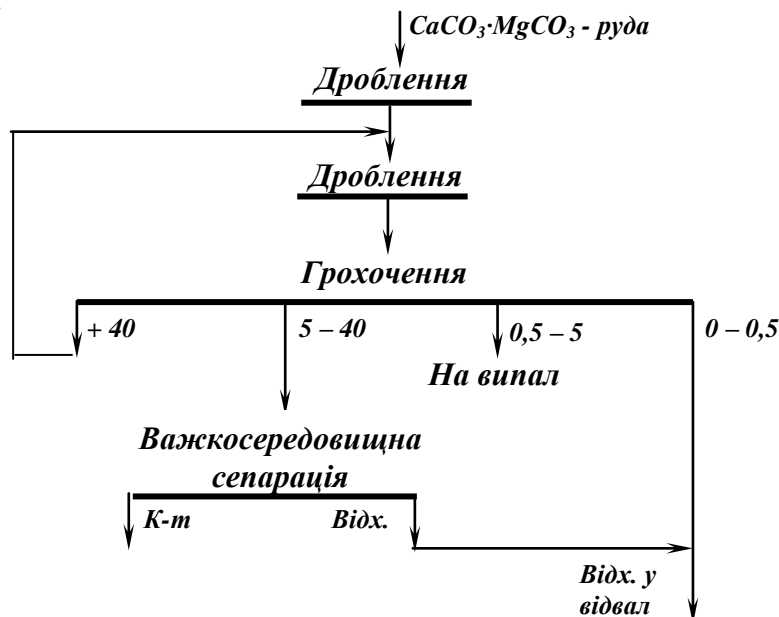


Рис. 12.27 – Схема збагачення доломіто-магнезитових руд

Флюорит (CaF_2) використовується в сталеливарній, алюмінієвій і хімічній промисловості. Основний метод збагачення плавикового шпату – флотація, але іноді для попередньої концентрації використовують гравітаційні процеси (рис. 12.28).

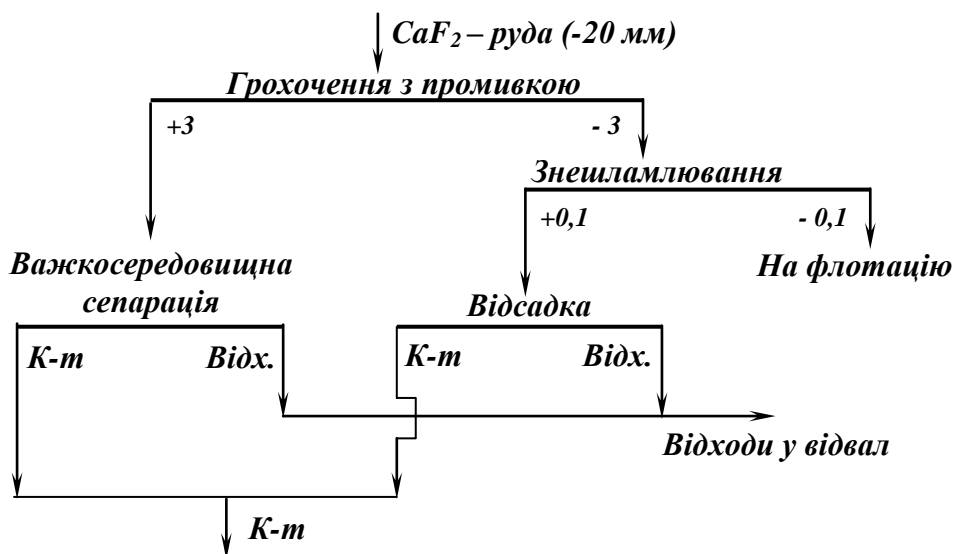


Рис. 12.28 – Схема збагачення флюоритової руди важкосередовищною сепарацією і відсадкою.

12.8. ЗБАГАЧЕННЯ БРУХТУ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Сортування брухту і відходів кольорових металів є однією з трудомістких операцій первинної обробки. Вона полягає у візуальному розділенні брухту на однорідні метали по розходженню їх металічної основи і іншим відмітних ознаках.

Механізація сортування полягає у застосуванні сортувальних столів або конвеєрів, грохотів, важкосередовищних установок, пневматичних, магнітних або електростатичних сепараторів.

Механізованому сортуванню у важкосередовищній установці (рис. 12.31) може піддаватися *алюмінієвий брухт* після двостадійного дроблення в щоківій і роторній дробарках до крупності 150 мм.

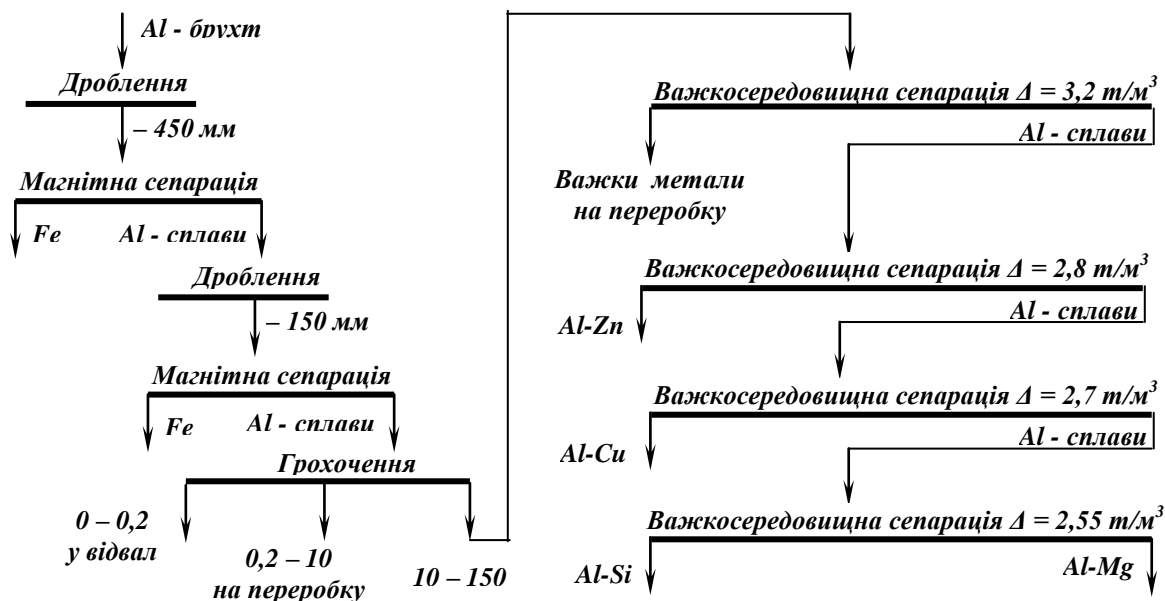


Рис. 12.31 – Схема переробки алюмінієвого брухту важкосередовищною сепарацією.

Технологія переробки *брухту свинцевих акумуляторів* включає двостадійне дроблення в щоківій і роторній дробарках, магнітну сепарацію для відділення залізних компонентів, класифікацію дробленого до 10 мм продукту на три класи 3 – 10; 0,5 – 3; 0 – 0,5 мм і збагачення класів 3 – 10 і 0,5 – 3 мм у вихрових важкосередовищних гідроциклонах (рис. 12.32).

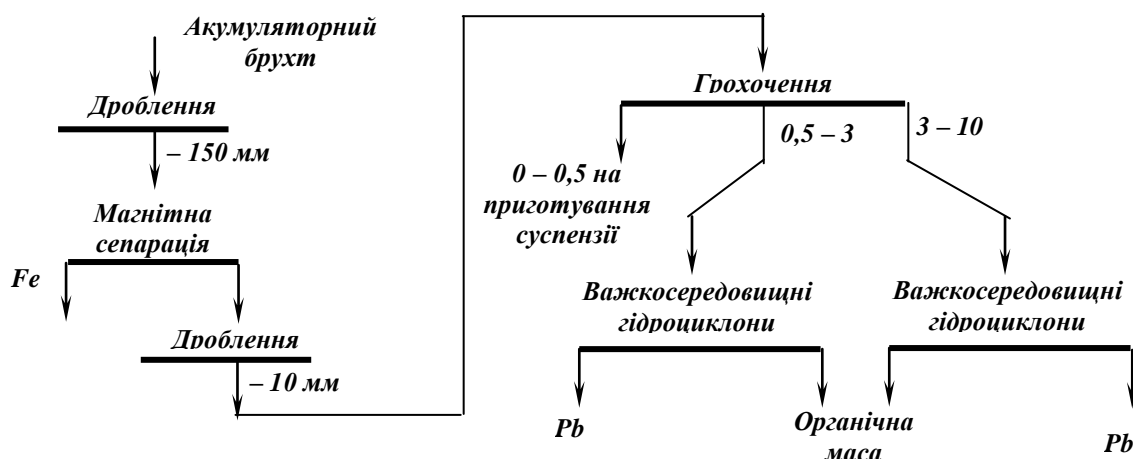


Рис. 12.32 – Схема переробки брухту свинцевих акумуляторів у вихрових важкосередовищних гідроциклонах.

Розроблена технологія (рис. 12.33) переробки *брухту броньованого кабелю*, що передбачає дроблення до 20 мм, відділення феромагнітних домішок магнітною сепарацією і ізоляційних матеріалів пневмосепарацією.

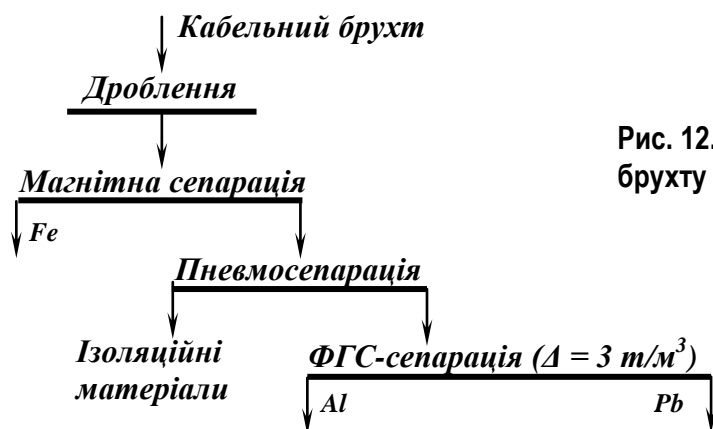


Рис. 12.33 – Схема переробки кабельного брухту ФГС-сепарацією.

Змішану *стружку алюмінієвих сплавів* також можна розділити з використанням ФГС-сепарації (рис. 12.34).

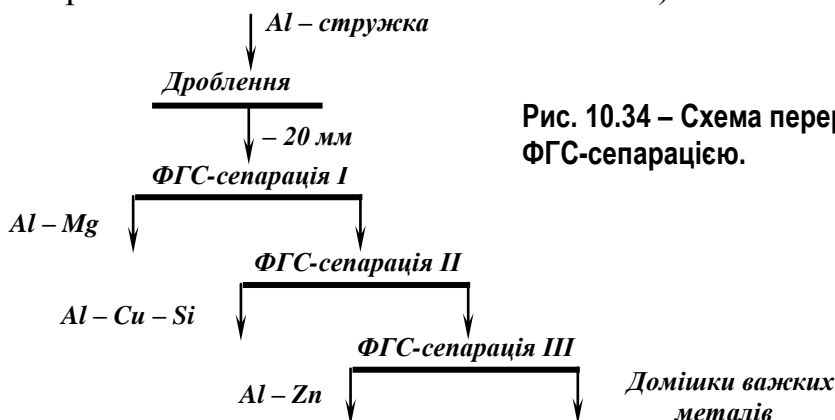


Рис. 10.34 – Схема переробки алюмінієвої стружки ФГС-сепарацією.

Література до розділу 12: [2] с. 240 - 288