

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ**  
**ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

**МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ**

до виконання лабораторних робіт по дисципліні  
**«Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин»**

(для студентів спеціальності  
«Збагачення корисних копалин», напрям  
підготовки – 050303 – «Переробка корисних копалин»)

Донецьк, ДонНТУ  
2008

УДК 622.7

Методичні вказівки до виконання лабораторних робіт по дисципліні «Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин» (для студентів спеціальності 7.090302 «Збагачення корисних копалин», напрям підготовки – 050303 – «Переробка корисних копалин») / В.О.Смирнов – Донецьк: ДонНТУ, 2008. – 68 с.

Наведені методики дослідження основних гравітаційних характеристик корисних копалин і параметрів апаратів гравітаційного збагачення.

Призначені для закріплення теоретичних знань по дисципліні «Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин» і придбання навичок ведення дослідницької роботи.

Укладач:

В.О. Смирнов, доц.

Відпов. за випуск

О.І. Назимко , проф.

## ЗМІСТ

Основні правила техніки безпеки при виконанні лабораторних робіт.....	6
Загальні положення.....	6
Лабораторна робота № 1. Експериментальне визначення остаточної швидкості вільного падіння мінеральних зерен у воді.....	7
Лабораторна робота № 2. Визначення в'язкісних характеристик суспензій.....	12
Лабораторна робота № 3. Дослідження фракційного аналізу вугілля.....	18
Лабораторна робота № 4. Експериментальне визначення критеріїв розділення.....	26
Лабораторна робота № 5. Дослідження процесу гідравлічної класифікації тонкоподрібненого матеріалу в гідроциклоні.....	30
Лабораторна робота № 6. Дослідження параметрів процесу важкосередовищної сепарації.....	39
Лабораторна робота № 7. Дослідження параметрів штучної відсаджувальної постелі.....	46
Лабораторна робота № 8. Дослідження параметрів процесу відсадки.....	51
Лабораторна робота № 9. Дослідження параметрів процесу концентрації на столах.....	60
Додаток А .....	67

## **ОСНОВНІ ПРАВИЛА ТЕХНІКИ БЕЗПЕКИ ПРИ ВИКОНАННІ ЛАБОРАТОРНИХ РОБІТ**

До виконання лабораторних робіт допускаються студенти, які пройшли інструктаж і засвоїли основні правила техніки безпеки при роботі в лабораторії.

При роботі з механізмами слід дотримуватись таких правил техніки безпеки:

1. Перед пуском обладнання необхідно попередньо оглянути його і переконатися в справності. Несправне обладнання включати забороняється.

2. Перевірити наявність огорожень у обертових частин і заземлення у електрообладнання.

3. Перед пуском обладнання необхідно закріпити знімні частини і сповістити усіх присутніх про його включення.

4. Бути уважним при роботі з механізмами.

5. Не розпускати кінців одягу, головних уборів і волосся, щоб запобігти їхнього попадання в механізм.

6. Під час роботи механізму забороняється робити огляд його рухомих частин.

7. Не доторкатися до струмоведучих частин електрообладнання.

8. Особливої обережності дотримуватись при роботі з хлористим цинком. При попаданні на шкіру або одяг краплі хлористого цинку ретельно змити водою.

9. Електропривод повинен бути негайно відключений при:

– нещасному випадку з людиною,

– появі диму або вогню з електродвигуна або пускорегулюючої апаратури,

– сильному зниженні числа оборотів електродвигуна, що супроводжується його швидким нагрівом.

10. Після закінчення роботи необхідно відключити усі джерелі живлення енергії.

11. Дотримувати чистоту на робочому місці.

### **ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ**

Лабораторна робота вважається виконаною після затвердження розрахункових і експериментальних матеріалів викладачем.

Кожний студент складає індивідуальний звіт про лабораторну роботу і представляє її викладачу на наступному занятті. Студент, який не представив звіт про попередню роботу, до наступної не допускається.

Звіт про лабораторну роботу оформлюється студентом на бланку єдиного зразку формату А4 (додаток А).

Звіт про лабораторну роботу приймається викладачем, якщо він виконаний правильно, акуратно оформлений і студент правильно відповів на питання по темі роботи.

## Лабораторна робота № 1.

### ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНЕ ВИЗНАЧЕННЯ ОСТАТОЧНОЇ ШВИДКОСТІ ВІЛЬНОГО ПАДІННЯ МІНЕРАЛЬНИХ ЗЕРЕН У ВОДІ

#### Вступ

Багато процесів збагачення корисних копалин засноване на використанні розходження у швидкостях падіння частинок різної крупності і густини у різних середовищах – повітрі, воді, мінеральній суспензії. Падіння частинок відбувається як у вільних, так і у стиснених умовах.

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

Швидкість вільного падіння тіл у середовищах визначається взаємодією сил:

– гравітаційної

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н}, \quad (1.1)$$

– гідродинамічного опору

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta, \text{ Н}, \quad (1.2)$$

де  $d$  – діаметр частинки, м;  $\delta$  – густина частинки,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\Delta$  – густина середовища,  $\text{кг/м}^3$ ;  $g$  – прискорення вільного падіння,  $\text{м/с}^2$ ;  $V$  – швидкість руху частинки,  $\text{м/с}$ ;  $\psi$  – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу.

Сила опору середовища рухомому в ньому тілу залежить від режиму руху, який характеризується безрозмірним параметром – числом Рейнольдса:

$$Re = Vd\Delta / \mu, \quad (1.3)$$

де  $\mu$  – динамічний коефіцієнт в'язкості середовища.

*Ламінарний режим обтікання* відбувається при невеликих швидкостях руху ( $Re < 1$ ) частинок малої крупності ( $d < 0,1$  мм), коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу  $\psi = 3\pi/Re$ .

*Турбулентний режим обтікання* характерний для високих швидкостей руху ( $Re > 1000$ ) великих частинок ( $d > 2$  мм), коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу  $\psi = \pi/16$ .

Для проміжної області значень параметра Рейнольдса  $1 \leq Re \leq 1000$ , що відповідають швидкостям руху частинок крупністю  $0,1 \leq d \leq 2$  мм, коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу  $\psi = 5\pi / (8\sqrt{Re})$ .

Кінцева швидкість вільного падіння залежить від розміру частинок і їхньої густини, які й визначають режим руху частинки. Залежно від режиму руху кінцева швидкість вільного руху частинки у воді ( $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$  і  $\mu = 0,001 \text{ Па}\cdot\text{с}$ ) може бути визначена за формулами:

– при ламінарному режимі

$$V_0 = 0,545d^2(\delta - 1000), \text{ м/с}; \quad (1.4)$$

– при перехідному режимі

$$V_0 = 1,15d\sqrt[3]{(\delta - 1000)^2}, \text{ м/с}; \quad (1.5)$$

– при турбулентному режимі

$$V_0 = 0,16\sqrt{d(\delta - 1000)}, \text{ м/с}; \quad (1.6)$$

У результаті узагальнення експериментальних даних Релеєм була отримана діаграма  $\psi = f(Re)$  для різних режимів руху кулястих тіл у різних середовищах (рис. 1.1), але для практичних цілей застосувати діаграму Релея досить складно.

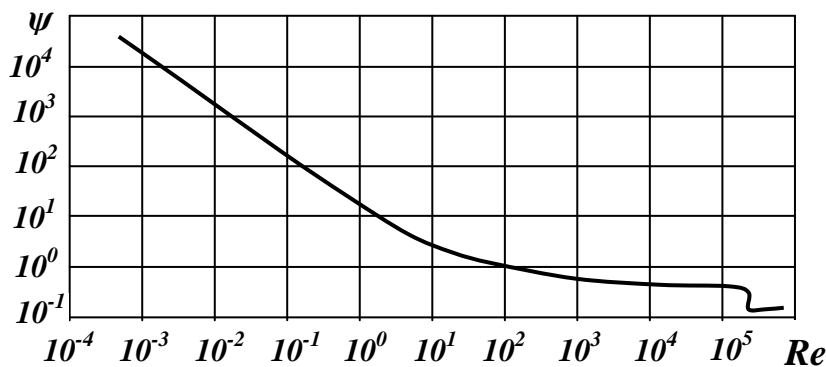


Рис. 2.1 – Залежність коефіцієнта  $\psi$  від параметру  $Re$ .

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

$$m \frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi V^2 d^2 \Delta. \quad (1.8)$$

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

$$V_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6 \psi \Delta}}, \text{ м/с}. \quad (1.9)$$

З урахуванням коефіцієнта опору  $\psi$  можуть бути отримані вирази для визначення швидкості руху тіл у різних режимах.

*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. 1.2).

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

$$Re^2 \psi = \pi d^3 (\delta - \Delta) g \Delta / (6 \mu^2). \quad (1.10)$$

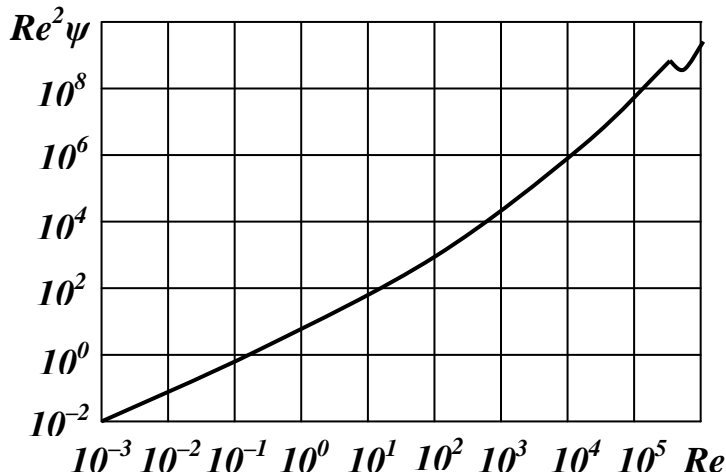


Рис. 2.2 – Залежність параметру  $Re^2\psi$  від числа  $Re$ .

Потім за діаграмою (рис. 1.2) знаходять значення  $Re$ , після чого з використанням формули (1.3) визначають кінцеву швидкість:

$$V_0 = Re\mu / d\Delta . \quad (1.11)$$

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

$$Ar = d^3(\delta - \Delta)g\Delta / \mu^2 . \quad (1.12)$$

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

$$V_0 = \sqrt{\frac{4d(\delta - \Delta)}{3\psi\Delta}} , \text{ м/с.} \quad (1.13)$$

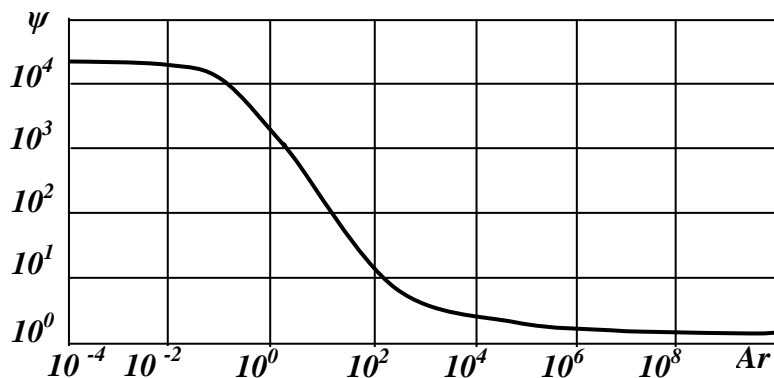


Рис. 2.3 – Залежність коефіцієнта  $\psi$  від параметру  $Ar$ .

**Мета роботи** – освоєння методики експериментального визначення кінцевої швидкості падіння частинок у воді.

### ***Апаратура, пристосування, матеріали***

- вимірювальна труба, заповнена водою;
- аналітичні ваги з набором важків;
- набір мінеральних частинок різної форми і густини;
- секундомір.

### ***Методика виконання роботи***

При виконанні роботи необхідно визначити кінцевої швидкості вільного падіння кварцових, вугільних і породних частинок сферичної, кубічної і пластинчастої форми. Кінцева швидкість вільного падіння визначається у вимірювальній трубці, заповненої водою ( $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$  і  $\mu = 0,001 \text{ Па}\cdot\text{с}$ ). Для цього досліджувана частинка пінцетом вводиться у вимірювальну трубу нижче рівня поверхні води, після чого пінцет розтискається. Час  $t$ , протягом якого частинка проходить відстань  $H$  між мітками на вимірювальній трубці, зафіксувати секундоміром. *Експериментальна кінцева швидкість вільного падіння частинки* буде:

$$V_0 = H / t, \text{ м/с} \quad (1.14)$$

Для кожної з досліджуваних частинок експериментальне визначення швидкості падіння виконується не менше трьох разів. За кінцеву швидкість вільного падіння частинки приймають середнє арифметичне трьох вимірів.

Для визначення еквівалентного діаметра кожну частинку зважують на аналітичних вагах, після чого при звісній густині розраховують:

$$d_e = 1,24 \sqrt{m/\delta}, \text{ м}, \quad (1.15)$$

де  $m$  – маса частинки, кг;  $\delta$  – густина частинки (кварцової  $\delta = 2650 \text{ кг/м}^3$ , породної  $\delta = 2200 \text{ кг/м}^3$  і вугільної  $\delta = 1300 \text{ кг/м}^3$ ).

З використанням еквівалентного діаметра необхідно визначити кінцеву швидкість падіння частинок:

- *теоретичну* для досліджуваного в роботі діапазону за формулою (1.6);
- *за методом Ляценка* за формулами (1.10) – (1.11) для досліджуваного в роботі діапазону справедлива залежність  $Re = 0,5(Re^2\psi)^{0,6}$ ;
- *за методом Фоменка* за формулами (1.12) – (1.13) для досліджуваного в роботі діапазону справедлива залежність  $\psi = \exp(4,913 Ar^{-0,154})$ .

Результати роботи оформити у вигляді табл. 1.1.

### ***Зміст звіту***

- Методи визначення кінцевої швидкості падіння частинок в середовищі.
- Мета роботи і методика визначення кінцевої швидкості вільного падіння частинок.
- Результати роботи у вигляді табл. 1.1.
- Висновок про результати порівняння теоретичних і експериментальної швидкостей.



Таблиця 1.1 – Параметри руху частинки

№ пп	Вихідні дані для розрахунку								
	Частинка					Середовище		Експеримент	
	мінерал	форма	густина, кг/м <sup>3</sup>	маса, кг	$d_e$ , м	густина, кг/м <sup>3</sup>	в'язкість Па·с	висота падіння, м	час падіння с
1	Кварц	куля	2650			1000	0,001		
2		куб							
3		пласт.							
4	Порода	куля	2200			1000	0,001		
5		куб							
6		пласт.							
7	Вугілля	куля	1300			1000	0,001		
8		куб							
9		пласт.							

Продовження табл. 1.1

№ пп	Критерії							Швидкість падіння, м/с			
	Рейнольдса				Додаткові			Експериментальний	Теоретичний	по Лященко	по Фоменко
	Експериментальний	Теоретичний	по Лященко	по Фоменко	$Re^2\psi$	$\psi$	$Ar$				
1											
2											
3											
4											
5											
6											
7											
8											
9											

**Рекомендована література**

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 36 – 61.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 15 – 22.

## Лабораторна робота № 2.

### ВИЗНАЧЕННЯ В'ЯЗКІСНИХ ХАРАКТЕРИСТИК СУСПЕНЗІЙ

#### Вступ

*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.

Суспензії, що використовуються при збагаченні корисних копалин розділяються на ньютонівські рідини і в'язкопластичні системи (рис. 2.1).

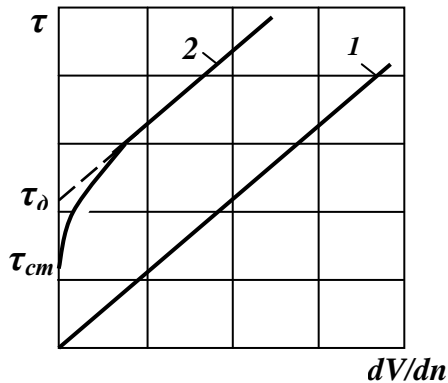


Рис. 2.1 – Залежність дотичного напруження зсуву  $\tau$  від градієнта швидкості рідин  $dV/dn$  і колоїдних систем.

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

Звичайні ньютонівські рідини (рис. 2.1, залежність 1) описуються законом Ньютона, у відповідності до якого напруження зсуву пропорційне градієнту швидкості:

$$\tau = \mu \cdot dV / dn, \text{ Па}, \quad (2.1)$$

де  $\tau$  – напруження зсуву, Па;  $\mu$  – динамічний коефіцієнт в'язкості, Па·с;  $dV / dn$  – градієнт швидкості,  $\text{с}^{-1}$ .

Графічно рівняння (2.1) зображується прямою, яка проходить через начало координат. Для цієї залежності динамічний коефіцієнт в'язкості  $\mu$  визначається як тангенс нахилу прямої до осі абсцис:

$$\mu = \tau / (dV / dt) = \text{tg} \alpha. \quad (2.2)$$

Із закону Ньютона виходить, що поняття «в'язкість» характерне тільки для динамічно рухомих середовищ, тобто при припиненні руху середовища швидкості ковзання стають рівними нулю, зникають сили внутрішнього тертя і, відповідно, не проявляють дії напруження зсуву.

*В'язкопластичні системи* (рис. 2.1, залежність 2) володіють деяким статичним напруженням зсуву  $\tau_{cm}$ , 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:

$$\tau = \tau_\delta + \mu^* \cdot dV / dn, \text{ Па}, \quad (2.3)$$

де  $\tau_\delta$  – динамічне напруження зсуву, Па;  $\mu^*$  – коефіцієнт структурної в'язкості, Па·с.

Для таких систем реологічна крива  $\tau = f(dV/dn)$  не проходить через початок координат, а відстоїть від нього на (по осі  $\tau$ ) на величину  $\tau_0$ . Динамічне (граничне) напруження зсуву представляє собою силу, яку необхідно приложити до системи, щоб була зруйнована її структура і почалася течія.

Суспензії застосовані в практиці збагачення корисних копалин відносяться до в'язкопластичних систем і залежно від динамічного напруження зсуву розділяються на слабкоструктурні ( $\tau_0 \leq 3$  Па), структурні ( $3 < \tau_0 \leq 8$  Па) і сильноструктурні ( $\tau_0 > 8$  Па).

Для магнетитових суспензій малої густини (до  $1500 \text{ кг/м}^3$ ) течія підкоряється закону Ньютона, для суспензій більшої густини – закону Шведова–Бінгама.

Аналітично в'язкість суспензії у залежності від об'ємної концентрації обважнювача може бути визначена за формулою Ванда:

$$\mu_c = \mu_w (1 + 2,5c_o + 7,35c_o^2 + 16,2c_o^3 + \dots), \quad (2.4)$$

де  $\mu_c$ ,  $\mu_w$  – в'язкість суспензії і води, Па·с;  $c_o$  – об'ємна концентрація обважнювача, част.од.

Нормальні умови розділення забезпечуються при динамічній в'язкості середовища розділення  $\mu \leq 0,007$  Па·с (динамічний коефіцієнт в'язкості води  $\mu = 0,001$  Па·с, а повітря  $\mu = 0,000018$  Па·с).

При відомій об'ємній концентрації обважнювача може бути розрахована її густина суспензії:

$$\Delta_c = \Delta_w + (\delta_o - \Delta_w) \cdot c_o, \text{ кг/м}^3, \quad (2.5)$$

де  $\Delta_c$ ,  $\Delta_w$ ,  $\delta_o$  – густина суспензії, води і обважнювача (густина магнетитового концентрату –  $4600 \text{ кг/м}^3$ , феросиліцію –  $7000 \text{ кг/м}^3$ );  $c_o$  – об'ємна концентрація обважнювача, част.од.

Реологічний стан суспензії визначається експериментальним вимірюванням в'язкості і граничного напруження зсуву.

**Мета роботи** – освоєння методики експериментального визначення в'язкісних характеристик суспензій.

#### **Апаратура, пристосування, матеріали**

- ємність з мішалкою для приготування суспензії;
- аналітичні ваги з набором важків;
- віскозиметр типу ВУ (рис. 2.2);
- секундомір;
- прилад СНС-2 для визначення статичного напруження зсуву (рис. 2.4);
- вугілля крупністю –  $0,074 \text{ мм}$ ;
- вода дистильована.

### Методика виконання роботи

При дослідженні в'язкості і статичного напруження зсуву вугільних суспензій, які містять 5, 10, 15, 25, 35 % твердої фази (обважнювач), кількість твердої фази, необхідна для приготування потрібного об'єму суспензії визначається за формулою:

$$Q = Wc_o\delta_o, \text{ кг}, \quad (2.6)$$

де  $W$  – об'єм суспензії, м<sup>3</sup>;  $c_o$  – об'ємна концентрація обважнювача, част.од.;  $\delta_o$  – густина обважнювача, кг/м<sup>3</sup>.

Для кожної суспензії необхідно провести по 3 визначення в'язкості і статичного напруження зсуву.

### Визначення в'язкості суспензії

Для дослідження в'язкості суспензій найбільше розповсюдження отримали віскозиметри капілярного типу, до яких відноситься й віскозиметр типу ВУ. Віскозиметр типу ВУ (рис 2.2) представляє собою резервуар, який переходить у капіляр діаметром 2,64 мм.

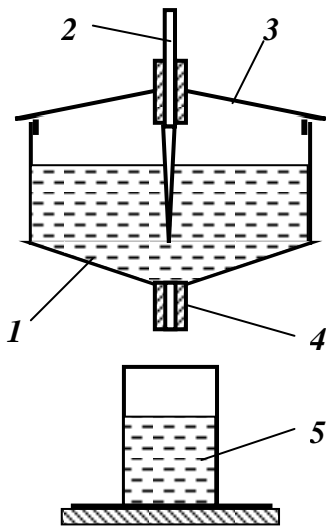


Рис. 2.2 – Схема віскозиметра типу ВУ.  
1 – резервуар; 2 – стержень; 3 – кришка;  
4 – капіляр; 5 – мірний циліндр.

Вимірювання в'язкості суспензії здійснюється залежно від часу витікання визначеного її об'єму через капіляр у порівнянні з часом витікання такого ж об'єму води. В'язкість суспензії визначається за формулою:

$$\mu_c = \mu_e \cdot \frac{t_c \cdot \Delta_c}{t_e \cdot \Delta_e} = \frac{t_c \cdot \Delta_c}{t_e} \cdot 10^{-6}, \text{ Па}\cdot\text{с}, \quad (2.7)$$

де  $\mu_e$  – динамічний коефіцієнт в'язкості води ( $\mu_e = 0,001$  Па·с);  $\Delta_c$  – густина суспензії (розраховується за формулою (2.5));  $\Delta_e$  – густина води ( $\Delta_e = 1000$  кг/м<sup>3</sup>);  $t_c$ ,  $t_e$  – час витікання суспензії і води, с.

Дослідження виконують у такому порядку.

В резервуар віскозиметра ВУ налити 200 см<sup>3</sup> дистильованої води, підняти стержень, що закриває капіляр, і за допомогою секундоміру зареєструвати час її

витікання. Операцію визначення часу витікання повторити 3 рази і обчислити середнє арифметичне (це й буде  $t_e$ ).

На аналітичних вагах зважити навеску вугілля, необхідну для приготування 200 см<sup>3</sup> суспензії з вмістом твердої фази 5 %. В ємності з мішалкою ретельно перемішати навеску з потрібним об'ємом води. Готову суспензію (200 см<sup>3</sup>) налити в резервуар, підняти стержень, що закриває капіляр, і за допомогою секундоміру зареєструвати час її витікання. Операцію визначення часу витікання повторити 3 рази і обчислити середнє арифметичне (це й буде  $t_c$  для суспензії з вмістом твердої фази 5 %).

Визначення в'язкості суспензій з вмістом 10, 15, 25, 35 % твердого виконується аналогічно.

Результати експерименту оформити у вигляді табл. 2.1 і рис. 2.3.

Таблиця 2.1 – Результати визначення в'язкості суспензій

Середовище	Вміст твердого, част. од.	Час витікання, с	Густина середовища, кг/м <sup>3</sup>	Динамічний коефіцієнт в'язкості, Па·с	
				експеримент	за ф-лою Ванда
Вода дистильована	0,00		1000	0,001	0,001
Суспензія	0,05				
Суспензія	0,10				
Суспензія	0,15				
Суспензія	0,25				
Суспензія	0,35				

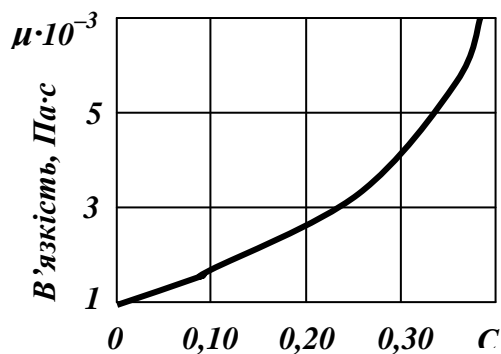


Рис. 2.3 – Залежність  $\mu = f(c)$ .

Концентрація твердої фази, част. од.

Порівняти результати експериментального і теоретичного визначення в'язкості.

### **Визначення статичного напруження зсуву**

Визначення статичного напруження зсуву здійснюється з використанням приладу СНС-2 (рис. 2.4), який складається з двох співвісних циліндрів. Зовнішній циліндр встановлений на обертовому столику. Рухома система приладу включає внутрішній нерухомий циліндр із нержавіючої сталі з подовжніми рісками для усунення ковзання. На нижньому торці циліндру є

чашоподібне заглиблення для усунення тертя за допомогою повітряної подушки. Середній радіус внутрішнього циліндру 2 см, його висота 6 см, середня товщина робочого простору 1 см. Внутрішній циліндр за допомогою гвинта підвішується до стійки на змінних нитках з діаметрами 0,3; 0,4; 0,5 мм, при цьому нитка більшого діаметру використовується при дослідженні суспензії з більшим вмістом твердого.

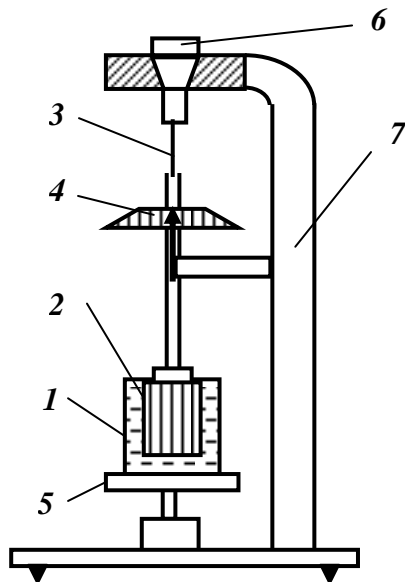


Рис. 2.4 – Прилад СНС-2.

1 - зовнішній циліндр; 2 – внутрішній циліндр;  
3 – нитка; 4 – шкала; 5 – обертовий столик;  
6 – настановний гвинт; 7 – стійка.

Дослідження виконують у такому порядку.

Приготувати 150 см<sup>3</sup> суспензії з вмістом твердого 10 % і залити у зовнішній циліндр встановлений на обертовому столику. В досліджувану суспензію занурити точно до верхнього краю (поверхні) внутрішній циліндр і включити привід обертового столику. При обертанні зовнішнього циліндру з частотою 0,2 хв<sup>-1</sup> суспензія, що обертається разом з ним, захоплює за собою підвішений внутрішній циліндр до тих пор поки момент закрученої нитки не стане рівним крутячому моменту, який залежить від в'язкості досліджуваної суспензії, а кут закручування нитки стане постійним. Після цього по шкалі приладу знімають показання кута закручування нитки і визначають граничне напруження зсуву:

$$\tau = \tau_n \alpha, \text{ Па}, \quad (2.8)$$

де  $\tau$  – граничне напруження зсуву, Па;  $\tau_n$  – напруження зсуву нитки визначеного діаметру при куті закручування на 1 градус (табл. 2.2), Па;  $\alpha$  – кут закручування нитки, град.

Таблиця 2.2 – Напруження зсуву ниток приладу СНС-2

Діаметр нитки, мм	0,3	0,4	0,5
Напруження зсуву нитки при куті закручування на 1 градус, Па	0,044	0,122	0,300

Операцію визначення граничного напруження зсуву повторити 3 рази і обчислити середнє арифметичне (це й буде  $\alpha$  для суспензії з вмістом твердої фази 10 %).

Визначення в'язкості суспензій з вмістом 15, 25, 35 % твердого виконується аналогічно.

Результати експерименту оформити у вигляді табл. 2.3 і рис. 2.5.

Таблиця 2.3 – Результати визначення граничного напруження зсуву суспензій

Середовище	Вміст твердої фази, част. од.	Кут закручування нитки, град.	Граничне напруження зсуву, Па
Суспензія	0,10		
Суспензія	0,15		
Суспензія	0,25		
Суспензія	0,35		

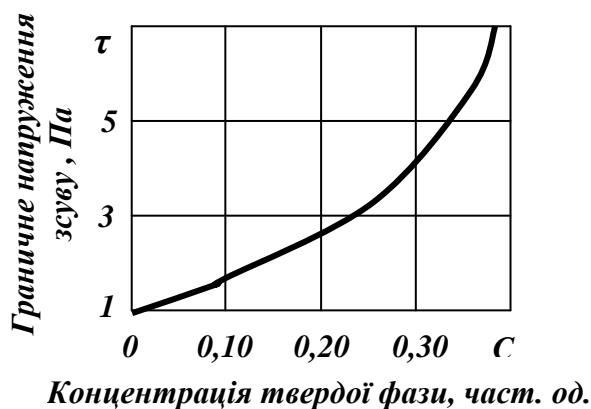


Рис. 2.5 – Залежність  $\tau = f(c)$ .

### **Зміст звіту**

- Методи визначення в'язкісних характеристик суспензій.
- Мета роботи і методика визначення в'язкості і граничного напруження зсуву суспензій.
- Результати роботи у вигляді табл. 2.1 і 2.3 і рис. 2.3 і 2.5.
- Висновок про вплив об'ємної концентрації твердої фази в суспензії на її фізичні характеристики.

### **Рекомендована література**

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 17 – 27.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 10 – 14, 90 – 93.

### Лабораторна робота № 3.

## ДОСЛІДЖЕННЯ ФРАКЦІЙНОГО АНАЛІЗУ ВУГІЛЛЯ

### Вступ

Фракційний склад являє собою кількісну оцінку можливості розподілу вільних мінеральних зерен і зростків по фракціях різної густини і крупності. Метод фракційного аналізу оснований на розділенні суміші мінеральних зерен у важких рідинах різної густини. Фракційний аналіз виконують з метою виділення мономінеральних фракцій, дослідження речовинного складу складних для мінералогічного дослідження об'єктів, визначення теоретично можливих показників при гравітаційному збагаченні, кількісної оцінки розкриття мінералів при подрібненні, оцінки ефективності застосованих технологічних процесів та збагачуваності корисної копалини.

Матеріал проб не повинен містити сторонніх механічних домішок металічного заліза, вільного (активного) вапна та інших хімічних сполук, що змінюють склад важких рідин. Усі проби перед аналізом необхідно висушити при температурі  $105 \pm 5^\circ\text{C}$ .

Маса навіски для аналізу залежить від крупності матеріалу, необхідних стадій розділення та наступного використання одержаних фракцій і може коливатись від частин грама до декількох кілограмів.

Для розділення застосовують розчини солей важких металів та органічні важкі рідини. Характеристики деяких важких рідин, найчастіше застосовуваних для аналізів і вивчення збагачуваності корисних копалин, наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Характеристики важких рідин

Назва	Хімічна формула	Густина, кг/м <sup>3</sup>	Розчинність у				
			воді	спирті	бензині	бензолі	ефірі
Хлористий цинк	ZnCl <sub>2</sub>	2070	+	-	-	-	-
Бромформ	CHBr <sub>3</sub>	2890	+	+	+	+	+
Тетраброметан	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>4</sub>	2960	-	+	+	+	+
Рідина Туле	HgI <sub>2</sub> + KI	3170	+	-	-	-	-
Йодистий метилен	CH <sub>2</sub> I <sub>2</sub>	3320	-	+	+	+	+
Рідина Сушина-Рорбаха	BaI <sub>2</sub> + HgI <sub>2</sub>	3500	+	+	+	+	+
Рідина Клерічі	CH <sub>2</sub> (COOI) <sub>2</sub> ·HCOOI	4200	+	-	-	-	-

### Примітки.

У табл. 3.3 зазначена максимальна густина розчину, що може бути отримана при розчиненні даної речовини.

Знак «+» показує, що речовина розчинна в зазначеному розчиннику, знак «-», що вона нерозчинна.

Як розчинник може бути використана важка рідина з густиною меншою потрібної для досліджень.



Вибір густини важкої рідини, у якій виконується розділення, залежить від мінерального складу вихідного матеріалу та задач дослідження. При цьому 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.

Одержані при фракційному аналізі фракції різної густини для визначення вмісту розрахункового компонента досліджують методами хімічного або мікроскопічного аналізу.

Аналіз вважається задовільним, якщо абсолютна різниця у виходах однойменних проб не перевищує 5 %. При незадовільному результаті аналіз виконується повторно.

Розшарування проб палива з розміром зерен більше 1 мм після знешламлення і знепилення виконують у статичних умовах. Розшарування починають з рідини найменшої або найбільшої густини. Густину рідини перевіряють перед кожною операцією розшарування (напр., денсиметром). Для розшарування палива з розміром зерен більше 1 мм застосовують розчини хлористого цинку густиною 1100 – 2000 кг/м<sup>3</sup> та органічні рідини густиною 2000 – 2600 кг/м<sup>3</sup>. Паливо з розміром зерен менше 1 мм розшарують в органічних рідинах густиною 1300 – 2600 кг/м<sup>3</sup> за допомогою лабораторних центрифуг склянкового типу з частотою обертання 2000 хв<sup>-1</sup>. Буре вугілля розшарують у важких рідинах густиною від 1200 до 2000 кг/м<sup>3</sup>, горючі сланці – від 1100 до 2100 кг/м<sup>3</sup>, кам'яне вугілля – від 1300 до 2600 кг/м<sup>3</sup>, антрацити – від 1500 до 2600 кг/м<sup>3</sup> з інтервалом густини 100 кг/м<sup>3</sup>.

Необхідну густину розчину хлористого цинку можна отримати при різному вмісті його у воді (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 – Густина розчинів хлористого цинку

Густина розчину при $t = 15^{\circ}\text{C}$ , кг/м <sup>3</sup>	1300	1400	1500	1600	1800	2000
Вміст $\text{ZnCl}_2$ , %	31	39	46	52	63	72

Фракційний аналіз вугілля виконується послідовним розділенням проби матеріалу, що досліджується, в розчинах хлористого цинку густиною 1300, 1400, 1500, 1600 і 1800 кг/м<sup>3</sup>. Схема виконання фракційного аналізу наведена на рис 3.1.

Знешламлений клас вугілля поміщається у ємність 1 з сітчастим дном і погружається у ємність 2 більшого діаметру, в який наліт розчин хлористого цинку відповідної густини. Матеріал перемішується і після відстоювання легка фракція відбирається сітчастою ложкою 3. Після останнього розшарування відбираються і легка і важка фракції.

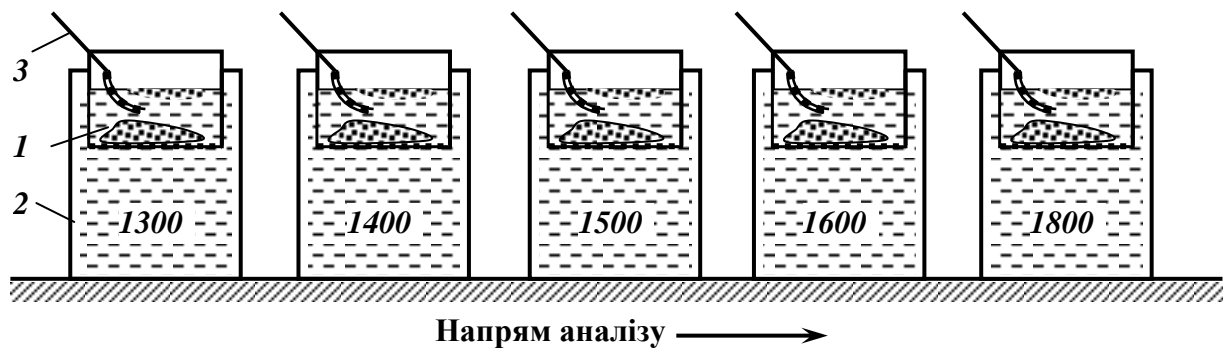


Рис. 3.1 – Схема проведення фракційного аналізу вугілля.

- 1 – ємність з сітчастим дном для поміщення проби досліджуваного матеріалу;  
2 – ємність з розчином хлористого цинку; 3 – сітчаста ложка.

Отримані фракції відмивають від розчину хлористого цинку, сушать, зважують і кожну з них аналізують на зольність. Результати фракційного аналізу записують в таблицю 3.3.

Таблиця 3.3 – Фракційний аналіз вугілля і дані для побудови кривих збагачуваності

Густина фракцій, т/м <sup>3</sup>	Вихідне вугілля		Фракції, що спливають		Фракції, що тонуть	
	$\gamma$ , %	A, %	$\gamma^C$ , %	$A^C$ , %	$\gamma^T$ , %	$A^T$ , %
< 1,3	$\gamma_1$	$A_1$	$\gamma_1^C = \gamma_1$	$A_1^C = A_1$	<b>100,0</b>	$A_{CP}^T$
1,3-1,4	$\gamma_2$	$A_2$	$\gamma_2^C$	$A_2^C$	$\gamma_5^T$	$A_5^T$
1,4-1,5	$\gamma_3$	$A_3$	$\gamma_3^C$	$A_3^C$	$\gamma_4^T$	$A_4^T$
1,5-1,6	$\gamma_4$	$A_4$	$\gamma_4^C$	$A_4^C$	$\gamma_3^T$	$A_3^T$
1,6-1,8	$\gamma_5$	$A_5$	$\gamma_5^C$	$A_5^C$	$\gamma_2^T$	$A_2^T$
> 1,8	$\gamma_6$	$A_6$	<b>100,0</b>	$A_{CP}$	$\gamma_1^T = \gamma_6$	$A_1^T = A_6$
Разом	<b>100,0</b>	$A_{CP}$	-	-	-	-

За даними фракційного аналізу (табл. 3.3) будують криві збагачуваності (рис. 3.2).

Криві збагачуваності будують у системі координат, де по нижній осі абсцис відкладають зольність фракцій (або вміст цінного мінералу), по верхній осі абсцис – густина розділення, по лівій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що спливли, по правій осі ординат – сумарний вихід фракцій, що потонули.

При розрахунку показників фракцій, що спливають, вирішують питання про те який вихід і зольність були б у фракції при послідовному підвищенні мінімальної густини розділення:

- вихід і зольність фракцій при мінімальній густині розділення 1300 кг/м<sup>3</sup> (ці показники відомі):

$$\gamma_1^C = \gamma_1; A_1^C = A_1;$$

- вихід і зольність фракцій при мінімальній густині розділення 1400 кг/м<sup>3</sup> розраховують так:

$$\gamma_2^C = \gamma_1 + \gamma_2; A_2^C = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2) / \gamma_2^C;$$

- вихід і зольність фракцій при мінімальній густині розділення 1500 кг/м<sup>3</sup> розраховують так:

$$\gamma_3^c = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3; \quad A_3^c = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2 + \gamma_3 \cdot A_3) / \gamma_3^c;$$

і т.д. до  $\gamma_6^c = 100\%$ ;  $A_6^c = A_{cp}$ .

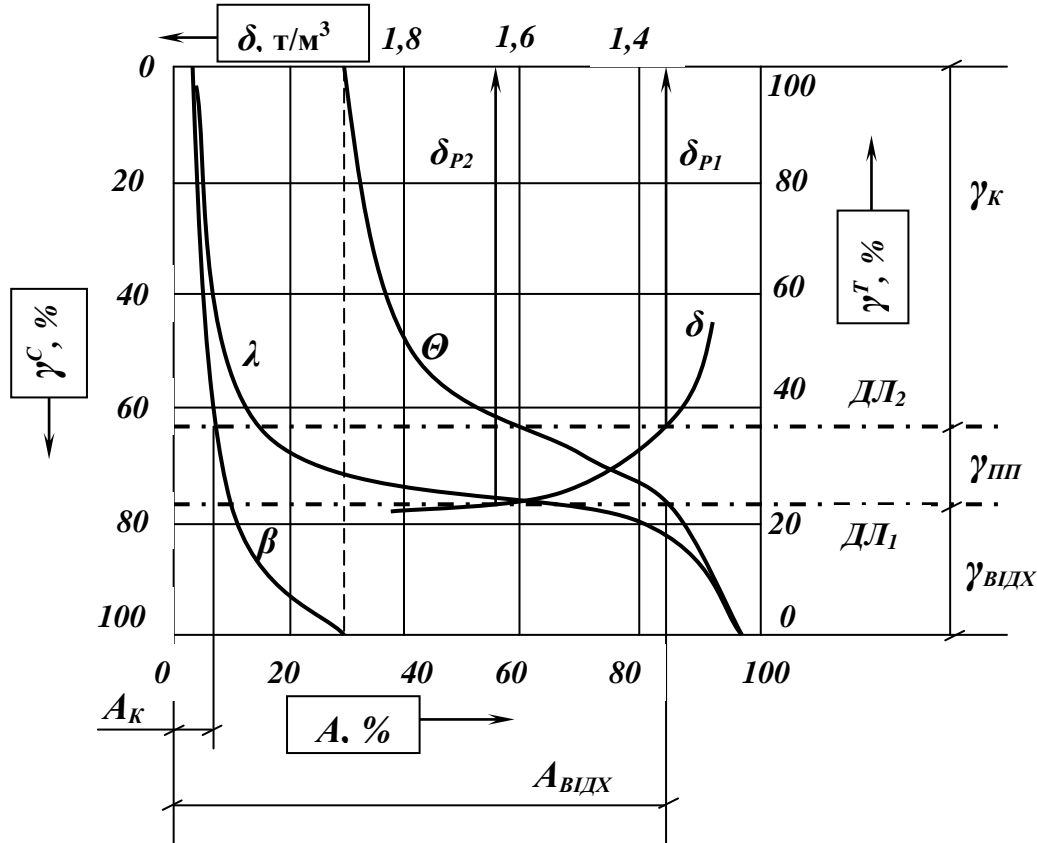


Рис. 3.2 – Криві збагачуваності вугілля.

При розрахунку показників фракцій, що потопують, вирішують питання про те який вихід і зольність були б у фракції при послідовному зниженні максимальної густини розділення:

- вихід і зольність фракцій при максимальній густині розділення 1800 кг/м<sup>3</sup> (ці показники відомі):

$$\gamma_1^n = \gamma_6; \quad A_1^n = A_6;$$

- вихід і зольність фракцій при максимальній густині розділення 1600 кг/м<sup>3</sup> розраховують так:

$$\gamma_2^n = \gamma_6 + \gamma_5; \quad A_2^n = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5) / \gamma_2^n;$$

- вихід і зольність фракцій при максимальній густині розділення 1500 кг/м<sup>3</sup> розраховують так:

$$\gamma_3^n = \gamma_6 + \gamma_5 + \gamma_4; \quad A_3^n = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5 + \gamma_4 \cdot A_4) / \gamma_3^n;$$

і т.д. до  $\gamma_6^n = 100\%$ ;  $A_6^n = A_{cp}$ .

Криві збагачуваності показують залежності між основними технологічними показниками збагачення:

$\lambda$  – залежність між сумарним виходом і зольністю елементарних фракцій;

$\beta$  – залежність між сумарним виходом фракцій, що спливли, і їхньою зольністю;

$\Theta$  – залежність між сумарним виходом фракцій, що потонули, і їхньою зольністю ;

$\delta$  – залежність між розділовою густиною і виходами фракцій.

Криві збагачуваності будуються в такій послідовності. Першою будується крива  $\lambda$ . Для цього будують прямокутники, які символізують кількість золи в кожній фракції (вертикальна сторона -  $\gamma_i$ , горизонтальна -  $A_i$ ). Середні точки вертикальних сторін з'єднують плавною кривою таким чином, щоб площа під кривою (кількість золи) дорівнювала площі прямокутників. Кінці кривої  $\lambda$  не повинні доходити ні до 0 % (материнська зола), ні до 100 % (порода при контакті з вугіллям вуглефікується). Крива  $\beta$  будується по точках за показниками ( $\gamma_i^g$  і  $A_i^g$ ) фракцій, що спливають, крива  $\Theta$  – по точках за показниками ( $\gamma_i^y$  і  $A_i^y$ ) фракцій, що тонуть. Крива  $\delta$  будується за даними виходу фракцій, що спливають, і мінімальній густині фракції.

За кривими збагачуваності визначають теоретичні показники збагачення корисної копалини, густину розділення, можливість шихтовки різновидів сировини. Крім того, по характеру кривої  $\lambda$  можна судити про збагачуваність матеріалу, що переробляється. Залежно від характеру кривої  $\lambda$  можна припустити три теоретичних випадки розділення матеріалу (рис. 3.3).

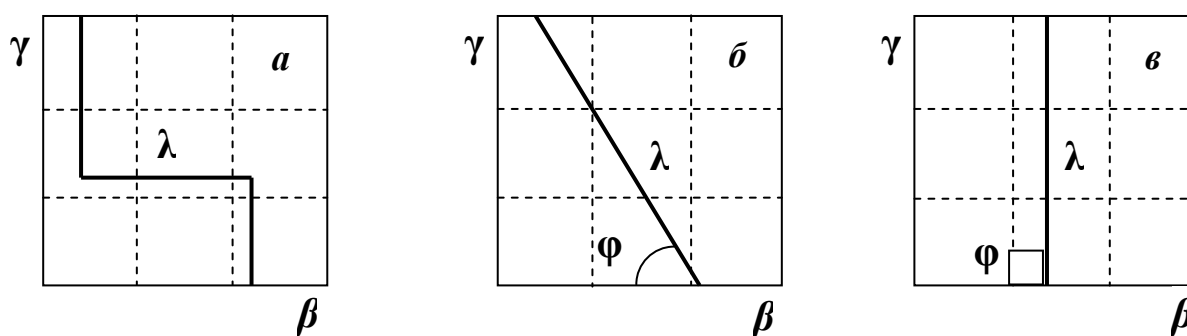


Рис. 3.3 – Вигляд теоретичних кривих  $\lambda$ .

Крива  $\lambda$ , що зображена ламаною лінією, характеризує матеріал, який не містить зростків і в процесі збагачення ідеально розділяється на два продукти (рис. 3.3 а). Якщо крива  $\lambda$  має вигляд прямої лінії, нахиленої під деяким кутом  $\varphi$ , це означає, що матеріал містить значну кількість зростків при нерівномірному вкрапленні корисного мінералу, збагачуваність такого матеріалу винятково важка (рис. 3.3 б). У тому випадку, коли крива  $\lambda$  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. 3.3 в).

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.

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

де  $\gamma_{mn}$  – вихід проміжних фракцій (густиною 1400 (1500) – 1800 кг/м<sup>3</sup> – для кам'яного вугілля і 1800 – 2000 кг/м<sup>3</sup> - для антрацитів),  $\gamma_n$  – вихід породних фракцій (густиною понад 1800 кг/м<sup>3</sup> – для кам'яного вугілля і понад 2000 кг/м<sup>3</sup> – для антрацитів).

Залежно від значення показника збагачуваності вугілля і антрацити підрозділяють на категорії збагачуваності від легкої до дуже трудної (важкої).

Розділення вугілля по категоріях збагачуваності наведено в табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – 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

Вплив категорії збагачуваності на вибір схеми переробки полягає у наступному: чим складніша збагачуваність корисної копалини, тим складнішою повинна бути схема збагачення і тим ефективнішими повинні бути використовані 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)».*

Так при збагаченні двох класів вугілля гравітаційної крупності будують криві збагачуваності не тільки цих класів, але й для їх шихти. На кривих збагачуваності для шихти при заданих сумарних зольностях концентрату і відходів визначають зольності елементарних фракцій розділення, які потім використовують на кривих збагачуваності машинних класів для визначення виходів і зольностей продуктів розділення цих класів. В цьому випадку вихід концентрату заданої зольності буде максимальним.

**Мета роботи** – освоєння методики виконання фракційного аналізу і оформлення його результатів.

**Апаратура, пристосування, матеріали**

- ємності з розчинами  $ZnCl_2$  густиною 1400, 1500, 1600 і 1800 кг/м<sup>3</sup>;
- технічні ваги з набором важків;
- ємність з сітчастим дном ;
- сітчаста ложка;
- вугілля крупністю 1 – 3 мм.

**Методика виконання роботи**

Для виконання роботи необхідно відібрати пробу масою 0,5 кг і помістити у ємність з сітчастим дном.

Ємність з сітчастим дном разом з пробою помістити у ємність з розчином  $ZnCl_2$  густиною 1400 кг/м<sup>3</sup>. Пробу перемішати сітчастою ложкою і після її повного розшарування тою ж сітчастою ложкою віддалити фракцію густиною менше 1400 кг/м<sup>3</sup> (фракція, що сплила в розчині  $ZnCl_2$  густиною 1400 кг/м<sup>3</sup>). Ця фракція (–1400 кг/м<sup>3</sup>) промивається водою для віддалення залишків розчину  $ZnCl_2$ , сушиться і зважується.

Ємність з сітчастим дном разом з фракцією густиною більше 1400 кг/м<sup>3</sup> (фракція, що потонула в розчині  $ZnCl_2$  густиною 1400 кг/м<sup>3</sup>) переноситься у ємність з розчином  $ZnCl_2$  густиною 1500 кг/м<sup>3</sup>, де за аналогічною методикою віддаляється, промивається водою, сушиться і зважується фракція густиною менше 1500 кг/м<sup>3</sup>.

Операції розшарування проби в розчинах  $ZnCl_2$  густиною 1600 і 1800 кг/м<sup>3</sup>, виконуються у тієї ж послідовності. Але після розшарування проби в розчині  $ZnCl_2$  густиною 1800 кг/м<sup>3</sup> залишок досліджуваного матеріалу проби, що залишився у ємності з сітчастим дном (фракція густиною більше 1800 кг/м<sup>3</sup>), також промивається водою, сушиться і зважується.

З використанням даних попередніх лабораторних досліджень по визначенню зольностей фракцій підготувати дані для побудови кривих збагачуваності. На міліметровому папері розміром 200x200 мм побудувати криві збагачуваності. З використанням кривих збагачуваності визначити теоретичні показники збагачення, якщо зольність концентрату  $A_k = 7\%$  і зольність відходів  $A_v = 80\%$ . Результати визначення показників оформити у вигляді табл. 3.5.

Таблиця 3.5 – Теоретичний баланс продуктів розділення

Продукт	Вихід, %	Зольність, %
Концентрат	$\gamma_k$	<b>7,0</b>
Промпродукт	$\gamma_{nn}$	$A_{nn}$
Відходи	$\gamma_v$	<b>80,0</b>
Разом	<b>100,0</b>	$A_{cp}$

За даними фракційного аналізу визначити категорію збагачуваності досліджуваного вугілля.

### ***Зміст звіту***

- Мета виконання фракційного аналізу.
- Мета роботи і методика виконання фракційного аналізу.
- Методика побудови кривих збагачуваності.
- Результати роботи у вигляді табл. 3.3 і 3.5 і рис. 3.2.
- Висновок про категорію збагачуваності досліджуваного вугілля.

### ***Рекомендована література***

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недр, 1980, с. 27 – 32.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 27 – 34.

## Лабораторна робота № 4.

### ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНЕ ВИЗНАЧЕННЯ КРИТЕРІЇВ РОЗДІЛЕННЯ

#### Вступ

Перехід від теоретичних показників до практичних може бути зроблений на основі властивої усім гравітаційним методам закономірності вилучення фракцій різної густини в продукти збагачення. У практичних умовах при недосконалій точності розділення в продукти збагачення будуть потрапляти сторонні фракції. Ефективність роботи машин гравітаційного збагачення визначають з використанням кривих розділення за Тромпом, що показують залежність між вилученням фракцій  $\varepsilon$  і їх середньою густиною  $\delta_{CP}$ . Криві розділення (рис. 4.1) будують за результатами фракційного аналізу вихідного продукту і продуктів розділення (табл. 4.1).

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

$$\varepsilon_{np} = 100 \gamma_{np} \cdot A_{np} / \gamma_{вих} \cdot A_{вих}, \% \quad (4.1)$$

Таблиця 4.1 – Дані для побудови кривих розділення вугілля за Тромпом

Густина, кг/м <sup>3</sup>		Вихідний		Концентрат		Відходи	
фракцій	середня	$\gamma$ , %	$A$ , %	$\gamma_K$ , %	$\varepsilon_K$ , %	$\gamma_B$ , %	$\varepsilon_B$ , %
-1300	1250	$\gamma_1$	$A_1$	$\gamma_1^K$	$\varepsilon_1^K$	$\gamma_1^B$	$\varepsilon_1^B$
1300–1400	1350	$\gamma_2$	$A_2$	$\gamma_2^K$	$\varepsilon_2^K$	$\gamma_2^B$	$\varepsilon_2^B$
1400–1500	1450	$\gamma_3$	$A_3$	$\gamma_3^K$	$\varepsilon_3^K$	$\gamma_3^B$	$\varepsilon_3^B$
1500–1600	1550	$\gamma_4$	$A_4$	$\gamma_4^K$	$\varepsilon_4^K$	$\gamma_4^B$	$\varepsilon_4^B$
1600–1800	1700	$\gamma_5$	$A_5$	$\gamma_5^K$	$\varepsilon_5^K$	$\gamma_5^B$	$\varepsilon_5^B$
+1800	2200	$\gamma_6$	$A_6$	$\gamma_6^K$	$\varepsilon_6^K$	$\gamma_6^B$	$\varepsilon_6^B$
Разом	–	100,0	$A_{CP}$	$\Sigma \gamma_i^K$	–	$\Sigma \gamma_i^B$	–

Криві розділення будують у системі координат – середня густина фракцій – вилучення фракцій у продукти розділення (рис. 4.1). Оскільки при розділенні на два продукти дотримуються залежності:

$$\gamma_i^k + \gamma_i^g = \gamma \quad (4.2)$$

$$\varepsilon_i^k + \varepsilon_i^g = 100\%, \quad (4.3)$$

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

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



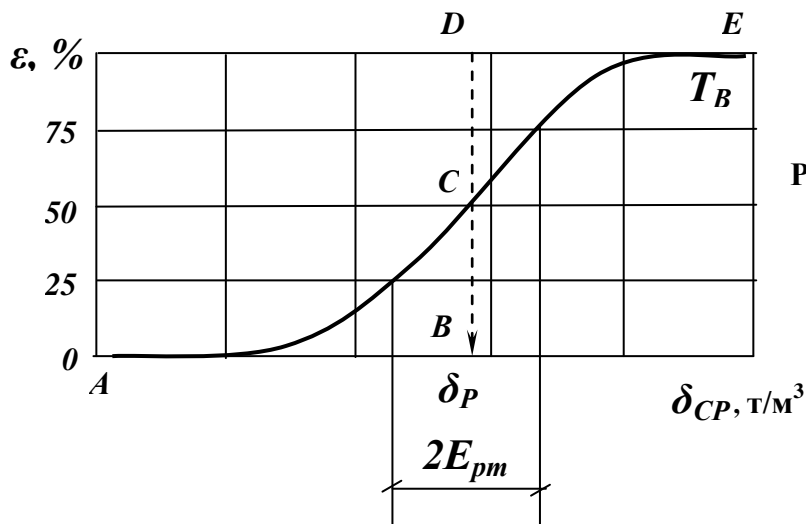


Рис. 4.1 – Крива розділення за Громпом  $T_B$ .

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

Кількість сторонніх фракцій густиною більшою густини розділення, що перейшли в концентрат, визначається величиною трикутника CDE, а кількість фракцій густиною меншою густини розділення, що перейшли в породу, - величиною трикутника ABC. При ідеальному процесі розділення крива  $T_B$  приймає вигляд ламаної лінії ABCDE і у цьому випадку засмічення продуктів відсутнє. 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% :

$$E_{pm} = 0,5(\delta_{75} - \delta_{25}), \text{ кг/м}^3. \quad (4.4)$$

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

$$I = E_{pm}/(\delta_P - 1000). \quad (4.5)$$

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:

$$F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{x^2}{2}} dx, \quad (4.6)$$

де  $x$  – випадкова величина (помилка).

Оскільки крива  $T_B$  за формою подібна до інтегральної кривої Гаусса, їх ототожнюють, а отже і рівняння кривої  $T_B$  буде мати вигляд (3.7), де  $x$  – відхилення середньої густини фракції  $\delta_{CP}$  від густини розділення  $\delta_P$ .

Відхилення середньої густини фракції від густини розділення:

- для машин з важким середовищем:

$$x = \pm \frac{\delta_P - \delta_{CP}}{E_{pm}} \cdot 0,675 ; \quad (4.7)$$

- для машин з водним середовищем:

$$x = \pm \lg \left( \frac{\delta_P - 1000}{\delta_{CP} - 1000} \right) \cdot \frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} ; \quad (4.8)$$

- для машин з повітряним середовищем:

$$x = \pm \lg \frac{\delta_P}{\delta_{CP}} \cdot \left( \frac{0,675}{\lg(I + \sqrt{I^2 + 1})} \right). \quad (4.9)$$

Середнє ймовірне відхилення  $E_{pm}$  для важкосередовищних сепараторів і гідроциклонів визначають за формулами (3.11) – (3.16):

для сепараторів при крупності живлення:

25-300 мм

$$E_{pm} = 0,010 \delta_P + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (4.10)$$

13-100 мм

$$E_{pm} = 0,015 \delta_P + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (4.11)$$

6-100 мм

$$E_{pm} = 0,025 \delta_P + 5, \text{ кг/м}^3, \quad (4.12)$$

для двопродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,030 \delta_P - 15, \text{ кг/м}^3, \quad (4.13)$$

для першої стадії трипродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,040 \delta_P - 10, \text{ кг/м}^3, \quad (4.14)$$

для другої стадії трипродуктових гідроциклонів:

$$E_{pm} = 0,045 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3. \quad (4.15)$$

При виборі процесу відсадки за табл. 4.2 призначають коефіцієнт похибки розділення  $I$ , розраховують відхилення середньої густини фракції від густини розділення  $x$  (формула (4.8)), визначають число розділення  $\varepsilon = F(x)$ , відповідно до якого обчислюють вихід і зольність продуктів збагачення.

Таблиця 4.2 – Коефіцієнт похибки розділення  $I$

Крупність вугілля, мм	Значення коефіцієнта $I$	
	При низькій густині розділення (до 1,5 т/м <sup>3</sup> )	При високій густині розділення (більше 1,8 т/м <sup>3</sup> )
0,5-13	0,16	0,18
13-100 (150)	0,12	0,14
0,5-100 (150)	0,15	0,16

Формули (4.7) – (4.15) широко використовують при розрахунку технологічних схем збагачення.

**Мета роботи** – освоєння методики побудови кривих розділення і визначення параметрів розділення.

**Апаратура, пристосування, матеріали**

- збагачувальний апарат (за завданням);
- пристосування для виконання фракційного аналізу;
- вугілля крупністю 1 – 3 мм.

**Методика виконання роботи**

У відповідності до завдання виконати дослідження ефективності роботи збагачувального апарата. Відібрати проби від вихідного матеріалу і продуктів розділення. Виконати розшарування проб і результати розшарування оформити у вигляді табл. 4.1. Побудувати криву розділення і за її допомогою визначити параметри розділення  $\delta_p$ ,  $E_{pm}$ ,  $I$ .

**Зміст звіту**

- Методика визначення параметрів розділення. Фізичний смисл параметрів розділення.
- Мета роботи.
- Результати роботи у вигляді табл. 4.1 і рис. 4.1.
- Висновок про ефективність роботи апарату (за характером кривої розділення і величиною параметра розділення).

**Рекомендована література**

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 32 – 34.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 34 – 38.

## Лабораторна робота № 5.

### ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ГІДРАВЛІЧНОЇ КЛАСИФІКАЦІЇ ТОНКОПОДРІБНЕНОГО МАТЕРІАЛУ В ГІДРОЦИКЛОНІ

#### Вступ

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

В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 250 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності  $10^\circ$  і великих типорозмірів з кутом конусності  $20^\circ$ . Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпуса (кут конусності): згущувальні –  $10^\circ$ ; класифікаційні –  $20^\circ$ ; важкосередовищні –  $40 - 60^\circ$ ; збагачувальні (короткоконусні) – понад  $90^\circ$ .

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 5.1). 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.

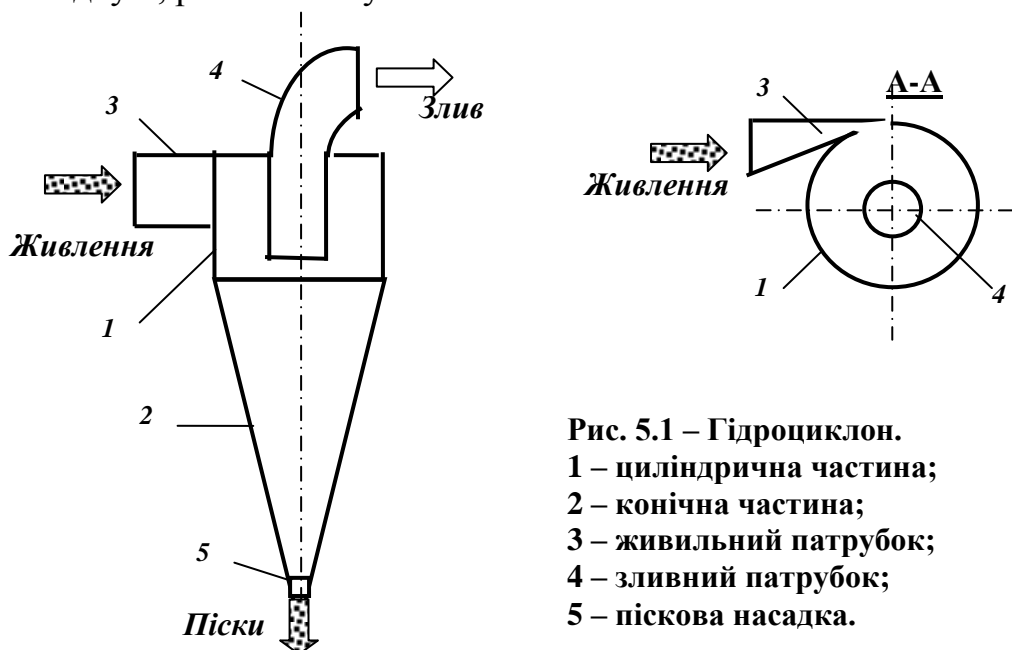


Рис. 5.1 – Гідроциклон.

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

У результаті тангенціального введення вихідної пульпи в гідроциклон вона набуває інтенсивного обертального руху з частотою, що досягає декількох тисяч обертів на хвилину. У таких умовах всередині гідроциклону виникає відцентрова сила, що значно переважає силу ваги. При вихровому русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній, що переміщається уздовж стінок конуса вниз до піскової насадки 5, і внутрішній циліндричний, спрямований угору уздовж осі до зливного патрубку 4. Поблизу

геометричної осі апарата відцентрова сила стає настільки великою, що відбувається розрив суцільності потоку і утворення повітряного стовпа діаметром до 0,7 від діаметра зливного патрубку.

Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна 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 гідроциклона 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. Незважаючи на те, що рух пульпи в гідроциклоні носить турбулентний характер, обтікання більшості частинок має ламінарний характер, тому що відносні швидкості обтікання невеликі. Диференціальне рівняння руху частинки в радіальному напрямку має вигляд:

$$m \frac{dV_r}{dt} = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta)}{6} \cdot \frac{V_t^2}{r} - 3\pi\mu V_r d, \quad (5.1)$$

звідки радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2. \quad (5.2)$$

де  $V_r$  і  $V_t$  – радіальна і тангенціальна швидкості, м/с;  $d$  – діаметр частинки, м;  $\delta$  і  $\Delta$  – густини частинки і середовища, кг/м<sup>3</sup>;  $\mu$  – в'язкість середовища, Па·с;  $r$  – радіус обертання частинки, м.

Таким чином, з рівняння (4.2) видно, що крупність є основним розділовим параметром (інші параметри практично однакові).

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 склади). Зупинимося на цих факторах більш докладно.

Конструктивні фактори:

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

$$Q = 200 D^2, \text{ т/год}, \quad (5.3)$$

Вибираючи гідроциклон, варто прагнути до установки мінімального числа апаратів, що забезпечують необхідну крупність зливу. Зі збільшенням діаметра гідроциклону збільшується крупність зливу, тому тонкі зливи одержують в апаратах малих розмірів;

– *розмір і форма живильного патрубку*  $d_{Ж}$  мало впливають на якісні показники роботи гідроциклону, у той же час продуктивність гідроциклону прямо пропорційна розміру живильного патрубка. Форма отвору живильного патрубка звичайно виконується прямокутною (щілинною), еквівалентний діаметр живильного патрубка приймається в межах:

$$d_{Ж} = (0,08 - 0,25) D, \text{ м}; \quad (5.4)$$

– *діаметр зливного патрубка*  $d_{ЗЛ}$  впливає на всі показники роботи гідроциклону. Збільшення діаметра зливного патрубка викликає пропорційне збільшення продуктивності і приводить до одержання більш грубих зливів у зв'язку зі скороченням часу перебування матеріалу в апараті. Діаметр зливного патрубка приймається залежно від діаметра гідроциклону і на 20 – 25 % більше діаметра піскової насадки:

$$d_{ЗЛ} = (0,2 - 0,4) D, \text{ м}; \quad (5.5)$$

$$d_{ЗЛ} = (1,20 - 1,25) d_{П}, \text{ м}; \quad (5.6)$$

– *діаметр піскової насадки*  $d_{П}$  практично не впливає на продуктивність, однак впливає на якісні показники роботи гідроциклону. Зі зменшенням розміру піскової насадки збільшується вихід зливу і його крупність, збільшується вміст твердого в пісках і зменшується їхній вихід. Розмір піскової насадки вибирають залежно від діаметра гідроциклону і діаметра зливного патрубка:

$$d_{П} = (0,03 - 0,20) D, \text{ м}; \quad (5.7)$$

$$d_{П} = (0,15 - 0,80) d_{ЗЛ}, \text{ м}. \quad (5.8)$$

Обраний гідроциклон повинен бути перевірений на продуктивність по пісках  $Q_{П}$ . Питома продуктивність гідроциклону по пісках  $q_{П}$ , що проходять через піскову насадку обраного розміру  $d_{П}$  складає:

$$q_{П} = Q_{П} / (0,785n d_{П}^2), \text{ т/год} \cdot \text{м}^2, \quad (5.9)$$

де  $Q_{П}$  – продуктивність гідроциклонів по пісках, т/год;  $n$  – число обраних в операції гідроциклонів.

Нормована питома продуктивність вибраного гідроциклону повинна складати  $5 \cdot 10^3 - 2,5 \cdot 10^4$  т/год  $\cdot$  м<sup>2</sup>. Якщо питома продуктивність не входить у

зазначений інтервал, треба прийняти інший розмір насадки і перевірити номінальну крупність зливу при новому діаметрі насадки  $d_{II}$ ;

– *розвантажувальне відношення*  $d_{II} / d_{зл}$ , тобто відношення діаметра піскової насадки до діаметра зливного патрубку є основним чинником, що визначає показники роботи гідроциклону. Зі збільшенням розвантажувального відношення збільшується вихід пісків, знижується їх крупність і вміст твердого, відповідно до цього змінюється характеристика зливу. Ефективність класифікації досягає максимуму при оптимальному розвантажувальному відношенні, що складає 0,3 – 0,5. Якщо зміна розвантажувального відношення виробляється за рахунок зміни діаметра піскової насадки, то при постійному тиску на вході продуктивність гідроциклону змінюється мало, якщо ж за рахунок діаметра зливного патрубку, то продуктивність змінюється прямо пропорційно цьому діаметру;

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

$$Q_0 = 3 \cdot 10^4 k_\alpha k d_{ж} d_{зл} p_0^{0,5}, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (5.10)$$

де  $p_0$  – тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа;  $k_\alpha$  – поправка на кут конусності  $\alpha$  гідроциклону (при  $\alpha = 10^\circ k_\alpha=1,15$ ; при  $\alpha = 20^\circ k_\alpha=1,0$ );  $k$  – поправка на діаметр гідроциклону, що визначаються за формулою:

$$k = 0,8 + 1,2 / (1 + 10 D); \quad (5.11)$$

– *спосіб установки гідроциклону* залежить від його розміру і тиску на вході. На роботу гідроциклонів великих розмірів при невеликих тисках на вході може істотно впливати гравітаційне поле. У цьому випадку рекомендується встановлювати гідроциклони в похилому або горизонтальному положенні. У похилому положенні встановлюють також важкосередовищні гідроциклони.

#### Технологічні фактори:

– *тиск  $p_0$  на вході в гідроциклон* для одержання задовільних результатів розділення повинен бути постійним і досить високим. При заданій об'ємній продуктивності тиск на вході в гідроциклон визначається головним чином розмірами зливного  $d_{зл}$  і живильного  $d_{ж}$  отворів. Підвищення тиску сприяє зменшенню граничної крупності розділення і одержанню більш дрібних зливів. При одержанні грубих зливів допускається робота гідроциклону з тисками 0,05 МПа, при одержанні тонких зливів – не менше 0,2 МПа;

– *вміст твердого у вихідній пульпі  $\beta$*  впливає на крупність і розрідженість продуктів розділення. Одержання тонких зливів можливе лише при досить

низьких вмістах твердого у вихідній пульпі. У протилежному випадку крупність зливу зростає внаслідок збільшення в'язкості і густини пульпи в гідроциклоні. Крім того, підвищення вмісту твердого в пульпі спричиняє збільшення навантаження на піскову насадку, яка може не забезпечити вивантаження пісків, що приведе до порушення процесу розділення;

– *гранулометричний склад вихідного матеріалу* впливає на якісні показники процесу розділення. При розділенні грубозернистих шламів злив більш крупний, а піски більш густі, ніж при роботі за тих же умов, але на більш дрібних матеріалах. Результати класифікації погіршуються при збільшенні вмісту у вихідному матеріалі класів, близьких до граничної крупності розділення.

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

$$d_H = 15 \left( \frac{D d_{3Л} \beta}{k_D d_{II} (\delta - 1) \sqrt{p_0}} \right)^{0,5}, \text{ мкм}, \quad (5.12)$$

де  $D, d_{3Л}, d_{II}$  – діаметри гідроциклона, зливної і піскової насадок, м;  $\beta$  – вміст твердого в живленні гідроциклона, %;  $k_D$  – поправочний коефіцієнт на діаметр гідроциклона;  $\delta$  – об'ємна густина твердої фази, т/м<sup>3</sup>;  $p_0$  – 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.

**Мета роботи** – вивчення конструктивних і технологічних параметрів роботи гідроциклона та освоєння методів оптимізації його роботи.

#### **Апаратура, пристосування, матеріали**

- лабораторна гідроциклонна установка з набором насадок (рис. 5.2);
- механічний струшувач з ситом 0,5 мм;
- ємності для відбору проб;
- секундомір;
- вугілля крупністю 0 – 1 мм.



### Методика виконання роботи

Робота виконується при концентраціях твердого у пульпі 10, 15, 20, 25 %. У ході роботи використовуються піскові насадки діаметром 6, 8, 10 і 12 мм.

Перед початком роботи виконується розрахунок:

– маси твердої фази (вугілля), необхідної для приготування потрібного об'єму пульпи заданої концентрації:

$$M = W_n \cdot c \cdot \delta, \text{ кг}, \quad (5.13)$$

де  $W_n$  – необхідний об'єм пульпи,  $\text{м}^3$ ;  $c$  – задана концентрація твердого, част. од.;  $\delta$  – густина твердого ( $1450 \text{ кг/м}^3$ ).

– об'єму води у пульпі заданої концентрації:

$$W = W_n - M/\delta, \text{ м}^3. \quad (5.14)$$

Після розрахунку кількісних показників пульпи з концентрацією твердої фази 10 %. Пробу вугілля крупністю 0 – 1 мм старанно перемішують і відбирають навіску розрахованої маси. Навіску розсіюють на ситі 0,5 мм і результати розсіву заносять в табл. 5.1 (в строку «Вихідний»).

Таблиця 5.1 – Результати класифікації вугільної пульпи

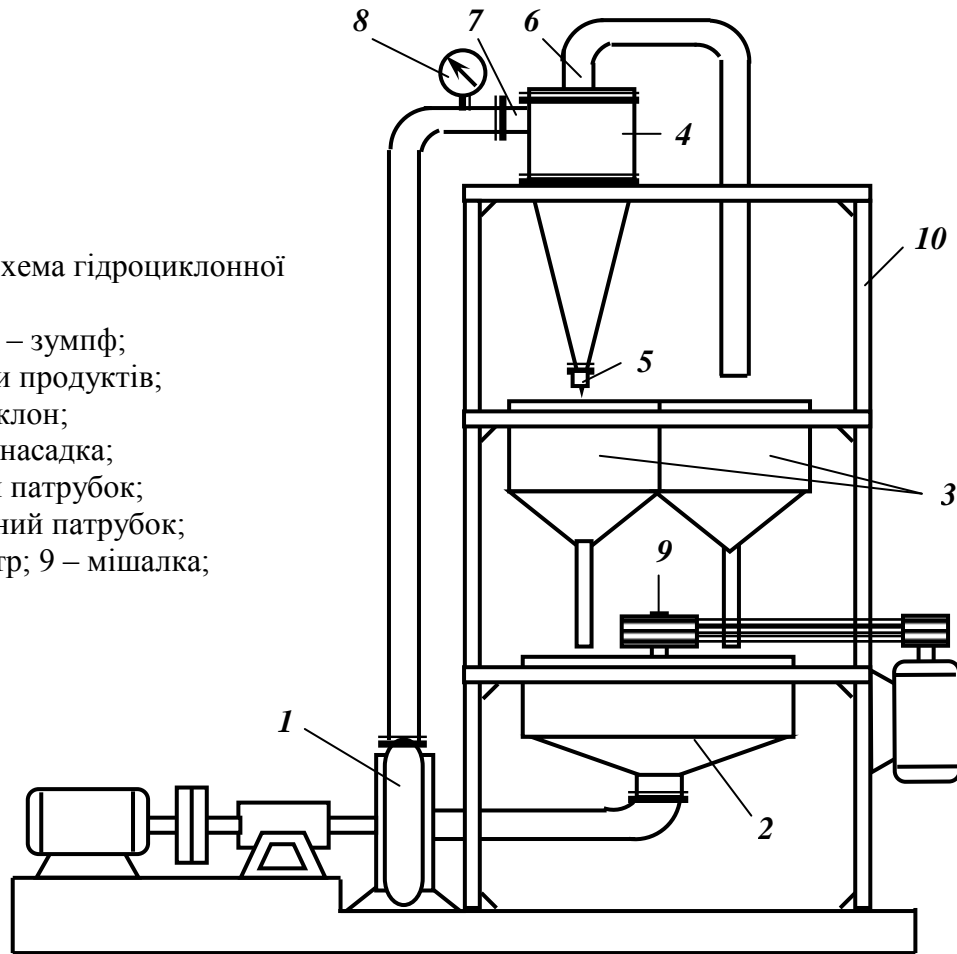
Умови експерименту				Результати експерименту										
c, %	$d_n$ , мм	$P_{\text{ex}}$ , Па	$d_n/d_{\text{зл}}$	Продукт кл-ції	Характеристика пульпи				Характеристика твердого					E, част.од.
					M, кг	W, $\text{м}^3$	$\delta$ , $\text{кг/м}^3$	$\beta$ , %	Вихід класів, %			Вихід прод, %	$d_{\text{cp}}$ , мм	
									+0,5	-0,5	разом			
10	6			Вихідн. Піски Злив							100,0			
10	8			Вихідн. Піски Злив							100,0			
10	10			Вихідн. Піски Злив							100,0			
10	12			Вихідн. Піски Злив							100,0			
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
25	12			Вихідн. Піски Злив							100,0			

На гідроциклоні (рис. 5.1) встановлюється піскова насадка діаметром 6 мм. В зумпф установки заливається розрахована кількість води, включається

привод мішалки, в зумпф засипається навіска розрахованої маси і включається привід насоса, що подає пульпу у гідроциклон. Протягом 1 – 2 хв. продукти розділення (злив і піски) направляють у зумпф насоса з метою усереднення пульпи і стабілізації процесу класифікації. По закінченні вказаного терміну продукти розділення направляють у збірники при цьому тривалість їхнього наповнення фіксується секундоміром (2 – 3 с). Зафіксувати тиск на вході в гідроциклон  $P_{ex}$  і по закінченні процесу відбору проб продуктів класифікації виключити приводи мішалки і насоса.

Рис. 5.1 – Схема гідроциклонної установки.

- 1 – насос; 2 – зумпф;
- 3 – збірники продуктів;
- 4 – гідроциклон;
- 5 – піскова насадка;
- 6 – зливний патрубок;
- 7 – живильний патрубок;
- 8 – манометр; 9 – мішалка;
- 10 – рама.



За результатами експерименту визначити масу і об'єм продуктів класифікації. Піски гідроциклону фільтрують, висушують, розсівають на ситі 0,5 мм і визначають виходи класів крупності.

Вміст твердого у пульпі:

$$\beta = \frac{(M - 1000W) \cdot \delta}{(\delta - 1000) \cdot M} \cdot 100, \% \quad (5.15)$$

де  $\beta$  – вміст твердого у продукті класифікації, %;  $\delta$  – густина твердого,  $\text{кг/м}^3$ ;  $M$  – маса продукту,  $\text{кг}$ ;  $W$  – об'єм продукту,  $\text{м}^3$ .

Ефективність процесу класифікації за розрахунковою крупністю 0,5 мм:

$$E = \frac{(\beta - \alpha)(\alpha - \vartheta)}{\alpha(1 - \alpha)(\beta - \vartheta)}, \text{ част.од.}, \quad (5.16)$$

де  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\vartheta$  – вміст розрахункового класу – 0,5 мм у вихідному, зливі і пісках, част. од.

Умови експерименту і його результати занести у табл. 5.1

Для цієї ж пульпи (з вмістом твердого  $c = 10\%$ ) аналогічні дослідження виконуються при діаметрах піскової насадки 8, 10 і 12 мм.

Після закінчення першої серії опитів (при вмісті твердого  $c = 10\%$ ) пульпу, що залишилася у зумпфі, випустити і систему промити чистою водою.

Інші серії опитів для пульп з вмістом твердого 15, 20 і 25% виконуються за тією ж методикою. За даними табл. 5.1 будують залежності виходів продуктів, їхньої крупності, вмісту в них твердого, а також ефективності процесу від розвантажувального числа і вмісту твердого у вихідній пульпі (рис. 5.2).

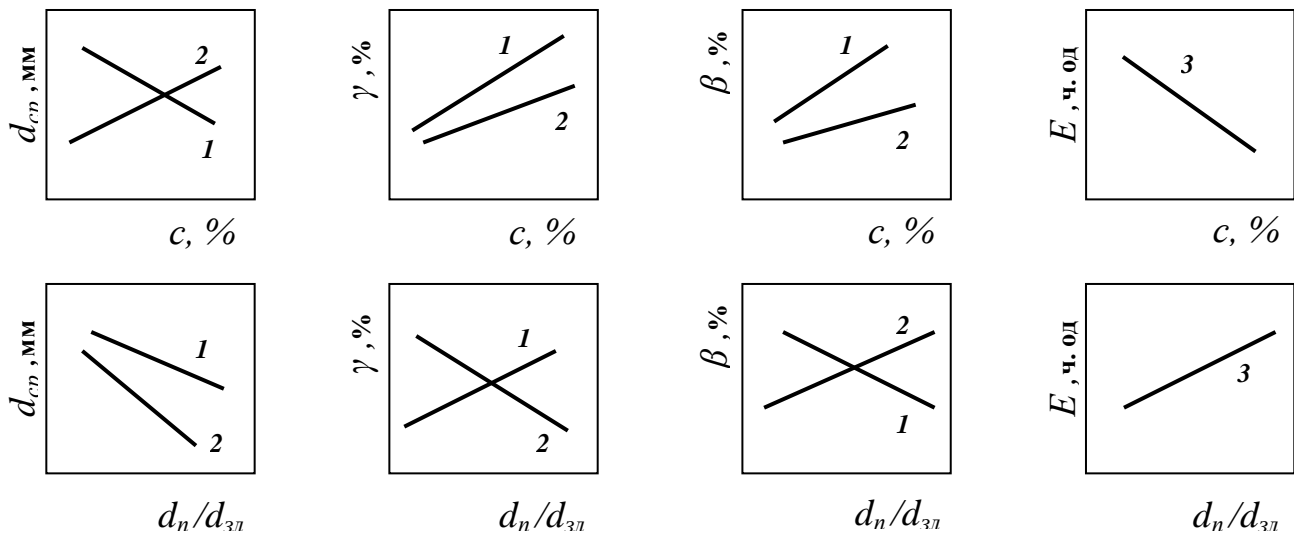


Рис. 5.2 – Характер залежностей технологічних параметрів від концентрації твердої фази у вихідній пульпі і розвантажувального числа гідроциклону.

1 – показники, що характеризують піски; 2 – показники, що характеризують злив; 3 – ефективність процесу класифікації.

Крупність продуктів оцінюється за розміром середнього зерна у продукті. З урахуванням крупності досліджуваного матеріалу і використаної шкали класифікації середній розмір у кожному продукті розділення можна визначити за формулою:

$$d_{cp} = \frac{0,75m_{+0,5} + 0,25m_{-0,5}}{m_{+0,5} + m_{-0,5}}, \quad (5.17)$$

де  $m_{+0,5}$ ;  $m_{-0,5}$  – маси класів + 0,5 і – 0,5 мм в продукті, г.

Середні розміри зерен класів + 0,5 і – 0,5 мм:

$$d_{cp}^{+0,5} = \frac{1 + 0,5}{2} = 0,75, \text{ мм}; \quad d_{cp}^{+0,5} = \frac{0,5 + 0}{2} = 0,25, \text{ мм}.$$

### ***Зміст звіту***

– Основні параметри, що впливають на ефективність класифікації в гідроциклонах.

– Мета роботи і методика її виконання.

– Результати роботи у вигляді табл. 5.1 і рис. 5.2.

– Висновок про вплив технологічних і конструктивних параметрів на показники роботи гідроциклону.

### ***Рекомендована література***

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 110 – 129.

2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 56 – 64.

## Лабораторна робота № 6.

### ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ ВАЖКОСЕРЕДОВИЩНОЇ СЕПАРАЦІЇ

#### Вступ

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  $F_1$ , а протидіючою – гідродинамічного опору  $F_2$ :

$$F_1 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \text{ Н}, \quad (6.1)$$

$$F_2 = \psi V^2 d^2 \Delta, \text{ Н}, \quad (6.2)$$

де  $d$  – діаметр частинки, м;  $\delta$  – густина частинки,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\Delta$  – густина середовища,  $\text{кг/м}^3$ ;  $g$  – прискорення вільного падіння,  $\text{м/с}^2$ ;  $V$  – швидкість руху частинки,  $\text{м/с}$ ;  $\psi$  – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища рухомому тілу.

Процес розділення у статичних умовах відбувається за законом Архімеда – при зануренні корисної копалини у важке середовище зерна, густина яких менше густини середовища спливають, а зерна більшої густини тонуть.

Один з основних компонентів процесу важкосередовищного збагачення - це саме середовище. Правильний вибір середовища є однією з умов ефективності процесу. Як важкі середовища можуть бути використані розчини неорганічних солей, органічні рідини і важкі суспензії. Розчини неорганічних солей (найчастіше розчини  $\text{CaCl}_2$  і  $\text{ZnCl}_2$  з максимальною густиною до  $2000 \text{ кг/м}^3$ ) застосовують для контролю технологічного процесу і при дослідженнях збагачуваності корисних копалин (напр., вугілля). Органічні рідини (тетраброметан з густиною  $2900 \text{ кг/м}^3$ , рідина Сушина-Рорбаха з густиною  $3650 \text{ кг/м}^3$ , рідина Клерічі з густиною  $4200 \text{ кг/м}^3$  і ін.) як правило застосовуються при вивченні фракційного складу корисних копалин і при дослідженнях збагачуваності корисних копалин. У виробничих умовах використовують важкі мінеральні суспензії, що являють собою зависі тонкоподрібненої твердої речовини (обважнювача) у воді (дисперсійне середовище).

Обважнювачі, застосовувані для приготування суспензій (табл. 6.1), повинні відповідати визначеним вимогам: мати досить високу густина, не створювати шламів, легко регенеруватися, бути недорогими і недефіцитними, не містити шкідливих компонентів, що погіршують якість концентратів. Як обважнювачі застосовуються тонкоподрібнені мінерали (магнетит, пірит, галеніт, кварц та ін.), а також деякі речовини (феросиліцій, колошниковий пил, залізна окалина та ін.).

Таблиця 6.1 – Характеристика обважнювачів

Обважнювач	Хімічна формула	Густина, кг/м <sup>3</sup>		Твердість за шкалою Мооса
		обважнювача	суспензії (максимальна)	
Барит	BaSO <sub>4</sub>	4400	2200	3,0 – 3,5
Пірит	FeS <sub>2</sub>	5000	2500	6,0 – 6,5
Магнетит	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	5000	2500	5,5 – 6,5
Арсенопірит	FeAsS	6000	2800	5,5 – 6,0
Феросиліцій	85 % Fe, 15 % Si	7000	3800	7,0 – 7,6
Галеніт	PbS	7500	3300	2,0 – 3,0

У практиці гравітаційного збагачення для приготування суспензій на вуглезбагачувальних фабриках використовують магнетитовий концентрат густиною 4400 – 4700 кг/м<sup>3</sup>, на рудозбагачувальних фабриках – гранульований або подрібнений феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м<sup>3</sup>, 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.

*Густина суспензії* (густина розділення) є основним параметром регулювання процесу, вона визначається густиною обважнювача і його об'ємним вмістом у суспензії:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta_o - \Delta)c_o \quad (6.3)$$

де  $\Delta_c, \Delta, \delta_o$  – густина суспензії, води і обважнювача, кг/м<sup>3</sup>;  $c_o$  – об'ємна концентрація обважнювача в суспензії, частки од.

Оптимальне значення густини суспензії вибирається залежно від збагачуваності вихідної сировини і вимог до якості продуктів збагачення. При збільшенні густини суспензії у порівнянні із заданою погіршується якість концентрату і зростає його вихід, а при зменшенні густини – легкі (концентратні) фракції втрачаються з відходами.

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

$$\mu_c = \mu_o(1 + 2,5c_o + 7,35c_o^2 + 16,2c_o^3 + \dots), \quad (6.4)$$

де  $\mu_c, \mu_o$  – динамічні коефіцієнти в'язкості суспензії і води, Па·с;  $c_o$  – об'ємна концентрація обважнювача, частки од.

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

можуть перебороти опір середовища. Нормальні умови поділу забезпечуються при динамічній в'язкості розділового середовища, яке не перевищує 0,007 Па·с.

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

Важкосередовищне збагачення використовується для одержання кінцевих продуктів (при переробці вугілля) і для попереднього видалення пустої породи (при переробці руд). Різноманітність речовинного складу корисних копалин і обважнювачів та високі технологічні вимоги обумовили створення великої кількості конструкцій важкосередовищних апаратів. Найбільше розповсюдження в практиці збагачення кам'яного вугілля крупністю понад 10 (13) мм одержали колісні сепаратори

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. 6.1) такий: вихідний матеріал в напівциліндричну ванну 1 надходить по жолобу 2. Через нижній патрубок 3 у ванну подається суспензія, яка розділяється на транспортний (горизонтальний) і висхідний (вертикальний) потоки.

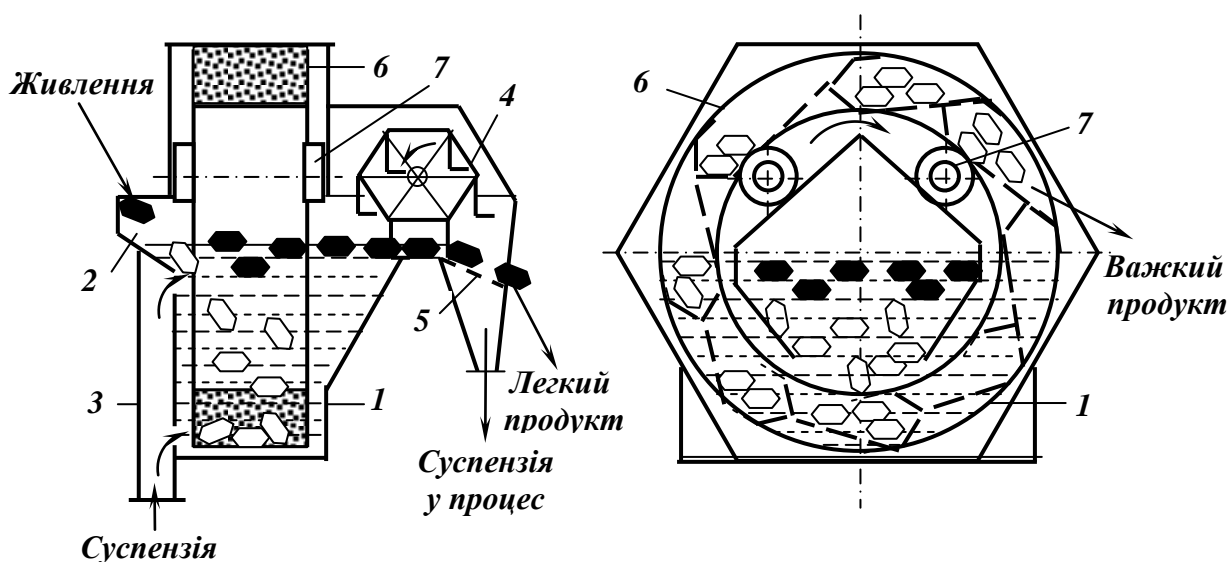


Рис. 6.1 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом.

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

В ванні сепаратора вугілля розділяється в магнетитовій суспензії на фракцію, що спливла (легкий продукт – концентрат), і фракцію, що потонула (важкий продукт – відходи). Пересування легкого продукту вздовж ванни здійснюється транспортним потоком, а розвантаження гребковим механізмом 4. Залежно від продуктивності сепаратора висота шару суспензії над зливним порогом становить 30 – 80 мм, тому гребковий механізм розвантажує легкий продукт на шпальтове сито 5 для попереднього відділення суспензії і повернення її у процес. Важкий продукт осідає на дно ванни, потрапляє у ковші елеваторного колеса 6, що спирається на катки 7, і при його обертанні розвантажується із сепаратора. Решітки ковшів елеваторного колеса закріплені шарнірно. При нижньому розташуванні ковша відкрите завантажувальне вікно, а при підході до верхнього решітка повертається на шарнірі і відкриває розвантажувальне вікно, а завантажувальне закриває.

Важливішим показником, що характеризує роботу важкосередовищного сепаратору, є його продуктивність. Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. При можливому виході легкого продукту більше 50 % продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB / \gamma_{лп}, \text{ т/год}, \quad (6.5)$$

де  $q$  – питома продуктивність сепаратора, 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:

$$Q = 0,06wnzk\delta, \text{ т/год}, \quad (6.6)$$

де  $w$  – місткість одного ковша, м<sup>3</sup>;  $n$  – частота обертання елеваторного колеса, хв<sup>-1</sup>;  $z$  – число ковшів елеваторного колеса;  $k$  – коефіцієнт заповнення ковшів;  $\delta$  – насипна густина важкої фракції, кг/м<sup>3</sup>.

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), щоб великі грудки могли пройти через завантажувальні і розвантажувальні вікна ковшів;

- 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.

Умовою високої точності розділення вихідного матеріалу на продукти заданої якості є контроль і підтримання необхідної густини суспензії і її реологічних властивостей. Регулювання густини, в'язкості і інших параметрів суспензії з метою її стабілізації здійснюється автоматично.



**Мета роботи** – освоєння методики дослідження процесу важкосередовищної сепарації.

**Апаратура, пристосування, матеріали**

- лабораторний важкосередовищний сепаратор типу СКВ (рис. 6.2);
- технічні ваги з набором важків;
- ємності для відбору і обробки проб;
- секундомір;
- досліджуваний матеріал крупністю + 13 мм.

**Методика виконання роботи**

При виконанні роботи використовується штучний матеріал, що імітує вугілля; важке середовище імітується водою.

З частинок, що імітують фракції різної густини, скласти пробу вихідного матеріалу (за завданням). Кожну фракцію зважити і на основі отриманих даних розрахувати таблицю фракційного аналізу і побудувати криві збагачуваності. При заданій зольності концентрату ( $A_k = \dots\%$ ) визначити теоретичні показники розділення даного матеріалу, густину розділення даного матеріалу і коефіцієнт його збагачуваності.

З урахуванням густини розділення і питомої витрати суспензії на 1 м ширини ванни визначити кількість суспензії, магнетиту і води:

$$W_c = w_c \cdot B, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (6.7)$$

$$M = \frac{W_c \cdot \delta \cdot (\Delta_c - 1000)}{1000 \cdot (\delta - 1000)}, \text{ т/год}; \quad (6.8)$$

$$W = W_c \cdot \left(1 - \frac{\Delta_c - 1000}{\delta - 1000}\right), \text{ м}^3/\text{год}, \quad (6.9)$$

де  $W_c$  – витрата суспензії, м<sup>3</sup>/год;  $W$  – витрата води, м<sup>3</sup>/год;  $w_c$  – питома витрата суспензії на 1 м ширини ванни ( $w_c = 70 - 90 \text{ м}^3/\text{год} \cdot \text{м}$ );  $\delta$ ,  $\Delta_c$  – густина магнетиту і суспензії, кг/м<sup>3</sup>;  $M$  – витрата магнетиту, т/год.

Лабораторна робота виконується у такій послідовності. Відкрити крани 1, 2 і 3 і заповнити ванну сепаратору розділовим середовищем (рис. 6.2). З урахуванням результатів отриманих за формулою (6.7) відрегулювати витрату розділового середовища через зливний поріг, при цьому 1/3 його повинна створювати горизонтальний потік, тобто поступати через вентиль 3, а 2/3 середовища – через вентиль 2 і створювати вертикальний потік. Горизонтальний потік транспортує легку фракцію до зливного порогу, вертикальний – сприяє підвищенню стійкості середовища. При сталому режимі течії розділового середовища в сепаратор завантажується проба вихідного матеріалу. В підготовлені ємності відбирають легку (концентрат) і важку (відходи) фракції, зважують їх, розраховують фракційний склад вихідного матеріалу і продуктів розділення, будують криві збагачуваності і криві

розділення, визначають показник  $E_{pt}$  (за кривими розділення). Крім того, для порівняння з експериментальним показником  $E_{pt}$  для матеріалу крупніше 13 мм визначають за формулою:

$$E_{pt} = 0,015\delta_p + 20, \text{ кг/м}^3, \quad (6.10)$$

де  $\delta_p$  – густина розділення, визначена за кривими збагачення,  $\text{кг/м}^3$ .

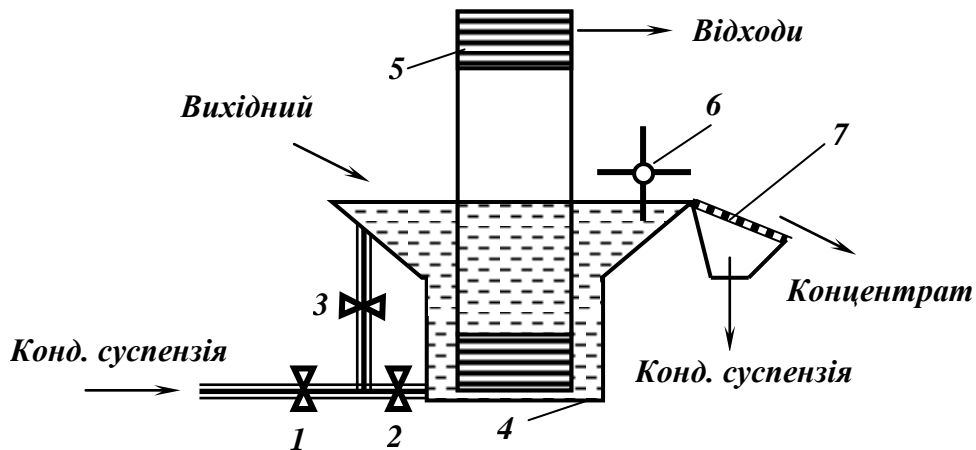


Рис. 6.2 – Схема сепаратора СКВ.

1, 2, 3 – вентилі; 4 – ванна сепаратору; 5 – елеваторне колесо; 6 – гребковий механізм; 7 – шпальтове сито.

За результатами лабораторної роботи виконати порівняння величини:

- параметру  $E_{pt}$ , розрахованого за формулою (6.10) і визначеного за кривими розділення;
- густини розділення  $\delta_p$ , визначеної за кривими збагачення і кривими розділення.

З метою перевірки положення про те, що параметр  $E_{pt}$  не залежить від фракційного складу вихідного матеріалу, дослідження за приведеною вище методикою виконати для матеріалів легкої, середньої, важкої і дуже важкої збагачуваності.

Результати досліджень оформити у вигляді рис. 6.3 та 6.4 і табл. 6.2.

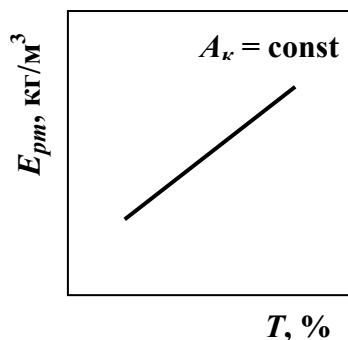


Рис. 6.3 – Залежність параметру  $E_{pt}$  категорії збагачуваності.

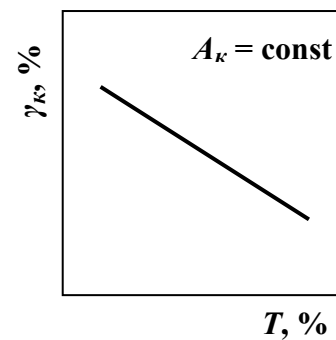


Рис. 6.4 – Залежність виходу концентрату від категорії збагачуваності.

Таблиця 6.1 – Результати збагачення важкосередовищною сепарацією

Категорія збагачув. Т, %	Розділове середовище				Продукт	Теоретичні показники			Практичні показники			$E_{pm}, \text{кг/м}^3$	
	$W_c, \text{м}^3/\text{год}$	$M, \text{т/год}$	$W, \text{м}^3/\text{год}$	$\Delta_c, \text{кг/м}^3$		$\gamma, \%$	$A, \%$	$\delta_p, \text{кг/м}^3$	$\gamma, \%$	$A, \%$	$\delta_p, \text{кг/м}^3$	експерим.	розрахунк.
Легка					Вихідн К-т Відх.								
Серед.					Вихідн К-т Відх.								
Важка					Вихідн К-т Відх.								
Дуже важка					Вихідн К-т Відх.								

**Зміст звіту**

- Сутність процесу важкосередовищної сепарації. Основні параметри процесу важкосередовищної сепарації.
- Мета роботи і методика її виконання.
- Результати роботи у вигляді табл. 6.1 і рис. 6.3 і 6.4.
- Висновок про вплив фракційного складу вихідного матеріалу (збагачуваності) на величину параметру  $E_{pm}$ .

**Рекомендована література**

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 130 – 180.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 88 – 116.

## Лабораторна робота № 7.

### ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ШТУЧНОЇ ВІДСАДЖУВАЛЬНОЇ ПОСТЕЛІ

#### **Вступ**

Відсадка застосовується для збагачення вугілля і руд у класифікованому та некласифікованому виді.

При відсаженні дрібного матеріалу, в зв'язку з швидким зносом і забиванням сит з отворами малих розмірів, застосовують сита з великими отворами, на які поміщають штучну постіль. Штучну постіль складають з частинок, що мають велику густину (як правило, не менше густини важкого компоненту збагачуваного матеріалу) і крупність в 2,5–6 разів більше максимальної крупності частинок в живленні. Штучна постіль є не тільки своєрідним решетом, що пропускає важкі частинки і затримує легкі, але й засобом розділення мінеральних зерен.

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.:

$$V = kq / (\delta_g S \Theta_{cp}), \text{ м/с}, \quad (7.1)$$

де  $V$  – швидкість проходження матеріалу крізь постіль, м/с;  $q$  – кількість матеріалу, що проходить крізь постіль за одиницю часу, кг/с;  $\delta_g$  – густина важких частинок, що проходять крізь постіль, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  – площа поперечного перетину постелі, м<sup>2</sup>;  $\Theta_{cp}$  – середній коефіцієнт розпушення постелі;  $k$  – коефіцієнт, який враховує інші фактори, зокрема гранулометричний склад штучної постелі, особливо її верхнього шару, який контактує з відсаджуваним матеріалом.

Швидкість проходження частинок крізь постіль знижується зі збільшенням висоти і густини постелі, а також зі зменшенням розміру частинок матеріалу, що відсаджується. Швидкість проходження частинок крізь постель підвищується зі збільшенням розходження в густині зерен живлення і постелі. Збільшення сферичності зерен постелі сприяє підвищенню швидкості проходження частинок крізь неї, максимальна швидкість досягається для постелі, що складається з куль. Але сферична форма зерен штучної постелі не є оптимальною, тому що пропускає зерна малої густини. Більш доцільною являється постіль, що складається з зерен кубічної, циліндричної та інших форм. Штучна постіль з мінералу, напр., кварцу, характеризується неправильною формою зерен.

Для визначення швидкості проходження зерен скрізь постель використовується гідравлічний пульсатор Механобра.

Гідравлічний пульсатор Механобра (рис. 7.1) складається з двох скляних циліндрів 1 з сіткою 4.

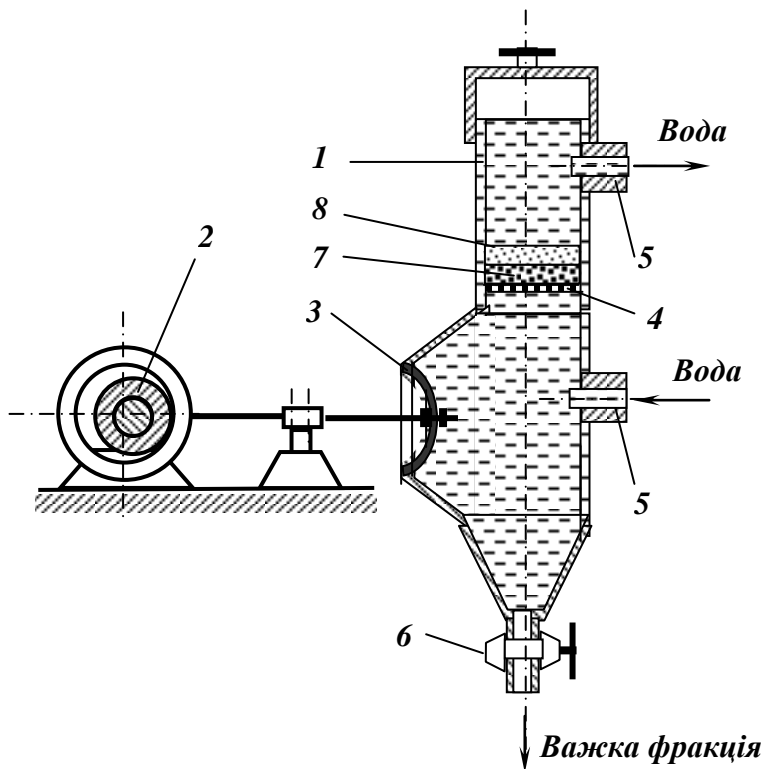


Рис. 7.1 – Гідравлічний пульсатор Механобра.

- 1 – скляний циліндр;
- 2 – ексцентрик;
- 3 – діафрагма;
- 4 – сітка;
- 5 – патрубки для підведення і відведення води;
- 6 – кран для випуску підрешітного продукту;
- 7 – постіль;
- 8 – досліджуваний матеріал.

Під сітку 4 через патрубок 5 підводиться вода, витрати якої можна регулювати. Пульсації в циліндрах створюються за допомогою діафрагми 3, хід якої і число пульсацій регулюються. Величина ходи діафрагми від 0 до 8 мм змінюється ексцентриком 2, а число її ходів від 0 до 1500 хв<sup>-1</sup> варіатором швидкості. Після закінчення опиту важка фракція (підрешітний продукт) випускають через кран 6. Застосування скляних циліндрів дає можливість спостерігати за процесом відсаджень і швидко підбирати його оптимальний режим (хід діафрагми і число пульсацій).

**Мета роботи** – освоєння методики дослідження параметрів відсаджувальної постелі з використанням гідравлічного пульсатора Механобра.

**Апаратура, пристосування, матеріали**

- гідравлічний пульсатор Механобра (рис. 7.1);
- секундомір;
- вимірювальна лінійка;
- вимірювальний циліндр;
- аналітичні ваги з набором важків;
- ємності для відбору проб;
- пристосування і реактиви для виконання фракційного аналізу;
- кварц крупністю 3 – 3,5 мм (постіль);
- вугілля крупністю 0,3 – 1 мм і зольністю  $A_{вих} = \dots \%$  (досліджуваний матеріал).

### **Методика виконання роботи**

По-перше, відібрати навіску кварцу (постіль) масою 50 г (65, 80, 100 г) і рівномірним шаром завантажити її на сітку пульсатора.

Розрахувати оптимальні параметри роботи пульсатора:

– витрата підрешітної води:

$$W = 0,5\sqrt{d_{\max} \cdot S_0}, \text{ л/хв}; \quad (7.2)$$

– хід діафрагми:

$$l = 8,1d_{\max}^{0,6}, \text{ мм}; \quad (7.3)$$

– число коливань діафрагми:

$$n = 1340/\sqrt{l}, \text{ хв}^{-1}, \quad (7.4)$$

де  $d_{\max}$  – максимальний розмір зерна досліджуваного матеріалу, мм;  $S_0$  – площа сітки пульсатора ( $S_0 = 28,3 \text{ см}^2$ ).

Витрата підрешітної води регулюється тривалістю наповнення вимірювального циліндру (час наповнення фіксується секундоміром).

Величина ходу діафрагми (амплітуда пульсацій) встановлюється зміною величини ексцентриситету штока діафрагми. Установлення ексцентриситету здійснюється за шкалою і покажчиком (ціна 1-єї поділки шкали відповідає 0,1 мм ходу діафрагми).

Число коливань діафрагми встановлюється за допомогою ЛАТРу.

Для виконання роботи включити пульсатор і відрегулювати потрібні величини  $W$ ,  $l$ ,  $n$ . На працюючому пульсаторі замірити (лінійкою) мінімальну і максимальну висоту постелі  $H_{\min}$ ,  $H_{\max}$ .

Виключити пульсатор і виконати розрахунки таких величин:

– висота постелі у зімкненому стані:

$$H_0 = m_n / \delta_n \cdot S_0, \text{ см}; \quad (7.5)$$

– середній коефіцієнт розпушення:

$$\Theta_{cp} = 1 - H_0 \cdot \frac{H_{\min} + H_{\max}}{2H_{\min} \cdot H_{\max}}, \quad (7.6)$$

де  $m_n$  – маса постелі, г;  $\delta_n$  – густина матеріалу постелі (густина кварцу  $\delta = 2,65 \text{ г/см}^3$ ).

Відібрати пробу досліджуваного матеріалу (вугілля крупністю 0,3 – 1 мм і зольністю  $A_{вих} = \dots \%$ ) масою 50 г і завантажити його на шар постелі.

Включити пульсатор і при відрегульованих параметрах здійснити відсадження досліджуваного матеріалу протягом  $t_{відсадки} = 30 \text{ с}$ . По закінченні заданого часу пульсатор виключити, відкрити кран і випустити важку фракцію у спеціальну ємність. Важку фракцію відфільтрувати, висушити, зважити і відібрати пробу для визначення зольності.

За рівняннями балансу визначити масу і зольність легкої фракції:

$$m_{лф} = m_{вих} - m_{вф}, \quad (7.7)$$

$$A_{лф} = (m_{вих} \cdot A_{вих} - m_{вф} \cdot A_{вф}) / m_{лф}. \quad (7.8)$$

Наступним етапом роботи виконати відсадження матеріалу, що залишився на сітці пульсатора, протягом 15 с, важку фракцію випустити, відфільтрувати, висушити, зважити і відібрати пробу для визначення зольності.

При відомих технологічних показниках важкої фракції, отриманої за час відсадження 30 с і за додатковий час 15 с, можна визначити показники відсадження за сумарний час 45 с.

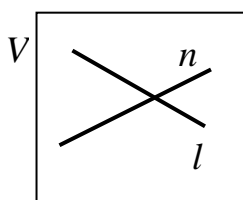
Аналогічно визначають показники відсаджування за час 60, 75 і 90 с.

Результати досліджень використовують для розрахунку швидкості проходження зерен скрізь постель (7.1). Для зручності порівняння результатів досліджень маси продуктів відсадження представляють у відсотках, тобто розраховують їхні виходи.

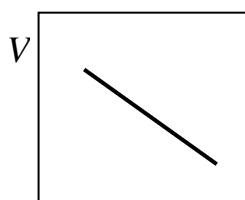
Результати досліджень представляють у вигляді табл. 7.1 і рис. 7.2.

Таблиця 7.1 – Результати досліджень процесу відсаджування

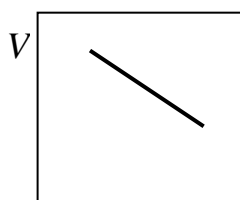
Умови експерименту				Постель					Досліджуваний матеріал						
$W, л/хв$	$l, мм$	$n, хв^{-1}$	$t_{відсадки}, с$	$H_0, см$	$H_{max}, см$	$H_{min}, см$	$H_{cp}, см$	$\Theta$	$d_{max}, см$	$\delta, г/см^3$	$\delta_{вф}, г/см^3$	$V, см/с$	Продукт		
													$m, г$	$\gamma, \%$	$A, \%$
			30								2,0		Важка фр. Легка фр. Вихідний		
			45								2,0		Важка фр. Легка фр. Вихідний		
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
			90								2,0		Важка фр. Легка фр. Вихідний		



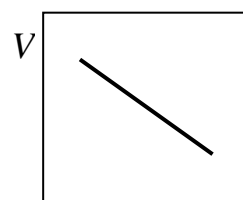
$l, n$



$t_{відсадки}$



$W$



$H_{cp}$

Рис. 7.2 – Характер експериментальних залежностей технологічних швидкості проходження зерен скрізь постель від параметрів відсадки.

Кожна серія опитів дублюється.

При необхідності (за програмою досліджень) вихідний матеріал і важка фракція можуть бути піддані фракційному аналізу, за даними якого будують криві збагачуваності, криві розділення, визначають коефіцієнт погрішності розділення (див. лабораторні роботи № 3 і 4).

### ***Зміст звіту***

- Властивості відсаджувальної постелі.
- Мета роботи і методика визначення основних параметрів відсадки.
- Результати роботи у вигляді табл. 7.1 і рис. 7.2.
- Висновок про вплив різних параметрів на ефективність процесу відсаджування.

### ***Рекомендована література***

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недр, 1980, с. 187 – 189.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 124 – 128.



## ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ ВІДСАДКИ

### **Вступ**

*Відсадкою* називають процес розділення суміші мінеральних частинок за густиною в турбулентному вертикальному пульсуючому потоці води або повітря знакоперемінної швидкості. Пульсації мають задану амплітуду і частоту.

Збагачення відсадкою займає одне з провідних місць у технології збагачення корисних копалин. Відсадка з успіхом може застосовуватися для крупно- і середньовкраплених рудних і нерудних корисних копалин, у яких корисні мінерали відрізняються від супутніх їм породних за густиною і представлені зернами крупністю не менше 0,2 – 0,5 мм. Відсадкою збагачують розсипні золотоносні, платинові, алмазні, титаноцирконієві руди, деякі корінні руди кольорових і рідкісних металів, залізні і марганцеві руди, але особливо широко відсадка використовується при збагаченні кам'яного вугілля і антрациту.

Процес відсадження 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 за допомогою 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. Штучна постіль застосовується при відсаженні тонкозернистих продуктів і забезпечує розвантаження важких продуктів.

Режим пульсацій води вибирається залежно від складу матеріалу і його крупності. Ефективність відсадки тим вища, чим більша крупність збагачуваного матеріалу і чим більше розходження в густині мінералів, які розділяють.

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.

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 визначаються якістю і кількістю збагачуваного матеріалу, тобто їх гранулометричним, фракційним складом і фактичною питоною 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. Технологічна ефективність відсадки особливо залежить від вмісту в живленні шламів, які не збагачуються, а практично повністю переходять в легкий продукт. Так, при збагаченні вугілля для нормальної роботи відсаджувальної машини вміст шламів крупністю 0 - 0,5 мм не повинен перевищувати 15 %. Розмір максимальної грудки збагачуваного матеріалу обмежений не технологічними можливостями процесу, а конструктивними особливостями відсаджувальних машин (головним чином конструкцією розвантажувальних пристроїв). Для більшості відсаджувальних машин різних типів за умовами розвантаження важких продуктів максимальний розмір зерен не перевищує 100 – 150 мм і тільки в відсаджувальних машинах типу ОМА можна збагачувати матеріал крупністю до 250 мм.

*Наявність в збагачуваному матеріалі зерен плоскої форми* приводить до зниження пропускної здатності постелі і погіршення ефективності розділення. При збагаченні вугілля плоскі частинки породи виносяться висхідним потоком в концентрат і знижують його якість.

*Низька міцність зерен збагачуваного матеріалу* сприяє його ошламлюванню, що ускладнює процес відсадження (шлами в незбагачуваному стані переходять в легкий продукт).

*Товщина постелі* на решеті відсаджувальної машини залежить від крупності збагачуваного матеріалу. При збагаченні крупних класів вугілля товщина постелі дорівнює 350 – 400 мм, при збагаченні дрібних класів – 250 – 350 мм.

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. Підвищення вмісту важких фракцій у вихідному матеріалі сприяє підвищенню якості важкого продукту і погіршенню якості легкого продукту, і навпаки.

При виборі режиму відсадження необхідно враховувати не тільки фракційний склад збагачуваного матеріалу, але й діапазон густин, за якими здійснюється розділення суміші мінералів.

Для одержання продуктів необхідної якості у відсаджувальну машину повинно подаватись живлення постійного фракційного складу. Збереження якісно-кількісних показників кінцевих продуктів відсадки при погіршенні фракційного складу збагачуваного матеріалу досягається підвищенням ефективності розділення, що в більшості випадків можливе тільки за рахунок зниження питомої продуктивності.

*Питома продуктивність* відсаджувальних машин визначається за нормами навантаження на  $1 \text{ м}^2$  решета. Вона обумовлена низкою факторів, зокрема 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  $30 \text{ т/год} \cdot \text{м}^2$ .

Зі збільшенням питомої продуктивності знижується ефективність збагачення, що пов'язано зі збільшенням швидкості руху матеріалу вздовж машини і, отже, зі зменшенням часу перебування матеріалу в робочій камері відсаджувальної машини.

При низькій питомій продуктивності технологічні показники теж погіршуються внаслідок значного збільшення вмісту легких фракцій у важких продуктах відсадки, тому що неможливо постійно підтримувати необхідну товщину постелі.

*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. Для одержання оптимальної діаграми відсаджувального циклу в залежності від збагачуваного матеріалу і питомої продуктивності необхідно підбирати параметри повітряного

циклу: тривалість впуску, випуску повітря і пауз між ними, тиск повітря і частоту пульсацій. Сукупність параметрів повітряного циклу обумовлює динамічний режим розпушення постелі, який характеризується такими вихідними гідродинамічними параметрами: амплітудою пульсацій, максимальним підйомом постелі, максимальною швидкістю висхідного і низхідного потоків, критерієм розпушеності.

На *розпушення постелі* суттєвий вплив має частота пульсацій і тиск повітря. При доброму розпушенні постелі збільшується продуктивність відсаджувальної машини. Однак при великих швидкостях руху води дрібні зерна важкого продукту можуть виноситися у верхні шари постелі, а зерна плоскої і неправильної форми, що мають великий коефіцієнт опору, затримуються у верхніх шарах постелі. При недостатньому розпушенні постелі умови її розшарування погіршуються внаслідок високого механічного опору постелі руху в ній зерен, особливо крупних. Продуктивність відсаджувальної машини знижується.

*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.

При виборі частоти і амплітуди пульсацій води повинні бути враховані максимальний розмір, густина і гранулометричний склад зерен збагачуваного матеріалу, вміст легких і важких фракцій, товщина постелі, а також вимоги до якості продуктів відсадки.

Зі збільшенням крупності зерен збагачуваного матеріалу швидкість руху пульсуючої води повинна збільшуватись, що досягається збільшенням амплітуди пульсацій. Амплітуду пульсацій також збільшують при збільшенні товщини постелі і при великому вмісті важкого продукту в збагачуваному матеріалі. Частоту пульсацій зі збільшенням крупності зерен знижують.

*Витрата і тиск повітря* – фактори грубого регулювання процесу відсадки.

*Витрата повітря*, що подається в машину, впливає на амплітуду пульсацій води. При збільшенні гідравлічного опору постелі витрата повітря повинна бути збільшена.

Зі збільшенням *тиску повітря* майже пропорційно збільшуються швидкість висхідного потоку і амплітуда пульсацій, в більшій мірі – швидкість низхідного, висота підйому і розпушеність постелі. Змінюючи тиск у повітряних камерах відсаджувальних машин в різні періоди циклу можна впливати на динаміку розпушення постелі.

Регулювання процесу відсадки з використанням параметрів повітря організовують, як правило, при значних коливаннях гранулометричного чи фракційного складу збагачуваного матеріалу або питомої продуктивності.

*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.

Зниження витрати підрешітної води приводить до зменшення амплітуди пульсацій, підйому постелі, її розпушення і швидкостей висхідного і низхідного потоків. Зменшення вихідних гідродинамічних параметрів відсадки, зокрема амплітуди пульсацій, приводить до зниження рівня зливу води через зливний поріг відсаджувальної машини.

*Витрата транспортної води* впливає і на тривалість перебування збагачуваного матеріалу у відсаджувальній машині. При великій витраті транспортної води зменшується ефективність процесу, але збільшується продуктивність.

Залежно від конкретних умов сумарні витрати підрешітної і транспортної води складають від 2 до 6 м<sup>3</sup>/т збагачуваного матеріалу.

*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 машині 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. Найчастіше застосовуються такі способи розвантаження важких продуктів: дрібної фракції (крупністю менше 4 мм) – крізь штучну постіль, крупної фракції – через горизонтальні або вертикальні щілини з затворами різних конструкцій. Крім того, відомі ерліфтні розвантажувальні пристрої важких та інших фракцій безпосередньо з шару матеріалу відсаджувальної постелі певної густини.

Відсадка застосовується для збагачення вугілля, залізних, марганцевих, олов'яних і золотовмісних руд, при переробці розсипів, для вилучення вільних металічних включень з корінних і розсипних руд.

*Мета роботи* – освоєння методики дослідження процесу відсадки і оперативного його регулювання..

#### ***Апаратура, пристосування, матеріали***

- діафрагмова відсаджувальна машина ОМСК-2 (рис. 8.1);
- ємності для відбору проб;
- технічні ваги з набором важків;

- секундомір;
- пристосування і реактиви для виконання фракційного аналізу;
- вугілля крупністю 0,5 – 3 мм (досліджуваний матеріал).

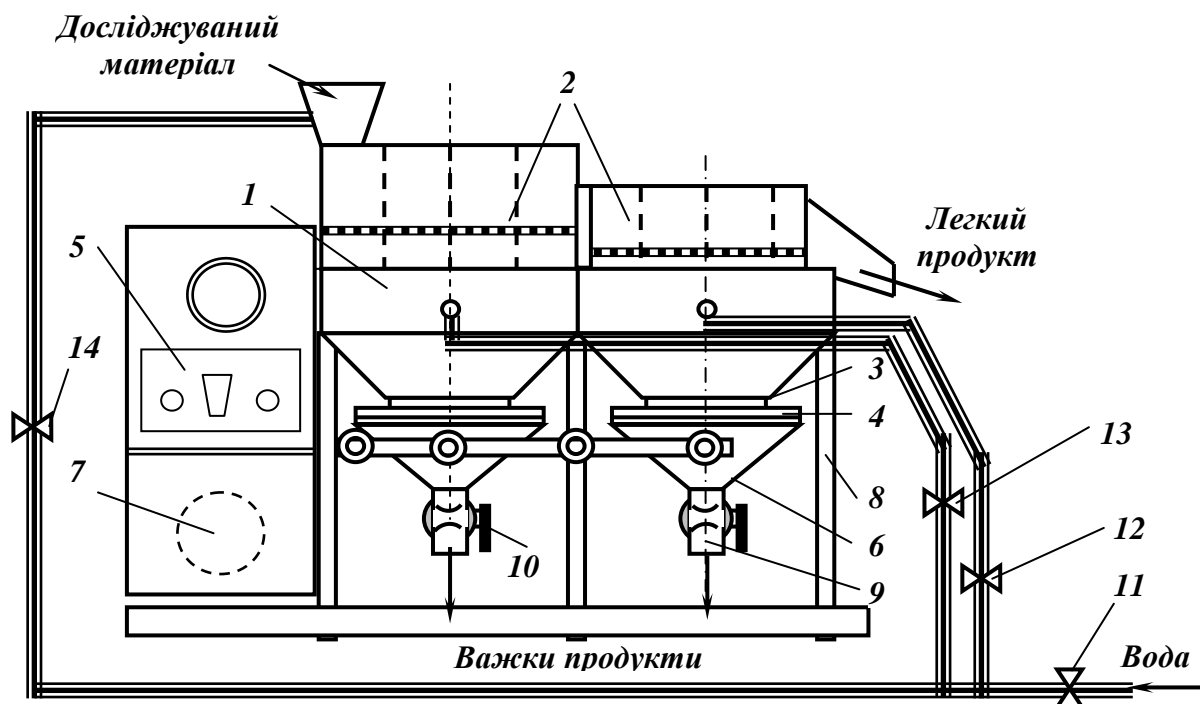
### **Методика виконання роботи**

Відібрати пробу вугілля масою 8 кг і поділити її на 4 частини. Одну частину піддати фракційному аналізу (за методикою лабораторної роботи № 3). Кожну з трьох частин проби, що залишилися, використовувати для проведення досліджень, які виконувати у такому порядку.

За формулами (7.2) – (7.4) розрахувати витрати підрешітної води  $W$ , амплітуди  $l$  і частоти пульсацій  $n$ .

Для дослідження процесу відсадки використовують лабораторну відсаджувальну машину ОМСК-2 (рис. 8.1), що забезпечує безступінчасте регулювання амплітуди пульсацій у межах до 20 мм і частоти пульсацій в межах 5 – 420 хв<sup>-1</sup>.

Машина ОМСК-2 складається з корпусу 1, що у свою чергу складається з двох камер 2 з конічними днищами 6. Рухомі конічні днища зв'язані з нерухомою частиною камери гумовою кільцевою діафрагмою 4 і циліндричною обичайкою 3. Пульсації конусів здійснюються від кривошипно-шатунного механізму 5. На решето відсаджувальної машини укладається трафарет, в який завантажується постіль.



**Рис. 8.1 – Лабораторна відсаджувальна машина ОМСК-2.**

- 1 – корпус; 2 – камери; 3 – циліндрична обичайка; 4 – кільцева діафрагма;  
 5 – пульт управління; 6 – конічні днища; 7 – електродвигун; 8 – рама;  
 9, 10 – випускні крани; 11, 12, 13, 14 – вентилі підводу води.

Після виконання розрахунків регулювання витрат води здійснюють таким чином.

При закритих вентилях 9 і 10 відкривають вентиля 11, 12 і 13 і заповнити камери відсаджувальної машини водою. Після заповнення камер відсаджувальної машини водою вентиль закрити 13 і за допомогою вентиля 12 відрегулювати витрату підрешітної води у другої камері використовуючи при цьому ємність для відбору проб, вимірювальний циліндр і секундомір. При відкритому вентилі 12, відкрити вентиль 13 і відрегулювати витрату підрешітної води у першої камері; він визначається як різниця між сумарною витратою підрешітної води і раніше визначеною витратою у другої камері. Враховуючи, що витрата підрешітної води складає 40 – 70 % від загальної витрати, визначити:

– загальну витрату води

$$W_{заг} = (W_1^n + W_2^n) / x, \text{ л/хв}; \quad (8.1)$$

– витрату транспортної води

$$W_{тр} = W_{заг} - (W_1^n + W_2^n), \text{ л/хв}, \quad (8.2)$$

де  $W_1^n, W_2^n$  – витрата підрешітної води у першої і другої камерах відсаджувальної машини, л/хв;  $x$  – частина підрешітної води у загальній витраті ( $x = 0,4 - 0,7$ ).

При відкритих вентилях 11, 12, 13 відкрити вентиль 14 і відрегулювати витрату транспортної води. Включити привід відсаджувальної машини.

Одну з трьох проб, що залишилися, зважити, завантажити у бункер відсаджувальної машини і включити секундомір. При повному виході матеріалу з бункера секундомір виключити і припинити подачу транспортної води. По закінченні процесу розділення (чистий злив) привід машини відключити і припинити подачу підрешітної води.

Вивантажити легку фракцію із збірника концентрату, висушити, зважити і зробити фракційний аналіз.

Відкрити вентиля 9 і 10, вивантажити важкі продукти (відходи і промпродукт) у збірники, зневоднити, висушити, зважити, об'єднати і зробити фракційний аналіз об'єднаного продукту.

За результатами фракційних аналізів вихідного матеріалу і продуктів збагачення оцінити ефективність роботи відсаджувальної машини, визначити розділові числа, побудувати криву розділення і визначити коефіцієнт погрішності розділення.

За результатами досліджень визначити:

– продуктивність відсаджувальної машини

$$Q = 3600m / t, \text{ кг/год}; \quad (8.3)$$

– питома продуктивність відсаджувальної машини

$$q = Q / S_0, \text{ кг/год} \cdot \text{м}^2, \quad (8.4)$$

де  $m$  – маса навіски вихідного матеріалу, кг;  $t$  – тривалість відсаджування, с;  $S_0$  – площа відсаджувального решета ( $S_0 = 0,08 \text{ м}^2$ ).

Дві останніх проби використовуються для дослідження впливу зміни амплітуді пульсацій на  $\pm 20\%$  ( $l_2 = 1,2l_1$  і  $l_3 = 0,8l_1$ ).

При детальному дослідженні процесу відсадки визначають також вплив витрат підрешітної і транспортної води, співвідношення між ними, зміни частоти пульсацій та ін.

Результати досліджень оформити у вигляді табл. 4.1 і рис. 4.1, табл. 8.1 і рис. 8.2.

Таблиця 8.1 – Результати дослідження процесу відсадки

Умови експерименту											Характеристика продуктів				
$l, \text{ мм}$	$n, \text{ хв}^{-1}$	$W_1^n, \text{ л/хв}$	$W_2^n, \text{ л/хв}$	$x, \text{ част.од.}$	$W_{mp}, \text{ л/хв}$	$W_{32}, \text{ л/хв}$	$t_{60\text{с}}, \text{ с}$	$Q, \text{ кг/год}$	$q, \text{ кг/год}\cdot\text{м}^2$	$I$	Продукт	$m, \text{ кг}$	$\gamma, \%$	$A, \%$	Крупність, мм
$l_1$	$n_1$	$W_1$	$W_2$	$x$	$W_{mp}$	$W_{32}$					Вихідний К-т Відходи				
$l_2$	$n_1$	$W_1$	$W_2$	$x$	$W_{mp}$	$W_{32}$					Вихідний К-т Відходи				
$l_3$	$n_1$	$W_1$	$W_2$	$x$	$W_{mp}$	$W_{32}$					Вихідний К-т Відходи				
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...	...
$l_0$	$n_0$	$W_1^{0n}$	$W_2^{0n}$	$x_0$	$W_{mp}^0$	$W_{32}^0$					Вихідний К-т Відходи				

За даними табл. 8.1 визначити оптимальні показники (останній рядок).

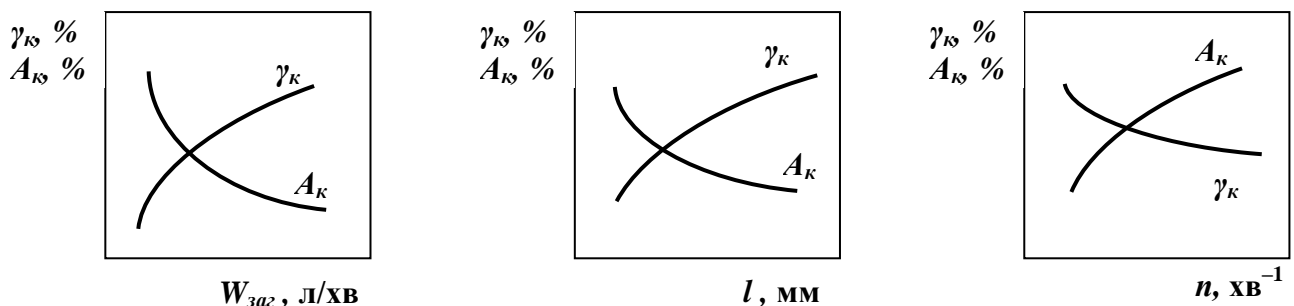


Рис. 8.2 – Характер експериментальних залежностей виходу і зольності концентрату від технологічних параметрів відсадки.

Для підвищення надійності експериментальних даних кожний опит рекомендується продублювати.



### ***Зміст звіту***

- Суттєвість процесу відсадки. Параметри процесу відсадки. Регулювання процесу відсадки.
- Мета роботи і методика її виконання.
- Результати роботи у вигляді табл. 8.1 і рис. 8.2.
- Висновок про вплив різних параметрів на показники процесу відсадки.

### ***Рекомендована література***

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 221 – 236.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 149 – 158.

## Лабораторна робота № 9.

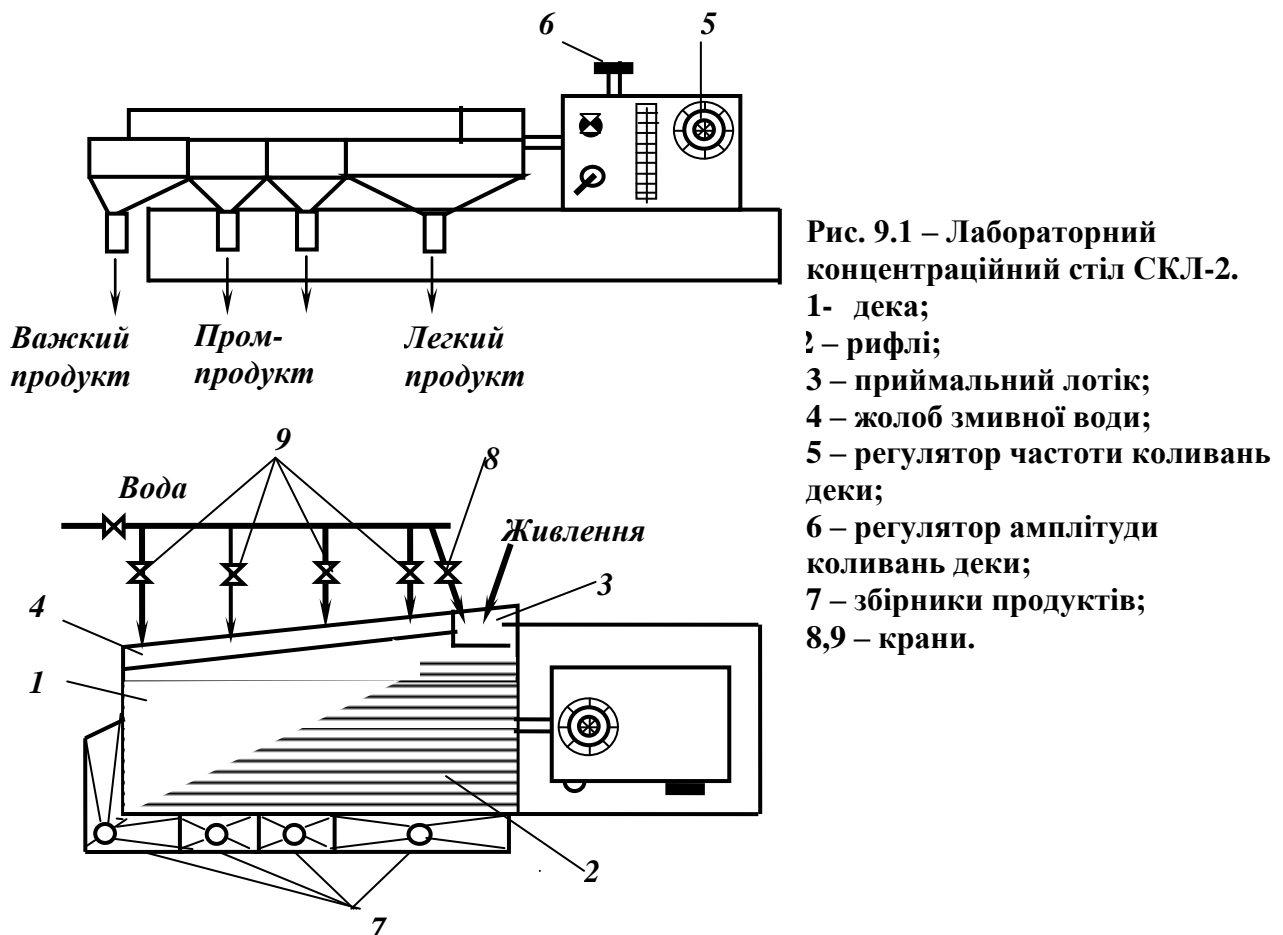
### ДОСЛІДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСУ КОНЦЕНТРАЦІЇ НА СТОЛАХ

#### Вступ

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 лабораторного концентраційного стола СКЛ-2 показана на рис. 9.1. Лабораторний концентраційний стіл СКЛ-2 призначений для збагачення матеріалів крупністю 0,04–1 мм.



Стіл має дюралюмінієву деку 1 трапецієподібної форми з рифлями 2. Подача води регулюється кранами 8, 9. Дека спирається на роликові опори. Регулювання кута поперечного нахилу деки здійснюється креновим механізмом

у діапазоні  $0 - 10^0$ . Регулювання частоти коливань (від 200 до 600  $\text{хв}^{-1}$ ) і величини ходу деки (від 2 до 12 мм) здійснюється регуляторами 5 і 6.

Продукти концентрації віддаляються з столу у збірники 7, зважуються і аналізуються.

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

До головних технологічних і конструктивних параметрів, що впливають на ефективність процесу концентрації на столах, належать речовинний склад вихідного матеріалу і його підготовка до процесу, вміст твердого в живленні і витрати змивної води, частота коливань і хід деки, кут її нахилу і тип нарифлень.

### ***Технологічні параметри***

*Речовинний склад вихідного матеріалу* характеризує можливість ефективного застосування процесу концентрації. Оцінка можливості здійснюється за величиною співвідношення:

$$k = (\delta_{cp} - \Delta) / (\delta_l - \Delta), \quad (9.1)$$

де  $\delta_{cp}, \delta_l, \Delta$  - середня густина збагачуваного матеріалу, густина легкого мінералу і густина рідини (звичайно води),  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Якщо  $k > 2,5$ , то збагачення на столах ефективне, якщо  $2,5 > k > 1,75$  ефективне 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. Видовжені або плоскі зерна краще зважуються у турбулентному потоці і тому виносяться або в промпродукт, або у відходи.

*Вміст твердого в живленні* коливається від 15 до 40 % . Оптимальним є вміст твердого 20 – 25%. При надмірній розрідженості живлення збільшується розпушеність матеріалу і значно зростає швидкість транспортування в поперечному напрямку, що приводить до виносу важких мінералів в легкий продукт. Для зниження цих втрат зменшують поперечний кут нахилу деки. При недостатній розрідженості живлення зменшується розпушеність матеріалу, що перешкоджає проходженню частинок важких мінералів в нижні шари, при цьому смуга важких мінералів у віялі продуктів виділяється нечітко.

*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. Тому первинна підготовка матеріалу зводиться до дроблення і подрібнення з метою одержання продуктів саме такої крупності.

*Змивна вода* необхідна для видалення частинок легких мінералів в кінці деки. При невеликих витратах змивної води і малому поперечному нахилі деки матеріал верхніх шарів, що складається з частинок малої густини, може вилучатися у важкий продукт. Надмірний поперечний нахил деки, великі витрати змивної води і нерівномірний її розподіл приводять до виносу частинок великої густини з каналів між рифлями і втрат важких мінералів. Нестача змивної води приводить до засмічення важкого продукту легкими частинками.

*Продуктивність концентраційних столів* залежить від крупності живлення, різниці в густині розділюваних мінералів і вимог до якості продуктів збагачення. Для операцій первинного збагачення руд з одержанням чорнових концентратів, проміжного продукту і відвальних відходів продуктивність концентраційного стола може бути розрахована за формулою:

$$Q = 0,1m\delta_{вих} \left( Fd_{cp} \frac{\delta_m - 1}{\delta_l - 1} \right)^{0,6}, \text{ т/год}, \quad (9.2)$$

де  $m$  – число дек;  $\delta_{вих}, \delta_m, \delta_l$  – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м<sup>3</sup>;  $F$  – площа деки стола, м<sup>2</sup>;  $d_{cp}$  – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

За формулою (9.2) розраховують продуктивність концентраційного стола, на якому здійснюють операцію основної концентрації. В операціях переочищення 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:

– частота коливань:

$$n = 250 / d_{max}^{0,33}, \text{ хв}^{-1}; \quad (9.3)$$

– хід деки:

$$l = 18d_{max}^{0,25}, \text{ м}, \quad (9.4)$$

де  $d_{max}$  – максимальний розмір зерен збагачуваного матеріалу, м.

У формулах (9.3) і (9.4) не враховано багато факторів процесу концентрації на столі, тому результати одержані при розрахунках слід розглядати тільки як приблизні і уточнювати при експлуатації.

Як свідчить практика, зі збільшенням крупності збагачуваного матеріалу довжину ходу деки слід збільшувати, а частоту коливань – зменшувати.

*Кут поперечного нахилу деки* визначає швидкість руху водного потоку. Великі швидкості (при великих кутах поперечного нахилу) сприяють турбулізації потоку і знесенню дрібних зерен. Це приводить до втрат зерен важкого мінералу і зниження якості продуктів збагачення. Тому при збагаченні дрібнозернистих матеріалів кут поперечного нахилу 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  $-0,003^\circ$  до  $+0,4^\circ$  (знак «-» означає опускання розвантажувального кінця деки, знак «+» – його підйом). Подовжній нахил деки за ходом руху матеріалу при переробці тонкозернистих і шламистих продуктів збільшує транспортуючу здатність, а нахил деки в протилежному напрямку при переробці крупнозернистих продуктів, навпаки, зменшує транспортуючу здатність.

Типи нарифлення, що застосовуються на практиці (рис. 9.2), підрозділяють в основному на піскові (для матеріалів крупністю  $+0,2$  мм) і шламіві (для матеріалів крупністю  $-0,2$  мм).

В поперечному перетині піскові рифлі являють собою прямокутник (рис. 9.2 а). На деках столів для збагачення шламистих матеріалів, крім прямокутних рифлів малої висоти, є високі трикутні рифлі, перед якими утворюються спокійні зони, де відбувається осадження шламистих частинок важких мінералів (рис. 9.2 б).

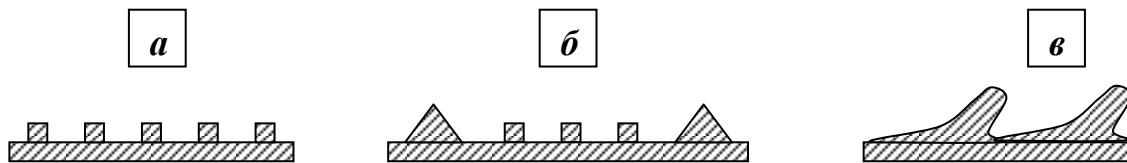


Рис. 9.2 – Типи нарифлень.  
а – піскове; б – шламове; в – хвилясте.

Вибір висоти рифлів визначається крупністю і густиною збагачуваного матеріалу, а також вмістом важких компонентів.

У сучасних шламових столах (напр., СКОШ-7,5) поверхня деки має хвилястий характер (рис. 9.2 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 перечищення концентратів.

**Мета роботи** – освоєння методики дослідження процесу концентрації на столі і оперативного його регулювання..

#### **Апаратура, пристосування, матеріали**

- лабораторний концентраційний стол СКЛ-2 (рис. 9.1);
- ємності для відбору проб;
- технічні ваги з набором важків;
- секундомір;
- вимірювальний циліндр;

- пристосування і реактиви для виконання фракційного аналізу;
- вугілля крупністю 0,1 – 3 мм (досліджуваний матеріал).

### **Методика виконання роботи**

Відібрати пробу вугілля масою 4 кг і поділити її на 4 частини. Одну частину піддати фракційному аналізу (за методикою лабораторної роботи № 3). Кожну з трьох частин проби, що залишилися, використовувати для проведення досліджень, які виконувати у такому порядку.

З використанням даних фракційного аналізу вихідного матеріалу визначається його середня густина:

$$\delta_{cp} = \sum \gamma_{fp} \delta_{fp}^{cp} / \sum \gamma_{fp}, \text{ кг/м}^3, \quad (9.5)$$

де  $\gamma_{fp}$  – вихід фракції, %;  $\delta_{cp}$  – середня густина фракції, кг/м<sup>3</sup>.

За формулами (9.1), (9.3) і (9.4) оцінити можливість ефективного збагачення вихідного матеріалу на концентраційному столі і розрахувати частоту коливань і хід деки.

Розрахувати питому і загальну продуктивність концентраційного столу:

$$q = 200d_{\max}, \text{ т/год} \cdot \text{м}^2; \quad (9.6)$$

$$Q = qF, \text{ т/год}, \quad (9.7)$$

де  $d_{\max}$  – найбільший розмір частинок збагачуваного матеріалу, мм;  $F$  – площа поверхні деки столу, м<sup>2</sup>.

Визначити необхідну кількість води:

- що надходить з живленням:

$$W_{жс} = Q \cdot R_{жс} / 60, \text{ л/хв}; \quad (9.8)$$

- змивної:

$$W_{зм} = Q \cdot R_{зм} / 60, \text{ л/хв}; \quad (9.9)$$

- загальної:

$$W_{заг} = W_{жс} + W_{зм}, \text{ л/хв}, \quad (9.10)$$

де  $R_{жс}$  – розрідженість живлення, л/кг;  $R_{зм}$  – питома витрата змивної води, л/кг;  $Q$  – загальна продуктивність концентраційного столу, кг/год.

Верньєрами на пульті управління встановити необхідні величини довжини ходу  $l$  і частоти коливань  $n$  деки столу. Встановити кут поперечного нахилу деки столу  $\alpha = 5^\circ$ . Регулювання витрати води, що надходить з живленням, здійснюється вентилями **8**, витрата змивної води – вентилями **9** (сумарна витрата води через вентилялі **9** повинна бути рівною розрахованій за формулою (9.8) витраті змивної води).

Включити привід концентраційного столу.

Одну з трьох проб, що залишилися, зважити, завантажити у бункер концентраційного столу і включити секундомір. При повному виході матеріалу

з бункера секундомір виключити і припинити подачу води, що надходить з живленням. По закінченні процесу розділення (чистий злив) привід столу відключити і припинити подачу змивної води. Продукти розділення вивантажити із відповідних збірників відфільтрувати, висушити, зважити і зробити фракційний аналіз.

За результатами фракційних аналізів вихідного матеріалу і продуктів збагачення оцінити ефективність роботи концентраційного столу, визначити розділові числа, побудувати криву розділення і визначити коефіцієнт погрішності розділення.

За результатами досліджень визначити:

– загальну продуктивність концентраційного столу

$$Q = 3600m / t, \text{ кг/год}; \quad (9.11)$$

– питому продуктивність відсаджувальної машини

$$q = Q / F, \text{ кг/год} \cdot \text{м}^2, \quad (9.12)$$

де  $m$  – маса навіски вихідного матеріалу, кг;  $t$  – тривалість концентрації, с;  $F$  – площа поверхні деки,  $\text{м}^2$ .

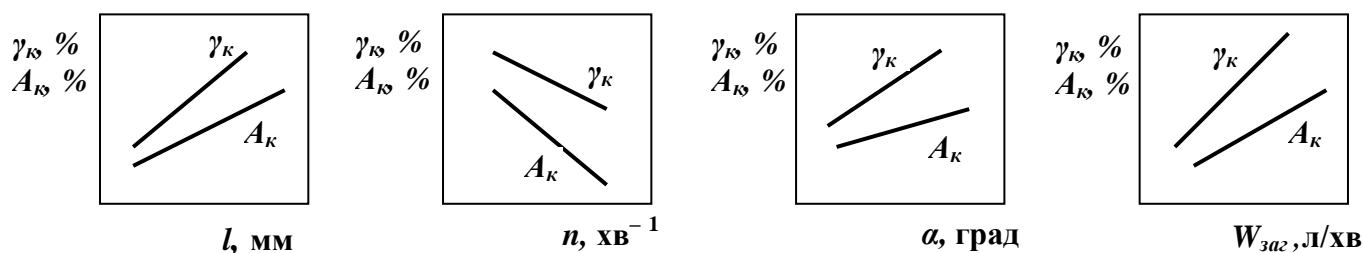
Порівняти результати визначень за формулами (9.6) – (9.7) і (9.11) – (9.12).

Дві останніх проби використовуються для дослідження впливу зміни кута поперечного нахилу деки столу в діапазоні  $\alpha = 5^\circ \pm 3^\circ$ .

При детальному дослідженні процесу відсадки визначають також вплив витрат змивної води і води, що надходить з живленням, амплітуди і частоти коливань та ін.)

Для підвищення надійності експериментальних даних кожний опит рекомендується продублювати.

Результати досліджень оформити у вигляді табл. 9.1 і рис. 9.3.



**Рис. 9.3** – Характер експериментальних залежностей виходу і зольності концентрату від технологічних параметрів концентрації на столах.

Таблиця 9.1 – Результати дослідження процесу відсадки

Умови експерименту								Результати експерименту							
$\alpha$ , град	$l$ , мм	$n$ , хв <sup>-1</sup>	$Q$ , кг/год	$q$ , кг/год·м <sup>2</sup>	$W_{\text{вс}}$ , л/хв	$W_{\text{зи}}$ , л/хв	$W_{\text{заг}}$ , л/хв	$k$	Продукт	$m$ , г	$\gamma$ , %	$A$ , %	$Q$ , кг/год	$q$ , кг/год·м <sup>2</sup>	$\delta_{\text{ср}}$ , кг/м <sup>3</sup>
5°									Вихідний К-т Відходи						
2°									Вихідний К-т Відходи						
8°									Вихідний К-т Відходи						
$\alpha_0$	$l_0$	$n_0$			$W_{\text{вс}}$	$W_{\text{зи}}$	$W_{\text{заг}}$		Вихідний К-т Відходи						

### *Зміст звіту*

- Суттєвість процесу концентрації на столах. Параметри процесу концентрації на столах. Регулювання процесу концентрації на столах.
- Мета роботи і методика її виконання.
- Результати роботи у вигляді табл. 9.1 і рис. 9.3.
- Висновок про вплив різних параметрів на показники процесу концентрації на столах.

### *Рекомендована література*

1. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1980, с. 253 – 275.
2. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005, с. 179 – 194.



Зразок оформлення звіту по лабораторній роботі

<p>ДонНТУ Кафедра ЗКК</p>	<p>Гравітаційні процеси збагачення Лабораторна робота № Найменування лабораторної роботи</p>	<p>Група Прізвище І.Б. студента</p>
-------------------------------	--	---

*Вступ*

*Мета роботи*

*Методика виконання роботи*

*Результати дослідження*

*Висновки по роботі*

## **МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ**

до виконання лабораторних робіт по дисципліні  
**«Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин»**

(для студентів спеціальності 7.090302  
«Збагачення корисних копалин», напрям  
підготовки – 050303 – «Переробка корисних копалин»)

Укладач

Валерій Олександрович Смирнов