

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
"ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА"**

І.К. Младецький, П.І. Пілов, К.А. Левченко, Я.Г. Куваєв

**ВИПРОБУВАННЯ І КОНТРОЛЬ
ПРОЦЕСІВ ЗБАГАЧЕННЯ
КОРИСНИХ КОПАЛИН**

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
"ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА"**

І.К. Младецький
П.І. Пілов
К.А. Левченко
Я.Г. Куваєв

**ВИПРОБУВАННЯ І КОНТРОЛЬ ПРОЦЕСІВ
ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

(Навчальний посібник для студентів бакалаврів
спеціальності 184 Гірництво
спеціалізації Збагачення корисних копалин)

Дніпро
Журфонд
2019

УДК 622.7.09

М 72

Затверджено Вченою радою Національного технічного університету "Дніпровська політехніка", як навчальний посібник (протокол № 6 від 18 квітня 2019)

Рецензенти:

Т.А. Олійник – д-р техн. наук, проф. (Криворізький національний університет, завідувач кафедри збагачення корисних копалин і хімії);

Є.В. Кочура – д-р техн. наук, проф. (Національний технічний університет "Дніпровська політехніка", завідувач кафедри електронної економіки та економічної кібернетики).

Викладені основи коректного випробування технологій збагачення корисних копалин, вирішені задачі, які враховують динамічні параметри збагачувальних схем, та об'єктивного коректування результатів для підвищення достовірності випробування. Викладені способи випробування і розрахунок похибок випробування з врахуванням усіх проміжних операцій.

Книга призначена для студентів спеціальності 184 «Гірництво» спеціалізації «Збагачення корисних копалин».

Ілл. 109 Табл. 28 Бібліогр.: 33 назв.

Колектив авторів

М72 Випробування і контроль процесів збагачення корисних копалин: Навчальний посібник – І.К. Младецький, П.І. Пілов, К.А. Левченко, Я.Г. Куваєв – Дніпро: Журфонд, 2019. – 204 с.

ISBN 978-966-934-211-9

© І.К. Младецький, П.І. Пілов,

К.А. Левченко, Я.Г. Куваєв, 2019

© Національний технічний університет
"Дніпровська політехніка", 2019

ЗМІСТ

ПЕРЕДМОВА.....	5
1. ПОНЯТТЯ І ВИЗНАЧЕННЯ.....	6
2. ХАРАКТЕРИСТИКИ МАСИВІВ.....	8
3. ВИЗНАЧЕННЯ ФУНКЦІЙ РОЗПОДІЛУ.....	9
4. МІНІМАЛЬНА МАСА ПРОБИ.....	14
5. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНЕ ВИЗНАЧЕННЯ МІНІМАЛЬНОЇ МАСИ ПРОБИ.....	25
5.1. Мінімальна маса проби для визначення гранулометричного складу сипкої маси.....	29
5.2 Систематична похибка при відборі проб	29
6. ТОЧКОВА ПРОБА.....	31
7. РАНДОМІЗАЦІЯ ВИПРОБУВАННЯ.....	34
8. ПРИНЦИПИ ВИПРОБУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕРОБКИ СИРОВИНИ.....	36
8.1. Суттєві зміни показників при випробуванні	45
9. ВІДБІР ПРОБ.....	48
9.1. Відбір проб у вибоях	48
9.2. Пристрої і техніка відбору проб від нерухомих мас	48
9.3. Способи відбору проб від мас, що рухаються	52
9.4. Параметри пробовідбірних пристроїв для відбору проб	54
від	
9.5. Ківшові пробовідбирачі	57
9.6. Секторні пробовідбирачі	60
9.7. Ручні пробовідбирачі	62
9.8. Пробовідбирачі для відбору проб способом повздожніх перерізів	63
9.9. Відбір проб способом вилучення елементів потоку	67
10. ПОХИБКИ ПОКАЗНИКІВ, ЩО РОЗРАХОВУЮТЬСЯ...	69
11. ВИЗНАЧЕННЯ ВИХОДУ ПРОДУКТІВ У СКЛАДНИХ СХЕМАХ РОЗДІЛЕННЯ	71
12. ДОПУСТИМІ ПОХИБКИ ВИЗНАЧЕННЯ ВИХОДУ ПРОДУКТУ..	79
12.1. Визначення вимог до точності контролю показників якості технологічного процесу	79
12.2. Визначення похибки показників складних схем	81

розділення	
12.3. Допустимі похибки вимірювання аргументів функціональних показників, що розраховуються	88
12.4. Визначення дисперсій показників збагачення	92
12.5. Обґрунтування періоду випробування показників збагачувального процесу	99
12.6. Методика визначення достатньої точності вимірювання технологічних показників збагачення корисних копалин	100
13. ПОХИБКИ ДИСКРЕТНОСТІ ВИПРОБУВАННЯ	105
13.1. Похибка дискретності випробування	106
13.2. Похибка скорочення проби	109
13.3. Структура похибки результату	110
13.4. Похибка підготовки проб	110
13.5. Похибка відбору аналітичної наважки	110
13.6. Похибка аналізу	110
13.7. Експериментальне визначення випадкових похибок	111
14. РОЗРАХУНОК КІЛЬКОСТІ ТОЧКОВИХ ПРОБ.	111
14.1. Вибір числа точкових проб, як функції маси, що випробується.....	112
15. СХЕМИ ПІДГОТОВКИ ПРОБ	114
16. ПРОБОРОЗДІЛОВІ МАШИНИ	114
17. СПОСОБИ ПЕРЕМІШУВАННЯ І СКОРОЧЕННЯ ПРОБ	115
18. РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ВИПРОБУВАННЯ	117
19. БАЛАНС ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	124
19.1. Технологічний баланс	124
19.2. Товарний баланс	124
19.3. Неув'язка товарного балансу	125
19.4. Отримання інформації для розрахунку неув'язки	127
19.5. Обробка даних випробування з врахуванням кореляційних зв'язків.	127
20. ПІДВИЩЕННЯ ДОСТОВІРНОСТІ РЕЗУЛЬТАТІВ ВИПРОБУВАННЯ	132
21. ВИМІРЮВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ	137

21.1. Вимірювання мас в ємностях і витрат сипких матеріалів	137
21.2. Вимірювання витрати пульпи і вмісту твердого в ній	137
21.3. Вимірювання вологості	139
21.4. Визначення гранулометричного складу	139
21.5. Вимірювання вмісту цінного компонента	141
21.6. Контроль процесів збагачення	141
21.6.1. Основні непрямі показники	141
21.6.2. Контроль процесу дроблення	142
21.6.3. Контроль процесу подрібнення	142
21.6.4. Контроль процесу грохочення	143
21.6.5. Контроль процесу класифікації	143
21.6.6. Контроль процесу зневоднення	144
21.6.7. Контроль процесу флотації	144
21.6.8. Контроль гравітаційних процесів розділення	144
21.7. Контроль витрати твердого при мокрому збагаченні корисних копалин	145
21.8. Визначення витрати твердої фази	146
21.9. Непрямий контроль витрати твердого	148
21.10. Класичний спосіб контролю витрати твердого	150
21.11. Визначення щільності складових компонентів руди	150
21.12. Вимір вмісту магнетиту в потоках збагаченої руди	151
ПІСЛЯМОВА	153
ПИТАННЯ ДО САМОСТІЙНОЇ РОБОТИ	154
СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ	166

ПЕРЕДМОВА

Випробування і контроль є частиною циклу управління, який окрім цього ще має процес вироблення управляючого впливу. Проте, в результаті перших двох дій одержують величезний потік інформації що до технології та результатів діяльності персоналу. Цей потік інформації в залежності від суб'єктивних та об'єктивних факторів має завжди випадкову стаціонарну похибку. Правильне визначення величини цих похибок дозволить своєчасно та ефективно управляти технологічним процесом. Таким чином, випробування і контроль – основоположні етапи і від їх достовірності залежить, яким чином виконується вплив на технологію з тим, щоб її тримати у потрібному напрямі. Тому достовірності результатів випробування і контролю приділяється першочергове значення.

Кінцевою метою випробування і контролю технологічних процесів переробки корисних копалин являється розрахунок технологічного та товарного балансу.

У результаті вивчення цього курсу студенти повинні добре орієнтуватись у таких питаннях, як:

- визначення технологічної проби, її призначення, основні характеристики;
- способи відбору проб різноманітних матеріалів та пристрої, що використовуються при цьому;
- основні види похибок при визначенні якісних характеристик проб, та способи, що дозволяють збільшити точність випробування;
- розрахунок технологічного та товарного балансів;
- способи підвищення точності результатів випробування.

Навчальний посібник складається з передмови і двадцяти розділів. Кожен розділ має мету та питання для самоперевірки, що дозволяє студенту краще засвоїти матеріал і звернути більшу увагу на основні положення розділу.

В результаті вивчення курсу у студента сформується комплексний підхід вирішення проблеми випробування і контролю, значення окремих складових цього процесу та способи отримання достовірної інформації щодо технологічного процесу.

1. ПОНЯТТЯ І ВИЗНАЧЕННЯ

Мета випробування – отримання необхідної інформації із заданою вірогідністю (ймовірністю) щодо продукту.

Випробування – програма відбору проб з масиву або технологічного процесу. Виділена частина масиву, призначена для оцінки з припустимою похибкою його властивостей, називається **пробою**.

Контроль – визначення методом випробування показників процесу і оцінка на цій основі стану цього процесу. Оцінка стану процесу є предметом іншої науки і в даній роботі розглядатись не буде.

В практиці збагачення та переробки корисних копалин широке розповсюдження отримало випробування, коли відбирається деяка кількість матеріалу від загального обсягу масиву, що відповідає йому за основними якісними показниками. Таким чином, проба – це деяка кількість матеріалу, а контроль – це аналіз проби і порівняння одержаної числової характеристики з заданими показниками якості, що мають певні межові значення (рис. 1.1).

У першому випадку (на рис.1.1) **контроль суцільний**, тому що випромінювач просвічує потік руди, а приймачі сприймають ослаблений сигнал. Ступінь ослаблення залежить від властивостей руди. Як видно з рисунка (рис. 1.1.а), просвічується весь потік руди, тому сигнал з приймачів відображає середнє значення параметра в межах проби, тобто маси руди, що охоплена випромінюванням.

У другому випадку (рис. 1.1.б) зі спільного потоку відбирається деяка його частина і пропускається через еталонний об'єм, який є об'ємом проби. Маса цієї проби пропорційна значенню параметра, що контролюється. Оскільки відбирається не весь потік, то **контроль вибірковий**.

У третьому випадку (рис. 1.1.в) шибер через певні проміжки часу встановлюється уперек потоку і протягом короткого проміжку часу знімає всю руду зі стрічки, яка й утворює пробу. Проба зсипається в деякий об'єм. Оскільки не вся руда піддається контролю, то **контроль також вибірковий**. Маса проби в цьому разі $q = Qt_0$, тобто є добутком продуктивності конвеєра на час включення пробовідбірника.

Масив, що випробується – маса матеріалу, для якої необхідно встановити чисельне значення деяких характеристик.

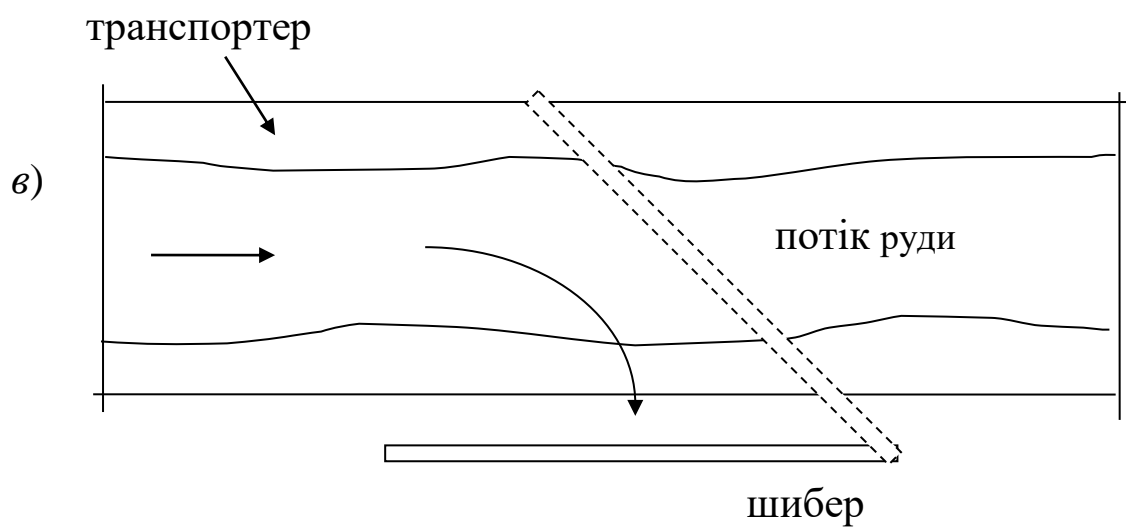
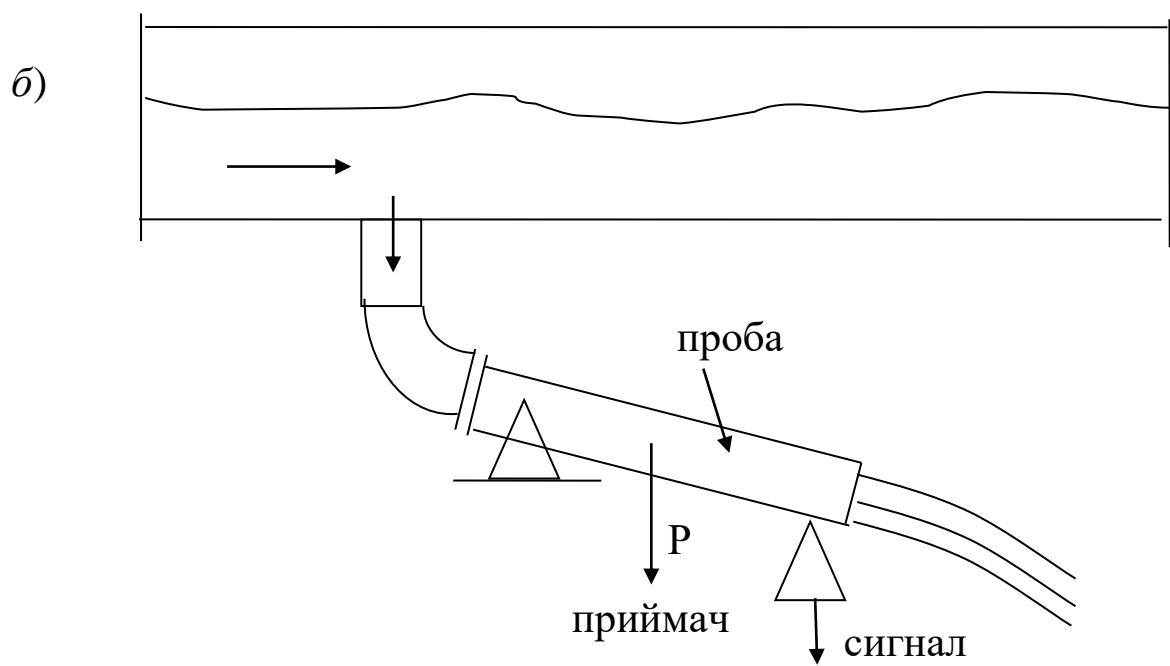
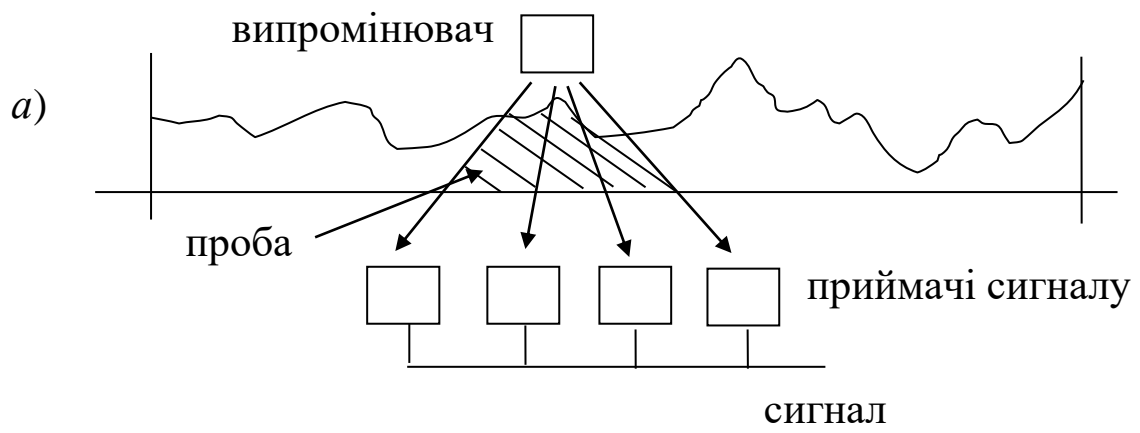


Рисунок 1.1. – Можливі схеми випробування масивів

Поняттю маси відповідає поняттю **партії продукту**, тобто це маса товарного продукту одного типу (гатунку), що відвантажується за одним сертифікатом. Розмір партії визначається за угодою. Якщо маса знаходиться в русі і проходить перед спостерігачем, то використовується поняття **контрольного періоду**.

Основна характеристика проби це її маса. Розрізняють **мінімальну, необхідну і початкову** масу проби.

Мінімальна маса проби - це найменша маса при заданому способі відбору проби, за допомогою якої можна отримати інформацію про якісні характеристики масиву з достатньою похибкою.

Необхідна маса – це така маса проби, яка достатня для виконання всіх вимірів, аналізів або дослідження.

Початкова маса – це фактична маса проби, що відбирається при випробуванні на підставі інтуїції дослідника.

Також в залежності від умов відбору проби, розрізняють **точкову** та **об'єднану** пробу.

Точковою називається проба відібрана з масиву за умови, що до неї потрапляє лише матеріал розташований рядом, тобто частинки (розміром 0 – 1 мм), або шматки (розміром > 1 мм), які знаходяться одна біля одної на близькій відстані.

Об'єднана проба складається з деякого числа точкових проб.

У збагаченні корисних копалин основними показниками корисної копалини є :

- вміст цінного мінералу в сировині;
- розмір рудних утворень - вкрапленість;
- здатність до руйнування – подрібненість.

В залежності від значень цих показників розробляються технології , апарати та ведеться управління процесом. Всі показники характеризуються числовими характеристиками – математичне сподівання, середнє квадратичне відхилення (дисперсія) або функціями розподілу.

Розглянемо далі, як впливають значення згаданих показників на параметри випробування.

Питання для самоконтролю

1. *Визначте кількісно (або якісно, як на вашу думку) на рис.1.1 а відсоток браку.*

2. *Визначте кількісно(або якісно, як на вашу думку) на рис. 1.1 б відсоток браку.*

3. *Визначте похибку дискретності випробування за результатами обчислень (або розмірковувань) в 1-у і 2-у питаннях.*

2. ХАРАКТЕРИСТИКИ МАСИВІВ

Мета розділу: визначення параметрів законів розподілу збагачувальних показників корисних копалин.

У збагачувальній практиці користуються двома основними характеристиками продуктів. Перша характеристика відноситься до вмісту цінного компонента (фракційна характеристика, або розподіл зростків – α_n), а друга – до розмірів частинок (або шматків) масиву (гранулометричний склад, або розподіл за крупністю – \bar{d}). Надалі будемо називати окремі подрібнення шматками, а продукти помелу – частинками.

Розподіл розмірів частинок не має стабільного (стандартного) закону розподілу і істотно змінюється залежно від середнього розміру \bar{d} . Не можна сказати, що це будуть якісь класичні закони. Це довільні розподіли і їх слід сприймати як щось належне і не намагатися підігнати під будь-який зручний закон. Так, наприклад, розподіл шматків руди за крупністю, наведений на рис. 2.1, графік *а* – відповідає початковій руді отриманій після вибуху, а графік *б* – подрібненій руді. Це наведені приклади. Характерні точки цих розподілів можуть взагалі зникати, або загострюватись. З'ясування причин цього явища не входить в задачі даного курсу. У разі необхідності використання таких законів будемо залучати їх графічні зображення.

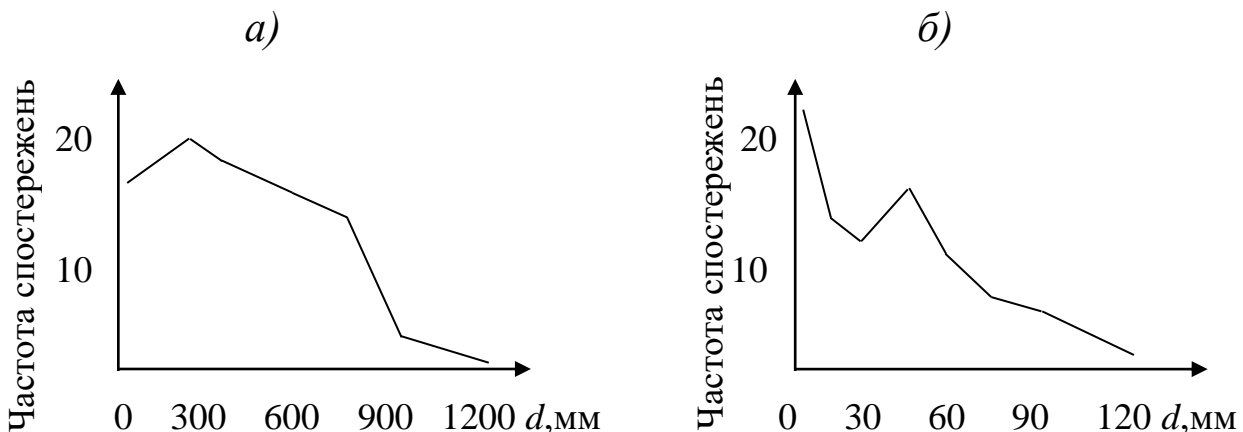


Рисунок 2.1. – Графіки розподілу шматків за крупністю у початковій руді після вибуху (*а*); та у подрібненій руді (*б*)

Основною характеристикою проби є її кількість, тобто обсяг або маса. Всі теоретичні міркування починаються з обсягу, і отримують кінцеві залежності, які також включають обсяг. Але коли маємо

справу з сипкими матеріалами, поняття обсягу стає умовним: його практичне вимірювання пов'язане зі значними витратами, тому користуються масою.

Особливістю законів розподілу в збагачувальній практиці є те, що їх замінювати на теоретичні види не має сенсу, оскільки зміна функцій відбувається практично щогодини. Збагачувальні процеси – є нестационарними на нескінченному відрізку часу. Крім того, при визначенні вмісту цінного компонента не можна відкидати значення, що перевищують 3σ .

Питання для самоконтролю

1. На рис. 2.1 укажіть абсцису, що може бути найбільш ймовірним значенням крупності шматків.

3. ВИЗНАЧЕННЯ ФУНКЦІЙ РОЗПОДІЛУ

Мета розділу – оновити знання з курсу теорії ймовірностей й співставити проміж собою функції розподілу.

Припустимо, необхідно визначити функцію розподілу частинок за крупністю. Для цього відбирають пробу і зважують її. Виконують розсів цієї проби на відповідному наборі сит. На кожному ситі отримують деякий залишок – клас крупності. Це буде, так званий вузький клас крупності. Після цього зважують кожен клас крупності (маса – m_i) та відносять його значення до загальної маси проби m . Одержують вміст класу крупності в загальній масі продукту, тобто

вихід вузького класу крупності $\gamma_i = \frac{m_i}{m}$. Для отримання наочної

картини зміни вмісту відповідних класів можна побудувати функції в прямокутних координатах. Для цього на осі абсцис відкладають значення відповідних класів d_i крупності, а на осі ординат вміст цих класів γ_i . Отримують полігон розподілу (рис. 3.1), зазвичай її називають частковою, або диференційною функцією розподілу частинок.

Сума всіх ординат дорівнює 1. Якщо тепер скласти ці ординати за виразом

$$F(d_j) = \sum_{i=1}^j \gamma_i, \quad (3.1)$$

то будемо мати функцію яка не зменшується і її називають сумарною або інтегральною характеристикою крупності за “мінусом” (рис. 3.2).

Описати аналітично такі функції немає можливості, бо вони неаналітичні. Однак були спроби описати дану інтегральну функцію гранулометричного складу за допомогою аналітичних рівнянь, адже це дає змогу виконувати аналітичні побудовання, що дає найбільш компактну інформацію.

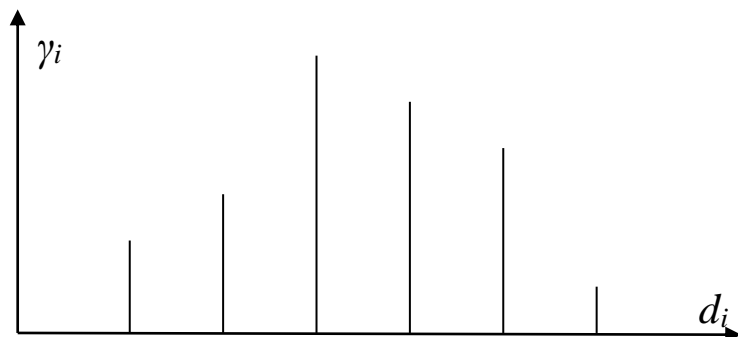


Рисунок 3.1. – Полігон розподілу частинок (часткова, диференційна функція)

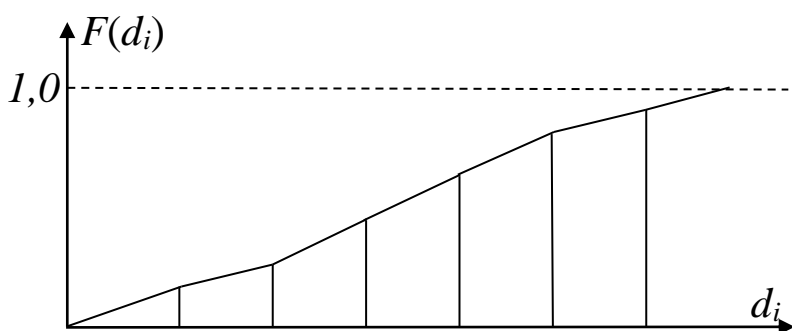


Рисунок 3.2. – Інтегральна функція розподілу частинок

Це широко відоме степеневе рівняння “Годена-Андреева”, яке має вигляд:

$$F(d_i) = A \cdot d_i^k, \quad (3.2)$$

де $F(d_i)$ – сумарний вихід класу менше розміру частинок d_i , %; d_i – розмір частинок; A і k – коефіцієнти рівняння, які залежать від розмірності частинок та вигляду інтегральної кривої гранулометричного складу.

Треба відмітити, що класичні закони розподілу є розподілом ймовірностей, а у збагачувальній практиці – це розподіл вмісту відповідних класів продукту. Таким чином, ми утотожнюємо кількість матеріалу з ймовірністю його переходу у відповідний клас (або фракцію).

При $k = 1$ (рис. 3.3) інтегральна крива має вигляд прямої лінії 1, якій відповідає рівномірний закон розподілу; при $k < 1$ інтегральна крива гранулометричного складу має випуклий вигляд та правоасиметричну щільність розподілу ймовірності (крива 2); при

$k > 1$ інтегральна крива гранулометричного складу має ввігнутий вигляд та лівоасиметричну щільність розподілу ймовірності (крива 3).

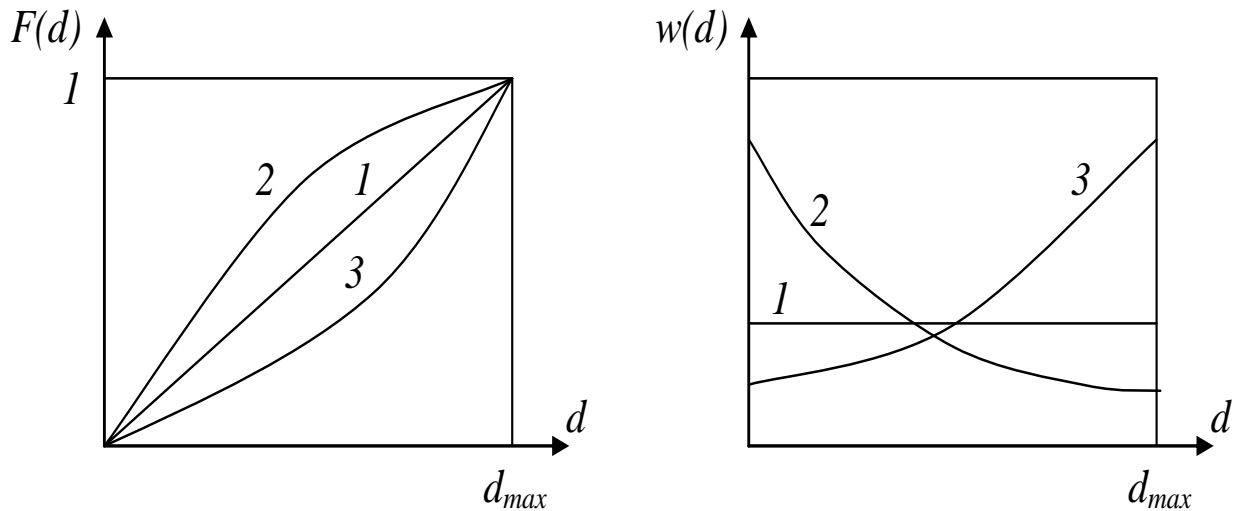


Рисунок 3.3. – Типові характеристики гранулометричного складу та відповідні щільності розподілу ймовірностей

Кращі результати співпаданя з практичними даними дає рівняння “Розіна-Рамлера”, яке має вигляд:

$$F(d_i) = 100 \cdot \left(1 - e^{-b \cdot d_i^n} \right), [\%] \quad (3.3)$$

де b і n – емпіричні коефіцієнти рівняння; d_i – розмір частинок.

Але на жаль, навіть це рівняння не завжди точно описує гранулометричний склад корисної копалини. Розподіл за крупністю зерен корисної копалини відображає процеси природного формування руд і може бути значно більш асиметричнішим та не підлягати опису жодним із наведених рівнянь. Тому в більшості випадків гранулометричний склад представляють деякою безліччю числових характеристик, які також, інтегральні, бо ці характеристики є не випадковими характеристиками випадкових величин. Ці характеристики будуються за відомим принципом механічних моментів:

$$\bar{X}_i = \int_0^{\infty} (X - m_X)^i \frac{dF(X)}{dX} dX \quad (3.4)$$

i називаються моментами i -го порядку, та залежно від значення i носять певну назву:

$i = 0$ – математичне сподівання – \bar{d} (момент нульового порядку),

$i=1$ – мода (зсув щодо математичного сподівання – момент першого порядку) (найбільш ймовірне значення величини),
 $i=2$ – дисперсія (середнє квадратичне відхилення, розосередження щодо математичного сподівання – момент другого порядку),
 $i=3$ – асиметрія (несиметрична мода – момент третього порядку),
 $i=4$ – ексцес (загостреність або сплюсненість екстремуму – момент четвертого порядку).

Інші моменти офіційно не визначені.

Чим більше математичне сподівання, тим, за звичай, симетричніше стає функція розподілу (рис. 3.4).

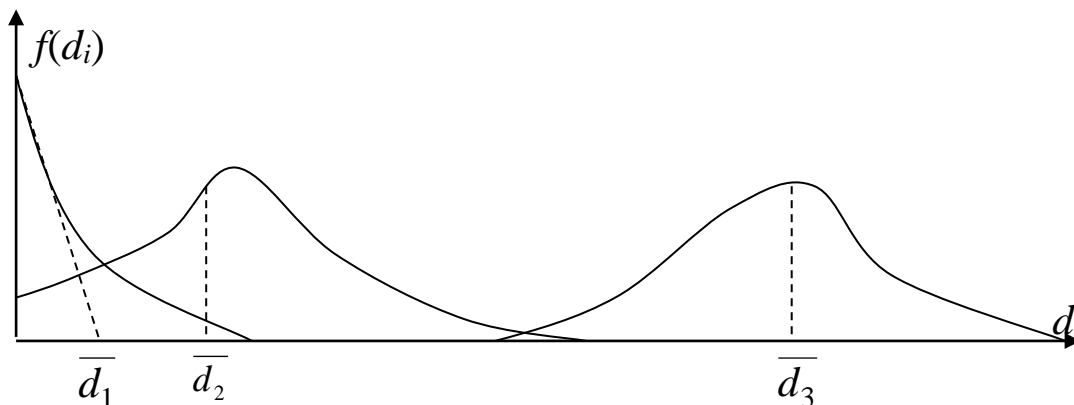


Рисунок 3.4. – Схема зміни моди розподілу при зміні крупності подрібнення

Математичне сподівання обчислюють, як середнє арифметичне спостережень X_i випадкової величини

$$\bar{X} = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N X_i . \quad (3.5)$$

Або як середньозважене значення, для якого необхідно мати в своєму розпорядженні “вагу” кожного значення. Окреме спостереження не може бути повторено, оскільки воно випадкове, тож штучно вводять можливі значення випадкової величини, які відповідають середнім значенням деяких відрізків значень (вузьких класів). Наприклад, йде випробування технологічного процесу через нерівні проміжки часу: $\Delta t_1, \dots, \Delta t_K$, показник якості приймає значення $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3, \dots, \alpha_K$. Середній показник якості одержують згідно формули:

$$\bar{\alpha} = \frac{\alpha_1 \cdot \Delta t_1 + \alpha_2 \cdot \Delta t_2 + \alpha_3 \cdot \Delta t_3 + \dots + \alpha_K \cdot \Delta t_K}{\Delta t_1 + \Delta t_2 + \Delta t_3 + \dots + \Delta t_K} = \frac{\sum_{i=1}^K (\alpha_i \cdot \Delta t_i)}{\sum_{i=1}^K \Delta t_i} .$$

Тут “вага” кожного спостереження дорівнює його вмісту в пробі:

$$\frac{\Delta t_i}{\sum_{i=1}^K \Delta t_i} = p_i. \text{ Це природно, оскільки за період часу } \Delta t_i \text{ пройде маса}$$

потoku $\Delta Q_i = q \cdot \Delta t_i$, де q – продуктивність потоку, яка є постійною величиною.

Інший приклад. Для деякої величини всі спостереження систематизовані і побудована гістограма (клітинна діаграма) розподілу (рис. 3.5). Тоді враховують значення середин інтервалів $X^{(i)}$, а “вага” кожного значення дорівнює площині відповідної клітини: $p = f(X^{(i)}) \cdot \Delta X$.

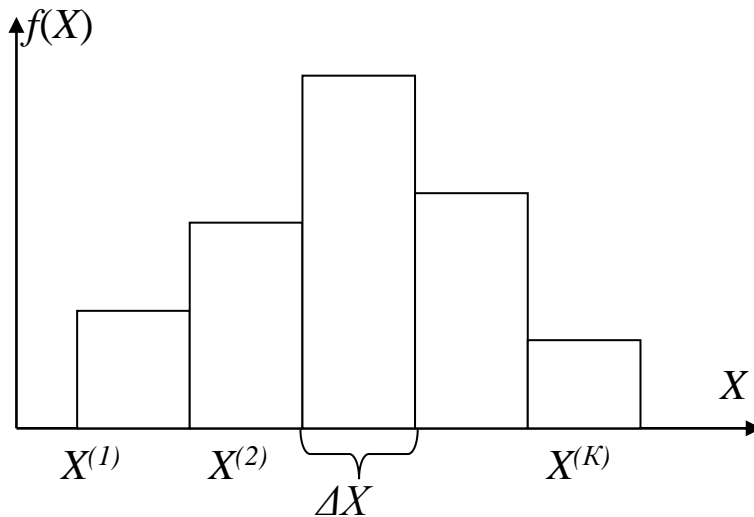


Рисунок 3.5. – Гістограма розподілу випадкової величини

Тоді середньозважене значення параметра відповідає

$$\bar{X} = \sum_{i=1}^K X^{(i)} f(X^{(i)}) \Delta X.$$

Вся решта характеристик розраховується аналогічно.

Слід пам’ятати, що середні значення є абстрактними величинами і не є найімовірнішими. Такими є моди.

Ще використовується безрозмірна величина, яка називається коефіцієнтом варіації, що оцінює наскільки суттєво впливає на величину випадкова складова:

$$V = \frac{\sigma_X}{X},$$

якщо $V > 0,3$, то суттєво, а коли $V < 0,3$ - несуттєво.

Питання для самоконтролю

1. Розмір частинок підкоряється закону розподілу, який зображено на рис. 3.6.

Вкажіть орієнтовно: середнє значення крупності, найімовірніше значення крупності, мінімальний розмір частинок, максимальний розмір частинок.

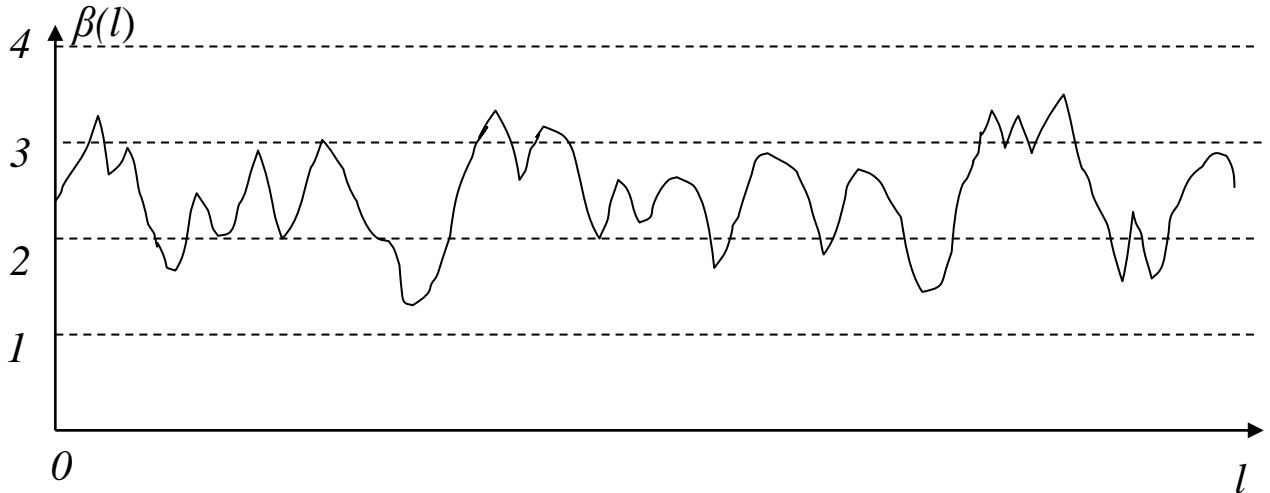


Рисунок 3.6. – Функція розподілу частинок за крупністю

2. Вміст корисної копалини в штабелі змінюється відповідно до функції рис. 3.7.

Визначте середнє значення, моду, максимальне значення, мінімальне значення і функцію розподілу.

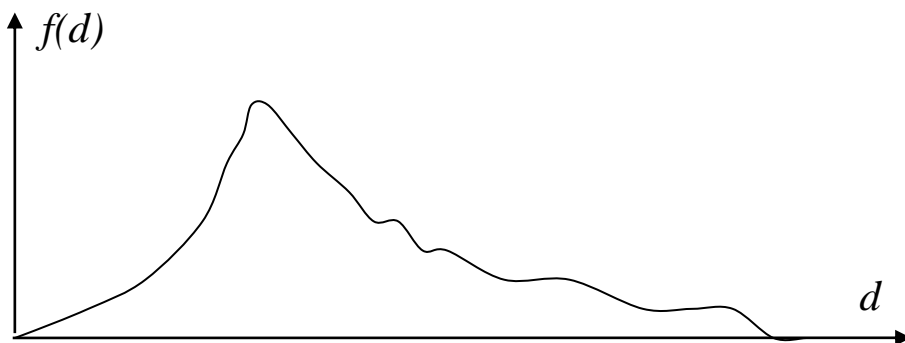


Рисунок 3.7. – Функція розподілу частинок за крупністю в штабелі руди

4. МІНІМАЛЬНА МАСА ПРОБИ

Мета розділу: показати, що існує залежність маси проби заданого об'єму від крупності частинок, які знаходяться в цьому об'єму.

У попередньому розділі, щоб отримати функції розподілу треба мати проби сировини, а щоб визначити масу проби, треба знати характеристики розподілу.

Таким чином, якщо масив корисної копалини не є дослідженим, або не був розробленим, то маємо протиріччя. Зазвичай таке протиріччя погоджується ітеративним шляхом. Для цього виконується випробування на підставі інженерної інтуїції і після обробки проб отримують шукані закономірності. Це перший крок – випадковість.

На підставі отриманих значень параметрів корисної копалини визначаються параметри випробування і виконують повторне випробування. Отримують уточнені параметри корисної копалини. Це другий крок – тенденція.

Порівнюючи два отриманих результати, роблять висновок про необхідність подальшого дослідження і таким чином, насамкінець, отримують правильні показники випробування. Це третій крок – закон.

З метою отримання аналітичних залежностей показників випробування від закономірностей розподілу показників властивостей корисної копалини будемо вважати, що останні достовірно визначені, тобто всі три кроки вже виконані.

Показниками властивостей сировини є текстурно-структурні ознаки: вкрапленість цінного мінералу (d_{BK}) і розміри рудних, малорудних та нерудних прошарків (L_P , L_{MP} , L_H), а також вміст цінного мінералу, як у прошарках, так і його найбільш ймовірне значення (мода).

Виконують випробування монолітного масиву, або зернистого (сипкого) матеріалу. Пробу від моноліту відколюють шматками. Таким чином, у кожному випадку, проба формується з шматків (частинок) корисної копалини. В залежності від співвідношення розміру частинок і розмірів текстурно-структурних ознак, частинки можуть бути відкритим рудним чи нерудним мінералом, або зростком з вмістом цінного мінералу $0 < \alpha < 1$. Взагалі вміст цінного мінералу у зростках змінюється від мінімального значення α_{min} до максимального α_{max} ($\alpha_{min} < \alpha < \alpha_{max}$).

Розглянемо модель блочної структури руди з рівномірно розташованими вкрапленнями цінного мінералу (рис. 4.1), де розмір рудного вкраплення $d_{вк}$ – розмір вкраплення цінного мінералу, за звичай до 1 мм, тому нижче і коли мова буде йти про вкраплення, то будемо вживати термін - частинки.; $r_{вк}$ – відстань між сусідніми вкрапленнями цінного мінералу; $L_{вк}$ – розмір мінімального блока руди.

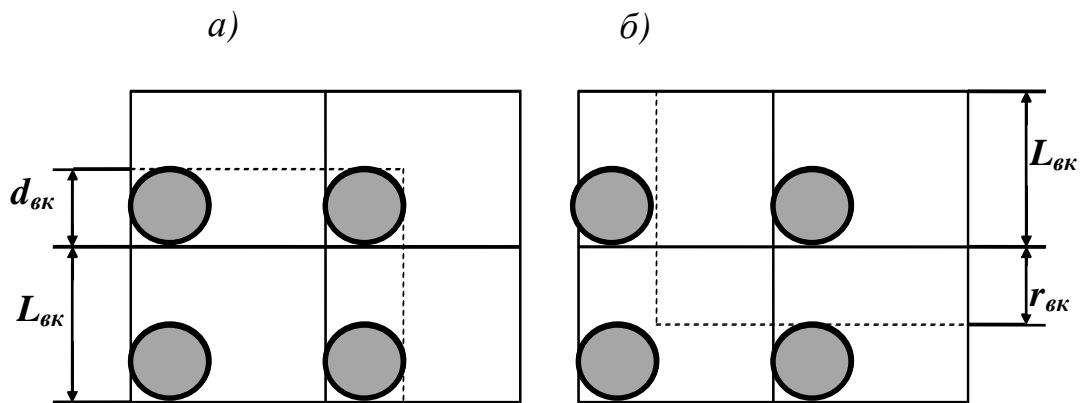


Рисунок 4.1. – Модель структури руди з рівномірно розташованими вкрапленнями цінного мінералу та можливі види отримання зростків:

a) – з максимальним вмістом цінного мінералу;

б) – з мінімальним вмістом цінного мінералу;

$d_{вк}$ – розмір вкраплення цінного мінералу;

$r_{вк}$ – відстань між сусідніми вкрапленнями цінного мінералу;

$L_{вк}$ – розмір блока руди

Коли розміри частинок (d) знаходяться у межах $L_{вк} < d < 2L_{вк}$, то вміст цінного компоненту буде максимальним при $d = L_{вк} + d_{вк}$. В цьому разі сусіднє вкраплення належить частинці з максимально можливим вмістом в ній цінного мінералу (рис. 4.1*a*)

$$\alpha_{\max} = \left(\frac{2 \cdot d_{вк}}{r_{вк} + 2 \cdot d_{вк}} \right)^3 \quad (4.1)$$

Якщо в частинці лише одне зерно, а відстань між зернами вкраплення подвійне, то маємо мінімальний вміст цінного мінералу (рис. 4.1*б*)

$$\alpha_{\min} = \left(\frac{d_{вк}}{2 \cdot r_{вк} + d_{вк}} \right)^3 \quad (4.2)$$

При розмірах $2L_{\text{БК}} < d < 3L_{\text{БК}}$ максимально можливий вміст цінного мінералу у частинці ($n=2$)

$$\alpha_{\text{max}} = \left(\frac{3 \cdot d_{\text{БК}}}{2 \cdot r_{\text{БК}} + 3 \cdot d_{\text{БК}}} \right)^3,$$

а мінімальний:

$$\alpha_{\text{min}} = \left(\frac{2 \cdot d_{\text{БК}}}{3 \cdot r_{\text{БК}} + 2 \cdot d_{\text{БК}}} \right)^3.$$

Узагальнюючи отримані дані для будь-якого розміру частинок ($nL_{\text{БК}}$), визначимо граничні значення вмісту в них цінного мінералу α_{min} та α_{max} :

$$\alpha_{\text{min}} = \left(\frac{n \cdot d_{\text{БК}}}{r_{\text{БК}} + n \cdot L_{\text{БК}}} \right)^3; \quad \alpha_{\text{max}} = \left(\frac{(n+1) \cdot d_{\text{БК}}}{d_{\text{БК}} + n \cdot L_{\text{БК}}} \right)^3.$$

В цьому випадку, вміст цінного мінералу у частинках даного розміру буде коливатись від α_{min} до α_{max} , а саме:

$$\left(K \frac{n \cdot d_{\text{БК}}}{r_{\text{БК}} + n \cdot L_{\text{БК}}} \right)^3 \leq \alpha \leq \left(K \frac{(n+1) \cdot d_{\text{БК}}}{d_{\text{БК}} + n \cdot L_{\text{БК}}} \right)^3 \quad (4.3)$$

де K – коефіцієнт, що враховує фактор форми вкраплення.

На рис. 4.2 наведено графіки граничних значень α_{min} та α_{max} в залежності від розміру частинки.

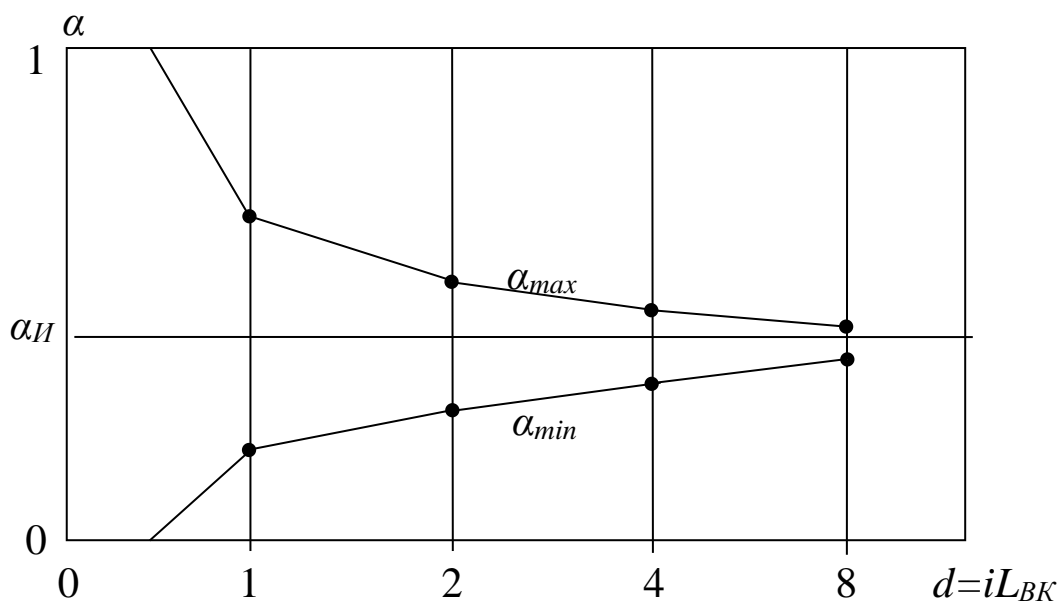


Рисунок 4.2. – Графіки зміни граничних значень вмісту цінного мінералу у частинках заданого розміру, кратного розміру блока руди.

Відповідно до цих кривих увесь продукт є розподілом на багаті та бідні зростки. Відкриті фракції є окремим випадком зростків.

Розглянемо, яким чином розподіляються зростки між фракціями. Для цього необхідно визначити значення розміру частинки, в якій різниця між мінімальним та максимальним вмістом цінного мінералу не є суттєвою, тоді отримаємо мінімальний розмір частинки, що за властивостями не відрізняється від моноліту.

Наприклад.

Вкраплення цінного мінералу складає $d_{вк} = 0,2$ мм, вміст цінного мінералу $\alpha = 0,3$. Яким повинен бути розмір частинки, в якому різниця граничних значень вмісту цінного мінералу не перевищує 1% відносних одиниць.

Розв'язок.

Знаходимо основні параметри блоку руди.

Відстань між сусідніми вкрапленнями цінного мінералу, складає:

$$r_{вк} = d_{вк} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{1}{\alpha}} - 1 \right) = 0,2 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{1}{0,3}} - 1 \right) = 0,1 \text{ мм.}$$

Тоді, розмір блоку руди $L_{вк} = d_{вк} + r_{вк} = 0,2 + 0,1 = 0,3$ мм.

Будемо надавати все більші значення n , поки відносна похибка не досягне заданого значення. Для наочності приймемо, що коефіцієнт, який враховує фактор форми вкраплення рівний одиниці ($K = 1$).

Спочатку візьмемо $n = 1$.

$$\alpha_{\min} = \left(K \frac{n \cdot d_{вк}}{r_{вк} + n \cdot L_{вк}} \right)^3 = \left(\frac{0,2}{0,1 + 0,3} \right)^3 = 0,125$$

$$\alpha_{\max} = \left(K \frac{(n+1) \cdot d_{вк}}{d_{вк} + n \cdot L_{вк}} \right)^3 = \left(\frac{2 \cdot 0,2}{0,2 + 0,3} \right)^3 = 0,512$$

$$\varepsilon = \frac{\alpha_{\max} - \alpha_{\min}}{\alpha_{\max}} = \frac{0,512 - 0,125}{0,512} = 0,76. \text{ Похибка дуже висока.}$$

Візьмемо $n = 10$.

$$\alpha_{\min} = \left(\frac{10 \cdot 0,2}{0,1 + 10 \cdot 0,3} \right)^3 = 0,27$$

$$\alpha_{\max} = \left(\frac{11 \cdot 0,2}{0,2 + 10 \cdot 0,3} \right)^3 = 0,32$$

$$\varepsilon = \frac{0,32 - 0,27}{0,32} = 0,174. \text{ Похибка залишається високою.}$$

При $n = 40$ маємо похибку близьку до 5%, а при $n = 150$ – 1,3%, і лише при $n = 200$ похибка менша ніж 1%.

Пошук закінчено. Мінімальний розмір шматка (частинки), що за властивостями вкрапленості і вмістом цінного компоненту не відрізняється від моноліту (для заданих умов $d_{\text{вк}} = 0,2$ мм, $\alpha = 0,3$) є $d = 200L_{\text{вк}} = 60$ мм. Це буде означати, що у місті випробування треба відбирати шматки не менше 60 см. Один шматок – точкова проба.

Аналогічно розглядаючи пульпу, як матричну структуру можемо визначити мінімальний обсяг пульпи з метою визначення вмісту твердої фази в ній.

Реперними характеристиками в ній можуть бути максимальна крупність частинок d і об'ємний вміст твердого q_m . Середня відстань між частинками твердої фази в пульпі буде визначатися, як:

$$r = d \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{q_m}} - 1 \right),$$

а різниця у вмісті твердого може бути визначена як:

$$\left(K \frac{n \cdot d}{r + n \cdot L} \right)^3 \leq q_m \leq \left(K \frac{(n+1) \cdot d}{d + n \cdot L} \right)^3.$$

Якщо припустима погрішність складає 1%, максимальна крупніють частинок 1 мм і об'ємний вміст твердого $q_m = 0,3$, то потрібний обсяг пульпи буде 7,5 літрів.

Розглянемо випадок впливу на масу проби текстурних ознак руди.

Наприклад, залізну руду характеризують рудні прошарки, малорудні та нерудні. Кожен із прошарків чисельно характеризується товщиною, тобто L_P , L_{MP} , L_H ; в яких міститься цінний мінерал у кількості α_P , α_{MP} , α_H . Середній вміст мінералу в руді складає:

$$\alpha = \frac{\alpha_P \cdot L_P + \alpha_{MP} \cdot L_{MP} + \alpha_H \cdot L_H}{L_P + L_{MP} + L_H}.$$

Коли руда подрібнюється, то в грудках зосереджується різна кількість всіх прошарків, тому вміст цінного мінералу в них теоретично різний. Насамкінець, існує грудка такого розміру більш за який якісні характеристики грудок будуть несуттєвими. Мінімальний вміст в грудках буде таким, що крім набору всіх прошарків буде ще один нерудний, а максимальний вміст буде, коли включають ще один рудний прошарок. Взагалі, ці співвідношення є такими:

$$\alpha_{\max} = \frac{\alpha_P \cdot L_P + N \cdot \sum(\alpha_i \cdot L_i)}{L_P + N \cdot \sum L_i}, \quad \alpha_{\min} = \frac{\alpha_H \cdot L_H + N \cdot \sum(\alpha_i \cdot L_i)}{L_H + N \cdot \sum L_i},$$

де N – кількість наборів прошарків у грудці руди.

Проведемо оцінку різниці даних величин за умови, що $L_P = 0,5$ см, $L_{MP} = 1$ см, $L_H = 1,5$ см, $\alpha_P = 0,5$, $\alpha_{MP} = 0,2$, $\alpha_H = 0,1$.

При $N=10$.

$$\alpha_{\min} = \frac{6+0,15}{30+1,5} = 0,195, \quad \alpha_{\max} = \frac{6+0,25}{30+0,5} = 0,205, \quad \text{похибка } \varepsilon = 0,05.$$

$N=50$.

$$\alpha_{\min} = \frac{30+0,15}{150+1,5} = 0,1990, \quad \alpha_{\max} = \frac{6+0,25}{30+0,5} = 0,20, \quad \text{похибка } \varepsilon = 0,01.$$

Розмір грудок для $N=10$ становить $d = N \cdot \sum L_i = 30$ см. Маса проби

визначиться: $q = \frac{\pi}{6} \cdot d^3 \cdot \delta = 0,52 \cdot 0,3^3 \cdot 3500 \approx 50$ кг – для $\varepsilon = 0,05$.

Таким чином, для визначення розмірів рудних прошарків потрібні рудні шматки розміром не менше 30 см. Такі шматки треба відбирати у забої підірваного рудного масиву і екскаватором на самоскид.

Якщо прийняти $N=50$ розмір шматків становить $d = 150$ см, тоді

маса проби становить: $q = \frac{\pi}{6} \cdot d^3 \cdot \delta = 0,52 \cdot 1,5^3 \cdot 3500 = 6132$ кг.

Таким чином, більша точність визначення показників потребує значної маси проби. Промислове значення похибки не повинно перевищувати, як завжди 5%.

Розглянемо випадок формування проби з малих частинок.

Візьмемо деякий об'єм у вигляді куба, у якого сторона є L . У ньому можуть щільно розташуватися кулі (частинки) діаметром d в

кількості $n = \frac{L}{d}$ штук. Відповідно до аксіоми Архімеда величина n

може бути або цілим числом, або буде залишок C , менший 1 ($C < 1$).

Ціле число n_1 є кількістю куль у об'ємі, а C – незайнята частина куба.

Визначимо коефіцієнт заповнення K_3 будь якого об'єму однаковими кулями діаметром d . Об'єм зайнятий кулями дорівнює:

$$V_T = \frac{\pi}{6} \cdot d^3 \cdot n_1 \quad (4.4)$$

Загальний об'єм $V = L^3$. Коефіцієнт заповнення буде наступним:

$$K_3 = \frac{V_T}{V} = \frac{\pi}{6 \cdot L^3} \cdot d^3 \cdot n_1 \quad (4.5)$$

Кількість куль дорівнює: $n_1 = \left(\frac{L}{d} - C\right)^3$ і таким чином, отримуємо:

$$\begin{aligned} K_3 &= \frac{\pi \cdot d^3}{6 \cdot L^3} \left(\frac{L}{d} - C\right)^3 = \frac{\pi \cdot d^3}{6 \cdot L^3} \left(\frac{L^3}{d^3} - 3 \cdot \frac{L^2}{d^2} \cdot C + 3 \cdot \frac{L}{d} \cdot C^2 - C^3\right) = \\ &= \frac{\pi}{6} \cdot \left(1 - 3 \cdot \frac{d}{L} \cdot C + 3 \cdot \frac{d^2}{L^2} \cdot C^2 - C^3\right). \quad C = \frac{L}{d} - \text{int}\left(\frac{L}{d}\right). \end{aligned} \quad (4.6)$$

Операція *integer* означає цілу частину від відношення.

Таким чином, коефіцієнт заповнення залежить від розміру частинок, і чим менше відношення $\frac{d}{L}$ тим менше ця залежність, і

коли $d \rightarrow 0$, $K_3 \rightarrow \frac{\pi}{6}$. Однак ми скористалися ідеальним підходом, в

дійсності завжди є залежність $K_3 = f(d)$, тому за стабільне значення коефіцієнту заповнення можна говорити з деякою похибкою.

Візьмемо значення малої похибки (ε). Нехай це буде $\varepsilon = 0,05$. Так як $\frac{d}{L} \leq 1$ і $C < 1$, то добуток цих величин при високих ступенях досить

швидко прямує до нуля при зменшенні відношення $\frac{d}{L}$. Другий

додаток у виразі (4.6) на порядок більше третього і на два порядки четвертого, тому зосередимо увагу на перших двох членах розкладу,

тобто $1 - 3 \cdot \frac{d}{L} \cdot C = 0,95$. Звідси визначаємо мінімальне значення

сторони кубічної ємності, що має коефіцієнт заповнення майже стабільний при підвищенні об'єму проби:

$$3 \cdot d \cdot C = (1 - 0,95) \cdot L; \quad L = \frac{3 \cdot d \cdot C}{\varepsilon}; \quad (L)^3 = \left(\frac{3 \cdot d \cdot C}{\varepsilon}\right)^3.$$

А мінімальний об'єм становить: $V = \left(\frac{3 \cdot C}{\varepsilon}\right)^3 \cdot d^3$.

Звертаємо увагу на те, що у чисельнику стоїть величина, що віддзеркалює похибку методу, а в знаменнику – потрібна точність виміру.

Мінімальна маса залежить від щільності сировини, що підлягає випробуванню:

$$q = \left(\frac{3 \cdot C}{\varepsilon} \right)^3 \cdot \delta \cdot d^3. \quad (4.7)$$

Надалі будемо позначати: ε_{II} – похибка методу вимірювання ($\varepsilon_{II} \equiv C$), ε – потрібна точність виміру ($\varepsilon \equiv \varepsilon_3$).

Наприклад. Визначити мінімальну масу проби, при умовах, що $\varepsilon_{II} = 0,05$, $\varepsilon_3 = 0,01$, щільність руди 3500 кг/м^3 , максимальний розмір грудки 30 мм .

Мінімальна маса проби, в системі СІ буде дорівнювати:

$$q = \left(\frac{3 \cdot 0,05}{0,01} \right)^3 0,0035 \cdot 3^3 \approx 319 \text{ кг}.$$

Коли виконується фракційний аналіз, або аналізують функцію розподілу частинок за крупністю, необхідно для кожного класу мати представницьку масу проби, з тим, щоб найбільш точніше виконати вимір вмісту цього класу. На цій підставі можна записати, що у загальній масі частинок мінімальна маса деякого вузького класу займає вміст у кількості:

$$p_i(d) = \frac{q_i}{m_{II}}$$

де m_{II} – загальна маса проби.

Чим менше $p_i(d)$ тим більше потрібна маса проби. Тож вибираємо мінімальній вміст класу в сировині $p_i(d) = p_{i \min}(d)$, а для класу, має більший вміст мінімальна маса проби буде ще більше вірогідною.

Тоді мінімальна маса загальної проби становить:

$$m_{II} = \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{II} \cdot d}{\varepsilon_3} \right)^3 \delta \frac{1}{p_{i \min}(d_i)}.$$

Співвідношення між розміром частинок та їх вмістом різноманітне, тому повинна бути впевненість, що вибрана фракція всебічно відображає пробу. Такої впевненості заздалегідь немає, тому необхідно виконати деяке усереднення. Середньозважена величина становить:

$$\bar{m}_{II} = \sum \frac{q_i}{p \cdot (d_i)} p(d_i) = \sum_{i=1}^n \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{II}}{\varepsilon_3} \right)^3 d_i^3 \cdot \delta.$$

Таким чином, мінімальна маса проби для визначення

гранулометричного складу буде дорівнювати сумі мінімальних мас вузьких класів крупності:

$$m_{II} = \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{II}}{\varepsilon_3} \right)^3 \cdot \delta \cdot \sum_{i=1}^n d_i^3.$$

Отже, чим вужче діапазон зміни крупності частинок у пробі, тим меншою має бути мінімальна маса проби і навпаки, чим ширший діапазон зміни крупності частинок, тим більшою має бути мінімальна маса проби.

Наприклад.

1. Діапазон зміни крупності частинок розбитий на 3 інтервали зі значеннями 1, 3, 7 мм. Визначити масу проби, при умові, що $\varepsilon_{II} = 0,05$, $\varepsilon_3 = 0,01$, щільність руди 3500 кг/м^3 .

Рішення.

Мінімальна маса проби становить:

$$m_{II} = \left(\frac{1 \cdot 0,05}{0,01} \right)^3 \cdot 0,0035 \cdot (0,1^3 + 0,2^3 + 0,7^3) = 0,154 \text{ кг.}$$

2. Діапазон зміни крупності частинок розбитий на 5 інтервалів зі значеннями 1, 5, 10, 15, 20 мм. Визначити масу проби, при умові, що $\varepsilon_{II} = 0,05$, $\varepsilon_3 = 0,01$, щільність руди 3500 кг/м^3 .

$$m_{II} = \left(\frac{1 \cdot 0,05}{0,01} \right)^3 \cdot 0,0035 \cdot (0,1^3 + 0,5^3 + 1,0^3 + 1,5^3 + 2^3) = 5,5 \text{ кг.}$$

Розподіл корисної копалини за щільністю δ_i (визначення фракційного складу) приводить до аналогічної формули, якщо прийняти в якості узагальненого параметра крупність частинок d_{max} , яка знаходиться у масі матеріалу, що випробується. Тоді маса проби становить:

$$m_{II} = \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{II} \cdot d_{max}}{\varepsilon_3} \right)^3 \cdot \sum_{i=1}^n \delta_i.$$

Щільність частинок пов'язана із вмістом в них цінного мінералу α :

$$\delta_i = \frac{\delta_2 \cdot \delta_1}{\delta_2 - \alpha_i \cdot (\delta_2 - \delta_1)},$$

де $\delta_2 > \delta_1$ і позначає щільності цінного та нецінного мінералів, відповідно. Отже, можна знайти вираз для обчислення мінімальної маси проби для визначення функції розподілу зростків:

$$m_{\Pi} = \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{II} \cdot d_{\max}}{\varepsilon_3} \right)^3 \cdot \delta_2 \cdot \delta_1 \sum_{i=1}^n \frac{1}{\delta_2 - \alpha_i \cdot (\delta_2 - \delta_1)}.$$

Відомо, що в залежності від розміру частинок змінюється вміст у ній цінного мінералу. Тому подрібнена маса частинок характеризується двомірною функцією розподілу: за розміром частинок, та за щільністю.

У цьому разі відношення між вмістом класу, фракції і мінімальною масою приймає вигляд:

$$p(\alpha_j / d_i) \cdot p(d_i) = \frac{C \cdot d_i^3 \cdot \delta_j}{m_{\Pi}}.$$

На підставі даного співвідношення при усередненні, маємо:

$$\sum_j \sum_i p(\alpha_j / d_i) \cdot p(d_i) \cdot \frac{C \cdot d_i^3 \cdot \delta_j}{p(\alpha_j / d_i) \cdot p(d_i)} = \sum_j \sum_i (C \cdot d_i^3 \cdot \delta_j) = m_{\Pi},$$

де $C = \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{II}}{\varepsilon_3} \right)^3.$

Коли за кожним виміром регламентується окрема точність, тоді під символ суми переходять і точності характеристики:

$$\sum_j \sum_i (C_{ij} \cdot d_i^3 \cdot \delta_j) = m_{\Pi}, \quad C_{ij} = \left(\frac{k \cdot \varepsilon_{ijII}}{\varepsilon_{ij3}} \right)^3.$$

Таким чином, при визначенні мінімальної маси проби для дослідження функцій розподілу параметрів корисної копалини необхідно складати значення її параметрів, що характеризують вузькі класи.

Проте, при відборі проби для виконання аналізу на розкриття рудного мінералу необхідно знати мінімальну масу, яку визначають на підставі закономірностей розподілу цінного мінералу. В цьому випадку для вирішення такого протиріччя потрібно використовувати експериментальний пошук. Сутність такого пошуку полягає у наступному.

Від масиву подрібненої корисної копалини відбирають пробу у кількості, що визначена на підставі промислових випробувань – q_1 .

Виконують фракційний аналіз і отримують функцію розкриття – $F_1(\alpha)$.

Відбирають другу, наприклад, більшу пробу – q_2 .

Знову виконують фракційний аналіз та отримують – $F_2(\alpha)$.

Відповідно з отриманими функціями виконують перевірку їх на ідентичність відповідно з критерієм χ^2 -Пірсона:

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{F_1(\alpha_i) - F_2(\alpha_i)}{F_1(\alpha_i)} \right)^2.$$

Далі, згідно з таблицями розподілу χ^2 -Пірсона, відповідно із довірчої ймовірності $P_{\text{ДОВ}}$ і кількості інтервалів фракційного аналізу n визначають теоретичне значення критерію $\chi_T^2 = f(P_{\text{ДОВ}}, n)$. І якщо $\chi_T^2 > \chi^2$, то розходження між функціями $F_1(\alpha)$ і $F_2(\alpha)$ несуттєве, тож треба продовжити пошук мінімальної маси проби. Так як друга проба була більшою, то необхідно відбирати вже третю пробу меншого об'єму порівняно з першою.

Знову виконують фракційний аналіз і знаходять функцію $F_3(\alpha)$. Перевіряють відповідність функцій $F_1(\alpha)$ і $F_3(\alpha)$. І якщо $\chi_T^2 < \chi^2$, то перша проба буде мінімальною.

Зазвичай завдання на відбір проби формулюють як об'ємну кількість: «Візьмеш одне відро». І якщо це моноліт, то зазвичай молотком чи кувалдою він руйнується, а потім відбирається потрібна кількість частинок. У будь-якому випадку проба виходить у вигляді сипкої маси з визначеним розміром грудок (частинок). Проби набирають у ємність, і її об'єм заповнюється пробєю частково. Інше – порожнечі. Степінь заповнення є випадковою величиною, яка має характеристиками числа, головне з яких коефіцієнт заповнення – мода. Дослідження функції розподілу коефіцієнта заповнення в залежності від крупності частинок і об'єму заповнення, показало, що мода цього розподілу стабілізується біля значення 0,65 і не залежить від крупності частинок у визначеному інтервалі значень. Цей інтервал розширюється, якщо об'єм збільшується. При постійному об'ємі коефіцієнт заповнення зменшується зі збільшенням крупності частинок. Ця зміна показана на рис. 4.3.

На підставі рис. 4.3 можна зробити висновок, що значення d , при якому коефіцієнт заповнення починає зменшуватися, для заданого об'єму є шуканий мінімальний об'єм. Для частинок розміру d_1 мінімальний об'єм V_1 , для $d_2 \rightarrow V_2$. Об'єм V_4 відповідає розміру d_4 .

Подрібнені частинки являють собою випадкову сукупність з визначеною функцією розподілу $F(d)$. У загальний об'єм проби кожна фракція крупності вносить збільшення об'єму, пропорційне збільшенню функції розподілу: $\Delta F(d)$. Для малих частинок

необхідний малий об'єм. Зі збільшенням розміру частинок збільшується мінімальний об'єм, тобто:

$$V = \sum V_i = \left(\frac{3 \cdot C}{\varepsilon} \right)^3 \cdot \sum d_i^3 \cdot \Delta F(d_i).$$

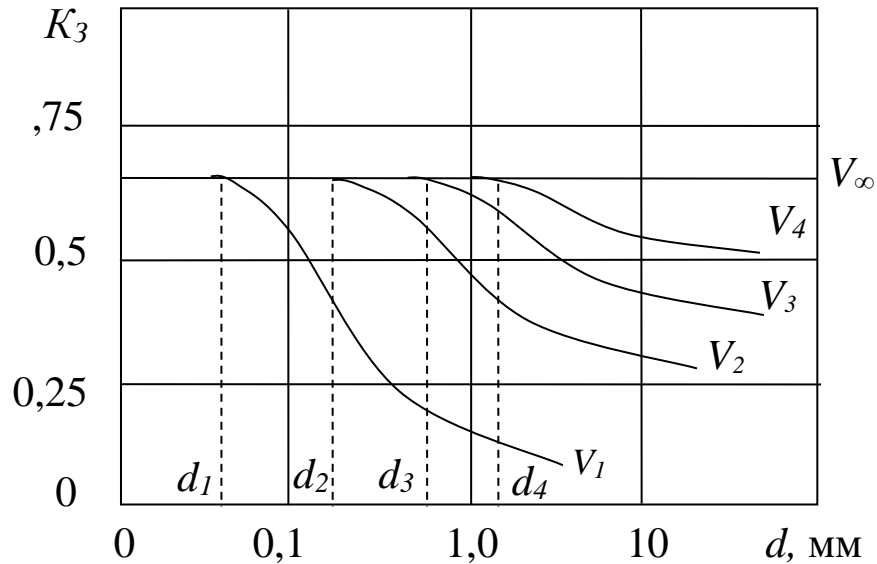


Рисунок 4.3. – Залежність мінімально допустимого об'єму проби від розміру частинок матеріалу

В пробі розмір частинок змінюємо від d_{MIN} до d_{MAX} . Переходячи до неперервних величин, і з огляду на те, що похибка залежить від $\frac{d}{L}$, одержимо вираз мінімального об'єму проби для частинок випадкової сукупності розмірів:

$$V_{MIN} = \int_{d_{MIN}}^{d_{MAX}} \left(\frac{3 \cdot C}{\varepsilon} \right)^3 \cdot d^3 \cdot f(d) \partial d, \quad (4.8)$$

де $f(d) = \frac{\partial F(d)}{\partial d}$.

Ця величина об'єму найбільш представницька для випробування. Але, головний недолік цієї формули, що для кожної проби необхідно робити вимірювальну коробку. З цієї причини перейшли на більш грубу формулу, але значно більш зручну: замінили об'єм масою проби. Маса, як відомо, залежить від щільності матеріалу δ , що підлягає випробуванню. Тоді:

$$P_{MIN} = V_{MIN} \cdot \delta = \delta \cdot \int_{d_{MIN}}^{d_{MAX}} \left(\frac{3 \cdot C}{\varepsilon} \right)^3 \cdot d^3 \cdot f(d) \partial d.$$

Отриманий вираз є теоретичним. У повсякденній діяльності випробування інтегрування відлякує виробничий інженерно-технічний персонал і тому користуються емпіричними виразами, оскільки для окремих підприємств константи у виразі, щодо P_{MIN} , не змінюються, а зміні підлягає тільки крупність. Функції розподілу теж істотної зміни не перетерплюють, і тому вираз для мінімальної маси намагаються записати через найбільше яскраво виражену характеристику крупності, яку розраховувати не потрібно. Це максимальний розмір частинки, що є в масиві – d_{MAX} . Таким чином, для практичного користування застосовують формулу мінімальної маси у вигляді

$$P_{MIN} = K \cdot d_{MAX}^3.$$

Оцінимо значення коефіцієнтів. Значення $C = 0,9$, як найбільш гіршого варіанта заповнення. Щільність частинок $\delta = 3500$ кг/м³.

Тоді маса проби, що складається з однакових частинок, буде:

$$P = \left(\frac{3 \cdot 0,9}{0,05} \right)^3 3500 \cdot d^3 = 166212 \cdot 3500 \cdot d^3 = 581742 \cdot 10^3 d^3 \text{ кг.}$$

Переведемо лінійні розміри в мм, тоді:

$$P = 581742 \cdot 10^3 \cdot 10^{-9} \cdot d_{MAX}^3 = 0,58 \cdot d_{MAX}^3 \text{ [кг]}, \quad [d] = [\text{мм}].$$

Як бачимо, формула виходить простою і легко запам'ятовується, тому в Державному стандарті та у довідковій літературі знайшли велике поширення саме такі формули:

$$q = K \cdot d_{MAX}^\alpha \tag{4.9}$$

в яких, за звичай, мінімальну масу проби позначають латинською літерою – q , та у який для кожного випадку підбираються коефіцієнти K і α . Зазвичай коефіцієнт K лежить у межах $0,06 \leq K \leq 0,2$ і $\alpha = 2$.

Мінімальна проба формується різними способами. Найбільш розповсюдженим є складання проби з, так званих, **точкових проб**. Точкова проба відповідає миттєвому відбору порції продукту з потоку, що рухається. Наприклад, якщо є процес (рис. 4.4). У моменти часу t_i відбирають точкові проби протягом часу Δt . Ці проби

зливають (зсипають) в одну ємність (отримують об'єднану пробу). Коли набрали мінімальну масу проби, випробування припиняють.

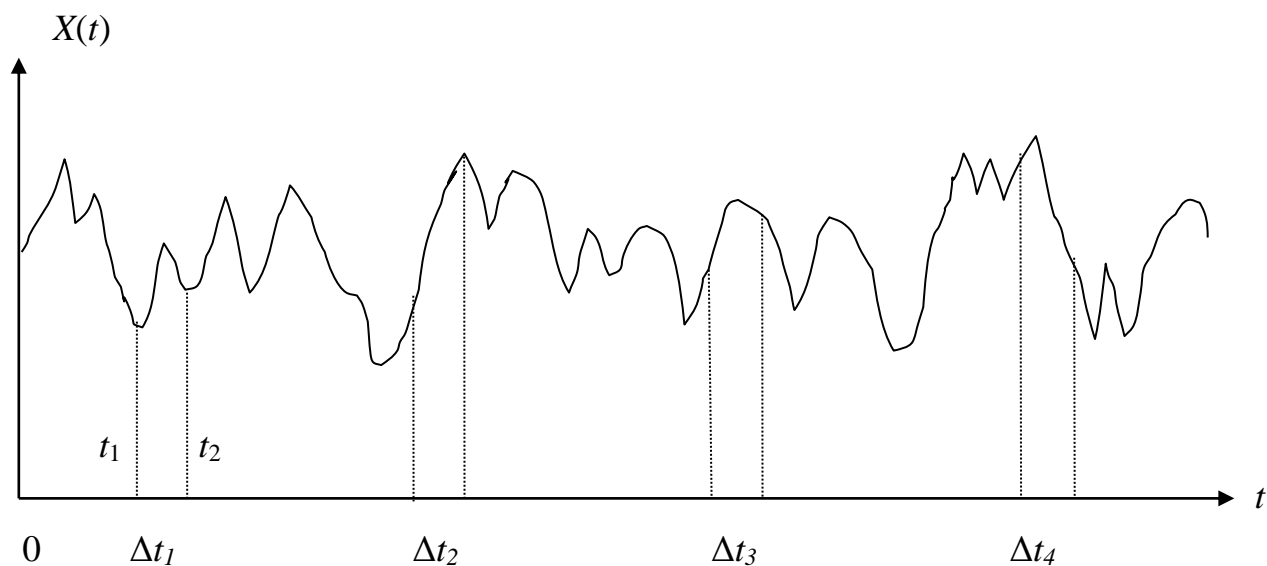


Рисунок 4.4. – Схема випробування випадкового процесу

Щоб користуватись вищенаведеними формулами не завжди є спроможність визначити числові характеристики сировини, тому є останній спосіб, що потребує більше фізичних затрат, але дає змогу визначити параметри випробування практично без обчислень – експериментальний.

Питання для самоконтролю

- 1. На рис.4.4 порівняйте результати випробування з дійсним значенням якості процесу.*
- 2. Знайдіть мінімальний об'єм проби, якщо вкrapлення 0,1 мм, а вміст корисного мінералу 50%*
- 3. Намалюйте двовимірну функцію розподілу зросткі, якщо середній вміст цінного мінералу 30%, а вкrapленість 200мкм.*

5. ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНЕ ВИЗНАЧЕННЯ МІНІМАЛЬНОЇ МАСИ ПРОБИ

Мета розділу – викладення методики експериментального визначення мінімальних мас проб.

Мінімальна маса проби залежить від крупності частинок і збільшення маси пропорційно допустимій похибці. У результаті формула набуває вигляд:

$$q = \int_0^{d_{MAX}} \left(\frac{\sigma_K^2 \cdot (d)}{\sigma_{K\delta on}^2} \right)^3 \cdot \delta \cdot d^3 \cdot f(d) \partial d. \quad (5.1)$$

де $\sigma_{\delta on}^2$ – припустима похибка контролю (довідкові дані); δ – щільність продукту; $f(d)$ – функція розподілу частинок за крупністю; σ_K^2 – похибка, що внесена розміром проби (куськове випробування).

Знову звертаємо увагу на те, що в чисельнику – похибка визначення значень, а в знаменнику – потрібна точність виміру.

На рис. 5.1 наведена функція похибки виміру розміру частинок в залежності від її розміру, а на рис. 5.2 інтегральна функція розподілу частинок за крупністю.

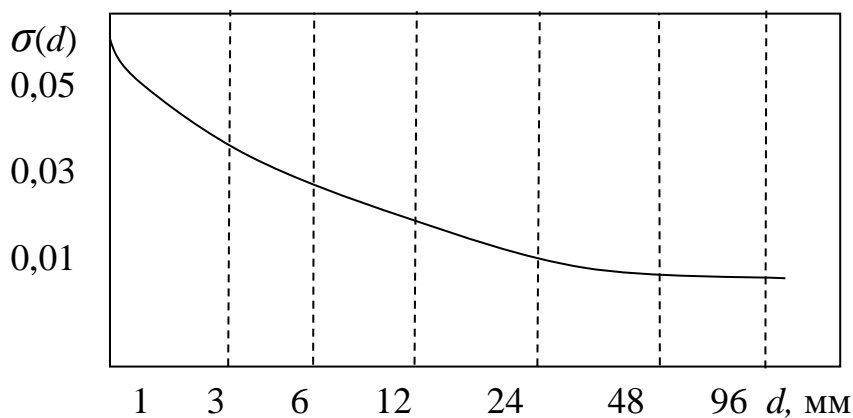


Рисунок 5.1 - Крива залежності похибки від розміру частинок

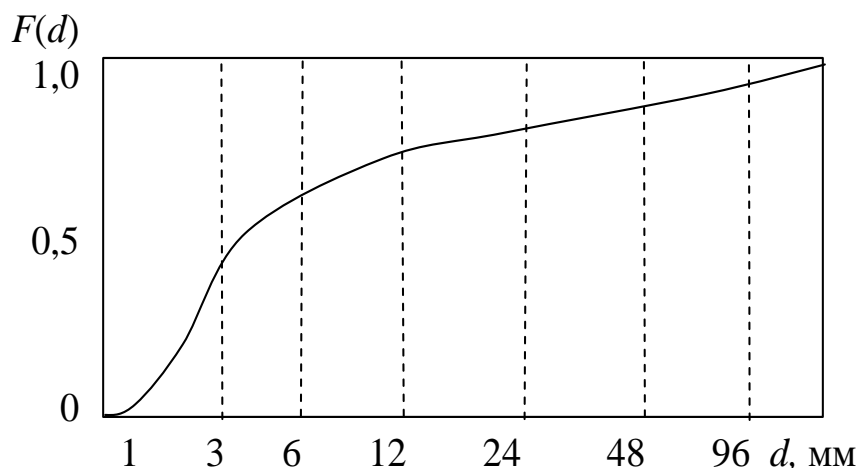


Рисунок 5.2 – Функція розподілу частинок за крупністю

Функція розподілу частинок зазвичай має складний вираз і інтеграли від таких функцій не беруться, тому розрахунок роблять за дискретними формулами (чисельно). Тоді

$$q = \frac{\delta \cdot \Delta d}{\sigma_{\text{дон}}^2} \sum_{i=1}^K \left(\sigma_K^2 \cdot (d_i) \cdot d_i^3 \cdot f(d_i) \right), \text{ а оскільки}$$

$$f(d) \cdot \Delta d = \Delta F(d_i) \text{ то}$$

$$q = \frac{\delta}{\sigma_{\text{дон}}^2} \cdot \sum_{i=1}^K \sigma_K^2 \cdot (d_i) \cdot d_i^3 \cdot \Delta F(d_i),$$

де $K = \frac{d_{\text{max}}}{\Delta d}$.

Розрахунок мінімальної маси зводимо до табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Розрахунок мінімальної маси

d_i	$\Delta F(d_i)$	$\sigma_K^2(d)$	d_i^3	2·3·4
d_1				
d_2				
....				
d_K				

Сучасне трактування поняття формули мінімальної маси сформувалося в ході тривалого розвитку теоретичних розробок і експериментальних досліджень. Основа проблема полягає у виборі показника степені величини крупності матеріалу, що підлягає випробуванню. Звичайно перші уявлення розгляду приводили до степені, що дорівнює трьом. Однак, невідповідність цих формул у більшості випадків привело до евристичного їх відбору. Основою визначення коефіцієнтів K і α є наступна методика.

Беруть два класи крупності матеріалу, що підлягає випробуванню: d_1 і d_2 , для яких необхідно підібрати мінімальну масу проб q_1 і q_2 . Проби послідовно зменшують у два рази і після кожного шагу зменшення формують по 16 проб. Визначають у них вміст цінного компонента. І на основі 16-ти проб розраховують середню квадратичну похибку (рис. 5.3, 5.4). Одержують функції $\sigma = f(q)$. Беруть такі значення маси, коли згадані функції стають приблизно горизонтальними, ці значення будуть відповідати мінімальним масам. Згідно до цього, розв'язують систему двох рівнянь

$$\begin{cases} q_{1\text{min}} = K \cdot d_1^\alpha \\ q_{2\text{min}} = K \cdot d_2^\alpha \end{cases}$$

та знаходять невідомі коефіцієнти K і α .

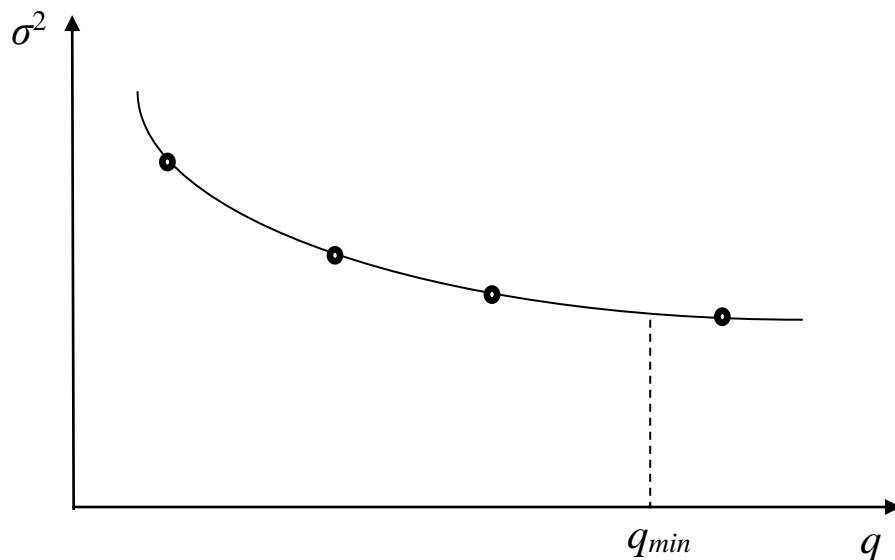


Рисунок 5.3 – Крива експериментального пошуку мінімальної маси

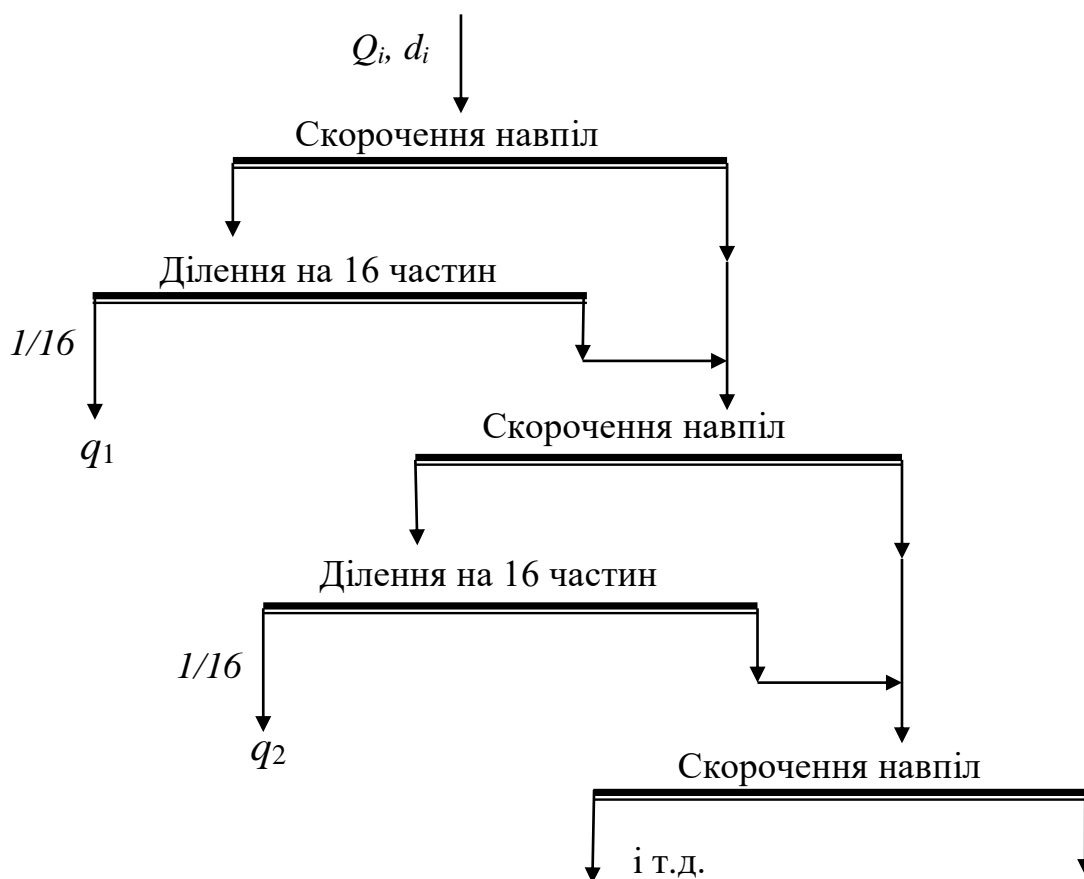


Рисунок 5.4 – Схема підготовки проб для дослідження похибки вибору мінімальної маси

Спочатку з першого рівняння отримують коефіцієнт K , який підставляють у другий вираз:

$$K = \frac{q_1}{d_1^\alpha}; \rightarrow q_2 = \frac{q_1}{d_1^\alpha} \cdot d_2^\alpha; \quad (5.2)$$

Потім вираз логарифмують:

$$\begin{aligned} \ln(q_2 \cdot d_1^\alpha) &= \ln(q_1 \cdot d_2^\alpha) \\ \ln q_2 + \alpha \cdot \ln d_1 &= \ln q_1 + \alpha \cdot \ln d_2. \end{aligned}$$

Вирішують відносно α , та отримують вираз:

$$\alpha = \frac{\ln q_2 - \ln q_1}{\ln d_2 - \ln d_1}.$$

Підставляють значення і обчислюють коефіцієнт α .

Після цього за допомогою рівняння 5.2 знаходять коефіцієнт K .

Питання для самоконтролю

1. Для даних на рис. 5.1 і 5.2 розрахуйте мінімальну масу проби. Всі потрібні розрахунки зведіть в таблиці.

5.1. Мінімальна маса проби для визначення гранулометричного складу сипкого продукту

Мета розділу – особливості визначення мінімальних мас проб для ідентифікації функції розподілу

Метою такого випробування є одержання функції розподілу частинок за крупністю. Кожен клас крупності повинен бути відповідно представлений у пробі. Таким чином, якщо визначати параметри вузького класу крупності та для нього визначати мінімальну масу і так чинити для кожного класу, а вже потім визначені об'єми додавати, то загальна проба буде невиправдано великою. Тож пропонується наступна методика.

1. Визначаються частинки з максимальним розміром в масиві і для цього класу визначається мінімальна маса.

$$q_{\min}(d_{\max}) = \frac{V_{\min} \cdot \delta}{K_{зан}},$$

де V_{\min} – мінімальний об'єм проби; δ – щільність корисної копалини; $K_{зан}$ – коефіцієнт заповнення об'єму сипкою масою.

2. Відбирається проба масою значно більшою ніж $q_{\min}(d_{\max})$, зважується і розсівається на ситі з розміром чарунки сита меншою, ніж максимальний кусок руди: $d_{\max} > d_{ч}$. Залишок на ситі – клас $+d_{\max}$

кількістю $P(d_{max})$ (тобто $1-p(d_{max})$) буде відповідати вмісту його у масиві:

$$p(d_{max}) = \frac{P(d_{max})}{q_{II}}$$

Звідси маємо масу проби для гранулометричного складу сипкої маси:

$$q_{II} = \frac{P(d_{max})}{p(d_{max})}$$

Питання для самоконтролю

Намалюйте функцію розподілу частинок, які існують у зливі класифікатора, та визначте який клас потрібно взяти для визначення маси проби для аналізу гранулометричного складу.

5.2. Систематична похибка при відборі проб

Мета розділу – яким чином позбутися систематичної похибки.

Систематична похибка – це така, яка при кожному вимірі зміщує показник в одному напрямку, тобто математичне сподівання цієї похибки не є нульовим. Для того щоб уникнути систематичної похибки необхідно вибирати інструмент відбору так, щоб частинки різних розмірів потрапляли в пробу відповідно до свого вмісту в масиві. Раніше нами досліджена подібна залежність, тобто щоб коефіцієнт заповнення інструменту відбору був не нижчим 0,65. Відповідно до цього розроблено ДСТУ (держстандарт України) і совки для відбору (рис.5.5) повинні бути виготовлені відповідно до табл. 5.2.

Таблиця 5.2 – Стандартні розміри совків для відбору сипких проб

Розмір максимального шматка, мм	Маса точкової проби, кг	Відношення ширини совка до максимального розміру частинки	Розміри совка, мм				
			<i>a</i>	<i>b</i>	<i>c</i>	<i>d</i>	<i>e</i>
50	2	2,4	150	75	120	130	50
	1	2,2	150	40	110	130	50
10	1	8	100	60	80	80	30
	0,3	6	60	35	60	50	35
1	0,1	40	50	30	40	40	20

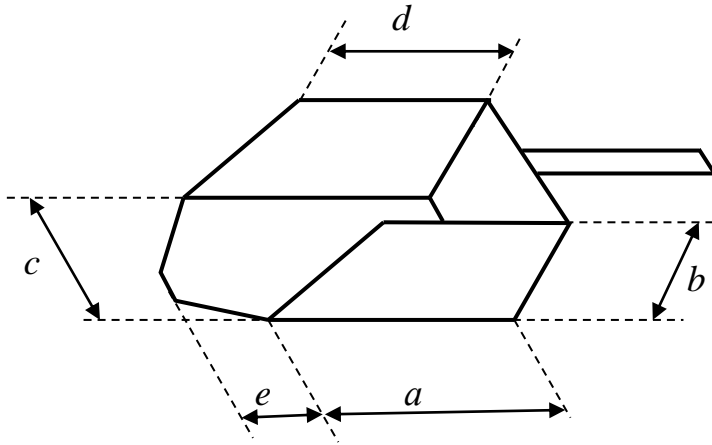


Рисунок 5.5. – Загальний вигляд стандартного совка та його розміри

Крім того, потрібно пам'ятати, що пробу необхідно формувати з усього масиву, який підлягає випробуванню.

Питання для самоконтролю

1. Використовуючи формулу (4.8) побудуйте залежність $V_{MIN} = f(d)$ за умови, що $C = 0,95$; $\varepsilon = 0,02$.

2. Використовуючи формулу (4.8) побудуйте залежність $V_{MIN} = f(d)$ за умови, що розподіл за крупністю:

- рівномірний $f(d) = \frac{1}{d_{max} - d_{min}}$, $d_{max} = 10\text{мм}$, $d_{min} = 0,1\text{ мм}$;

- нормальний $f(d) = \frac{1}{\sigma_d \sqrt{2\pi}} \exp\left(-\frac{(d - \bar{d})^2}{2\sigma_d^2}\right)$, $\sigma_d = 0,5\text{мм}$, $\bar{d} = 2\text{мм}$;

- експонентний $f(d) = \frac{1}{d} \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right)$, $\bar{d} = 2\text{мм}$.

3. Використовуючи експонентний розподіл розрахуйте коефіцієнт пропорційності для формули (4.8).

6. ТОЧКОВА ПРОБА

Мета розділу: визначити правила і послідовність відбору проб з масиву, щоб забезпечити вірогідність інформації про властивості цього масиву.

Мінімальна маса проби набирається з безлічі точкових проб, що відбираються з масиву за визначеною програмою. Така програма розробляється на підставі властивостей масиву. Ці властивості

заздалегідь невідомі і підлягають попередньому визначенню. Інструментом для опису властивостей масиву є кореляційні функції. Ці функції дають можливість визначити ступінь статистичного зв'язку двох сусідніх вимірів X_i і X_{i+1} показника якості масиву, який підлягає випробуванню. Таким чином, перш ніж приступити до випробування масиву, необхідно провести деякі дослідження з метою одержання кореляційних функцій. Для цього в масиві з інтервалом ΔL (як можна меншим) відбирають точкові проби. За результатами аналізу цих проб одержують значення показника якості: $X_i, i=1\dots n$, де n – загальна кількість проб. Після цього розраховується кореляційна функція:

$$K_{XX}(m) = \frac{1}{n-m} \cdot \sum_{i=1}^{n-m} (X_i - \bar{X}) \cdot (X_{i+m} - \bar{X}), \quad m = 1, 2, 3, \dots, n-4,$$

де \bar{X} – середнє значення показника якості.

Звичайно кореляційна функція, обчислена за наведеним виразом, має вид ламаної лінії (рис. 6.1).

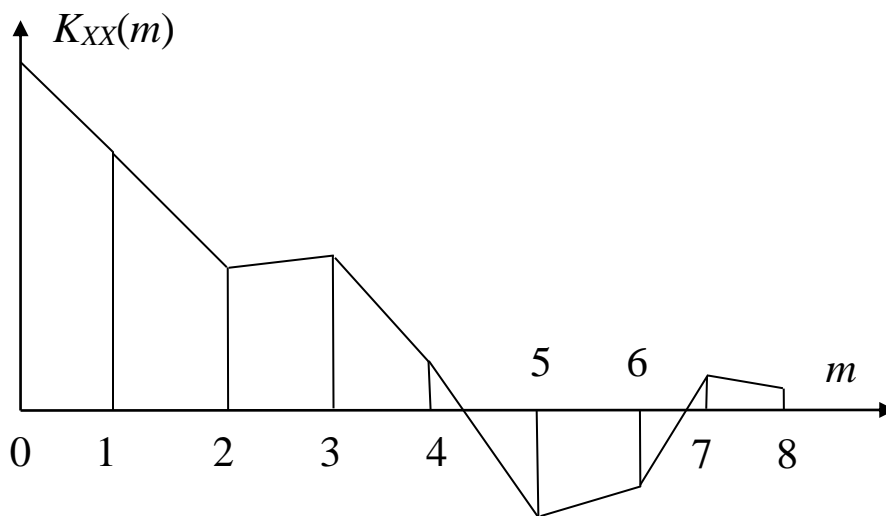


Рисунок 6.1. – Типовий вигляд автокореляційної функції

Вона показує, що при $m=4$ виміри, що відстоять одне від одного на $4\Delta L$ є незалежні. Надалі потрібно відбирати проби з цього масиву, чи подібного йому, на відстані не менше ніж $4\Delta L$. Точка першого перетинання кореляційної функції з віссю абсцис називається точкою спаду m_C і проби потрібно відбирати з інтервалом, рівним $m_C\Delta L$, щоб дані були достовірними.

У тому випадку, коли випробуванню підлягають операції розділення чи подрібнення, у яких кінетичні характеристики значні, то для розробки регламенту випробування потрібна

взаємкореляційна функція між двома процесами: вхідного $X(t)$ і вихідного $Y(t)$. У дискретному вигляді формула цієї функції така

$$K_{XY}(m) = \frac{1}{n-m} \cdot \sum_{i=1}^{n-m} (X_i - \bar{X}) \cdot (Y_{i+m} - \bar{Y}), m = 1, 2, 3, \dots, n-4.$$

Зазвичай ця функція при додатній кореляції має графік представлений на рис. 6.2.

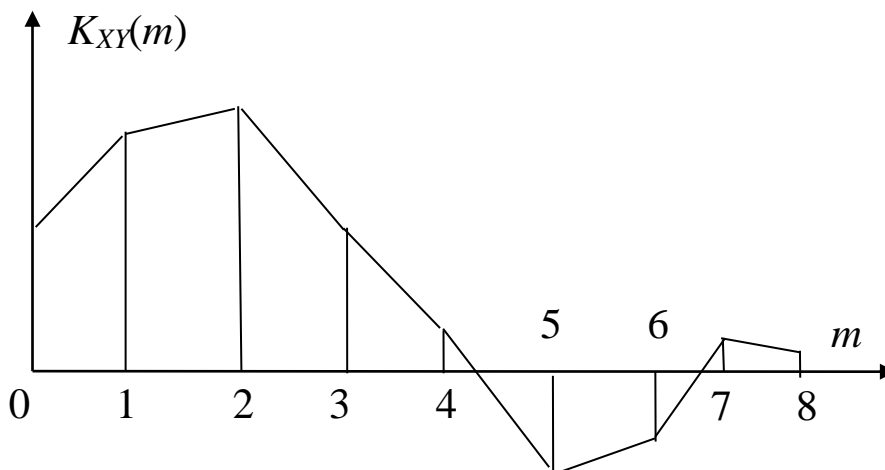


Рисунок 6.2. – Типовий вигляд взаємкореляційної функції при додатній кореляції

Вона показує, що при $m = 2$ досягається найбільш тісний зв'язок між величинами X і Y , а тому випробування процесу повинно проводитися через інтервал $2\Delta t$. Якщо ж інтервал випробування між величинами X і Y буде $4,5\Delta t$, то ніякого зв'язку між величинами не буде. Якщо ж одночасно брати проби, то вірогідність інформації буде недостатня. А якщо ж відбирати проби з інтервалом $5,5\Delta t$, то це буде вже дезінформація.

У випадку від'ємної кореляції між величинами X та Y , взаємкореляційна функція буде мати вигляд, що показаний на рис. 6.3.

Ці функції вкрай потрібні, якщо випробуються процеси класифікації, подрібнення, значних технологічних блоків і цілих технологій. Кореляційні функції є повними характеристиками випадкових процесів, тому всі поодинокі дисперсії знаходять висвітлення в структурі цієї функції. Оскільки проводяться випробування годинні, добові, місячні, річні, то існують такі ж дисперсії. Кореляційна функція в точках, що відповідають переходу від одного виду випробування до іншого змінює кривизну (рис. 6.4).

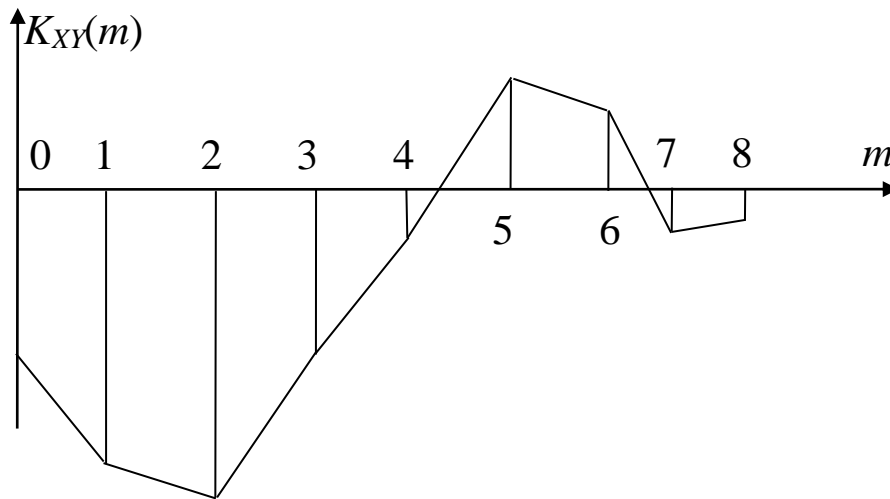


Рисунок 6.3. – Типовий вигляд взаємкореляційної функції при від’ємній кореляції

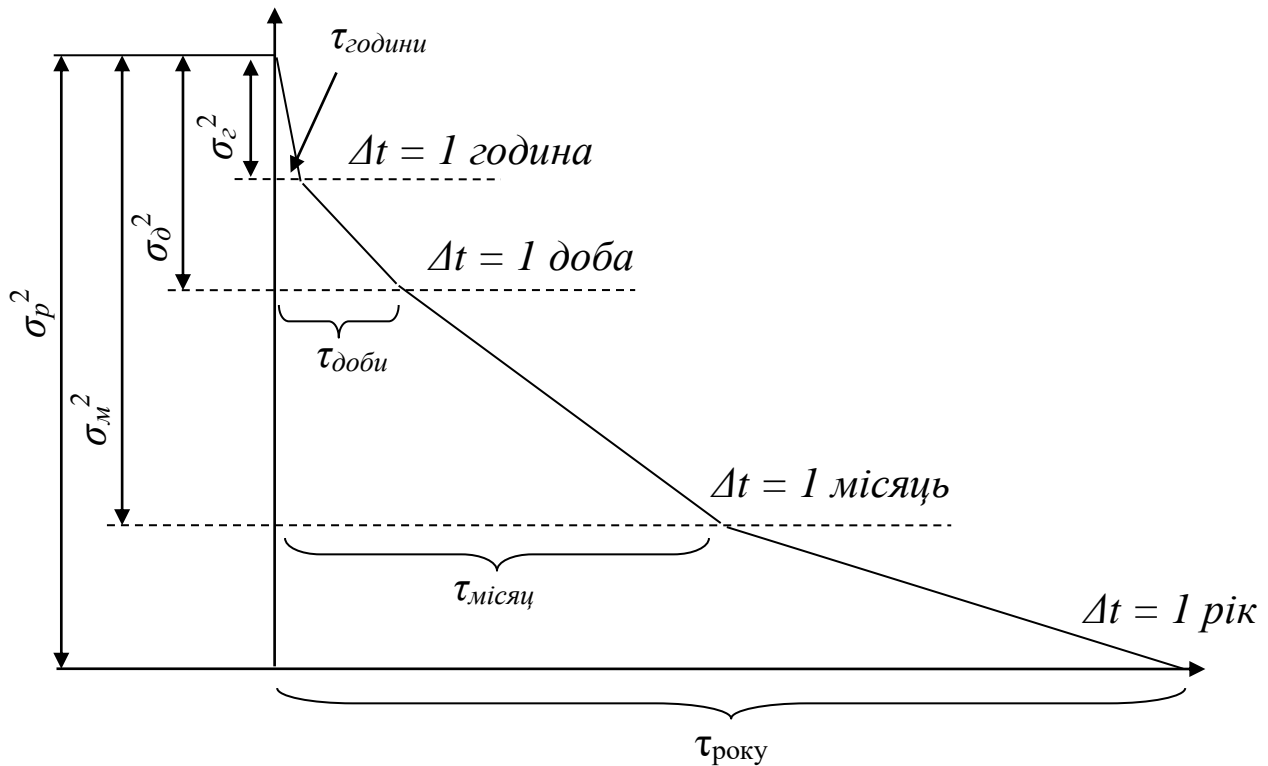


Рисунок 6.4. – Кореляційна функція річного випробування технологічного процесу

Для одержання необхідної дисперсії, досить відняти значення кореляційної функції $\sigma_T^2 = \sigma^2(0) - \sigma^2(\tau_K)$.

Питання відбору точкової проби буде розглянуто далі у розділі «Відбір проб».

Питання для самоконтролю

1. На рис. 3.7 маємо випадковий процес. Побудуйте для нього автокореляційну функцію.

2. Процес на рис. 3.7 відповідає зміні якості сировини в штабелі. Визначте мінімальну відстань між точками відбору проб.

3. Штабель має розміри $10 \times 4 \times 2$ м. Визначте кількість точкових проб і мінімальну масу, якщо крупність шматків 100 мм.

7. РАНДОМІЗАЦІЯ ВИПРОБУВАННЯ

Мета розділу – методологія нейтралізування систематичної похибки.

При випробуванні нерухомих мас необхідно вносити випадковість у порядок відбору проб для того, щоб позбутися систематичної помилки, а також від необхідності перемішування проби з метою її усереднення. Це досягається рандомізуванням плану випробування.

Припустимо, що є два вагони (рис. 7.1) і в кожному необхідно відібрати 9 проб. Усього 18 точкових проб, що утворять мінімальну масу. Рандомізація полягає у тому, щоб проби надходили у випадковому порядку.

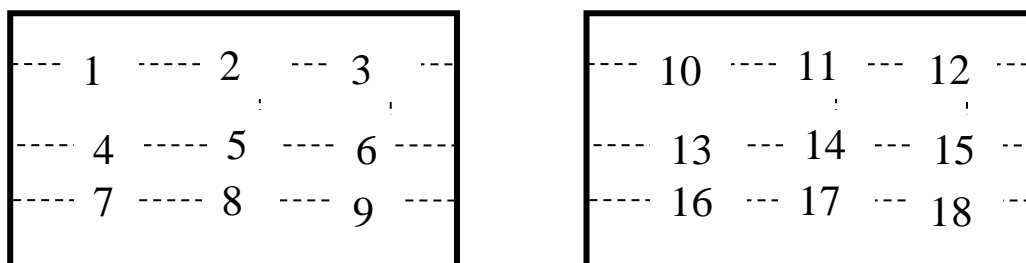


Рисунок 7.1 – Попередній план випробування нерухокої маси

Для виконання такої роботи необхідний генератор випадкових чисел, рівномірно розподілених в інтервалі $0 \dots 1$. Такий генератор є в будь-якому інженерному калькуляторі у виді клавіші «RND» (рандомізація). Цей генератор працює в такому алгоритмі:

1. Беруть просте двозначне ціле, додатне число, більше одиниці. Припустимо, це буде $D=29$. Назвемо його множником послідовності.

2. Беруть просте чотиризначне число (з довідника з елементарної математики під ред. Вигодського) і роблять його менше одиниці. Допустимо – $U_0 = 0,4289$. Це буде початкове число послідовності випадкових чисел.

3. Отримують добуток цих чисел і відкидають цілу частину:

$$U_i = D \cdot U_{i-1} - \text{int}(D \cdot U_{i-1}).$$

Одержують наступне випадкове число. Третій пункт повторюють потрібну кількість разів кожен раз замість попереднього випадкового числа підставляють нове, що було отримано на попередньому кроці. Якщо знову потрібно буде мати послідовність, то нульовим значенням варто приймати останнє число раніше отриманої послідовності.

Наступна процедура полягає в перетворенні цих чисел у номер проби. Для цього відкладаємо номери проб на горизонтальній вісі, а вертикальна вісь буде відведена для випадкових чисел (рис. 7.2).

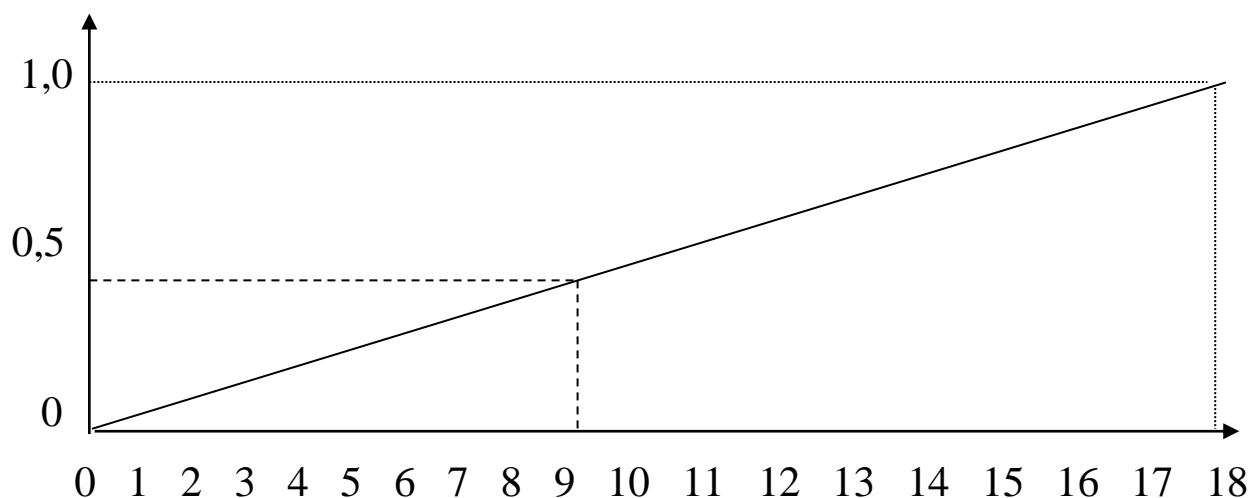


Рисунок 7.2 – Схема перетворення випадкових чисел у номер проби

З точки випадкового числа (0,4289) проводимо горизонталь до перетину з функцією $F(i)$. Потім з точки перетину опускаємо перпендикуляр на вісь абсцис і зчитуємо число. Округляємо його до найближчого цілого, одержуємо номер проби, що буде узята першою. У даному випадку це буде дев'ята точка. Наступне випадкове число буде:

$$U_2 = 0,4289 \cdot 29 - \text{int}(0,4289 \cdot 29) = 12,4338 - 12 = 0,4381$$

Наступна проба буде під номером 10.

Третя проба: $U_3 = 0,4381 \cdot 29 - \text{int}(0,4381 \cdot 29) = 0,7049$. Номер проби 13.

Четверта проба: $U_4 = 0,7049 \cdot 29 - \text{int}(0,7049 \cdot 29) = 0,4421$. Проба – 11.

П'ята проба: $U_5 = 0,4421 \cdot 29 - \text{int}(0,4421 \cdot 29) = 0,8209$. Проба – 16.

Якщо номер уже раніше зустрічався і був вибраний то відкидаємо цей цикл розрахунку і продовжуємо генерувати випадкові числа далі. Останні номери (2...3 номера) можна прийняти в довільному

порядку. У результаті отримуємо послідовність випробування (табл. 7.1). Перший рядок – це номери точок випробування заплановані раніше. Другий рядок – це точка, що повинна підлягати випробуванню відповідно до її номера. Таким чином, дев'ята точка плану випробування, позначена на масиві (рис. 7.1), випробується першою. Десята – другою, тринадцята – третьою, одинадцята – четвертою і т.д.

Таблиця 7.1 – Порядок відбору відповідних проб

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
9	10	13	11	16	17	6	18	8	4	15	1	3	5	14	2	12	7

Перший рядок – номер проби, що відбирається;

Другий рядок – номер точки на плані випробування. Відібравши точкову пробу, її зсипають на деякий майданчик. Наступна проба висипається на попередню пробу, і так утворюється конус матеріалу, який складається з проб насипаних у випадковому порядку, тобто, матеріал загальної проби усереднений, тому перемішування надалі не потрібне. Отже, рандомізація автоматично виключає операцію перемішування.

Питання для самоконтролю

- 1. За допомогою калькулятора для науковців наберіть 30 випадкових чисел і побудуйте функцію розподілу їх. Запропонуйте гіпотезу про характер розподілу.*
- 2. За допомогою раніше набраних випадкових чисел рандомізуйте послідовність від 1 до 10.*

8. ПРИНЦИПИ ВИПРОБУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕРОБКИ СИРОВИНИ

Мета розділу: дати уявлення про технологічні зв'язки, що впливають один на одного і дають змогу скоротити кількість випробувань.

Забезпечення заданих показників якості виробленої продукції досягається постійним контролем. Більшість параметрів вимірюється за допомогою неавтоматизованих методик, тому процес випробування і контролю досить дорогий. Схема і регламент відбору проб відпрацьовується в процесі експлуатації технології, тобто

підбирається експериментально, за замовчуванням виходячи з принципу, що надлишок інформації також шкідливий, як і її нестача.

Основним документом, що дозволяє визначити усі витрати на виробництво, є технологічний баланс. Для складання цього балансу необхідно мати дані про якісні показники початкового продукту (α), продуктів виробництва: концентрату (β) і хвостів (ν); а також об'єм, або вагу сировини (Q_P) на початку технології. Після розрахунку

виходу концентрату $\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}$, нескладно знайти його значення в

натуральному вигляді: $Q_K = Q_P \gamma$.

При відвантаженні концентрату споживачу його обов'язково зважують, і може виявитися, що кількість виробленого концентрату, наприклад, менше його можливого значення, отже, технологія є збитковою. Коли концентрат відвантажується споживачу, вже шукати причини дисбалансу між кількістю сировини, що надійшла, і виробленою продукцією, важко, тож необхідно вести постійний контроль проміжних продуктів. Виникає питання: "У яких точках технологічного ланцюга вести контроль, щоб отримати достатню кількість інформації?"

Припустимо, є деяка стадіальна технологічна схема (рис. 8.1) із зворотними зв'язками. Кожний продукт має вихід γ і якість (вміст цінного компоненту) β .

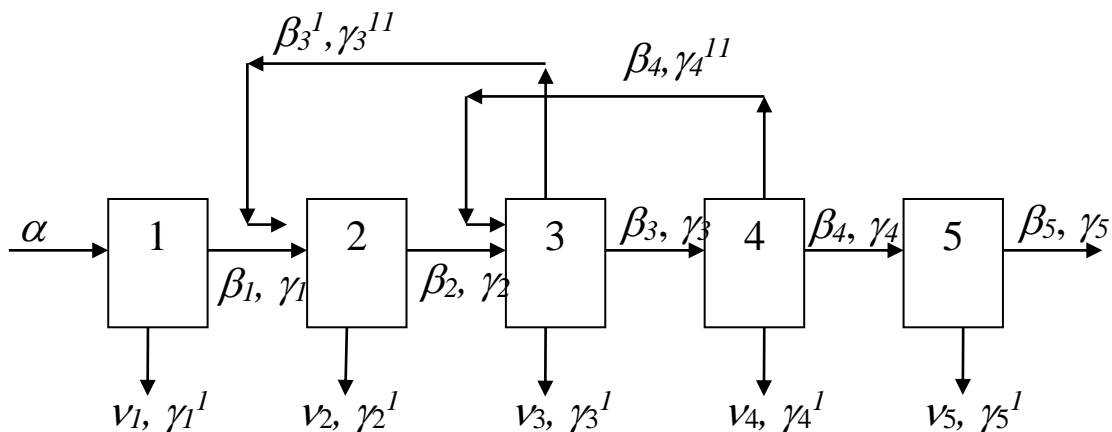


Рисунок 8.1 – Узагальнена схема технології збагачення корисних копалин

Задача розрахунку полягає в тому, щоб визначити виходи продуктів (відповідно до початкового продукту) на підставі значень вмістів цінного мінералу в продуктах розділення. У даній схемі є 12 продуктів: $\gamma_1, \gamma_1^1, \gamma_2, \gamma_2^1, \gamma_3, \gamma_3^1, \gamma_3^{11}, \gamma_4, \gamma_4^1, \gamma_4^{11}, \gamma_5, \gamma_5^1$.

Отже, необхідно мати 12 рівнянь балансу. Для цієї схеми така система має вигляд виразу (8.1).

Тож зробивши випробування 13 потоків, за даною системою рівнянь однозначно знаходять виходи всіх продуктів.

$$\left\{ \begin{array}{l} \alpha = \beta_1 \cdot \gamma_1 + \nu_1 \cdot \gamma_1^1 \\ \beta_1 \cdot \gamma_1 + \beta_3^1 \cdot \gamma_3^{11} = \beta_2 \cdot \gamma_2 + \nu_2 \cdot \gamma_2^1 \\ \beta_2 \cdot \gamma_2 + \beta_4^1 \cdot \gamma_4^{11} = \beta_3 \cdot \gamma_3 + \nu_3 \cdot \gamma_3^1 + \beta_3^1 \cdot \gamma_3^{11} \\ \beta_3 \cdot \gamma_3 = \beta_4^1 \cdot \gamma_4^{11} + \beta_4 \cdot \gamma_4 + \nu_4 \cdot \gamma_4^1 \\ \beta_4 \cdot \gamma_4 = \beta_5 \cdot \gamma_5 + \nu_5 \cdot \gamma_5^1 \\ \beta_1 \cdot \gamma_1 = \beta_5 \cdot \gamma_5 + \nu_2 \cdot \gamma_2^1 + \nu_3 \cdot \gamma_3^1 + \nu_4 \cdot \gamma_4^1 + \nu_5 \cdot \gamma_5^1 \\ \beta_1 \cdot \gamma_1 = \beta_4 \cdot \gamma_4 + \nu_2 \cdot \gamma_2^1 + \nu_3 \cdot \gamma_3^1 + \nu_4 \cdot \gamma_4^1 \\ \gamma_1 + \gamma_1^1 = 1 \\ \alpha = \beta_5 \cdot \gamma_5 + \nu_1 \cdot \gamma_1^1 + \nu_2 \cdot \gamma_2^1 + \nu_3 \cdot \gamma_3^1 + \nu_4 \cdot \gamma_4^1 + \nu_5 \cdot \gamma_5^1 \\ \alpha = \beta_4 \cdot \gamma_4 + \nu_1 \cdot \gamma_1^1 + \nu_2 \cdot \gamma_2^1 + \nu_3 \cdot \gamma_3^1 + \nu_4 \cdot \gamma_4^1 \\ \gamma_4 = \gamma_5 + \gamma_5^1 \\ \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_4^1 + \gamma_4^{11} \end{array} \right. \quad (8.1)$$

Наведену систему, можна доповнити ще рівняннями:

$$\nu = \frac{\sum_{i=1}^5 \gamma_i^1 \nu_i}{\sum_{i=1}^5 \gamma_i^1}; \quad \nu_4^* = \frac{\sum_{i=1}^4 \gamma_i^1 \nu_i}{\sum_{i=1}^4 \gamma_i^1}; \quad \gamma_5 = \gamma_k = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}, \quad (8.2)$$

що можуть використовуватися и для додаткової перевірки правильності рішення системи і коректування вихідних даних.

Система рівнянь виходить лінійною і розв'язання її роблять методом простих ітерацій, оскільки ітеративні процедури не накопичують похибки і можна домогтися будь-якої високої точності розв'язання.

Рівняння (8.2) є тавтологіями системи (8.1), тому рішення системи (8.1) єдине. Звідки виходить, що для однозначної ідентифікації технологічного режиму необхідно контролювати все:

- вихідні продукти $\nu_1, \nu_2, \nu_3, \nu_4, \nu_5, \beta_5$;

- початковий потік α
- проміжні продукти $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4, \beta_3^1, \beta_4^1$;

При цьому має виконуватися умова: $\beta_{K+1} \geq \beta_K$ і $v_{XB} \leq v_{XB+1}$. Якщо ж відбудеться одна з подій $\beta_{K+1} < \beta_K$ або $v_{XB} > v_{XB+1}$, то це означає, що якась із секцій (чи декілька з них) працюють не в заданому режимі, тож необхідно з'ясувати яка саме секція і перевірити її параметри. Тому перевіряють ще кожен секцію: $\alpha_i, \beta_{Ki}, v_{XB_i}$. Для них також має виконуватися умова: $v_{XB_i} \leq v_{XB}$, $\beta_{Ki} \geq \beta_K$.

На кожній секції збагачувальної фабрики встановлюються конвеєрні ваги і тому технологічний баланс можна завжди звести, як за витратою концентрату і початкового продукту, так і за розрахунками при допомозі якісних показників. Таким чином, мінімальна кількість точок випробування це: $\alpha, \beta_K, v_{XB}; \alpha_i, \beta_{Ki}, v_{XB_i}$.

Всі інші точки випробування вибираються з міркування швидкої оцінки причин можливої ненормальної роботи. Такий вибір заснований на кореляційних зв'язках, що існують у технології. На рис. 8.2 показаний нормований граф кореляційних зв'язків у трьохстадійній технології збагачення руд.

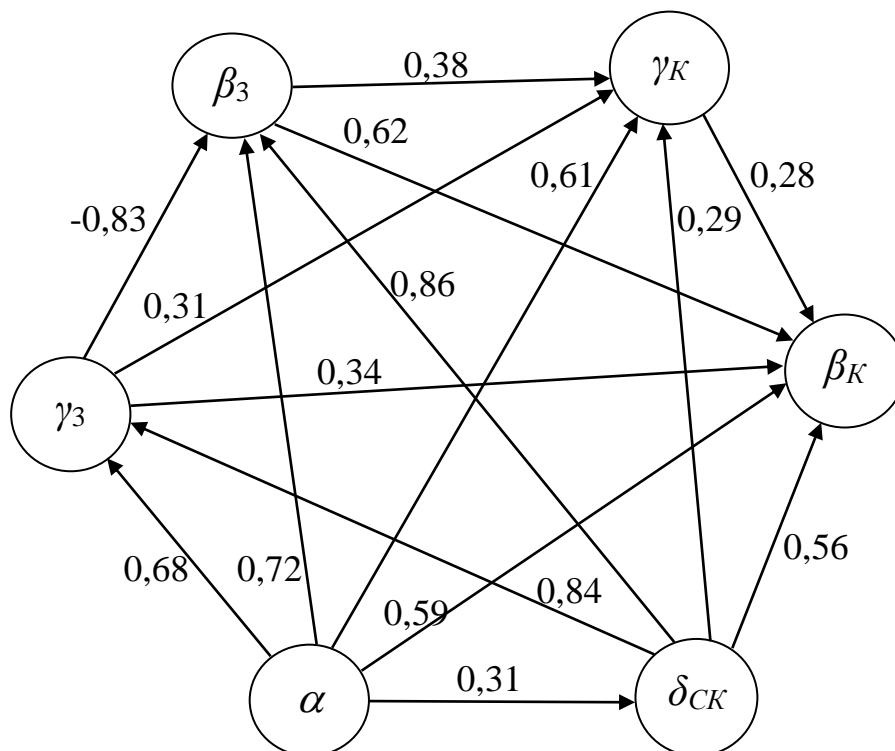


Рисунок 8.2 – Нормований граф кореляційних зв'язків між змінними, що характеризують злив класифікатора першої стадії (α – вміст цінного компонента, $\delta_{СК}$ – щільність пульпи, γ_z, β_z – вихід та вміст цінного компонента у проміжний продукт магнітного сепаратора першої стадії і γ_K, β_K – вихід та вміст цінного компонента у концентраті)

Кожна пряма графу (дуга) є кореляційною оцінкою тісноти зв'язку між змінними. Чим більше за абсолютним значенням коефіцієнт, тим сильніше впливає показник на якість концентрату. У даному випадку це може бути щільність пульпи зливу класифікатора і вміст цінного компонента. Але якість початкової руди є збуджуючим впливом, а щільність пульпи зливу класифікатора може бути керуючим впливом.

Усе це дозволяє сформулювати принцип складання схеми випробування: контролювати необхідно ті продукти, що дозволяють скласти технологічний баланс. Математично це можна записати у вигляді системи рівнянь, кількість незалежних коефіцієнтів у якій дорівнює кількості змінних.

Збагачувальну фабрику в цілому можна вважати єдиним технологічним блоком бінарного розділення. Тоді для складання технологічного балансу досить провести три випробування якісних показників α , β , ν і будуть розраховані витрати продуктів:

$$Q_K = Q_P \cdot \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}, \quad Q_X = Q_P \cdot (1 - \gamma),$$

де величини витрат Q_P , Q_K – вимірюються конвеєрними вагами.

На рис. 8.3 показано кореляційний зв'язок між показниками першої стадії магнітної сепарації і параметрами концентрату. Звідки видно, якщо змінювати параметри в першій стадії, то це буде істотно впливати на показники концентрату.

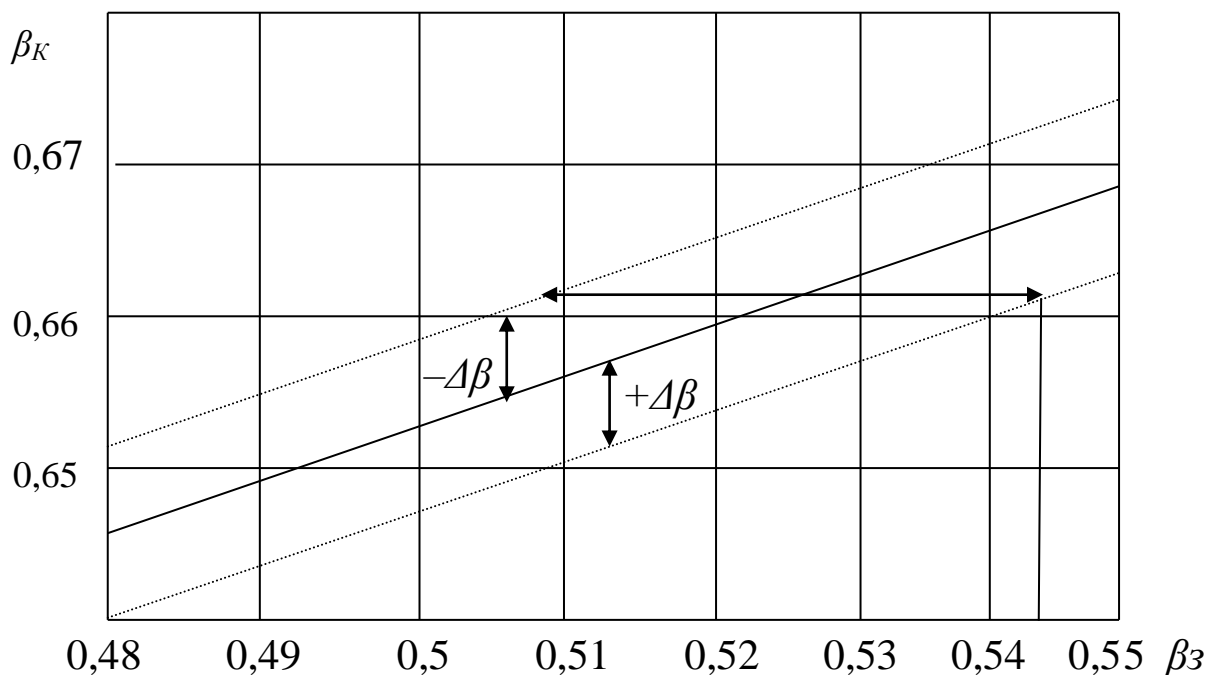


Рисунок 8.3 – Регресійна залежність між вмістом цінного компонента у першій стадії і концентраті.

Розглянемо, наприклад, технологію збагачення залізних руд. Випробування здійснюється точковим методом і тому окремо узяті значення якісного показника є випадковим. Разом з цим, технологічний баланс має бути детермінованим. Тому за окремими випробуваннями коректно скласти технологічний баланс неможливо. Необхідно деяке осереднення. Об'єм вибірки в цьому випадку підбирається наступним чином.

Будь-яка технологія переробки сировини не накопичує в собі матеріал після деякого встановленого режиму роботи. І умовою нормальної експлуатації є технологічний баланс $Q_{BX} = Q_{ВИХ}$, тобто рівність витрат початкового (Q_{BX}) і вихідного ($Q_{ВИХ}$) потоків. Однак, за результатами технологічного випробування не вдається одержати такої рівності за короткі проміжки часу. Необхідно приймати до розрахунку значення витрат, що відстоять один від іншого на період еквівалентного запізнювання. Тоді ймовірність результатів підвищується, і при цьому істотно буде підвищений кореляційний зв'язок, а технологічний баланс має бути безперечним а тому розрахункові співвідношення також мають бути зв'язані функціональними залежностями. Пропонується методика, що задовольняє цій обов'язковій умові. Розглянемо технологію збагачення корисної копалини.

Баланс продуктів такої технології описується відомою системою рівнянь

$$\begin{cases} Q_{BX} = Q_K + Q_X \\ Q_{BX} \alpha = Q_K \cdot \beta + Q_X \cdot \nu \end{cases} \quad (8.3)$$

де α , β , ν – вміст цінного компонента, відповідно, у початковому продукті, концентраті і хвостах; Q_{BX} , Q_K , Q_X – витрата потоків початкового продукту, концентрату і хвостів.

За результатами нормальної експлуатації в процесі випробування отримані, наприклад, погодинні показники якості Q_{BX} , α , β , ν . Інші показники обчислюються за виразами, що отримані із системи рівнянь (8.3):

$$Q_K = Q_{BX} \gamma, \quad Q_X = Q_{BX} \cdot (1 - \gamma), \quad \gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}.$$

У результаті маємо чотири випадкових дискретних процеси: Q_{BXi} , α_i , β_i , ν_i , $i=1, 2, 3, \dots$. Якщо узяти одне значення з кожного процесу з однаковим значенням індексу, то за рахунок того, що дисперсія кожного процесу відрізняється від нуля не буде отримано

рівності (8.3). Коли ж дисперсії процесів нульові (детерміновані процеси), то рівність (8.3) буде дотримуватися. Звідси випливає висновок про необхідність формування з процесів Q_{BXi} , α_i , β_i , ν_i , $i=1, 2, 3...$ таких, у яких дисперсія буде близькою до нуля. Цього можна домогтися ковзним підсумовуванням чи формуванням, так званого, оптимального фільтра. Застосування методу покажемо на прикладі одного процесу, хоча для технологічного балансу необхідно дотримуватися його для всіх процесів відразу.

Припустимо, є випадковий процес $X^{(0)}$. Розраховується його математичне сподівання і дисперсія $D^{(0)}$. Формується з цього процесу наступний процес, ординати якого будуть: $X^{(1)} = \frac{X_i^{(0)} + X_{i+1}^{(0)}}{2}$ і

розраховується для нього дисперсія $D^{(1)}$. Формується третій процес з ординатами: $X^{(2)} = \frac{X_i^{(0)} + X_{i+1}^{(0)} + X_{i+2}^{(0)}}{3}$ і одержується дисперсія $D^{(2)}$.

Співвідношення між дисперсіями: $D^{(0)} > D^{(1)} > D^{(2)}$. Крім того $D^{(0)} - D^{(1)} > D^{(1)} - D^{(2)}$. На цій підставі припускається, що зміна дисперсії

пропорційна самій дисперсії: $\frac{\Delta D}{\Delta i} = -k \cdot D$.

Рішення цього рівняння тривіальне і має вигляд: $\ln D = -k \cdot i + C$, та при $i = 0$, $C = \ln D^{(0)}$, а при $i \rightarrow \infty$, $C = 0$.

Тоді $D = D^{(0)} \exp(-k \cdot i)$. Коефіцієнт визначається за умови:

$$D^{(1)} = D^{(0)} \cdot \exp(-k_1), \text{ тобто } k_1 = \ln \frac{D^{(0)}}{D^{(1)}}.$$

Таким чином, остаточне рішення має вигляд:

$$D = D^{(0)} \cdot \exp\left(-\ln \frac{D^{(0)}}{D^{(1)}} \cdot i\right). \quad (8.4)$$

Всі розрахунки виконуються із визначеною похибкою і тут також задається деяка допустима похибка $\sigma_{\text{ДОП}}^2$. Цього досить, щоб визначити кількість інтервалів, прийнятих для осереднення: i_y , тобто виконавши зворотне перетворення співвідношення (8.4) за умови, що

$D = \sigma_{\text{ДОП}}^2$, одержують $i_y = \ln\left(\frac{\sigma^2}{D^{(0)}}\right) / \ln\left(\frac{D^{(1)}}{D^{(0)}}\right)$. Маючи інтервал

осереднення, можна розрахувати технологічний баланс за будь-який проміжок часу, починаючи з моменту $T = i_y \cdot \Delta t$ від початку

випробування, приймаючи до уваги величину осереднення за проміжок часу T .

Але, згадане припущення асимптотично наближається (прямує) до стабільного значення, тому потрібна така методика, що забезпечує мінімальну стабільну дисперсію виходу продукту.

Припустимо, що на підприємство надходить сировина, валова кількість якої становить W_{BX} , та має масовий вміст цінного компонента α . Тоді кількість цінного компонента у сировині становить $W_{BX} \cdot \alpha$. Кількість вихідних продуктів у збагачувальній технології мінімум два: збагачений продукт у кількості W_K із вмістом цінного компонента β_K (концентрат), і збіднений продукт у кількості W_X із вмістом v_X (відходи, або хвости). Тоді баланс цінного компонента очевидний:

$$W_{BX} \alpha = W_K \beta_K + W_{XB} v_{XB}.$$

Відношення кількості збагаченого продукту до кількості початкової сировини називається **виходом** збагаченого продукту

$$W_K / W_{BX} = \gamma_K,$$

а так як вихідних продуктів лише два, то вихід другого збідненого продукту (відходів) визначається із виразу:

$$W_X / W_{BX} = 1 - \gamma_K.$$

Збагачувальні процеси мають значну частину випадкової складової, і величини W_{BX} , W_K , W_{XB} накопичуються за тривалий проміжок часу. Це відноситься і до величин вмісту цінного компоненту α , β_K , v_{XB} .

Відповідно до законів математичної статистики, середні величини є невинуваті характеристики випадкових величин. Тому, природно, що необхідно користуватися усередненими показниками. Тепер усе питання зосереджується в тому, яким чином проводити осереднення показників.

На збагачувальному підприємстві, відповідно до технологічного регламенту, ведуться погодинні випробування. У результаті накопичуються показники. Припустимо, що за згаданими основними показниками складено три випадкових процеси і всі три процеси стаціонарні (табл. 8.1).

Проведемо спочатку осереднення кожної величини за заданий проміжок часу, і далі будемо вести осереднення методом ковзного середнього.

Таблиця 8.1 – Показники випадкового процесу

N	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
$\alpha \cdot 10^{-2}$	31	30	28	34	30	38	30	40	42	30	30	35	32	30	30
$\beta \cdot 10^{-2}$	47	42	48	47	46	44	42	42	43	45	47	46	47	45	42
$\nu \cdot 10^{-2}$	18	16	16	15	13	12	12	12	13	17	16	15	12	13	15

Тоді вихід продукту буде розраховуватися за осередненими даними:

$$\bar{\alpha}_j = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=j}^{j+n} \alpha_i, \quad \bar{\beta}_j = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=j}^{j+n} \beta_i, \quad \bar{\nu}_j = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=j}^{j+n} \nu_i, \quad \gamma_j = \frac{\bar{\alpha}_j - \bar{\nu}_j}{\bar{\beta}_j - \bar{\nu}_j}, \quad n = 1, 2, \dots$$

При малих значеннях n дисперсія виходу значна і виникають випадки, коли вихід більше одиниці. Потім, зі збільшенням n , дисперсія знижується, значення виходу стабілізується і при $n \rightarrow \infty$ дисперсія прямує до 0, а вихід – до єдиного значення, що розраховується на підставі параметрів:

$$\bar{\alpha} = \int_0^{\infty} \alpha \cdot f(\alpha) d\alpha, \quad \bar{\beta} = \int_0^{\infty} \beta \cdot f(\beta) d\beta, \quad \bar{\nu} = \int_0^{\infty} \nu \cdot f(\nu) d\nu$$

де $f(\alpha), f(\beta), f(\nu)$ – диференціальні функції розподілу відповідних величин.

Таким чином, дійсне значення виходу продукту можна одержати тільки за тривалий проміжок часу (кілька днів) за умови стаціонарності процесів: $\bar{\alpha} = const, \quad \bar{\beta} = const, \quad \bar{\nu} = const$. При розрахунку виходу за середніми значеннями отримали величину $\gamma = 0,645$.

Якщо вести розрахунок виходу на підставі миттєвих значень показників $\gamma_i = \frac{\alpha_i - \nu_i}{\beta_i - \nu_i}$ і потім проводити їх осереднення:

$\bar{\gamma}_j = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=j}^{j+n} \gamma_i$ то маємо значення виходу $\gamma = 0,6$. Така розбіжність

отримана тому, що зв'язок між виходом і показниками якості є нелінійним. Звідси випливає, що у випадку нелінійних перетворень у збагачувальних процесах розрахунок за середніми значеннями аргументів не дає середнього значення функції. Необхідно

обчислювати миттєві значення функції, а потім уже робити усереднення.

Розглянемо процеси табл. 8.1 з позицій статистичної динаміки.

Випадковий процес повністю характеризується кореляційними функціями. Для одержання достовірної інформації необхідно дані для розрахунку приймати відповідно до часу еквівалентного запізнювання τ_{XV} , що відповідає найбільшому абсолютному значенню взаємкореляційної функції. Так для процесів α, β_K , $\tau_{\alpha\beta}=5 \text{ год}$, а для α, v_{XB} , $\tau_{\alpha v}=3 \text{ год}$. З урахуванням цього вихід продукту розраховується за співвідношенням:

$$\gamma_i = \frac{\alpha_i - v_{i+n_1}}{\beta_{i+n_2} - v_{i+n_1}}, \quad n_1 = \frac{\tau_{\alpha v}}{\Delta t}, \quad n_2 = \frac{\tau_{\alpha\beta}}{\Delta t}.$$

Для розрахунку приймаються миттєві (годинні) спостереження, які зміщені на періоди еквівалентного запізнювання відносно спостережень концентрату і відходів (хвостів).

Оскільки для технології збагачення є закон, що зі збільшенням α збільшуються β_K і v_{XB} , то кореляція між α, v_{XB} і α, β_K позитивна, що підтверджується і кореляційними функціями (рис. 8.4; 8.5).

Початкові значення цих функцій негативні, що говорить про зворотну залежність між згаданими парами змінних і, як наслідок, зменшенням виходу збагаченого продукту. Таким чином, поки кореляційні функції негативні і не досягли максимуму, γ_i завжди менше справжнього значення. З цього випливає, що обчислене шляхом осереднення, значення виходу завжди менше істинного значення $\gamma_{i\bar{i}}$: $\gamma_{i\bar{i}} > \gamma_i$. Зі збільшенням часу осереднення розходження знижується і тільки при $n \rightarrow \infty$; $\gamma_{i\bar{i}} - \gamma_i \rightarrow 0$.

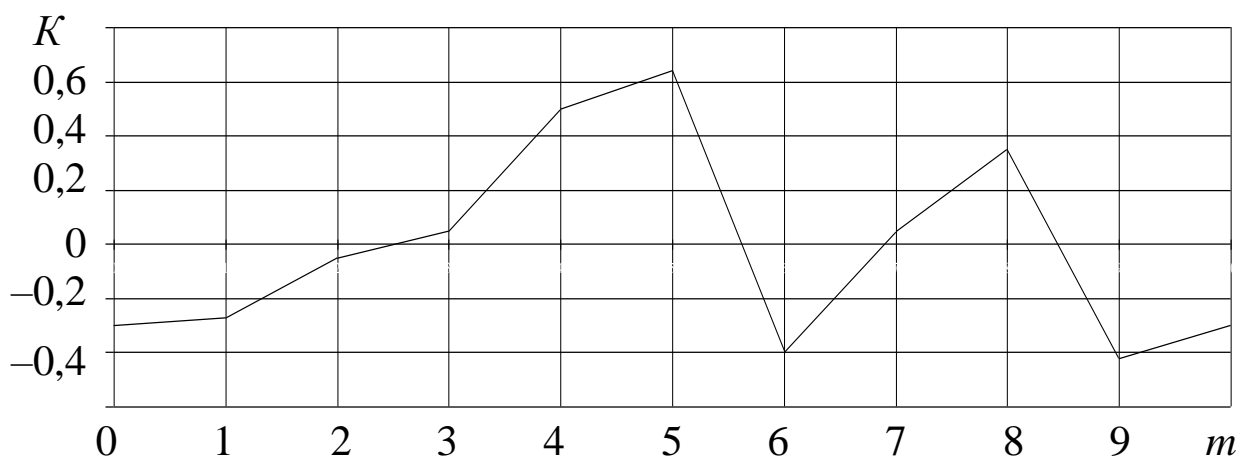


Рисунок 8.4. – Взаємкореляційна функція між вмістом цінного компонента у початковому продукту (α) і відходах (v)

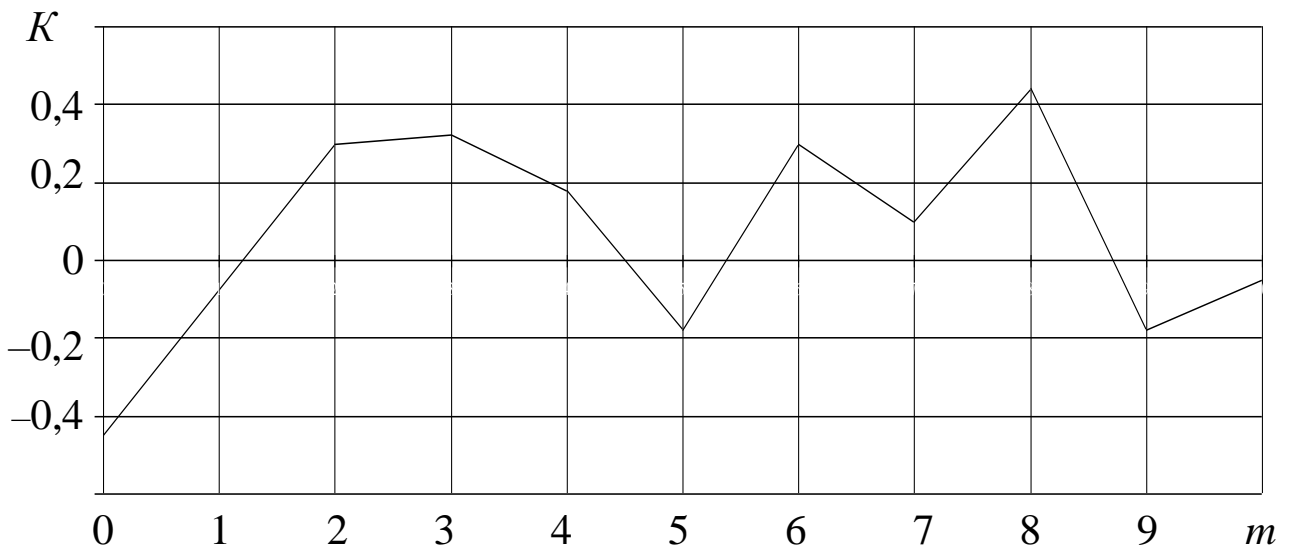


Рисунок 8.5. – Взаємкореляційна функція між вмістом цінного компонента у початковому продукті (α) і у концентраті (β_K)

Так для даних табл. 8.1 розрахунок виходу за усередненими показниками дає значення $\gamma = 0,6$. Коли зроблена вибірка результатів з урахуванням запізнення, то значення виходу становить 0,62. Таким чином, справжнє значення виходу буде вище обчисленого за усередненими показниками.

Оскільки витримати умову стаціонарності протягом декількох днів ніколи не вдається, то завжди спостерігається умова $\gamma_{ii} > \gamma_i$.

У випадку нестационарних процесів, взаємкореляційна функція залежить від початку відліку і не характеризує весь процес, а тільки його частину і тому сталих значень параметрів технології немає, і виходить, що усередненням показників не можна вийти на справжнє значення виходу. Однак, процеси збагачення не можна повністю віднести до нестационарних, тому що вони мають ділянки відносної стаціонарності, тому їх потрібно відносити до класу не ергодичних.

Таким чином, невідповідність в оцінках виходу за результатами розрахунку технологічного балансу і обміреного товарного балансу приводить до появи неврахованої кількості продукту, тобто до неув'язки, або непогодженості.

Неув'язка розраховується як різниця між вихідною і вхідною кількостями: $K = W_{ВИХ} - W_{ВХ}$, і виходить завжди негативною, що вказує на те, що кількість зробленого продукту завжди більше, отже, методика визначення виходу збагаченого продукту повинна враховувати еквівалентні запізнювання між технологічними потоками.

З викладеного бачимо, що непогодження формується на кожному

етапі передачі сировини від виробника до споживача. Гірники контролюють якість сировини досить рідко. Збагачувальники роблять годинні випробування, тобто дуже часто. Відвантаження контролюється у відповідності зі стандартом, а саме 16 проб на пульманівський вагон, тобто найбільш скрупульозно. Отримуючи на підставі випробування середні значення показника якості і зважуючи відвантаження можна найбільше точно визначити кількість цінного компонента, що надходить на виробництво. Таким чином, джерелом появи непогодження є способи звітності кар'єру і збагачувального виробництва. Так як, збагачувальна фабрика здійснює початковий і вихідний погодинний контроль, то головним джерелом непогодження є саме її методика випробування. Цю методику можна характеризувати, тепер уже ясно, усередненим виходом γ і таким же, але виконаним з урахуванням еквівалентного запізнювання – γ_{II} . Отже непогодження може бути оцінено як :

$$\Delta = K_{BX} \cdot (\gamma_{II} - \gamma),$$

де $K_{BX} = \int_0^T Q(t)dt$ – об'єм сировини, яка надійшла на збагачувальну фабрику, $Q(t)$ – витрата сировини, що фіксується початковим контролем.

Звичайно $\gamma_{II} > \gamma$ і тому непогодження, позитивне.

Здоровий глузд і закон збереження мас підказують, що неув'язка повинна бути негативною, тобто маса продукту на виході фабрики не може перевищувати масу продукту на вході фабрики. Однак, розрахунок за результатами випробування [1], дає, як правило, непогодження одного знаку. Особливо це помітно для збагачення руд з малим вмістом цінного компоненту. Виходить, що фабрика випускає цінного компоненту в більшій кількості, ніж його вміщується у початковому потоці.

Питання для самоконтролю

Потрібно визначити статичні характеристики замкнутого циклу подрібнення. Запропонуйте порядок випробування його.

8.1. Суттєві зміни показників при випробуванні

Мета розділу – як визначити відхилення показника якості збагаченої сировини, що є суттєвим.

У контролі технологічних процесів існує поняття суттєвого відхилення показників якості. Це таке відхилення, що виводить

показники якості концентрату за припустимі межі. На такі відхилення потрібно реагувати зміною параметрів технологічних процесів. Тому необхідно кількісно визначити, що означає суттєве і несуттєве відхилення. Такі заходи вже розроблені в математичній статистиці у вигляді так званих статистичних критеріїв, які являють собою теоретичні розподіли штучно складених величин. Найчастіше такою величиною t є відношення середнього значення \bar{X} до середнього квадратичного відхилення σ_X :

$$t = \frac{\bar{X}}{\sigma_X}$$

Для таких величин розроблені таблиці, в яких наведені теоретичні значення t , для різної кількості спостережень N і для різної довірчої ймовірності $P_{ДОВ}$, тобто $t_T = f(P_{ДОВ}, N)$. Тому, щоб зробити висновок про суттєвість або не суттєвість відхилення показника якості, за результатами спостережень розраховують величини \bar{X} і σ_X , і потім – величину $t = \frac{\bar{X}}{\sigma_X}$. Після цього виконують вибір. Це робиться з таких міркувань.

Зазвичай величини мають закони розподілу близькі на вигляд до нормального закону. Тому, як правило, мають стандарти розподілу. Так, відхилення в межах $\bar{X} \pm \sigma_X$ мають 70% всіх прийнятих до розрахунку спостережень, тобто ймовірність, що величина матиме значення, яке не перевищує $|\bar{X} \pm \sigma_X| < X$ складатиме $P(\bar{X} \pm \sigma_X) = 0,7$. Відхилення в межах двох стандартів відхилень не перевищить ймовірність $P(\bar{X} \pm 2\sigma_X) = 0,95$. А відхилення в межах трьох стандартів $P(\bar{X} \pm 3\sigma_X) = 0,997 \approx 1$. Тому оптимістична оцінка істотності відхилень береться з $P_{ДОВ} = 0,95$ (суттєве відхилення – два стандарти) а песимістична $P_{ДОВ} = 0,7$. (суттєве відхилення – один стандарт). Якщо ж узяти $P_{ДОВ} = 0,997$, то тоді практично ніколи не буде зафіксовано суттєвого відхилення показника якості. Практична фіксація суттєвого відхилення проводиться за іншими числовими характеристиками. Так на показники якості X звичайно накладаються обмеження у вигляді нерівності $X < X_{ДОП}$, яка вказує на те, що величина не повинна перевищувати значення $X_{ДОП}$, які ведуть до зниження ціни продукції на ринку збуту. Суттєвим вважається таке відхилення показника якості, яка спричиняє вихід середнього

значення за допустимі межі. На рис.8.6 показано, що якщо показник якості і виходить за допустимі межі, то це вихід випадковий, оскільки виходять високочастотні складові, тобто перешкоди.

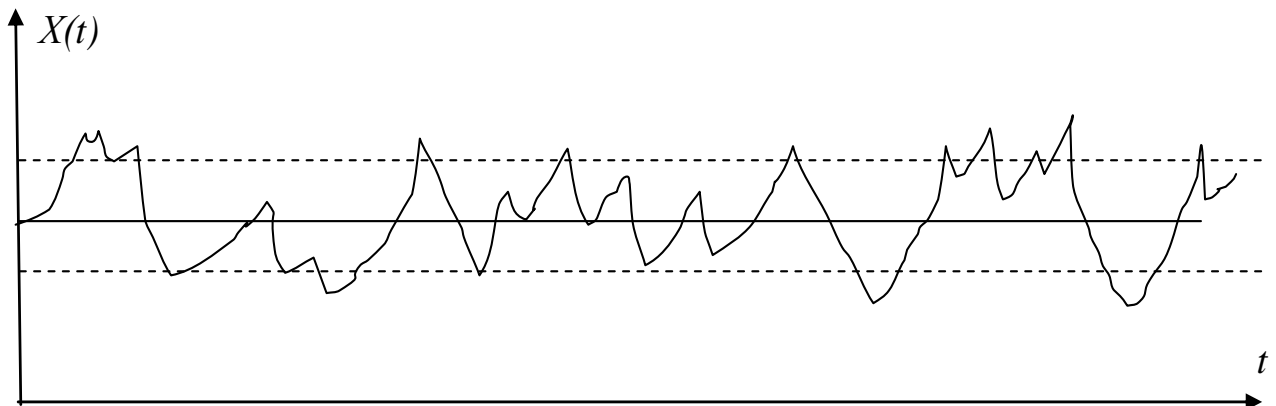


Рисунок 8.6. – Графік випадкового процесу з несуттєвими викидами за припустимий рівень

На рис. 8.7 показано, що за допустимі межі виходить вже середнє значення, а значить це суттєве відхилення показника якості.

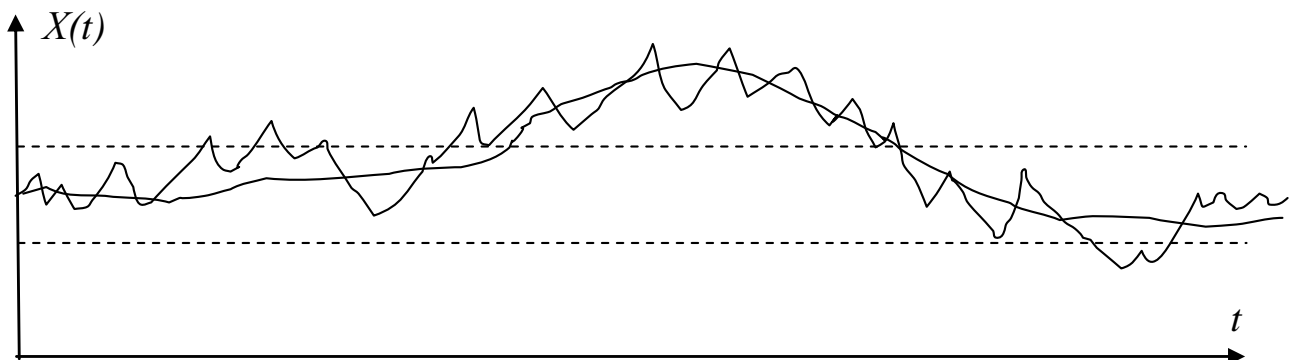


Рисунок 8.7. – Графік випадкового процесу, що має суттєві викиди за припустимий рівень

Питання для самоконтролю

1. Є три процеси в збагачувальній технології, графіки зміни якості яких зображені на рис. 8.8. Виберіть інтервал випробування. Потім визначте період осереднення для одержання коректного технологічного балансу.

2. Є технологічна схема, яка зображена на рис.8.9.

Визначте точки відбору проб і який показник випробується для визначення виходів у кожній точці даної технології.

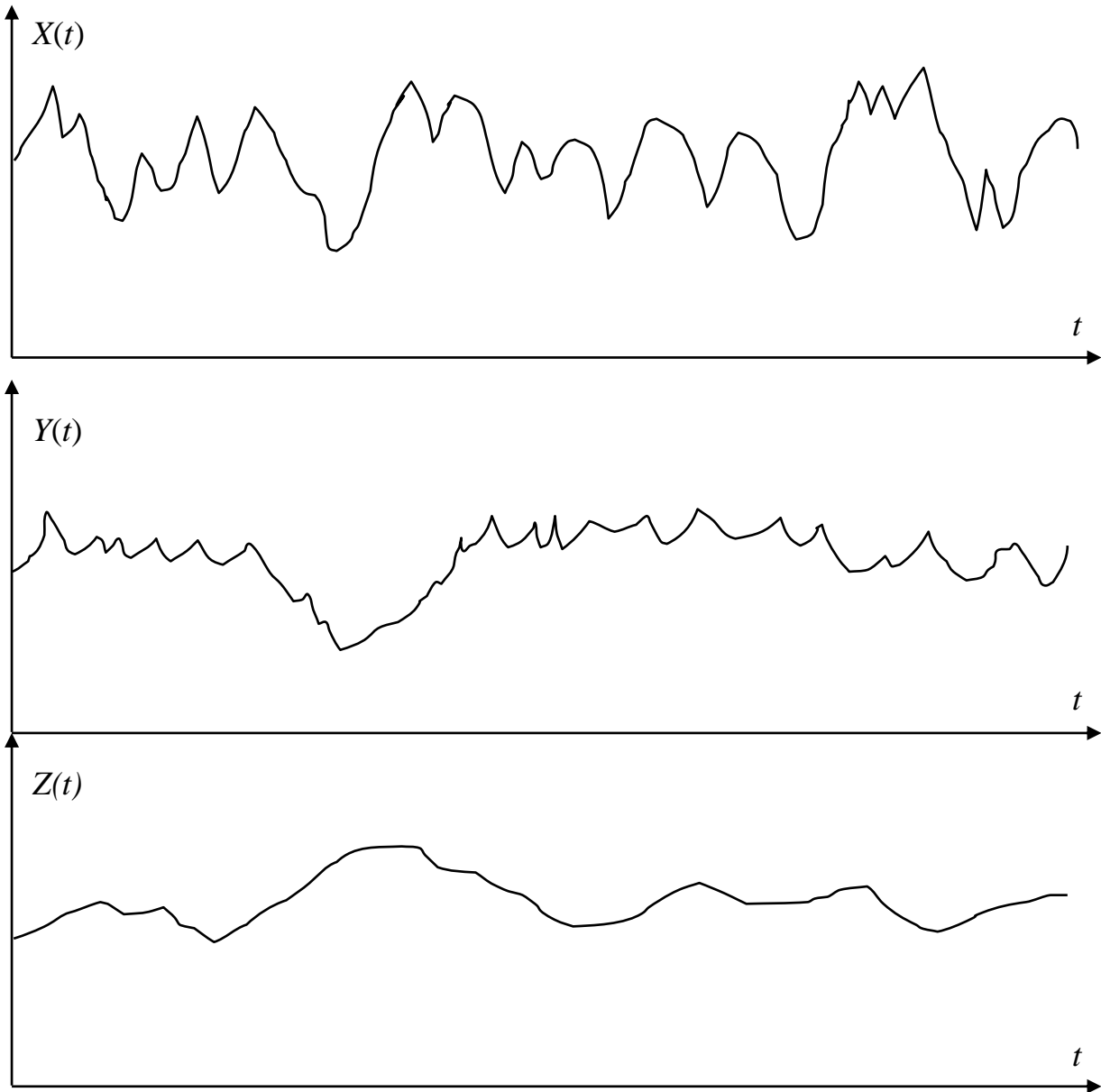


Рисунок 8.8. – Графіки зміни показника якості для трьох технологічних процесів

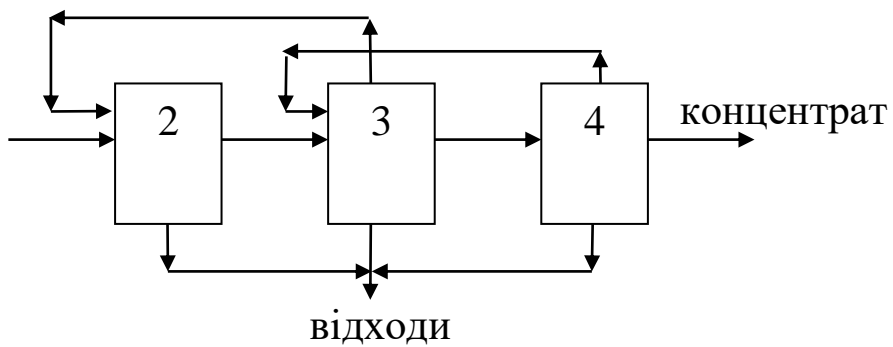


Рисунок 8.9. – Схема технологічного процесу

9. ВІДБІР ПРОБ

Мета розділу: Знайомство з методами відбору проб від масивів і пристроями для цього.

9.1. Відбір проб у вибоях

Таким чином, нами вже вирішені задачі розміру проб, та кількості цих проб. Технологічні потоки сировини дуже потужні і відбір проб стає небезпечним, тому відбір проб пов'язаний зі спеціальними пристроями, що забезпечують правильність та безпечність такого відбору.

Загальні правила відбору наступні: вибій повинен мати свіжу поверхню, характерну для тільки що розкритого рудного тіла; проби відбирають тільки зі стінок; на ґрунт виробки підстилають брезент чи інший матеріал; дотримуються правил безпеки ведення робіт. Відбір ведуть за допомогою молотка і зубила, відбійного молотка, бурильного молотка, навантажувальних машин.

Основні способи відбору наведені в табл. 9.1.

Таблиця 9.1 – Основні способи відбору проб гірничої маси

Спосіб відбору	Ознаки
Штуфний	Відбій окремих шматків чи декількох уламків 5 шматків Збирають весь матеріал зі свердловини (шпуру)
Точковий	
Свердловинний	
Борозновальний	
Здирковий	Роблять борозни з розрахунку, що маса проби з метра борозни повинна складати 0,5...50 кг Знімається шар 5...10 см поверхні масою 50...250 кг з погонного метра вибою

9.2. Пристрої і техніка відбору проб від нерухомих мас

Це випробування складів, вагонів, бункерів, хвостосховищ, згущувачів. Основний спосіб випробування – вичерпування, різновиди якого наведені в табл. 9.2.

Таблиця 9.2 – Різновиди випробування способом вичерпування

Різновиди способу	Ознаки
Горстьовий	Добір малих проб за допомогою совка у вузлах правильної сітки
Вичерпування	Викопують лунку глибиною 0,2...0,5 м і відбирають пробу лопатою, чи грейфером
За допомогою щупа	Проба відбирається в щуп з боковою щілиною, що поміщають у масив на зазначену глибину.
Желонкою	Пробу набирають в желонку при зануренні її в масив
Шурфом	Пробу набирають зі стінок шурфу
Свердловиною	Пробу набирають з продукту буріння
Канавою	Пробу набирають зі стін гірської виробки чи канави

Найбільш ефективним способом вичерпування є висвердлювання (вiburювання) лунки з відбором матеріалу для проби. Для пухкого матеріалу використовується шнек, що забирає пробу і переміщує її до прийомного пристрою. Можлива наявність у шнека крайок, які ріжуть і руйнують крупні куски матеріалу (рис. 9.1).

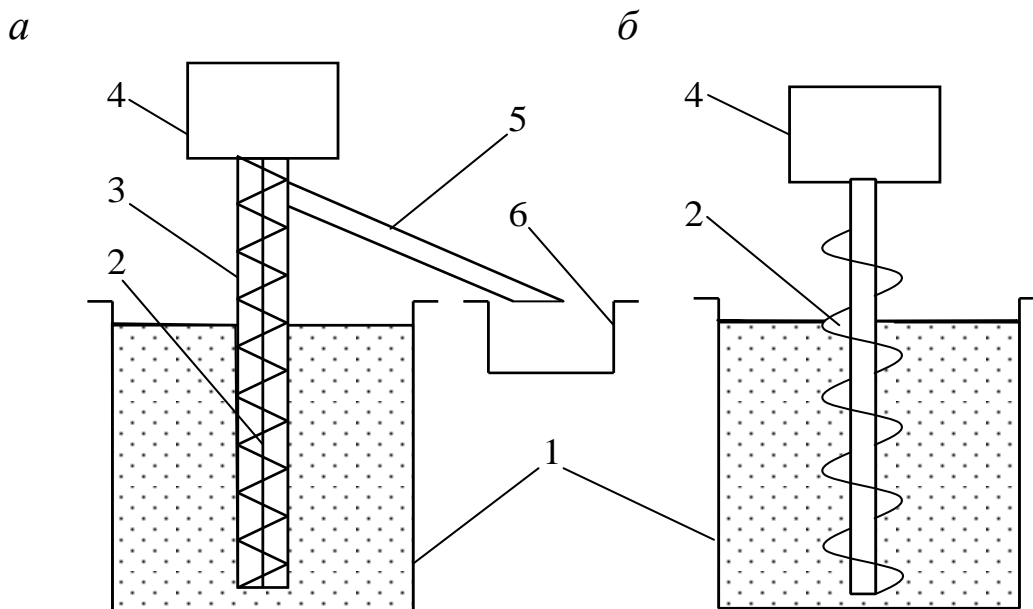


Рисунок 9.1. – Шнекові пробовідбирачі

a – з кожухом; *б* – без кожуха;

1 – ємність з масою для випробування; *2* – шнек; *3* – кожух; *4* – привід шнека; *5* – жолоб; *б* – ємність для приймання проби

Для сухих сипких матеріалів (наприклад, вугілля) застосовується шнек з кожухом, який занурюється разом зі шнеком в масу, з якої відбирається матеріал (рис. 9.1, *а*). Відібраний матеріал шнеком транспортується нагору і висипається в прийомну ємність. Конструктивно такий відбірний пристрій виконується у вигляді спеціальної машини, пристосованої для відбору проб з вертикальних лунок, а в разі потреби з можливістю установки його в похилі лунки. Відповідно механізуються і автоматизуються всі операції відбору проб під необхідним кутом і заданої глибини.

Для дрібних матеріалів типу кека флотаційного концентрату, що знаходиться в контейнері, можна використовувати шнек без кожуха (рис. 9.1, *б*). Вологий матеріал при заглибленні шнека залишається в пазах, шнек витягається при зупиненому приводі, переноситься в прийомну ємність і включається знову. Матеріал з пазів шнека викидається в прийомну ємність.

Пасивним варіантом повного відбору матеріалу з лунки, утвореної інструментом, є використання щупів (рис. 9.2).

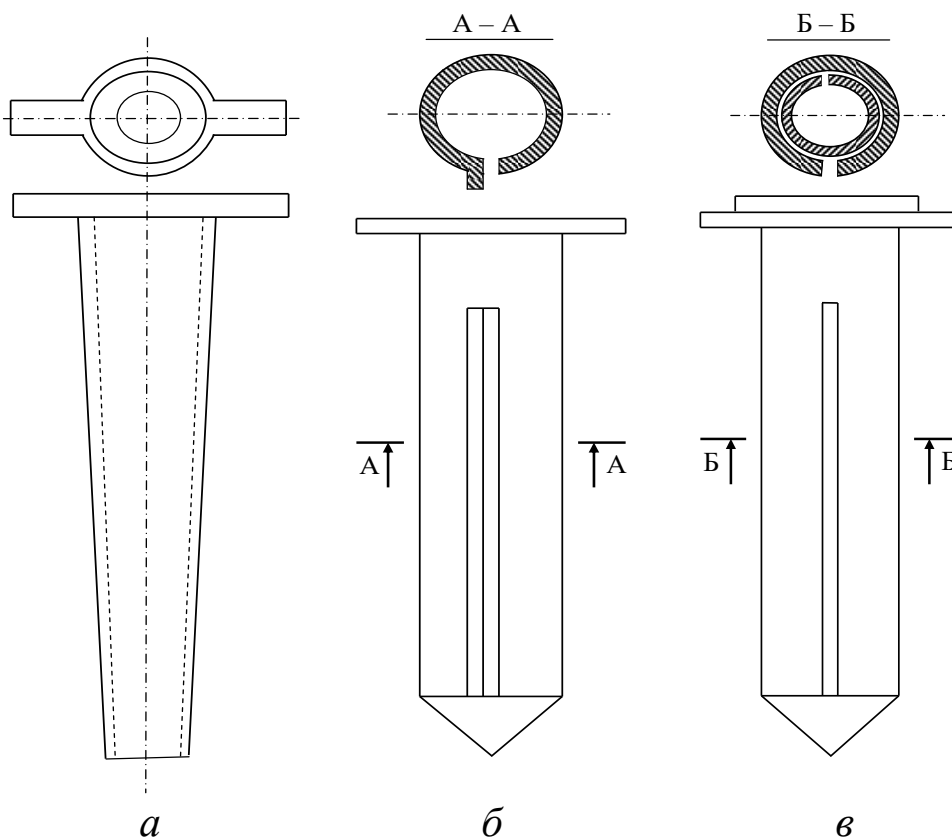


Рисунок 9.2. – Конструкція щупів для відбору проб

а – без дна; *б* – із дном без кожуха; *в* – із дном і кожухом

Щупи мають різноманітну конструкцію. На рис. 9.2, а наведено щуп у який матеріал входить через нижній отвір. Щуп вдавлюється у масу, що випробується, а потім витягується, і стовпчик матеріалу переноситься в приймальну ємність. Для зручності витягу матеріалу з щупа, внутрішня порожнина останнього робиться злегка конічною, що розширюється догори. Таким шляхом можна випробувати дрібнозернистий і вологий матеріал, який утворює стовпчик, що не руйнується при піднятті щупа.

Якщо матеріал занадто сипкий і такого стовпчика не утворює, можна використовувати щуп з дном і вертикальною щілиною, що перекривається чи не перекривається зовнішнім кожухом (рис. 9.2, б).

Основним недоліком таких щупів є залежність відбору проби через щілину від властивостей матеріалу. Сипкі матеріали, як правило, мають специфічні властивості течії через складні отвори. Звичайно матеріал починає інтенсивно стікати в щуп із поверхні чи з будь якої випадково виниклої в щілині порожнини. Унаслідок цього, власне кажучи, замість відбору матеріалу за всією глибиною лунки буде зроблений відбір з якоїсь її частини, переважно верхньої. Цей факт підтверджений експериментально. Так, при відборі проби таким способом з мішка, у нижній частині якого кварц, а у верхньої галеніт, у пробу потрапляє переважно галеніт. Звичайно вимагають, щоб ширина щілини щупа була не менш за трьох діаметрів максимальних частинок, однак цю вимогу не можна вважати обґрунтованою.

Для дуже сипких сухих матеріалів, або дуже вологих, що течуть, і рідких матеріалів краще використовувати желонки (рис. 9.3), які являють собою ємність з кришкою або отвором. Після того, як желонка буде поміщена в матеріал на задану глибину кришка (отвір) повинен відкритися. У цьому випадку відбирається точкова проба невеликої маси. Однак, застосовуючи відповідні схеми відбору проб (правильний розподіл за усім об'ємом матеріалу), можна домогтися високої точності випробування.

Шурфи, канали, свердловини великого діаметра є, власне кажучи, не лунками, а гірничими виробками, і випробування в них здійснюється в відповідності з методами і правилами випробування вибоїв.

Відбір проб досить великої маси може виконуватися за допомогою машин, зокрема грейфером із залізничних вагонів. При цьому ширина розкриття щелеп грейферів повинна бути не менш

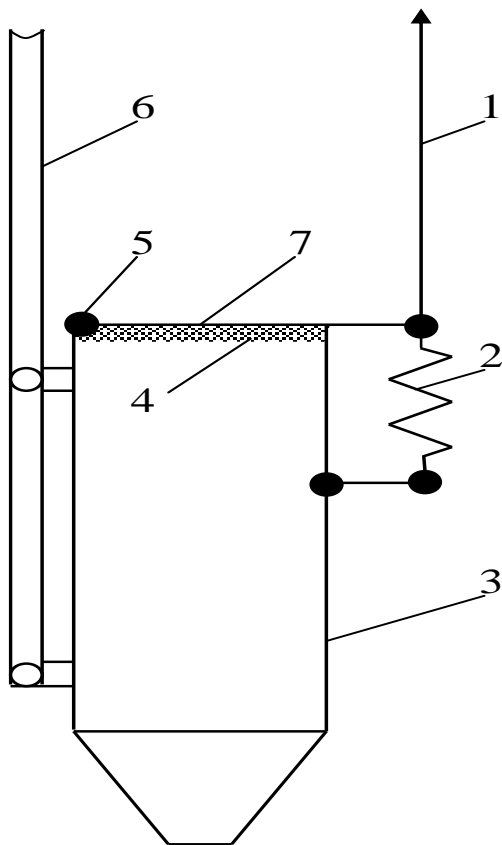


Рисунок 9.3. – Желонка

- 1 – тяга; 2 – пружина;
- 3 – ємність;
- 4 – гумова прокладка;
- 5 – кришка; 6 – шарнір;
- 7 – ручка

половини ширини вагона, а ширина щелеп не менш $2,5 d_{max}$. Грейфер повинний занурюватися у масу, що підлягає випробуванню не менш ніж на 0,4 м при повному розкритті його щелеп.

Вибірковий спосіб відбору проб застосовується найчастіше для технологічних процесів, які пов'язані з навантаженням чи розвантаженням маси, яка підлягає випробуванню. При цьому період r (число робочих циклів пробовідбірника, який відбирає одну пробу) обчислюється за виразом:

$$r = \frac{M}{m \cdot N_r}$$

де M – маса партії, т; m – маса проби за один цикл, т; N_r – число точкових проб.

У зв'язку з великою різноманітністю умов відбору проб від нерухомих мас і наявністю різних особливостей відбору перелічимо деякі загальноприйняті правила. Ці

правила вимагають рівнозначної показності елементів масиву в пробі, або забезпечення чистоти проби, і полягають в наступному:

- при відборі проби не можна допускати просипу з пробовідбірного пристрою матеріалу, що вже потрапив у точкову пробу;

- маси точкових проб, що використовуються для формування об'єднаних проб, мають бути пропорційні масам, які співвідносяться до цих точкових проб (При ручному відборі проб стандартами допускаються відхилення маси точкових проб, що відбираються від рівних масивів, на 20 %. З метою забезпечення таких відхилень стандарти регламентують найменшу масу точкової проби, яка відбирається вручну (табл. 9.3). Дійсно, якщо обговорено, що вручну не можна відбирати проби масою менше, ніж 1 кг, то забезпечити реальне значення маси в діапазоні 0,8...1,2 кг легше, ніж якби відбиралися проби масою 0,1 кг, і при цьому відхилення не повинні

виходити за межі 0,08...0,12 кг, хоча є і такі умови);

– не можна віддавати перевагу яким-небудь точкам чи окремим грудкам, необхідно відбирати пробу точно за наміченою схемою, як би це не було незручно (вимога рівної показності елементів масиву в пробі);

– не можна відбирати пробу безпосередньо біля стінок ємностей (регламентуються наступні вимоги: при випробуванні вагонів розташування місця відбору проби не менше 0,5 м від стінки або не менш 1/3 радіуса від борта круглого контейнера, (стандарт регламентує 1 м));

– точки відбору проб з ємностей у постачальника і споживача повинні розташовуватися однаково, а розташування їх у кожній ємності повинне бути таким, щоб у сумі за групою ємностей вони утворювали правильну сітку;

– якщо маса, яка підлягає випробуванню, складається з декількох просторово розділених тіл (кілька штабелів, вагонів і т.п.), то загальне число точкових проб розподіляється між ними пропорційно їхнім масам;

– випробування штабелів, конусів рекомендується робити в міру їхнього формування, так щоб проводити випробування шару висотою не більш 1,5 м.

Таблиця 9.3 – Найменші маси точкових проб (кг) при відборі вручну, що регламентовані стандартами

Крупність матеріалу, мм	Стандарт – 80-х років	Стандарт України
до 1	0,1	0,1
до 10	1,0	0,3
до 20		0,8
до 50	2,0	1,0
Більше 50		1,0 (з молотком)
50...100		4,0

9.3. Способи відбору проб від мас, що рухаються

На збагачувальній фабриці маса, що підлягає випробуванню, обробляється відповідно за прийнятою технологією і вся повністю проходить через визначені точки схеми, у яких зручно відібрати від

неї пробу. Така маса доступна випробуванню повністю У пробу може відбиратися поперечна смуга потоку, подовжня смуга потоку, які навмисно вирізуються, або частина потоку, що відсікається у подовжньому чи у поперечному напрямках.

Спосіб поперечних перерізів розповсюджений дуже широко. Полягає він у тому, що за допомогою пристрою, основним елементом якого є щілина для відбирання проби, вирізується поперечна смуга з потоку матеріалу (рис. 9.4, а), яка і складає точкову пробу.

Основна вимога до смуги це:
$$L_j = \sum_{i=1}^N l_{ij} = const,$$

де L_j – сумарна довжина N відрізків для i -тої лінії за період відбору проби; i – номер смуги; j – номер будь-якої лінії уздовж потоку; l_{ij} – довжина j -тої лінії в i -тій смугі.

На рис. 9.4 представлені «правильні» (а, б) і «неправильні» (в) варіанти розташування смуг, що вирізуються при відборі проб.

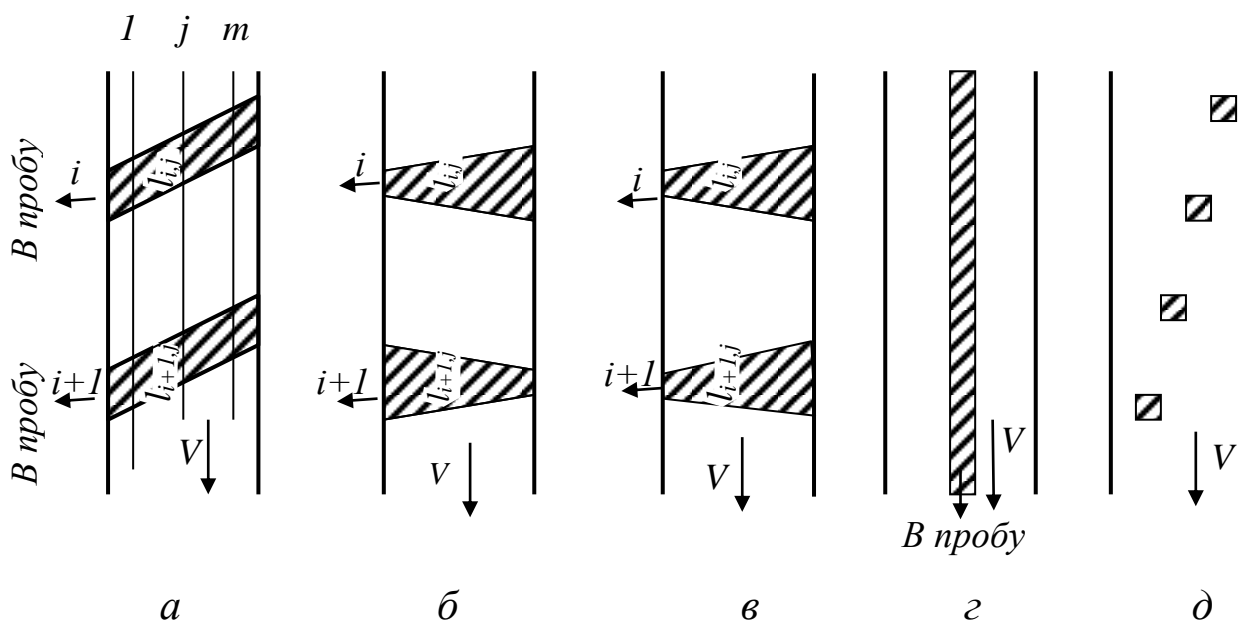


Рисунок 9.4 – Способи відбору проб:

а – б – правильні, в – неправильний поперечний, з – подовжній, д – витяг елементів потоку (V – швидкість потоку)

Можна винайти багато як правильних, так і неправильних варіантів відбору проб способом поперечних перерізів. Усі неправильні варіанти відбору характерні тим, що відбирається відносно велика частина проби від будь-якої частини перерізу потоку, що при наявності сегрегації приводить до систематичної похибки.

Важливою перевагою способу поперечних перерізів є можливість відбору відносно малої точкової проби і повне врахування поперечної сегрегації матеріалу в потоці. Недоліком є складність пристроїв для відбирання проб, і вимога щодо перепаду тиску у потоці.

Упровадження на збагачувальних фабриках рентгеноспектральних аналізаторів відкриває великі можливості для оперативного контролю і керування. При цьому виникає необхідність відбору проб у таких точках процесу, де важко виконати установку пробовідбірників з поперечним перерізом потоку або неможливо. Спосіб поздовжніх перетинів при цьому знаходить широке застосування. Це можливо завдяки організації сильного перемішування потоку перед його поділом чи такому розташуванню добірних щілин, при якому враховується можлива сегрегація.

Спосіб поздовжніх перетинів полягає в тому, що за допомогою пристрою, що містить щілину, вирізується з потоку подовжня смуга (див. рис. 9.4, *з*), матеріал якої і складає пробу, яку можна розглядати і як точкову, і як об'єднану в залежності від того, дискретно чи безупинно відбирається в такий спосіб проба.

Основна вимога до подовжнього способу: середнє значення обумовленого показника в частині потоку, що вирізується щілиною пробовідбирача, має дорівнювати середньому значенню цього показника у всьому перерізі потоку (це забезпечується при інтенсивній турбулізації потоку). Можливе застосування способу і без виконання цієї вимоги.

Перевагою способу поздовжніх перерізів відповідності неоднорідності проби і масиву, який підлягає випробуванню уздовж потоку, та еквівалентно умові, що кількість точкових проб надзвичайно велика $N_{\tau} \rightarrow \infty$. Недоліком способу є відбір досить великої за масою проби, що звичайно складає від декількох відсотків до половини маси потоку. Тому поширене комбінування подовжнього способу відбору з вторинним поперечним відбором. Часто подовжній спосіб відбору використовується при обробці проб при їхньому скороченні.

Можливий спосіб відбору точкових проб, при якому точкову пробу не утворить ні поперечна, ні подовжня смуги матеріалу, а елемент, поперечні і подовжні розміри якого рівні (див. рис. 9.4, *д*).

Такий спосіб дозволяє в максимально використовувати переваги обох раніше розглянутих методів: за рахунок відповідного вибору точок відбору в поперечному перерізі і забезпечити ліквідацію

впливу поперечної сегрегації. Це робить його еквівалентним поперечному способу, а за рахунок відбору великого числа таких елементів, що послідовно рухаються один за іншим, забезпечити просторову (тимчасову) неоднорідність потоку, що робить його еквівалентним подовжньому способу пробовідбору. Недоліком такого способу відбору проб є складність його технічної реалізації.

9.4. Параметри пробовідбірних пристроїв для відбору проб від матеріалу способом поперечних перерізів

Пробовідбірний пристрій при своєму перетинанні потоку повинен виділити з нього визначену частину матеріалу. Маса цієї частини, а також її показність залежать від параметрів пробовідбірного пристрою, а саме – від ширини щілини, швидкості її переміщення і ємності посудини для проби.

Параметри пробовідбірного пристрою не можуть вибиратися довільно, тому що при занадто малій ширині ковша грудки матеріалу можуть просто не проходити в нього, при великій швидкості шматки також не в змозі проникнути в щілину пробоприймача.

Прийняті наступні вимоги до пробовідбирачів:

– ширина пробоприйомної щілини b більше чи дорівнює трьом діаметрам максимальних грудок d_{max} , які знаходяться в потоці, що підлягає випробуванню

$$b > 3 \cdot d_{max}.$$

– краї щілини повинні бути рівнобіжні один одному, а довжина їх повинна бути такою, щоб відбір виконувався за всією товщиною потоку;

– швидкість перетинання потоку повинна бути постійною протягом усього проміжку часу, поки здійснюється відбір матеріалу, і така, щоб не допускалося викидання шматків матеріалу за межі пробовідбірника (для вітчизняних пробовідбірників швидкість перетинання складає 0,3...0,6 м/с);

– місткість пробовідсічного пристрою (ковша, лотка) повинна бути такою, щоб проба повністю поміщалася в ньому. Якщо проба в процесі відбору не переміщується за межі пристрою, його місткість повинна бути, принаймні, на 20...25% більше об'єму, який займає найбільша проба.

Експериментальне обґрунтування ширини щілини і швидкості перетинання потоку почали П. Жи і Л. Марен. З цією метою на

конвеєр укладався вручну матеріал крупністю 100 і 50 мм, масою відповідно 500 і 100 кг таким чином, щоб дослідник знав, скільки шматків матеріалу повинно проходити при включеному конвеєрі через заданий переріз за одиницю часу.

При включеному конвеєрі включався пробовідбірник, у якого змінювалася швидкість перетинання потоку від 0,1 до 2 м/с і пробовідбірна щілина від 0,05 до 0,8 м. Контроль встановленої швидкості для пробовідбірника, швидкість відбору проби і руху конвеєра здійснювався за допомогою кінокамер з наступним підрахунком кадрів. Зіставлялося розрахункове N_P за час відбору і реально відібране число грудок N_n при різній ширині щілини і швидкості пробовідсікача (рис. 9.5). Очевидно, ці числа повинні бути рівними, а їхнє співвідношення T дорівнює одиниці.

$$T = N_{II} / N_P,$$

Оскільки величини, що підлягали вимірюванню N_{II} і N_P містили похибки, були знайдені довірчі інтервали T , для умов цього експерименту $T = 1 \pm 0,04$. У більшості випадків T обчислювалося за 2...3 дослідями.

Швидкість пересікання потоку при цьому залишалася постійною і була менше 0,6 м/с.

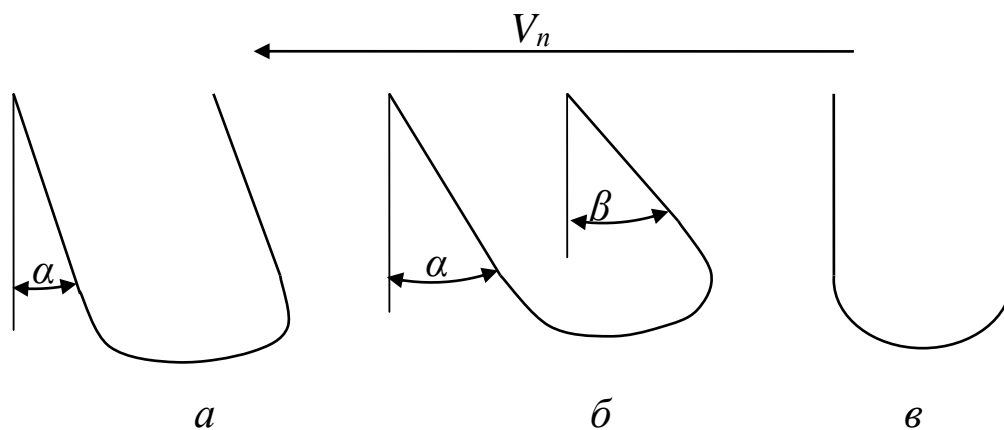


Рисунок 9.5. – Схеми конструкцій ковшів пробовідбирачів

a – з рівнобіжними похилими стінками; b – з різнопохилими стінками, що не перешкоджають відбору проби; c – звичайний (стрілкою зазначений напрямок руху ковшів)

При відношенні $b/d > 3$ значення T знаходиться усередині довірчих інтервалів, отже, ширина $b > 3d$ прийнятна. При $b < 3 \cdot d$ пробовідбірник відбирає в пробу менше число грудок, що при полігранулометричному складі призводить до зміни складу проби. З досвіду авторів експерименту співвідношення $b > 3d$ справедливо

для шматка розмір якого від 250 до 3 мм. При крупності матеріалу менше 3 мм ширина відсікаючого пристрою повинна дорівнювати 8...10 мм незалежно від його стану. Пробовідбірники з меншою шириною щілини не забезпечують показного відбору.

Обґрунтовано, що стінки пробоприймальних пристроїв необхідно виконувати похилими під кутом α (рис. 9.5, а), рівним куту напрямку вектора відносної швидкості падаючих шматків u_k і пробовідбірного пристрою v_n . При цьому на шматок, що потрапляє у ківш, не буде діяти гальмуюча сила стінки ковша і перешкоджати входженню в ківш наступних шматків. Так як в потоці можуть бути різні шматки як за крупністю, так і за формою, то в точці відбору проби знаходяться шматки, які падають з різною швидкістю. Для забезпечення умов показового відбору стінки ковша варто робити різнопохилими (рис. 9.5, б).

Для ковшів з похилими стінками співвідношення швидкості і ширини щілини будуть іншими. Але ці співвідношення ще не встановлені. Можуть бути пробовідбірники з більшою швидкістю перетинання потоку. У таких пробовідбірників кут α буде великим і може наближатися до 90° .

На рис. 9.6 зображено ударний пробовідбирач, що має ківш, стінки якого нахилені на 90° до вектора швидкості грудок матеріалу в точці перетинання потоку.

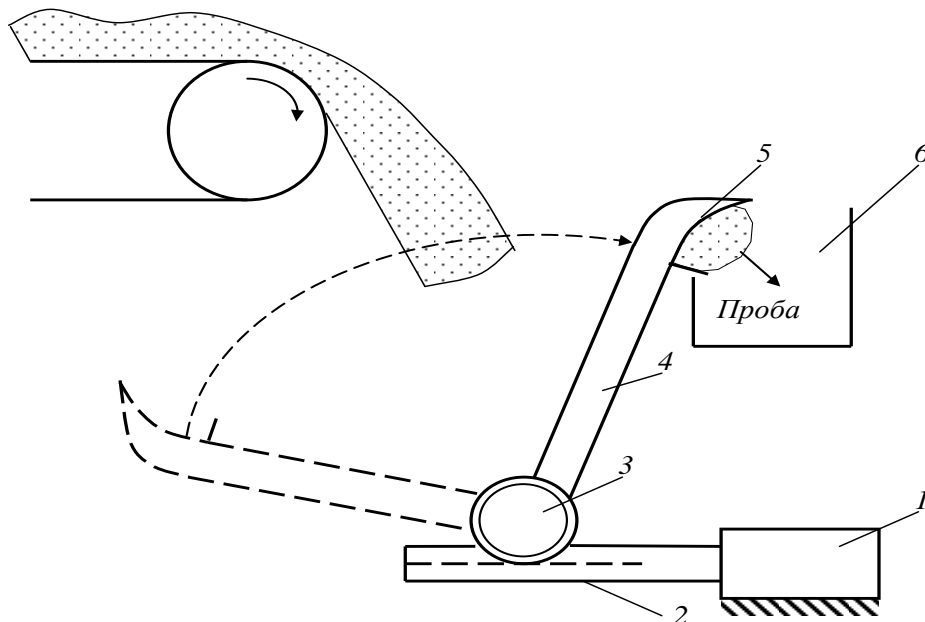


Рисунок 9.6. – Конструкція ударного пробовідбирача

Пневмоциліндр, чи лінійний електродвигун 1 за допомогою зубчастої рейки 2 і колеса 3 повертає з великою швидкістю рукоять

4 із пробовідбірною чашею 5 на кінці. Відібрана проба переноситься в прийомну ємність 6. Цей пробовідбирач можна вважати ківшовим із практично горизонтальною задньою стінкою, що виконана у вигляді виступу на рукояті, і близька до горизонтальної передньої (мається на увазі кут крайки).

Пробовідбирачі для відбору проб методом поперечних перерізів потоку повинні відповідати низці вимог:

- ширина щілини при швидкостях перетинання потоку близько 0,6 м/с для пробовідбирачів, у якого перпендикулярно розташовані стінки стосовно вектора швидкості переміщення і крупності матеріалу більше 3 мм, повинна бути не менше $3 d_{max}$;

- при зниженні швидкості перетинання чи нахилу стінок у бік переміщення ширина щілини може бути знижена;

- при крупності матеріалу менш 3 мм ширину щілини доцільно приймати не менше 8...10 мм.

9.5. Ківшеві пробовідбирачі

Велике поширення при поперечному способі відбору проб одержали ківшеві пробовідбирачі (рис. 9.7).

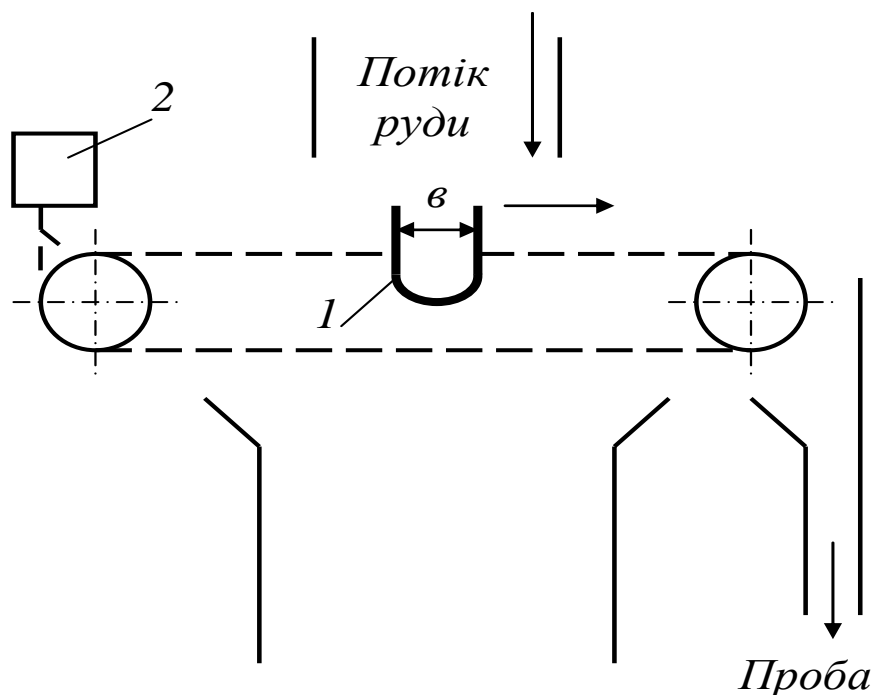


Рисунок 9.7. – Конструкція ківшевого пробовідбирача (ножовий)

Вони мають прямокутну щілину шириною b , що переміщується поперек потоку і служить для видалення частини цього потоку в пробу, тобто в поняття «ківшеві (ковшові)» входять і ножові, і лоткові

пробовідбирачі. Проба відбирається, або збирається в ківш 1, конструкція і місткість якого можуть бути різними, а потім по трубці чи жолобу направляється в прийомну ємність, що знаходиться в зручному для накопичення проби місці. Зупинка пробовідбирача в крайніх положеннях здійснюється за допомогою кінцевих вимикачів 2. Маса точкової проби q_T ківшового пробовідбирача визначається з виразу:

$$q_T = Q \cdot b \cdot \tau / L$$

де Q – продуктивність потоку; b – ширина щілини; L – ширина потоку руди в місці відбору; τ – тривалість перетинання потоку.

Так, як $\tau = L/V$, то: $q_T = Q \cdot b / V$.

Звичайно підставляють Q у т/год, b – у мм, V – у м/с. Тоді, щоб одержати q_m у кг, уводять коефіцієнт, який має значення – 1/3600

$$q_T = Q \cdot b / (3600 \cdot V) \quad (9.1)$$

Число точкових проб звичайно задається за допомогою реле часу. Велике поширення знаходили паузні механізми, що представляли собою електромеханічні реле часу. Останнім часом використовуються командні електроприлади типу КЕП-12у. При наявності обчислювальної техніки команду на відбір проби звичайно задається нею.

Автоматичний пробовідбирач АП-1 одержав поширення на рудних збагачувальних фабриках. Призначений він для відбору проб пульпи і дрібних сипких матеріалів (рис. 9.8).

Проба відбирається за допомогою відсікача (ножа) 6, який може встановлюватися як вертикально, так і горизонтально. Ніж робить зворотно-поступальні рухи за допомогою гвинтової передачі. Проба відтинається, як при прямому, так і при зворотному русі відсікача. Електродвигун 4 через еластичну муфту 3 обертає гвинт 9. Гвинт при своєму обертанні переміщає гайку 8, що несе на собі опорну конструкцію ножа – каретку 7. Для забезпечення необхідної міцності конструкції при дії на неї потоку пульпи, яка підлягає випробуванню, каретка виконана досить масивною і розташована на міцних опорних роликах 12, що рухаються по направляючим 11.

Зупинка каретки в крайніх положеннях здійснюється кінцевими вимикачами 2 під дією планки 1, що встановлена на каретці.

Рушійний механізм змонтований у трубці 5 з подовжнім прорізом унизу. На кінцях прорізу встановлені гумові амортизатори-обмежники 10.

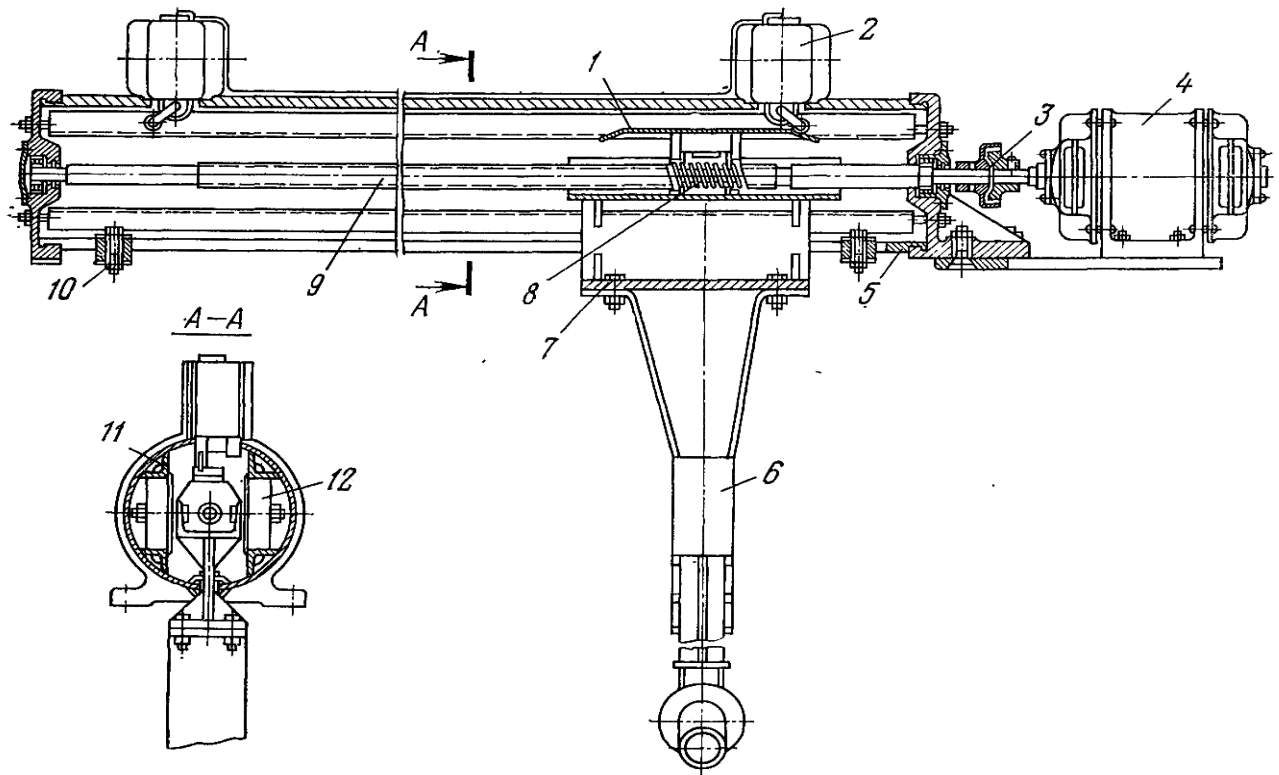


Рисунок 9.8. – Конструкція автоматичного пробовідбирача АП-1.

Широке поширення АП-1 одержав завдяки компактності і простоті. Однак гвинтовий механізм є причиною поломок пробовідбирача.

Тому в даний час вважаються більш надійними і перспективними ланцюгові пробовідбирачі.

Відбирачі проб типу ОП виявилися надійними (рис. 9.9). Основною відмінністю їх від АП-1 є використання ланцюгової передачі для переміщення каретки з ножом. Ніж 1 прикріплений до каретки 3, що переміщується за допомогою ланцюга 5 з повідцем 2 по направляючим 6. Ланцюг переміщається за допомогою електродвигуна 9 з редуктором 10. Зупинка в крайніх положеннях забезпечується кінцевими вимикачами 7 і гальмом 4. Натяг ланцюга здійснюється гвинтом 8.

Проба, що відтинається ножом 1, по трубі 11 надходить у прийомну ємність, яка не показана на рисунку. Ніж може бути виконаний у вигляді похилого лотка. На рис. 9.9 показана можливість встановлення ножа на дві сторони. Для конкретних умов вибирається один із варіантів.

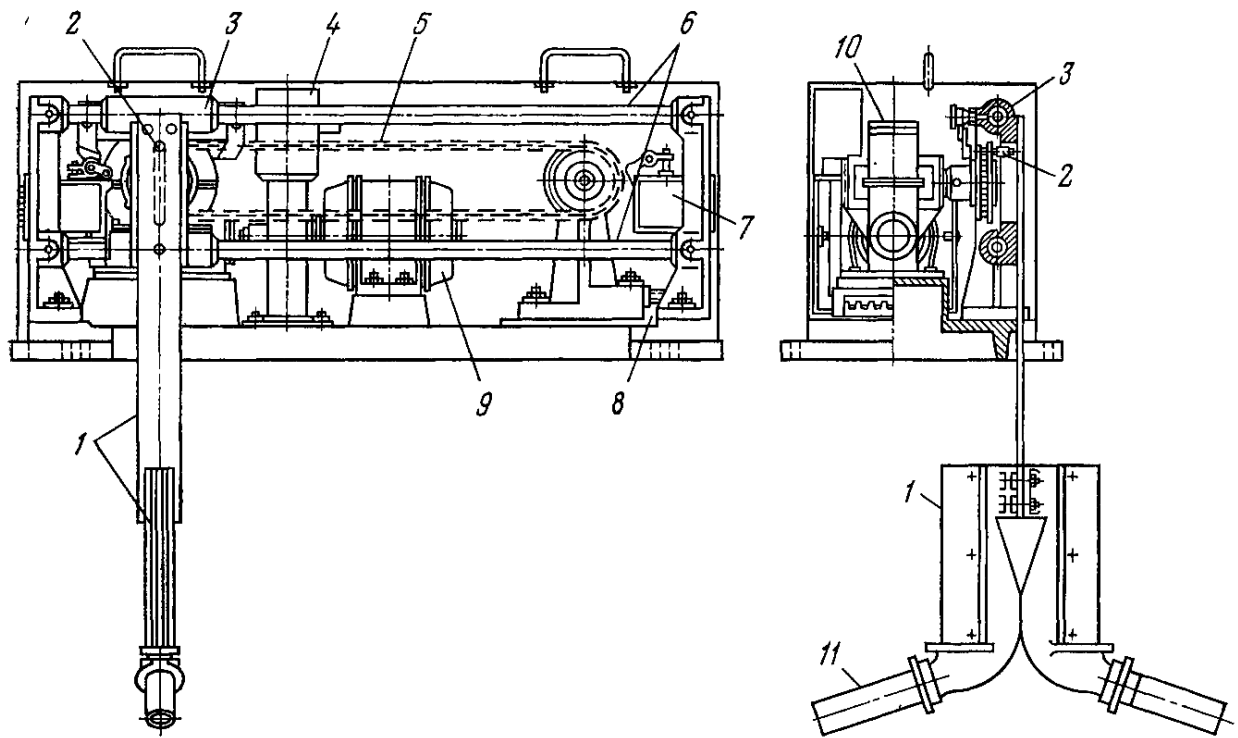


Рисунок 9.9. –Конструкція пробовідбирача ОП

Інститутом «Механобр» розроблений ряд пробовідбирачів. Більшість з них мають марку ОП: 43-ОП; 46-ОП; 47-ОП; 26-В-ОП; 1-ТИП-ОП; 2-ТИП-ОП. Розроблена технічна документація пробовідбирачів.

Розроблені і виготовляються установки для випробування потоків пульпи, які мають велику об'ємну продуктивність: ОДП-0,5; ОДП-1,5 і ОДП-5, що розраховані відповідно на – 500; 1500 і 5000 м³/год. Установки ОДП здійснюють відбір, доставку і підготовку проб. У комплект ОДП входять: пробовідбирач ножового типу з ланцюговим приводом (швидкість перетинання потоку 1 м/с); накопичувач проб з об'ємами камер 6; 12; 18 і 24 л (станція накопичення і відправлення проб стисненим повітрям під тиском 600 кПа); траса довжиною 0...150; 150...200; 200...300, 300...350; 350...500 м з діаметрами труб 12,7 і 18 мм; повітрявідокремлювач; зменшувач проби динамічного типу (із примусовим переміщенням елементів скорочення).

Пробовідбирачі ківшевого типу ПК призначені в основному для вуглезбагачувальних фабрик (рис. 9.10). Основним елементом є ківш 3, що переміщується за допомогою ланцюга 5. Пробовідбирач може бути встановлений як горизонтально, так і під надхилом, що покращує умови передачі проби до проборозробної машини. Для стійкості ковша використовуються два ланцюги, що приводяться в рух зірочками 2, з натяжним гвинтовим пристроєм 4.

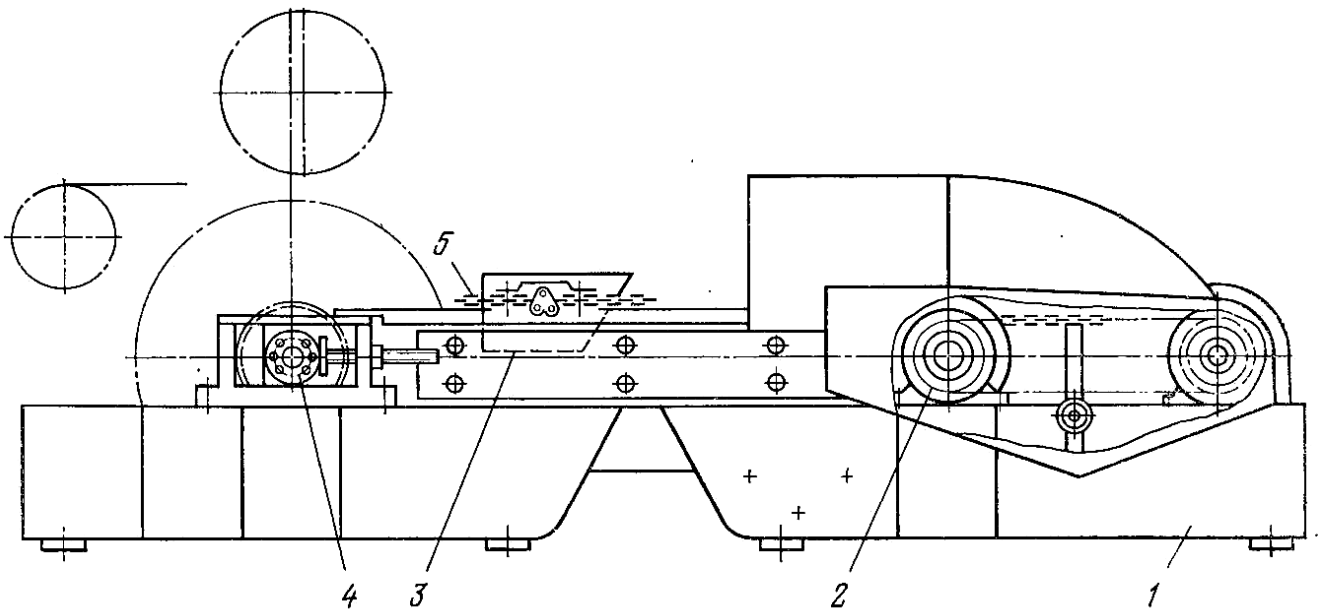


Рисунок 9.10. – Конструкція ківшового пробовідбирача ПК

Привід електричний, двошвидкісний з редуктором і муфтою. Відібрана проба висипається в направляючий жолоб 1 при переміщенні ківша.

Подібні до ківшевих пробовідбирачів – скреперні (рис. 9.11).

Так, як скреперні пробовідбирачі відбирають пробу з відносно нерухомого (для скрепера) потоку, то ширина скрепера може бути прийнята мінімально можливою, але більшою d_{max} .

Пробовідбирач скреперний ПС (див. рис. 9.11) має скрепер 3, що приводиться в рух електродвигуном 4 через редуктор 5 двома ланцюгами 2. Проба скидається в направляючий жолоб 1

9.6. Секторні пробовідбирачі

Секторні пробовідбирачі являють собою радіальну щілину, яка повертається при відборі проби і перетинає потік продуктивністю Q , що проходить вздовж вертикальної труби. Детальний опис і загальний вид вказаного пробовідбирача наведено в роботі[27].

Зупинка пробовідбирача в крайніх положеннях здійснюється кінцевими вимикачами. Доцільно використовувати секторний пробовідбирач з переміщенням усередині мінімально необхідного сектора з кутом φ .

Окремі частини щілини при цьому різний час знаходяться в потоці, отже, безпосередньо використовувати формулу (9.1) не можна.

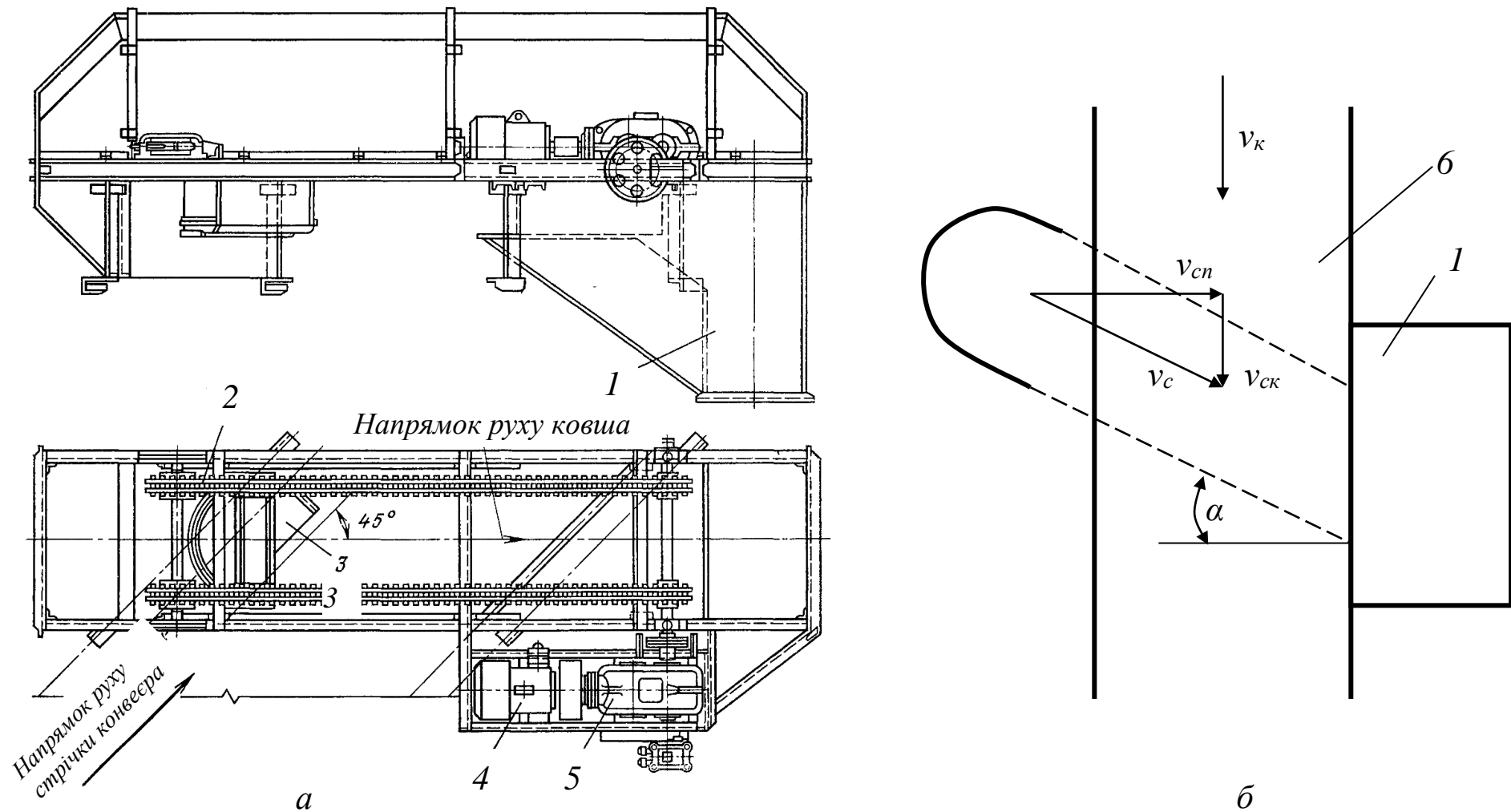


Рисунок 9.11. – Загальний вигляд скреперного пробовідбирача

a – загальний вид пробовідбирача;

б – схема установки пробовідбирача відносно руху потоку руди на конвеєрі;

1 – ємність для прийому руди, що обладнана направляючим жолобом; *2* – ланцюгова передача;

3 – скрепер; *4* – редуктор; *5* – електродвигун; *б* – стрічка конвеєра з рудою

Основним принципом представницького пробовідбору є відбір рівних за масою проб від рівних за масою порцій матеріалу. При перетинанні сектором з кутом α трубопроводу радіусом R частини проб, що відбираються від різних ділянок трубопроводу, пропорційні частинам потоку, який проходить через ці ділянки.

$$\text{Маса точкової проби: } q_T = \int_{R_{\min}}^{R_{\max}} q_T(R) dR = Q \cdot \frac{2 \cdot \pi \cdot \beta}{S_{TP} \cdot \omega} \cdot \int_{R_{\min}}^{R_{\max}} R \cdot \varphi(R) dR$$

де R – радіус трубопроводу; S_{TP} – площа перерізу трубопроводу. У окремому випадку, якщо φ не залежить від радіуса, маємо:

$$q_T = 2 \cdot \pi \cdot Q \cdot \beta \cdot \varphi \cdot (R_{\max}^2 - R_{\min}^2) / (2 \cdot S_{TP} \cdot \omega), \text{ але}$$

$$S_{TP} = \pi \cdot \varphi \cdot (R_{\max}^2 - R_{\min}^2),$$

тоді
$$q_T = Q \cdot \beta / \omega.$$

Так як $\omega = 360 n$, де n – частота перетину потоку в одиницю часу, то

$$q = \frac{Q \cdot \beta}{360 \cdot n}.$$

Вимоги до ширини щілини і швидкості руху секторних пробовідбирачів такі ж, як і для ківшевих.

Так, як найбільша ширина щілини буде в меншого радіуса $R_m - h_b$, то і найменша її ширина повинна бути $\geq d_{max}$, а найбільша лінійна швидкість для R_{max} – не більш 0,6 м/с.

З урахуванням встановленого зв'язку між швидкістю перетинання і шириною щілини і їх співвідношенням можна знайти найбільшу лінійну швидкість в залежності від вибраних b_m і n .

Класичним варіантом секторного пробовідбирача є пробовідбирач щілинний ПЩ. Пробовідбирач, вбудований у вертикальну ділянку трубопроводу, складається з завантажувального і розвантажувального патрубків, усередині яких переміщається щілинний відсікач, який приводиться в рух електродвигуном через редуктор. Проба, яка надходить у щілину ножа відсікача, переміщується по порожньому валу у прийомну ємність. У крайніх положеннях пробовідбирач зупиняється за допомогою кінцевих вимикачів.

9.7. Ручні пробовідбирачі

Ручними пробовідбирачами (рис. 9.12) випробується тільки дрібний матеріал, що знаходиться в русі. Найчастіше це пульпи, кеки, порошки. Якщо вручну необхідно відібрати пробу від

крупношматкового матеріалу, то це виконують в тих місцях, де він стає нерухомим.

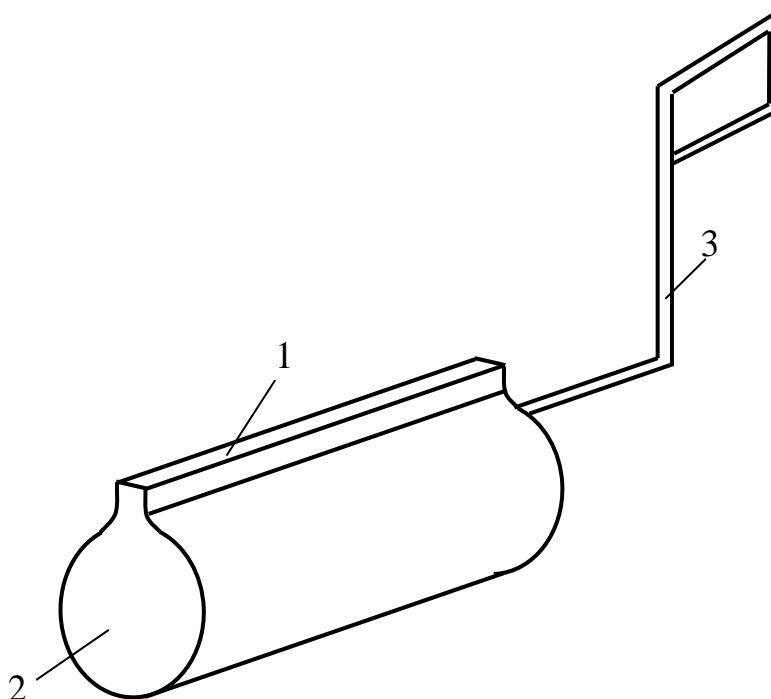


Рисунок 9.12. – Конструкція пробовідбірника для ручного відбору проб від потоків пульпи

Основний елемент пробовідбирача є щілина 1. Як правило, щілина з'єднана з прийомною посудиною 2, яка має ручку 3. Ручка виготовляється такої форми і довжини, щоб було зручно відбирати пробу в конкретних умовах. Довжина щілини пробовідбирача повинна бути більше товщини потоку.

При відборі проби необхідно переміщати пробовідбирач з постійною швидкістю перпендикулярно до потоку. Відділення проби в накопичувальну ємність виконується через щілину 1. Звичайно після відбору кожної проби залишки її змивають у ту ж ємність чистою водою.

9.8. Пробовідбирачі для відбору проб способом повздовжніх перерізів

Повздовжній спосіб відбору проб відрізняється тим, що використовується нерухомий (статичний) пробовідбираючий пристрій, який відбирає безупинно чи дискретно пробу в одній точці потоку. У зв'язку з тенденцією будь-якого потоку піддаватися сегрегації, першочерговою задачею, яка пов'язана з використанням

повздовжнього способу відбору, є доказ показності обраної точки, чи, іншими словами, доказ того, що частина потоку, яка відбирається, являє собою середню характеристику всього потоку. Як правило, це можливо лише в одному випадку – коли всі точки рівнозначні (при інтенсивній турбулізації потоку).

Такі умови формуються тільки для «тонких» матеріалів, наприклад, флотаційних пульп. Для них за умови достатньої турбулентності застосовуються точкові пробовідбирачі, які представляють собою забірну трубку, що поміщається в одну з точок потоку. Таким є вакуумний пробовідбирач (рис. 9.13), що використовується на Тирнаузькій збагачувальній фабриці і встановлений у вимірювальній коробці, яка створює за рахунок перетінок додаткову турбулізацію потоку. Такого ж типу пробовідбирач використовується в комплектах таких закордонних аналізаторів, як «Кур'єр-300».

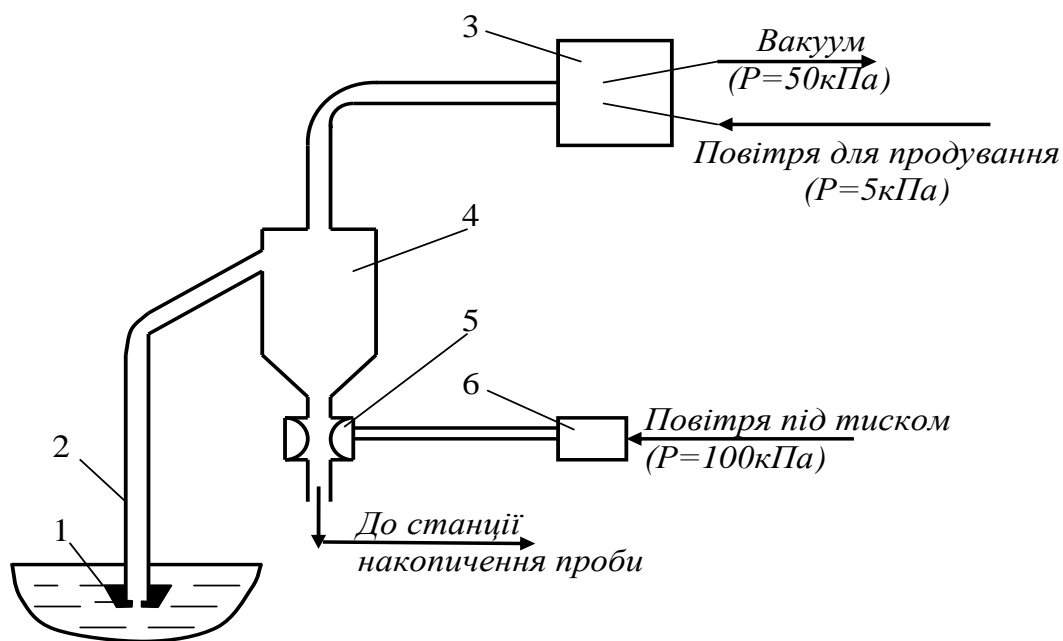


Рисунок 9.13. – Конструкція вакуумного пробовідбирача

Вакуумний пробовідбирач (рис. 9.13) складається із забірної трубки 2 із змінною насадкою 1, що з'єднана з прийомною посудиною 4. До посудини 4 за допомогою клапана КЭК 3 підводять вакуум чи повітря для продувки. У нижній частині посудини є пневматичний клапан 5, який управляється за допомогою пристрою СВМ 6 стисненим повітрям. У момент відбору проби клапан 3 відключає пробовідбирач від джерела повітря для продувки і підключає до джерела вакууму. Проба починає надходити в прийомну посудину. Час відбору проби обмежено часом заповнення

посудини. Після переключення клапана 3 відкривається клапан 5, і проба зливається в станцію накопичення проб. У проміжках між відборами проб трубка 2 і насадка 1 продуваються стисненим повітрям під невеликим тиском, щоб уникнути їхнього забивання або скупчення в них збагаченого матеріалу.

При використанні пробовідбирачів такого типу залишається відкритим питання – чи не мають вони систематичної похибки? Це необхідно доводити в кожному конкретному випадку. Доказ здійснюють, наприклад, зіставленням результатів відбору проб пробовідбирачами з перетинанням потоку і статистичним пробовідбирачем за критерієм Стьюдента з 5%-ним рівнем значимості.

Однак навіть дрібнозернисті продукти і пульпи, що переміщуються в трубопроводах і в жолобах, піддаються істотній сегрегації. Сегрегація у вертикальному напрямку проявляється найбільш яскраво за рахунок дії на частинки сили тяжіння, внаслідок різного значення щільності частинок руди і породи, а також різної крупності зерен.

Так, відомі пристрої у вигляді труб із просвердленими в них отворами, що забезпечують точковий повздовжний пробовідбір (рис. 9.14).

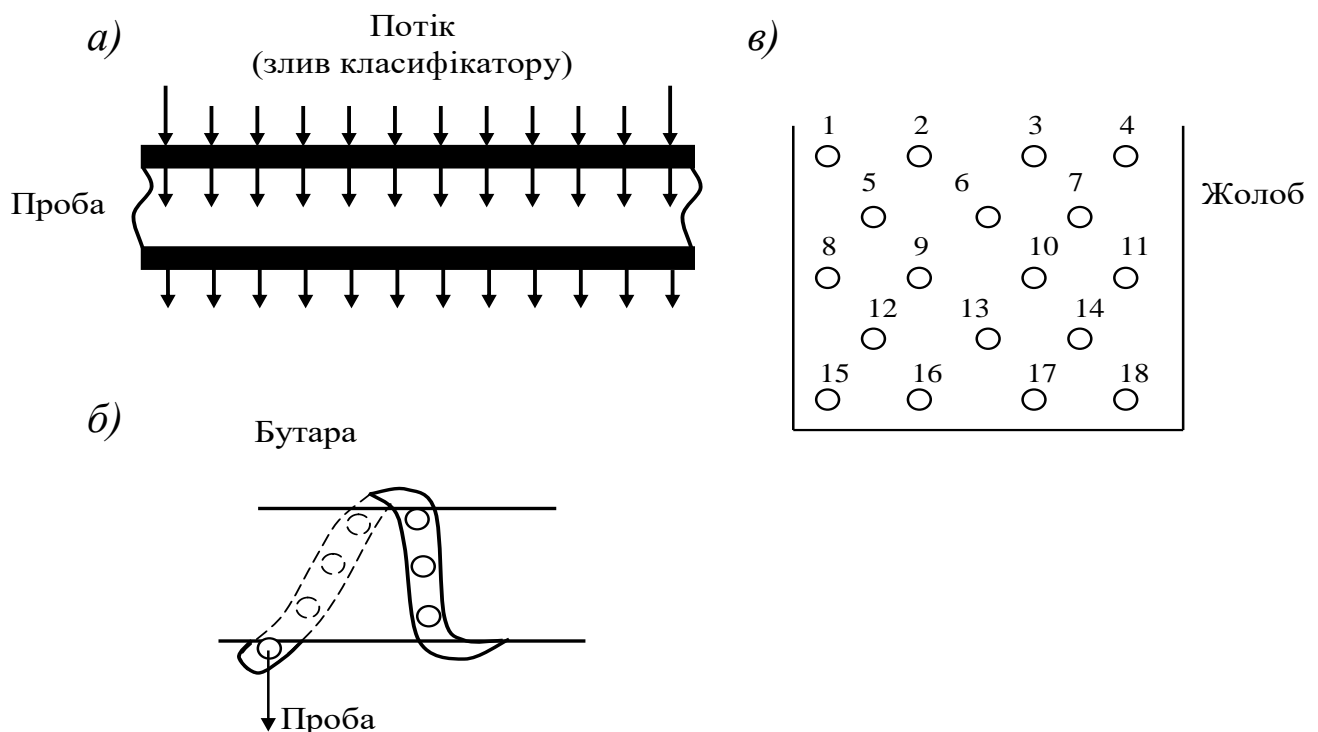


Рисунок 9.14. – Конструкція пристроїв для відбору проб із потоків пульпи

а) – на зливні класифікатора; б) – на зливні млина; в) – у скорочувачі проб

На зливі класифікатора встановлюють трубу з отворами (рис. 9.14, *а*). Такий пристрій при малій товщині потоку забезпечує врахування повздовжньої сегрегації. При великій товщині встановлюють кілька рівнобіжних труб. На зливі млина, на бутарі можна встановити гвинтоподібну трубу з отворами для відбирання і переміщуванні проби при своєму обертанні до розвантажувального кінця (рис. 9.14, *б*).

Пристрої із системою щілин, наприклад вертикальних, що розташовані за всією шириною потоку, звичайно не використовуються при відборі в зв'язку з великим об'ємом проби, що відбирається. Але вони знайшли застосування при скороченні проб (рис. 9.14, *в*).

З метою зменшення маси проби, яка відбирається, можна використовувати не сукупність щілин і точок, а одну точку чи щілину, яка переміщується в проміжках між моментами відбору проб у чергове місце потоку таким чином, щоб за прийнятий цикл переміщення сукупність точок відбору проб охоплювало весь переріз потоку.

Вміст класу – 0,071 мм від дна жолоба з наближенням до поверхні має різко зростати. Вміст загального заліза $\alpha_{\text{заг}}$ і магнітного $\alpha_{\text{магн}}$ також перетерплюють деякі зміни.

Сегрегація потоку пульпи в горизонтальному напрямку виражена набагато слабкіше і може бути наслідком впливу відцентрових сил на частинки матеріалу при криволінійному профілі труби чи жолоба. Тому при випробуванні, доцільно використовувати прямолінійні ділянки трубопроводу з установкою пробовідбираючих пристроїв наприкінці цих ділянок.

Оскільки вертикальна сегрегація завжди є, то у пробовідбираючих пристроїв з повздовжнім способом пробовідбору в трубах і жолобах використовуються щілинні пробовідбирачі з вертикальною щілиною, яка звичайно перетинає весь переріз потоку. Проба, що відбирається таким пробовідбирачем буде великого об'єму, тому використовують імпульсний відбір, або відкривають періодично щілину, або використовують вторинний, як правило, поперечний пробовідбір від потоку пульпи, що відібрав щілинний пробовідбирач.

Пробовідбирач з вертикальною щілиною встановлений на хвостовому жолобі Качканарської збагачувальної фабрики (рис.9.15) тому, що відходи піддаються сильній сегрегації у вертикальному напрямку.

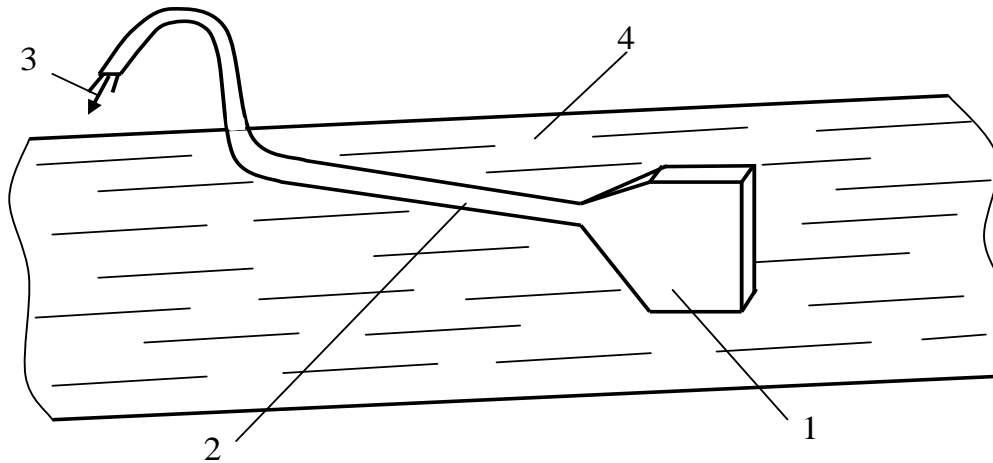


Рисунок 9.15. – Конструкція пробовідбирача з вертикальною щілиною

1 – вертикальна щілина для відбору частини потоку пульпи; 2 – трубопровід, яким рухається відібрана пульпа; 3 – перелив в ємність для проби; 4 – потік пульпи з якого відбирається проба

Нерухомий пробовідбирач з вертикальною щілиною безупинно відбирає пробу, яка після підйому на деяку висоту зливається в хвостовий жолоб. У точці зливу вручну поперечним способом відбираються точкові проби. У зв'язку з надзвичайно великим потоком відходів, пробовідбирач вимагає міцного кріплення. Гідравлічний розрахунок такого пристрою необхідний для того, щоб був забезпечений безпідпірний вхід пульпи в щілину, що досягається за рахунок сифонного ефекту, або розташуванням зливного кінця нижче забірною.

Пневматичний пробовідбирач (рис. 9.16) складається з циліндричного корпусу 7 з вертикальною щілиною 3, вставленого в трубопровід 1, по якій тече пульпа, що підлягає випробуванню. У пробовідбирач вводиться гумовий шланг 4, що утворює замкнуту ємність, у яку вставлений трубопровід 5 із щілиною 6 для підведення стисненого повітря під тиском 200...250 кПа. У звичайному положенні гумовий шланг перекидає щілину 3 пробовідбирача і проба не відбирається. У момент відбору проби тиск повітря знижується, шланг 4 стискується і частина потоку пульпи надходить у щілину 3 і далі в приймач проби. Пробовідбирач має трубу-заглушку 2, що дозволяє його витягти із потоку пульпи без зупинки технологічного процесу. При цьому трубу-заглушку опускають униз, а пробовідбирач відокремлюють від неї знизу.

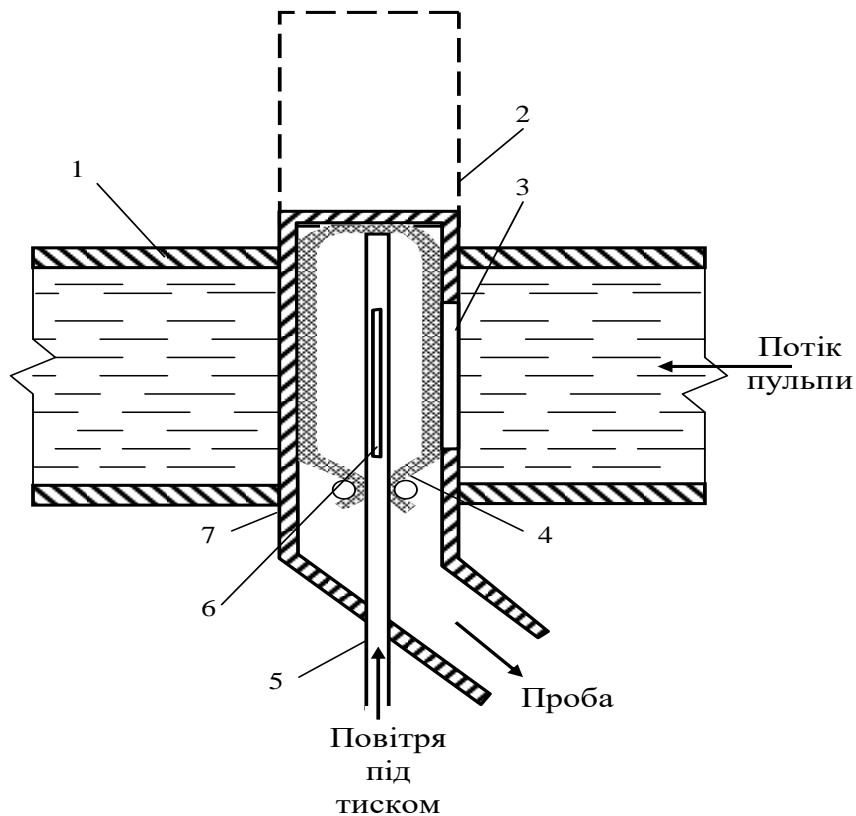


Рисунок 9.16. – Конструкція пневматичного пробовідбирача

Сегрегація як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямку неминуча, і якщо неможливе застосування повздовжнього відбору проби в точці або щілині, використовують сукупність точок або щілин, що враховують усі види сегрегації.

Переміщуючи точковий пробовідбирач послідовно від точки 1 до точки 18 (див. рис. 9.14, в), можна з 18 мікропорцій скласти одну пробу, що забезпечує показність випробування повздовжнім способом від сегрегованого потоку. Аналогічним чином можна переміщати вертикальну чи горизонтальну щілину.

9.9. Відбір проб способом вилучення елементів потоку

Відбір проб способом вилучення елементів потоку пульпи реалізується наступним чином. За допомогою трубки, що сканує у поперечній площині потік, безупинно повздовжнім способом відбирається проба, від якої періодично поперечним способом відбираються невеликі вторинні проби. Сукупність таких елементів потоку створює в просторі рівномірно розподілену в поперечному і повздовжньому напрямках сукупність великого числа елементів потоку, власне кажучи, дуже малих точкових проб.

Аналогічно від крупнокускового матеріалу вилучення елементів потоку реалізується наступним чином. Квадратний пробовідбирач розміром $3d_{\max} < X < 3d_{\max}$ переміщується під козирком з таким же отвором. Козирок разом із пробовідбирачем дозволяє виділяти повздовжню смугу матеріалу, що представляє собою елемент потоку. Сукупність таких елементів складе частину матеріалу рівномірно розташовану в потоці, що підлягає випробуванню.

Питання для самоконтролю

1. *Визначити похибки виходу для бінарного розділення методом збільшень, якщо показники розділення наступні: $\alpha=0,3$; $\beta=0,5$; $\nu=0,1$.*

2. *Цим же способом визначить похибки виходу збагаченого продукту для фрагменту схеми розділення рис. 9.17:*

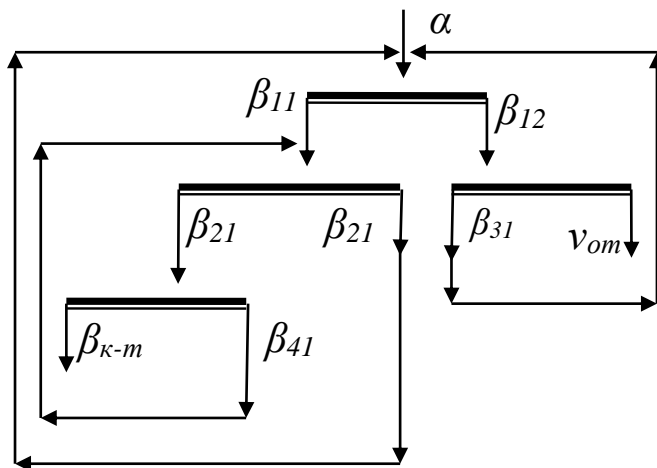


Рисунок 9.17. – Фрагмент схеми розділення

3. *Складіть систему балансових рівнянь для схеми розділення рис. 9.17.*

4. *Розв'яжіть систему рівнянь (п.3) будь-яким способом (уся послідовність рішення повинна бути представлена у зручному для читання вигляді третім особам).*

5. *За рис.9.18 визначте, як зміниться якість концентрату (β), якщо:*

- щільність пульпи зливу класифікатора збільшиться;
- вміст цінного компонента в руді збільшиться;

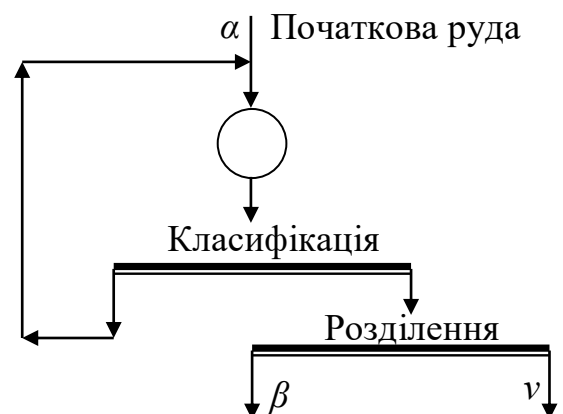


Рисунок 9.18. – Фрагмент схеми збагачення

– вихід проміжного продукту збільшиться.

6. Яка очікується якість концентрату, якщо значення якості проміжного продукту складає 0,54?

7. Залежність між щільністю пульпи зливу класифікатора і якістю проміжного продукту має вигляд $\beta_3 = 0,55 - 0,00005\delta_{СК}$, $1200 \leq \delta_{СК} \leq 1500$ г/л. Яка якість концентрату очікується, якщо $\delta_{СК} = 1300$ г/л.?

8. Є випадковий процес, який наведено на рис.9.19.

Визначте його дисперсію. Виконайте ковзне підсумування доти, поки дисперсія не зменшиться в 3 рази.

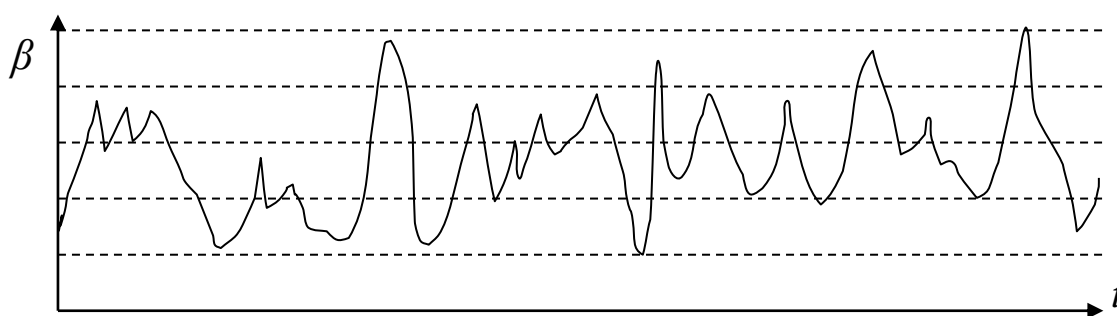


Рисунок 9.19. – Зміна якості продукту збагачення в залежності від часу

9. Підберіть інструмент для відбору проби у вибої вугільної лави довжиною 200 м і висотою вибою 1,5 м, з потужністю пласта 0,9м.

10. Підберіть інструмент для відбору проби у вибої рудної шахти довжиною 10 м і висотою вибою 3 м.

11. Підберіть інструмент для відбору проби в уступі кар'єру довжиною 50 м і висотою уступу 8 м.

12. Складіть план відбору точкових проб в об'єднану пробу з рудного уступу (див. задачу 11).

10. ПОХИБКИ ПОКАЗНИКІВ, ЩО РОЗРАХОВУЮТЬСЯ

Мета розділу: вивчити способи визначення похибки виходу продукту в схемі збагачення будь-якої складності.

Випробування і контроль при збагаченні корисних копалин необхідні для того, щоб за допомогою виміру якісних показників визначати кількісні. Вимір витрат матеріалу в потоках пульпи

реалізувати вкрай важко, а тому вихід, наприклад для бінарного розділення, визначають через вміст цінного мінералу за наступним виразом:

$$\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu},$$

де α , β , ν - вмісту цінного мінералу у початковому продукті і продуктах розділення.

Оскільки головний товар збагачувального підприємства – концентрат, то вимоги до визначення виходу, а значить і до вимірів значень α , β , ν досить високі. Априорі відомо, що чим вище точність контролю якісних показників, тим вище буде точність розрахунку кількісних показників.

З диференціального числення відомо, що похибка функції σ_Y визначається на підставі похибок аргументів σ_X як:

$$\sigma_Y^2 = \sum_{i=1}^n \left(\left(\frac{\partial Y}{\partial X} \right) \cdot \sigma_X \right)^2,$$

де n – кількість змінних функції $Y = f(\bar{X}) = f(X_1, X_2, \dots, X_n)$.

Наприклад. Є функція $\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}$. Визначити похибку при розрахунку виходу продукту, якщо вихідні дані наступні: $\sigma_\alpha = 0,01$; $\sigma_\beta = 0,01$; $\sigma_\nu = 0,005$, параметри функції такі: $\alpha = 0,3$; $\beta = 0,5$; $\nu = 0,05$.

Рішення. Знаходимо часткові похідні від функції виходу:

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} = \frac{1}{\beta - \nu}; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \beta} = -\frac{\alpha - \nu}{(\beta - \nu)^2}; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \nu} = \frac{\alpha - \beta}{(\beta - \nu)^2}.$$

Обчислюємо ці похідні в точці вимірів:

$$\left(\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} \right)^2 = \left(\frac{1}{0,5 - 0,05} \right)^2 = 4,93; \quad \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} \right)^2 = \left(\frac{0,3 - 0,05}{(0,5 - 0,05)^2} \right)^2 = 1,56;$$

$$\left(\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} \right)^2 = \left(\frac{0,3 - 0,5}{(0,5 - 0,05)^2} \right)^2 = 1;$$

$$\sigma_\gamma^2 = 4,93 \cdot 0,01^2 + 1,56 \cdot 0,01^2 + 1 \cdot 0,005^2 = 0,000651.$$

$$\sigma_\gamma = \sqrt{\sigma_\gamma^2} = \sqrt{0,00065} = 0,025$$

Вихід має значення: $\gamma = \frac{0,3 - 0,05}{0,5 - 0,05} = 0,555$.

У такий спосіб: $\gamma = 0,555 \pm 0,025$; $0,53 \leq \gamma \leq 0,58$.

Відносні похибки складають: $\Delta\alpha_{OTH} = \frac{0,01}{0,3} = 0,033$;

$$\Delta\beta_{OTH} = \frac{0,01}{0,5} = 0,02; \quad \Delta\nu_{OTH} = \frac{0,005}{0,05} = 0,1; \quad \Delta\gamma_{OTH} = \frac{0,0517}{0,555} = 0,093.$$

Зазвичай, технологічні схеми збагачення складаються із декількох десятків бінарних операцій розділення, в яких виділяються частини матеріалу, що направляють в початок, або середину схеми. Тобто, маємо технологічну схему зі зворотними зв'язками, які ускладнюють розрахунок похибок. Для таких схем необхідно скласти функцію виходу, розглядаючи точку змішування, як додаткову операцію. Для цього варто скористатися теоремами П. Пілова для складних схем.

Питання для самоконтролю

1. Визначте формулу кількості піскового навантаження у схемі замкнутого циклу помелу і розрахуйте похибку визначення цього навантаження. Вихідні дані визначте самостійно.

11. ВИЗНАЧЕННЯ ВИХОДУ ПРОДУКТІВ У СКЛАДНИХ СХЕМАХ РОЗДІЛЕННЯ

Мета розділу: ознайомити з формальними методами визначення виходу продукту.

Технологічна схема збагачення корисних копалин складається з визначеної послідовності операцій розділу і змішання. Тому першочерговою задачею розрахунку є визначення вилучення вузьких фракцій у продукти, що отримані в результаті переробки матеріалу у всіх операціях схеми.

Коли здійснюється послідовне розділення продукту, то сепараційні характеристики апаратів перемножуються. Коли ж здійснюється операція змішування, тоді перетворення достатньо складне. Припустимо, змішується продукт, що одержується від технологічного зворотного зв'язку. Допустимо, що до змішування кількість вузької фракції була γ_{0i} , а після змішання – γ_{3i} , що дорівнює сумі вузької фракції у початковому продукті до змішування і її кількості у продукті циркулюючого навантаження, тобто
$$\gamma_{3i} = \gamma_{0i} + \sum_{k=1}^n \gamma_{ki}.$$

Відповідно до теореми про послідовне з'єднання елементів маємо

$\gamma_{ki} = \gamma_{3i} \prod_{j=1}^m P_{kij}$, де P_{kij} – сепараційні характеристики операцій

розділення на шляху руху матеріалу. Тоді $\gamma_{3i} = \gamma_{0i} + \gamma_{3i} \sum_{k=1}^n \prod_{j=1}^m P_{kij}$, але

оскільки відношення $\frac{\gamma_{3i}}{\gamma_{0i}} = P_{3i}$ тобто не що інше, як сепараційна

характеристика операції змішування то отримаємо:

$$P_{3i} = \frac{1}{1 - \sum_{k=1}^n \prod_{j=1}^m P_{kij}}.$$

Розглянемо застосування отриманих формул на прикладах.

Допустимо, є технологічний блок розділення (рис. 11.1). Скласти сепараційну характеристику цього з'єднання.

Розглянемо застосування отриманих формул на прикладах.

Допустимо, є технологічний блок розділення (рис. 11.1). Скласти сепараційну характеристику цього з'єднання.



Рисунок 11.1. – Схема технологічного блоку розділення

Відповідно до законів послідовного з'єднання маємо:

$$P_{\beta} = P_1 \cdot P_{3B1} \cdot P_2.$$

Для зворотного технологічного зв'язку сепараційна характеристика дорівнює:

$$P_{3B1} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_2^1},$$

де $P_2^1 = 1 - P_2$.

Виконаємо тотожні перетворення

$$P_{\beta} = P_1 \cdot P_{3B1} \cdot P_2 = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 \cdot P_2^1} = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 \cdot (1 - P_2)} = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 + P_1 \cdot P_2}.$$

Отримаємо остаточну формулу $P_{\beta} = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 + P_1 \cdot P_2}.$

Ускладнюємо з'єднання розділових апаратів (рис. 11.2).

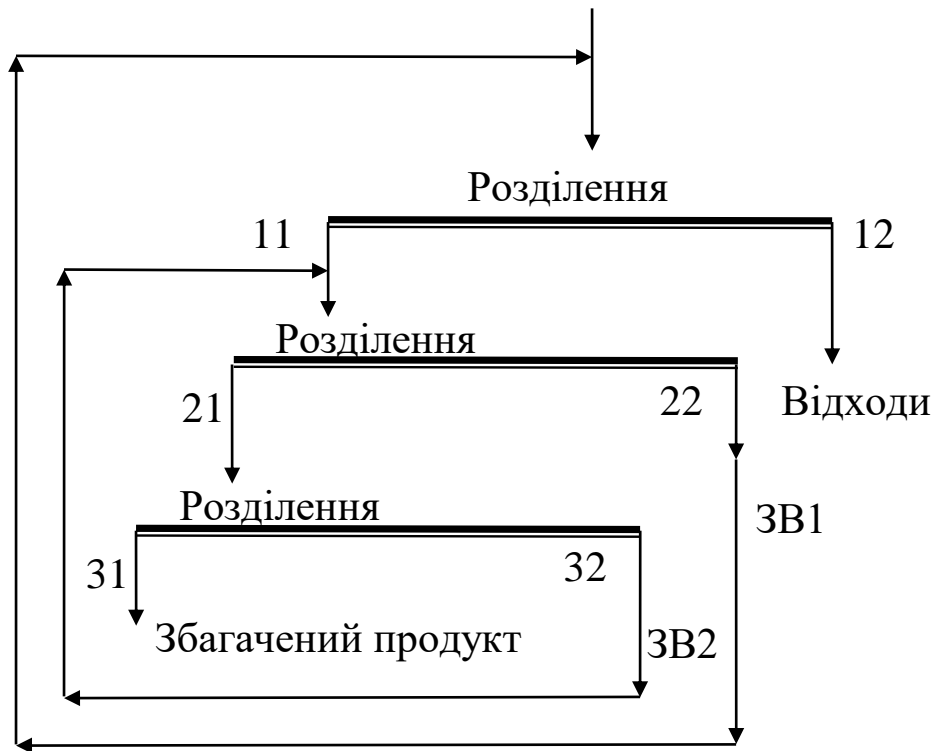


Рисунок 11.2. – Схема ускладненого технологічного блоку розділення

Сепараційна характеристика для такого з'єднання

$$P_{\beta} = P_{3B2} \cdot P_1 \cdot P_{3B1} \cdot P_2 \cdot P_3.$$

Характеристики зворотних зв'язків відповідно мають вигляд:

$$P_{3B2} = \frac{1}{1 - P_2 \cdot P_3^1}, \quad P_{3B1} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_{3B2} \cdot P_2^1}.$$

Виконаємо тотожні перетворення та одержимо остаточний вираз:

$$P_{\beta} = \frac{P_1 \cdot P_2 \cdot P_3}{1 - P_1 \cdot P_2^1 - P_2 \cdot P_3^1}.$$

Подальші перетворення не будемо виконувати, оскільки вони тривіальні.

Ускладнюємо ще більше технологічні зв'язки (рис. 11.3). Сепараційна характеристика цього технологічного блоку

$$P_{\beta} = P_{3B2} \cdot P_1 \cdot P_{3B1} \cdot P_2 \cdot P_4 \cdot P_3 \cdot P_{3B3}.$$

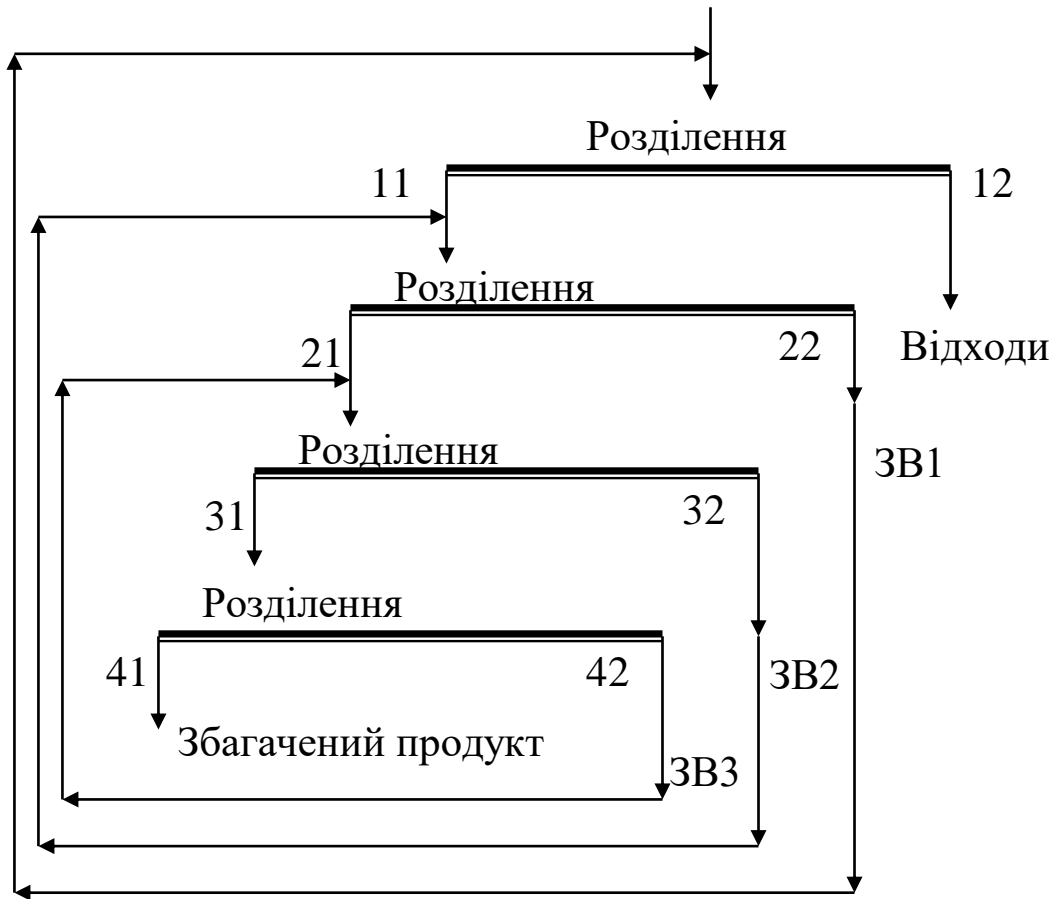


Рисунок 11.3. – Схема технологічного блоку розділення, зі складними зворотними зв'язками

Характеристики зворотних зв'язків:

$$P_{ЗВ3} = \frac{1}{1 - P_4 \cdot P_5^1}, \quad P_{ЗВ2} = \frac{1}{1 - P_3 \cdot P_{ЗВ3} \cdot P_4^1}, \quad P_{ЗВ1} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_{ЗВ3} \cdot P_2^1}.$$

У спрощеному вигляді складні зворотні зв'язки будуть описуватися співвідношеннями:

$$P_{ЗВ3} = \frac{1 - P_3 \cdot P_4^1}{1 - P_1 \cdot P_2^1 - P_3 \cdot P_4^1},$$

$$P_{ЗВ1} = \frac{1 - P_1 \cdot P_2^1 - P_3 \cdot P_4^1}{1 - P_1 \cdot P_2^1 - P_3 \cdot P_4^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot (1 - P_3 \cdot P_4^1)},$$

$$P_{ЗВ2} = \frac{P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4}{1 - P_2 \cdot P_3^1 - P_3 \cdot P_4^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot (1 - P_3 \cdot P_4^1)}.$$

Сепараційна характеристика з'єднання виходить хоча і складною, але поки що цілком можливі тотожні перетворення без суттєвої ймовірності зробити помилку.

Запишемо сепараційну характеристику фрагменту технологічної схеми, що зображена на рис. 11.2, для визначення похибки виходу:

$$P = P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_{3B1} \cdot P_{3B2};$$

$$P_{3B1} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_2^1 \cdot P_{3B2}}; \quad P_{3B2} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_3^1}.$$

Складемо єдине рівняння і виконавши тотожні перетворення, одержимо:

$$P_C = \frac{P_1 \cdot P_2 \cdot P_3}{1 - P_1 \cdot P_2^1 - P_2 \cdot P_3^1}.$$

На підставі даного виразу запишемо функцію виходу, підставляючи замість сепараційної характеристики поодинокі виходи

$$\gamma_C = \frac{\gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3}{1 - \gamma_1 \cdot \gamma_2^1 - \gamma_2 \cdot \gamma_3^1}.$$

Тепер необхідно виконати диференціювання, як від складної функції: $\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} \frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} + \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} + \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} \frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha}$. І так за всіма змінними. У результаті функція похибки перетвориться в матрицю:

$$\sigma_\gamma^2 = \begin{vmatrix} \left(\frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha}\right)^2 \left(\frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha}\right)^2 \left(\frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha}\right)^2 & \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1}\right)^2 \cdot \sigma_\alpha^2 \\ \left(\frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta}\right)^2 \left(\frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta}\right)^2 \left(\frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta}\right)^2 & \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2}\right)^2 \cdot \sigma_\beta^2 \\ \left(\frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu}\right)^2 \left(\frac{\partial \gamma_2}{\partial \nu}\right)^2 \left(\frac{\partial \gamma_3}{\partial \nu}\right)^2 & \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3}\right)^3 \cdot \sigma_\nu^2 \end{vmatrix}.$$

Наприклад. Для схеми на рис 11.2 визначити похибку виходу, якщо результати випробування наступні:

$$\alpha = 0,2; \beta_1 = 0,45; \beta_2 = 0,52; \beta_3 = 0,53;$$

$$\alpha_{II} = 0,3; \beta_1 = 0,5; \nu_1 = 0,05; \nu_2 = 0,25; \nu_3 = 0,3.$$

$$\sigma_\alpha = \sigma_{\beta_1} = \sigma_{\beta_2} = \sigma_{\beta_3} = 0,01; \sigma_{\nu_1} = \sigma_{\nu_2} = \sigma_{\nu_3} = 0,001.$$

Рішення. Обчислюємо поодинокі виходи

$$\gamma_1 = \frac{0,3 - 0,05}{0,5 - 0,05} = 0,555; \quad \gamma_2 = \frac{0,45 - 0,25}{0,5 - 0,25} = 0,74;$$

$$\gamma_3 = \frac{0,52 - 0,3}{0,53 - 0,3} = 0,956.$$

Визначаємо поодинокі похідні.

$$\begin{aligned} \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} &= \frac{(1 - \gamma_2 \cdot (1 - \gamma_3) - \gamma_1 \cdot (1 - \gamma_2)) \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3 - \gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3 \cdot (-(1 - \gamma_2))}{(1 - \gamma_2 \cdot (1 - \gamma_1) - \gamma_1 \cdot (1 - \gamma_2))^2} = \\ &= \frac{(1 - 0,74 \cdot 0,044 - 0,55 \cdot 0,26) \cdot 0,956 \cdot 0,74 + 0,956 \cdot 0,74 \cdot 0,55 \cdot 0,26}{(1 - 0,74 \cdot 0,45 - 0,55 \cdot 0,26)^2} = 2,4 \end{aligned}$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} = 0,83; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} = 0,5.$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} &= \frac{1}{\beta_1 - \nu_1}; & \frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} &= -\frac{\alpha_1 - \nu_1}{(\beta_1 - \nu_1)^2}; & \frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu} &= \frac{\alpha_1 - \beta_1}{(\beta_1 - \nu_1)^2}; \\ \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} &= \frac{1}{\beta_2 - \nu_2}; & \frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta} &= -\frac{\alpha_2 - \nu_2}{(\beta_2 - \nu_2)^2}; & \frac{\partial \gamma_2}{\partial \nu} &= \frac{\alpha_2 - \beta_2}{(\beta_2 - \nu_2)^2}; \\ \frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} &= \frac{1}{\beta_3 - \nu_3}; & \frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta} &= -\frac{\alpha_3 - \nu_3}{(\beta_3 - \nu_3)^2}; & \frac{\partial \gamma_3}{\partial \nu} &= \frac{\alpha_3 - \beta_3}{(\beta_3 - \nu_3)^2}. \end{aligned}$$

Обчислимо всі необхідні похідні:

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} = \frac{1}{0,5 - 0,05} = \frac{1}{0,45} = 2,2; \quad \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} = \frac{1}{0,52 - 0,25} = 3,7;$$

$$\frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} = \frac{1}{0,53 - 0,25} = 4,35; \quad \frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} = \frac{0,3 - 0,05}{(0,5 - 0,05)^2} = 1,25;$$

$$\frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta} = \frac{0,45 - 0,25}{(0,52 - 0,25)^2} = \frac{0,2}{0,073} = 2,74; \quad \frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta} = \frac{0,52 - 0,3}{(0,53 - 0,3)^2} = \frac{0,22}{0,053} = 4,5;$$

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu} = \frac{0,25 - 0,5}{0,2} = -1,25; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} = 0,83; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} = 0,5;$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} &= \frac{1}{\beta_1 - \nu_1}; & \frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} &= -\frac{\alpha_1 - \nu_1}{(\beta_1 - \nu_1)^2}; & \frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu} &= \frac{\alpha_1 - \beta_1}{(\beta_1 - \nu_1)^2}; \\ \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} &= \frac{1}{\beta_2 - \nu_2}; & \frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta} &= -\frac{\alpha_2 - \nu_2}{(\beta_2 - \nu_2)^2}; & \frac{\partial \gamma_2}{\partial \nu} &= \frac{\alpha_2 - \beta_2}{(\beta_2 - \nu_2)^2}; \\ \frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} &= \frac{1}{\beta_3 - \nu_3}; & \frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta} &= -\frac{\alpha_3 - \nu_3}{(\beta_3 - \nu_3)^2}; & \frac{\partial \gamma_3}{\partial \nu} &= \frac{\alpha_3 - \beta_3}{(\beta_3 - \nu_3)^2}; \end{aligned}$$

Обчислимо всі необхідні значення:

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} = \frac{1}{0,5 - 0,05} = \frac{1}{0,45} = 2,2; \quad \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} = \frac{1}{0,52 - 0,25} = 3,7;$$

$$\frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} = \frac{1}{0,53 - 0,25} = 4,35; \quad \frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} = \frac{0,3 - 0,05}{(0,5 - 0,05)^2} = 1,25;$$

$$\frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta} = \frac{0,45 - 0,25}{(0,52 - 0,25)^2} = \frac{0,2}{0,073} = 2,74;$$

$$\frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta} = \frac{0,52 - 0,3}{(0,53 - 0,3)^2} = \frac{0,22}{0,053} = 4,15;$$

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu} = \frac{0,25 - 0,5}{0,2} = -1,25; \quad \frac{\partial \gamma_2}{\partial \nu} = \frac{0,45 - 0,52}{0,073} = -0,96;$$

$$\frac{\partial \gamma_3}{\partial \nu} = \frac{0,52 - 0,53}{0,053} = -0,19;$$

$$\begin{aligned} \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} &= \frac{[1 - 0,74 \cdot 0,044 - 0,55 \cdot 0,26] \cdot 0,956 \cdot 0,74 + 0,956 \cdot 0,74 \cdot 0,55 \cdot 0,026}{(1 - 0,74 \cdot 0,45 - 0,55 \cdot 0,26)^2} = \\ &= \frac{(1 - 0,032 - 0,143) \cdot 0,7 + 0,1}{(1 - 0,33 - 0,143)^2} = \frac{0,677}{0,28} = 2,4; \end{aligned}$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} = \frac{0,825 \cdot 0,956 \cdot 0,55 - 0,39 \cdot (-0,044 + 0,55)}{0,28} = \frac{0,23}{0,28} = 0,83;$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} = \frac{0,825 \cdot 0,55 \cdot 0,956 - 0,39 \cdot 0,77}{0,28} = \frac{0,43 - 0,29}{0,28} = \frac{0,14}{0,28} = 0,5;$$

$$\sigma_\gamma = \begin{vmatrix} 4,84 & 13,7 & 19 \\ 1,56 & 7,5 & 17,2 \\ 1,56 & 0,92 & 0,032 \end{vmatrix} \cdot \begin{vmatrix} 5,76 \\ 0,7 \\ 0,25 \end{vmatrix} \cdot \begin{vmatrix} 10^{-4} \\ 10^{-4} \\ 10^{-6} \end{vmatrix}$$

$$1. \quad 27,8 + 9,59 + 4,75 = 2780 \cdot 10^{-6} + 959 \cdot 10^{-6} + 4,75 \cdot 10^{-6} = 3743 \cdot 10^{-6};$$

$$2. \quad 9 + 5,25 + 4,3 = 900 \cdot 10^{-6} + 525 \cdot 10^{-6} + 4,3 \cdot 10^{-6} = 1429 \cdot 10^{-6};$$

$$3. \quad 9 + 0,64 + 0,008 = (900 + 64 + 0,008) \cdot 10^{-6} = 964 \cdot 10^{-6}.$$

$$\sigma_\gamma^2 = 3743 \cdot 10^{-6} + 1429 \cdot 10^{-6} + 964 \cdot 10^{-6} = 6136 \cdot 10^{-6};$$

$$\sigma_\gamma = 78 \cdot 10^{-3} = 0,078;$$

$$\gamma = \frac{0,555 \cdot 0,956 \cdot 0,74}{0,527} = \frac{0,392}{0,527} = 0,74;$$

$$0,662 < \gamma < 0,818;$$

$$\sigma_{отн} = \frac{0,078}{0,74} = 0,105.$$

Однак, якщо подальше ускладнення технологічних зв'язків, дає, наприклад, схему, зображену на рис. 11.4, то вона вже не дозволяє одержати явний вираз. Можливо тільки складання системи рівнянь, що ідентифікує цю схему.

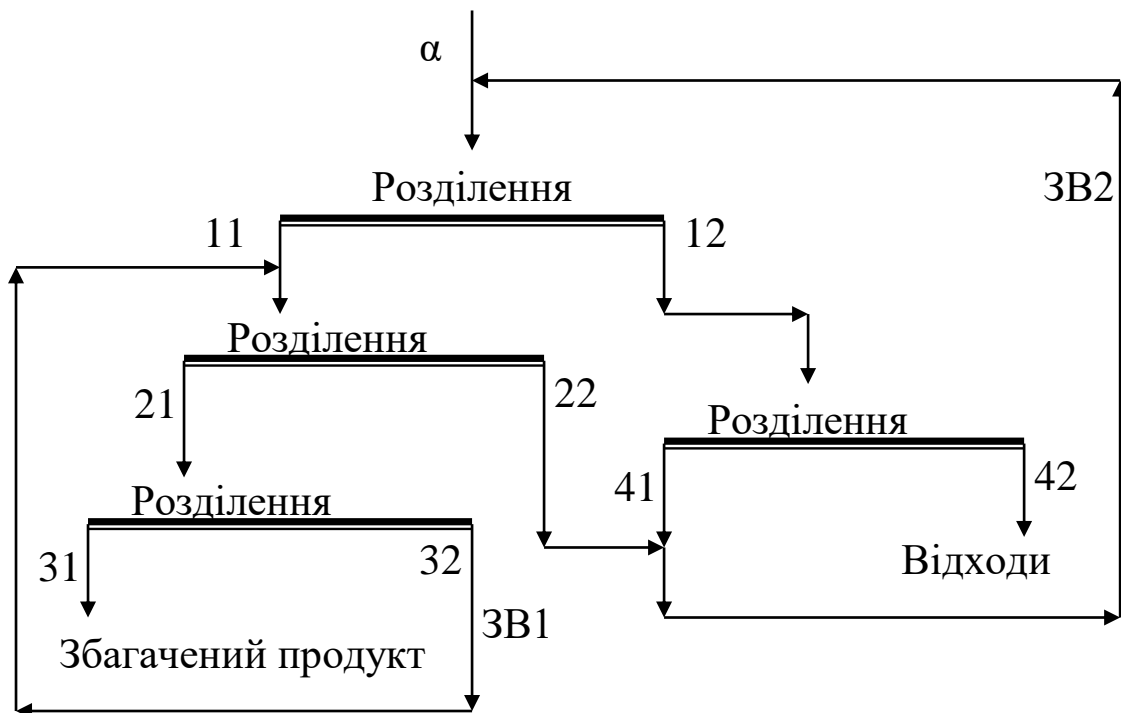


Рисунок 11.4. – Схема технологічного блока розділення зі складними зворотними зв'язками

Для того, щоб визначити виходи всіх продуктів, необхідно розв'язати систему рівнянь (11.1).

Оскільки вона високого порядку, то розв'язання здійснюється чисельно, наприклад, методом простих ітерацій. Чисельні розв'язання вимагають особливого формального перетворення з метою приведення до алгоритмічного вигляду. Для системи лінійних рівнянь це буде:

$$\bar{X}^{(i)} = A \cdot \bar{X}^{(i-1)} + \bar{B},$$

де \bar{B} – вектор вільних членів; A – матриця коефіцієнтів; $\bar{X}^{(i)}$ – вектор i -х наближень коренів, що розраховуються.

$$\begin{cases} p_{11} = P_1 \cdot (p_0 + p_{22} + p_{41}), \\ p_{12} = P_1^1 \cdot (p_0 + p_{22} + p_{41}), \\ p_{21} = P_2 \cdot (p_{11} + p_{32}), \\ p_{22} = P_2^1 \cdot (p_{11} + p_{32}), \\ p_{32} = P_3^1 \cdot p_{21}, \\ p_{31} = P_3 \cdot p_{21}, \\ p_{41} = P_4 \cdot p_{12}, \\ p_{42} = P_4^1 \cdot p_{12} \end{cases} \quad (11.1)$$

З метою такого приведення системи рівнянь виконаємо заміну змінних:

$$p_{11} = X_1, \quad p_{12} = X_2, \quad p_{21} = X_3, \quad p_{22} = X_4, \quad p_{31} = X_5, \\ p_{32} = X_6, \quad p_{41} = X_7, \quad p_{42} = X_8.$$

Потім перепишемо з новими змінними систему рівнянь балансу

$$X_1 = P_1 \cdot X_0 + P_1 \cdot X_4 + P_1 \cdot X_7, \quad X_2 = P_1^1 \cdot X_0 + P_1^1 \cdot X_4 + P_1^1 \cdot X_7, \\ X_3 = P_2 \cdot X_1 + P_2 \cdot X_6, \quad X_4 = P_2^1 \cdot X_1 + P_2^1 \cdot X_6, \\ X_5 = P_3 \cdot X_3, \quad X_6 = P_3^1 \cdot X_3, \quad X_7 = P_4 \cdot X_2, \quad X_8 = P_4^1 \cdot X_2,$$

Матриця коефіцієнтів A буде мати вигляд, який показаний в таблиці 11.1.

Таблиця 11.1 – Матриця коефіцієнтів

			P_1			P_1	
			P_2^1			P_2^1	
P_2					P_2		
P_2^1					P_2^1		
	P_3						
	P_3^1						
		P_4					
		P_4^1					

A вектор вільних членів:

$$\vec{X} = (P_1 \cdot X_0, P_1^1 \cdot X_0, 0, 0, 0, 0, 0, 0).$$

Оскільки діагональні елементи найбільші, то ітераційний процес сходиться, і корені системи завжди можна одержати.

Для аналізу схеми розділення задаються сепараційними характеристиками всіх апаратів. Так, як розділення бінарне, то кожен апарат має дві сепараційні характеристики. У результаті схема що рис. 11.5 характеризується вісьмома сепараційними характеристиками. Їх представляємо у виді дискретного ряду значень, наприклад шістьма. Таким чином, вихідні дані схеми розділення можливо розглядати як матрицю 6×8 .

Розрахунки, що до схеми розділення роблять наступним чином. Вибирають перший стовпець матриці сепараційних характеристик і розв'язують систему рівнянь (11.1). Одержують вектор розподілу першої фракції частинок за всіма точками схеми. Результати розрахунку записують в табл. 11.2. Вибирають другий стовпець матриці SX і знову розв'язують систему рівнянь. Одержують вектор розподілу другої фракції частинок. Розв'язання виконують таку кількість разів, скільки стовпців у матриці SX . На сам кінець отримують нову матрицю 6×8 (табл. 11.2).

Таблиця 11.2 – Значення виходів продуктів технологічної схеми (рис. 11.4)

	1	2	3	4	5	6	7	8
1	0,002	0,21	0,003	0,34	0,002	0,22	0,001	0,1
2	0,049	0,28	0,05	0,297	0,03	0,195	0,016	0,09
3	0,135	0,31	0,1	0,24	0,07	0,16	0,033	0,076
4	0,2	0,136	0,21	0,14	0,14	0,09	0,066	0,054
5	0,32	0,08	0,28	0,07	0,184	0,04	0,088	0,028
6	0,5	0,03	0,33	0,02	0,216	0,1	0,1	0,006
	1,206	1,046	0,973	1,107	0,642	0,805	0,304	0,354
	0,798	0,32	0,76	0,26	0,76	0,26	0,76	0,26

Для визначення виходу будь-якого i -того продукту необхідно зробити підсумок елементів відповідного рядка i -ої матриці рішення. Для визначення якісних показників потрібно зробити множення елементів рядка на показники якості фракцій і отримані добутки скласти.

Так для схеми, що зображена на рис. 11.4 можна записати у вигляді таблиці 11.2

П'ятий стовпець відображає збагачений продукт, а восьмий – збіднений. Сума виходів цих продуктів з певною похибкою дорівнює одиниці, що й отримано в результаті розрахунків.

Суми інших стовпців є виходами відповідних продуктів (перший рядок під таблицею). У випадку, якщо необхідно одержати показники вмісту цінного мінералу в продуктах, потрібно підрахувати суми додатків елементів стовпців на вміст цінного компонента в цих же фракціях. У результаті розрахунків отримані числа, що приведені другим рядком під таблицею.

Питання для самоконтролю

1. Нарисуйте двохстадійну схему замкнутого циклу з двома класифікаторами. Визначте формулу кількості піскового навантаження у схемі замкнутого циклу помелу і розрахуйте похибку визначення цього навантаження. Вихідні дані назначте самостійно.

12. ПРИПУСТИМИ ПОХИБКИ ВИЗНАЧЕННЯ ВИХОДУ ПРОДУКТУ

Мета розділу – визначення похибок вимірів, якщо похибки функцій задані.

12.1. Визначення вимог до точності контролю показників якості технологічного процесу

Зазвичай, коли потрібно визначити похибки, то традиційно це можна вирішити експериментально. Для цього ведуть спостереження відповідно до вимог статистики, і при подальшій обробці знаходять необхідні показники. Проте, у такому разі вся сукупність параметрів технологічного процесу робить вплив на результати вимірювань. І якщо потрібно визначити конкретну залежність, то на чутливість цієї залежності буде зроблено вплив сторонніх чинників. В результаті чутливість може виявитися нульовою. З цієї причини необхідно використовувати методи близькі до детермінованих.

Відомо, що чим вище точність вимірювання, тим буде дорожче вимірювальний пристрій. Причому ця залежність близька до параболічної. Крім того, створення високоточних пристроїв достатньо складне технічне завдання і тому не завжди можливо мати вимірювальний пристрій, який за одиничне вимірювання забезпечить достатню точність.

Розглянемо альтернативний варіант отримання достатньої точності вимірювання.

Вимірювання величин є другим етапом після випробування і підготовки проби до подальшого аналізу. Суть вимірювання полягає в отриманні числа, яке кількісно виражає певну характеристику. У нашому випадку такими характеристиками є вміст цінного компоненту в корисній копалині, вміст цінного компоненту в деякій фракції, розмір частинок, середня величина частинок, вміст певного класу і т.п. Таким чином: «Суть будь якого явища - є число» (Піфагор).

Необхідна точності вимірювання досягається шляхом дотримання законів теорії ймовірностей, вимірюванням надмірної кількості показника технологічного процесу.

Проте впливає і інший висновок: **якщо маємо, який завгодно вимірювальний інструмент, то можна провести вимірювання, практично, з будь-якою точністю, якщо збільшувати кількість вимірюваної величини в одному вимірюванні.**

На цій підставі доводиться теорема Чебишева про необхідну кількість вимірювань N для досягнення заданої, або меншої дисперсії σ_3^2 при вимірюванні випадкової величини, що проводиться з точністю σ_I^2 . Згідно цієї теореми: $\sigma_3^2 = \frac{\sigma_I^2}{N}$. З цієї формули часто роблять неправильний висновок: проводять безліч одиничних вимірювань малої кількості величини і вже потім усереднюють результати вимірювання.

Головний же висновок наступний: чутливий елемент вимірювального пристрою повинен бути таким, щоб в ньому розміщувалася задана кількість елементів, які підлягають вимірюванню. Таким чином, виконуючи виміри неточним пристроєм деякої величини необхідно, щоб було заміряно значення великої сукупності \bar{X} із заданою точністю вимірювання σ_X . $\frac{\sigma_X}{\bar{X}} \ll 1$.

Це означає, що за умови вимірювання крупності частинок необхідно, щоб в область вимірювання потрапляла безліч частинок.

Достатня кількість підбирається за прийнятою точністю, а точність підбирається експериментально з економічних міркувань: чим дорожче концентрат, що отримується підприємством, тим більшу кількість вимірювань необхідно зробити.

В практиці переробки сировини виникає також завдання, коли потрібно вибрати точність вимірювання аргументу, з тим, щоб

функціональна величина визначалася із заданою (потрібною, достатньою) похибкою. Таке завдання виникає при створення пристроїв, які за непрямыми показниками визначають вимірюванні показники, зокрема, це може бути підбір чутливого елемента (датчика).

Наприклад. На підставі рівняння Бернуллі маємо вираз для швидкості потоку рідини в напірному трубопроводі:

$$U = \xi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot \Delta h},$$

де ξ – коефіцієнт місцевих втрат тиску ($\xi = 0,4$); Δh – перепад тиску між входом та виходом ділянки трубопроводу ($\Delta h = 0,2$ м).

Визначимо, з якою точністю необхідно вимірювати Δh , щоб похибка значення швидкості не перевищувала заданої: $\sigma_U^2 = \sigma_{U3}^2$.

Для цього візьмемо похідну від виразу Бернуллі за величиною, що підлягає вимірюванню.

$$\frac{\partial U}{\partial \Delta h} = \xi \cdot \sqrt{\frac{g}{2 \cdot \Delta h}}.$$

Нехай, допустима похибка складає 5% від номінального значення швидкості потоку. Номінальне значення швидкості становить:

$$U = 0,4 \cdot \sqrt{2 \cdot 9,8 \cdot 0,2} = 0,4 \cdot 2 = 0,8 \text{ м/с.}$$

$$\text{Тоді } \sigma_{U3} = 0,05 \cdot 0,8 = 0,04 \text{ м/с, } \sigma_{U3}^2 = 16 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2 / \text{с}^2$$

Отримана похибка становить:

$$\sigma_{\Delta h}^2 = \frac{\sigma_{U3}^2}{\left(\frac{\partial U}{\partial \Delta h}\right)^2} = \frac{2 \cdot \Delta h \cdot \sigma_{U3}^2}{g \cdot \xi^2} = \frac{2 \cdot 16 \cdot 10^{-4} \cdot 0,2}{9,8 \cdot 0,16} = 4,08 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2 \quad \text{і,}$$

остаточно, припустима похибка вимірювання тиску рідини в трубопроводі складатиме: $\sigma_{\Delta h} = 2 \cdot 10^{-2} \text{ м} = 2 \text{ см.}$

12.2. Визначення похибки показників складних схем розділення

У даному розділі пропонується підхід, що дозволяє визначити похибку шляхом застосування чисельних методів.

Сепараційні характеристики розділових апаратів (сепарації) $P(\alpha)$ і функції розподілу частинок за фракціями $F(\alpha)$ можуть бути отримані експериментально. Саме з цієї причини похибки визначення за кожною фракцією можна вважати відомими:

$$\sigma_{P\alpha_1}; \sigma_{P\alpha_2}; \dots; \sigma_{P\alpha_n}; \quad \sigma_{F\alpha_1}; \sigma_{P\alpha_n}; \dots; \sigma_{F\alpha_{21}}.$$

Вихід продукту складної схеми буде розрахований на підставі багаторазового розв'язання системи лінійних рівнянь балансу продуктів. Припустимо спочатку, що в результаті отримано значення виходу γ_1 .

Знаючи його, надаємо приріст функції $P(\alpha)$, і знову обчислимо вихід. Тепер це буде γ_2 .

Для визначення похибки необхідно, щоб функції $F(\alpha)$ і $P(\alpha)$ мали похідні на всьому діапазоні зміни α .

В даному випадку диференціал функції буде:

$$\Delta P(\alpha_i) = P_1(\alpha_i) - P_2(\alpha_i); \quad \Delta \Delta F(\alpha_i) = \Delta F_1(\alpha_i) - \Delta F_2(\alpha_i).$$

Звідки диференціал аргументу:

$$\Delta \gamma_P(\alpha_i) = P_1(\alpha_i) \Delta F(\alpha_i) - P_2(\alpha_i) \Delta F(\alpha_i);$$

$$\Delta \gamma_F(\alpha_i) = P_1(\alpha_i) \Delta F_1(\alpha_i) - P_1(\alpha_i) \Delta F_2(\alpha_i).$$

Похідні функції можна записати таким чином:

$$\frac{\partial \gamma_P}{\partial P} = \frac{\Delta \gamma_P(\alpha_i)}{\Delta P(\alpha_i)}; \quad \frac{\partial \gamma_F}{\partial F} = \frac{\Delta \gamma_F(\alpha_i)}{\Delta \Delta F(\alpha_i)}.$$

Тоді похибка визначення виходу складатиметься з похибок визначення виходів за кожною із фракції продукту, оскільки функції $F(\alpha)$ і $P(\alpha)$ інтегральні:

$$\sigma_{\gamma^P}^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\Delta \gamma_P(\alpha_i)}{\Delta P(\alpha_i)} \cdot \sigma_{P\alpha_i} \right)^2; \quad \sigma_{\gamma^F}^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\Delta \gamma_F(\alpha_i)}{\Delta \Delta F(\alpha_i)} \cdot \sigma_{F\alpha_i} \right)^2.$$

В результаті загальна похибка оцінки чисельного виходу записується наступним виразом: $\sigma_{\gamma}^2 = \sigma_{\gamma^P}^2 + \sigma_{\gamma^F}^2$.

Для прикладу розглянемо розрахунок похибки виходу для схеми розділення, наведеної на рис 12.1.

Порядок виконання розрахунку наступний:

1. Визначимо вихід продукту складної схеми на підставі багаторазового рішення системи лінійних рівнянь балансу продуктів. В результаті отримаємо певне значення виходу збагаченого продукту γ_1 . Знаючи його, надаємо приріст функції $P(\alpha)$ вниз, і знову обчислюємо вихід γ_2 .

2. Користуючись даними рівняннями отримуємо їх рішення, які заносимо в табл. 12.1.

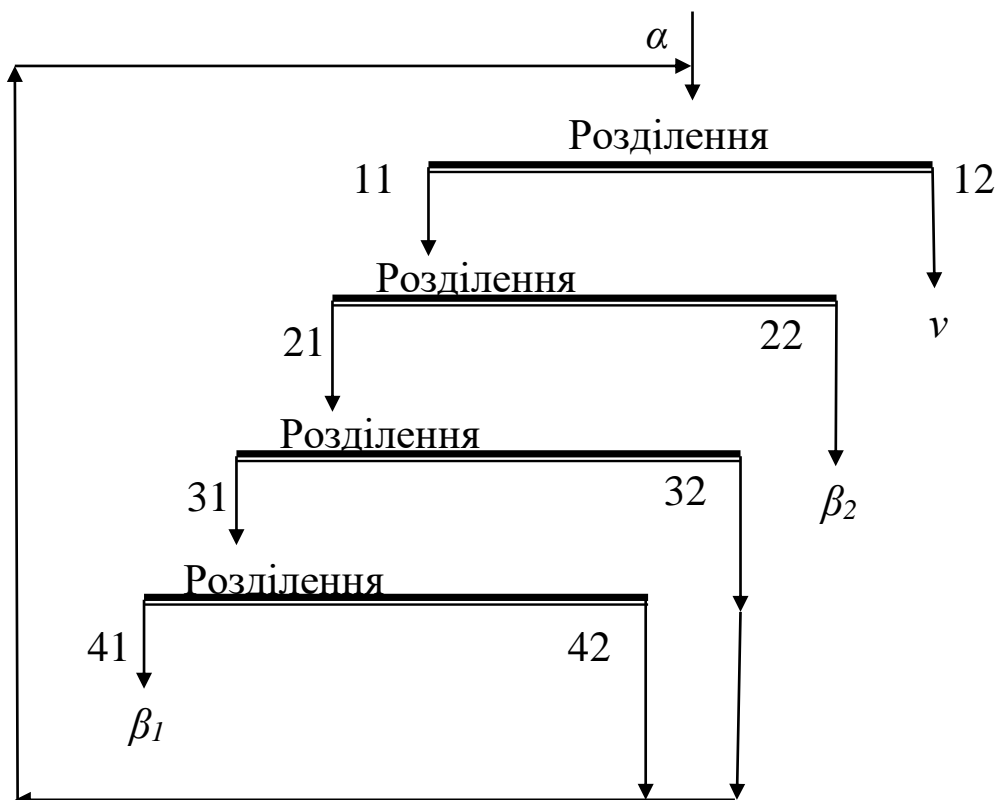


Рисунок 12.1. – Схема з'єднання розділових апаратів

Таблиця 12.1 – Значення приросту функцій

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1
$\Delta P(\alpha)$	0,02	0,02	0,06	0,03	0,03	0,05
$\Delta\Delta F(\alpha)$	0,08	0,01	0,02	0,01	0	0,04

3. Обчислюємо диференціал аргументу. Отримані значення заносимо в табл. 12.2.

$$\Delta\gamma_P(\alpha_i) = P_1(\alpha_i) \cdot \Delta F(\alpha_i) - P_2(\alpha_i) \cdot \Delta F(\alpha_i);$$

$$\Delta\gamma_F(\alpha_i) = P_1(\alpha_i) \cdot \Delta F_1(\alpha_i) - P_1(\alpha_i) \cdot \Delta F_2(\alpha_i).$$

Таблиця 12.2 – Значення диференціалів аргументу

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1
$\Delta\gamma_P(\alpha)$	-0,0046	0,0065	0,023	0,0091	0,0036	0,0358
$\Delta\gamma_F(\alpha)$	-0,0096	0,0015	0,008	0,007	0	0,0328

4. Похідні функції записуємо таким чином:

$$\frac{\partial\gamma_P}{\partial P} = \frac{\Delta\gamma_P(\alpha_i)}{\Delta P(\alpha_i)}; \quad \frac{\partial\gamma_F}{\partial F} = \frac{\Delta\gamma_F(\alpha_i)}{\Delta\Delta F(\alpha_i)}.$$

Числа, отримані при їх розрахунку, приведені в табл. 12.3.

Таблиця 12.3 – Значення оцінок похідних

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1
$\Delta\gamma_p(\alpha)/\Delta P$	-0,23	0,325	0,38333	0,30333	0,12	0,716
$\Delta\gamma_F(\alpha)/\Delta\Delta F$	-0,12	0,15	0,4	0,7	0	0,82

4. Похибка від зміни виходу за кожною із фракцій обчислюємо наступним чином:

$$\sigma_{\gamma P}^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\Delta\gamma_p(\alpha_i)}{\Delta P(\alpha_i)} \cdot \sigma_{P\alpha_i} \right)^2; \quad \sigma_{\gamma F}^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\Delta\gamma_p(\alpha_i)}{\Delta F(\alpha_i)} \cdot \sigma_{F\alpha_i} \right)^2.$$

Розраховуємо наступні значення похибок за кожною із фракцій і записуємо їх в табл. 12.4.

Таблиця 12.4 – Погрішності змінних

$\sigma_{\gamma P}^2$	0,000005	0,000011	0,000015	0,000009	0,000001	0,000051
$\sigma_{\gamma F}^2$	0,000001	0,000002	0,000016	0,000049	0,000000	0,000067

Тепер можна обчислити загальну похибку оцінки значення виходу:

$$\sigma_{\gamma}^2 = \sigma_{\gamma P}^2 + \sigma_{\gamma F}^2; \quad \sigma_{\gamma}^2 = 0,000092 + 0,000136 = 0,000228;$$

$$\sigma_{\gamma} = 1,5\%.$$

Ця схема не дуже складна, і тому ми ще можемо розрахувати похибку виходу класичним методом.

Схема розділення залишається незмінною (рис. 12.1). Функція розподілу зростків і сепараційна характеристика розділового апарату (сепаратора) наведені на рис. 12.2 та у табл. 12.5.

Таблиця 12.5 – Сепараційна характеристика розділового апарату

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1,0
P	0,12	0,15	0,4	0,7	0,78	0,82

Спочатку необхідно знайти виходи всіх продуктів, а тому знаходимо сепараційні характеристики для кожної точки технології.

Сепараційна характеристика зворотного зв'язку 1:

$$P_{OC1} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1}.$$

Сепараційна характеристика зворотного зв'язку 2:

$$P_{OC2} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$$

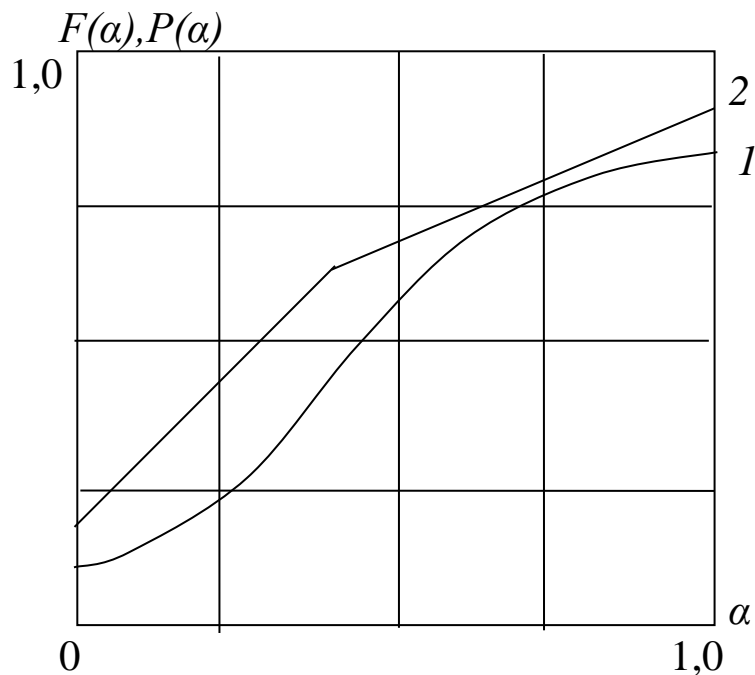


Рисунок 12.2 – Сепараційна характеристика розділового апарату (1) та початкова функція розподілу зростків (2)

Для кожної точки схеми знаходиться сепараційна характеристика, як добуток сепараційних характеристик за шляхом руху матеріалу від початкової точки (входу, нульової) до відповідної в схемі.

Точка 1: $P_1 = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

Точка 2: $P_{11} = \frac{P_1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

Точка 3: $P_{111} = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

Точка 4: $P_{IV} = \frac{P_1 \cdot P_2 \cdot P_3}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

Точка 5: $P_V = \frac{P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

Точка 6: $P_{V1} = \frac{P_1^1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

Точка 7: $P_{V11} = \frac{P_1 \cdot P_2^1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}$,

$$\text{Точка 8: } P_{V_{111}} = \frac{P_2 \cdot P_1 \cdot P_3^1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1},$$

$$\text{Точка 9: } P_{1X} = \frac{P_3 \cdot P_2 \cdot P_1 \cdot P_4^1}{1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 - P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1 + P_1 \cdot P_2 \cdot P_3^1 \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3 \cdot P_4^1}.$$

Обчислимо знаменник сепараційних характеристик для кожної фракції та запишемо отримані значення в табл. 12.6.

Таблиця 12.6 – Розрахункова таблиця

Фракція	$\Delta\alpha$	α	P	Знамен.
Порода	0	0	0,12	0,9858
№1	0...0,25	0,125	0,15	0,9781
№2	0,25...0,5	0,375	0,4	0,8693
№3	0,5...0,75	0,625	0,7	0,7652
№4	0,75...1,0	0,875	0,78	0,7757
корисний мінерал	1,0	1,0	0,82	0,7917

Зведемо всі значення сепараційних характеристик в табл. 12.7.

Таблиця 12.7 – Значення сепараційних характеристик кожної точки схеми

α	P_1	P_2	P_3	P_4	P_5	P_6	P_7	P_8	P_9
0	1,0143	0,1217	0,0146	0,0017	0,0002	0,8926	0,1071	0,0128	0,0015
0,125	1,0224	0,1533	0,0230	0,0034	0,0005	0,8690	0,1303	0,0195	0,0029
0,375	1,1503	0,4601	0,1840	0,0736	0,0294	0,6902	0,2760	0,1104	0,0441
0,625	1,3068	0,9147	0,6403	0,4482	0,3137	0,3920	0,2744	0,1921	0,1344
0,875	1,2891	1,0055	0,7843	0,6117	0,4771	0,2836	0,2212	0,1725	0,1345
1	1,2630	1,0357	0,8492	0,6964	0,5710	0,2273	0,1864	0,1528	0,1253

Розрахуємо вихід і якість продукту в точці 1, для чого додаткові дані запишемо в табл. 12.8. (позначка « \times » – добутки елементів відповідних стовбців).

Таким чином для першої точки отримуємо: $\gamma_1 = 0,48$, $\beta_1 = 0,389$.

Аналогічно виконаємо розрахуємо для решти точок технологічної схеми. Внаслідок чого маємо:

$$\gamma_2 = 0,45; \beta_2 = 0,64; \quad \gamma_3 = 0,29; \beta_3 = 0,76; \quad \gamma_4 = 0,2; \beta_4 = 0,82;$$

$$\gamma_5 = 0,15; \beta_5 = 0,85; \quad \gamma_6 = 0,65; \beta_6 = 0,26; \quad \gamma_7 = 0,19; \beta_7 = 0,45;$$

$$\gamma_8 = 0,09; \beta_8 = 0,62; \quad \gamma_9 = 0,05; \beta_9 = 0,72.$$

Таблиця 12.8 Розрахункові значення виходу та якості продукту в точці 1

α	PI	ΔF	2×3	1×4	1×3
1	2	3	4	5	6
0	1,0144	0,17	0,172444	0	0
0,125	1,0224	0,26	0,265832	0,033229	0,0325
0,375	1,1504	0,27	0,3106	0,116475	0,10125
0,625	1,3068	0,08	0,104544	0,06534	0,05
0,875	1,2891	0,12	0,154694	0,135357	0,105
1	1,2631	0,1	0,126305	0,126305	0,1
Σ			1,13	0,48	0,389

Аналогічно виконаємо розрахуємо для решти точок технологічної схеми. Внаслідок чого маємо:

$$\begin{aligned} \gamma_2 = 0,45; \beta_2 = 0,64; \quad \gamma_3 = 0,29; \beta_3 = 0,76; \quad \gamma_4 = 0,2; \beta_4 = 0,82; \\ \gamma_5 = 0,15; \beta_5 = 0,85; \quad \gamma_6 = 0,65; \beta_6 = 0,26; \quad \gamma_7 = 0,19; \beta_7 = 0,45; \\ \gamma_8 = 0,09; \beta_8 = 0,62; \quad \gamma_9 = 0,05; \beta_9 = 0,72. \end{aligned}$$

Обчислимо часткові виходи за кожним прийомом сепарації.

$$\text{Перший прийом: } \gamma_1 = \frac{0,42 - 0,26}{0,64 - 0,26} = 0,42; \quad \gamma_1^1 = 1 - \gamma_1 = 0,58.$$

$$\text{Другий прийом: } \gamma_2 = \frac{0,64 - 0,45}{0,76 - 0,45} = 0,61; \quad \gamma_2^1 = 1 - \gamma_2 = 0,39.$$

$$\text{Третій прийом: } \gamma_3 = \frac{0,76 - 0,62}{0,82 - 0,62} = 0,7; \quad \gamma_3^1 = 1 - \gamma_3 = 0,3.$$

$$\text{Четвертий прийом: } \gamma_4 = \frac{0,82 - 0,72}{0,85 - 0,72} = 0,77; \quad \gamma_4^1 = 1 - \gamma_4 = 0,23.$$

Функція виходу концентрату записується аналогічно сепараційним характеристикам і має вигляд:

$$\gamma = \frac{\gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3 \cdot \gamma_4}{1 - \gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot (1 - \gamma_3) - \gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3 \cdot (1 - \gamma_4) + \gamma_1^2 \cdot \gamma_2^2 \cdot \gamma_3 \cdot (1 - \gamma_3) \cdot (1 - \gamma_4)}.$$

Сформуємо вирази для часткових похідних.

Відповідно до обчислених часткових виходів маємо:

$$\gamma_{\beta} = \frac{0,329 \cdot \gamma_1}{1 - 0,281 \cdot \gamma_1 + 0,018 \cdot \gamma_1^2}; \quad \gamma_{\beta} = \frac{0,179 \cdot \gamma_4}{0,923 - 0,193 \cdot (1 - \gamma_4)};$$

$$\gamma_\beta = \frac{0,226 \cdot \gamma_2}{1 - 0,194 \cdot \gamma_2 + 0,0085 \cdot \gamma_2^2}; \quad \gamma_\beta = \frac{0,197 \cdot \gamma_3}{0,759 + 0,182 \cdot \gamma_3}.$$

Обчислимо далі часткові похідні від часткових виходів за відповідними змінними.

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} \cdot \frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} = 0,418 \cdot \frac{1}{0,38} = 1,1; \quad \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} \cdot \frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} = 0,29 \cdot \frac{1}{0,31} = 0,93;$$

$$\frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} \cdot \frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} = 0,19 \cdot \frac{1}{0,2} = 0,95; \quad \frac{\partial \gamma_4}{\partial \alpha} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_4} \cdot \frac{\partial \gamma_4}{\partial \alpha} = 0,169 \cdot \frac{1}{0,13} = 1,3;$$

$$\gamma_1 = \frac{0,42 - 0,26}{\beta - 0,26}; \quad \frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} \cdot \frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} = 0,418 \cdot \frac{-0,16}{(\beta - 0,26)^2} = -0,46$$

Прийmemo, що $\sigma_\alpha = \sigma_\beta = \sigma_v$. А для визначення їх чисельних значень, які будуть такими ж як і для чисельного визначення похибок виконаємо наступні дії (рис.12.3).

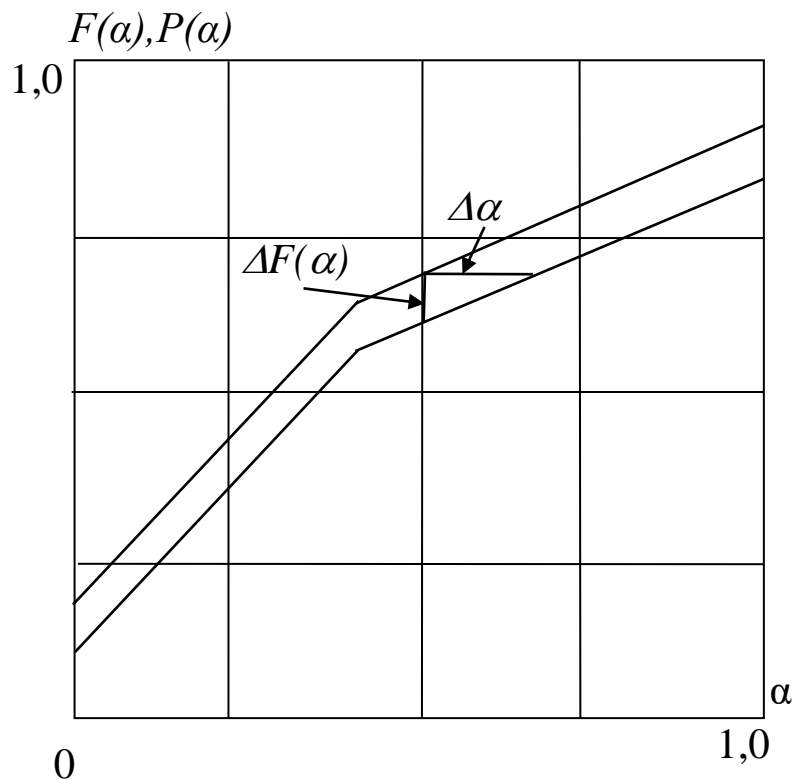


Рисунок 12.3. – Схема визначення приросту функції та аргументу

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} = \frac{0,329 \cdot (1 - 0,281 \cdot \gamma_1 + 0,018 \cdot \gamma_1^2) - 0,329 \cdot \gamma_1 \cdot (-0,281 + 0,036 \cdot \gamma_1)}{(1 - 0,281 \cdot \gamma_1 + 0,018 \cdot \gamma_1^2)^2} = 0,418;$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} = \frac{0,226 \cdot (1 - 0,194 \cdot \gamma_2 + 0,0085 \cdot \gamma_2^2) - 0,226 \cdot \gamma_2 \cdot (-0,194 + 0,017 \cdot \gamma_2)}{(1 - 0,194 \cdot \gamma_2 + 0,0085 \cdot \gamma_2^2)^2} = 0,29;$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} = \frac{0,197 \cdot (0,759 + 0,182 \cdot \gamma_3) - 0,182 \cdot 0,197 \cdot \gamma_3}{(0,759 + 0,182 \cdot \gamma_3)^2} = 0,19;$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_4} = \frac{0,179 \cdot (0,923 - 0,193 \cdot (1 - \gamma_4)) - 0,179 \cdot \gamma_4 \cdot 0,193}{(0,923 - 0,193 \cdot (1 - \gamma_4))^2} = 0,169.$$

Відповідно до приростів функцій, що визначені за графіком, до приросту аргументу $\Delta \alpha_i$ для кожного прийнятого дискретного значення функції. Потім знаходимо середнє значення такого приросту на всьому діапазоні зміни α . Це і буде шуканим $\overline{\Delta \alpha}$. В даному випадку отримали $\overline{\Delta \alpha} = 0,02$;

$$\gamma_2 = \frac{0,64 - 0,45}{\beta - 0,45}; \quad \frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} \cdot \frac{\gamma_2}{\partial \beta} = 0,29 \cdot \frac{-0,19}{(\beta - 0,45)^2} = -0,5734;$$

$$\gamma_3 = \frac{0,76 - 0,62}{\beta - 0,62}; \quad \frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} \cdot \frac{\gamma_3}{\partial \beta} = 0,19 \cdot \frac{-0,14}{(\beta - 0,62)^2} = -0,665;$$

$$\gamma_4 = \frac{0,82 - 0,72}{\beta - 0,72}; \quad \frac{\partial \gamma_4}{\partial \beta} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_4} \cdot \frac{\gamma_4}{\partial \beta} = 0,169 \cdot \frac{-0,2}{(\beta - 0,72)^2} = -2;$$

$$\gamma_1 = \frac{0,42 - \nu}{0,64 - \nu};$$

$$\frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} \cdot \frac{\partial \gamma_1}{\partial \nu} = 0,418 \cdot \frac{(0,64 - \nu) \cdot (-1) + (0,42 - \nu)}{(0,64 - \nu)^2} = -0,637;$$

$$\gamma_2 = \frac{0,64 - \nu}{0,76 - \nu};$$

$$\frac{\partial \gamma_2}{\partial \nu} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} \cdot \frac{\partial \gamma_2}{\partial \nu} = 0,29 \cdot \frac{(0,76 - \nu) \cdot (-1) + (0,64 - \nu)}{(0,76 - \nu)^2} = -0,362;$$

$$\gamma_3 = \frac{0,76 - \nu}{0,82 - \nu};$$

$$\frac{\partial \gamma_3}{\partial \nu} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} \cdot \frac{\partial \gamma_3}{\partial \nu} = 0,19 \cdot \frac{(0,82 - \nu) \cdot (-1) + (0,76 - \nu)}{(0,82 - \nu)^2} = -0,285;$$

$$\gamma_4 = \frac{0,82 - \nu}{0,85 - \nu};$$

$$\frac{\partial \gamma_4}{\partial \nu} = \frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_4} \cdot \frac{\partial \gamma_4}{\partial \nu} = 0,169 \cdot \frac{(0,85 - \nu) \cdot (-1) + (0,82 - \nu)}{(0,85 - \nu)^2} = -0,3;$$

$$\sigma_{\gamma_1}^2 = \left(\frac{\partial \gamma_1}{\partial \alpha} \cdot \sigma_\alpha \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_1}{\partial \beta} \cdot \sigma_\beta \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_1}{\partial v} \cdot \sigma_v \right)^2;$$

$$\sigma_{\gamma_1}^2 = (1,1 \cdot 0,02)^2 + (-0,46 \cdot 0,02)^2 + (-0,637 \cdot 0,02)^2 = 0,001;$$

$$\sigma_{\gamma_1} = 0,032;$$

$$\sigma_{\gamma_2}^2 = \left(\frac{\partial \gamma_2}{\partial \alpha} \cdot \sigma_\alpha \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_2}{\partial \beta} \cdot \sigma_\beta \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_2}{\partial v} \cdot \sigma_v \right)^2, \quad \sigma_{\gamma_2} = 0,03;$$

$$\sigma_{\gamma_3}^2 = \left(\frac{\partial \gamma_3}{\partial \alpha} \cdot \sigma_\alpha \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_3}{\partial \beta} \cdot \sigma_\beta \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_3}{\partial v} \cdot \sigma_v \right)^2, \quad \sigma_{\gamma_3} = 0,03;$$

$$\sigma_{\gamma_4}^2 = \left(\frac{\partial \gamma_4}{\partial \alpha} \cdot \sigma_\alpha \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_4}{\partial \beta} \cdot \sigma_\beta \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma_4}{\partial v} \cdot \sigma_v \right)^2, \quad \sigma_{\gamma_4} = 0,04.$$

Функція погрішності складе:

$$\sigma_{\gamma}^2 = \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_1} \cdot \sigma_{\gamma_1} \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_2} \cdot \sigma_{\gamma_2} \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_3} \cdot \sigma_{\gamma_3} \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \gamma_4} \cdot \sigma_{\gamma_4} \right)^2 = 0,018.$$

Хоча розбіжність складає близько 15%, вважаємо, що методика чисельного аналізу похибки є прийнятною, оскільки можливості такого аналізу практично не обмежені.

Таким чином, нами вирішено завдання визначення похибок, розрахунку якісно-кількісних показників розділення за умови, що ми маємо похибку визначення функцій сепараційних характеристик і функцій фракційного складу.

12.3. Припустимі похибки вимірювання аргументів функціональних показників, що розраховуються

У всіх розглянутих випадках точність вимірювання була задана, і потрібно було визначити, яка буде похибка визначення функціонально залежної від них величини. При розрахунку зі споживачем це обумовлена точність контролю параметрів концентрату, що відвантажується. Щоб її дотримувати необхідно з відомою точністю контролювати процес виробництва концентрату. А це означає, що точність вимірювання параметрів процесу повинна бути задана. Таке завдання повинне бути об'єктивним, науково обґрунтованим і відносно дешевим. Розглянемо можливі способи

вирішення цього питання.

Апріорі відомо, що чим вище точність контролю якісних показників, тим вище буде точність розрахунку кількісних показників.

З виразу похибки також видно, щоб часткові похідні були менше одиниці. Тоді є достовірним, що похибка функції буде менше похибки вимірювання її аргументів. Змінити значення похідних в точці технологічної лінії не завжди вдається, а якщо це можливе, то зміни відбуваються в нешироких межах. Таким чином, виникає питання: яку необхідно забезпечити похибку вимірювань σ_{X_i} , щоб похибка функції не перевищувала деякого заданого значення σ_{Y3} .

З виразу, що до похибки функції запишемо його у вигляді:

$$1 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\partial Y}{\partial X_i} \cdot \frac{\sigma_{X_i}}{\sigma_Y} \right)^2.$$

Чим більше буде похідна, тим менше повинна бути похибка вимірювання аргументів, тобто існує зворотна залежність між значенням похідної і похибкою вимірювання аргументів. Якщо визначається похибка функції одного аргументу, то

$$\sigma_Y^2 = \left(\frac{\partial Y}{\partial X} \right)^2 \cdot \sigma_X^2; \quad \sigma_Y = \frac{\partial Y}{\partial X} \cdot \sigma_X; \quad \sigma_{X_i} = \frac{\sigma_Y}{\frac{\partial Y}{\partial X_i}}.$$

Якщо функція множини змінних і похибка вимірювання всіх аргументів ймовірно однакова і похідні теж, тоді

$$1 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{\partial Y}{\partial X_i} \cdot \frac{1}{\sigma_Y} \cdot \frac{K}{\frac{\partial Y}{\partial X_i}} \right)^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{1}{\sigma_Y} \cdot \frac{K}{1} \right)^2 = n \cdot \left(\frac{K}{\sigma_Y} \right)^2,$$

$$\text{звідси } n \cdot K^2 = \sigma_Y^2, \quad \text{або } K = \frac{\sigma_Y}{\sqrt{n}}.$$

$$\text{Тоді } \sigma_{X_i} = \frac{\sigma_Y}{\sqrt{n} \cdot \frac{\partial Y}{\partial X_i}}.$$

Проте, і вимірювання і чутливість до всіх змінних різна, тому необхідно визначити вплив кожної з них на загальну припустиму похибку. Оскільки функція похибки є єдиною, а вимірюваних

аргументів в ній може бути множина, то для визначення припустимих похибок вимірювання необхідна така ж множина рівнянь. Для цього необхідно ввести деякі можливі співвідношення між похибками вимірювання.

У збагаченні корисних копалини головною функцією є вихід збагаченого продукту γ , і похибка його визначення регламентована – $\sigma_{\gamma 3}^2$. В цьому випадку необхідно проводити вимірювання аргументів X_i з необхідною точністю – $\sigma_{X_i T}^2$, щоб σ_{γ}^2 не вийшло за допустимі межі: $\sigma_{\gamma}^2 < \sigma_{\gamma 3}^2$.

Розглянемо, яким чином, можливо підібрати необхідні значення похибки вимірювання аргументів.

Допустимо, маємо функцію похибки:

$$\sigma_{\gamma}^2 = \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} \right)^2 \cdot \sigma_{\alpha}^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} \right)^2 \cdot \sigma_{\beta}^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} \right)^2 \cdot \sigma_{\nu}^2.$$

Візьмемо один додаток і вирішимо отримане рівняння однієї змінної, щодо похибки вимірювання аргументу, за умови, що похибка виходу задана:

$$\sigma_{\alpha}^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma 3}}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} \right)^2.$$

Припустимо також, що кожен додаток входить в рівняння похибки

з деяким ваговим коефіцієнтом K_i , тобто: $\sigma_{\alpha}^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma 3} \cdot K_1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} \right)^2$.

Тоді

$$\sigma_{\gamma}^2 = \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} \cdot \frac{\sigma_{\gamma}}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} \cdot K_1 \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} \cdot \frac{\sigma_{\gamma}}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} \cdot K_2 \right)^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} \cdot \frac{\sigma_{\gamma}}{\frac{\partial \gamma}{\partial \nu}} \cdot K_3 \right)^2 =$$

$$= (\sigma_{\gamma} \cdot K_3)^2 + (\sigma_{\gamma} \cdot K_2)^2 + (\sigma_{\gamma} \cdot K_1)^2;$$

або $1 = K_3^2 + K_2^2 + K_1^2$.

Позначимо похідні $\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} = A$, $\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} = B$, $\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} = C$ і відношення між ваговими коефіцієнтами і похідними представимо як:

$$K_1^2 : K_2^2 : K_3^2 = \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \nu}}.$$

Тепер уже інформації достатньо для запису загальної системи рівнянь:

$$\left. \begin{aligned} K_1^2 : K_2^2 &= \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} \\ K_2^2 : K_3^2 &= \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \beta}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial \nu}} \\ 1 &= K_1^2 + K_2^2 + K_3^2 \end{aligned} \right\} \quad (12.1)$$

З цієї системи рівнянь маємо:

$$K_1 = \frac{C}{A} \cdot \sqrt{\frac{1}{1 + \left(\frac{C}{B}\right)^2 + \left(\frac{C}{A}\right)^2}}; \quad K_2 = \frac{C}{B} \cdot \sqrt{\frac{1}{1 + \left(\frac{C}{B}\right)^2 + \left(\frac{C}{A}\right)^2}};$$

$$K_3 = \sqrt{\frac{1}{1 + \left(\frac{C}{B}\right)^2 + \left(\frac{C}{A}\right)^2}}.$$

Припустимо, що $A=2$, $B=1$, $C=0,5$, тоді:

$$K_3^2 + K_2^2 + K_1^2 = \sqrt{(0,762)^2} + \sqrt{\left(\frac{0,191}{4}\right)^2} + \sqrt{\left(\frac{0,581}{16}\right)^2} = 1.$$

Тепер, для того щоб користуватися рівнянням (12.1) необхідно ці коефіцієнти розділити на похідні від функції. Припустимо, що задана похибка виходу складає $\sigma_{\beta}^2 = (0,05)^2$, тоді

$$\sigma_{\alpha}^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma\beta}}{\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha}} \cdot K_1 \right)^2 = \left(\frac{0,05}{10} \cdot \sqrt{\frac{1}{30}} \right)^2 = \frac{5}{6} \cdot 10^{-7};$$

$$\sigma_{\beta}^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma\beta}}{\frac{\partial\gamma}{\partial\beta}} \cdot K_2 \right)^2 = \left(\frac{0,05}{5} \cdot \sqrt{\frac{4}{30}} \right)^2 = \frac{2}{15} \cdot 10^{-4};$$

$$\sigma_{\nu}^2 = \left(\frac{\sigma_{\gamma\beta}}{\frac{\partial\gamma}{\partial\nu}} \cdot K_3 \right)^2 = \left(\frac{0,05}{2} \cdot \sqrt{\frac{25}{30}} \right)^2 = \frac{125}{24} \cdot 10^{-4}.$$

Перевіримо, яка отримана точність визначення виходу:

$$\begin{aligned} \sigma_{\gamma}^2 &= \left(\frac{\partial\gamma}{\partial\alpha} \right)^2 \cdot \sigma_{\alpha}^2 + \left(\frac{\partial\gamma}{\partial\beta} \right)^2 \cdot \sigma_{\beta}^2 + \left(\frac{\partial\gamma}{\partial\nu} \right)^2 \cdot \sigma_{\nu}^2 = \\ &= 100 \cdot \frac{5}{6} \cdot 10^{-7} + 25 \cdot \frac{2}{15} \cdot 10^{-5} + 4 \cdot \frac{125}{24} \cdot 10^{-4} = \\ &= 0,08 \cdot 10^{-4} + 3,33 \cdot 10^{-4} + 20,8 \cdot 10^{-4} = 24,21 \cdot 10^{-4}. \\ \sigma_{\gamma} &= \sqrt{24,21 \cdot 10^{-4}} = 0,049 \approx 0,05. \end{aligned}$$

Що і потрібно було довести.

Таким чином, є можливість підібрати необхідну точність контролю параметрів функції з метою виконання заданої похибки її розрахунку.

Отже, якщо є функція похибки, що залежить від n змінних, то допустимі точності вимірювання цих змінних можуть бути визначені ваговими коефіцієнтами. Система рівнянь, що визначає ці коефіцієнти, будується за принципом:

$$K_1^2 : K_2^2 = \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial x_1}} : \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial x_2}},$$

$$K_2^2 : K_3^2 = \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial x_2}} : \frac{1}{\frac{\partial\gamma}{\partial x_3}},$$

.....

$$K_{n-1}^2 : K_n^2 = \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial x_{n-1}}} : \frac{1}{\frac{\partial \gamma}{\partial x_n}},$$

$$1 = K_1^2 + K_2^2 + \dots + K_n^2$$

Всього рівнянь n і рішення єдине. Таким чином, є можливість підібрати необхідну точність контролю параметрів функції з метою виконання заданої похибки її розрахунку.

Питання для самоконтролю

Зробіть необхідні розрахунки щодо класифікації і визначте потрібні характеристики точності виміру вмісту характерних класів у потоках розділу.

12.4. Визначення дисперсій показників збагачення

Мета розділу – вибір критеріїв точності вимірів у технологічних точках збагачення.

Поняття точності залежить від відношення середніх значень і середніх квадратичних відхилень величини. Звідси витікає, що якщо деяка величина характеризується такими двома параметрами, то можна говорити про її точність. Збагачувальні процеси мають велику частку випадкової складової і тому є полігармонічними, в яких не випадкова складова в значній мірі приглушена перешкодами. З метою виділення такої не випадкової складової користуються спектральним розкладанням дисперсії випадкового процесу. Спектральну функцію стаціонарного випадкового процесу можливо розрахувати за допомогою співвідношення [10]:

$$S(\omega) = \frac{1}{2 \cdot \pi} \cdot \int_0^{\infty} K_{xx}(\tau) \cdot \cos(\omega \cdot \tau) d\tau \quad (12.2)$$

де: $K_{xx}(\tau)$ – кореляційна функція випадкового процесу; ω – частота.

Таким чином, задаючись частотою ω і виконуючи інтегрування (12.2) знаходимо значення спектральної функції $S(\omega)$. Задаючись множиною значень частот визначаємо оцінку всієї функції.

Будь-який динамічний об'єкт, а саме технологічна лінія збагачення, перетворює спектр вхідного процесу $S_x(\omega)$ на спектр вихідного процесу $S_y(\omega)$ у відповідності зі своєю частотною характеристикою $\Phi(j \cdot \omega)$ ($j = \sqrt{-1}$) згідно виразу [10]

$$S_y(\omega) = |\Phi(j \cdot \omega)|^2 \cdot S_x(\omega). \quad (12.3)$$

Таким чином, якщо відома частотна характеристика технологічної лінії, то, знаходячи квадрат її модуля, визначають спектр початкового процесу. А оскільки дисперсія процесу D_x є

$$D_x = \int_0^{\infty} S(\omega) d\omega, \quad (12.4)$$

то буде знайдена і дисперсія вихідного процесу.

Визначимося із частотною характеристикою. Вона є динамічним показником об'єкту і знаходиться на підставі їх передавальних функцій $W(p)$, які є диференціальними рівняннями об'єктів, що записані в символічній формі [11]. Якщо відома передавальна функція об'єкту $W(p)$, то частотна характеристика знаходиться шляхом формальної заміни аргументу p на аргумент $j\omega$ ($p \rightarrow j \cdot \omega$), з подальшими тотожними перетвореннями, що направлені на виділення дійсної $A(\omega)$ і уявної $B(\omega)$ частини.

Передавальна функція всієї технологічної лінії збагачення складається з передавальних функцій окремих апаратів. Більшість апаратів мають одну ємність і тому можуть бути представлені математичними співвідношеннями у вигляді [12]:

$$W(p) = \frac{\gamma}{T \cdot p + 1}; \quad (12.5)$$

де γ – вихід продукту, відносні. одиниці; T – стала часу перехідного процесу, с ($T = \frac{V}{Q}$, V – об'єм апарату, м³; Q – об'ємна продуктивність апарату, м³/с).

Залежно від схеми з'єднання апаратів і відповідно до законів цих з'єднань [5] отримують передавальну функцію технологічної лінії збагачення.

Наприклад.

Є збагачувальна технологія, представлена схемою на рис. 12.4.

Кожен апарат має системну характеристику, у відповідності до якої здійснюється перетворення показників якості вхідного потоку. Для подрібнення це подрібнювальна характеристика A , а для розділових апаратів – це сепараційна характеристика.

Відповідно до законів з'єднання апаратів отримуємо характеристику з'єднання:

$$P_c = \frac{A \cdot P_1 \cdot P_2 \cdot P_3}{(1 - A \cdot (1 - P_1)) \cdot (1 - P_2 \cdot (1 - P_3))}. \quad (12.6)$$

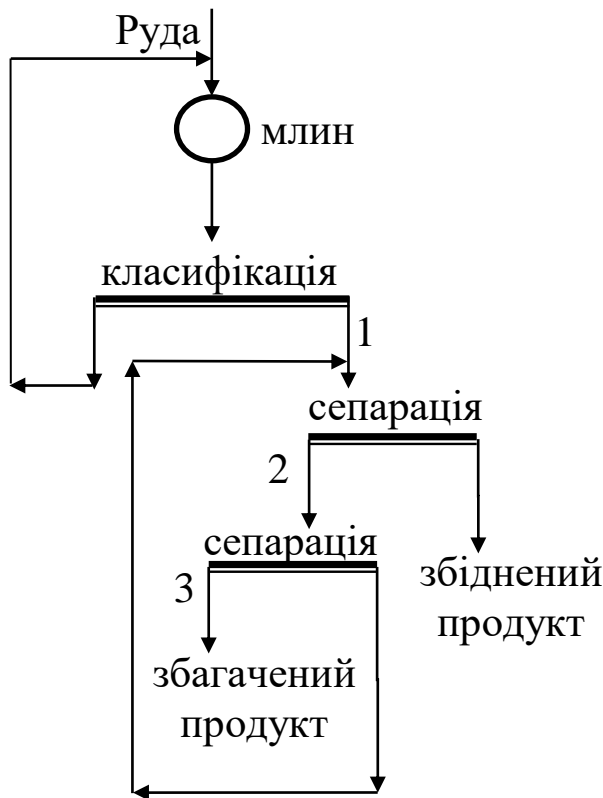


Рисунок 12.4. – Схема збагачувального технологічного блоку

Передавальні функції апаратів мають вигляд:

$$W_A = \frac{1}{T_M \cdot p + 1};$$

$$W_1 = \frac{\gamma_1}{T_1 \cdot p + 1};$$

$$W_2 = \frac{\gamma_2}{T_2 \cdot p + 1};$$

$$W_3 = \frac{\gamma_3}{T_3 \cdot p + 1};$$

$$T_M = \frac{V_M}{Q_M}; \quad T_1 = \frac{V_1}{Q_1};$$

$$T_2 = \frac{V_2}{Q_2}; \quad T_3 = \frac{V_3}{Q_3}.$$

Підставляємо їх у вираз (12.6) замість P_i , та отримуємо:

$$W_1(p) = \frac{W_A \cdot W_1 \cdot W_2 \cdot W_3}{1 - W_2 \cdot (1 - W_3) - W_A \cdot (1 - W_1) + W_A \cdot W_2 \cdot (1 - W_3) \cdot (1 - W_1)}. \quad (12.7)$$

Після підстановки виразів для передавальних функцій і деяких тотожних перетворень виразу 12.7 маємо:

$$W_1(p) = \frac{\gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3}{(T_1 \cdot p + 1 - \gamma_1) \cdot (T_3 \cdot p + 1 - \gamma_3) \cdot (T_M \cdot p + 1) \cdot (T_1 \cdot p + 1)} \times \frac{1}{-(T_1 \cdot p + 1 - \gamma_1) \cdot (T_1 \cdot p + 1) \cdot (T_3 \cdot p + 1) + \gamma_2 \cdot (T_3 \cdot p + 1 - \gamma_3) \cdot (T_1 \cdot p + 1 - \gamma_1)}.$$

Розкриваючи дужки в знаменнику і приводячи подібні члени, отримуємо вираз:

$$W_1(p) = \frac{a_0}{a_1 \cdot p^4 + a_2 \cdot p^3 + a_3 \cdot p^2 + a_4 \cdot p + a_5}, \quad (12.8)$$

$$a_0 = \gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3; \quad a_1 = T_1^2 \cdot T_3 \cdot T_M;$$

$$\begin{aligned}
a_2 &= T_1 \cdot T_3 \cdot T_M + T_1^2 \cdot T_M + T_1^2 \cdot T_M \cdot \gamma_3 + T_1 \cdot T_2 \cdot T_M - \\
&\quad - T_1 \cdot T_3 \cdot T_M + 2 \cdot T_1^2 \cdot T_3; \\
a_3 &= 2 \cdot T_1 \cdot T_3 + T_1 \cdot T_M \cdot (1 + \gamma_1 + \gamma_1 \cdot \gamma_3) + T_1^2 \cdot T_M \cdot (1 + \gamma_3) + T_3 \cdot T_M + \\
&\quad + T_1 \cdot T_M - 2 \cdot T_3 \cdot T_M \cdot \gamma_1 + T_1^2 + 2 \cdot T_1 \cdot T_3 - T_1 \cdot T_3 \cdot (\gamma_2 - \gamma_1); \\
a_4 &= T_1 \cdot (4 + 2 \cdot \gamma_3 + \gamma_1 \cdot \gamma_3 + \gamma_2 - \gamma_2 \cdot \gamma_3) + T_M \cdot (1 + 2 \cdot \gamma_1 + \gamma_3) - \\
&\quad + T_3 \cdot (1 + \gamma_1); \\
a_5 &= 2 + \gamma_3 + \gamma_1 + \gamma_1 \cdot \gamma_3 + 2 \cdot \gamma_2 + \gamma_1 \cdot \gamma_2 \cdot \gamma_3 - \gamma_1 \cdot \gamma_2.
\end{aligned}$$

Тепер для отримання частотної характеристики замість p підставляємо $j\omega$ в (12.8) і записуємо

$$\Phi_1(j\omega) = \frac{a_0}{a_1(j \cdot \omega)^4 + a_2(j \cdot \omega)^3 + a_3(j \cdot \omega)^2 + a_4(j \cdot \omega) + a_5}. \quad (12.9)$$

Після піднесення до степеня аргументу отримуємо комплексне число в знаменнику

$$\Phi_1(j\omega) = \frac{a_0}{a_1 \cdot \omega^4 - a_3 \cdot \omega^2 + a_5 + j \cdot (-a_2 \cdot \omega^3 + a_4 \cdot \omega)}.$$

Позбавляємося від комплексності в знаменнику, та отримуємо

$$\begin{aligned}
\Phi_1(j\omega) &= \frac{a_0 \cdot (a_1 \cdot \omega^4 - a_3 \cdot \omega^2 + a_5 + j \cdot (-a_2 \cdot \omega^3 + a_4 \cdot \omega))}{(a_1 \cdot \omega^4 - a_3 \cdot \omega^2 + a_5)^2 + (-a_2 \cdot \omega^3 + a_4 \cdot \omega)^2} = \\
&= \frac{a_0 \cdot a_1 \cdot \omega^4 - a_0 \cdot a_3 \cdot \omega^2 + a_0 \cdot a_5}{(a_1 \cdot \omega^4 - a_3 \cdot \omega^2 + a_5)^2 + (-a_2 \cdot \omega^3 + a_4 \cdot \omega)^2} - \\
&\quad - j \cdot \frac{a_0 \cdot (-a_2 \cdot \omega^3 + a_4 \cdot \omega)}{(a_1 \cdot \omega^4 - a_3 \cdot \omega^2 + a_5)^2 + (-a_2 \cdot \omega^3 + a_4 \cdot \omega)^2} = A(\omega) - j \cdot B(\omega)
\end{aligned}$$

Таким чином маємо частотну характеристику для точки 1 технологічної схеми. Для інших точок необхідно скласти відповідні передавальні функції і перейти до їх частотних характеристик. Так для точки 3 передавальна функція буде мати вигляд:

$$W_3(p) = \frac{W_A \cdot W_1}{1 - W_A \cdot (1 - W_1)};$$

Для точки 2:

$$W_2(p) = \frac{W_A \cdot W_1 \cdot W_2}{(1 - W_A \cdot (1 - W_1)) \cdot (1 - W_2 \cdot (1 - W_3))}.$$

Модуль частотної характеристики є:

$$|\Phi(j \cdot \omega)| = \sqrt{A^2(\omega) + B^2(\omega)};$$

отже: $|\Phi(j \cdot \omega)|^2 = A^2(\omega) + B^2(\omega)$.

Середнє значення показників якості відомі на підставі технологічних випробувань, або розраховуються за допомогою математичної моделі, яка складається на підставі системних моделей технологічних апаратів. Отже, ми маємо в своєму розпорядженні об'єктивні показники якості збагачувального процесу в кожній його точці \bar{x}_T і σ_{xT} . На підставі цих величин введемо поняття точності технологічного процесу.

Чим більше точність технологічного процесу, тим більше повинна бути точність вимірювання якісних показників в заданій точці, тобто

$$\tau_{\Pi} = \frac{1}{|\delta|} = \frac{\bar{x}_T}{\sigma_{xT}}.$$

Якщо $\frac{x_u}{\sigma_u}$ точність вимірювання якісних показників в заданій точці,

то
$$\frac{x_u}{\sigma_u} = k \cdot \frac{\bar{x}_T}{\sigma_{xT}}.$$

Відомо також, що відносна похибка вимірювання тим менше, коли величина, що вимірюється, знаходиться ближчої до кінця шкали пристрою контролю X_{maxu} . Ціна ділення шкали ΔX_u визначає погрішність вимірювання. Тоді відносна погрішність вимірювання складає

$$\delta_{II} = \frac{\Delta X_u}{X_{maxu}}$$

В результаті необхідно шукати два параметри ΔX_u і X_{maxu} .

Якісні показники в збагаченні корисних копалини вимірюють хімічними або рентгенівськими методами, і отримують похибку в абсолютному відхиленні. Якщо, два сусідні вимірювання не відрізняються один від одного на Δx_3 , то оцінка якості проведена задовільно, тобто відповідає стандарту. Таким чином, об'єктом пошуку служить Δx_3 .

Крім того, перед проведенням аналізу за орієнтир мають середнє значення показника якості \bar{x}_T . В результаті необхідно шукати одну величину Δx_3 , оскільки $\Delta X_u = \bar{x}_T$.

Допустимо, що вздовж технологічної лінії збагачення (ТЛЗ) зміна необхідної точності лінійна. Причому найбільша похибка вимірювання показників на початку технології ΔX_α , а найменша - в кінці - для концентрату ΔX_β . При цьому відома точність технологічного процесу і є характеристики її σ_β і σ_α . Складемо відоме співвідношення для прямої

$$\frac{\sigma_\alpha - \sigma_\beta}{\Delta X_\alpha - \Delta X_\beta} = \frac{\sigma - \sigma_\beta}{\Delta X - \Delta X_\beta}, \quad (12.10)$$

де σ – точність технологічного процесу у вибраній точці ТЛЗ, причому:

$$\sigma_\beta < \sigma < \sigma_\alpha \quad \text{та} \quad \Delta X_\alpha > \Delta X > \Delta X_\beta$$

Вирішимо рівняння (12.10) відносно ΔX , та отримаємо необхідну характеристику точності пристрою контролю:

$$\Delta X = \Delta X_\beta + (\Delta X_\alpha - \Delta X_\beta) \cdot \frac{\sigma - \sigma_\beta}{\sigma_\alpha - \sigma_\beta}.$$

Таким чином можна визначити необхідну точність вимірювання технологічних показників в будь-якій точці ТЛЗ.

Як відомо, вимірювання показників якості потоків збагачувальних процесів проводиться з певною похибкою. Чим менше похибка (більша точність), тим дорожче вимірювальний процес. У технологічній лінії збагачення випробуються безліч параметрів для контролю їх значення. Деякі параметри вельми чутливі до зміни технологічного регламенту, або збагачувальних ознак, інші малочутливі. Очевидно, залежно від чутливості процесу необхідно застосовувати різну точність вимірювання.

Як правило, параметри високочутливих процесів мають широкі припустимі межі зміни, в порівнянні з малочутливими. Для малочутливих процесів навіть дуже малі відхилення є значущими і тому точність вимірювання цих показників повинна бути високою.

Самі ж показники можуть вимірюватися точніше, або малонаближено в залежності від цінності корисної копалини. Так для управління процесом, коли контролюється тільки напрям зміни показників якості, можна вести вимірювання з малою точністю. Для розрахунку зі споживачем якість концентратів вимірюється з вищою точністю. Таким чином, показники проміжних продуктів можна вимірювати наближено, а концентрату – точніше.

Якщо в результаті зміни технологічного показника відбулося відхилення показника якості на величину $\Delta X_{\text{Д}}$, при цьому первинне

значення показника якості X_{II} то величина $\delta = \frac{\Delta X_{II}}{X_{II}}$ визначатиме

точність процесу $\tau = \frac{1}{|\delta|} = \frac{X}{\Delta X}$.

Якщо в результаті вимірювання технологічного показника припускається похибка σ_{II} при цьому первинне значення показника якості X_{II} , то величина

$$\delta = \frac{\sigma_{II}}{X_{II}}$$

визначатиме точність вимірювання $\tau = \frac{1}{|\delta|} = \frac{X_{II}}{\sigma_{II}}$

Таким чином, точність вимірювання σ_{II} величини повинна бути вище за точність технологічного процесу σ_{II} тобто $\sigma_{II} < \sigma_{II}$.

При цьому значення величини X_{II} з погрешністю σ_{II} повинно відповідати значенню технологічного процесу X_{II} :

$$X_{II} \approx X_{II}$$

Для об'єктивного вибору ступеня нерівності параметрів точності необхідно скористатися характеристиками поведінки технологічного процесу. Скористаємося в цьому випадку показником чутливості. Зміна якісних показників при зміні режимних параметрів або показників збагачувальних ознак визначає чутливість.

З цією метою було проведено дослідження, щодо зв'язку зміни якості проміжних продуктів до зміни згаданих показників. Дослідження проводилося чисельно за допомогою детермінованої моделі технологічного процесу. За технологічний процес була прийнята схема збагачення розсипів Вільногірського гірничо-металургійного комбінату. Результати досліджень заносили в таблицю, в якій також з застосуванням адекватної математична моделі наведені оцінки похідних для всіх точок технології для зміни вмісту цінних мінералів: циркону, ільменіту, ставроліту, дистену, рутилу. Таблиця має значні розміри і приводити її немає сенсу. Оскільки при експлуатації технології всі показники режимів і збагачувальних ознак діють одночасно, то з результатів досліджень вибиралися найбільші за абсолютним значенням похідні. Як і слід було чекати, великих значень похідних не спостерігалось, оскільки це призводить до нестійкого стану технології. Можна вважати, що значення похідних коливалися в межах:

$$-2,0 \leq \frac{d\beta}{dx_i} \leq 2,0.$$

В середньому похідні за модулем складають значення близько:

$$\left| \frac{d\beta}{dx_i} \right| = 0,5.$$

Чим вище значення похідної, чим більше змінюється якість продукту при малих змінах режимних параметрів, тим найближніше може бути вимірювальна оцінка цієї якості. І навпаки: чим менше зміна якості при малих змінах параметрів режимів, тим точніше повинна бути вимірювальна оцінка показника.

Для вибору достатньої точності вимірювання необхідна прив'язка до деяких стійких показників технологічного процесу. Це можуть бути середнє значення мода, медіана і т. ін., тому користувалися середнім його значенням – \bar{X}_Π . Тоді вираз, який зв'язує похибку показника технологічного режиму і його вимірювання можна записати у як:

$$\frac{X_{II} - X_{\Pi}}{\sigma_{II} - \sigma_{\Pi}} = \frac{\kappa}{f^1}, \quad \text{де } \kappa - \text{коефіцієнт, який узгоджує}$$

розмірності.

Можна представити $X_{II} = X_{\Pi} + \sigma_{II}$. Тоді: $\frac{X_{\Pi} + \sigma_{II} - X_{\Pi}}{\sigma_{II} - \sigma_{\Pi}} = \frac{\kappa}{f^1}$,

$$\text{чи } X_{\Pi} \cdot \left(\frac{1}{\sigma_{II}} - \frac{1}{\sigma_{\Pi}} \right) = \frac{\kappa}{f^1} - 1.$$

В результаті отримуємо:
$$\sigma_{II} = \frac{\sigma_{\Pi}}{1 + \frac{\sigma_{\Pi}}{X_{\Pi}} \cdot \left(\frac{\kappa}{f^1} - 1 \right)}.$$

Таким чином, коли відношення середнього квадратичного відхилення до середнього значення показників технологічного процесу достатньо мале, то похибка вимірювання може бути рівна похибці технологічного процесу, тобто вимірювання показників концентратів може проводитися з похибкою технологічного процесу. Вимірювання величин на початку технології повинно проводитися з точністю, яка більше точності технологічного процесу. У той же час, коли похідна технологічного показника достатньо мала, то похибка вимірювання має бути істотно занижена.

Точність контролю може бути настільки високою, що існуючими способами або пристроями не можливо її встановити. Для цього необхідно підібрати вимірювальну масу, яка забезпечить достатню точність. Розглянемо, яким чином можна підібрати такий достатній об'єм.

Питання для самоконтролю

Скоротіть схему на рис. 12.4 на один прийом сепарації і зробіть аналітичний висновок, щодо отримання погрішності технології.

12.5. Обґрунтування періоду випробування показників збагачувального процесу

Мета розділу – спосіб пошуку оптимальних точок технології.

У теорії передачі сигналів через об'єкти, що мають деяку інерційність, яка спотворює сигнал, є теорема Котельникова [14]. Ця теорема обґрунтовує умови не спотворення сигналів. Оскільки при вході в канал зв'язку, безперервний сигнал перетворюється на дискретний, а при прийомі сигналу в кінці каналу, його знову перетворюють на безперервний сигнал, тобто відновлюють, то виникає питання про достовірність отриманого сигналу. Відновлений сигнал матиме мінімальні спотворення в порівнянні з тим, який відправлений, якщо період дискретності складає половину періоду найбільш високої частоти ω_H , що несе сигнал:

$$T = \frac{1}{2 \cdot \omega_H}.$$

У нашому випадку, результати дискретного випробування показників технологічних процесів повинні відповідати безперервній зміні цих показників. Таким чином, можливо застосувати теорему Котельникова при виборі інтервалу випробування технологічних процесів. Для цього потрібно мати в своєму розпорядженні спектри дисперсій показників технологічних параметрів в точках контролю.

Спектр показників початкового рудопотоку має типовий вигляд з одним екстремумом (рис. 12.5.), який відповідає основній частоті (вона є не випадковою), тобто тій, яка несе сигнал, та відбиває закономірні зміни в процесі. Цю частоту і слід контролювати.

Вже після застосування перших прийомів розділення початковий спектр змінює свій вигляд і крива для всіх точок технологічної лінії

стає близькою до гіперболи (рис. 12.6, *a*).

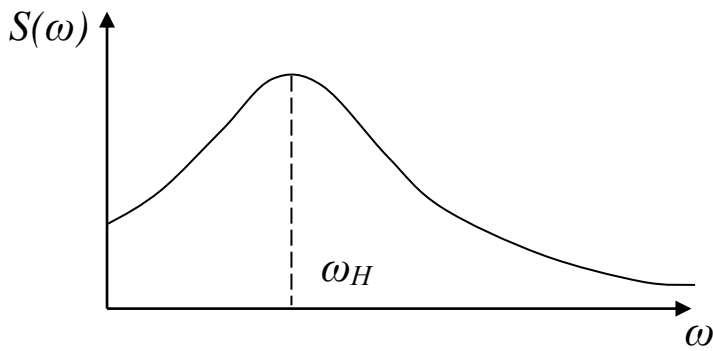


Рисунок 12.5. – Крива спектру дисперсії показника початкового рудопотоку

Вже після застосування перших прийомів розділення початковий спектр змінює свій вигляд і крива для всіх точок технологічної лінії стає близькою до гіперболи (рис. 12.6, *a*).

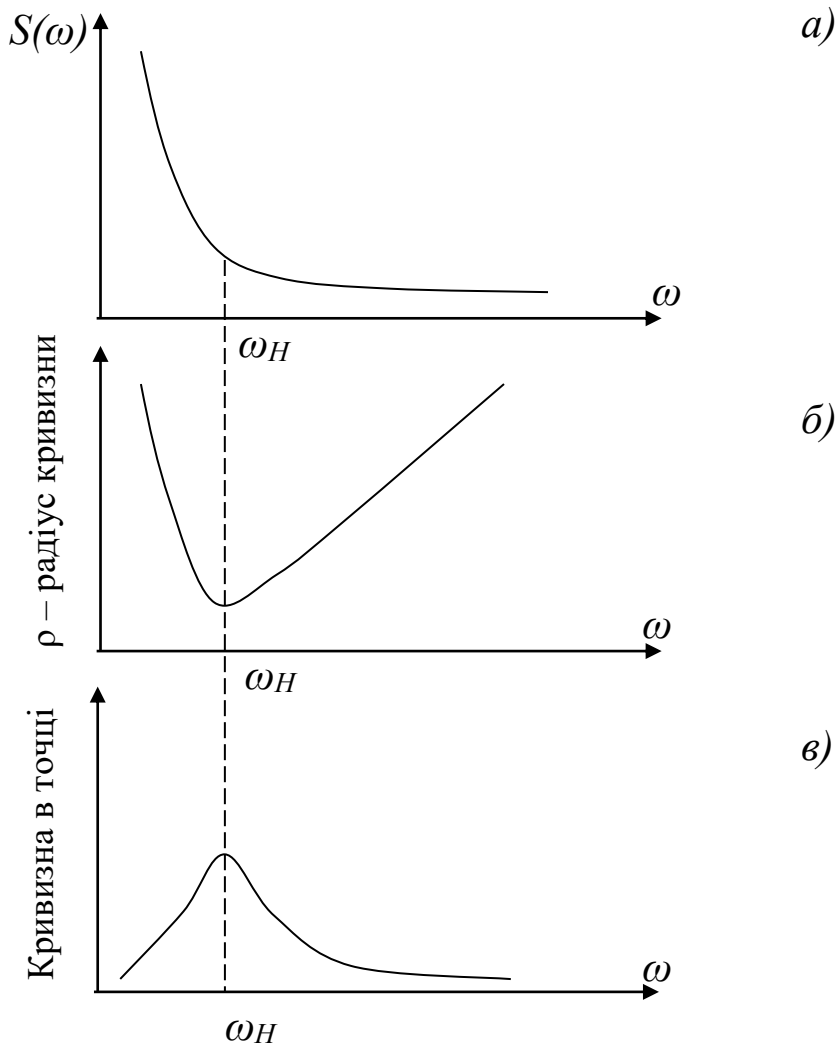


Рисунок 12.6. – Криві для знаходження основної частоти сигналу

Щоб визначитись з основною частотою такого спектру необхідно виконати деякі математичні дії, що явно будуть вказувати на її значення (рис. 12.6 б). Для цього достатньо знайти радіус кривизни функції спектру. Екстремум цієї функції і буде відповідати шуканій частоті (рис. 12.6 в).

12.6. Методика визначення достатньої точності вимірювання технологічних показників збагачення корисних копалин

Мета розділу – приклад пошуку погрішності технологічного процесу.

Раніше виконані розрахунки показали можливість теоретичного обґрунтування вибору достатньої точності вимірювань технологічних показників при переробці сировини. Це дає нам можливість сформулювати загальну методику вибору достатньої точності вимірювання для інших технологій. Методика полягатиме в послідовності дій, що приведена нижче.

1. Відповідно до якісно-кількісної схеми технології визначають сепараційні характеристики розділових апаратів і характеристики блоків подрібнення з метою отримання математичної моделі технологічної лінії. Для цього, за результатами випробування і визначення вилучення цінних мінералів, виходів продуктів знаходять часткові вилучення в операціях для окремих фракцій.

Ця характеристика експериментально визначається як відношення вмісту фракцій на виході апарату $\Delta\gamma_{вих}(\alpha)$ до таких же на вході його $\Delta\gamma_{вх}(\alpha)$:

$$P(\alpha) = \gamma \cdot \frac{\Delta\gamma_{вих}(\alpha)}{\Delta\gamma_{вх}(\alpha)} .$$

2. На базі сепараційних характеристик складають систему балансових рівнянь для окремих фракцій. Наприклад, для фрагмента технологічної схеми, що зображена на рис.12.7, система балансових рівнянь буде мати вигляд:

$$\begin{aligned} p_{151} &= P_{15} \cdot (p_{132} + p_{252} + p_{342}); & p_{152} &= (1 - P_{15}) \cdot (p_{132} + p_{252} + p_{342}); \\ p_{241} &= P_{24} \cdot p_{151}; & p_{241} &= (1 - P_{24}) \cdot p_{151}; & p_{251} &= P_{25}^1 \cdot p_{241}; \\ p_{252} &= P_{25}^{11} \cdot p_{241}; & p_{253} &= P_{25}^{111} \cdot p_{241}; & p_{261} &= P_{26} \cdot p_{253}; \\ p_{262} &= (1 - P_{26}) \cdot p_{253}; & p_{271} &= P_{27} \cdot (p_{261} + p_{352}); & p_{281} &= P_{28} \cdot p_{272}; \\ p_{272} &= (1 - P_{27}) \cdot (p_{261} + p_{352}); & p_{282} &= (1 - P_{28}) \cdot p_{272}; & p_{291} &= P_{29} \cdot p_{282}; \end{aligned}$$

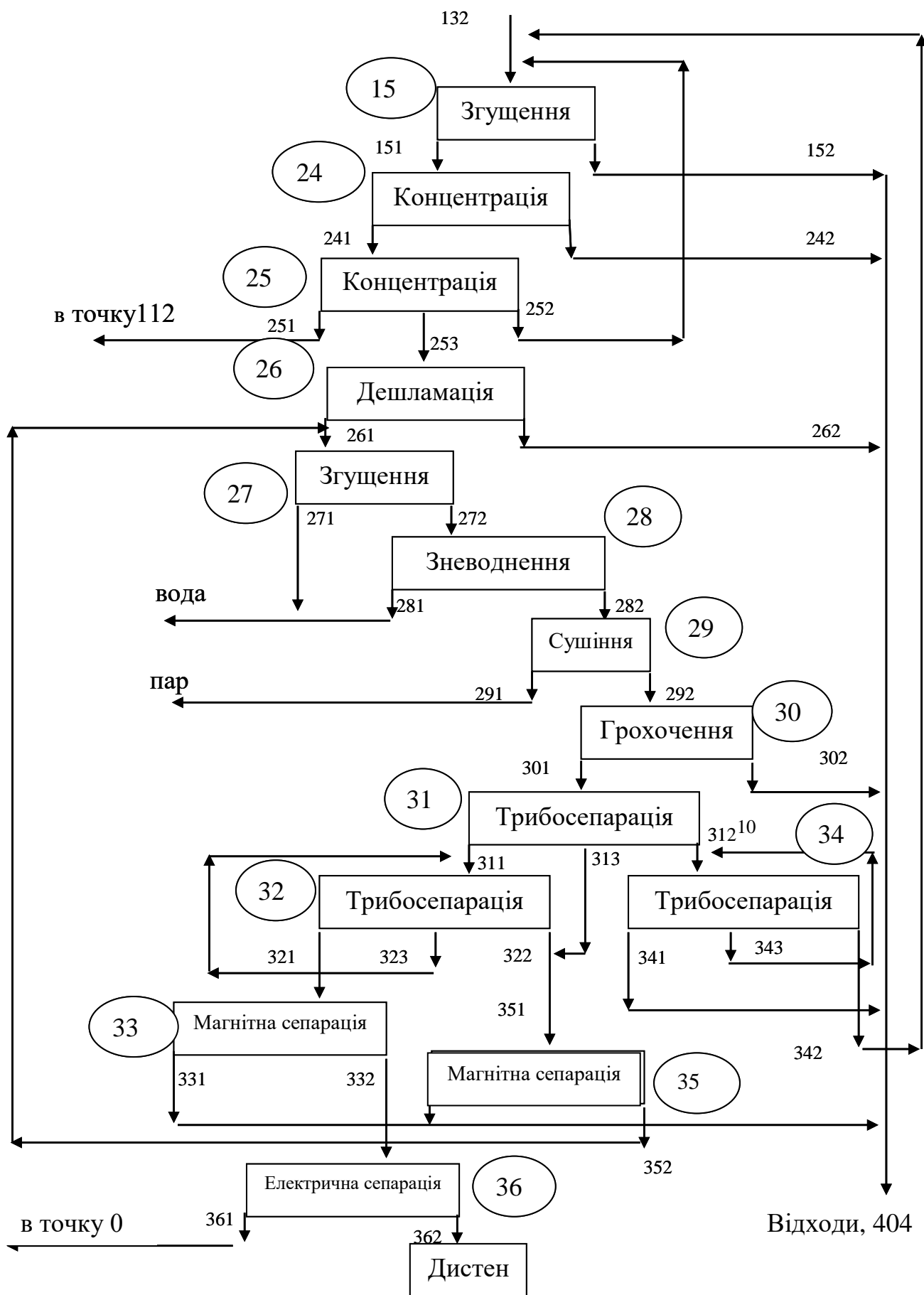


Рисунок 12.7. – Фрагмент технологічної схеми для розрахунку

$$\begin{aligned}
p_{292} &= (1 - P_{29}) \cdot p_{282}; & p_{301} &= P_{30} \cdot p_{292}; & p_{302} &= (1 - P_{30}) \cdot p_{292}; \\
p_{311} &= P_{31}^1 \cdot p_{301}; & p_{312} &= P_{31}^{11} \cdot p_{301}; & p_{313} &= P_{31}^{111} \cdot p_{301}; \\
p_{321} &= P_{32}^1 \cdot (p_{381} + p_{323}); & p_{322} &= P_{32}^{11} \cdot (p_{381} + p_{323}); \\
p_{323} &= P_{32}^{111} (p_{381} + p_{323}); & p_{331} &= P_{33} \cdot p_{321}; & p_{332} &= (1 - P_{33}) \cdot p_{321}; \\
p_{341} &= P_{34}^1 \cdot (p_{312} + p_{343}); & p_{342} &= P_{34}^{11} \cdot (p_{312} + p_{343}); \\
p_{343} &= P_{34}^{111} \cdot (p_{312} + p_{343}); & p_{351} &= P_{35} \cdot (p_{322} + p_{313}); \\
p_{352} &= (1 - P_{35}) \cdot (p_{322} + p_{313}); & p_{361} &= P_{36} \cdot p_{332}; \\
p_{362} &= (1 - P_{36}) \cdot p_{332}; \\
p_{404} &= p_{351} + p_{331} + p_{341} + p_{302} + p_{262} + p_{242} + p_{152}.
\end{aligned}$$

Система таких рівнянь лінійна і високого порядку. Рішення цієї системи здійснюється за допомогою комп'ютерної алгебри *Matcad* для визначення ділення фракції за всіма точками технологічної лінії. Розрахувавши виходи для кожної вузької фракції і підсумувавши їх отримаємо вихід продукту у всіх точках технологічної лінії – γ_{li} , а також показники вмісту цінного мінералу в продуктах – X_{lPi} .

3. Надавши приріст вхідному показнику, наприклад, вмісту цінного мінералу в початковому продукті α_{li} розрахунки повторюють (виконують знову пункт 2 і 3), і визначають друге значення виходу γ_{2i} , X_{2Pi} – і за результатами двох рішень визначають оцінки похідних у всіх точках технологічної лінії – f'_i :

$$f'_i = \frac{\Delta \gamma}{\Delta X}.$$

4. У відповідності зі схемою ланцюга апаратів визначають об'єми всіх технологічних апаратів – V_i , відповідно до їх паспортних даних.

5. Згідно із водно-шламовою схемою і заданою продуктивністю технології Q , визначають об'ємні витрати пульпи через технологічні апарати – W_i , і часткові виходи продуктів за апаратами – γ_i .

6. Визначають постійну часу для технологічних апаратів:

$$T_i = \frac{V_i}{W_i}.$$

7. Відповідно до принципової технологічної схеми складають передавальні функції окремих апаратів:

$$W_i(p) = \frac{\gamma_i}{T_i \cdot p + 1},$$

і всієї технологічної схеми в цілому.

Для складання передавальної функції всієї схеми користуються теоремами про з'єднання апаратів [11,13, 14]:

- при послідовному з'єднанні передавальні функції перемножаються;
- при паралельному з'єднанні апаратів передавальні функції складаються;
- при з'єднанні типу рецикл, передавальна функція складається у вигляді дроби: у чисельнику добуток функцій апаратів, що охоплені рециклом; у знаменнику одиниця мінус добуток функцій апаратів, що складають рецикл.

Якщо схема виходить громіздкою, то деяке з'єднання апаратів замінюють еквівалентною передавальною функцією шляхом приведення їх до правильного дроби алгебри шляхом тотожних перетворень вручну.

Для отримання передавальної функції всієї технологічної схеми, як правило, ручні перетворення є дуже складними, тому користуються системою комп'ютерної алгебри Mathcad. В результаті отримують алгебраїчну дріб високого порядку (рис. 12.8).

8. У разі потреби вимірювання показників проміжних продуктів складають передавальні функції і для цих точок технологічної лінії. Принцип складання аналогічний п. 7. Таким чином, складають стільки передавальних функцій, скільки технологічних змінних підлягає випробуванню і контролю.

Розрахувавши вихідний спектр дисперсії процесу збагачення визначаємо дисперсію.

Середні значення показників якості відомі на підставі якісно-кількісної схеми технології.

Обов'язкова умова складання передавальних функцій – явне уявлення їх щодо всіх елементів схеми.

9. За допомогою системи комп'ютерної алгебри Mathcad в передавальних функціях замінюють змінну p на уявну змінну $j \cdot \omega$, отримують частотну характеристику, а потім після тотожних перетворень отримують дійсну $A(\omega)$ і уявну $B(\omega)$ її частини у вигляді правильних дроби алгебри. Всі дії виконуються самою системою відповідно до інструкції користування системою.

Точка 1 циркон

$$\begin{aligned}
 w_{14}(p) &= \frac{0,005836}{0,24783p+1}; & w_{16}(p) &= \frac{0,00324}{0,00445p+1}; & w_2(p) &= \frac{0,003684}{0,49867p+1}; & w_{42}(p) &= \frac{0,000854}{0,0007236p+1}; \\
 w_8(p) &= \frac{0,001096}{0,17517p+1}; & w_{101}(p) &= \frac{0,000243}{0,00073262p+1}; & w_{26}(p) &= \frac{0,000694}{0,170068p+1}; & w_{282}(p) &= \frac{0,000318}{0,0023839p+1}; \\
 w_{21}(p) &= \frac{0,000614}{0,36191p+1}; & w_{221}(p) &= \frac{0,000387}{0,004396p+1}; & w_{283}(p) &= \frac{0,00002114}{0,00538p+1}; & w_{102}(p) &= \frac{0,000243}{0,0007326p+1}; \\
 w_{162}(p) &= \frac{0,00222}{0,0014888p+1}; & w_{163}(p) &= \frac{0,000376}{0,00195p+1}; & w_{28}(p) &= \frac{0,000383}{0,01132p+1};
 \end{aligned}$$

$$f(p) := \frac{w_{14}(p) \cdot w_{16}(p) \cdot [w_2(p) \cdot w_{42}(p) \cdot w_8(p) \cdot w_{101}(p) + w_2(p) \cdot w_{42}(p) \cdot (1 - w_8(p) \cdot w_{102}(p)) \cdot (1 - w_{26}(p) \cdot w_{282}(p) - w_{21}(p) \cdot w_{221}(p) \cdot w_{26}(p) \cdot w_{283}(p))]}{(1 - w_8(p) \cdot w_{102}(p)) \cdot (1 - w_{14}(p) \cdot w_{162}(p)) \cdot (1 - w_{26}(p) \cdot w_{282}(p) - w_{21}(p) \cdot w_{221}(p) \cdot w_{26}(p) \cdot w_{283}(p) - w_{163}(p) \cdot w_{21}(p) \cdot w_{221}(p) \cdot w_{26}(p) \cdot w_{28}(p))}$$

$$p = j \cdot \omega = \sqrt{-1} \cdot \omega$$

$$|f(\sqrt{-1} \cdot \omega)|$$

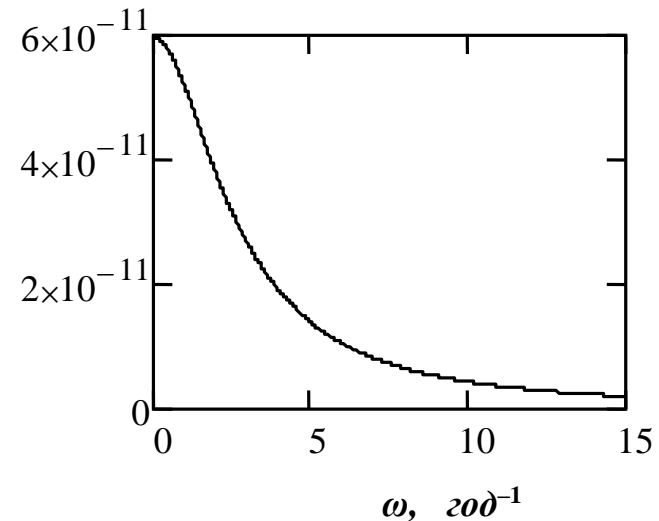


Рисунок 12.8. – Передавальні функції технологічної схеми, що зображена на рис. 12.7

10. За результатами технологічних випробувань початкової сировини визначають постійну часу T , процесу зміни показника, що цікавить, наприклад, вмісту цінного мінералу – $\alpha(t)$, за яким визначають кореляційну функцію:

$$\bar{\alpha} = \frac{1}{T} \cdot \int_0^T \alpha(t) dt,$$

$$K_{\alpha\alpha}(\tau) = \frac{1}{T-\tau} \cdot \int_0^{T-\tau} (\alpha(t) - \bar{\alpha}) \cdot (\alpha(t-\tau) - \bar{\alpha}) dt,$$

а далі і спектр як $S_X(\omega)$:
$$S_X(\omega) = \int_0^{\infty} K_{\alpha\alpha}(\tau) \cdot \cos(\omega \cdot \tau) d\tau.$$

11. Частоти, які проходять через технологічну лінію вельми низькі. Слід користуватися розмірністю не Гц, а година⁻¹. Користуючись співвідношенням:

$$S_Y(\omega) = |\Phi(j\omega)|^2 \cdot S_X(\omega)$$

для ряду частот: $0 < \omega < \omega_{max}$ отримують спектр дисперсії у відповідній точці технологічної лінії.

12. Інтегруючи спектр $S_Y(\omega)$ за частотою, знаходять значення дисперсії у відповідній точці технологічної лінії – $\sigma_Y^2 = \sigma_{II}^2$

13. Відповідно до формули:

$$\sigma_{II} = \frac{\sigma_{II}}{1 + \frac{\sigma_{II}}{X_{II}} \cdot \left(\frac{\kappa}{f^1} - 1 \right)},$$

визначають достатню погрішність контролю кожного технологічного показника.

14. Якщо погрішність настільки мала, що єдиним виміром не можна добитися високої точності, то збільшують вимірювальний об'єм проби відповідно до виразу:

$$V = \left(\frac{3 \cdot C}{\varepsilon} \right)^3 \cdot d^3;$$

де ε – достатня точність вимірювання показника; C – точність вимірювального пристрою; d – середній розмір частинок продукту, що підлягає випробуванню.

13. ПОХИБКИ ДИСКРЕТНОСТІ ВИПРОБУВАННЯ

Мета розділу. Визначити умови виникнення похибок.

На родовищі відбувається випробування за свердловинами, відстань між якими досить велика. Поки дійдуть роботи до місця відбору проби, минає значний час. Таким чином, час і відстань на гірничих роботах – поняття еквівалентні.

Припустимо, випробування зроблене в часі і отримане значення якості α_1 . Потім протягом декількох днів вважається, що це значення якості незмінне. Дійсна зміна якості показана безперервною лінією на рис. 13.1.

Як видно з рисунка, на першій ділянці якісний показник за результатами виміру буде високим. Дійсний показник буде увесь час знижуватися і у середньому за весь період роботи буде значно меншим заміряного. У цьому випадку збагачувачі не зможуть вийти на високий рівень якості концентрату, тому що початкова якість буде низька. За другий період заміряна якість низька. Дійсна якість буде підвищуватися і можна досягти високої якості концентрату. Для збагачувачів таке положення вигіршне. Аналогічно виходить і на третій ділянці.

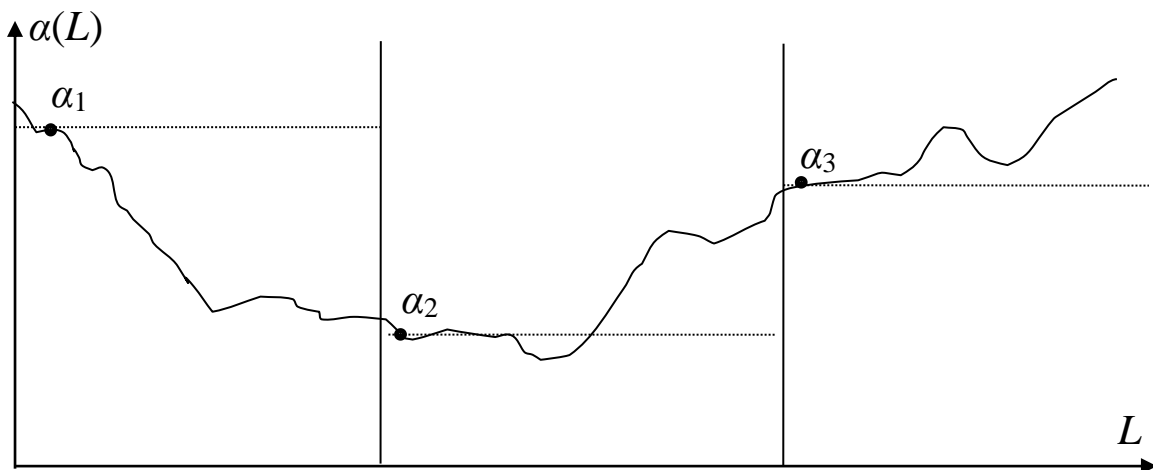


Рисунок 13.1. – Схема дискретного випробування

Таким чином, дискретність виміру завжди спричиняє похибку ідентифікації функції. І, похибка буде тим вище, чим ближче до межі інтервалу проведений вимір. Мінімальна похибка ідентифікації буде в тому випадку, коли вимір проведений у середині інтервалу.

Однак, коли роботи ведуться, то середина інтервалу між випробуванням буде посередині часу виконання робіт. А інформація

про якість повинна бути на початку роботи. Тому завжди будемо мати похибку контролю якості початкової сировини. І завжди буде невідповідність між якістю руди, що подається і якістю руди за результатами випробування на збагачувальній фабриці.

Похибка визначається відношенням середнього значення до математичного сподівання. Оскільки математичне сподівання розрахувати неможливо, то похибку варто визначати через дисперсії. Похибка буде визначатися залишковою дисперсією. Для цієї мети необхідно виконати наступне.

Прийняти деякий крок дискретності $\Delta L^{(1)}$ і з таким кроком відібрати достатню кількість проб з масиву. Після обробки результатів випробування, одержимо дисперсію показника якості $\sigma_{\alpha}^{(1)2}$.

Зменшуємо крок випробування $\Delta L^{(2)}$ і повторюємо процедуру випробування і обробки результатів, одержуємо $\sigma_{\alpha}^{(2)2}$.

У міру виконання роботи будуємо графік зміни дисперсії $\sigma_{\alpha}^{(i)2} = f(\Delta L)$. Цей графік зі зменшенням інтервалу випробування перетворюється в стаціонарний процес. На графіку легко знайти момент початку стаціонарної ділянки. Значення похибки стаціонарної ділянки і буде похибкою дискретності.

Питання до самоперевірки

Як визначити припустиму похибку дискретності випробування.

13.1. Похибка дискретності випробування

У разі дефіциту автоматичних пристроїв контролю, або відсутності таких, застосовують дискретне випробування. Достовірність такого випробування ґрунтується на припущенні, що в проміжках між відборами проб процес змінює свої показники несуттєво. Але оскільки зміна усе-таки є, то таке випробування має похибку, яка пов'язана з дискретністю вимірів.

З теорії лінійного зв'язку відомо, що для створення неперекрученого дискретного сигналу з безупинного необхідно, щоб період дискретності T , був не більше половини періоду найбільш високої частоти $\omega_{МАКС}$, що є в спектрі цього сигналу: $T \leq \frac{1}{2 \cdot \omega_{МАКС}}$

(див. раніше).

Оскільки спектр сигналу $S(\omega)$ теоретично не перетинає осі частот ω (дисперсія не може бути негативною), то ω_{MAX} приймають керуючись практичними розуміннями. Наприклад, коли $S(\omega)$ приймає значення $0,05S_{MAX}(\omega)$ (рис. 13.2).

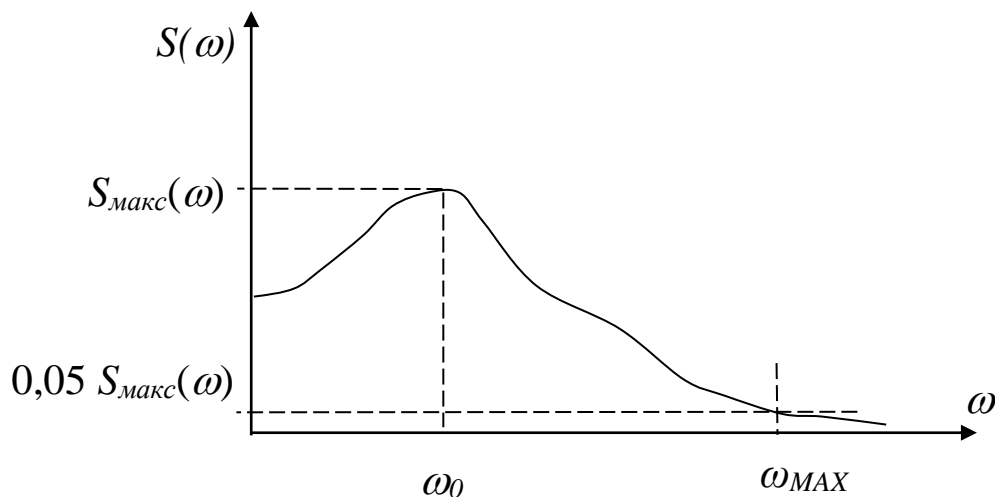


Рисунок 13.2. – Крива спектра зміни показника якості

Якщо підходити до випробування без будь яких умов, то таким чином можна враховувати і перешкоду. Тому необхідно орієнтуватися на несучу (основну) частоту, що є усередненою інформацією, щодо показника якості. Це, як правило, відповідає частоті ω_0 . Звідси слідує, що період дискретності випробування повинний бути таким $T \leq 1/(2 \cdot \omega_0)$.

Для того, щоб визначити частоти зміни значення необхідно проводити випробування з інтервалом виміру як можна меншим, тобто $\Delta t \leq \frac{1}{\omega_0}$, або вести безперервний вимір.

Припустимо, що якимось чином ми зуміли організувати таке випробування і після аналізу проб, отримали ряд показників якості X_i (рис. 13.3), з інтервалом випробування Δt . Подальше перетворення цієї послідовності наступне:

$$\bar{X} = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N X_i, \quad K_{XX}(m) = \frac{1}{N-m} \cdot \sum_{i=1}^{N-m} (X_i - \bar{X}) \cdot (X_{i+m} - \bar{X}).$$

Кореляційна функція $K_{XX}(m)$ буде мати вигляд, показаний на рис.13.4.

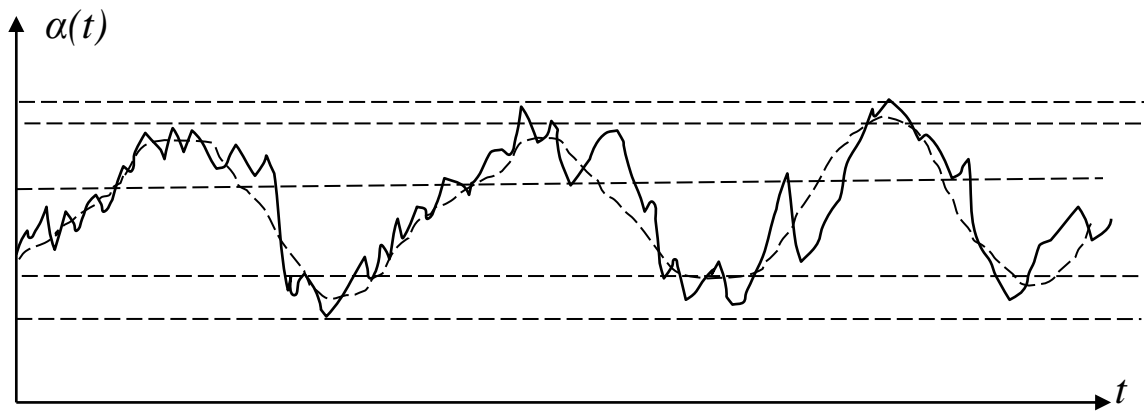


Рисунок 13.3. – Реалізація зміни показників якості деякого процесу

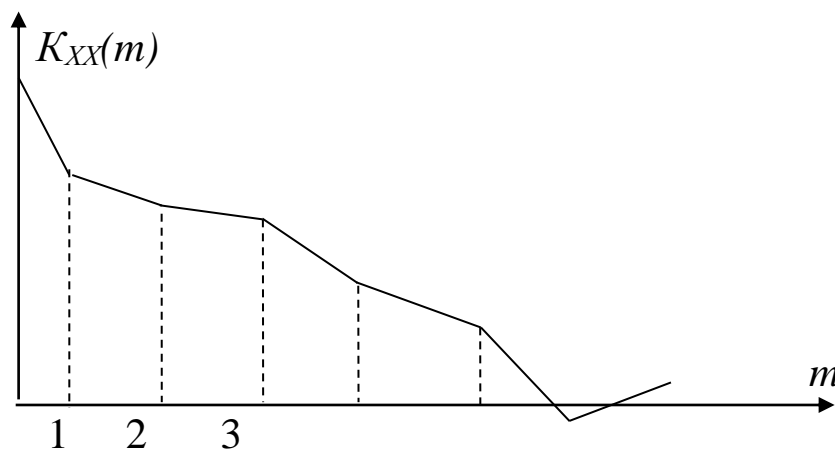


Рисунок 13.4. – Графік кореляційної функції

Ця функція для збагачувальних технологічних процесів звичайно спочатку різко спадає, потім спад йде повільніше. Це період найбільшої похідної $m_0 \Delta t$ відповідає частоті перешкоди, тобто високочастотній складовій. Таким чином, за допомогою кореляційної функції можна відфільтрувати перешкоду при випробуванні.

Для визначення частоти ω_0 необхідно виконати розрахунок відповідно до формули: $S(\omega_i) = \frac{1}{2 \cdot \pi} \cdot \sum_{j=0}^n K_{XX}(j) \cdot \cos(\omega \cdot j)$. Потім за графіком $S(\omega_i)$ знаходимо $S_{МАКС}(\omega_i)$, а відповідна йому частота і буде – ω_0 . Такий вибір частоти випробування буде гарантувати мінімальну похибку, але значення похибки залишається невідомим.

Для визначення абсолютного значення похибки в залежності від дискретності випробування проведемо наступну обробку процесу, представленого на рис. 13.3.

Похибка виникає від невідповідності значень двох сусідніх випробувань: $Y_i = X_{i+1} - X_i$. На підставі цієї величини визначають інтегральну похибку:

$$\sigma_{Y^{(j)}}^2 = \frac{1}{N-j} \cdot \sum_{i=1}^{N-j} Y_i^2.$$

У залежності від відстані між випробуваннями змінюється значення $\sigma_{Y^{(j)}}^2$.

Узявши послідовну зміну інтервалів випробування, і знайшовши відповідні похибки, побудуємо функцію похибки дискретності випробування.

13.2. Похибка скорочення проби

Мета розділу – у чому сенс скорочення проб.

Як відомо із законів теорії ймовірностей, похибка зменшується якщо кількість значень N збільшується, відповідно до виразу:

$$\sigma = \frac{\sigma_0}{N},$$

де σ_0 - похибка при одиничному випробуванні.

У нашому випадку кожне випробування перетворюється в масу проби: чим більше маса, тим більше в ній грудок (частинок), тим

більше випробувань. Кількість грудок у пробі складає: $N = \frac{q}{k_f \cdot d^3}$,

де k_f – коефіцієнт форми частинок.

Скорочення проби виконується тільки після її подрібнення. Нова мінімальна кількість набирається відповідно до нової крупності i за формулою мінімальної маси, тому похибка при одиничному випробуванні грудкового матеріалу буде відрізнятися від попереднього i , зі зменшенням крупності, збільшуватися: $\sigma_{01} < \sigma_{02}$. Ця зміна залежить від ймовірності появи кусків з різним вмістом цінного компонента. В міру зменшення крупності збільшується розкриття цінного компонента і тому природно припустити, що похибка скорочення проби залежить від розкриття. Оцінимо цю залежність.

Подрібнена маса частинок характеризується деякою функцією розподілу за вмістом в них цінного компонента $F(\alpha)$. Імовірність вилучення з такої маси частинки з вмістом у ній цінного мінералу в кількості α , пропорційна вмісту цієї фракції $\Delta F(\alpha)$. Похибка при

кусовому випробуванні при великій кількості частинок ототожнюється дисперсією розподілу таких частинок. Тоді

$$\sigma_{\alpha}^2 = \sum_{i=1}^k (\alpha_i - m_{\alpha})^2 \cdot \Delta F(\alpha_i).$$

Оскільки математичне сподівання вмісту цінного мінералу в частинках $m_{\alpha} = \sum_{i=1}^k (\alpha_i \cdot \Delta F(\alpha_i)) = \alpha_H$ є вміст цінного мінералу в масиві, то остаточна похибка грудкового випробування при різній крупності матеріалу складає

$$\sigma_{\alpha}^2 = \sum_{i=1}^k (\alpha_i - \alpha_H)^2 \cdot \Delta F(\alpha_i).$$

Таким чином, для оцінки σ_0 необхідно провести фракційний аналіз проби і обчислити дисперсію розподілу вмісту цінного мінералу.

Якщо скорочення відбувається при постійній крупності частинок, то це неприпустимо, тому що проба виходить менше мінімальної маси.

Отже, скорочення можна робити, тільки якщо зменшується крупність матеріалу при цьому похибка скорочення обчислюється як

$$\sigma_D^2 = \sigma_K^2 \cdot \delta \cdot d^3 \cdot \left(\frac{1}{q_i} - \frac{1}{q_{i-1}} \right).$$

13.3. Структура похибки результату

Структура похибки результату формується на всіх етапах роботи з пробою і тому складається з похибки відбору $\Delta\alpha_{ВІДБ}$, похибки підготовки $\Delta\alpha_{ПІД}$ і похибки аналізу $\Delta\alpha_{АН}$

$$\Delta\alpha_{РЕЗ} = \Delta\alpha_{ВІДБ} + \Delta\alpha_{АН} + \Delta\alpha_{ПІД}.$$

Кожна зі складових містить систематичну $\Delta\alpha_C$, випадкову $\Delta\alpha_{ВИП}$ і ймовірну систематичну $\Delta\alpha_{ЙМ}$ похибки: $\Delta\alpha_i = \Delta\alpha_C + \Delta\alpha_{ВИП} + \Delta\alpha_{ЙМ}$.

А тому повинна бути обчислена випадкова похибка результату, тобто

$$\sigma_{РЕЗ}^2 = \sigma_{ВІД}^2 + \sigma_{АН}^2 + \sigma_{ПІД}^2.$$

13.4. Похибка підготовки проб

Найважливішим прийомом підготовки є зменшення розміру частинок. Після чого пробу перемішують. В цьому випадку присутні: похибка не ідеальності усереднювання $\sigma_{НП}$ і похибка руйнування – $\sigma_{РП}$, тобто

$$\sigma^2_{ПЦ} = 2 \cdot \delta \cdot \sigma_K^2 \cdot d^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{КІН}} - \frac{1}{q_{ПОЧ}} \right) + \sigma_{НП}^2 + \sigma_{РП}^2$$

13.5. Похибка відбору аналітичної наважки

Оскільки маса наважки невелика, то малі відхилення в прийомах формування приводять до значних похибок. Це в основному похибка дискретності наважки, а значить похибка скорочення:

$$\sigma^2_{НАВ} = 2 \cdot \delta \cdot \sigma_{КНАВ}^2 \cdot d^3_{НАВ} \cdot \left(\frac{1}{q_{КНАВ}} - \frac{1}{q_{ПОЧ}} \right).$$

13.6. Похибка аналізу

Похибка результату хімічного аналізу залежить від вмісту цінного компонента, що розраховується за формулою:

$$\alpha = \frac{100 \cdot V \cdot T}{1000 \cdot q}.$$

А потім за відомою залежністю похибки функції, одержуємо:

$$\sigma_\alpha^2 = \frac{T^2}{(100 \cdot q)^2} \cdot \sigma_V^2 + \left(\frac{\sigma_T^2}{T^2} + \frac{\sigma_q^2}{q^2} \right) \cdot \alpha^2.$$

13.7. Експериментальне визначення випадкових похибок

Мета розділу. Визначення значення похибки експериментальним шляхом.

Для цього одна проба розділяється на дві і виконується аналіз показників. Якщо розбіжність між двома вимірами складає $\Delta\alpha$, то в силу властивостей нормального розподілу маємо, що $\sigma_{\Delta\alpha} = 1,25\Delta\alpha$.

Оскільки $\Delta\alpha = \alpha_1 - \alpha_2$, то $\sigma_{\Delta\alpha}^2 = \sigma_{\alpha_1}^2 + \sigma_{\alpha_2}^2 = 2 \cdot \sigma_\alpha^2$, тоді $\sqrt{2} \cdot \sigma_\alpha = 1,25 \cdot \Delta\alpha$, звідси:

$$\sigma_\alpha = 0,886 \cdot \Delta\alpha.$$

Аналогічно одержуємо і для інших похибок:

– похибка аналізу $\sigma_{АН} = 0,886 \cdot \Delta\alpha_{АН}$;

– похибка підготовки

$$\sigma_{ПОД}^2 = (0,886 \cdot \Delta\alpha_{ПОД})^2 - 0,5 \cdot (0,886 \cdot \Delta\alpha_{АН})^2;$$

– похибка відбору проби

$$\sigma_{ОТ}^2 = (0,886 \cdot \Delta\alpha_{ОТ})^2 - 0,5 \cdot (0,886 \cdot \Delta\alpha_{ПОД})^2.$$

Питання для самоконтролю

1. Яким чином змінюється похибка випробування, якщо функція процесу монотонна (періодична)?

2. Як зміниться маса аналітичної проби, якщо крупність порошку прямує до нуля?

14. РОЗРАХУНОК КІЛЬКОСТІ ТОЧКОВИХ ПРОБ

Мета розділу. Визначення правил формування проби.

Кількість точкових проб залежить від функції розподілу параметру, який підлягає дослідженню. У загальному випадку такої функції немає, тому користуються числовими характеристиками, що можуть, до деякої міри, замінити таку функцію. Замість функції найчастіше відомі межі зміни показника: $\alpha_{МАХ}$ і $\alpha_{МИН}$. Тоді при використанні 95% довірчого інтервалу будемо мати оцінку середнього квадратичного відхилення:

$$\sigma_{\alpha} = 0,25 \cdot (\alpha_{МАХ} - \alpha_{МИН}).$$

Величина σ_{α} характеризує випадкову складову показника. Невипадковою складовою є математичне сподівання і його оцінку

можна визначити через $\bar{\alpha} = \frac{\alpha_{МАХ} + \alpha_{МИН}}{2}$. Якщо $\bar{\alpha}$ значно більше σ_{α} ,

то випадковою складовою можна знехтувати і вважати величину α детермінованою. Тоді однієї точкової проби досить, щоб визначити показник якості. Якщо ж $\bar{\alpha}$ має незначне відхилення в порівнянні з σ_{α} тоді величина α істотно випадкова і кількість точкових проб варто підбирати в залежності від їх співвідношення. Таким чином,

відношення $\frac{\bar{\alpha}}{\sigma_{\alpha}} = t$ служить критерієм неоднорідності масиву.

Відповідно до законів теорії випадкових величин вважається, якщо:

$$\frac{\bar{\alpha}}{\sigma_{\alpha}} = t > 5 \quad \text{масив однорідний}$$

$$3 < t < 5 \quad \text{масив середньої однорідності}$$

$$t < 3 \quad \text{масив дуже неоднорідний.}$$

Підставивши у вираз для $\frac{\bar{\alpha}}{\sigma_{\alpha}} = t$ його складові одержимо співвідношення:

$$\frac{2 \cdot (\alpha_{MAX} - \alpha_{МИН})}{\alpha_{MAX} - \alpha_{МИН}} = t.$$

За таким параметром із довідкової літератури можна здійснювати вибір кількості точкових проб. Однак, можна, як завжди, і за відношенням відомого відхилення допустимої похибки, тобто:

$$\frac{\sigma_{\alpha}^2}{\sigma_{проб}^2} = N.$$

На деякому масиві нами визначено, що кількість точок випробування повинна бути не більше кількості вузлів n . І якщо $n > N$ то крок сітки можна збільшувати доти, поки $n = N$. Так само діємо в протилежному випадку, тобто якщо $n < N$, то приймаємо N проб.

Якщо властивість однорідності масиву стоїть на першому місці, тоді маса точкової проби $\frac{q}{N} = q_{ТП}$. Якщо ж $q_{ТП} < q_{зрудки}$, то збільшуємо масу точкової проби до маси такого куска і в результаті виходить, що маса об'єднаної проби буде більше мінімальної маси, тобто

$$q < q_{об}.$$

14.1. Вибір числа точкових проб як функції маси, що випробується

Коли кореляційні зв'язки не використовуються при випробуванні, то користуються еквівалентними показниками, що значною мірою характеризують масив. Насамперед, таким показником виступає маса. В основі такої заміни лежить інтуїтивне представлення про те, що

чим більша маса, тим важче її перемішати для досягнення однорідного стану. Отже, чим більше маса, тим більша повинна бути кількість точкових проб. Крім того, чим більше маса, тим точніше повинний бути аналіз і тому достовірніше випробування. Цей принцип полягає у стандартах на випробування. В табл. 14.1 наведено абсолютне значення похибки в залежності від маси матеріалу, що підлягає випробуванню.

Таблиця 14.1 – Абсолютне значення похибки аналізу для різної маси матеріалу

Мета випробування	Маса, тисяч тонн		
	15...100	5...15	5 і менше
Визначення:			
Вмісту заліза	±0,4	±0,5	±1
Вмісту марганцю	±0,4	±0,5	±1
Гранулометричного складу	±2,5	±3	±5
Вологості	±0,4	±0,5	±1

В загальному вигляді записується вираз, або таблиця (табл. 14.2), що включають масу масиву і до деякої міри мас точкової проби, яка розраховується за статистичними коефіцієнтами.

Таблиця 14.2 – Похибка відбору проби на залізо і марганець

Маса партії, тис. тонн	Похибки, які регламентовані стандартом для визначення	
	заліза	марганцю
До 0,5	0,9	0,7
0,5...1	0,78	0,55
1...2	0,7	0,46
2...5	0,59	0,42
5...15	0,49	0,39
15...30	0,45	0,37
30...45	0,42	0,35
45...70	0,4	-
70...100	0,37	-

Так для руд і концентратів кольорових металів є вираз

$$N_T = 0,075 \cdot V \cdot \sqrt{M} ,$$

де N_T – кількість точкових проб; V – коефіцієнт варіації, %; M – маса масиву, т (регламентується стандартом).

Особливості залізних і марганцевих руд дозволяють регламентувати середні квадратичні відхилення вмістів: при малій варіації – $\sigma_T = 1,25\%$; середній – $\sigma_T = 1,75\%$; великій – $\sigma_T = 2,5\%$.

Для збагаченого кам'яного вугілля кількість точкових проб для партії масою до 1000 т завжди становить 16 одиниць.

При масі більше 1000 т кількість точкових проб розраховують за виразом:

$$N_T = 16 \cdot \sqrt{M/1000}.$$

Для незбагаченого кам'яного вугілля, антрациту при масі партії до 1000 т кількість проб завжди 32, а при масі більш 1000 т розраховують за виразом:

$$N_T = 32 \cdot \sqrt{M/1000},$$

при цьому маса точкової проби $q_T \geq 0,06 \cdot d_{MAX}$.

15. СХЕМИ ПІДГОТОВКИ ПРОБ ДО ХІМІЧНОГО АНАЛІЗУ

Для забезпечення одних і тих же умов підготовки проб були розроблені стандарти і відповідно до них розроблені схеми.

Скорочення на кожній стадії підготовки робиться до кількості (за стандартами на випробування)

$$q = K_1 \cdot d_{MAX}^2,$$

де K_1 – коефіцієнт, що залежить від варіації точкових проб (табл. 15.1).

Таблиця 15.1 – Значення коефіцієнта K

Значення варіації точкових проб, %	менше 13	14...20	21...33	більше 33
Коефіцієнт K_1	0,06	0,1	0,15	0,2

Підготовка проб пульпи до аналізу виконується за схемою, показаною на рис. 15.1.

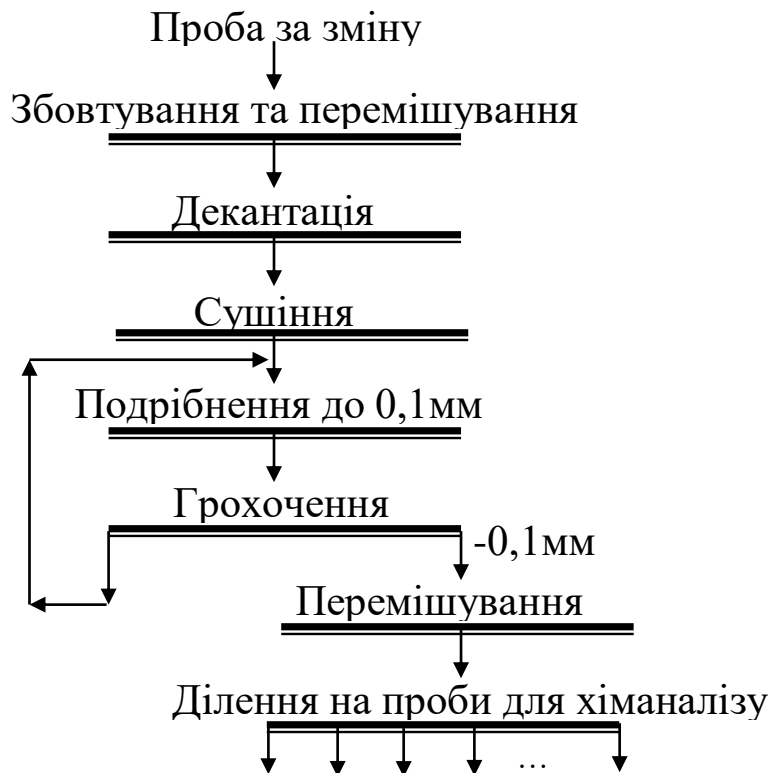


Рисунок 15.1. – Схема підготовки проб до хімічного аналізу, що відбираються у вигляді пульпи

16. ПРОБОРОЗДІЛОВІ МАШИНИ

Відбір проб від мас, що транспортуються з високою продуктивністю, пов'язаний з підвищеною небезпекою і тому застосовують механічні способи відбору проб, які виконуються спільно зі стандартними операціями подрібнення і скорочення за допомогою пробовідбірних машин. Принцип дії та конструкції деяких із них було розглянуто раніше.

Але останнім часом широко використовують механічну підготовку проб для подальшого їх аналізу в лабораторних умовах. Пристрої, які для цього призначені називають проборозділовими машинами. В проборозділових машинах можуть поєднуватися декілька операцій, таких як: дроблення, подрібнення, усереднення, перемішування, скорочення, видалення вологи, сушіння матеріалу та інші. Кінцевою метою таких машин є отримання подрібненої проби заданої крупності та невеликої маси, які в подальшому використовують для проведення хімічних аналізів. Кожна проборозділова машина працює за певним алгоритмом, який встановлюється завчасно відповідно до корисної копалини, що переробляється.

Схема підготовки проби проборозділовою машиною наведена на рис. 16.1.

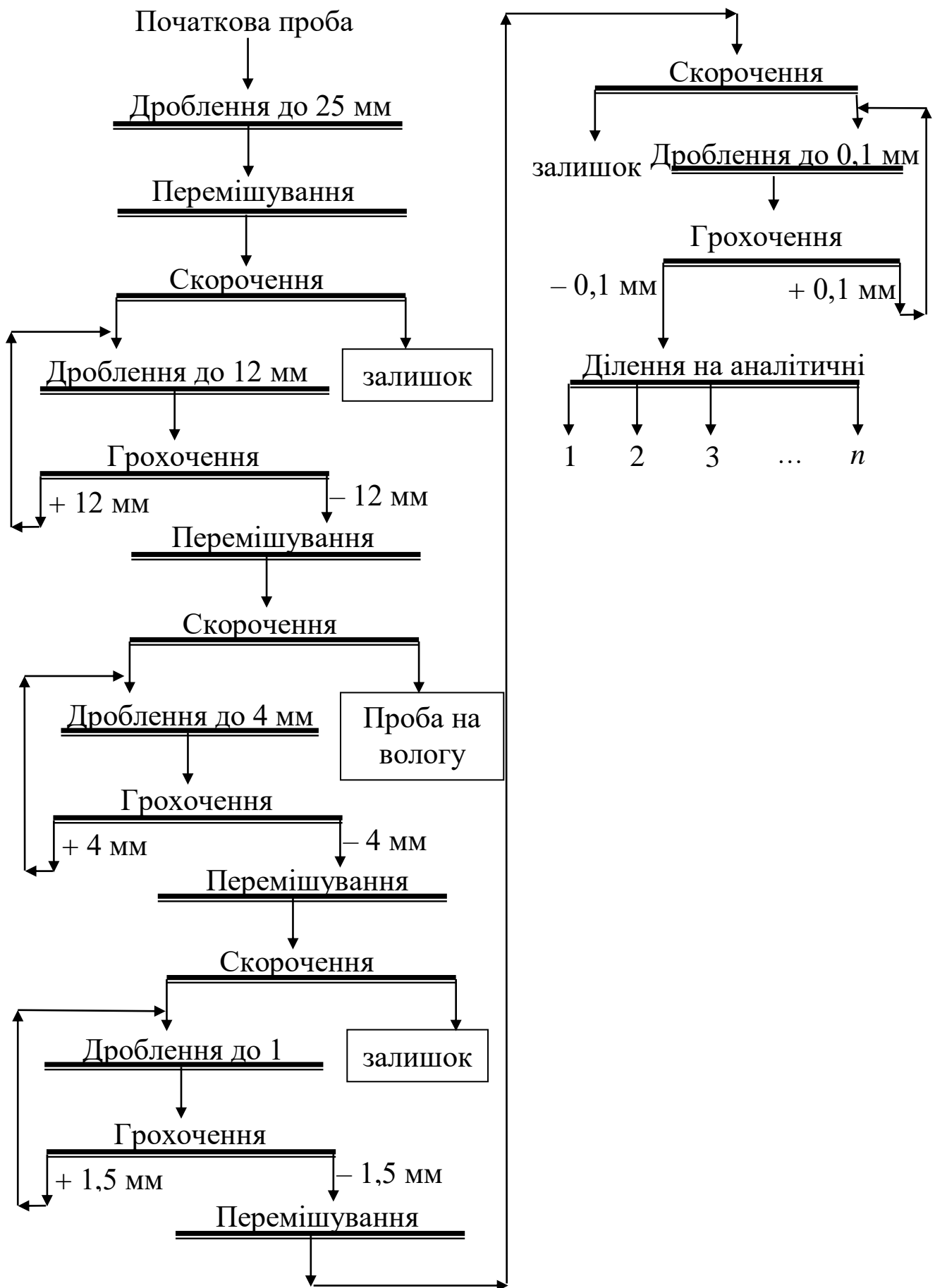


Рисунок 16.1. – Схема підготовки проби проборозділовою машиною

17 СПОСОБИ ПЕРЕМІШУВАННЯ І СКОРОЧЕННЯ ПРОБ

Перемішування необхідне для надання рівномірного розподілу матеріалу в пробі за всіма показниками.

Якщо раніше проба була сформована рандомізаційним способом, то такої операції не потрібно.

Існують наступні способи перемішування, які наведені в табл. 17.1.

Таблиця 17.1 – Основні способи перемішування проб

Способи	Ознаки
Перелопачування	Проба перекидається з кучі в кучу і порядок проходження порцій – довільний
Кільця і конуса	Той же спосіб перелопачування, але порядок уже визначений: одна з куч є кільце
Перекочування	Проба міститься на клейонку квадратної форми і різкими рухами за кути клейонки проба «перекочується» з кута в кут. Можна робити таку ж операцію, але з торбинкою. Для цього потрібні два чоловіки, що тримають торбу за кути і погодженими діями перекочують пробу.
Перемішування	Теж перелопачування, але змішувачем є не лопата, а який-небудь механічний апарат, наприклад, млин без куль.

Скорочення проводиться після ретельного перемішування проби при цьому відбирається мінімальна маса, що відповідає максимальній крупності частинок проби. Найбільш поширені способи скорочення наведені в табл. 17.2.

Таблиця 17.2 – Способи скорочення лабораторних проб

Способи	Ознаки
Квартування	Пробу ділять на чотири (бо - кварта) рівні частини з купи (або конуса). Ділення роблять за взаємоперпендикулярними діаметрами основи
Квадратування	Скорочення роблять відбором декількох порцій у вузлах правильної сітки. Сітка наноситься після того як проба рівномірно розсипана по деякій підготовленій поверхні у виді прямокутника
	Проба розкочується в смугу довгу і тонку і від

Лінійки	неї відбирається 200...300 порцій.
---------	------------------------------------

Скорочення також проводять для проб, які відібрані з великим лишком і направляються для об'єднання з основним потоком матеріалу в технологічний процес. В цьому випадку користуються основними наступними способами скорочення, що наведені в табл. 17.3.

Таблиця 17.3 – Способи скорочення проб

Спосіб	Ознаки
Вибірковий	При перевантаженні частина проби відтинається в скорочену частину. Наприклад, кожна 10-я порція з лопати
Механічний	Добір декількох сотень порцій у пробу. Ділення проби на 12 частин за допомогою 720 мікропорцій
Жолобчастий	Проба поділяється на 10...16 рівнобіжних смуг, парні з яких об'єднуються в одну пробу, а решта - в іншу
Статичний	Проба перед діленням турбулізується і розділяється на дві частини. Така операція виконується кілька разів.

Питання для самоконтролю

1. Якими способами усереднюється проба?
2. Як можна домогтися усереднення проби без перелопачування?
3. Як відбирається проба з маси штабелю?
4. Як відбирається проба з масиву лави?

18. РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ВИПРОБУВАННЯ

Мета розділу. Ознайомлення з порядком розрахунку параметрів випробування.

Розглянемо розрахунок операції розділення, тобто для трьох точок: живлення, відходів (хвостів) і концентрату флотаційного збагачення.

Збагачується мідна руда; основний мінерал – халькопірит, з вмістом міді в мінералі $\beta_M = 34,5\%$. Продуктивність за сухою вагою

руди складає 130 т/годину, крупність руди $d_{MAX} = 50$ мм. Очікуваний вміст міді в руді $\alpha = 0,7\%$, у концентраті $\beta = 27\%$, у відходах (хвостах) $\nu = 0,08\%$.

Припустима відносна похибка результатів визначення вмісту цінного компоненту в змінних пробах у руді складає 10 %, у відходах (хвостах) – 10 % і в концентраті – 2 %. Отже, абсолютні похибки

$$\Delta\alpha = \alpha \cdot \delta = 0,007 \cdot 0,1 = \pm 0,0007 = \pm 0,07\%$$

$$\Delta\beta = \beta \cdot \delta = 0,27 \cdot 0,02 = \pm 0,0054 = \pm 0,54\%$$

$$\Delta\nu = \nu \cdot \delta = 0,0008 \cdot 0,1 = \pm 0,00008 = \pm 0,008\%$$

Вибір способу і засобів відбору проб. Приймаємо метод поперечних перерізів, що виключає систематичну похибку.

Вибираємо для відбору проби з потоку:

– руди пробовідбірник 26-ОП з шириною ківша 250 мм і швидкістю перетинання потоку 0,6 м/с;

– відходів (хвостів) пробовідбірник 33-ОП з шириною щілини 3 мм і швидкістю перетинання потоку 0,47 м/с .

– концентрату - вакуумний пробовідбирач, що відбирає проби методом поздовжніх перетинів (інших пробовідбрачів немає).

Розрахунок мас точкових проб. Маса точкової проби для руди

$$q_{\alpha T} = \frac{Q \cdot b}{V} = \frac{130 \cdot 250 \cdot 1000}{1000 \cdot 3600 \cdot 0,6} = 15,04 \text{ кг.}$$

Для відходів (хвостів) спочатку розрахуємо витрату твердого, тобто

$$Q_{\nu} = Q \cdot \frac{\beta - \alpha}{\beta - \nu} = 130 \cdot \frac{27 - 0,7}{27 - 0,08} = 127 \text{ т/год.}$$

Маса точкової проби для хвостів за сухою вагою складатиме

$$q_{\alpha T} = \frac{Q \cdot b}{V} = \frac{127 \cdot 3 \cdot 1000}{1000 \cdot 3600 \cdot 0,47} = 0,225 \text{ кг.}$$

Маса точкової проби для концентрату залежить від параметрів пневмовідбирач. Припустимо, що вони забезпечують за один відбір відділити 100 г твердого, тобто $q_{\beta T} = 0,1$ кг. Коефіцієнти варіації точкових проб за масою складають: $V_{\alpha q} = 20\%$, $V_{\nu q} = 15\%$, $V_{\beta q} = 10\%$.

Розрахунок кількості точкових проб. Попередньо необхідно визначити межі змін вмісту цінного мінералу в продуктах. Вони

визначені шляхом тривалих спостережень за даними процесами і встановлені: $\alpha = 0,5 \dots 1,0$; $\nu = 0,06 \dots 0,12$; $\beta = 24 \dots 29$.

Середні квадратичні відхилення вмісту цінного компоненту в точкових пробах рівні $\sigma_{\alpha T} = \frac{1-0,5}{4} = 0,125\%$, $\sigma_{\beta T} = \frac{29-24}{4} = 1,26\%$,

$$\sigma_{\nu T} = \frac{0,12-0,06}{4} = 0,015\% .$$

З урахуванням варіації мас точкових проб маємо

$$\sigma_{\alpha T} = \sqrt{0,125^2 \cdot (1 + 2 \cdot 0,2^2)} = 0,129\% ,$$

$$\sigma_{\beta T} = \sqrt{1,25^2 \cdot (1 + 2 \cdot 0,1^2)} = 1,26\% ,$$

$$\sigma_{\nu T} = \sqrt{0,015^2 \cdot (1 + 2 \cdot 0,15^2)} = 0,0153\% .$$

Коефіцієнти варіації до 30% мало позначається на рості похибки, тому їх можна не брати до уваги.

Знаходимо середні квадратичні припустимі похибки результатів:

$$\sigma_{\alpha PE3} = \frac{|\Delta\alpha|}{2} = \frac{0,07}{2} = 0,035\% ; \quad \sigma_{\beta PE3} = \frac{|\Delta\beta|}{2} = \frac{0,54}{2} = 0,27\% ;$$

$$\sigma_{\nu PE3} = \frac{|\Delta\nu|}{2} = \frac{0,008}{2} = 0,004.$$

Припустимо, що відбір проб вносить у дисперсію похибку, яка дорівнює половині її складової. Тоді

$$\sigma_{\alpha VID}^2 = 0,5 \cdot \sigma_{\alpha PE3}^2 = 0,5 \cdot 0,035^2 = 0,00062;$$

$$\sigma_{\beta VID}^2 = 0,5 \cdot \sigma_{\beta PE3}^2 = 0,5 \cdot 0,27^2 = 0,036;$$

$$\sigma_{\nu VID}^2 = 0,5 \cdot \sigma_{\nu PE3}^2 = 0,5 \cdot 0,004^2 = 8 \times 10^{-6}$$

$$\text{Кількість точкових проб } N_{\alpha T} = \frac{\sigma_{\alpha T}^2}{\sigma_{\alpha VID}^2} = \frac{0,129^2}{0,00062} = 27;$$

$$N_{\beta T} = \frac{\sigma_{\beta T}^2}{\sigma_{\beta VID}^2} = \frac{1,26^2}{0,0036} = 45;$$

$$N_{\nu T} = \frac{\sigma_{\nu T}^2}{\sigma_{\nu VID}^2} = \frac{0,0153^2}{8 \cdot 10^{-6}} = 29.$$

Тривалість робочої зміни приймаємо 8 годин (480 хв.) Кількість проб коректуємо кратним тривалості зміни, тобто $N_{\alpha} = 24$,

$N_{\beta} = 48$, $N_{\nu} = 24$. Тобто проби відбираємо через: 20 хв – для руди, 10 хв – для концентрату, 20 хв – для відходів.

Імовірні систематичні похибки вмістів цінного компонента матимуть значення:

$$\Delta\alpha_{\text{ЙМ}} = \frac{\sigma_{\alpha T}^2}{N_{\alpha}\alpha} = \frac{0,129^2}{24 \times 0,7} = 0,001\%,$$

$$\Delta\beta_{\text{ЙМ}} = \frac{\sigma_{\beta T}^2}{N_{\beta}\beta} = \frac{1,26^2}{48 \cdot 27} = 0,0012\%,$$

$$\Delta\nu_{\text{ЙМ}} = \frac{\sigma_{\nu T}^2}{N_{\nu}\nu} = \frac{0,0153^2}{24 \cdot 0,08} = 0,00012\%.$$

У відносному виді ці похибки мають наступні значення:

$$\delta\alpha = \frac{\Delta\alpha_{\text{ЙМ}}}{\alpha} = \frac{0,001}{0,7} = 0,14\%,$$

$$\delta\beta = \frac{\Delta\beta_{\text{ЙМ}}}{\beta} = \frac{0,0012}{27} = 0,0044\%,$$

$$\delta\nu = \frac{\Delta\nu_{\text{ЙМ}}}{\nu} = \frac{0,00012}{0,08} = 0,15\%,$$

тому ймовірні похибки можуть вважатися допустимими.

Початкові маси проб(кг). $q_{\alpha И} = q_{\alpha T} \cdot N_{\alpha} = 15,04 \cdot 24 = 363$,

$$q_{\beta И} = q_{\beta T} \cdot N_{\beta} = 0,1 \times 48 = 4,8, \quad q_{\nu И} = q_{\nu T} \cdot N_{\nu} = 0,225 \cdot 24 = 5,4.$$

Складання схеми підготовки проб. Для підготовки проб необхідно виконати операції подрібнення і скорочення. Скорочення в 8 разів виконуються на механічних скорочувачах. Похибки пошматкового випробування отримані експериментально і мають такі значення:

$$d_C = 0,1 \text{ мм}, \quad \sigma_{\alpha} = 5,08\%,$$

$$d_C = 1 \text{ мм}, \quad \sigma_{\alpha} = 3\%,$$

$$d_C = 3 \text{ мм}, \quad \sigma_{\alpha} = 2\%,$$

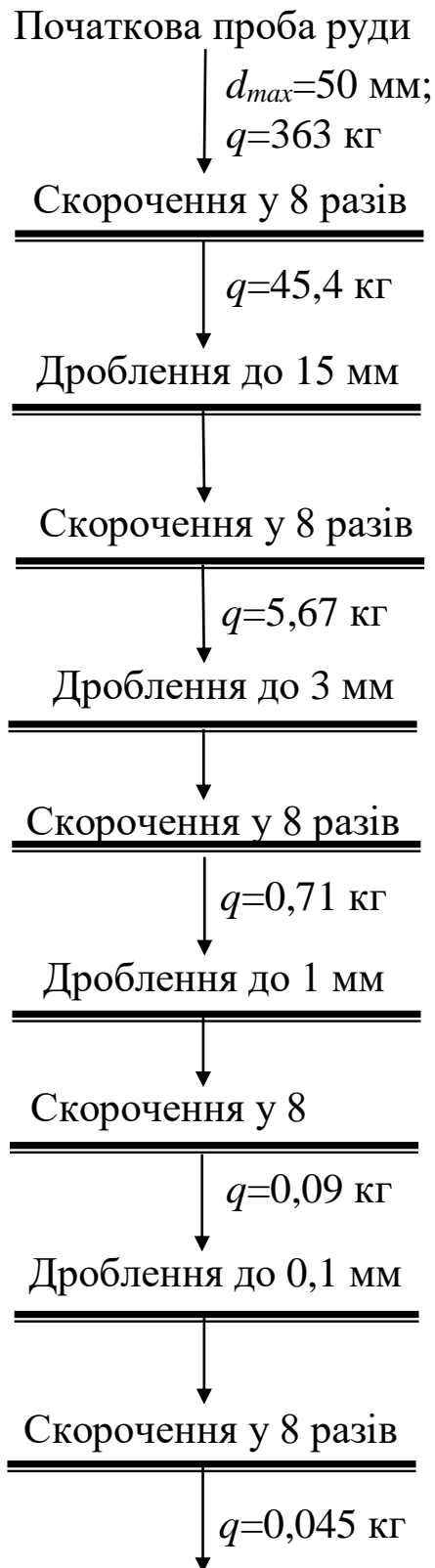
$$d_C = 15 \text{ мм}, \quad \sigma_{\alpha} = 1,0\%,$$

$$d_C = 50 \text{ мм}, \quad \sigma_{\alpha} = 0,5\%.$$

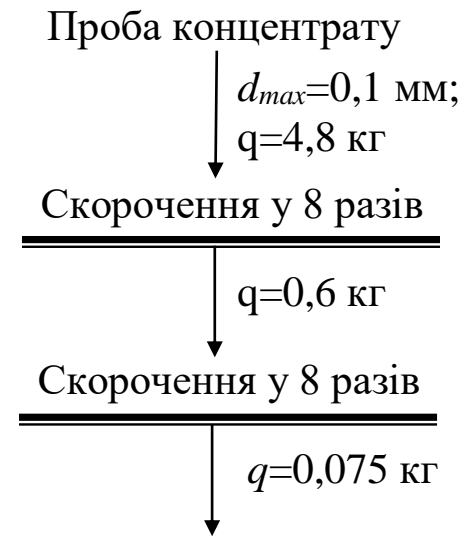
Схема підготовки проб показана на рис. 18.1.

Похибка методу аналізу. Стандарт СЕВ-448-77 установлює, що розбіжність між рівномірними вимірами однієї і тієї ж проби не

a



б



в

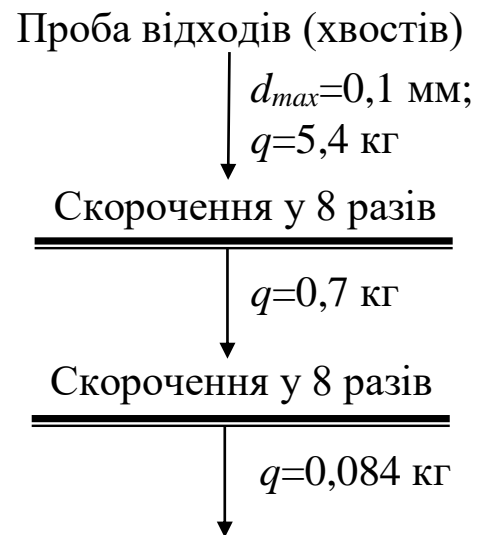


Рисунок 18.1. – Схеми підготовки проб:

a – початкової руди;

б – концентрату;

в – відходів

повинна розрізнятися на 0,3% при $\beta = 27\%$. Для руди і хвостів відповідно до стандарту маємо похибки аналізу 0,03 % і 0,005 %. Тоді похибки аналізу:

$$\sigma_{\alpha_{ПАР}} = 0,886 \cdot \Delta\alpha = 0,0256\%; \quad \sigma_{\beta_{ПАР}} = 0,886 \cdot \Delta\beta = 0,256\%;$$

$$\sigma_{\nu_{ПАР}} = 0,886 \cdot \Delta\nu = 0,0044\%.$$

Визначаємо похибки наважки, як скорочення проби при незмінній крупності частинок:

$$\sigma_{\alpha_{НАВ}}^2 = 2 \cdot f \cdot \alpha \cdot \beta_M \cdot \delta_M \cdot \bar{d}_{СНАВ}^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{КНАВ}} - \frac{1}{q_{ННАВ}} \right) \cdot 10^{-6} =$$

$$= 2 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 34,5 \cdot 4,2 \cdot 0,05^3 \cdot \left(\frac{1}{0,001} - \frac{1}{0,045} \right) \cdot 10^{-6} = 12,5 \cdot 10^{-6},$$

де $\sigma_{\alpha_K}^2 = \delta_M \cdot \alpha \cdot \beta_M / \delta$; $d_{СНАВМАКС} = 0,1$ мм; $d_{СНАВ} = 0,05$ мм; $f = 0,5$;

$$q_{КНАВ} = 0,001 \text{ кг}; \quad q_{ННАВ} = 0,045 \text{ кг}; \quad \delta_M = 4,2 \text{ кг/см}^3;$$

$$\sigma_{\alpha_M}^2 = \sigma_{\alpha_{ПАР}}^2 - \sigma_{\alpha_{НАВ}}^2 = 710 \cdot 10^{-6} - 12,5 \cdot 10^{-6} \approx 7 \cdot 10^{-4}.$$

Звідси $\sigma_{\alpha_M} = 0,0264\%$, тобто похибка визначається методом аналізу.

Обчислюємо похибки наважок для всіх проб:

$$\sigma_{\nu_{НАВ}}^2 = 2 \cdot f \cdot \nu \cdot \beta_M \cdot \delta_M \cdot \bar{d}_{СНАВ}^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{КНАВ}} - \frac{1}{q_{ННАВ}} \right) \cdot 10^{-6} =$$

$$= 2 \cdot 0,5 \cdot 0,7 \cdot 34,5 \cdot 4,2 \cdot 0,05^3 \cdot \left(\frac{1}{0,001} - \frac{1}{0,084} \right) \cdot 10^{-6} = 1,44 \cdot 10^{-6};$$

$$\sigma_{\nu_M}^2 = \sigma_{\nu_{ПАР}}^2 - \sigma_{\nu_{НАВ}}^2 = 19,4 \cdot 10^{-6} - 1,44 \cdot 10^{-6} = 18 \cdot 10^{-6}, \quad \sigma_{\nu_M} = 0,0042\%;$$

$$\sigma_{\beta_{НАВ}}^2 = 2 \cdot f \cdot \sigma_{\beta_{НАВ1}}^2 \cdot \delta_M \cdot \bar{d}_{СНАВ}^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{КНАВ}} - \frac{1}{q_{ННАВ}} \right) \cdot 10^{-6} =$$

$$= 2 \cdot 0,5 \cdot 173 \cdot 3 \cdot 0,05^3 \cdot \left(\frac{1}{0,001} - \frac{1}{0,075} \right) \cdot 10^{-6} = 64,5 \cdot 10^{-6};$$

$$\sigma_{\beta_{НАВ1}}^2 = \delta_M \cdot \frac{\beta}{\delta} \cdot (\beta_M - \beta) \cdot \left(1 - \frac{\beta}{\beta_M} + \frac{\beta\delta}{\beta_M \delta_M} \right)^2 \cdot 10^{-6} =$$

$$= 4,2 \cdot 27 \cdot 3^{-1} \cdot (34,5 - 27) \cdot \left(1 - \frac{27}{34,5} + \frac{27 \cdot 3}{34,5 \cdot 4,2} \right)^2 \cdot 10^{-6} = 45,6 \cdot 10^{-6};$$

$$\sigma_{\beta_M}^2 = \sigma_{\beta_{ПАР}}^2 - \sigma_{\beta_{НАВ}}^2 = 0,265^2, \quad \sigma_{\beta_M} = 0,265$$

Визначення похибки результатів випробування.

$$\sigma_{\alpha_{PE3}}^2 = \frac{\sigma_{\alpha T}^2}{N_{\alpha}} + \sum_{j=0}^4 \left(2 \cdot f \cdot \sigma_{\alpha_j}^2 \cdot \delta \cdot d_{C_j}^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{K_j}} - \frac{1}{q_{H_j}} \right) \cdot 10^{-6} + \sum_{i=1}^j \sigma_{H_{ij}}^2 + \sigma_{P_{j-1}}^2 \right) + \frac{\sigma_{\alpha_{HAB}}^2 + \frac{\sigma_{\alpha M}^2}{n_{\alpha H}}}{n_{HAB}}$$

Приймаємо: $n_{HAB} = 2$, $n_{\alpha H} = 1$, тобто результат усереднюємо за двома рівнобіжними наважками; $\sigma_{H_{ij}}^2$ приймаємо рівним 0,2%, тобто для руди – 0,0014% і $\sigma_{P_j}^2 = 0,001\%$. Звідки

$$\begin{aligned} \sigma_{PE3}^2 &= \frac{0,163^2}{24} + \left(2 \cdot 0,5 \cdot 0,5^2 \cdot 3 \cdot 25^3 \cdot \left(\frac{1}{45,4} - \frac{1}{363} \right) \right) \cdot 10^{-6} + \\ &+ \left(2 \cdot 0,5 \cdot 1^2 \cdot 3 \cdot 7,5^2 \cdot \left(\frac{1}{5,6} - \frac{1}{45,4} \right) \right) \cdot 10^{-6} + \\ &+ \left(2 \cdot 0,5 \cdot 2^2 \cdot 3 \cdot 1,5^2 \cdot \left(\frac{1}{0,71} - \frac{1}{5,66} \right) \right) \cdot 10^{-6} + \\ &+ \left(2 \cdot 0,5 \cdot 3^2 \cdot 3 \cdot 0,5^2 \cdot \left(\frac{1}{0,09} - \frac{1}{0,71} \right) \right) \cdot 10^{-6} + \\ &+ \left(2 \cdot 0,5 \cdot 5,8^2 \cdot 3 \cdot 0,05^2 \cdot \left(\frac{1}{0,045} - \frac{1}{0,09} \right) \cdot 10^{-6} + 5 \cdot 0,0014^2 + 4 \cdot 0,001^2 \right) + \\ &+ \frac{(12,5 + 700) \cdot 10^{-6}}{2} = \\ &= (1100 + 236 + 198 + 50 + 32,4 + 0,14 + 5 \cdot 1,4^2 + 4 + 356,25) \cdot 10^{-6} = \\ &= 1985,29 \cdot 10^{-6}. \end{aligned}$$

Отже, $\sigma_{\alpha_{PE3}}^2 = 44,6 \cdot 10^{-6} = 0,0446\%$. Тоді одержуємо похибку результату $\Delta\alpha_{PE3} = 2 \cdot \sigma_{\alpha_{PE3}} = 0,0892\%$. Відносна похибка складає:

$$P_{\alpha} = \frac{0,0892}{0,7} \cdot 100 = 12,7\%, \text{ що перевищує задану } 10\% \text{-у величину.}$$

Аналізуючи складові похибки, бачимо, що основна частка припадає на похибку відбору проби, отже, її в першу чергу необхідно

зменшити. Потрібно задати більшу кількість точкових проб (наприклад, 36) і виконати розрахунок для $\Delta\alpha_{PE3}$ заново.

Визначаємо похибку величин, що залишилися,

$$\sigma_{\beta PE3}^2 = \frac{\sigma_{\beta T}^2}{N_{\beta}} + 2 \cdot f \cdot \sigma_{\beta}^2 \cdot \delta \cdot d_{C_j}^3 \cdot \left(\frac{1}{q_K} - \frac{1}{q_H} \right) \cdot 10^{-6} + 2\sigma_H^2 + \frac{\sigma_{\beta HAB}^2 + \frac{\sigma_{\beta M}^2}{n_{\beta H}}}{n_{HAB}} =$$

$$= \frac{1,26^2}{48} + 2 \cdot 0,5 \cdot 173 \cdot 3 \cdot 0,05^3 \left(\frac{1}{0,075} - \frac{1}{4,8} \right) 10^{-6} + 2 \cdot 0,054 + (64 \cdot 10^{-6} + 0,265^2) / 2 = 0,074$$

Отже, $\sigma_{\beta PE3}^2 = 0,272\%$, $\Delta\beta_{PE3} = 2 \cdot \sigma_{\beta PE3} = 0,544\%$.

Відносна похибка: $P_{\beta} = \frac{0,544}{27} \cdot 100 = 2\%$.

$$\sigma_{v PE3}^2 = \frac{\sigma_{v T}^2}{N_v} + 2 \cdot f \cdot v \cdot \beta_M \cdot \delta_M \cdot d_{C_j}^3 \cdot \left(\frac{1}{q_K} - \frac{1}{q_H} \right) \cdot 10^{-6} + 2\sigma_H^2 +$$

$$+ \frac{\sigma_{v HAB}^2 + \frac{\sigma_{v M}^2}{n_{v H}}}{n_{HAB}} = \frac{0,0153^2}{24} + 2 \cdot 0,5 \cdot 0,08 \cdot 34,5 \cdot 4,2 \cdot 0,05^3 \cdot \left(\frac{1}{0,084} + \frac{1}{5,4} \right) \cdot 10^{-6} +$$

$$+ 3 \cdot 0,00016^2 + (1,44 + 18) / 2 \cdot 10^{-6} = 19,59 \cdot 10^{-6}.$$

$\sigma_{v PE3}^2 = 0,0044\%$, $\Delta v_{PE3} = 2 \cdot \sigma_{v PE3} = 0,0088\%$.

$P_v = \frac{0,0088}{0,08} \cdot 100 = 11\%$.

Розрахунок систематичної, випадкової похибок і місячних якісних показників.

$$\sigma_{\alpha MEC} = \frac{\sigma_{\alpha PE3}}{\sqrt{n_{CM}}} = \frac{0,0466}{\sqrt{90}} = 0,0047\%,$$

$$\sigma_{\beta MEC} = \frac{\sigma_{\beta PE3}}{\sqrt{n_{CM}}} = \frac{0,272}{\sqrt{90}} = 0,028\%,$$

$$\sigma_{v MEC} = \frac{\sigma_{v PE3}}{\sqrt{n_{CM}}} = \frac{0,001}{\sqrt{90}} = 0,00046\%.$$

$$\Delta\alpha_{BERMEC} = -\frac{0,001}{90} = 0,000011\%, \quad \Delta\beta_{BERMEC} = +\frac{0,0012}{90} = 0,000013\%,$$

$$\Delta v_{BERMEC} = -\frac{0,00012}{90} = 0,0000013\%.$$

Остаточно запишемо

$$\alpha_{\text{МЕСИСТ}} = 0,7 \pm 2\sigma_{\alpha_{\text{МЕС}}} + \Delta\alpha_{\text{ВЕРМЕС}} = 0,7 \pm 0,0094 + 0,000011(\%),$$

$$\beta_{\text{МЕСИСТ}} = 27 \pm 0,056 - 0,000013(\%),$$

$$\nu_{\text{МЕСИСТ}} = 0,08 \pm 0,00092 + 0,0000013(\%)$$

Відносна похибка для вмісту міді становить за місяць 1,34%, у концентраті – 0,2% і відходів (хвостів) – 1,15%.

Питання для самоперевірки

1. Запропонуйте спосіб підвищення точності визначення результатів випробування.

19. БАЛАНС ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Мета розділу. Визначитися з правилами складання технологічного і товарного балансів.

Збагачувальна фабрика є товаровиробником, який купує сировину і перероблює її на іншу сировину для металургійної промисловості. Як і будь-який товаровиробник фабрика має бути рентабельною, тому контроль кількості та якості сировини, що придбана, та відвантажена оформлюється у вигляді балансів технологічного та товарного.

Баланс компонентів – це технічний звіт про надходження і рух сировини, що має кількісні і якісні відомості про склад і масу продуктів розділу. Баланс відображає роботу підприємства за певний проміжок часу. На виробництві розрізняють наступні два виду балансу технологічний та товарний. Технологічний баланс відображає кількісно-якісні показники щодо технології збагачення, а товарний – кількість щодо продукту, який надійшов на виробництво та відвантажений у вигляді концентрату, напівфабрикату та відходів. Кожен із балансів характеризується певною точністю розрахунку.

19.1 Технологічний баланс

Технологічним балансом називають розрахунок виходів і вилучення в продуктах розділення виділеної ділянки, або технології в цілому. Його складають на базі результатів аналізу вмісту цінних компонентів у початкових і вихідних продуктах та визначенні вологості і зважуванні кінцевих продуктів розділення. Для складання технологічного балансу необхідно мати наступні дані:

– вміст цінного компонента в продуктах розділення і початковому: α, β_k, v_x .

– масу напівфабрикату, сировини – Q_x ,

– вологість початкового продукту – W .

Основним показником, що розраховуються є: вихід концентрату γ_k .

На підставі виходу обчислюють наступні показники: вилучення $\varepsilon_k, \varepsilon_x, \gamma_x$; масу концентрату – Q_k , масу хвостів – Q_x .

Основою розрахунку технологічного балансу є системи рівнянь матеріального балансу. Кількість рівнянь в системі рівна кількості виходів.

Наприклад, є технологічна схема збагачення корисної копалини, що зображена на рис. 8.1, яка має систему рівнянь (8.1), що й є технологічним балансом.

19.2 Товарний баланс

Товарний баланс враховує вже вироблений продукт на складах, а технологію розглядає як статичний запас напівфабрикату. Товарний баланс є звітом про надходження, переробку і відвантаження сировини і продуктів збагачення, що містять цінні компоненти. Призначення товарного балансу – контроль виробництва з метою усунення можливих втрат і визначення показників фабрики.

Показниками, що відображають рівень технології, досягнутий на фабриці, є маса, якість і товарне вилучення цінних компонентів.

Стосовно товарного балансу прийнято говорити про неузгодженість, оскільки враховується продукт, що покинув межі підприємства.

Маса і якість продуктів визначається зважуванням і випробуванням з виконанням аналізу на вміст корисного компонента. Для того, щоб врахувати динамічні параметри підприємства використовують накопичені результати за контрольний період, а саме:

– масу продукту $Q = \sum_i Q_i$;

– масу сухого продукту $Q_c = \sum_i Q_i \cdot (1 - W_i)$;

– масу корисного компонента $K = \sum_i (Q_i \cdot (1 - W_i) \cdot \beta_i)$.

Всі ці величини мають певну похибку.

Особливим показником товарного балансу є товарне вилучення

$$\varepsilon_T = \frac{K_T}{K_{II}},$$

де K_T – маса цінного компоненту, відвантаженого у вигляді концентрату; K_{II} – маса цінного компоненту, який надійшов з початковою рудою.

Чим більше підприємство, тим складніше знайти величини K_T , K_{II} , так як сировина розподіляється в згущувачах, ємностях, технологічних апаратах. Запаси можуть досягати декількох діб безперервної роботи підприємства. Тому

$$K_{II} = K_P + \sum_i \frac{K_{i_{Поч}} - K_{i_{Кін}}}{\varepsilon_i},$$

де K_P – маса цінного компоненту, що поступив на фабрику за контрольний період; $K_{i_{Поч}}$, $K_{i_{Кін}}$ – маса цінного компоненту, що знаходиться в ємностях підприємства на початок і кінець контрольного періоду, відповідно; ε_i – технологічне вилучення у відповідній ємності. Ця, остання величина визначається вельми приблизно.

19.3 Нуждженість товарного балансу

Товарний баланс є рівнянням двох складових: цінних компонентів всіх продуктів, що вийшли за контрольний період, і що знаходяться в ємностях на кінець контрольного періоду (незавершене виробництво), сумі цінних компонентів, що поступили за цей період, і того, що знаходився в ємностях на початок контрольного періоду (рис. 19.1)

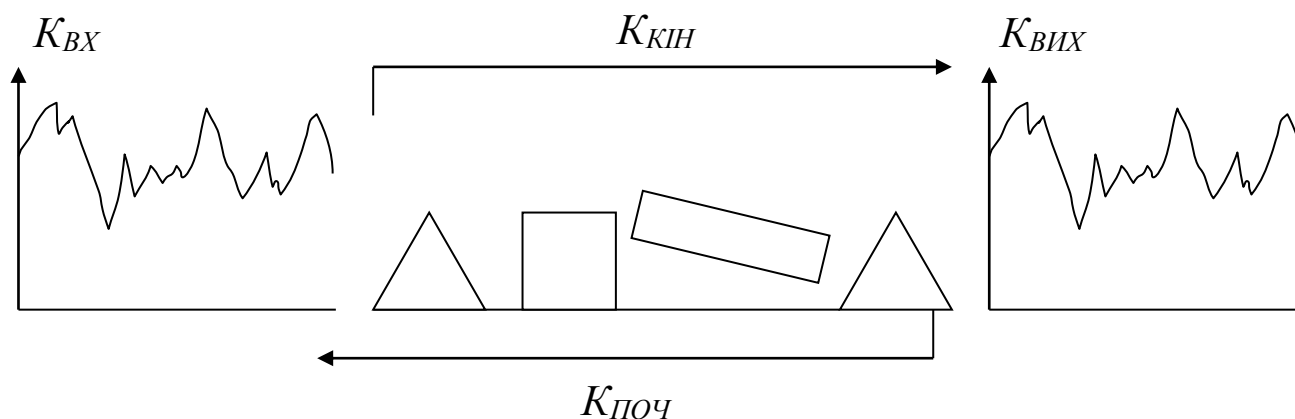


Рисунок 19.1. – Загальна схема складання товарного балансу

Можливо записати рівняння:

$$K_{Поч} + K_{Вх} = K_{Вих} + K_{Кин}.$$

Оскільки існують невраховані втрати і похибки визначення, то існує неузгодженість

$$\Delta = K_{Поч} + K_{Вх} - K_{Вих} - K_{Кин}.$$

За значенням неузгодженості можна визначити існування неврахованих втрат.

Здійснимо розрахунок товарного балансу стосовно спрощеної схеми збагачувальної фабрики, яка зображена на рис. 19.2.

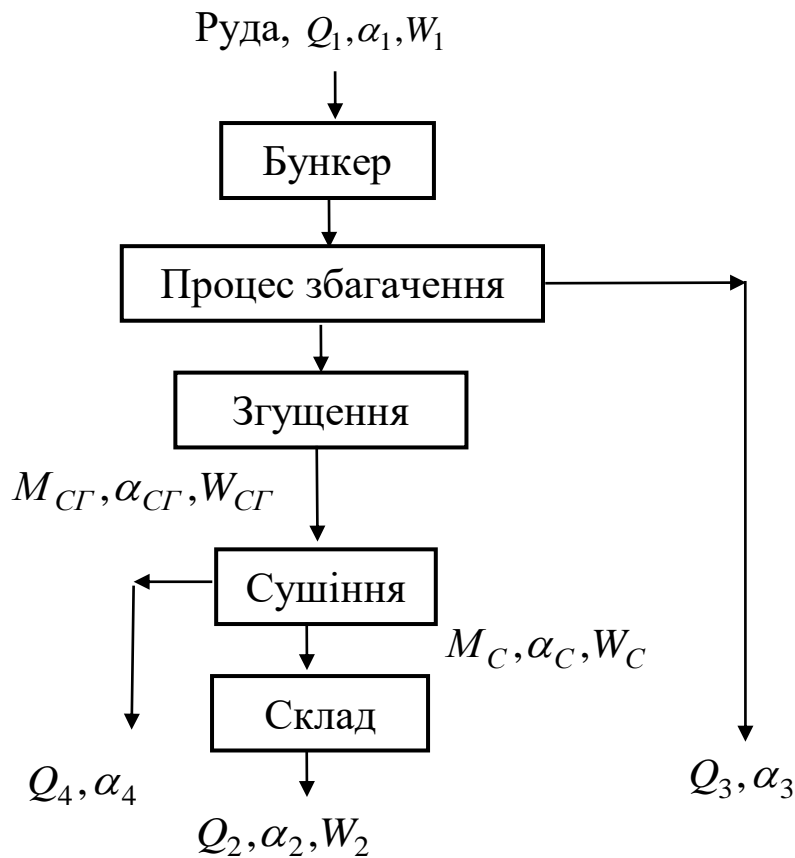


Рисунок 19.2. –
Спрощена схема
збагачувального
процесу

Для неї запишемо

$$\begin{aligned} \Delta = & Q_2 \cdot (1 - W_2) \cdot \alpha_2 + Q_3 \cdot (1 - W_3) \cdot \alpha_3 + Q_4 \cdot (1 - W_4) \cdot \alpha_4 + \\ & + [M_B \cdot (1 - W_B) \cdot \alpha_B + M_C \cdot (1 - W_C) \cdot \alpha_C + M_{CF} \cdot (1 - W_{CF}) \cdot \alpha_{CF}]_{Кин} - \\ & + Q_1 \cdot (1 - W_1) \cdot \alpha_1 - \\ & [M_B \cdot (1 - W_B) \cdot \alpha_B + M_C \cdot (1 - W_C) \cdot \alpha_C + M_{CF} \cdot (1 - W_{CF}) \cdot \alpha_{CF}]_{Поч}, \end{aligned}$$

де Q_1, Q_2, Q_3, Q_4 – маса твердого в димових газах, руді, концентраті і хвостах; $W_1, W_2, W_3, W_B, W_C, W_{CF}$ – середні вологості руди, концентрату, хвостів, продукту в бункері, на складі, і в згущувачі; $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3, \alpha_B, \alpha_C, \alpha_{CF}$ – вміст цінного компонента у відповідних

продуктах; $(M_B, M_C, M_{CG})_{поч}$, $(M_B, M_C, M_{CG})_{кин}$ – маса матеріалу в бункері, складі, згущувачі на початок і кінець контрольного періоду.

19.4. Отримання інформації для розрахунку неузгодженості

Кількісні витрати потоків збагачувального виробництва безпосередньо заміряти поки неможливо, тому витратні показники обчислюють на підставі випробування цих потоків. Так, як випробування виконується точково, то окремо взяті значення є випадковим. Разом з тим, технологічний баланс повинен бути детермінованим. Тому за окремими випробуваннями скласти технологічний баланс неможливо. Необхідне провести деяке усереднювання, оскільки інтегральні характеристики є не випадковими. Об'єм вибірки для цих цілей підбирається так.

Будь-яка технологія переробки сировини не накопичує цю сировину в собі після того, як встановиться деяка рівновага. Тому умовою нормальної експлуатації збагачувальної технології є технологічний баланс

$$Q_{BX} = Q_{ВИХ},$$

тобто рівність витрат вхідних (Q_{BX}) і вихідних ($Q_{ВИХ}$) потоків. Величини, які можуть бути заміряні ваговим методом це вхідний потік сировини Q_{BX} , і витрата концентрату Q_K . Витрата відходів збагачення Q_X розраховується на підставі випробування. За результатами випробування можна також розрахувати і витрату концентрату. Баланс продуктів існуватиме, якщо заміряні значення витрат і розраховані відрізняться не більше ніж на допустиму похибку. Проте, за наслідками технологічного випробування не вдається одержати такої рівності за короткі проміжки часу. Для цієї мети необхідно враховувати миттєві значення витрат, які відстоять один від одного на період еквівалентного запізнювання. Тоді достовірність результатів підвищується, і при цьому, природно, буде підвищений кореляційний зв'язок. В той же час технологічний баланс повинен бути безперечним і тому розрахункові співвідношення також повинні бути зв'язані функціональними залежностями.

Методика, що задовольняє цій обов'язковій умові, детально розглянута в розділі 8, де також показана обробка вихідних даних для складання технологічного балансу. Розглянемо використання методики на прикладі.

19.5. Обробка даних випробування з урахуванням кореляційних зв'язків

Технологія збагачення на збагачувальній фабриці складається з декількох технологічних блоків (секцій), кожен з яких має технологію збагачення стадійної структури.

У основі технології збагачення лежить закон бінарного розділення, і на підставі технологічного балансу була виведена формула виходу

концентрату $\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}$. Але у зв'язку з тим, що вона отримана в

умовах абсолютної стаціонарності процесів, її практична реалізація не відповідає миттєвим значенням показників. Тісний кореляційний зв'язок між α_u і всіма проміжними продуктами показаний у розділі 8. Тому немає необхідності вести контроль показників β_1, β_2 , і ν_1, ν_2 , між процесами збагачення на збагачувальних апаратах. Достатньо буде контролювати якість на вході (α_u), і на виході в концентраті (β_k) та відходах ($\nu_{хв}$), але обов'язково з урахуванням еквівалентного запізнення τ_{xy} , тому що з моменту надходження сировини на збагачувальну фабрику до перетворення її в концентрат проходить значна кількість часу.

За методикою, що пропонується, випробування необхідно проводити на вході і виході технологічного блоку. Так як поділ бінарний, то це будуть показники α_M (на вході) і β та ν , (на виході). Але головне завдання полягає в тому, щоб визначити найбільш раціональний кореляційний зв'язок між цими показниками, при якому дисперсія буде мінімальною.

Розглянемо три випадкових стаціонарних процесів, які складені на підставі погодинного випробування.

Як зазначено раніше, для отримання достовірної інформації про вагомий вихід продукту треба обчислити взаємкореляційну функцію, яка розраховується за виразом:

$$K_{XY} = \frac{1}{N - m} \cdot \sum_{i=0}^{N-m} (x_i - \bar{x}) \cdot (x_{i+m} - \bar{x}),$$

де m – аргумент функції; x_i – значення випадкового процесу, \bar{x} – середнє значення, N – кількість випробувань. Результати розрахунку кореляційної функції занесемо у табл. 19.1.

Таблиця 19.1 – Результати розрахунку кореляційних функцій

Значення m		0	1	2	3	4
$\alpha\beta$	K_{xy}	-0,0716	-0,1938	0,1829	-137,3483	-9,4222
	$\tau_{\alpha\beta}$, ГОД	2				
$\alpha\nu$	K_{xy}	-0,0511	-0,0683	1,8565	-160,3207	-10,3532
	$\tau_{\alpha\nu}$, ГОД	2				
$\beta\nu$	K_{xy}	0,0915	0,4675	2,2018	-0,6086	2,1464
	$\tau_{\beta\nu}$, ГОД	2				

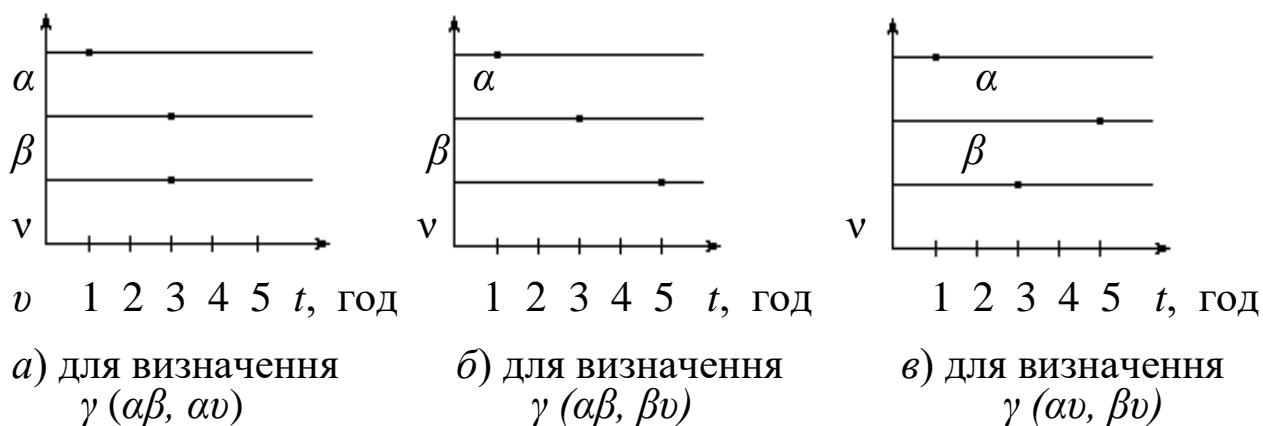


Рисунок 19.3. – Схеми погодинного випробування

Визначивши час еквівалентного запізнення між процесами ($\tau_{\alpha\beta} = 2$ год., $\tau_{\alpha\nu} = 2$ год., $\tau_{\beta\nu} = 2$ год.; табл. 19.1), розрахуємо виходи продуктів за наступними співвідношеннями:

$$\gamma_i^{\alpha\beta/\alpha\nu} = \frac{\alpha_i - \nu_{i+n1}}{\beta_{i+n2} - \nu_{i+n1}}, \quad n_1 = \frac{\tau_{\alpha\nu}}{\Delta t}; \quad (19.3)$$

$$\gamma_i^{\alpha\beta/\beta\nu} = \frac{\alpha_i - \nu_{i-n3}}{\beta_{i+n2} - \nu_{i+n3}}, \quad n_2 = \frac{\tau_{\alpha\beta}}{\Delta t}; \quad (19.4)$$

$$\gamma_i^{\alpha\nu/\beta\nu} = \frac{\alpha_i - \nu_{i+n2}}{\beta_{i+n3} - \nu_{i+n2}}, \quad n_3 = \frac{\tau_{\beta\nu}}{\Delta t}; \quad (19.5)$$

Або ж погодинне випробування (з урахуванням еквівалентного запізнення) схематично виглядає так, як показано на рис.19.3.

Схема показує наступне. Перший варіант був таким: відбирають пробу вхідної сировина. Далі через годину відбирають проби концентрату та відходів.

Другий варіант: послідовно відбирають з інтервалом у годину пробу вхідної сировина, далі концентрат и далі відходів.

Третій варіант: вхідна сировина, хвости, концентрат; теж з інтервалом в годину між випробуваннями.

Зробивши всі необхідні розрахунки, і визначивши чисельні значення виходів концентрату та їх дисперсії, які розраховуються за виразом:

$$D = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - x_{cp})^2}{N}, \quad (19.6)$$

де N – кількість випробувань; x_i – випадковий процес, x_{cp} – математичне сподівання. Після цього отримуємо такі значення:

$$\gamma(\alpha\beta \setminus \alpha\nu) = 0,465, \sigma_2 = 0,024;$$

$$\gamma(\alpha\beta \setminus \beta\nu) = 0,454, \sigma_2 = 0,019;$$

$$\gamma(\alpha\nu \setminus \beta\nu) = 0,447, \sigma_2 = 0,020;$$

Робимо висновок, що найбільш правдоподібним варіантом буде обчислення значення виходу продукту між процесами $\alpha\beta$ і $\beta\nu$ (рис. 19.3, б), тому що дисперсія в цьому випадку мінімальна. Ці результати підтверджуються розрахунком виходу методом змінного середнього за такою формулою:

$$\beta_i^{9n} = \frac{\beta_i + \beta_{i+1}}{n}, \quad (19.7)$$

де $n = 1, 2, 3 \dots$ – поточне значення якісного показника.

Якщо розглядати проектування нової технологічної лінії, то при її реалізації необхідно знати всі точні витрати продуктів на кожному збагачувальному апараті, так як значення виходів представляють технологічний баланс. Тому показники якості визначаються у всіх вхідних і вихідних продуктах.

Для складання технологічного балансу необхідна кількість рівнянь балансу складається з рівнянь балансу витрати продуктів твердого і рівнянь балансу певних фракцій, наприклад, збагаченого і збідненого продуктів. Так для схеми, що наведена на рис. 19.4, можемо скласти тільки шість рівнянь витрат:

$$Q_2 = Q_4 + Q_6 + Q_9 + Q_8;$$

$$Q_1 = Q_4 + Q_7 + Q_9 + Q_8;$$

$$Q_1 + Q_5 = Q_7 + Q_3 + Q_8;$$

$$Q_1 + Q_6 = Q_2 + Q_7;$$

$$Q_2 + Q_5 = Q_6 + Q_3 + Q_8;$$

$$Q_3 = Q_4 + Q_5 + Q_9;$$

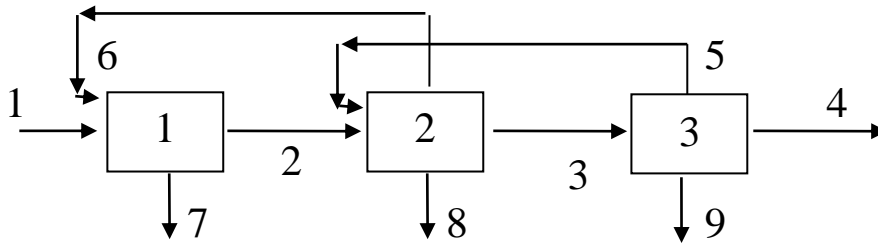


Рисунок 19.4. – Схематична структура блоку збагачення

Розділивши всі величини на витрату початкового продукту, отримаємо рівняння абсолютних виходів:

$$1 + \gamma_6 = \gamma_2 + \gamma_7; \quad \gamma_2 + \gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_3 + \gamma_8; \quad \gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 + \gamma_9;$$

$$\gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_6 + \gamma_9 + \gamma_8; \quad 1 + \gamma_5 = \gamma_7 + \gamma_3 + \gamma_8; \quad 1 = \gamma_4 + \gamma_7 + \gamma_9 + \gamma_8.$$

Чим більша кількість блоків, тим більша кількість рівнянь балансу можна скласти. Оскільки в цих рівняннях коефіцієнти рівні одиницям, то необхідно цю систему доповнити такими, в яких є відмінні від одиниці коефіцієнти. Це будуть рівняння балансу фракцій:

$$\alpha_{II} + \beta_6 \cdot \gamma_6 = \beta_2 \cdot \gamma_2 + \beta_7 \cdot \gamma_7;$$

$$\beta_2 \cdot \gamma_2 + \beta_5 \cdot \gamma_5 = \beta_6 \cdot \gamma_6 + \beta_3 \cdot \gamma_3 + \beta_8 \cdot \gamma_8;$$

$$\beta_3 \cdot \gamma_3 = \beta_4 \cdot \gamma_4 + \beta_5 \cdot \gamma_5 + \beta_9 \cdot \gamma_9;$$

$$\beta_2 \cdot \gamma_2 = \beta_4 \cdot \gamma_4 + \beta_6 \cdot \gamma_6 + \beta_9 \cdot \gamma_9 + \beta_8 \cdot \gamma_8;$$

$$\alpha_u + \beta_5 \gamma_5 = \beta_7 \gamma_7 + \beta_3 \gamma_3 + \beta_8 \gamma_8;$$

$$\alpha_u = \beta_4 \cdot \gamma_4 + \beta_7 \cdot \gamma_7 + \beta_9 \cdot \gamma_9 + \beta_8 \cdot \gamma_8.$$

Таким чином, кількість рівнянь навіть більше, ніж потрібно. Тому завжди можна скласти необхідну систему, і після її розв'язання, отримати значення виходів продуктів. Однак для коректного складання системи рівнянь необхідно випробування проводити з урахуванням часу еквівалентного запізнювання. З цією метою мають бути накопичені ряди чергових проб у всіх точках технології. У даному випадку 9 реалізацій. Після чого розраховуються взаємкореляційні функції для деяких пар величин (табл. 19.2). Кореляційні функції слід підбирати за кожним рівнянням системи.

Таким чином, якість концентрату буде визначено з максимальною правдоподібністю.

Таблиця 19.2 – Значення взаємокореляційних функцій (рис. 19.4)

	Пари процесів			
$1 + \gamma_6 = \gamma_2 + \gamma_7$	12	17	16	
$\gamma_2 + \gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_3 + \gamma_8$	23	25	26	28
$\gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5 + \gamma_9$	34	35	39	
$\gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_6 + \gamma_9 + \gamma_8$	24	26	28	29
$1 = \gamma_4 + \gamma_7 + \gamma_9 + \gamma_8$	14	17	18	19
$1 + \gamma_5 = \gamma_7 + \gamma_3 + \gamma_8$	13	15	17	18

Наприклад. Розрахувати неузгодженість на підставі даних, одержаних при розрахунку технологічного балансу. З метою більшої наочності розрахунків приймемо результати роботи всіх змін однаковими. Необхідні для розрахунків дані вводитимемо в міру необхідності. Шукатимемо складові товарного балансу за умови, що $Q_1 = 1000$ т/добу, $\alpha_1 = 1\%$, $W = 7\%$, $n_{3M} = 90$.

Розрахунок. Маса металу, що надійшла на фабрику

$$K_1 = n_{3M} \cdot Q_1 \cdot (1 - W_1) \cdot \alpha_1 = 90 \cdot 1000 \cdot (1 - 0,07) \cdot 0,01 = 836 \text{ т.}$$

Маса металу в концентраті, якого відвантажено за місяць 4800 т з вологістю $W_2 = 8\%$ і вмістом цінного компонента $\beta = 15\%$ буде дорівнювати $K_2 = Q_{2MIS} \cdot (1 - W_2) \cdot \beta = 4800 \cdot (1 - 0,08) \cdot 0,15 = 662 \text{ т.}$

Маса металу у відходах (хвостах). Спочатку визначається вихід металу із хвостами. За наслідками вимірювань він склав $\gamma_v = 0,9508$.

Тоді:

$$K_3 = n_{3M} \cdot Q_1 \cdot (1 - W_1) \cdot \gamma_x \cdot v = 1000 \cdot 90 \cdot (1 - 0,07) \cdot 0,9508 \cdot 0,002 = 162 \text{ т.}$$

Маса металу, що йде з димовими газами:

$$K_4 = n_{CV} \cdot Q_G \cdot \delta_G \cdot \alpha_G = 90 \cdot 1000000 \cdot 13 \cdot 10^{-6} \cdot 0,1 = 11,7 \text{ т,}$$

де: Q_G – витрата димових газів, м³/зміну, δ_G – вміст твердого в димових газах, т/м³, α_G – вміст металу в твердому.

У бункері фабрики на початок місяця було 5000 т руди з вологістю 6% з вмістом цінного компонента 1,1%; в кінці місяця було 4000 т, вологістю 8%, з вмістом цінного компонента 0,9%. Маса металу в бункері на початок місяця складала:

$$K_{БПОЧ} = M_B \cdot (1 - W_B) \cdot \alpha_B = 5000 \cdot (1 - 0,06) \cdot 0,011 = 51,8 \text{ т.}$$

На кінець місяця:

$$K_{БКІН} = M_B \cdot (1 - W_B) \cdot \alpha_B = 4000 \cdot (1 - 0,087) \cdot 0,009 = 33,2 \text{ т.}$$

У згущувачі на початок місяця було 130 т металу, на кінець місяця залишилося 120 т.

На складі на початок місяця знаходилося 916 т концентрату з вологістю 7% та вмістом цінного компонента 14% і на кінець місяця було 827 т з вологістю 8% та вмістом 15%. Маса металу на складі становитиме

– на початок місяця:

$$K_{СПОЧ} = M_C \cdot (1 - W_C) \cdot \alpha_C = 916 \cdot (1 - 0,07) \cdot 0,14 = 119,4 \text{ (т);}$$

– на кінець місяця:

$$K_{СКІН} = M_C \cdot (1 - W_C) \cdot \alpha_C = 827 \cdot (1 - 0,08) \cdot 0,15 = 114,3 \text{ (т).}$$

Неузгодженість балансу розраховується, як:

$$\Delta = K_2 + K_3 + K_4 + [K_B + K_C + K_{СГ}]_{КІН} - K_1 - [K_B + K_C + K_{СГ}]_{ПОЧ} = \\ = 662 + 162 + 11,7 + [33,2 + 114,3 + 120] - 836 - [51,8 + 119,4 + 130] = -34 \text{ т.}$$

Така неув'язка відповідає 4,06%. Порівняємо це значення з випадковою складовою похибки неузгодженості:

$$\sigma_{\Delta}^2 = \sigma_{K_2}^2 + \sigma_{K_3}^2 + \sigma_{K_4}^2 + \sigma_{K_1}^2 + \sigma_{KB}^2 + \sigma_{KC}^2 + \sigma_{КСГ}^2;$$

Визначаємося з цими показниками. $\sigma_{\alpha}^2 = \sigma_{\alpha_B}^2 = 0,001$;

$$\sigma_{\beta}^2 = \sigma_{\beta_C}^2 = \sigma_{\alpha_{СГ}}^2 = 0,005; \sigma_{\nu}^2 = 0,0005; \sigma_{\gamma\nu}^2 = \sigma_{\gamma\beta}^2 = 0,0074.$$

Подальший розрахунок виконуємо відповідно до методики наведеної раніше.

$$\sigma_{K_1}^2 = [(1 - 0,07) \cdot 0,01]^2 \cdot 300^2 + [90000 \cdot (1 - 0,07)]^2 \cdot 0,00018^2 = \\ = 7,78 + 0,1 + 226,98 = 234,86 \text{ (т}^2\text{);}$$

$$\sigma_{K_2}^2 = [(1 - 0,08) \cdot 0,15]^2 \cdot 32^2 + [4800 \cdot 0,15]^2 \cdot 0,00036^2 + \\ + [4800 \cdot (1 - 0,08)]^2 \cdot 0,0009^2 = 19,501 + 0,067 + 15,796 = 35,364 \text{ (т}^2\text{);}$$

$$\sigma_{K_3}^2 = [(1 - 0,07) \cdot 0,98 \cdot 0,002]^2 \cdot 300^2 + [90000 \cdot 0,98 \cdot 0,002]^2 \cdot 0,00036^2 + \\ + [90000 \cdot (1 - 0,07) \cdot 0,98]^2 \cdot 0,00009^2 + \\ + [90000 \cdot (1 - 0,07) \cdot 0,002]^2 \cdot 0,00135^2 = \\ = 0,291 + 0,004 + 53,04 + 0,051 = 53,38 \text{ т}^2;$$

$$\sigma_{K_4}^2 = (13 \cdot 10^{-6} \cdot 0,1)^2 \cdot 75000^2 + (9 \cdot 10^{-6} \cdot 0,1 \cdot 6,5 \cdot 10^{-7})^2 + \\ + (9 \cdot 10^{-6} \cdot 13 \cdot 10^{-7} \cdot 0,00018)^2 = 0,008 + 0,34 + 0,0004 = 0,3484 \text{ т}^2;$$

$$\sigma_{КБПОЧ}^2 = [(1 - 0,06) \cdot 0,011]^2 \cdot 250^2 + [5000 \cdot 0,011 \cdot 0,002]^2 + \\ + [5000 \cdot (1 - 0,06) \cdot 0,001]^2 = 6,7 + 0,012 + 22 = 28,712 \text{ т}^2.$$

$$\sigma_{КБКІН}^2 = [(1-0,08) \cdot 0,009]^2 \cdot 200^2 + [4000 \cdot 0,009 \cdot 0,002]^2 + \\ + [4000 \cdot (1-0,08) \cdot 0,001]^2 = 2,74 + 0,0052 + 13,6 = 16,3452 \text{ т}^2;$$

$$\sigma_{КСНОЧ}^2 = [(1-0,07) \cdot 0,14]^2 \cdot 45,8^2 + [916 \cdot 0,14 \cdot 0,002]^2 + \\ + [916 \cdot (1-0,07) \cdot 0,005]^2 = 35,5 + 0,066 + 18,3 = 53,766 \text{ т}^2;$$

$$\sigma_{КСКІН}^2 = [(1-0,08) \cdot 0,15]^2 \cdot 41,35^2 + [827 \cdot 0,15 \cdot 0,002]^2 + \\ + [827 \cdot (1-0,08) \cdot 0,005]^2 = 32,6 + 0,0062 + 14,4 = 47,062 \text{ т}^2;$$

$$\sigma_{КСГНОЧ}^2 = 5,2^2 = 27,1 \text{ т}^2; \quad \sigma_{КСГКІН}^2 = 4,8^2 = 23 \text{ т}^2.$$

Отже: $\sigma_{\Delta}^2 = 234,86 + 35,36 + 53,38 + 0,3484 + (28,712 + 16,345) + \\ + (53,766 + 47,062) + (27,1 + 23) = 519,9334 \text{ т}^2.$

Випадкова складова помилки неузгодженості дорівнює $\sigma_{\Delta} = 22,8 \text{ т}.$

Питання для самоперевірки

1. До якого типу похибок відноситься неузгодженість?
2. Що означає випадок, коли неузгодженість має нульове математичне сподівання?

20. ПІДВИЩЕННЯ ДОСТОВІРНОСТІ РЕЗУЛЬТАТІВ ВИПРОБУВАННЯ

Мета розділу: Об'єктивне коригування результатів випробування.

У технологіях, що, випускають декілька концентратів виходи яких істотно різні, випробування виконується з різною похибкою. Тому отримані параметри виходу необхідно коригувати. Коригування виконується наступним чином.

Наприклад, за даними мінерального аналізу продуктів збагачення одержані результати (табл. 20.1, у відсотках).

Таблиця 20.1 – Результати мінералогічного аналізу

Продукт	Компоненти					
	Важка фракція	Циркон	Рутил	Ільменіт	Дистен	Ставроліт
Початкова руда	5,75	0,6	0,9	2,56	0,85	0,65
Колективний к-т	7,1	0,75	1,12	3,16	1,05	0,8
Відходи	0,6	0,05	0,08	0,31	0,08	0,06

Відповідно до цієї таблиці маємо шість рівнянь матеріального балансу:

$$\begin{cases} 7,1 \cdot \gamma_1 + 0,6 \cdot \gamma_2 = 5,75 \\ 0,75 \cdot \gamma_1 + 0,05 \cdot \gamma_2 = 0,6 \\ 1,12 \cdot \gamma_1 + 0,08 \cdot \gamma_2 = 0,9 \\ 3,16 \cdot \gamma_1 + 0,31 \cdot \gamma_2 = 2,56 \\ 1,05 \cdot \gamma_1 + 0,08 \cdot \gamma_2 = 0,85 \\ 0,8 \cdot \gamma_1 + 0,06 \cdot \gamma_2 = 0,65 \\ \gamma_1 + \gamma_2 = 1 \end{cases} \quad (20.1)$$

Дана система перевизначена і можливо одержати безліч рішень, які повинні бути тотожні. Проте через похибку, одержані наступні рішення (табл. 20.2).

Таблиця 20.2 – Виходи продуктів, що отримані при рішенні відповідних рівнянь системи

Вихід	Рівняння системи					
	1 і 7	2 і 7	3 і 7	4 і 7	5 і 7	6 і 7
γ_1	0,8	0,79	0,79	0,79	0,81	0,78
γ_2	0,2	0,21	0,21	0,21	0,19	0,22

Допустимі похибки відповідних компонентів розраховані та наведені в табл. 20.3.

Таблиця 20.3 – Припустимі похибки компонентів

Компоненти	Припустимі похибки визначення вмісту фракції, % (σ_{ij})		
	для γ_1	для γ_2	для початкового
Важка фракція	2,23	0,17	1,4
Циркон	0,5	0,1	0,17
Рутил	0,7	0,14	0,55
Ільменіт	1,1	0,32	0,9
Дістен	0,63	0,14	0,63
Піски	0,45	0,14	0,55

Для уточнення виходів складемо нову систему рівнянь з поправками δ_{ij} , які потрібно знайти в процесі рішення. Для кожного коефіцієнта запишемо поправку:

$$\begin{cases} (7,1 + \delta_{11}) \cdot \gamma_1 + (0,6 + \delta_{12}) \cdot \gamma_2 = 5,75 + \delta_1 \\ (0,75 + \delta_{21}) \cdot \gamma_1 + (0,05 + \delta_{22}) \cdot \gamma_2 = 0,6 + \delta_2 \\ (1,12 + \delta_{31}) \cdot \gamma_1 + (0,08 + \delta_{32}) \cdot \gamma_2 = 0,9 + \delta_3 \\ (3,16 + \delta_{41}) \cdot \gamma_1 + (0,31 + \delta_{42}) \cdot \gamma_2 = 2,56 + \delta_4 \\ (1,05 + \delta_{51}) \cdot \gamma_1 + (0,08 + \delta_{52}) \cdot \gamma_2 = 0,85 + \delta_5 \\ (0,8 + \delta_{61}) \cdot \gamma_1 + (0,06 + \delta_{62}) \cdot \gamma_2 = 0,65 + \delta_6 \end{cases} \quad (20.2)$$

Для знаходження оптимального розв'язання скористуємося критерієм максимальної правдоподібності. Для цього складемо зважену суму квадратів коригувань заміряних даних:

$$U(\delta) = \sum_{ij} \frac{\delta_{ij}^2}{\sigma_{ij}^2} = \delta_{11}^2 / 5 + \delta_{12}^2 / 0,03 + \delta_1^2 / 2 + \delta_{21}^2 / 0,25 + \delta_{22}^2 / 0,01 + \\ + \delta_2^2 / 0,03 + \delta_{31}^2 / 0,5 + \delta_{32}^2 / 0,02 + \delta_3^2 / 0,3 + \delta_{41}^2 / 1,2 + \delta_{42}^2 / 0,1 + \delta_4^2 / 0,8 + \\ + \delta_{51}^2 / 0,4 + \delta_{52}^2 / 0,02 + \delta_5^2 / 0,4 + \delta_{61}^2 / 0,2 + \delta_{62}^2 / 0,02 + \delta_6^2 / 0,3.$$

Мінімум цієї функції знаходимо методом невизначених множників Лагранжа (λ_i), для чого складемо функцію Лагранжа:

$$\Phi = \sum_{ij} \frac{\delta_{ij}^2}{\sigma_{ij}^2} - \sum_{ij} (2 \cdot \lambda_i \cdot \delta_{ij} \cdot \gamma_j) = \\ = \delta_{11}^2 / 5 + \delta_{12}^2 / 0,03 + \delta_1^2 / 2 + \delta_{21}^2 / 0,25 + \delta_{22}^2 / 0,01 + \delta_2^2 / 0,03 + \delta_{31}^2 / 0,03 + \\ + \delta_{32}^2 / 0,03 + \delta_3^2 / 0,3 + \delta_{41}^2 / 1,2 + \delta_{42}^2 / 0,1 + \delta_4^2 / 0,8 + \delta_{51}^2 / 0,4 + \\ + \delta_{52}^2 / 0,02 + \delta_5^2 / 0,4 + \delta_{61}^2 / 0,2 + \delta_{62}^2 / 0,02 + \delta_6^2 / 0,3 - 2\lambda_1 \delta_{11} 0,8 - \\ - 2\lambda_2 \delta_{12} 0,2 - 2\lambda^1 \delta_{11} 1 - 2\lambda_1 \delta_{21} 0,79 - 2\lambda_2 \delta_{22} 0,21 - 2\lambda^1 \delta_2 1 - 2\lambda^1 \delta_2 1 - \\ - 2\lambda_1 \delta_{31} 0,6 - 2\lambda_2 \delta_{32} 0,4 - 2\lambda^1 \delta_3 1 - 2\lambda_1 \delta_{41} 0,79 - 2\lambda_2 \delta_{42} 0,21 - 2\lambda^1 \delta_4 1 - \\ - 2\lambda^1 \delta_4 1 - 2\lambda_1 \delta_{51} 0,81 - 2\lambda_2 \delta_{52} 0,19 - 2\lambda^1 \delta_5 1 - 2\lambda_1 \delta_{61} 0,78 - 2\lambda_2 \delta_{62} 0,22 - \\ - 2\lambda^1 \delta_6 1.$$

Умови відносного екстремуму, як завжди:

$$\frac{\partial \Phi}{\partial \delta_{ij}} = \frac{2 \cdot \delta_{ij}}{\sigma_{ij}^2} - 2 \cdot \lambda_i \cdot \gamma_j = 0$$

$$\begin{aligned} \partial \Phi / \partial \delta_{11} &= 2\delta_{11} / 5 - 2\lambda_1 0,8 = 0; & \partial \Phi / \partial \delta_{21} &= 2\delta_{21} / 0,25 - 2\lambda_1 0,79 = 0; \\ \partial \Phi / \partial \delta_{31} &= 2\delta_{31} / 0,5 - 2\lambda_1 0,6 = 0; & \partial \Phi / \partial \delta_{41} &= 2\delta_{41} / 1,2 - 2\lambda_1 0,79 = 0; \\ \partial \Phi / \partial \delta_{51} &= 2\delta_{51} / 0,4 - 2\lambda_1 0,81 = 0; & \partial \Phi / \partial \delta_{61} &= 2\delta_{61} / 0,2 - 2\lambda_1 0,78 = 0; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
\partial\Phi/\partial\delta_{12} &= 2\delta_{12}/0,03 - 2\lambda_2 \cdot 0,2 = 0; & \partial\Phi/\partial\delta_{22} &= 2\delta_{22}/0,01 - 2\lambda_2 \cdot 0,21 = 0; \\
\partial\Phi/\partial\delta_{32} &= 2\delta_{32}/0,02 - 2\lambda_2 \cdot 0,4 = 0; & \partial\Phi/\partial\delta_{42} &= 2\delta_{42}/0,1 - 2\lambda_2 \cdot 0,21 = 0; \\
\partial\Phi/\partial\delta_{52} &= 2\delta_{52}/0,02 - 2\lambda_2 \cdot 0,19 = 0; & \partial\Phi/\partial\delta_{62} &= 2\delta_{62}/0,02 - 2\lambda_2 \cdot 0,22 = 0; \\
\partial\Phi/\partial\delta_1 &= 2\delta_1/2 - 2\lambda^1 = 0; & \partial\Phi/\partial\delta_2 &= 2\delta_2/0,03 - 2\lambda^1 = 0; \\
\partial\Phi/\partial\delta_3 &= 2\delta_3/0,3 - 2\lambda^1 = 0; & \partial\Phi/\partial\delta_4 &= 2\delta_4/0,8 - 2\lambda^1 = 0; \\
\partial\Phi/\partial\delta_5 &= 2\delta_5/0,4 - 2\lambda^1 = 0; & \partial\Phi/\partial\delta_6 &= 2\delta_6/0,3 - 2\lambda^1 = 0.
\end{aligned}$$

З цієї системи рівнянь знаходимо поправки, що виражені через множники Лагранжа.

$$\delta_{ij} = \lambda_i \cdot \gamma_j \cdot \sigma_{ij}^2$$

$$\begin{aligned}
\delta_{11} &= \lambda_1 \cdot 0,85 \cdot 1; & \delta_{21} &= \lambda_1 \cdot 0,79 \cdot 0,25; & \delta_{31} &= \lambda_1 \cdot 0,6 \cdot 0,5; \\
\delta_{41} &= \lambda_1 \cdot 0,79 \cdot 1,2; & \delta_{51} &= \lambda_1 \cdot 0,81 \cdot 0,4; & \delta_{61} &= \lambda_1 \cdot 0,78 \cdot 0,2; \\
\delta_{12} &= \lambda_2 \cdot 0,03 \cdot 0,2; & \delta_{22} &= \lambda_2 \cdot 0,01 \cdot 0,21; & \delta_{32} &= \lambda_2 \cdot 0,02 \cdot 0,4; \\
\delta_{42} &= \lambda_2 \cdot 0,21 \cdot 0,14; & \delta_{52} &= \lambda_2 \cdot 0,19 \cdot 0,02; & \delta_{62} &= \lambda_2 \cdot 0,22 \cdot 0,02; \\
\delta_1 &= \lambda^1 \cdot 0,12; & \delta_2 &= \lambda^1 \cdot 10,03; & \delta_3 &= \lambda^1 \cdot 10,3; \\
\delta_4 &= \lambda^1 \cdot 10,8; & \delta_5 &= \lambda^1 \cdot 10,4; & \delta_6 &= \lambda^1 \cdot 10,3.
\end{aligned}$$

Підставимо поправки в систему рівнянь (20.1):

$$\begin{aligned}
(7,1 + \lambda_1 \cdot 0,85) \cdot \gamma_1 + (0,6 + \lambda_2 \cdot 0,03 \cdot 0,2) \cdot \gamma_2 &= 5,75 + \lambda^1 \cdot 0,12 \\
(0,75 + \lambda_1 \cdot 0,03 \cdot 0,2) \cdot \gamma_1 + (0,05 + \lambda_2 \cdot 0,01 \cdot 0,21) \cdot \gamma_2 &= 0,6 + \lambda^1 \cdot 10,03 \\
(1,12 + \lambda_1 \cdot 0,6 \cdot 0,5) \cdot \gamma_1 + (0,08 + \lambda_2 \cdot 0,02 \cdot 0,4) \cdot \gamma_2 &= 0,9 + \lambda^1 \cdot 10,3 \\
(3,16 + \lambda_1 \cdot 0,79 \cdot 1,2) \cdot \gamma_1 + (0,31 + \lambda_2 \cdot 0,21 \cdot 0,14) \cdot \gamma_2 &= 2,56 + \lambda^1 \cdot 10,8 \quad (20.3) \\
(1,05 + \lambda_1 \cdot 0,81 \cdot 0,4) \cdot \gamma_1 + (0,08 + \lambda_2 \cdot 0,19 \cdot 0,02) \cdot \gamma_2 &= 0,85 + \lambda^1 \cdot 10,4 \\
(0,8 + \lambda_1 \cdot 0,78 \cdot 0,2) \cdot \gamma_1 + (0,06 + \lambda_2 \cdot 0,22 \cdot 0,02) \cdot \gamma_2 &= 0,65 + \lambda^1 \cdot 10,3
\end{aligned}$$

Система рівнянь (20.3) дозволяє знайти невизначені множники. Їх всього три. Тоді підставивши в рівняння значення виходів з таблиці початкових даних, шляхом лінійних комбінацій робимо систему третього порядку матимемо рішення в загальному вигляді:

$$\lambda_i = \frac{\sum(\beta_{ij} \cdot \gamma_j)}{\sum(\gamma_j^2 \cdot \sigma_{ij}^2)} \text{ і тоді:}$$

$$\begin{aligned}
\lambda_1 &= (10,912)/(4,67) = 2,34; & \lambda_2 &= 0,246/0,01 = 24,6; \\
\lambda^1 &= 11,31/3,83 = 2,95.
\end{aligned}$$

Розрахуємо значення коректувань: $\delta_{ij} = \gamma_j \cdot \sigma_{ij}^2 \cdot \frac{\sum(\beta_{ij} \cdot \gamma_j)}{\sum(\gamma_j^2 \cdot \sigma_{ij}^2)}$:

$$\delta_{11} = 0,8 \cdot 5 \cdot 2,34 = 9,36;$$

$$\delta_{12} = 0,2 \cdot 0,03 \cdot 24,6 = 0,137;$$

$$\delta_{21} = 0,79 \cdot 0,25 \cdot 2,34 = 0,46;$$

$$\delta_{22} = 0,21 \cdot 0,01 \cdot 24,6 = 0,05;$$

$$\delta_{31} = 0,6 \cdot 0,5 \cdot 2,34 = 0,7;$$

$$\delta_{32} = 0,4 \cdot 0,02 \cdot 24,6 = 0,197;$$

$$\delta_{41} = 0,79 \cdot 1,2 \cdot 2,34 = 2,2;$$

$$\delta_{42} = 0,21 \cdot 0,1 \cdot 24,6 = 0,52;$$

$$\delta_{51} = 0,81 \cdot 0,4 \cdot 2,34 = 0,76;$$

$$\delta_{52} = 0,19 \cdot 0,02 \cdot 24,6 = 0,093;$$

$$\delta_{61} = 0,78 \cdot 0,2 \cdot 2,34 = 0,365;$$

$$\delta_{62} = 0,22 \cdot 0,02 \cdot 24,6 = 0,1;$$

$$\delta_1 = 2 \cdot 2,95 = 5,9; \quad \delta_2 = 0,03 \cdot 2,95 = 0,0885; \quad \delta_3 = 0,3 \cdot 2,95 = 0,885;$$

$$\delta_4 = 0,8 \cdot 2,95 = 2,36; \quad \delta_5 = 0,4 \cdot 2,95 = 1,184; \quad \delta_6 = 0,3 \cdot 2,95 = 0,885.$$

Підставимо коректування в цільову функцію і визначимо її значення, яке і буде мінімальним

$$U(\gamma) = \sum_{ij} \frac{\delta_{ij}^2}{\sigma_{ij}^2} = \frac{10,91^2 + 0,246^2 + 11,31^2}{4,67^2 + 0,01^2 + 3,83^2} = 29$$

Знаючи, що сума виходів дорівнює одиниці, з початкової системи рівнянь приходимо до функції однієї змінної

$$U(\gamma) = \sum_{i=1}^6 \frac{((\beta_{i1} - \beta_{i2}) \cdot \gamma_2 - (\alpha_1 - \beta_{i1}))^2}{(\sigma_{i1}^2 + \sigma_{i2}^2) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot \sigma_{i2}^2 \cdot \gamma_2 + (\sigma_{i2}^2 + \sigma_{i3}^2)}.$$

Отже, маємо:

$$\begin{aligned} 29 = & \frac{((7,1 - 0,6) \cdot \gamma_2 - (5,75 - 7,1))^2}{(5 + 0,03) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot 0,03 \cdot \gamma_2 + (0,03 + 2)} + \frac{((0,75 - 0,05) \cdot \gamma_2 - (0,6 - 0,75))^2}{(0,25 + 0,01) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot 0,01 \cdot \gamma_2 + (0,01 + 0,03)} + \\ & + \frac{((1,12 - 0,08) \cdot \gamma_2 - (0,9 - 1,12))^2}{(0,5 + 0,02) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot 0,02 \cdot \gamma_2 + (0,02 + 0,3)} + \frac{((3,16 - 0,31) \cdot \gamma_2 - (2,56 - 31,6))^2}{(1,2 + 0,1) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot 0,1 \cdot \gamma_2 + (0,1 + 0,8)} + \\ & + \frac{((1,05 - 0,08) \cdot \gamma_2 - (0,85 - 1,05))^2}{(0,4 + 0,02) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot 0,02 \cdot \gamma_2 + (0,02 + 0,4)} + \frac{((10,8 - 0,06) \cdot \gamma_2 - (0,65 - 0,8))^2}{(0,2 + 0,02) \cdot \gamma_2^2 - 2 \cdot 0,02 \cdot \gamma_2 + (0,02 + 0,3)} \end{aligned}$$

Загальним знаменником цього виразу буде добуток всіх знаменників доданків.

Після громіздких тотожних перетворень одержуємо поліном, записаний за степенями виходу

$$\begin{aligned} & -0,73 \cdot \gamma_2^{12} + 4,3 \cdot \gamma_2^{11} - 12,55 \cdot \gamma_2^{10} + 16,84 \cdot \gamma_2^9 - 15,199 \cdot \gamma_2^8 + 17,927 \cdot \gamma_2^7 - \\ & - 10,892 \cdot \gamma_2^6 - 0,397 \cdot \gamma_2^5 + 2,67 \cdot \gamma_2^4 - 0,056 \cdot \gamma_2^3 + 0,42 \cdot \gamma_2^2 - 0,135 \cdot \gamma_2 + 0,078 = 0 \end{aligned}$$

Рівняння парного степеня при розв'язанні на комп'ютері дає всі комплексні корні. Поліном непарного степеня завжди містить, принаймні, один дійсний корінь, який і буде розв'язанням рівняння. Оскільки вільний член вельми малий, то знехтуватимемо ним і скоротимо на одну ступінь поліном. Остаточо маємо:

$$-0,73 \cdot \gamma_2^{11} + 4,3 \cdot \gamma_2^{10} - 12,55 \cdot \gamma_2^9 + 16,84 \cdot \gamma_2^8 - 15,199 \cdot \gamma_2^7 + 17,927 \cdot \gamma_2^6 - 10,892 \cdot \gamma_2^5 - 0,397 \cdot \gamma_2^4 + 2,67 \cdot \gamma_2^3 - 0,056 \cdot \gamma_2^2 + 0,42 \cdot \gamma_2 - 0,135 = 0$$

Дане рівняння розв'язане в системі WMaile дає значення рівне $\gamma_2=0,7668$. Його і приймаємо, як скореговане значення виходу. З останнього рівняння системи маємо $\gamma_1=0,2332$. Розв'язання отримано. Знайдемо інші розв'язання, які припускають перший і очевидний підхід шляхом усереднювання. З цією метою складемо шість рівнянь системи (20.1) і разом з сьомим рівнянням одержимо достатню систему двох рівнянь з двома невідомими:

$$\begin{cases} 6,88 \cdot \gamma_1 + 0,58 \cdot \gamma_2 = 5,56 \\ \gamma_1 + \gamma_2 = 1 \end{cases}$$

Розв'язання цієї системи тривіальне і маємо: $\gamma_1=0,21$; $\gamma_2=0,79$, що істотно відрізняється від розв'язання, яке отримано раніше.

Ця методика дає мінімальну дисперсію виходу порівняно з іншими, тому вона є правильною.

Питання для самоперевірки

1. Чим визначається необхідність коригування результатів випробування?
2. Яка періодичність ручного перетворення системи рівнянь?

21. ВИМІРЮВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ

21.1. Вимірювання мас в ємностях та витрат сипких матеріалів

Мета розділу: Ознайомлення з методиками вимірювання параметрів продуктів випробування.

Процедура визначення ваги продуктів називається *зважуванням*.

Вихідний матеріал зважується в тарі (вагони, автосамоскиди), що привозить матеріал на підприємство. Найбільш точними вагами

являються важільні, з коромисловим шкальним пристроєм. Ваги складаються з платформи, зв'язаної важелями з одним із пліч коромисла (рис. 21.1). За положенням вимірювальної маси M_c визначають масу тари з корисними копалинами.

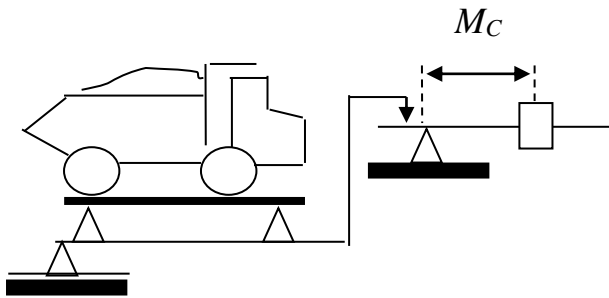


Рисунок 21.1. – Схема зважування нерухомих мас

При транспортуванні на конвеєром матеріал зважується стрічковими вагами, у яких є інтегратор, що визначає сумарну масу за деякий період часу. Маса на стрічці сприймається рухливою ділянкою, що дозволяє вимірювати вагу $q(t)$. Один з роликів під стрічкою обертає диск інтегратора і це дозволяє виміряти швидкість стрічки конвеєра $U(t)$ (рис. 21.2). Добуток цих величин дає витрату матеріалу $dQ = q(t) \cdot U(t)$. Маса вантажу, що пройшла за період часу з t_1 до t_2 визначиться як:

$$Q = \int_{t_1}^{t_2} q(t) \cdot U(t) dt.$$

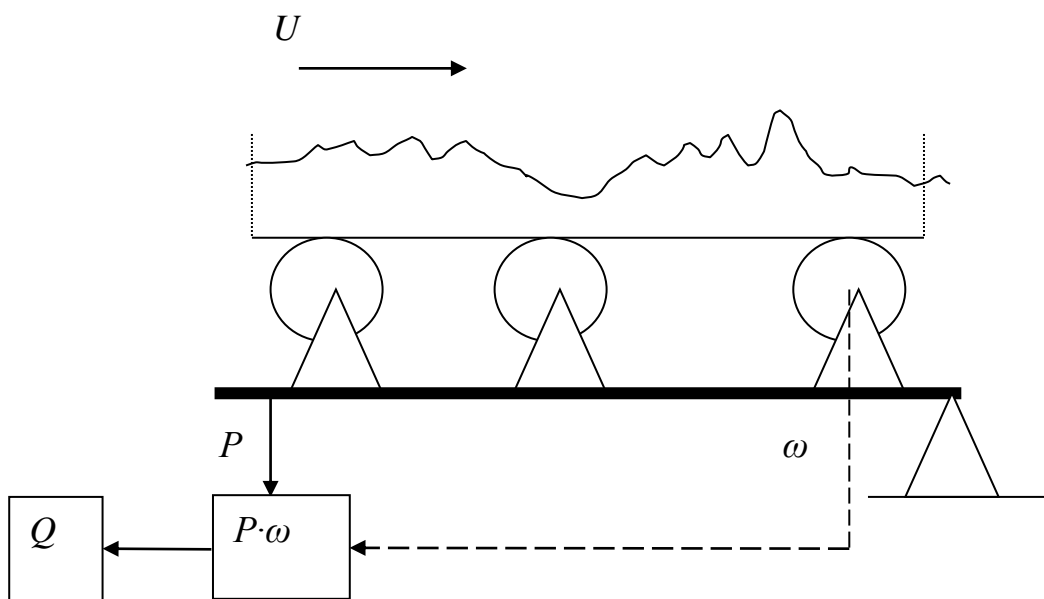


Рисунок 21.2. – Схема вимірювання витрати руди на конвеєрній стрічці

21.2. Вимірювання витрати пульпи і вмісту твердого в ній

Витрату пульпи вимірюють щілинними витратомірами. Витрата дорівнює добутку швидкості потоку $U(t)$ на переріз цього потоку S . Швидкість потоку визначається напором Δh : $U(t) = \xi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot \Delta h(t)}$ ($g = 9,8 \text{ м/с}^2$). А частина потоку, що проходить через щілину прямокутного перерізу B , буде $S = B \cdot \Delta h$. Таким чином, витрата потоку дорівнює $Q(t) = \xi \cdot B \cdot \Delta h \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot \Delta h(t)}$.

Розв'язання цього рівняння щодо висоти потоку, дає

$$\Delta h = \sqrt[3]{\frac{Q^2}{2 \cdot g \cdot B^2}}.$$

Таким чином, висота потоку пропорційна його витраті.

Для визначення щільності пульпи (δ_{II}) використовують щільномери, або виконують вимірювання вручну. Щільномер – це пристрій, що складається із закритого трубопроводу 1 (рис. 21.3), який має певну свободу переміщення та зв'язаний з важільними вагами. Щільність визначається автоматично, згідно з виразом:

$$\delta_{II} = \frac{P}{V}, \text{ за положенням маси 3. Об'єм пульпопроводу}$$

постійний і зміна ваги пульпопроводу 1 буде пропорційна щільності пульпи.

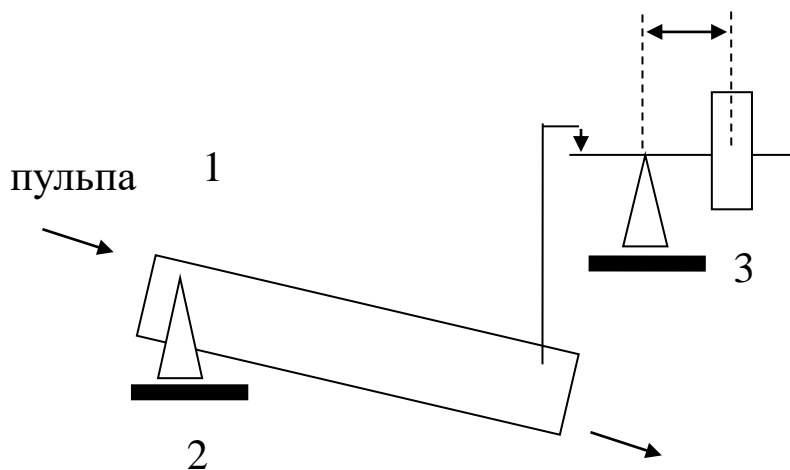


Рисунок 21.3. –
Конструкція вагомільного
пристрою для контролю
щільності пульпи

Вміст твердої фази (p_T) визначають аналогічно, але при цьому використовують наступний вираз:

$$p_T = \frac{\delta_T \cdot (\delta_{II} - \delta_B)}{\delta_{II} \cdot (\delta_T - \delta_B)},$$

де δ_T , δ_V – щільності твердого та води.

Вручну вимір щільності пульпи виконується мірним кухлем з фіксованим об'ємом (зазвичай це 1 літр). Тоді маса наповненого кухля пропорційна щільності пульпи. Вага кухля відома.

21.3. Вимірювання вологості

Розрізняють хімічно зв'язану (конституційну), капілярну і зовнішню вологу. Дві останні складають вільну вологу. Традиційний метод виміру вологи заснований на висушуванні проби відомої маси m . Температура сушіння повинна бути 105 – 110 С°. Після сушіння знову проба зважується і визначається її маса m_C . Вологість продукту дорівнює

$$W = 1 - \frac{m_C}{m} = \frac{m - m_C}{m}.$$

При відборі проби на вологість, її поміщають у герметичну судину, об'єм якої повинен бути заповнений пробою не менш ніж на 90%.

21.4. Визначення гранулометричного складу сипкого продукту

Для визначення гранулометричного складу сипкого продукту відбирають пробу. Далі її розділяють на відповідні класи крупності. Кожен клас зважують і знаходять для кожного класу відношення

$$\gamma_{-d} = \frac{m_{-d}}{m}.$$

Для цього виконують ситовий аналіз. Висушена і розтерта гумовою подушкою проба висипається у верхнє сито набору сит (рис. 21.4). Набір збирається таким чином, щоб розмір отворів сит зменшувався зверху вниз. Закінчується набір піддоном, куди просипається самий дрібний клас. Весь набір з пробою струшується досить велику кількість разів вручну, або за допомогою механічних, вібраційних струшувачів. Точність розсіювання перевіряється експериментально. Тобто, при повторному розсіві цієї ж проби розбіжність між вимірами не повинна перебільшувати 1...1,5 %.

Для тонкого продукту застосовують мокрий розсів (чи відмивання). Під струменем води тримають сито з пробою і цим струменем перемішують та промивають пробу.

Аналіз гранулометричного складу виконують так.

Відбирають пробу мінімальної маси і зважують її (отримують масу M).

Складають набір сит (рис.21.4). Висипають пробу у верхнє сито. Закривають кришкою і встановлюють на струшувач. Струшують необхідну кількість часу.

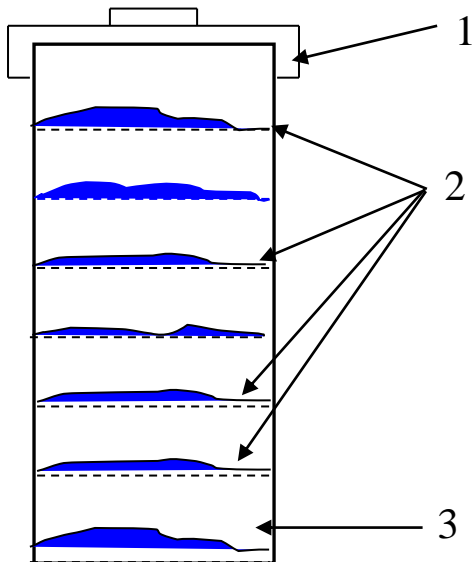


Рисунок 21.4. – Схема набору сит для разового розсіювання проби:

- 1 – кришка;
- 2 – проміжні сита;
- 3 – піддон

Після зупинки струшувача, на кожному ситі залишається деяка кількість матеріалу вузького класу, яка за розмірами менше отвору верхнього сита, але більша нижнього. Ці вузькі класи зважують і одержують низку мас – M_1, M_2, \dots, M_K .

Беруть відношення, $\gamma_1 = \frac{M_1}{M}; \gamma_2 = \frac{M_2}{M}; \dots; \gamma_i = \frac{M_i}{M}$ і одержують масив виходу вузьких класів крупності в пробі, що і є оцінкою функції розподілу частинок за крупністю.

Для дуже тонких частинок виконують седиментаційний аналіз. Для цього пробу певної маси поміщають у ємність з водою заданого об'єму, щоб створити умови вільного руху частинок. Пробу з водою перемішують. Швидкість осідання частинок залежить від їхнього розміру. Розраховується час, за який осідають частинки певного розміру. Після цього в зваженому стані у воді залишаються лише частинки меншого розміру. Відстоюють і воду за допомогою резинової груші відсмоктують воду. Ця операція зветься декантація. Знову перемішують і чекають заданий час, якщо вода не прозора, то воду знову декантують, та додають до попередньої. Таким чином, діють поки через заданий час не отримуємо чисту воду. Після цього воду з мікронними частинками відстоюють, зливають, висушують. Залишок і є та частина матеріалу, яка відповідає заданому вузькому

класу. Далі виконується перерахунок на більший розмір частинок. Отримують менший термін часу, і дії повторюються. Час осідання для частинок заданої крупності d розраховується згідно до виразу:

$$t = \frac{H}{545 \cdot (\delta_p - \delta_{ж}) \cdot d^2},$$

де H – висота ємності; $\delta_p, \delta_{ж}$ – питома вага відповідно руди та води; d – розмір частинок, за яким проводиться розділення проби.

В даний час процес седиментації комп'ютеризований і є прилади, що виконують цей аналіз автоматично. Також розроблені прилади, що вимірюють гранулометричний склад в потоці пульпи за допомогою затухання ультразвукових хвиль.

21.5. Вимірювання вмісту цінного компонента у корисній копалині

Основним видом аналізу є хімічний. Для цього пробу масою (m) піддають вилужуванню. Після закінчення процесу залишок відмивають, висушують і зважують (m_0). Вміст компонента дорівнює:

$$\alpha = 1 - \frac{m_0}{m}.$$

Автоматичне вимірювання найчастіше виконується рентгенівським методом. Тут ослаблення випромінювання пропорційно вмісту компонента. Послаблення випромінювання заміряють за допомогою компенсаційного методу, шляхом порівняння з еталоном.

Іноді користуються ручним методом визначення вмісту цінного мінералу, зазвичай для розкритого продукту. Для чого пробу розділяють на вузькі класи крупності і в кожному класі визначається кількість розкритих зерен цінного мінералу і породи. Після чого з врахуванням щільності матеріалу визначається маса мінеральних і породних частинок. Потім визначається загальна маса продукту і вміст цінного компонента.

$$\alpha_m = 1 - \frac{\sum \gamma_i \cdot N_p \cdot d_i^3 \cdot \delta_p}{\sum (\gamma_i \cdot N_p \cdot d_i^3 \cdot \delta_p + \gamma_i \cdot N_{\Pi} \cdot d_i^3 \cdot \delta_{\Pi})},$$

де α_m – вміст цінного мінералу, д. од.; γ_i – вихід вузького класу крупності, д. од.; d_i – середній розмір i -того класу крупності, м; N_p ,

N_{Π} , – кількість, відповідно рудних і породних частинок в даному класі крупності, од.; δ_R, δ_{Π} – щільність, відповідно рудних і породних частинок, кг/м³.

21.6. Контроль процесів збагачення корисних копалин

21.6.1. Основні і непрямі показники

Безпосередній вимір показників збагачення не завжди можливий чи доцільний, а іноді і занадто дорогий. Тому знаходить широке використання вимірювання непрямих показників, які можна оцінити навіть візуально. Такими показниками є при:

дробленні – рівень матеріалу в дробарці;

подрібненні – рівень шуму (спектр частот), який створює млин під час роботи; потужність, що споживається млином;

класифікації – щільність пульпи зливу;

флотації – колір піни, стан піни в останніх камерах машини;

концентрації – колір віяла, його положення, щодо концентраційного столу, звужуючого жолобу, жолобу гвинтового сепаратору і т.п.;

магнітній сепарації – щільність пульпи на виході сепаратора;

згущенні – висота освітленого шару і т.д.

Непрямі показники мають кореляційний зв'язок з основними показниками і тому не можуть дати точної відповіді, але дозволяють прогнозувати їх зміну в порівнянні з попередніми показниками, що дуже важливо при оперативному керуванні. Для технологічного чи, тим більше, для товарного балансу непрямі показники не використовуються.

21.6.2. Контроль процесу дроблення

Основна увага приділяється контролю стану дробарки, а основним показником є крупність вихідного продукту. Функція розподілу не змінює своєї структури, а змінюються тільки параметри. Тому досить контролювати один параметр, щоб мати уявлення про процес. Таким параметром є ступінь дроблення

$$i = \frac{d_{\Pi\text{МАКС}}}{d_{\text{ВИХМАКС}}} = \frac{d_{\Pi 95}}{d_{\text{ВИХ}95}},$$

де $d_{\text{ВХМАХ}}, d_{\text{ВИХМАХ}}$ – максимальний розмір грудки руди відповідно в початковій руді та у вихідній після дроблення, м; $d_{\Pi 95}, d_{\text{ВИХ}95}$ – розмір

отворів сита, через який просіюється 95%, відповідно початкової і вихідної (дробленої) руди, м;

При виготовленні дробарок користуються конструктивним ступенем дроблення, який визначається як відношення ширини вхідної щілини (B) до ширини вихідної (b):

$$i = \frac{0,85 \cdot B}{b}.$$

Для більш точної оцінки процесу дроблення застосовують відношення середньозважених величин: $i = \frac{\overline{d_{\Pi}}}{d_{ВИХ}}$.

Вимір розвантажувальної щілини виконують за допомогою свинцевих кубиків, розмір яких значно більше щілини. Для цього включають дробарку і у різних точках діаметру конуса кидають ці кубики в дробарку. Виключають дробарку і включають конвеєр під дробаркою. Збирають з конвеєра деформовані кубики і вимірюють деформації. Мінімальний розмір вважається рівним розміру щілини.

Витрати енергії E визначають за показниками ватметра, миттєві показання якого фіксуються електронними носіями інформації. Маса переробленої руди Q фіксується вагами. Узявши відношення $\mathcal{E} = \frac{E}{Q}$, визначають ефективність роботи устаткування.

21.6.3. Контроль процесу подрібнення

Мета подрібнення – розкриття рудного мінералу. Тому основний параметр подрібнення – вміст класу готової крупності (або готовий клас) в зливні пристрою $\beta_{зл}^{-d}$ для класифікації. Найбільше поширення в якості пристрою для класифікації отримали спіральний класифікатор та гідроциклон.

Готовий клас – це клас, у якому вже може міститися повністю розкритий мінерал, рудний чи нерудний. Тому основний параметр – продуктивність млина за готовим класом

$$q = \frac{Q \cdot (\beta_{зл}^{-d} - \alpha_{\Pi}^{-d})}{100 \cdot V \cdot t},$$

де Q – кількість матеріалу, що проходить через млин, т; α_{Π}^{-d} , $\beta_{зл}^{-d}$ – вміст готового класу, відповідно в початковій та подрібненій руді, %; V – об'єм млина, м³, t – час протягом якого проходить вказана кількість матеріалу, год.

Отже, для контролю процесу подрібнення необхідно відбирати проби із початкового потоку руди і на виході процесу.

Кількість кульового завантаження визначається шляхом виміру відстані від поверхні кульового завантаження до верхньої точки поверхні млина. Для чого млин зупиняють і залазять через зливальний отвір усередину. Одночасно вимірюють внутрішній діаметр млина, щоб визначити ступінь зносу футерівки.

Ступінь подрібнення визначається також, як і для дроблення.

21.6.4. Контроль процесу грохочення

Метою грохочення є виділення мінусового класу ($-d$). Тому ефективність процесу визначається, як

$$E = \frac{\beta^{-d} \cdot (\alpha^{-d} - \nu^{-d})}{\alpha^{-d} \cdot (\beta^{-d} - \nu^{-d})} \cdot 100, \quad (21.1)$$

де α^{-d} , β^{-d} , ν^{-d} – вміст класу $-d$, відповідно в початковому продукті, підрешітному і надрешітному, %. Але так, як завжди вміст класу $-d$ в підрешітному продукті складає 100%, за умови справного решета то вираз (21.1) записують у вигляді:

$$E = \frac{(\alpha^{-d} - \nu^{-d})}{\alpha^{-d} \cdot (100 - \nu^{-d})} \cdot 10^4.$$

Таким чином, для технологічного контролю необхідно відбирати проби у всіх трьох продуктах розсіювання, тобто початковому, надрешітному і підрешітному.

21.6.5. Контроль процесу класифікації

Метою класифікації є розділення за крупністю. Тому ефективність класифікації визначають також як і для грохочення

$$E = \frac{\beta^{-d} \cdot (\alpha^{-d} - \nu^{-d})}{\alpha^{-d} \cdot (\beta^{-d} - \nu^{-d})} \cdot 100,$$

де α^{-d} , β^{-d} , ν^{-d} – вміст класу $-d$, відповідно в початковому продукті, зливу класифікатора і пісках, %.

Як і всі розділові операції, класифікація контролюється за трьома продуктами.

21.6.6. Контроль процесу зневоднення

Для зневоднення в залежності від вологості продукту використовують: дренажні склади, грохоти, зневоднювальні центрифуги, різних конструкцій згущувачі, фільтри та апарати для сушіння.

При використанні операцій зневоднення основним завданням є забезпечення необхідної вологості продукту, яка заздалегідь нормується, і мінімально можливих втрат продукту з водою, що видаляється. Тому основними параметрами, що контролюються є вологість продукту та вміст твердої фази у зливі апаратів.

Зрозуміло, що якщо розглядати такий процес зневоднення, як дренавання, що здійснюється на дренажних складах, то в цьому разі треба контролювати лише один важливий параметр – це вологість продукту. Вище сказане відноситься також до таких способів зневоднення, як фільтрування, центрифугування та сушіння.

Якщо використовується згущення, то в цьому разі контролюють два основних параметра, один з яких є вологість продукту, а другий – вміст твердої фази у зливі.

21.6.7. Контроль процесу флотації

Ступінь аерації пульпи є головним показником якісної флотації, тому контролюють вміст повітря в одиниця об'єму камери

$$K = \frac{H_A \text{ висота аерованої пульпи}}{H_{II} \text{ висота пульпи до аерації}}$$

Основним технологічним показником флотації, як і будь-якого розділового процесу, є вихід збагаченого продукту $\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}$.

Тому проби відбирають у трьох продуктах – початковому (α), збагаченому продукті (β), і збідненому продукті (ν).

21.6.8. Контроль гравітаційних процесів розділення

Мокре збагачення заважає процесу контролю витрати твердої фази, так як завжди виконується контроль об'ємної витрати і щільності пульпи. Однак, похибки автоматичного контролю не дають можливості використовувати такі виміри для товарного балансу. Тому контролюють показники якості з досить високою

точністю і обчислюють вихід продукту γ . А витрату твердої фази обчислюють, як $Q_K = Q_{II}\gamma$.

Метою процесів розділу є розділення частинок за якісними ознаками. Технологічними показниками, що характеризують процес розділення, є інтегральні показники вмісту цінних компонентів у збагаченому продукті β , збідненому продукті ν . Для розрахунків виходу необхідний контроль ще і початкового продукту – α . Всі інші показники розраховують на підставі згаданих трьох величин.

21.7. Контроль витрати твердого при мокрому збагаченні корисних копалин

Замкнутий цикл подрібнення (ЗЦП) має циркуляційне навантаження кількість якого може сягати значної величини (100...500%), а тому дуже важко визначається. Його можна розрахувати за результатами випробування. Визначимо необхідну кількість точок випробування для цього. Баланс кожного класу крупності в ЗЦП складається з рівності класу в зливні млина і суми цих класів в пісках і зливні класифікатора

$$Q_m \cdot \alpha_m^{-d} = Q_n \cdot \nu_n^{-d} + Q_3 \cdot \beta_3^{-d},$$

де $\alpha_m^{-d}, \beta_3^{-d}, \nu_n^{-d}$ – вміст класу – d , відповідно в зливні млина, зливні класифікатора і пісках, %.

Вирішуючи це рівняння щодо витрати пісків, за умови, що:

$$Q_m = Q_n + Q_3 \quad \text{одержимо:} \quad Q_n = Q_m \cdot \frac{\beta_3^{-d} - \alpha_m^{-d}}{\beta_3^{-d} - \nu_n^{-d}}.$$

Оцінимо похибку розрахунку навантаження за пісками (циркуляційного навантаження), якщо вихідні дані наступні:

$$Q_m = 30 \frac{т}{год} = 8,3 \frac{кг}{с} \quad \nu_n^{-d} = 0,1; \quad \beta_3^{-d} = 0,4 \quad ;$$

$$\alpha_m^{-d} = 0,2; \quad \sigma_Q = 1,5 \frac{кг}{год} = 4,17 \cdot 10^{-4} \frac{кг}{с}; \quad \sigma_n = 0,005; \quad \sigma_3 = 0,005;$$

$$\sigma_m = 0,005.$$

$$\frac{\partial Q_n}{\partial Q_m} = \frac{\beta_3^{-d} - \alpha_m^{-d}}{\beta_3^{-d} - \nu_n^{-d}} = \frac{0,4 - 0,2}{0,4 - 0,1} = 0,67,$$

$$\frac{\partial Q_n}{\partial \beta_3^{-d}} = Q_m \cdot \frac{\alpha_m^{-d} - v_n^{-d}}{(\beta_3^{-d} - v_n^{-d})^2} = 8,3 \cdot \frac{0,2 - 0,1}{(0,4 - 0,1)^2} = 9,22 \text{ кг/с},$$

$$\frac{\partial Q_n}{\partial \alpha_m^{-d}} = Q_m \cdot \frac{-1}{\beta_3^{-d} - v_n^{-d}} = 8,3 \cdot \frac{-1}{0,4 - 0,1} = 27,7, \text{ кг/с},$$

$$\frac{\partial Q_n}{\partial v_n^{-d}} = Q_m \cdot \frac{\beta_3^{-d} - \alpha_m^{-d}}{(\beta_3^{-d} - v_n^{-d})^2} = 8,3 \cdot \frac{0,2}{0,09} = 18,4 \cdot \text{ кг/с},$$

$$\sigma_n^2 = (14,17 \cdot 10^{-4} \cdot 0,67)^2 + (9,22 \cdot 0,005)^2 + (27,7 \cdot 0,005)^2 + (18,4 \cdot 0,005)^2 = 0,3(\text{кг/с})^2;$$

$$\sigma_n = 0,44 \text{ кг/с}.$$

$$\text{Відносна похибка} - \Delta = \frac{\sigma_n}{Q_n} = \frac{0,44}{5,56} \approx 0,08 = 8 \%$$

У такий спосіб контроль із прийнятою похибкою є задовільним.

21.8. Визначення витрати твердої фази

Кількість твердої фази, Q_T яку необхідно додати до рідини Q_B , щоб отримати пульпу з заданим вмістом твердого p_T визначається:

$$Q_T = Q_B \cdot \frac{p_T}{1 - p_T},$$

отже, щоб визначити витрату твердого досить вимірити витрату води і вміст твердого. Остання величина залежить від щільності пульпи δ_{II} , питомої густини твердої фази δ_T і води δ_B :

$$p_T = \frac{\delta_T \cdot (\delta_{II} - \delta_B)}{\delta_{II} \cdot (\delta_T - \delta_B)}.$$

У визначеній точці технології щільність твердої фази змінюється несуттєво і тому досить вимірювати тільки густину пульпи і витрату води, щоб відповісти на запитання про витрату твердого.

Всякий розділовий процес протікає щонайкраще тільки тоді, коли під дією сил частинки вільно рухаються не торкаючись одна одну. Це досягається тим, що між частинками в потоці підтримується задана відстань r , що досягається визначеним співвідношенням у потоці кількості несучого середовища (вода, повітря) і частинок твердої

речовини. Відношення маси частинок m_T до загальної маси (несуче середовище $m_{Ж}$ + маса частинок твердого m_T) називають масовим вмістом твердого і виражають у долях одиниці, або відсотках

$$p_T = \frac{m_T}{m_T + m_{Ж}}, \text{ д. од.} \quad (21.2)$$

Розв'язуючи рівняння (21.2) відносно $m_{Ж}$, одержимо

$$m_{Ж} = m_T \cdot \frac{1 - p_T}{p_T}. \quad (21.3)$$

Це рівняння показує, скільки необхідно додати несущого середовища (води), щоб отримати заданий вміст твердої фази.

Функціонально щільність пульпи $\delta_{П}$ зв'язана з величиною p_T . Це більш зручна для контролю величина, тому що досить зважити еталонний об'єм з пульпою і будемо мати уявлення про розбавлення потоку. Знайдемо зв'язок між величинами p_T і $\delta_{П}$.

Маса деякого об'єму пульпи $m_{П}$ складається з маси твердої фази m_T і води $m_{В}$

$$m_{П} = m_T + m_{В}.$$

Виразимо це співвідношення через об'єми

$$W_{П} \cdot \delta_{П} = W_T \cdot \delta_T + W_{Ж} \cdot \delta_{Ж},$$

де $W_{П}$, W_T , $W_{Ж}$ – відповідно об'єм пульпи, твердої фази та рідини.

Розділимо обидві частини рівняння на $W_{П}$:

$$\delta_{П} = \frac{W_T}{W_{П}} \cdot \delta_T + \frac{W_{Ж}}{W_{П}} \cdot \delta_{Ж}, \quad (21.4)$$

Відношення об'ємних величин є об'ємний вміст відповідного продукту

$$p_T^o = \frac{W_T}{W_{П}},$$

а оскільки потік двофазний, то $p_T^o + p_{Ж}^o = 1$. Враховуючи це маємо

$$\delta_{П} = p_T^o \cdot \delta_T + (1 - p_T^o) \cdot \delta_{Ж}. \quad (21.5)$$

Знайдемо тепер зв'язок між об'ємним (p_T^o) і масовим (p_T) значенням вмісту твердої речовини. Запишемо тотожність

$$\frac{m_T}{m_{П}} = \frac{W_T \cdot \delta_T}{W_{П} \cdot \delta_{П}}, \quad (21.6)$$

звідки

$$p_T = p_T^o \cdot \frac{\delta_T}{\delta_{П}} \quad \text{або} \quad p_T^o = p_T \cdot \frac{\delta_{П}}{\delta_T}. \quad (21.7)$$

Підставимо співвідношення (21.7) у (21.5) отримаємо

$$\delta_{\Pi} = p_T \cdot \frac{\delta_{\Pi}}{\delta_T} \cdot \delta_T + \left(1 - p_T \cdot \frac{\delta_{\Pi}}{\delta_T}\right) \cdot \delta_{\mathcal{J}}, \quad (21.8)$$

після перетворення якого маємо

$$\delta_{\Pi} = \frac{\delta_{\mathcal{J}} \cdot \delta_T}{\delta_T - p_T \cdot (\delta_T - \delta_{\mathcal{J}})}, \quad (21.9)$$

та розв'язав його відносно p_T одержимо:

$$p_T = \frac{\delta_T \cdot (\delta_{\Pi} - \delta_{\mathcal{J}})}{\delta_{\Pi} \cdot (\delta_T - \delta_{\mathcal{J}})}. \quad (21.10)$$

Для кожної корисної копалини величина $\delta_T \approx \text{const}$, а $\delta_{\mathcal{J}} \approx 1000 \text{ кг/м}^3$, тому, вимірювши величину δ_{Π} можливо за формулою (21.9) обчислити вміст твердої фази в пульпі p_T .

Збагачувачі ще користуються величиною «те-к-же», Т:Ж, тобто скільки приходить маси рідини на одиницю маси (чи об'єму) твердого

$$\frac{T}{\mathcal{J}} = \frac{m_T}{m_{\mathcal{J}}}. \quad (21.11)$$

Представимо цю величину через параметр p_T . Підставимо в рівняння (21.11) величину $m_{\mathcal{J}}$ із рівняння (21.3) одержимо

$$\frac{T}{\mathcal{J}} = \frac{p_T}{1 - p_T}.$$

Припустимо тепер, що частинки в пульпі розподілені рівномірно і структура їхнього розподілу матрична, як наведено на рис. 21.5.

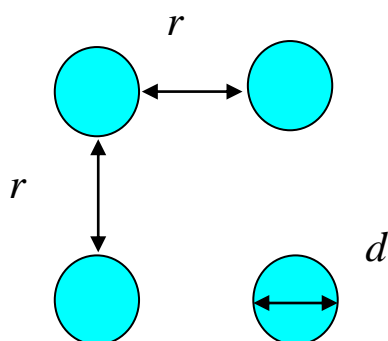


Рисунок 21.5. – Схема рівномірного розподілення частинок твердого в пульпі

У вузлах матриці знаходяться частинки однакового розміру d .

Тоді об'ємний вміст твердої фази буде пропорційний відношенню:

$$p_T = \frac{d^3}{(d+r)^3}.$$

З огляду на зв'язок між об'ємним і масовим відношенням можна записати рівняння

$$p_T \cdot \frac{\delta_{II}}{\delta_T} = \frac{d^3}{(d+r)^3}.$$

яке розв'язав відносно r запишемо:

$$r = d \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{\delta_T}{p_T \cdot \delta_{II}}} - 1 \right).$$

Розкриваючи щільності складових членів через їхні компоненти:

$$\delta_T = f(\delta_M, \delta_K); \quad \delta_{II} = f(\delta_T, \delta_J),$$

Одержимо:

$$r = d \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{\delta_M \cdot \delta_K \cdot (1 - p_T)}{\delta_B \cdot (\delta_M - \alpha \cdot (\delta_M - \delta_K)) \cdot p_T}} - 1 - 1 \right).$$

21.9. Непрямий контроль витрати твердого

Витрату пульпи визначити прямим способом досить складна технічна проблема, що пов'язана з швидким розшаруванням, тому можна реалізувати її за допомогою контролю витрати води, що досить просто реалізується, та контролю щільності пульпи.

Витрата твердого в пульпі залежить

$$Q_T = Q_B \cdot \frac{p_T}{1 - p_T},$$

величина Q_B контролюється за допомогою манометрів, а відсоток твердого розраховується шляхом контролю щільності пульпи δ_{II} за допомогою співвідношення:

$$p_T = \frac{\delta_T \cdot (\delta_{II} - \delta_B)}{(\delta_T - \delta_B) \cdot \delta_{II}},$$

де щільності води δ_B і складових твердої фази δ_M, δ_K є константи.

Оцінимо правомочність цього методу контролю витрати твердого на підставі оцінки погрішності.

$$\sigma_{Q_T}^2 = \left(\frac{\partial Q_T}{\partial Q_B} \right)^2 \cdot \sigma_{Q_B}^2 + \left(\frac{\partial Q_T}{\partial p_T} \right)^2 \cdot \sigma_{p_T}^2;$$

$$\sigma_{p_T}^2 = \left(\frac{\partial p_T}{\partial \delta_T} \right)^2 \cdot \sigma_{\delta_T}^2 + \left(\frac{\partial p_T}{\partial \delta_{II}} \right)^2 \cdot \sigma_{\delta_{II}}^2 + \left(\frac{\partial p_T}{\partial \delta_B} \right)^2 \cdot \sigma_{\delta_B}^2;$$

$$\frac{\partial p_T}{\partial \delta_B} = \frac{\delta_T \cdot \delta_{II} \cdot (\delta_{II} - \delta_B) - \delta_T \cdot (\delta_T - \delta_B) \cdot \delta_{II}}{(\delta_{II} \cdot (\delta_T - \delta_B))^2};$$

$$\frac{\partial p_T}{\partial \delta_T} = \frac{(\delta_T - \delta_B) \cdot (\delta_{II} - \delta_B) \cdot \delta_{II} - \delta_T \cdot \delta_{II} \cdot (\delta_{II} - \delta_B)}{(\delta_{II} \cdot (\delta_T - \delta_B))^2};$$

$$\frac{\partial p_T}{\partial \delta_{II}} = \frac{\delta_{II} \cdot \delta_T \cdot (\delta_T - \delta_B) - (\delta_T - \delta_B) \cdot (\delta_{II} - \delta_B) \cdot \delta_T}{(\delta_{II} \cdot (\delta_T - \delta_B))^2};$$

$$\frac{\partial Q_T}{\partial Q_B} = \frac{p_T}{1 - p_T}, \quad \frac{\partial Q_T}{\partial p_T} = \frac{1}{(1 - p_T)^2} \cdot Q_B.$$

Обчислимо параметри похибки за таких умов

$$\delta_T = 3500 \text{ кг/м}^3; \quad \delta_B = 1000 \text{ кг/м}^3; \quad \delta_{II} = 1680 \text{ кг/м}^3;$$

$$Q_B = 1680 \text{ м}^3/\text{Год} = 0,47 \text{ м}^3/\text{с}; \quad \sigma_T = 1,0\%; \quad \sigma_B = 1,0\%;$$

$$\sigma_{II} = 1,0\%; \quad \sigma_{Q_B} = 0,5\%.$$

$$\frac{\partial p_T}{\partial \delta_T} = \frac{0,68 \cdot 2,5 \cdot 1,68 - 3,5 \cdot 0,68 \cdot 1,68}{17,64} = -0,065;$$

$$\frac{\partial p_T}{\partial \delta_B} = \frac{3,5 \cdot 0,68 \cdot 1,68 - 1,68 \cdot 2,5 \cdot 3,5}{17,64} = -0,6;$$

$$\frac{\partial p_T}{\partial \delta_{II}} = \frac{1,68 \cdot 2,5 \cdot 3,5 + 3,5 \cdot 0,68 \cdot 2,5}{17,64} = -0,5;$$

$$p_T = \frac{3,5 \cdot 0,68}{1,68 \cdot 2,5} = 0,57, \quad \frac{\partial Q_T}{\partial Q_B} = \frac{0,57}{1 - 0,57} = 1,35, \quad \frac{\partial Q_T}{\partial p_T} = \frac{1 \cdot 0,47}{0,185} = 2,5.$$

$$\sigma_T = 3500 \cdot 0,05 = 35, \quad \sigma_B = 10, \quad \sigma_{II} = 1,68, \quad \sigma_{Q_B} = 0,25.$$

$$\sigma_{p_T}^2 = 0,0042 \cdot 0,001 + 0,36 \cdot 0,0001 + 0,25 \cdot 0,00027 = 10,8 \cdot 10^{-5},$$

$$\sigma_{Q_T}^2 = 0,56 \cdot 0,0625 + 16,65 \cdot 10,8 \cdot 10^{-5} = 0,036.$$

Таким чином, похибка не є великою. Контроль з такою погрiшнiстю є задовiльним.

21.10. Класичний спосіб контролю витрати твердого

Цей метод полягає у тому, що розраховується вихід продукту γ і на його підставі визначається витрата твердого: $Q_T = \gamma \cdot Q_{II}$, тобто

$$\gamma = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu}, \quad Q_T = \gamma \cdot Q_{II},$$

де α , β , ν – вміст корисної копалини, відповідно у початковому і вихідних (концентрат, відходи) продуктах розділення, які визначені. Передбачається, що витрата початкового потоку, який підлягає розділенню відома Q_{II} .

Таким чином, контрольовані величини α , β , ν , Q_{II} . Величини, що розраховуються γ , Q_T . Потрібно визначити похибку даного методу.

Визначаємо похідні від функцій.

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} = \frac{(\beta - \nu)}{(\beta - \nu)^2} = \frac{1}{\beta - \nu},$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \beta} = -\frac{\alpha - \nu}{(\beta - \nu)^2},$$

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \nu} = \frac{\alpha - \beta}{(\beta - \nu)^2}.$$

$$\frac{\partial Q_T}{\partial \gamma} = Q, \quad \frac{\partial Q_T}{\partial Q} = \gamma.$$

Прийmemo похибки виміру величин: $\sigma_\alpha = 0,003$; $\sigma_\beta = 0,005$;
 $\sigma_\nu = 0,001$; $\sigma_Q = 0,3$ кг/с.

Значення вимірних величин: $\alpha = 0,3$; $\beta = 0,5$; $\nu = 0,1$.

Значення похідних:

$$\frac{\partial \gamma}{\partial \alpha} = 2,5; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \beta} = -1,25; \quad \frac{\partial \gamma}{\partial \nu} = -1,25.$$

Похибка виходу:

$$\sigma_\gamma^2 = 2,5^2 \cdot 0,0015^2 + 1,25^2 \cdot 0,0005^2 + 1,25^2 \cdot 0,0025^2 = 23,7 \cdot 10^{-6}.$$

Похибка витрати:

$$\sigma_Q^2 = 30^2 \cdot 23,7 \cdot 10^{-6} + 0,5^2 \cdot 0,3^2 = 0,0435. \quad \sigma_Q = 0,208.$$

Таким чином, визначається похибка виміру витрати твердого через показники збагачення і складає 20,8%. Похибка дуже велика.

21.11. Визначення щільності складових компонентів руди

Допустимо, що ми маємо магнетитову руду, яка складається з двох компонентів: рудної, щільністю δ_M , і нерудної – δ_H . Вміст цінного мінералу в ній α . Щільність рудної частинки розраховується за співвідношенням

$$\delta_T = \frac{\delta_M \cdot \delta_H}{\delta_M - \alpha \cdot (\delta_M - \delta_H)}. \quad (21.12)$$

Крім того, класичне визначення щільності із співвідношення маси m_T і об'єму V_T : $\delta_T = \frac{m_T}{V_T}$. Щільність частинки нескладно вимірити пікнометричним методом, для чого потрібні аналітичні ваги та пікнометр.

Якщо є продукти збагачення з різними значеннями α_1, α_2 , які отримані з однієї і тієї ж руди, то щільності цих продуктів будуть різні. На цій підставі можна визначити щільності складових компонентів руди.

Допустимо, проведені два виміри щільності руди δ_1, δ_2 , і визначено вміст магнетиту в цих двох зразках: α_1, α_2 . Розв'язав рівняння (21.12) щодо однієї зі складових, припустимо, це буде δ_M

$$\delta_M = \frac{\alpha \cdot \delta_T \cdot \delta_H}{\delta_H - \delta_T \cdot (1 - \alpha)}.$$

Позначимо $\alpha \cdot \delta_T = A$, $(1 - \alpha) \cdot \delta_T = B$ і на підставі двох вимірів маємо

$$\delta_M = \frac{A_1 \cdot \delta_H}{\delta_H - B_1} = \frac{A_2 \cdot \delta_H}{\delta_H - B_2}, \quad (21.13)$$

рішення цього рівняння дозволяє визначити щільність нерудного включення:

$$\delta_H = \frac{A_1 \cdot B_2 - A_2 \cdot B_1}{A_1 - A_2}.$$

Таким чином, якщо відомі вміст цінного компоненту та щільність частинок з рівняння (21.13) можливо знайти щільність цінного компоненту δ_M .

Зробив кілька таких вимірів і обчислень, а потім, після усереднення результатів, одержимо досить близькі значення щільності складових руди.

Наприклад. Узято два зразка руди одного родовища, але з різних вибоїв. З них підготовлені проби і визначений вміст цінного компонента:

$$\alpha_1 = 0,3; \quad \alpha_2 = 0,35 .$$

Попередньо визначили щільності зразків пікнометричним методом:

$$\delta_1 = 3,2258 \text{ кг/дм}^3, \quad \delta_2 = 3,309 \text{ кг/дм}^3 .$$

Потрібно визначити щільності рудної і нерудної фаз.

$$A_1 = 0,3 \cdot 3,2258 = 0,9669; \quad A_2 = 0,35 \cdot 3,309 = 1,155;$$

$$B_1 = 0,7 \cdot 3,2258 = 2,2582; \quad B_2 = 0,65 \cdot 3,309 = 2,15;$$

$$\delta_H = \frac{0,9669 \cdot 2,15 - 1,155 \cdot 2,2582}{0,9669 - 1,155} = 2,81; \quad \delta_M = \frac{1,155 \cdot 2,81}{2,15 - 2,81} = 4,99 .$$

21.12. Вимір вмісту магнетиту в потоках збагаченої руди

В рудах, у яких цінний мінерал знаходиться у вигляді вкраплення, особливо добре дотримується відповідність між щільністю зростка і вмістом цінного компонента в ньому. Цю залежність можна використовувати для контролю технологічних параметрів з метою одержання технологічного балансу чи для керування процесами.

Допустимо, є мокрий технологічний потік магнетитової тонкоподрібненої руди. У нього занурюється барабан лабораторного сепаратора і він виносить згущену масу продукту, яка притягнулася до нього, у досить велику мірну ємність. Після заповнення її до визначеного рівня, чи навіть з надлишком, щоб деяка частина води, злилася, ємність зважують. Її маса буде мати тісний кореляційний зв'язок з вмістом цінного компоненту:

$$M = M_B + V_B \delta_T = M_B + V_B \cdot \frac{\delta_T \cdot \delta_B}{\delta_T - p_T \cdot (\delta_T - \delta_B)},$$

$$\delta_T = \frac{\delta_M \cdot \delta_K}{\delta_M - \alpha \cdot (\delta_M - \delta_K)} .$$

де M_B , V_B – відповідно маса та об'єм ємності; δ_T , δ_M , δ_K , δ_B – відповідно, щільність руди, мінералу, породи та води; p_T – вміст твердої фази; α – вміст цінного мінералу.

Вміст твердої фази в ємності буде приблизно постійним і рівним:

$$p_T = \frac{V_T}{V_T + V_T \cdot (1 - K_3)} = \frac{1}{2 - K_3} .$$

Остаточна залежність має вигляд:

$$M = M_B + V_B \cdot \frac{\delta_M \cdot \delta_K \cdot \delta_B}{\delta_M \cdot \delta_K \cdot (1 - p_T) - (1 - \alpha \cdot p_T) \cdot \delta_M \cdot \delta_B - \alpha \cdot p_T \cdot \delta_B \cdot \delta_K}.$$

Отримана залежність трохи нелінійна, але в малому діапазоні зміни якості можна вважати лінійною. Зробимо деякі тотожні перетворення, отримаємо

$$M = M_B + V_B \cdot \frac{\delta_M \cdot \delta_K \cdot \delta_B}{\delta_M \cdot \delta_K \cdot (1 - p_T) - \delta_M \cdot \delta_B - \alpha \cdot p_T \cdot \delta_B \cdot (\delta_M - \delta_K)}.$$

Звідки явно видно, що зі збільшенням вмісту магнетиту маса проби збільшується.

Але щільності δ_M , δ_K випадково змінюються по забоях родовища і тому даний спосіб може бути тільки оціночним.

ПІСЛЯМОВА

У посібнику викладено основні положення випробування сировини на прикладах, що стосуються переробки та збагачення корисних копалин. В основному розглядались аспекти, які нестандартизовані. Більшість практичних питань, щодо випробування викладені в стандартах (ДСТУ) і є в кожній технічній бібліотеці і відділі технічного контролю підприємства.

Підхід до теоретизації питань випробування відбувався на основі здогадок та запропонованих рішень вчених, що раніше розвивали та обґрунтовували процеси випробування та контролю. Такі питання, як шматкове формування проб повинно враховувати розкриття цінного мінералу в процесі дроблення та подрібнення. Можливі відхилення вмісту цінного мінералу також ґрунтуються на питаннях розкриття. Нами ці питання до деякої міри вирішені і включені у дану роботу.

Кореляційний аналіз дає можливість коректно вибирати періоди випробування в часу та просторі у залежності від технологічної схеми, з цією метою розглянуті питання спектрального аналізу технологічних зв'язків, що дало змогу винайти формули для обчислення достатньої точності контролю технологічних показників у будь-якій точці технологічної лінії.

ПИТАННЯ ДО САМОСТІЙНОЇ РОБОТИ

1. Масив має функцію зміни показника якості X уздовж однієї координати, що зображена на рис. 22.1

Зробіть висновок про однорідність масиву. Зверніть увагу на можливу зміну функції розподілу. Намалюйте її для типових, на вашу думку, фрагментів ділянок.

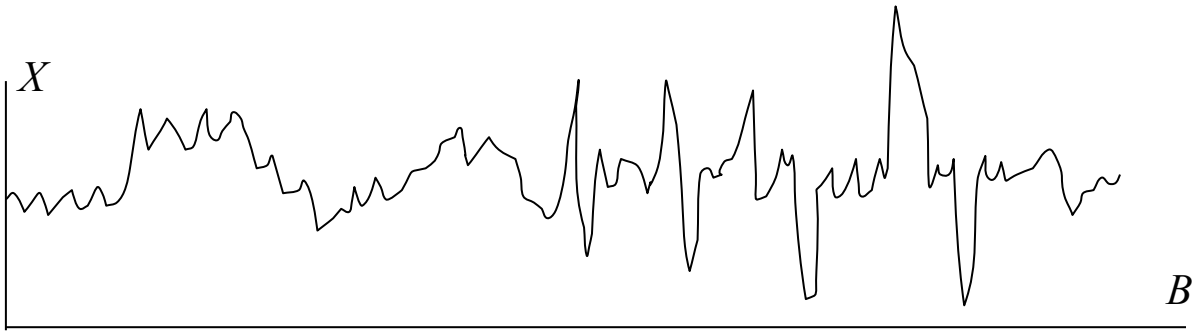


Рисунок 22.1. – Зміна показника якості X масиву вздовж його ширини

2. У чому відмінність товарної проби від поточної технологічної проби?
3. Дана технологічна схема, (рис. 22.2). Приведіть її до спрощеного вигляду для розрахунку товарного балансу.

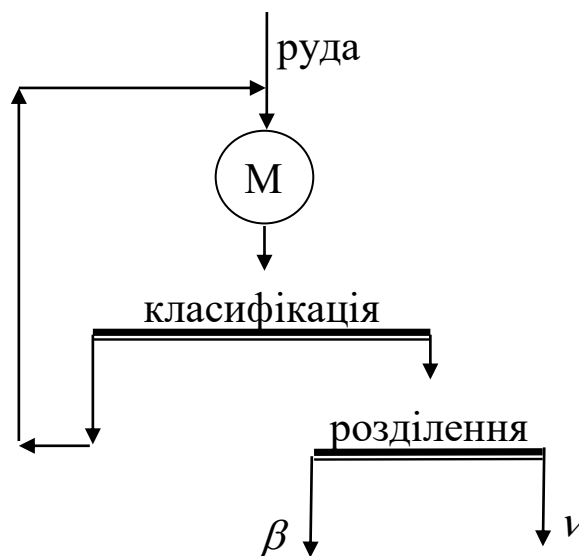


Рисунок 22.2. – Технологічна схема процесу

4. Відбувається контроль щільності пульпи (рис. 22.3) Який спосіб відбору проб реалізує установка?

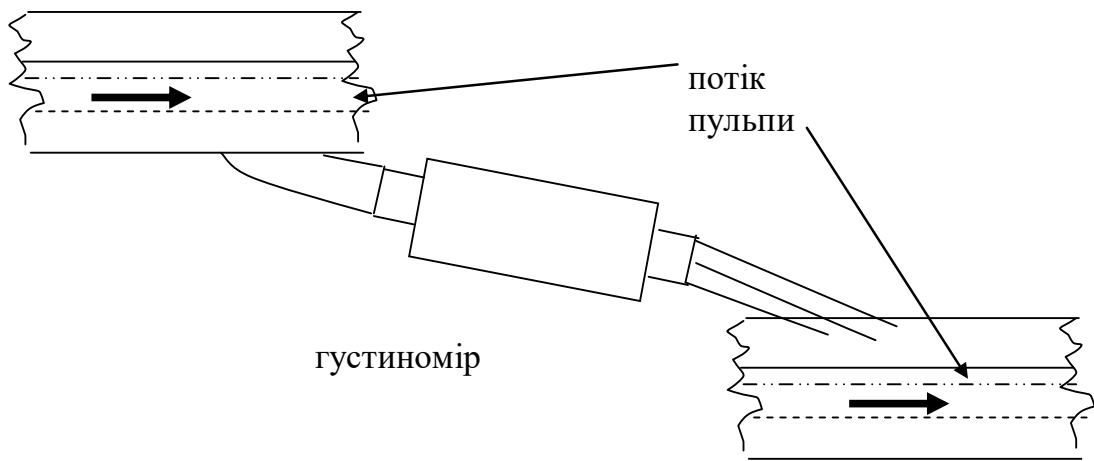


Рисунок 22.3. – Схема контролю щільності пульпи

5. Випробується штабель. Запропонуйте послідовність відбору точкових проб, щоб об'єднана проба була досить добре усереднена без перемішування (рис. 22.4).

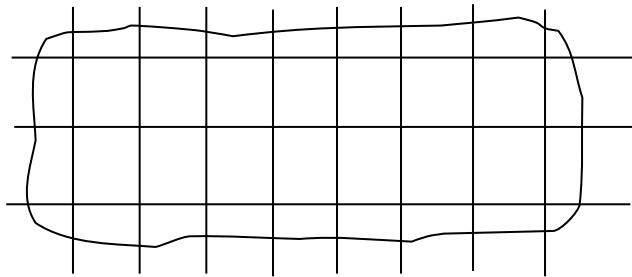


Рисунок 22.4. – Загальний вигляд штабель корисної копалини з сіткою для відбору точкових проб

6. Зі штабеля відібрані проби у вигляді окремих шматків. Кожен шматок піддавався аналізу на вміст у ньому цінного компоненту α_i . Потім був побудований ряд $\beta_i = \frac{1}{i} \sum_{j=1}^i \alpha_j$ за результатами розрахунку побудована діаграма (рис. 22.5). Зробіть висновок про однорідність масиву.

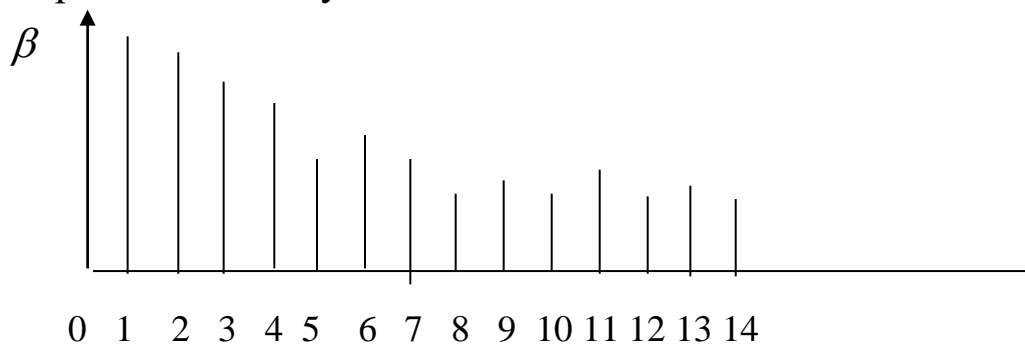


Рисунок 22.5. – Діаграма аналізу цінного компоненту у руді

7. У бункері знаходиться руда (рис. 22.6). Обчисліть об'єм руди в ньому, якщо розподіл у будь-якому вертикальному перерізі однаковий.

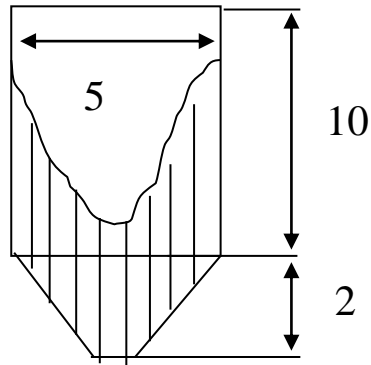


Рисунок 22.6. – Схема розташування руди в бункері

8. Запишіть методику відбору проб з лави довжиною 200 м при потужності шару корисної копалини 1,2 м з для визначення інтервалу довжини L між точковими пробами.
9. У млин подається вода з витратою 10 л/с і руда з витратою 30 кг/с. Який вміст твердого в пульпі? Доведіть це на прикладі.
10. Опишіть як ведеться контроль процесу гравітаційного розділення.
11. У вибої, уздовж довжини лави отримана функція зміни показника якості A (рис.22.7). Запропонуйте спосіб відбору проб з цієї лави.

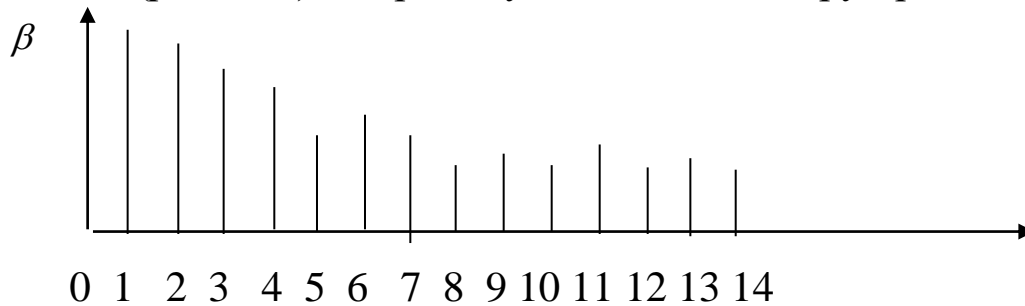


Рисунок 22.7. – Функція зміни показника якості A вздовж лави

12. Сформулюйте методику складання технологічного балансу.
13. Наведіть методику складання товарного балансу.
14. Наведіть приклади устаткування та обладнання для контролю щільності пульпи.
15. При випробуванні процесу подрібнення (рис. 22.8) отримані значення вмісту розрахункового класу крупності в зливні млина 0,31, у зливні класифікатора – 0,8, у пісках класифікатора 0,09.

Визначте кількість пісків та і визначте похибку їх розрахунку за умови:

$$\sigma_Q = 1,1; \quad \sigma_n = 0,003; \quad \sigma_z = 0,005; \quad \sigma_M = 0,005$$

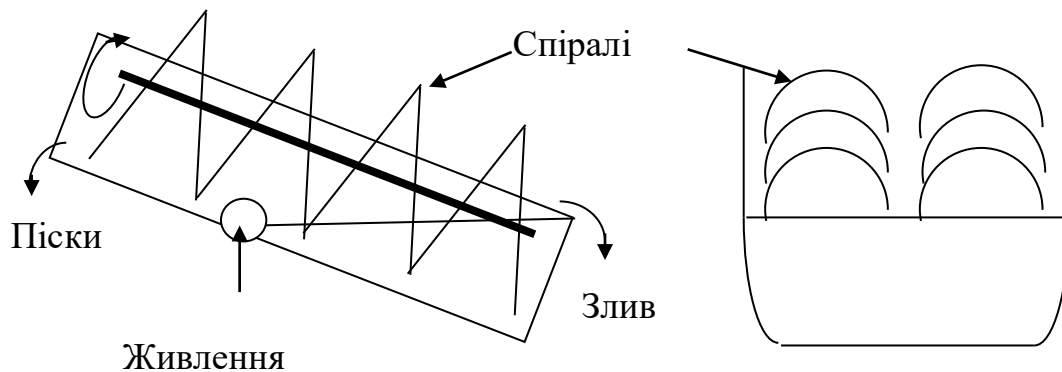


Рисунок 22.8. – Схема роботи спірального класифікатора

16. Опишіть, як здійснюється контроль товарної продукції, що відвантажується споживачу?
17. Наведіть методи відбору, обробки, збереження, обліку проб. З якою метою здійснюється скорочення проб?
18. Середнє значення зольності складає 75%, кількість даних 15, середнє квадратичне відхилення – 0,8. Визначте точність оцінки зольності.
19. Є баржа з рудою. Які необхідно виконати дії з випробування, щоб вірогідно довідатися про якісні показники руди?
20. Опишіть, як контролюється робота згущувача.
21. Магнітна сприйнятливість зростка залежить від вмісту в ньому магнетиту α відповідно до залежності:

$$a = a_{\Pi} \cdot (1 - \alpha) + a_M \cdot \alpha;$$
де a_{Π} , a_M – об'ємні магнітні сприйнятливості породи і магнетиту. Обчисліть похибку визначення магнітної сприйнятливості зростка, якщо a має значення:
 $a_{\Pi} = 0,01; \quad \sigma_{\kappa_{\Pi}} = 0,001; \quad a_M = 10; \quad \sigma_{\kappa_M} = 0,2; \quad \alpha = 0,4; \quad \sigma_{\alpha} = 0,02.$
22. Задіяний спіральний класифікатор (рис. 22.8). У якому місці зливу класифікатора необхідно брати пробу для аналізу його роботи?
23. Виберіть мінімальну масу проби вугілля, що знаходиться в лаві довжиною 200 м при потужності шару 0,8 м.

24. Наведіть приклад контролю процесу грохочення.
25. Сформулюйте методику седиментаційного аналізу.
26. Ємність системи важкосередовищного збагачення складає 80 м^3 . Щільність розділення $1,85 \text{ г/см}^3$, щільність обважнювача 4800 кг/м^3 . Розрахувати кількість обважнювача, який необхідно мати для одержання суспензії, зазначеної щільності і визначте похибку розрахунку при наступних даних: $\sigma_T = \sigma_B = 0,2 \text{ г/см}^3$.
27. Наведіть контроль процесу магнітної сепарації.
28. У штабелі уздовж одного з його напрямків визначені показники якості β (рис. 22.9). Зробіть висновок, щодо однорідності масиву, визначте кількість проб для усереднення.

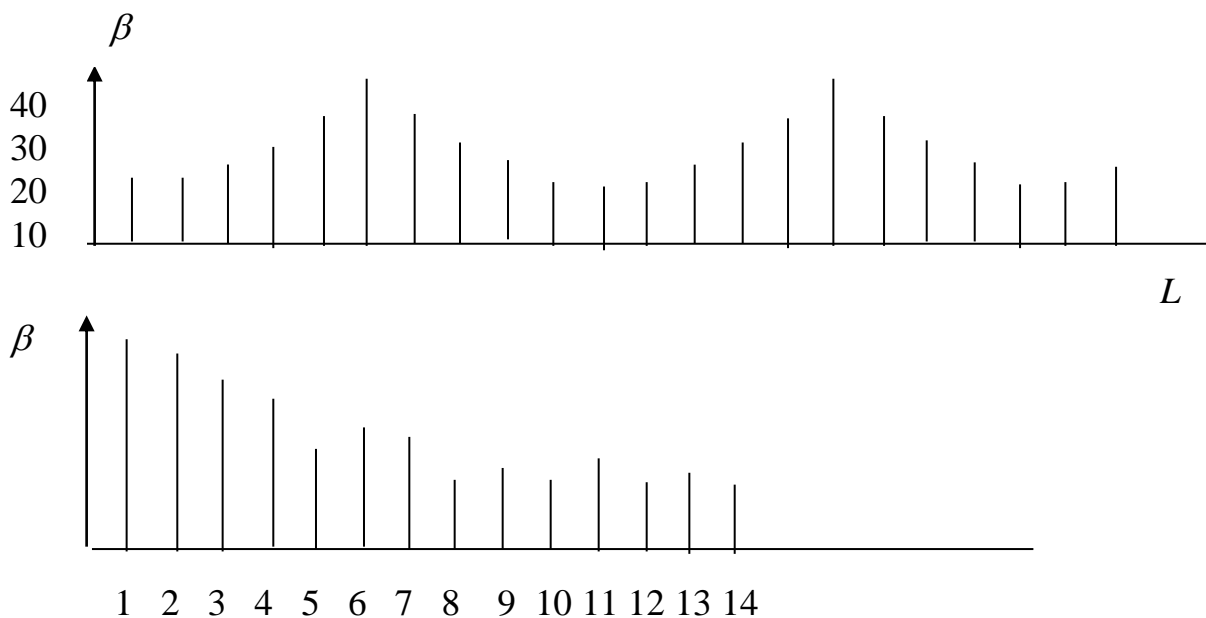


Рисунок 22.9. – Значення показника β штабеля руди за його довжиною та діаграма аналізу

29. Є штабель руди. Потрібно визначити її збагачуваність. Обґрунтуйте масу проби для даної операції.
30. Дисперсія об'єднаної проби σ_α^2 залежить від дисперсії точкової проби σ_T^2 і дисперсії дискретності відбору σ_D^2 відповідно до рівняння:
$$\sigma_\alpha^2 = \frac{\sigma_m^2}{N} + \frac{\sigma_D^2}{Nn_T},$$
 де N, n – кількість проб і маса точкової проби. Яким чином можна знизити похибку випробування?

31. Зі штабеля руди необхідно взяти пробу для аналізу вмісту цінного компонента. Скільки необхідно відібрати руди і скільки необхідно віднести її на аналіз, якщо об'єм штабеля 120 м³.
32. Є технологічний фрагмент схеми збагачення (рис. 22.10). Визначте похибку розрахунку вилучення цінного мінералу в загальні хвости, якщо: $\alpha_H = 0,35$; $\sigma_{\alpha_H} = 0,01$; $\beta_1 = 0,45$; $\sigma_{\beta_1} = 0,01$; $\sigma_{\beta_2} = 0,01$; $\beta_2 = 0,48$; $\sigma_{v_1} = \sigma_{v_2} = 0,01$; $v_1 = 0,1$; $v_2 = 0,15$.

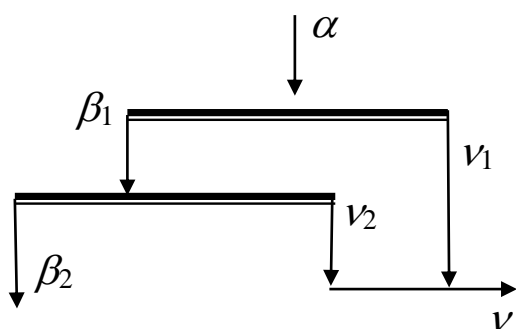


Рисунок 22.10. – Фрагмент схеми розділення

33. Є фрагмент схеми збагачення (рис. 22.11). Визначте необхідну кількість точок випробування для технологічного розрахунку даної схеми.

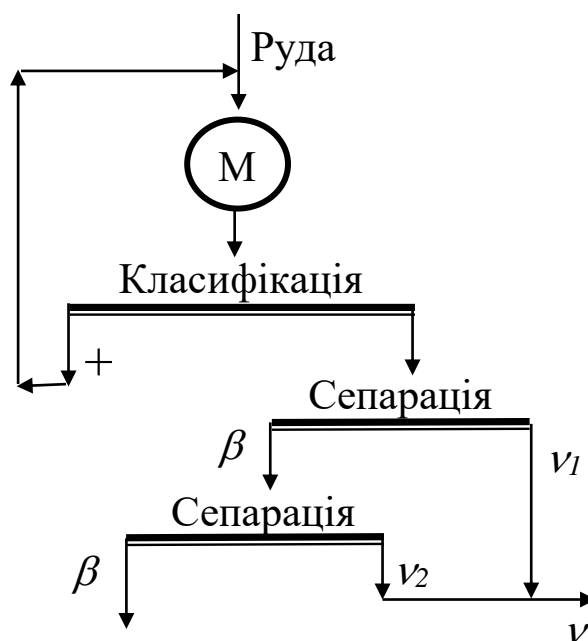


Рисунок 22.11. – Фрагмент схеми збагачення

34. Матеріал транспортується конвеєром. Сформулюйте методику випробування такого потоку.
35. Виконайте дослідження похибки розрахунку густини пульпи за формулою:

$$\delta_{II} = \frac{\delta_M \cdot \delta_K \cdot \delta_B}{\delta_M \cdot \delta_K - p_T \cdot (\delta_M \cdot \delta_K - \delta_M \cdot \delta_B + \delta_B \cdot \alpha \cdot (\delta_M - \delta_K))}$$

$$\delta_M = 5000 \text{ кг/м}^3; \delta_K = 2800 \text{ кг/м}^3; \delta_B = 1000 \text{ кг/м}^3$$

$$\sigma_M = 20 \text{ кг/м}^3, \sigma_K = 20 \text{ кг/м}^3, \sigma_B = 10 \text{ кг/м}^3$$

36. Маса руди знаходиться в 2-х вагонах. Об'єм кожного складає 60 м^3 . Гранулометрична характеристика руди показана на рис. 22.12. Визначите мінімальну кількість точкових проб.

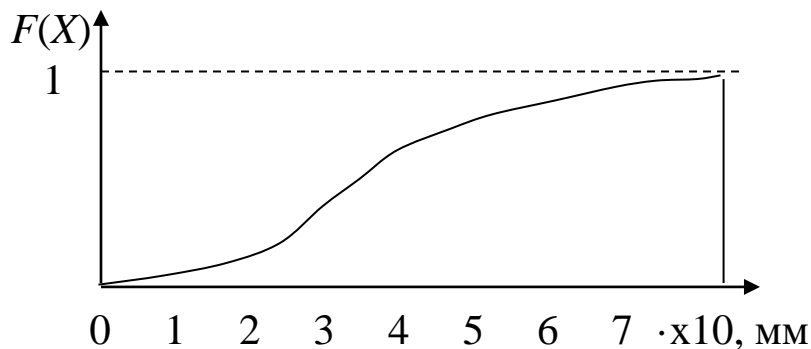


Рисунок 22.12. – Гранулометрична характеристика руди

37. Наведіть приклад контролю процесу подрібнення.
38. Є реалізація показника якості (рис. 22.13). Визначте середнє арифметичне і середньозважене значення показника якості.

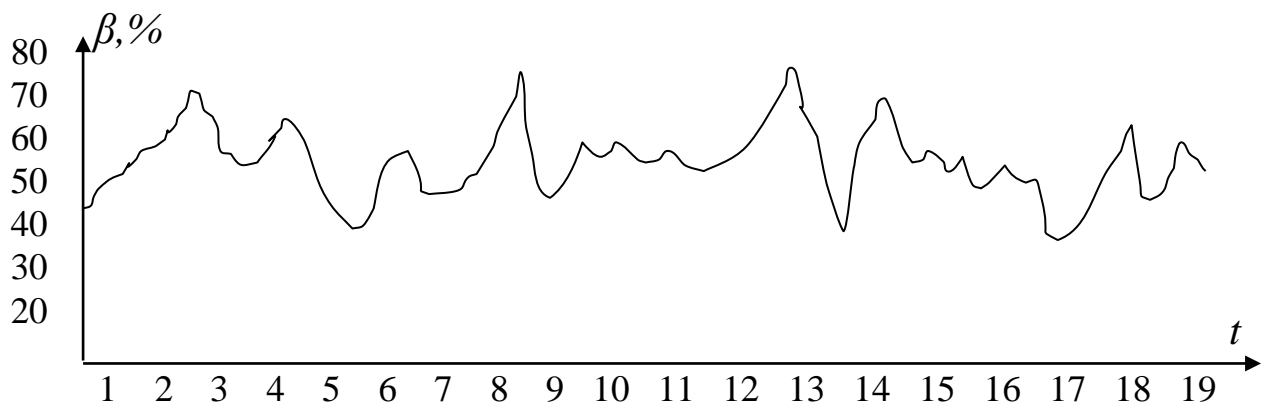


Рисунок 22.13. – Значення показника якості за часом

39. Щільність пульпи розраховується за виразом

$$\delta_{II} = \frac{\delta_T \delta_B}{\delta_T - p_T (\delta_T - \delta_B)}$$

Складові виразу мають такі значення: $\delta_T = 5000 \text{ кг/м}^3$; $\sigma_T = 10$.

$\delta_B = 1000 \text{ кг/м}^3$; $\sigma_B = 10$, $p_T = 0,4$; $\sigma_{p_T} = 0,02$.

Визначте похибку розрахунку щільності пульпи?

40. Призначення, пристрій і особливості пробовідбірних машин.

41. Щільність твердого в пульпі складає $3,2 \text{ г/см}^3$, щільність пульпи – $1,7 \text{ г/см}^3$. Визначити концентрацію твердого в пульпі і похибку розрахунку при:

$\sigma_T = \sigma_{II} = 0,1 \text{ г/см}^3$.

42. Що включає поняття контроль подрібнення, якщо млин працює в замкнутому циклі з класифікатором?

43. Від яких параметрів корисного компонента залежить маса проби?

44. Вміст заліза у початковому продукті складає 21%, вміст заліза у відходах – 9%, у концентраті – 64%. За зміну перероблено 2000 т руди. Визначте кількість отриманого концентрату і похибку розрахунку, якщо $\sigma_\alpha = \sigma_\beta = \sigma_\nu = 0,02$; $\sigma_Q = 3$.

45. Є штабель корисної копалини довжиною 30 м і шириною 3 м. На якій відстані L одна від одної за довжиною штабеля необхідно брати точкові проби? Дайте обґрунтування цього вибору.

46. Є магнітний сепаратор (рис. 22.14). У якому місці необхідно брати проби для аналізу його роботи.

47. З якою метою здійснюється експресне випробування?

48. Магнетитова суспензія щільністю 1850 кг/м^3 має об'єм 32 м^3 . Концентрація обважнювача $p_T = 0,31$. Визначте масову кількість обважнювача, якщо його щільність 4950 кг/м^3 .

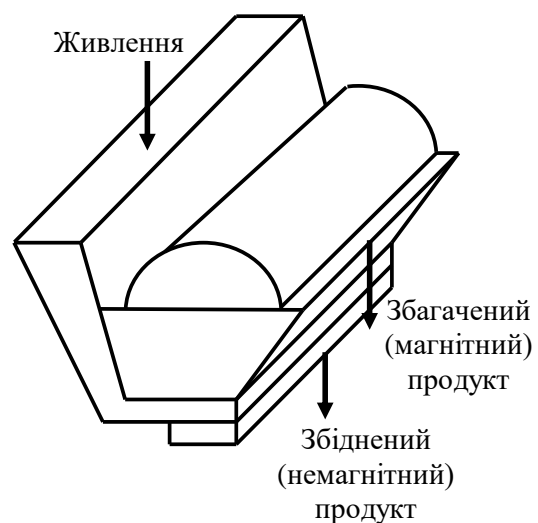


Рисунок 22.14. – Схема роботи магнітного сепаратора

49. Є фрагмент технологічної схеми (рис. 22.15). Обґрунтуйте точки відбору проб для аналізу роботи даної схеми. Визначте похибку випробування.

50. Щільність цінного мінерала $5,1 \text{ кг/дм}^3$, щільність породи – $2,5 \text{ кг/дм}^3$. Яка щільність руди, якщо вміст цінного компонента $0,35$?

51. Магнітна сприйнятливість магнетиту 10 од. СІ , вміст його в руді $0,4$. Яка магнітна сприйнятливість руди, якщо порода – має сприйнятливість близьку до нуля?

52. Є технологія збагачення руди (рис. 22.16). Обґрунтуйте місця відбору проб для можливості повного аналізу роботи схеми. Визначите мінімальну кількість точок відбору проб для достатнього аналізу роботи схеми. Обґрунтуйте спосіб виміру обраних показників.

53. Визначите точки відбору проб для аналізу ефективності операцій перетищення.

54. У млин подається вода в кількості 10 л/с і руда з витратою 30 кг/с . Чому дорівнює щільність пульпи в млині? Визначите похибку розрахунку щільності, якщо щільність руди $3,5 \text{ т/м}^3$, води – 1 т/м^3 , а похибки визначення цих величин однакові і складають 1 кг/м^3 , а витрата вимірюється з похибкою $0,1 \text{ кг/с}$.

55. Визначте масу проби для гранулометричного аналізу руди крупністю $+0 - 100 \text{ мм}$, якщо функція розподілу частинок має розподіл Пуассона з параметром 30 мм .

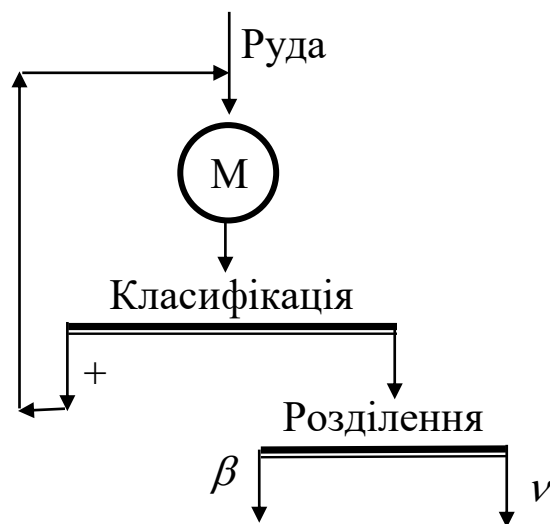


Рисунок 22.15. – Фрагмент технологічної схеми

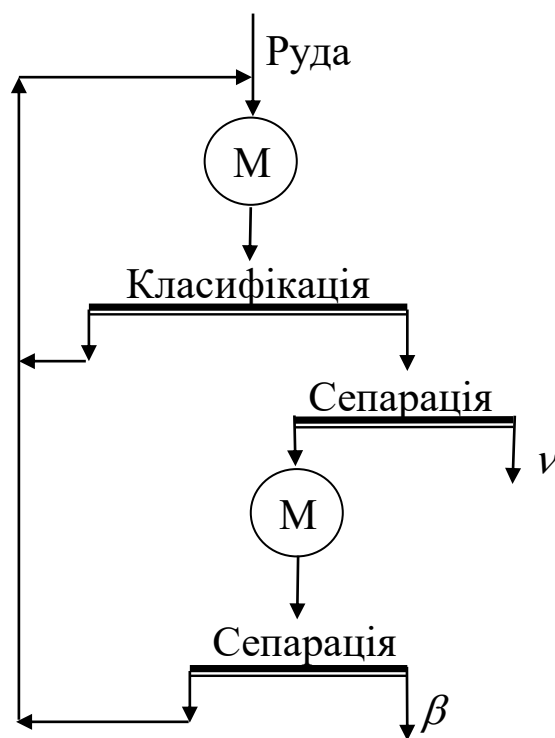


Рисунок 22.16. – Технологія збагачення руди

56. У бункері знаходиться руда (рис. 22.17). Обчислите об'єм руди в ньому і визначте похибку розрахунку.

57. Є технологічна схема (рис. 22.16). Запишіть вираз для виходу сумарного збагаченого продукту. Визначте які продукти підлягають випробуванню. Вважаючи, що похибки випробування відомі, запишіть вираз для визначення похибки розрахунку виходу збагаченого продукту.

58. Наведено елемент технології збагачення (рис. 22.16). Визначте вилучення цінного мінералу в збагачений продукт та похибку з яким воно буде розраховане, якщо:

$$\alpha = 0,35; \beta = 0,5; \nu = 0,1; \sigma_{\alpha} = 0,02; \sigma_{\beta} = 0,02; \sigma_{\nu} = 0,01.$$

59. Флотаційна установка має схему, яка наведена на рис. 22.18. Визначте точки відбору проб для достатнього аналізу роботи установки.

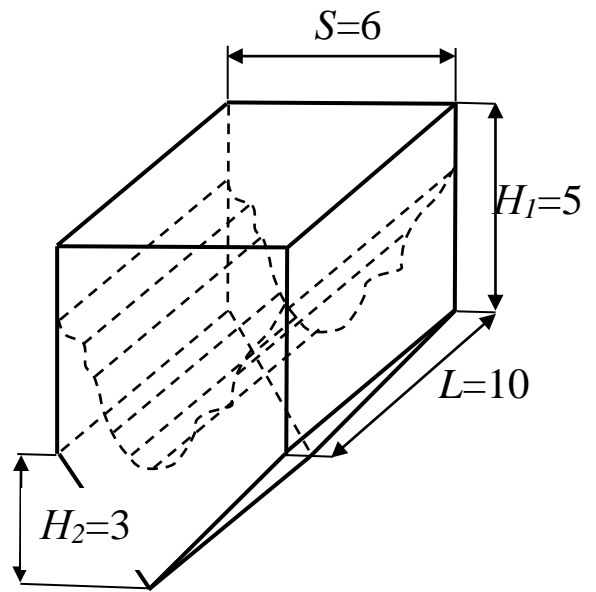


Рисунок 22.17. – Параметри бункера та схема розміщення в ньому руди

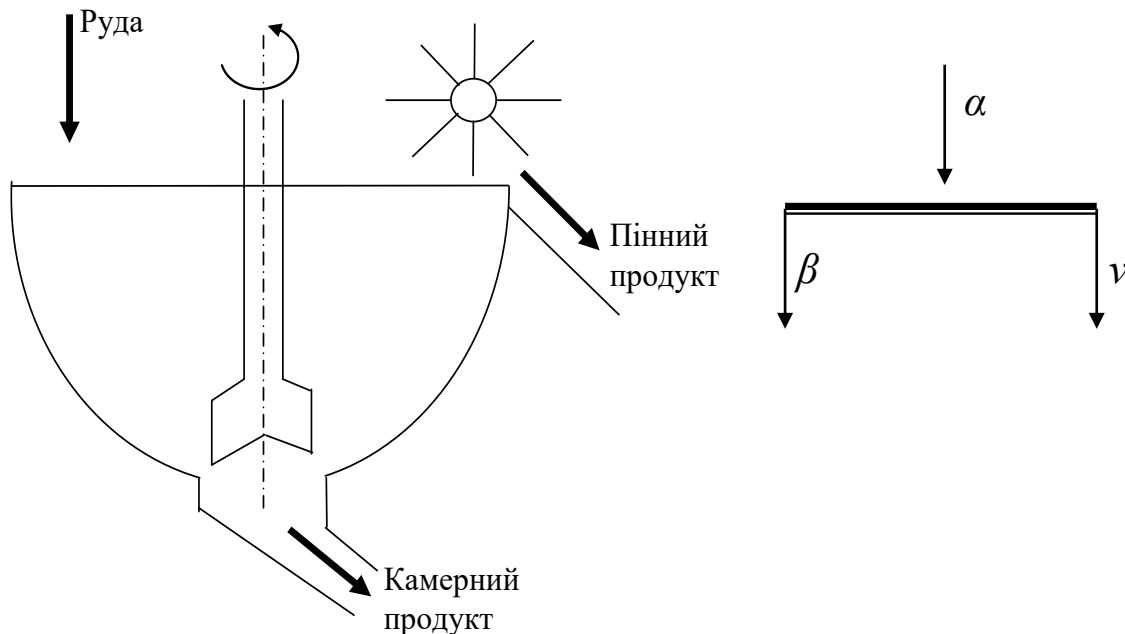


Рисунок 22.18. – Схема флотаційної машини

60. Зі штабеля відібрані проби у вигляді окремих шматків. Кожен шматок піддавалася аналізу на вміст у ньому цінного компонента α_i . Потім побудований ряд $D_\alpha = \frac{1}{j} \sum_{i=1}^j (\alpha_i - \bar{\alpha}_j)^2$ (рис. 22.19) де $\bar{\alpha}_j$ – середнє значення на інтервалі, що розглядається. Зробіть висновок щодо рівномірності масиву.

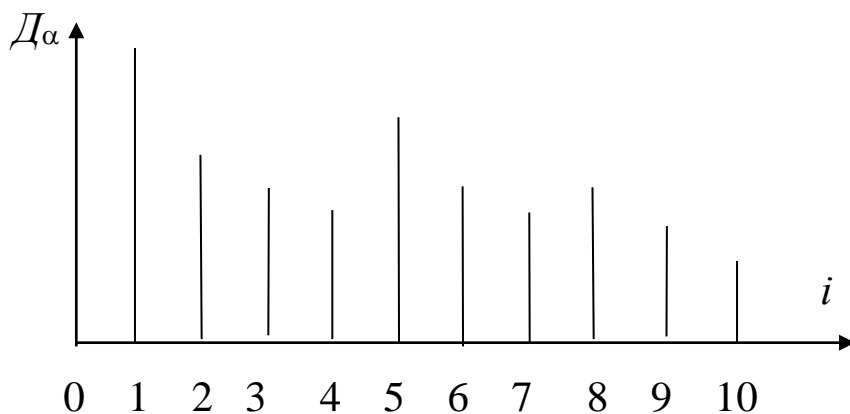


Рисунок 22.19. – Ряд значень $D_\alpha = f(\alpha_i)$

61. Є технологічна схема (рис. 22.20) розділення корисної копалини. Запишіть вираз для виходу сумарного збідненого продукту. Визначте які продукти підлягають випробуванню. Вважаючи, що похибка випробування відома, запишіть вираз для визначення похибки розрахунку виходу збідненого продукту.

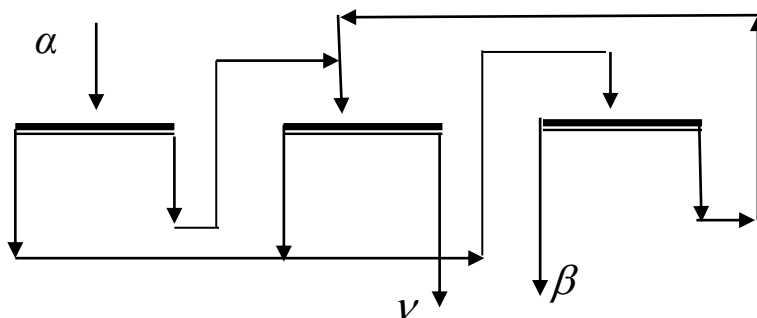


Рисунок 22.20. – Технологічна схема розділення корисної копалини

62. Штабель корисної копалини підготовлений до відбору точкових проб з вузлів умовно нанесеної на нього сітки наведено на рис. 2.21. Запропонуйте порядок відбору проб.

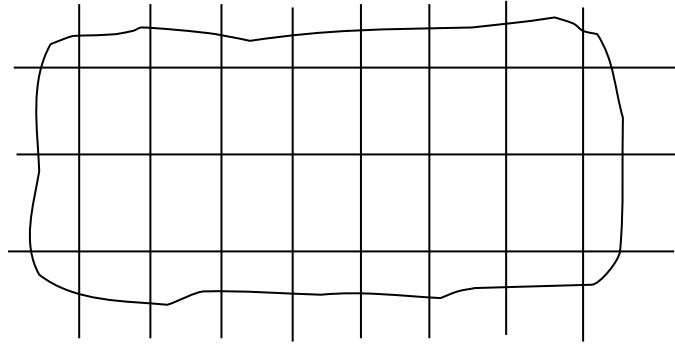


Рисунок 22.21. – Штабель корисної копалини з сіткою для відбору точкових проб

63. Проведені випробування технології збагачення руди за допомогою чергових проб. Процеси зміни значення показників збагачення наведені на рис. 22.22. Складіть технологічний баланс із погрішністю $\sigma_{\gamma}^2 = 0,001$. Для рішення цієї задачі необхідно використовувати метод ковзного середнього.

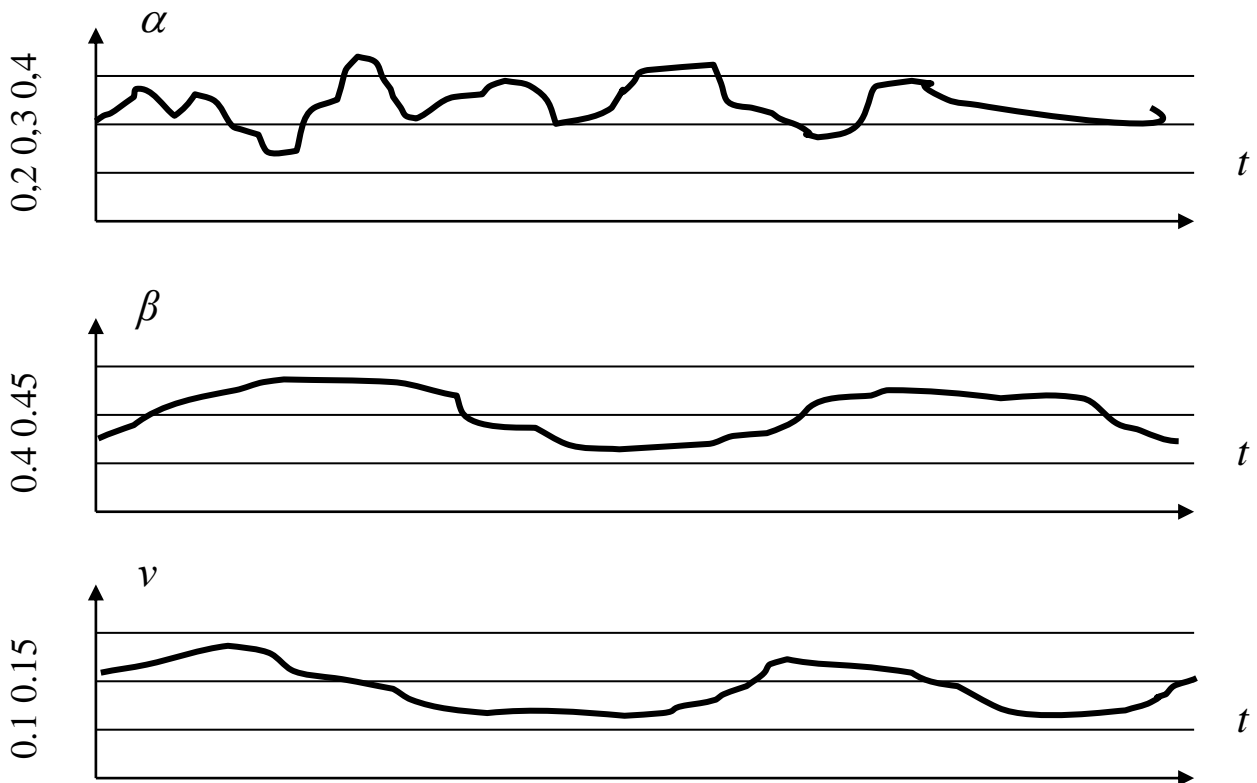


Рисунок 22.22. – Випадкові функції процесів зміни значень показників збагачення.

64. Визначте середню частоту зміни показників збагачення, які наведені на рис. 22.22.

65. Відбувається відбір проб пристроєм, що зображений на рис. 22.23. Який спосіб відбору проб реалізується пристроєм?

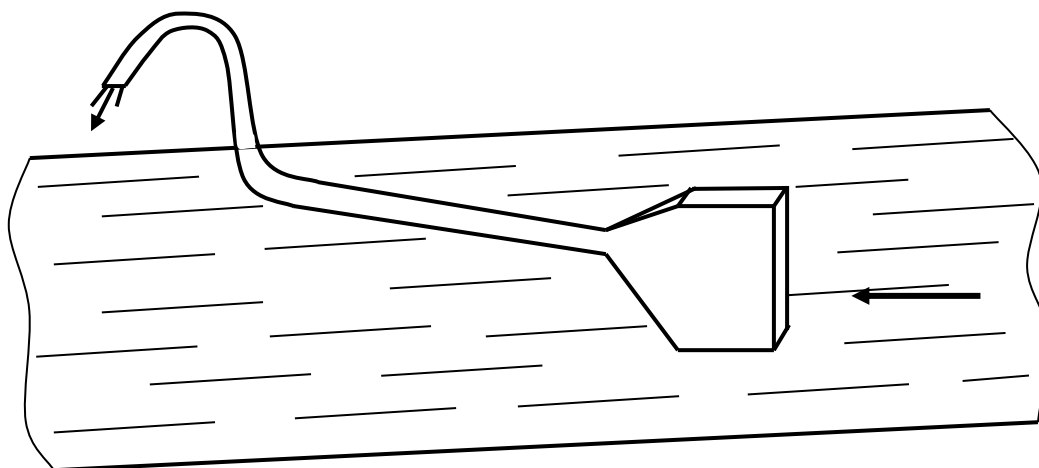


Рисунок 22.23. – Пристрій для відбору проби

66. Визначте масу проби для гранулометричного аналізу руди крупністю 0...10 мм, якщо функція має нормальний розподіл частинок з параметрами: середня крупність – 3 мм, середнє квадратичне відхилення – 1,6.

67. Маємо випадковий процес зміни показника якості $\alpha(t)$ (рис. 22.24). Визначте період суцільного виміру, щоб дисперсія цього виміру була б мінімальною. (Скористайтесь формулою середнього ковзного.)

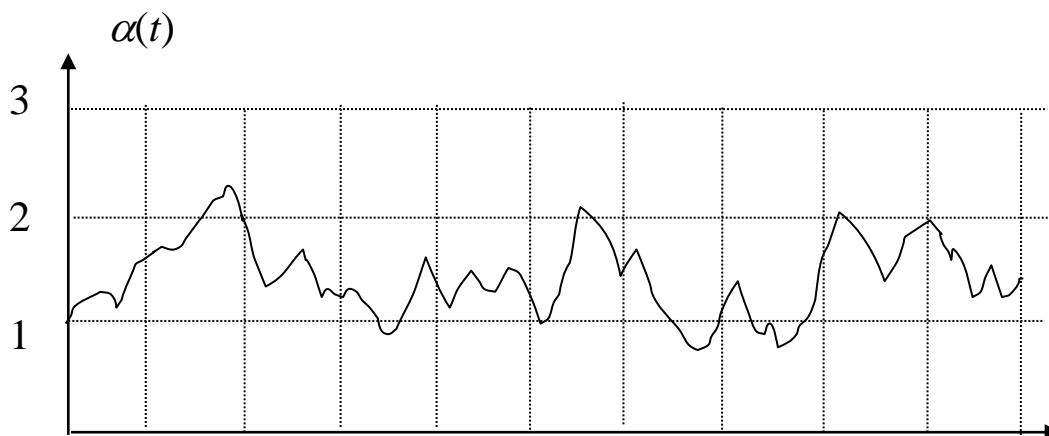


Рисунок 22.24. – Випадковий процес зміни якості руди

68. Функція розподілу частинок за крупністю має вигляд:

$$f(d) = \frac{1}{2,35 \cdot \sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot \exp\left(-\frac{(d-4)^2}{2 \cdot 2,35^2}\right).$$

Визначте ємність мінімального обсягу, щоб похибка насипки матеріалу в неї не перевищувала 1%.

Задача вирішується чисельно шляхом підбору ємності. Орієнтиром для первісного вибору служить середня крупність частинок. Зробіть вибір розміру лопати (чи совка) для відбору проб даного матеріалу.

69. Мається ємність 10 дм^3 (відро). Яка крупність частинок проби повинна бути, щоб похибка при повному заповненні не перевищувала 2%. (Дана задача є оберненою попередній.)
70. На дробарці узяті проби на початку і виході. Виконано розсіювання проб і отримані функції розподілу частинок за крупністю на початку $f_{\Pi}(d)$ і виході $f_{ВИХ}(d)$, що наведені на рис. 22.25. Зробіть висновок про коректність випробування та надайте пропозиції, щодо виправлення даної похибки. Покажіть графічно правильне співвідношення між початковим і вихідним розподілами частинок при подрібненні.

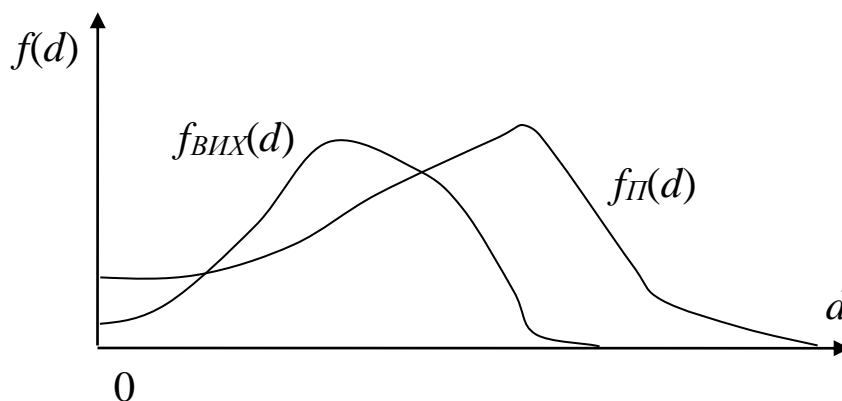


Рисунок 22.25. – Криві розподілу частинок за крупністю

71. Який спосіб контролю реалізується установкою, що наведена на рис. 22.26.

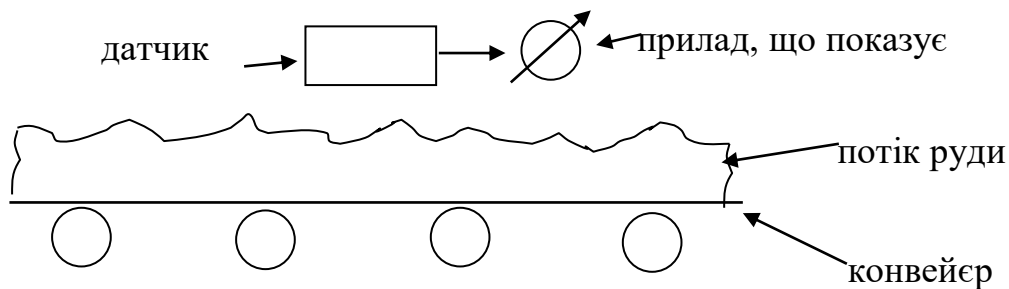


Рисунок 22.26. – Схема установки контролю частинки за крупністю

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Марюта А.Н. Автоматическая оптимизация процессов обогащения руд на магнитообогатительных фабриках / А.Н. Марюта. – М.: Недра, 1976. – 231 с.
2. Младецкий И.К. Аналитическое определение показателей раскрытия руд / И.К. Младецкий, Ю.С. Мостыка. – Днепропетровск: Системные технологии, 1999. – 106 с.
3. Кармазин В.В. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых: Учебное пособие / В.В. Кармазин, И.К. Младецкий, П.И. Пилов. – М.: изд-во Московского государственного горного университета, 2006. – 221 с.
4. Младецкий И.К. Определение требуемой крупности помола руды. / И.К. Младецкий, А.А. Павленко // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб – 2008. – Вип. 35(76). – С. 53–57.
5. Иванов В.А. Математические основы теории автоматического регулирования / В.А. Иванов, Б.К. Чемоданов, В.С. Медведев. – М.: Высшая школа, 1971. – 808 с.
6. Бронштейн И.Н. Справочник по математике / И.Н. Бронштейн, К.А. Семендяев. – М.: Наука, 1965. – 608 с.
7. Младецкий И.К. Синтез технологий обогащения полезных ископаемых: монография / И.К. Младецкий. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2006. – 153 с.
8. Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. – М.: Наука, 1969. – 576 с.
9. Росин М.Ф. Статистическая динамика и теория эффективности систем управления / М.Ф. Росин. – М.: Машиностроение, 1981. – 312 с.
10. Бесекерский В.А. Теория систем автоматического регулирования / В.А. Бесекерский, Е.П. Попов. – М.: Наука, 1975. – 767 с.
11. Младецкий И.К. Определение требуемой точности измерения показателей технологических процессов на ВДГМК / И.К. Младецкий, А.А. Лысенко, П.И. Пилов // Збагачення корисних копалин.: наук.-техн. зб– 2013. – Вип. 54(95). – С. 167-175.
12. Пилов П.И. Научные основы сепарации и водопотребления при обогащении руд: дис... д-ра техн. наук: 05.15.08, защищена 1994: утверждена 1998 / Пилов Петр Иванович; Днепропетровский Горный институт – Днепропетровск, 1993. – 419 с. – Библиогр. С. 308-330.

13. Теория автоматического управления: часть 1 / Л.С. Гольдфарб, А.В. Балтрушевич, Г.К. Круг [и др.] ; под общ. ред. А.В. Нетушила. – М.: Высшая школа, 1968. – 424 с.
14. Младецкий И.К. Моделирование процесса магнитной сепарации руд / И.К. Младецкий, А.Н. Марюта. – Киев: Вища школа, 1984. – 135 с.
15. Альбов М.Н. Опробование месторождений полезных ископаемых / М.Н. Альбов. – М.: Недра, 1975. – 257 с.
16. Краснов Д.А. Теоретические основы и расчетные формулы определения веса проб / Д.А. Краснов. – М.: Недра, 1969. – 112 с.
17. Лаконов М.Ф. Опробование на обогатительных фабриках / М.Ф. Лаконов. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 285 с.
18. Хан Г.А. Опробование и контроль технологических процессов обогащения / Г.А. Хан. – М.: Недра, 1979. – 253 с.
19. Хан Г.А. Опробование и контроль на обогатительных фабриках / Г.А. Хан. – М.: ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1941.– 284 с.
20. Серго Е.Е. Опробование и контроль технологических процессов обогащения / Е.Е. Серго. – Киев: Вища школа, 1979. – 272 с.
21. Справочник по обогащению руд / под ред. Богданова О.С., Ревнивцева В.И. – М.: Недра, 1983; Т. 2 Основные и вспомогательные процессы; Ч. 1 Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика – М.: Недра, 1983. – 376 с.
22. Земельман М.А. Планирование технических измерений и специфика их погрешностей / М.А. Земельман, Н.П. Миф. – М.: Издательство стандартов, 1978. – 80 с.
23. Козин В.З. Принципы отбора проб / В.З. Козин. // Материалы междунар. Конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Июль 2004. – Екатеринбург, 2004. – С. 3-4.
24. Козин В.З. О минимальной массе пробы / В.З. Козин. // Материалы междунар. Конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Июль 2004. – Екатеринбург, 2004. – С. 4-6.
25. Козин В.З. Универсальная формула минимальной массы пробы / В.З. Козин // Изв. Вузов «Горный журнал». – №1. – 2004. – С. 102-106.

26. Козин В.З. Контроль технологических процессов обогащения: консп. Лекций / В.З. Козин. – Екатеринбург, 2003. – 161 с.
27. Карпенко Н.В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд / Н.В. Карпенко. – М.: Недра, 1987. – 215 с.
28. Базанова Н.М. Опробование и контроль процессов обогащения / Н.М. Базанова, А.В. Курочкина. – М.: Недра, 1983. – 118 с.
29. Прейгерзон Г.И. Опробование полезных ископаемых / Г.И. Прейгерзон. – М.-Л.-Новосибирск: ГНТГИ, 1933. – 136 с.
30. Младецкий И.К. Требуемая точность контроля параметров технологии обогащения полезных ископаемых / И.К. Младецкий, П.И. Пилов, А.А. Лысенко, К.А. Левченко, О.Г. Попова // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2013. – Вип. 53(94). – С. 200-205.
31. Младецкий И. К. Покусковое опробование рудного массива / И.К. Младецкий, С.Н. Дацун, А.А. Павленко // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2014. – Вип. 58(99)-59(100). – С. 207-212.
32. Младецкий И.К. Принцип формирования пробы минерального сырья / И.К. Младецкий, С.Н. Дацун // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2015. – Вип. 61(102). – С. 125-134.
33. Младецкий И.К. Методика определения минимальной массы пробы / И.К. Младецкий, С.Н. Дацун // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2016. – Вип. 64(105). – С. 101-111.

ДЛЯ ПОДАТОК

НАВЧАЛЬНИЙ ПОСІБНИК

І.К. Младецький, д-р техн. наук, проф. (розділи 1-8, 16-18);
П.І. Пілов, д-р техн. наук, проф. (розділи 9-11);
К.А. Левченко, канд. техн. наук, доц. (розділи 19-21);
Я.Г. Куваєв, канд. техн. наук, доц. (розділи 12-15).

ВИПРОБУВАННЯ І КОНТРОЛЬ ПРОЦЕСІВ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Відповідальний за випуск – Левченко К,А.
Редактор – Чуїщева Л.О.

Підписано до друку 19.09.2019. Формат 84×108/32.Папір офсетний.
Друк цифровий. Ум.-друк. арк. 9,2. Обл.-вид. арк. 10,8
Тираж 100 прим. Зам. № 426

"Журфонд"
49000, Дніпро, пр. Д.Яворницького, 60.
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру
ДК № 684 від 21.11.2001 р.

Віддруковано:
Приватне підприємство "Інтеграл"
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру
Серія АОО № 767897 від 17.11.2003 р.
49000, Дніпро, вул. Воскресенська, 41, к. 122

Колектив авторів

М72 Випробування і контроль процесів збагачення корисних копалин: Навчальний посібник – І.К. Младецький, П.І. Пілов, К.А. Левченко, Я.Г. Куваєв – Дніпро: Журфонд, 2019. – 204 с.

ISBN 978-966-934-211-9

Викладені основи коректного випробування технологій збагачення корисних копалин, вирішені задачі, які враховують динамічні параметри збагачувальних схем, та об'єктивного коректування результатів для підвищення достовірності випробування. Викладені способи випробування і розрахунок похибок випробування з врахуванням усіх проміжних операцій.

Книга призначена для студентів спеціальності 184 «Гірництво» спеціалізації «Збагачення корисних копалин».

Ілл. 109 Табл. 28 Бібліогр.: 33 назв.

УДК. 622.7.09

