

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ ТА НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ
КАФЕДРА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ХІМІЇ**

**МЕТОДИЧНІ РЕКОМЕНДАЦІЇ
до виконання курсового проєкту з навчальної дисципліни
«ПРОЄКТУВАННЯ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК (КП)»**

Для здобувачів ОПП
«Збагачення корисних копалин»
усіх форм навчання

Кривий Ріг
2024

Укладачі: Т. А. Олійник, д-р техн. наук, проф.

Л. В. Складар, к. т. н., доцент

Методичні вказівки розроблено відповідно до робочої програми навчальної дисципліни «Проектування збагачувальних фабрик (курсний проєкт)» на основі освітньо-професійної програми «Збагачення корисних копалин» спеціальності 184 Гірництво.

Методичні вказівки направлені на успішне закріплення матеріалу й опанування студентом методик розрахунку та вибору обладнання для дроблення, подрібнення, грохочення, класифікації та збагачення корисних копалин різного речовинного складу, технологічної схеми збагачення сировини та машин і апаратів.

Розглянуто на засіданні
кафедри збагачення корисних
копалин і хімії

Протокол № 1

від « 27 » серпня 2024р.

Схвалено

на вченій раді

гірничо-металургійного

факультету

Протокол № 1

від « 28 » серпня 2024 р.

Зміст

Вступ	4
Загальні положення	5
Розділ 1. Дані геолого-технологічного вивчення родовища	6
Розділ 2. Обґрунтування, вибір та розрахунок технологічної схеми дроблення. Обґрунтування, вибір та розрахунок обладнання.	6
Розділ 3. Обґрунтування, вибір та розрахунок технологічної схеми збагачення сировини.	12
Розділ 4. Розрахунок водно-шламової схеми збагачення.	27
Розділ 5. Розрахунок обладнання для збагачення сировини.	30
Розділ 6. Розміщення устаткування у корпусах.	40
Розділ 7. Техніка безпеки у корпусах підготовки руди до збагачення. Охорона навколишнього середовища	43
Загальні висновки	43
Список літератури	43

ВСТУП

Проектування збагачувальних фабрик - це комплекс найважливіших заходів, що пов'язані з будівництвом, монтажем і експлуатацією майбутньої фабрики, кінцевою метою яких є одержання товарної продукції - концентратів з різних видів корисних копалин, що залягають у надрах землі. При цьому від правильності ухвалених рішень залежать капітальні витрати з будівництва проекрованої фабрики й експлуатаційні витрати при наступній її роботі. Правильно розроблений проект забезпечує вибір найбільш завершеної в техніко-економічному відношенні схеми обробки руди й оптимальної продуктивності підприємства, дозволяє здійснити раціональний вибір і компонування устаткування й забезпечує найбільш дешеве постачання фабрики вихідною сировиною, водою, електроенергією й матеріалами.

Звідси впливає важливість дисципліни "Проектування збагачувальних фабрик", що завершує цикл спеціальних інженерних дисциплін при підготовці інженерів-технологів за фахом "Збагачення корисних копалин", що і є основним при виконанні курсового проекту. У процесі роботи над дипломним проектом студент систематизує, закріплює, розширює й поглиблює отримані раніше знання з усіх спеціальних і загально-технічних дисциплін.

Ретельна переробка всіх розділів даного методичного посібника допоможе студенту успішно виконати поставлені завдання й самостійно підготуватися до розв'язку самих складних питань в області проектування збагачувальних фабрик, а також допоможе так само краще освоїти й вивчити таку навчальну дисципліну як "Проектування гірничо-збагачувального підприємства".

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ

Перед тим як розпочати виконання курсового проєкту, студент повинен уважно ознайомитися з вихідними даними: речовинною характеристикою сировини, її фізичними властивостями, вимогами до продуктивності фабрики збагачення, показниками роботи фабрики - аналогу.

Розрахунки в курсовому проєкті умовно складаються з трьох частин. Перша частина – розрахунок схеми дроблення та обладнання за допомогою програмного математичного пакету «ORID», друга - розрахунок технологічної схеми збагачення сировини, третя – розрахунок водно-шламової схеми та обладнання для забезпечення процесу. Усі частини направлено на засвоєння студентами знань, що операції дроблення, подрібнення та збагачення виконуються послідовно в декілька стадій, які відрізняються номінальною крупністю початкового та кінцевого продуктів, масовою часткою корисного компоненту, а вибір та обґрунтування обладнання базуються на його техніко-економічному порівнянні.

Розрахунок технологічних схем проводиться у відповідності з [1,2], а також з використанням матеріалів довідників зі збагачення корисних копалин [4-26].

Робота оформлюється згідно нормативних вимог ВНЗ, що пред'являються до курсових проєктів.

ОСНОВНІ ЕТАПИ ВИКОНАННЯ КУРСОВОГО ПРОЄКТУ

Вступ. Студенти повинні зазначити: підставу для проєктування фабрики, район будівництва, продуктивність фабрики за сировиною та концентратами, вимоги до якості концентратів, витрати на 1 т готової продукції і її собівартість, орієнтовні розміри капітальних вкладень, надано дані з гірської частини, джерела постачання сировиною, водою, електроенергією, можливість кооперування з іншими підприємствами району.

Розділ 1. Дані геолого-технологічного вивчення родовища повинні містити: характеристику руди в родовищі як об'єкта збагачення (тип, речовинний склад із просторовою прив'язкою в рудному тілі); коливання вмісту корисних компонентів у рудах, вкrapлення, твердість, ступені окиснювання. У цьому розділі повинні бути наведені: мінералогічний і хімічний аналізи корисної копалини; характеристика вкrapлення мінералів; ступінь зруйнованості корисної копалини (вміст глини, первинних шламів, вологи); характеристики крупності корисної копалини і дроблених продуктів

Розділ 2. Розрахунок схеми дроблення, обґрунтування і вибір дробарок.

Проводиться за допомогою ЕОМ за програмою «ОРІД-5», яка дає можливість розрахувати всі технологічні показники різних варіантів схем крупного, середнього і дрібного дроблення, проаналізувати можливість застосування грохочення в кожній із стадій, порівняти різні типорозміри обладнання для дроблення і вибрати самий оптимальний варіант.

2.1. Для розрахунку схеми подрібнення визначається масова продуктивність цеху подрібнення за формулою (2.1).

2.2. Вибір і обґрунтування устаткування для першої стадії дроблення. Розрахунок I стадії.

Розрахунок виконується за програмою «ОРІД-5К». Вихідними даними для розрахунку першої стадії дроблення є:

1. D_{max} – крупність максимального куска в живленні I стадії дроблення, згідно завдання;
2. d_{max} – крупність максимального куска в кінцевому продукті дроблення, згідно завдання;
3. Годинна продуктивність цеху дроблення, т/год;
4. Густина вихідної руди, т/м³.

Вихідні дані оформлюються, як бланк – заказу (табл. 2.1)

Таблиця 2.1 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОРІД-5К»

ПІБ група
$D_{max} / d_{max} / Q_{год.} / \delta / Z_p$
ОРІД-5К

Результати розрахунку надаються у вигляді таблиці і заносяться до курсової роботи.

Зробивши техніко-економічне порівняння результатів таблиці приймається рішення про вибір варіанту, що має менші витрати електроенергії і масу та більший коефіцієнт завантаження.

На підставі отриманих результатів розраховується перша стадія дроблення. Визначається ступень дроблення матеріалу за формулою

$$i_1 = \frac{D_{max}}{D_I}, \text{ де } D_I, D_{max} - \text{максимальна крупність матеріалу, що подається на першу, другу стадію дроблення.}$$

При розрахунку схеми з попереднім грохоченням за програмою в таблиці розрахунку надано відсів (вихід підрешітного продукту), долі од. Схема розраховується за балансом продукту спочатку у відсотках, а потім в натуральних одиницях.

2.3. Вибір і обґрунтування устаткування для другої стадії дроблення. Розрахунок 2 стадії.

Розрахунок виконується за програмою «ОРИД-5S». Вихідними даними для розрахунку другої стадії дроблення є:

1. D_I – максимальний розмір куса в живленні другої стадії дроблення, який визначено в результаті розрахунку першої стадії дроблення за допомогою програми «ОРИД-5 К»;

2. d_{max} – крупність максимального куса в кінцевому продукті дроблення, згідно завдання;

3. Годинна продуктивність цеху дроблення, т/год;

4. Насипна маса руди, т/м³.

Вихідні дані оформлюються, як бланк – заказу (табл. 2.2)

Таблиця 2.2 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОРИД-5 S»

ПИБ група
$D_I / d_{max} / Q_{год.} / \delta_n$
ОРИД-5S

Результати розрахунку надаються у вигляді таблиці і заносяться до курсового проекту.

Зробивши техніко-економічне порівняння результатів таблиці приймається рішення про вибір варіанту, що має менші витрати електроенергії і масу, більший коефіцієнт завантаження обладнання та більший ступінь дроблення.

На підставі отриманих результатів розраховується друга стадія дроблення. Визначається умовна максимальна крупність дроблення матеріалу

$$D_{II} = \frac{D_{max}}{i_1 i_2} = \frac{D_I}{i_2}$$

за формулою

При розрахунку схеми за програмою в таблиці розрахунку надано вихід підрешітного продукту, частки од. Схема розраховується за балансом продукту спочатку у відсотках, а потім в натуральних одиницях.

2.4. Вибір і обґрунтування устаткування для третьої стадії дроблення. Розрахунок 3 стадії.

Розрахунок виконується за програмою «ОРІД-5М». Вихідними даними для розрахунку третьої стадії дроблення є:

1. D_2 – максимальний розмір куса в живленні другої стадії дроблення, який визначено в результаті розрахунку другої стадії дроблення за

$$D_2 = \frac{D_1}{i_2} ;$$

допомогою програми «ОРІД-5 S», як

2. d_{max} – крупність максимального куса в кінцевому продукті дроблення, згідно завдання;

3. Годинна продуктивність цеху дроблення, т/год;

4. Насипна маса руди, т/м³.

Вихідні дані оформлюються, як бланк – заказу (табл. 2.3)

Таблиця 2.3 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОРІД-5М»

ПІБ група
$D_2 / d_{max} / Q_{год.} / \delta_n$
ОРІД-5М

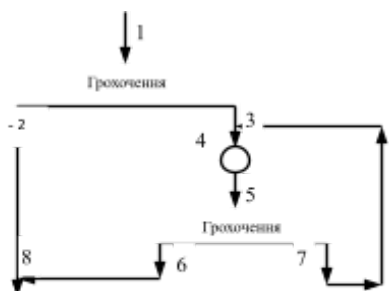


Рис.2.1. Схема 3 стадії подрібнення в замкнутому циклі

Результати розрахунку надаються у вигляді таблиці і заносяться до курсової роботи.

Зробивши техніко-економічне порівняння результатів таблиці приймається рішення про вибір варіанту, що має менші витрати електроенергії і масу, більший коефіцієнт завантаження обладнання та більший ступень дроблення.

На підставі отриманих результатів розраховується третя стадія дроблення. Відкритий цикл дроблення розраховується аналогічно першій та другій стадіям.

При розрахунку схеми (рис.2.1) за програмою в таблиці розрахунку надано циркуляцію, частки од. (С) та продуктивність за підрешітним продуктом (q_m). Схема розраховується за балансом продукту спочатку в натуральних одиницях, а потім у відсотках.

$$\begin{aligned}
 Q_2 &= q_m; & Q_3 &= Q_1 - Q_2; & Q_7 &= Q_3 \times C; \\
 Q_4 &= Q_5 = Q_3 + Q_7; & Q_6 &= Q_3; & Q_8 &= Q_2 + Q_6 = Q_1; \\
 \gamma_n &= \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\%
 \end{aligned}$$

2.5. Вибір і обґрунтування устаткування для грохочення матеріалу.

Розрахунок виконується за програмою «ОПІД-5G». Вихідними даними для розрахунку є:

1. Кількість варіантів-завдань, що показують де встановлено грохоти, які повинно розрахувати.

2. За кожним варіантом надаються такі дані:

Годинна продуктивність грохочення, т/год; густину руди, т/м³; розмір сита, мм; розмір максимального куска, що надходить на грохочення, мм; ефективність грохочення, %; кількість дробарок для варіанту.

Слід мати на увазі, що грохоти 2 стадії можуть виконувати функцію контрольного грохочення, і тоді будуть встановлюватися після дробарок першої стадії, або служити в якості попереднього грохочення і тому будуть розташовуватися перед дробарками другої стадії. Те ж стосується і грохотів третьої стадії відкритого циклу.

Вихідні дані оформлюються, як бланк – заказу (табл. 2.4).

Таблиця 2.4 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОПІД-5 G»

ПІБ група
б
$Q_{\text{зод.}} / \delta / a_1 / D_{\text{max}} / E_1 / n_{\text{др } 1}$
$Q_{\text{зод.}} / \delta / a_2 / D_1 / E_2 / n_{\text{др } 1}$
$Q_{\text{зод.}} / \delta / a_2 / D_1 / E_2 / n_{\text{др } 2}$
$Q_{\text{зод.}} / \delta / a_3 / D_2 / E_3 / n_{\text{др } 2}$
$Q_{\text{зод.}} / \delta / a_3 / D_2 / E_3 / n_{\text{др } 3}$

$$Q_5/\delta / v_3/a_3/ E_3/ n_{dp} \quad 3$$

ОПІД-5 G

Результати розрахунку надаються у вигляді таблиці і заносяться до курсової роботи.

Зробивши техніко-економічне порівняння результатів таблиці приймається рішення про вибір варіанту, що має менші витрати електроенергії і масу

2.6. Усе вибране обладнання схеми дроблення заноситься до таблиці (табл. 2.5), та розраховуються питомі витрати енергоспоживання за

формулою

$$e = \frac{\Sigma \Sigma N}{Q_{год}}$$

Таблиця 2.5. – Вибране обладнання

Стадія	Обладнання	Типорозмір	Кількість	ΣN , кВт
I				
II				
III				
				$\Sigma \Sigma N$

2.7. Після вибору студентом схеми дроблення за кожною із стадій на окремому аркуші зображується схема дроблення і таблиця вибраного обладнання. На схемі вказують тип дробарок, грохотів та їх кількість, в таблиці окрім цих даних додатково для дробарок – їх продуктивність, ширину завантажувального і розвантажувального зазорів, коефіцієнт завантаження дробарок; вага дробарки та потужність електродвигуна; для грохотів – їх продуктивність, тип решета (сита); розмір отворів сита та потужність електродвигуна.

На цьому розрахунок схеми дроблення за допомогою програмного математичного пакету «ОПІД» закінчено і необхідно перейти до розрахунку схеми збагачення.

Розділ 3. Обґрунтування та розрахунок технологічної схеми збагачення сировини.

У цілому вибір схеми збагачення здійснюється на підставі даних про збагачуваність корисної копалини і, крім того, після дослідно-промислової перевірки схеми, що рекомендується.

При виборі принципової схеми збагачення число стадій збагачення руди залежить від характеру вкраплення корисного мінералу і здатності його та порожньої породи до ошламлювання при подрібненні. При цьому слід дотримуватися такого правила: Чим більш нерівномірне за крупністю вкраплення корисного мінералу і чим більше він ошламлюється при подрібненні, тим більше підстав для застосування стадіального збагачення.

У той же час треба дотримуватися принципу: вилучати корисний мінерал в кінцевий концентрат і видаляти породу у відходи по можливості у крупному вигляді, тобто не дробити нічого зайвого.

Отже, стадіальне збагачення застосовується, щоб уникнути переподрібнення корисних і породних мінералів.

Проектована схема збагачення повинна вирішити питання і про вибір точок повернення промпродукту. Вибір точок повернення промпродукту залежить від необхідної якості концентрату, властивостей збагачуваного мінералу і характеристики промпродукту (його виходу, розрідженості, наявності і кількості в ньому зростків). При направленні промпродукту в яку-небудь операцію необхідно, щоб поєднувані продукти були близькі за вмістом компонентів, мінералогічним складом, збагачуваністю. Залежно від наявності або відсутності в схемах збагачення оборотних продуктів вони розділяються на дві групи:

- схеми без зворотних продуктів (наприклад, схема збагачення вугілля важкосередовищною сепарацією),
- схеми зі зворотними продуктами.

У свою чергу друга група схем збагачення підрозділяється за такими ознаками:

- *за структурою* розрізняють схеми з оборотними продуктами після першого прийому основної операції і схеми з оборотними продуктами після другого і наступних прийомів,

- *за характером вихідних даних для розрахунку* може бути два варіанти: перший – при відомих вмістах розрахункових компонентів у всіх продуктах збагачення необхідно визначити виходи; другий – при відомій частині виходів і частині вмістів розрахункових компонентів у продуктах збагачення потрібно визначити відсутні;

- за складом корисної копалини розрізняють схеми збагачення двокомпонентних (монометалевих) руд, трикомпонентних (біметалічних) руд і полікомпонентних (поліметалічних) руд.

Вибір принципової схеми збагачення магнетитових руд визначається характеристиками вкраплення корисних мінералів, порожньої породи і мінералів-носіїв шкідливих домішок, при цьому можуть мати місце такі типові варіанти:

- *вкраплення порожньої породи нерівномірне*. Вкраплення магнетиту дрібне і тонке, зерна магнетиту знаходяться в зростках з мінералами порожньої породи і мінералами-носіями шкідливих домішок, таке вкраплення – агрегатне. Для одержання кондиційних за вмістом заліза концентратів потрібно більш тонке подрібнення, ніж для відділення основної маси відвальних відходів. Тому раціональним є використання стадійних схем збагачення з одержанням у перших стадіях відвальних відходів і некондиційних концентратів, в останній стадії – відходів і кондиційного концентрату. На збагачувальних фабриках, що переробляють тонковкраплені магнетитові руди, ця схема є основною.

У випадку засмічення руди крупною порожньою породою в процесі гірничих робіт перша стадія збагачення реалізується сухою магнітною сепарацією при крупності вихідного матеріалу 25 - 30 мм. Ця операція дозволяє виділити до 15 % відходів.

Мокра магнітна сепарація включає звичайно дві-три стадії. Перша стадія магнітної сепарації проводиться при крупності подрібненого матеріалу 20 - 30 % класу $-0,074$ мм, друга стадія – при крупності 50 - 60 % класу $-0,074$ мм і третя стадія – при крупності 80 - 95 % цього класу;

- *вкрапленість магнетиту і порожньої породи відносно крупна і нерівномірна*. Зерна магнетиту вільні від включень мінералів-носіїв шкідливих домішок або містять ці включення в допустимих межах.

У першій стадії збагачення після порівняно крупного дроблення або подрібнення може бути отримана частина кондиційного концентрату, частина відвальних відходів і промпродукт, що направляється в другу стадію збагачення. Така схема може виявитися економічно вигідною при знижених вимогах до якості концентрату, а також при переробці руд з відносно крупним вкрапленням магнетиту, що дозволяє використовувати в першій стадії збагачення суху магнітну сепарацію. Перевага цієї схеми полягає в скороченні кількості матеріалу, що надходить на подрібнення і другу стадію магнітної сепарації, за рахунок виділення в першій стадії частини кінцевих

продуктів. Однак одержання багатих концентратів за цією схемою утруднене в зв'язку з труднощами розділення чистих магнетитових зерен і зростків у першій стадії збагачення. Вміст заліза в концентраті, як правило, не перевищує 60%. Тому на великих збагачувальних фабриках, що переробляють тонковкраплені залізні руди і де до якості концентрату висуваються підвищені вимоги, ця схема не застосовується.

Необхідне число перецифрувань концентрату, як і крупність подрібнення перед окремими стадіями збагачення, визначається дослідженнями. При виборі кінцевої крупності подрібнення руди враховують вимоги до концентратів і їхнє використання. Концентрати, що надходять на агломерацію, не повинні бути тонше ніж 90 - 95 % класу $-0,074$ мм. Крупність концентратів для грудкування повинна бути не менше 85 % класу $-0,044$ мм.

Для процесів прямого відновлення заліза, порошкової металургії, сталеплавильного виробництва необхідні концентрати з високим вмістом заліза і малим вмістом шкідливих домішок. Одержання надбагатих концентратів досягається тонким подрібненням чорнових концентратів до 95-100 % класу $-0,05$ мм і наступним застосуванням схем зі збільшеним числом стадій збагачення та числом перецифрувань концентрату магнітною сепарацією. Крім того, надбагаті концентрати можуть бути отримані триразовою класифікацією багатих концентратів у магнітних конусах з метою видалення в злив шламів порожньої породи і бідних зростків або додатковим флотаційним збагаченням багатих магнітних концентратів.

Після обґрунтування схеми виконуються такі розрахунки.

3.1. Продуктивність і режим роботи фабрики

Продуктивність збагачувальної проекрованої фабрики залежить від потреби в її продукції (концентраті) і продуктивності гірничодобувного підприємства. Але в той же час при проектуванні фабрики вибирається така продуктивність, при якій термін служби підприємства був не меншим від економічно доцільного. При обмеженості запасів і дефіцитності сировини допускається зменшення терміну служби фабрики до 10-15 років. Вибір продуктивності збагачувальної фабрики тісно пов'язаний з планами розвитку даної галузі промисловості і потребою в концентраті, він здійснюється економічним порівнянням декількох варіантів проекрованої фабрики з різною продуктивністю.

Під *продуктивністю збагачувальної фабрики* розуміють продуктивність її головного корпусу, тобто цеху збагачення.

При визначенні добової продуктивності збагачувальної фабрики можливі кілька варіантів.

Збагачувальна фабрика розташована при гірничодобувному підприємстві. У цьому випадку продуктивність рудної збагачувальної фабрики повинна бути вищою від продуктивності гірничодобувного підприємства, тому що воно працює щодо видобутку нерівномірно. Якщо ж на руднику є буферні ємності (бункери або склади руди), то продуктивність обох підприємств можна прийняти однаковою. При видобуванні рудником різних сортів корисної копалини збагачувальна фабрика проектується строго по секціях, число і продуктивність яких визначається за кількістю сортів і їх видобутком.

При переробці вугілля продуктивність шахти та індивідуальної збагачувальної фабрики звичайно однакова, продуктивність групової і центральної збагачувальних фабрик устанавлюється за валовим видобутком вугілля групи шахт-постачальників. Розрахункова продуктивність від вагоноперекидача до акумулюючих бункерів приймається за максимальною продуктивністю вуглеприйому. Продуктивність секції рекомендується приймати не менше 400 т/год.

Збагачувальна фабрика розташована при переробному підприємстві (хімічному, коксохімічному або металургійному заводі). У цьому випадку річна продуктивність фабрики визначається з розрахунку необхідності забезпечення заводу необхідною кількістю концентрату:

$$Q_{зф} = Q_3 \beta_{\phi} / (\alpha \varepsilon_{\phi} \varepsilon_3), \text{ т/рік} \quad (3.1)$$

де $Q_{зф}$ – річна продуктивність збагачувальної фабрики з вихідної сировини, т/рік; Q_3 – річна потреба заводу в концентраті, т/рік; α, β_{ϕ} – вміст корисного компонента в сировині і фабричному концентраті, частки од.; $\varepsilon_{\phi}, \varepsilon_3$ – вилучення корисного компонента у фабричний концентрат і готову заводську продукцію (для металургійного заводу $\varepsilon_3 < 1$ у зв'язку з випуском певної кількості шлаку; для коксохімічного заводу $\varepsilon_3 = 1$).

При проектуванні продуктивність збагачувальної фабрики визначається щодо сировини, концентрату і кінцевої заводської продукції, при цьому режим роботи фабрики варто приймати:

- для індивідуальних ЗФ – відповідно до режиму роботи гірничодобувного підприємства,
- для вуглезбагачувальних ЦЗФ – 300 робочих днів на рік при 20 годинах роботи на добу,
- для рудних збагачувальних фабрик – 350 робочих днів на рік при 24 годинах роботи на добу,
- для збагачувальних фабрик, розташованих при заводі, що переробляє продукцію фабрики, – відповідно до режиму роботи заводу.

Добова продуктивність ($Q_{доб}$) збагачувальної фабрики або будь-якого її цеху визначається з урахуванням числа робочих днів у році:

$$Q_{доб} = Q_p / T, \text{ т/доб} \quad (3.2)$$

де Q_p – річна продуктивність фабрики, т/рік; T – число робочих днів у році.

Розрахунок годинної продуктивності збагачувальної фабрики варто виконувати з урахуванням нерівномірності навантаження, для чого вводиться однойменний коефіцієнт K . Величина коефіцієнта нерівномірності навантаження приймається для вуглезбагачувальних фабрик $K = 1,25 - 1,50$, для рудних – $K = 1,10 - 1,15$.

Годинна продуктивність ($Q_{год}$) фабрики або цеху:

$$Q_{год} = K Q_{доб} / (m t), \text{ т/рік} \quad (3.3)$$

де m – число робочих змін у добі; t – число годин у робочій зміні.

У цехах крупного дроблення збагачувальних фабрик великої продуктивності приймається чотиризмінний графік роботи з 6 годинами роботи на зміну, при цьому три зміни технологічні і одна – ремонтна. Режим роботи цеху середнього і дрібного дроблення, як правило, приймається за режимом роботи цеху крупного дроблення.

Продуктивність інших цехів фабрики розраховують з урахуванням режиму роботи головного корпусу і кількості матеріалу, що надходить у конкретний цех. Наприклад, при малому виході концентрату його можна накопичувати в згущувачі, у цьому випадку фільтрувальне відділення буде працювати в одну зміну.

3.2. Призначаються вихідні дані для розрахунку схеми і виконується її розрахунок

Методика розрахунку кількісних схем збагачення з використанням різних процесів – флотації, магнітної сепарації, гравітаційних – принципово однакова і виконується за два прийоми:

- по-перше, розраховується принципова схема збагачення по всіх компонентах. У результаті розрахунку визначаються показники, що характеризують живлення і кінцеві продукти циклів;
- по-друге, кожний з циклів розраховується за головними для нього показниками.

Однак, перш ніж приступити до розрахунку схеми, визначають необхідне і достатнє число вихідних показників:

- загальне число вихідних показників:

$$N = c (n_p - a_p + 1) - 1, \quad (3.4)$$

де c – число розрахункових компонентів, $c = e + 1$; e – число обумовлених елементів, за якими розраховується схема, n_p – число продуктів розділення, a_p – число операцій розділення;

- число показників вилучення:

$$N_e = n_p - a_p, \quad (3.5)$$

- число вихідних показників, що характеризують продукти обробки:

$$N_{II} = c (n_p - a_p), \quad (3.6)$$

- число показників, що характеризують вихідну руду:

$$N_p = N - N_{II}. \quad (3.7)$$

Після визначення необхідного і достатнього числа показників здійснюється їхній вибір (числа показників вилучення, вмісту і виходів).

У число показників N і N_p не входить γ_1 (вихід живлення схеми, що розраховується), його вважають відомим $\gamma_1 = 100$ %. Звичайно при проектуванні показники, які характеризують вихідний продукт, відомі із завдання на проектування. Тому, як правило, визначають число вихідних показників, які характеризують тільки продукти обробки. Переконавшись, що число вихідних показників достатнє для розрахунку схеми, приступають безпосередньо до розрахунку. За даними звітів про випробування збагачення даної корисної копалини і практики збагачувальних фабрик, що

переробляють аналогічну сировину, приймаються чисельні значення вихідних показників по вилученню і вмісту корисного компонента для збагачених продуктів окремих операцій (концентратів). При розрахунку схеми шляхом складання і розв'язування рівнянь балансу необхідно для кожного продукту встановити його вихід, вилучення і вміст у ньому обчислюваного компонента (визначити відсутні показники). Для розрахунку технологічна схема збагачення розбивається на найпростіші типові вузли.

Основні розрахункові рівняння

Дослідження корисної копалини як об'єкта збагачення показує, що вихідний матеріал і продукти його переробки характеризуються певною кількістю компонентів, фракцій, класів, фаз. При цьому вихідний матеріал і продукти розділення можуть розрізнятися за крупністю, фізичними, фізико-механічними, хіміко-мінералогічними властивостями компонентів, характером фаз. Продукт будь-якої технологічної операції може бути розділений на компоненти за однією з зазначених ознак.

Виходячи зі спільності операцій концентрації, грохочення, класифікації і зневоднення, можна розглядати продукти всіх цих операцій як продукти розділення, незалежно від його характеру. Будь-яка операція розділення може бути зображена схемою, показаною на рис. 3.1.

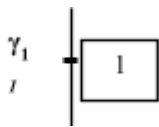
Отже, усі технологічні розрахунки, що належать до процесів розділення, зводяться, насамперед, до складання кількісних балансів продуктів за їх виходами і визначальним для цих продуктів розрахунковим показником (вмістом розрахункового класу або розрахункового компонента, розрідженістю). Баланси продуктів і компонентів складають на основі наступних положень:

- кількість вихідного матеріалу дорівнює сумі кількостей окремих продуктів розділення, які одержують у технологічній операції;
- кількість компонента (який обчислюється) у вихідному матеріалі дорівнює сумі кількостей цього компонента в окремих продуктах розділення технологічної операції;

У загальному вигляді система балансових рівнянь для операції, наведеної на рис. 3.1, може бути зображена як:

$$\begin{aligned} \gamma_1 &= \gamma_2 + \gamma_3 \\ \gamma_1 a_1 &= \gamma_2 a_2 + \gamma_3 a_3, \end{aligned} \quad (3.8)$$

де γ_i – вихід i -того продукту, % ; a_i – вміст розрахункового компонента в i -тому продукті, %.



Оптимальні результати в операціях розділення могли б бути отримані, якби процес проходив в ідеальних (теоретичних) умовах. Це означає, що в процесі концентрації в концентрат надійшла б вся кількість корисного мінералу, а у відходи – вся кількість мінералів пустої породи, у процесі класифікації за крупністю в підрешітний продукт надійшла б вся кількість класу менше граничної крупності, а в надрешітний – вся кількість класу більше граничної крупності. Однак у практичних умовах такі результати недосяжні: у концентраті присутня певна кількість породних мінералів, у відходах – певна кількість корисних, аналогічно і в операціях класифікації. Тому для оцінки ступеня досконалості виконання операції розділення введено поняття *ефективності процесу*.

Ступінь досконалості виконання якої-небудь операції в найпростішому вигляді характеризується:

- **виходом концентрату γ_K** , який можна розглядати як вираження абсолютної кількісної ефективності, або **ступенем скорочення K_C** , що визначається відношенням виходу вихідного матеріалу $\gamma_{вих}$ до виходу концентрату γ_K :

$$K_C = \gamma_{вих} / \gamma_K ; \quad (3.9)$$

- **вмістом корисного компонента в концентраті β_K** , який можна розглядати як вираження абсолютної якісної ефективності, або **ступенем концентрації K_K** , що визначається відношенням вмісту корисного компонента в концентраті β_K до вмісту того ж компонента у вихідному матеріалі $\beta_{вих}$:

$$K_K = \beta_K / \beta_{вих} ; \quad (3.10)$$

- показником **загальної технологічної ефективності E** , що визначається як відношення кількості розрахункового компонента в концентраті ($\gamma_K a_K$) до кількості того ж розрахункового компонента у вихідному матеріалі ($\gamma_{вих} a_{вих} = 100 a_{вих}$):

$$\varepsilon = \gamma_K a_K / a_{вих} , \% . \quad (3.11)$$

Показники ефективності служать критеріями порівняльної оцінки ступеня досконалості процесу розділення окремих об'єктів дослідження. При цьому порівняння показників ефективності повинно здійснюватися в

рівноцінних умовах, щоб уникнути впливу випадкових факторів, які важко піддаються обліку.

3.3. Розрахунок схем подрібнення

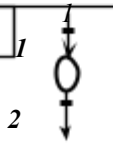
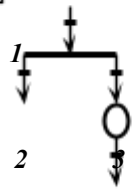
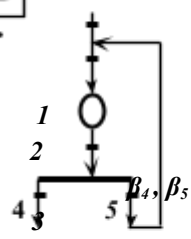
Крупність продуктів подрібнення оцінюють за їх гранулометричним складом. Продукти характеризують умовною максимальною крупністю d_n і вмістом розрахункового класу крупності β . За розрахунковий найчастіше приймають клас крупністю – 0,074 мм (95 % цього класу відповідають крупності $d_n = 0,074$ мм).

Для характеристики тонких продуктів розрахунковими класами можуть бути 0,040 і 0,020 мм, а для характеристики грубих продуктів – класи 0,20 і 0,15 мм.

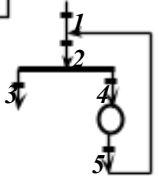
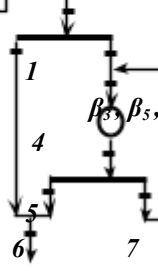
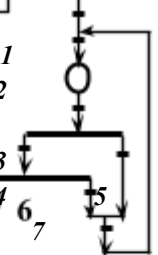
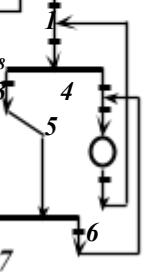
Розрахунок мас продуктів схеми подрібнення виконується по стадійно з урахуванням особливостей обраного варіанта стадії і гранулометричного складу продуктів подрібнення.

Формули для розрахунку схем подрібнення наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Розрахунок схем подрібнення

Схема рахунку	Вихідні дані для	Розрахункові формули
А 	2	3
Q_1, β_1, β_2		$Q_1 = Q_2$
Б 	$Q_1, \beta_1, \beta_2,$ β_3, β_4	$Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_4 = Q_3$
В 	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$	$Q_4 = Q_1$ $Q_5 = Q_1(\beta_3 - \beta_5)/(\beta_4 - \beta_3)$ $Q_3 = Q_4 + Q_5$ $Q_2 = Q_3$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)/Q_2$

3

1	2	3
Г 	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$ β_4, β_5 $Q_4 = Q_1(\beta_3 - \beta_1)/(\beta_5 - \beta_4)$	$Q_3 = Q_1$ $Q_5 = Q_4$ $Q_2 = Q_1 + Q_5$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5)/Q_2$
Д 	$Q_1, \beta_1, \beta_2,$ $\beta_3, \beta_5, \beta_6, \beta_7$ $Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_6 - \beta_3)$ $Q_6 = Q_1 - Q_2$	2 $Q_8 = Q_1$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_7 = Q_6(\beta_5 - \beta_7)/(\beta_6 - \beta_5)$ $Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$ $\beta_4 = (Q_3\beta_3 + Q_7\beta_7)/Q_4$ $\beta_8 = (Q_2\beta_2 + Q_6\beta_6)/Q_8$
Е 	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$ $\beta_4, \beta_5, \beta_6, \beta_7$	$Q_6 = Q_1$ $Q_7 = Q_1(\beta_6 - \beta_4)/(\beta_7 - \beta_6)$ $Q_4 = Q_6 + Q_7$ $Q_5 = Q_4(\beta_4 - \beta_3)/(\beta_3 - \beta_5)$ $Q_8 = Q_5 + Q_7$ $Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_8$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_5\beta_5 + Q_7\beta_7)/Q_2$
Ж 	$Q_1, \beta_1, \beta_3,$ $Q_8 = Q_1(\beta_3 - \beta_8)/(\beta_7 - \beta_3)$ $Q_3 = Q_1 + Q_8$	2 β_4 $Q_4 = [Q_1(\beta_6 - \beta_1) + Q_3(\beta_3 - \beta_6)]/(\beta_6 - \beta_4)$ $Q_2 = Q_3 + Q_4$ $Q_5 = Q_6 = Q_4 + Q_8$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_6\beta_6)/Q_2$ $\beta_5 = (Q_4\beta_4 + Q_8\beta_8)/Q_5$ 21

1	2	3
	$Q_1,$ $\beta_1,$ $Q_3 = Q_1(\beta_2 - \beta_1)/(\beta_2 - \beta_3)$ $\beta_3, \beta_5, \beta_7,$ $\beta_9, \beta_{10} Q_{10} = Q_1(\beta_9 - \beta_8)/(\beta_8 - \beta_{10})$	$Q_9 = Q_1$ $\beta_2 = \beta_6 = \beta_8,$ $Q_2 = Q_1 - Q_3$ $Q_8 = Q_9 + Q_{10}$ $Q_6 = Q_8 - Q_2$ $Q_7 = Q_6(\beta_6 - \beta_5)/(\beta_5 - \beta_7)$ $Q_4 = Q_5 = Q_6 + Q_7$ $Q_{11} = Q_7 + Q_{10}$ $\beta_{11} = (Q_7\beta_7 + Q_{10}\beta_{10})/Q_{11}$ $\beta_4 = (Q_3\beta_3 + Q_{11}\beta_{11})/Q_4$
	$\beta_1, \beta_3, \beta_4,$	$Q_1,$ $n = Q_6/Q_5,$ $Q_5 = Q_1(\beta_4 - \beta_3)/[n(\beta_4 - \beta_1)]$ $Q_6 = n Q_5$ $\beta_5 = \beta_6 = \beta_7$ $Q_7 = Q_5 - Q_6$ $Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_7$ $Q_4 = Q_1 - Q_6$ $\beta_2 = (Q_1\beta_1 + Q_7\beta_7)/Q_2$

Розділ 4. Розрахунок водно-шламової схеми

Метою проектування водно-шламової схеми є забезпечення оптимальних концентрацій пульпи (гідросумішей) у технологічних операціях і продуктах схеми; визначення кількості води, що додається в операції або видаляється з продуктів при зневодненні; визначення потреби збагачувальної фабрики у воді і складання балансу води.

Задані показники збагачення будуть досягнуті тільки в тому випадку, якщо всі технологічні операції будуть проходити при оптимальних розрідженостях. Значення розрідженостей встановлюються виходячи з експериментальних даних з урахуванням досвіду роботи збагачувальних

фабрик-аналогів. Для успішного здійснення деяких технологічних операцій необхідно не тільки забезпечити оптимальну розрідженість у живленні, але й подавати в операцію певну кількість додаткової води (наприклад, підRESHITNA вода при відсадці). Оптимальні значення розрідженостей в операціях і продуктах коливаються в широких межах залежно від властивостей матеріалу, що переробляється, і вимог до продуктів переробки.

Розрахунок водно-шламової схеми виконується з використанням формул:

- кількість води в продукті W_i пропорційна його кількості Q_i і розрідженості R_i

$$W_i = Q_i R_i ; \quad (4.1)$$

- кількість води в операції:

$$W_{\text{опер}} = \sum_{i=1}^n W_i ; \quad (4.2)$$

- кількість додаткової води, яка подається в операцію:

$$W_{\text{дод}} = W_{\text{опер}} - W_{\text{живл}} . \quad (4.3)$$

При складанні балансових рівнянь щодо води недопустимо використовувати який-небудь показник, крім розрідженості. Якщо відомі кількість продукту і кількість води, що міститься в ньому, для визначення розрідженості може бути застосована формула (4.1). Якщо відома вологість W_i^r продукту, розрідженість визначають відповідно до залежності (4.4):

$$R = W_i^r / (100 - W_i^r) \quad (4.4)$$

$$V = Q_i / (1/\rho + R) \quad (4.5)$$

Вихідні дані для розрахунку водно-шламової схеми можуть бути розділені на три групи:

- до першої групи відносять оптимальні значення розрідженостей в окремих операціях і продуктах, які можна регулювати (наприклад, розрідженість живлення флотації);
- другу групу складають показники, що характеризують вологість продуктів, величина якої не залежить від виконавця і практично не регулюється (наприклад, вологість вихідного матеріалу);

- третя група представлена нормами витрати додаткової технічної води, що необхідна для ведення технологічного процесу.

Порядок розрахунку водно-шламової схеми наступний:

- складають таблицю загальноприйнятої форми (табл. 4.1), куди для кожної операції заносять показники кожного продукту, що надходить в дану операцію і виходить з неї: вихід γ , масу Q і вміст корисного компонента β . Для продуктів і операцій з відомими вологістю W_t^r і розрідженістю R за формулами (4.1) і (4.4) розраховують кількість у них води W ;

- за рівняннями балансу (4.1) - (4.5) визначають кількість води, що додається в окремі операції і продукти, й одночасно обчислюють кількість води та розрідженість у всіх інших операціях і продуктах схеми.

- за результатами розрахунку складають баланс води по фабриці і визначають питомі витрати води на 1т збагачуваного матеріалу.

Після закінчення розрахунку технологічної схеми приступають до вибору обладнання, що реалізує прийняті проектні рішення.

Таблиця 4.1 – Розрахунок водно-шламової схеми

Продукт	№ прод .	γ , %	β , %	ϵ , %	Q , т/го д	W_t^r , %	R , м ³ / т	W , м ³ /го д	V , м ³ /го д
1	2	3	4		5	6	7	8	
<i>Операція</i>									
Надходить									
:									
Продукт									
Продукт									
РАЗОМ									
Виходить:									
Продукт									

Продукт									
РАЗОМ									

Розділ 5. Вибір та розрахунок обладнання

При виборі обладнання вирішуються такі основні завдання: вибір типу апарата і його типорозміру, розрахунок продуктивності апарата для заданих умов, визначення числа апаратів.

Тип вибраного апарата залежить від крупності збагачуваного матеріалу і його фізичних властивостей. Якщо можливе використання апаратів декількох типів, вибір здійснюється на основі їхнього техніко-економічного порівняння. При виборі обладнання варто враховувати досвід роботи підприємств-аналогів. Вибір типорозміру апарата зв'язаний з розподілом потоку збагачуваного матеріалу на паралельні секції. Загальна тенденція в цьому напрямку – максимальне укрупнення потоків і застосування апаратів з максимально можливою одиничною продуктивністю.

Продуктивність окремих апаратів звичайно коливається в широких межах, залежно від крупності кусків збагачуваного матеріалу і умов роботи апарата. Тому продуктивність повинна приводитися до конкретних умов. Продуктивність апаратів розраховують за теоретичними і емпіричними формулами, нормами питомого навантаження і питомої витрати електроенергії, за часом перебування матеріалу в апараті, за транспортуючою здатністю апарата, за даними каталогів і довідників.

Число апаратів, що встановлюють, приймають відповідно до розрахунку, при якому враховують фактичну продуктивність апарата, нерівномірність його використання і нерівномірність надходження живлення. Число апаратів залежить від обраного типорозміру. При значній продуктивності фабрики рекомендується застосовувати апарати великих типорозмірів, тому що застосування апаратів малих типорозмірів приводить до збільшення їхнього числа, вимагає додаткової площі будівлі, утрудняє обслуговування й ремонт. Апарати більшого типорозміру треба приймати також, якщо при розрахунку в якій-небудь операції виходить більше 4 однотипних апаратів.

У проекті повинно бути передбачене резервне обладнання. На кожні 3 – 4 установлені дробарки середнього і дрібного дроблення, грохоти,

центрифуги, вакуум-фільтри, сушильних барабани приймають одну запасну одиницю обладнання. Число насосів і гідроциклонів дублюється (мінімальний резерв – 50 %).

Резерв не передбачається для фільтровально-сушильного обладнання фабрик малої продуктивності. Резервне обладнання не встановлюють для операцій крупного дроблення, подрібнення, збагачення і згущення. Для цього обладнання передбачають необхідний час для огляду й ремонту.

Для подрібнення корисних копалин застосовують головним чином барабанні циліндричні млини таких типів:

- МСЦ – млини стержневі з центральним розвантаженням,
- МШЦ – млини кульові з центральним розвантаженням,
- МШР – млини кульові з розвантаженням через решітки,
- ММС – млини мокрого самоподрібнення з розвантаженням через решітки,
- МРГ – млини рудногалькового подрібнення з центральним розвантаженням.

Тип застосовуваного млина визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням матеріалу при подрібненні і змочуваністю поверхні зерен після подрібнення сталевим середовищем.

Розрахунок млинів виконується за допомогою програми «ОРІД-5І».

Вихідними даними для розрахунку є:

Вихідні дані для розрахунку на ЕОМ:

- 1) аналог фабрики;
- 2) коефіцієнт подрібнення – K_n ;
- 3) вміст класу -0,074 мм у вихідній руді, ч.од;
- 4) вміст класу -0,074 мм у млині I ст. подрібнення, ч.од;
- 5) вміст класу -0,074 мм у млині II ст. подрібнення, ч.од;
- 6) вміст класу -0,074 мм у млині III ст. подрібнення, ч.од;
- 7) крупність вихідної руди, мм;
- 8) продуктивність продукту, який надходить у млин I ст. т/г;
- 9) продуктивність по продукту, який надходить у млин III ст., т/г;
- 10) продуктивність по продукту, який надходить у млин III ст. подрібнення, т/г.

Розрахунок класифікуючого обладнання виконується за допомогою програми «ОРІД-6».

Вихідні дані для розрахунку для кожної стадії:

- 1) вміст твердого в операції, %;
- 2) Кількість пульпи в операції, $\text{м}^3/\text{г}$;
- 3) Щільність руди – $\text{т}/\text{м}^3$;
- 4) Вміст класу $-0,074$ мм в операції – %;
- 5) Кількість млинів у стадії;
- 6) Продуктивність за пісками – $\text{т}/\text{г}$;
- 7) Продуктивність за зливом – $\text{т}/\text{г}$;
- 8) Кут нахилу класифікатора – 16° .

Слід мати на увазі, що спіральні класифікатори в порівнянні з гідроциклонами менше витрачають електроенергії, можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають більш тривалі міжремонтні періоди. Основний їхній недолік – висока вартість, менша питома продуктивність та ефективність, великі габаритні розміри. З цієї причини при проектуванні збагачувальної фабрики для встановлення рекомендуються гідроциклони.

Гідроциклони застосовуються для операцій класифікації за крупністю і знешламлювання продуктів подрібнення. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великі типорозміри з кутом конусності 20° . Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів - з низьким тиском.

Розрахунок обладнання для магнітного збагачення сировини

Використовують сепаратори таких типів:

ПБМ – магнітні (з постійними магнітами) барабанні для мокрого збагачення сильномагнітних руд і регенерації феромагнітних суспензій;

ПБС - магнітні (з постійними магнітами) барабанні для сухого збагачення сильномагнітних руд і вилучення сильномагнітних мінералів з нерудних матеріалів;

ЕБМ – електромагнітні барабанні для регенерації феромагнітних суспензій і мокрого збагачення сильномагнітних руд;

ЕБС – електромагнітні барабанні для сухого збагачення сильномагнітних руд;

ЕВМ – електромагнітні валкові для мокрого збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕВС – електромагнітні валкові для сухого збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕРМ – електромагнітні роторні для збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕДС – електромагнітні дискові для сухого збагачення слабомагнітних руд і нерудних матеріалів;

ЕШБ – електромагнітні поліградієнтні сепараторі для збагачення слабомагнітних матеріалів.

Виконання сепараторів може бути з прямотечійною ванною (без літерного позначення), протитечійною (П), напівпротитечійною (ПП) і регенераційною (Р).

Вибір типу сепаратора залежить від магнітної сприйнятливості мінералів, що вилучаються в концентрат, крупності живлення, середовища, у якому здійснюється сепарація, вимог до якості продуктів збагачення.

Сухе магнітне збагачення застосовується при крупності матеріалу понад 6 мм, мокре – при крупності менше 6 мм.

При збагаченні сильномагнітних руд крупністю 0 – 50 або 0 – 25 мм попереднє розділення їх на класи +6(8) і –6(8) мм сприятливо впливає на результати магнітного збагачення. Грохочення слабомагнітних руд, що рідко збагачуються при крупності понад 6 мм, малоефективне, тому воно застосовується лише в окремих випадках (наприклад, при доведенні концентратів руд рідкісних металів).

При магнітному збагаченні магнетитових руд найчастіше застосовують сепаратори типу ПБМ. Для збагачення руд зі слабомагнітними мінералами (марганцевими, окисненими залізними, вольфрамітом), а також для знезалізнення тонких фракцій скляної і керамічної сировини застосовують сепаратори ЕВМ і ЕРМ. Сухе доведення гравітаційних концентратів з метою вилучення слабомагнітних мінералів можна здійснити з використанням сепараторів типу ЕВС. Для доведення концентратів руд рідкісних металів можна використовувати і сепаратори типу ЕДС, але їх продуктивність дуже мала і на більшості підприємств вони замінені більш продуктивними валковими.

Застосування поліградієнтних сепараторів перспективне при збагаченні тонковкраплених залізних (гематитових), марганцевих і інших слабомагнітних руд, а також для знезалізнення тонких фракцій скляної і керамічної сировини.

Технічні характеристики барабанних магнітних сепараторів, використовуваних для збагачення сильномагнітних руд і регенерації феромагнітних суспензій, наведено в табл. 5.1, технічні характеристики валкових і роторних сепараторів, використовуваних для збагачення слабوماгнітних руд, – в табл. 5.2 і 5.3, поліградієнтних сепараторів – в табл. 5.4.

Таблиця 5.1 - Технічні характеристики барабанних сепараторів для сухого і мокрого збагачення сильномагнітних руд і регенерації феромагнітних суспензій

Параметр	Сепаратори для сухого збагачення				Сепаратори для регенерації суспензії	
	4ПБС- -63/20 0	ПБСЦ - -63/50	ЕБС- 90/10 0	ЗЕБС -90/10 0	ЕБМ- 80/17 0	ЕБМ- -80/25 0
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	630	630	900	900	800	800
довжина, мм	2000	500	1000	1000	1700	2500
частота обертання, хв ⁻¹	49 –	55 –	25	25 –	10	6,5–
Число барабанів:	102	300		43		10,8
основних	2	1	1	2	1	1
перечисних	2	-	-	1	-	-
Напруженість поля на поверхні барабанів, кА/м:	80 –	104	112-1	56 -	110	110
основних	88	–	20	64	–	–
перечисних	112 –		–	112–		
	120			120		
Крупність живлення, мм	0 – 50	0 – 3	8-50	0– 50	0 – 2	0 – 2
Продуктивність, т/год	400	до 30	60	120	50	200
Потужність сумарна, кВт	5,6	3,0	6,5	11,3	8,8	13,7
Габарити, мм:						
довжина	2710	1260	2280	2280	2700	3750
ширина	2895	880	2440	2440	2100	1095
висота	2720	1700	2790	2790	2100	2200
Маса, т	10,0	2,6	4,7	4,7	4,4	7,5

Продовження табл. 5.1

Параметр	Сепаратори для мокрого збагачення					
	ПБМ- -90/250	ПБМ-П- -90/250	ПБМ-ПП- -90/250	ПБМ-П- -120/300	ПБМ-ПП- -120/300	ПБМ- -150/400
Характеристика барабана:						
діаметр, мм	900	900	900	1200	1200	1500
довжина, мм	2500	2500	2500	3000	3000	4000
частота обертання, хв ⁻¹	26	26	26	19	19	19
Число барабанів	1	1	1	1	1	1
Напруженість поля на поверхні барабана, кА/м:	88–104	88–104	88–104	135	135	150
Крупність живлення, мм	0 – 6	0 – 1,5	0 – 0,15	0 – 4	0 – 0,5	0 – 4
Продуктивність, т/год	130-180	160-250	40-90	250	250	350
Потужність сумарна, кВт	4	4	4	7,5	7,5	15,0
Габарити, мм:						
довжина	3030	3030	3030	3670	3700	5500
ширина	1700	1700	1и700	2200	2200	3000
висота	1880	1880	1880	2360	2280	2700
Маса, т	3,3	3,3	3,3	5,6	5,5	12,8

Таблиця 5.2 – Технічні характеристики валкових сепараторів для сухого і мокрого збагачення слабomagнітних руд

Параметр	Сепаратори для сухого збагачення			Сепаратори для мокрого збагачення		
	2ЕВС-36/100	4ЕВС-36/100	6ЕВС-10/80	2ЕВМ-30/100	4ЕВМ-38/250	4ЕВМ-45/250
Характеристика валка:						
діаметр, мм	360	360	100	270	375	450
довжина, мм	1000	1000	800	1000	2500	2500
частота обертання, хв ⁻¹	75 - 250	80 - 170	58	50	22 - 45	22 - 45
Число валків	2	4	6	2		
Напруженість поля на зубцях валка, кА/м:	1350	1350	1300	800 - 900	4 1350	4 1000
Крупність живлення, мм	до 3	до 5	до 2	до 5		
Вміст твердого у живленні, %	-	-	-	70 –80	до 5 70 –80	до 0,5 50
Витрати води, м³/год	-	-	-	8 - 10		
Продуктивність, т/год	до 15	до 7	до 3	до 4	40 - 50	65
Потужність сумарна, кВт	24	24	3,7	7,5	16 - 22	до 50 8,8
Габарити, мм:						
довжина	2650	2170	1900	2300	37,6	
ширина	2100	2050	2050	1600		5245
висота	2000	2100	2360	1650	4940	2600
Маса, т	7,8	11,0	6,3	4,0	2400 2770 34,4	2440 49,0

Таблиця 5.3 – Технічні характеристики роторних сепараторів для збагачення слабomagнітних руд

Параметр	2ЕРМ-5/100	ЕРМ-15/160	2ЕРМ-15/160	4ЕРМ-15/160	4ЕРМ-20/160
Діаметр ротора, мм	1000	1600	1600	1600	1000
Площа робочої зони, м²	0,05	0,15	0,15	0,15	0,20
Число робочих зон	4	2	4	8	8
Напруженість поля в центрі робочої зони, кА/м	1200	1200	1200	1200	1000
Продуктивність, т/год	10 - 15	15 – 20	30 – 40	65 – 80	90 – 110
Потужність сумарна, кВт	3,0	4,5	9,0	18,5	26,0
Габарити, мм:					
довжина	3000	4100	5000	5500	6000
ширина	1800	2200	2200	5500	3000
висота	3500	2200	3700	4700	5500

Маса, т	14	15	25	45	70
---------	----	----	----	----	----

Таблиця 5.4 – Технічні характеристики поліградієнтних сепараторів

Параметр	ЕБШМ90/25 0	ЕБШМ120/250	4ЕВМФ45/25 0
Характеристика робочого органа:			
діаметр, мм	900	1200	450
довжина, мм	2500	2500	2500
частота обертання, хв ⁻¹	3,1; 5,3; 9,5	2,8	2,7; 4
Число робочих органів	1	1	4
Характеристика поліградієнтного середовища:			
діаметр куль, мм	5 – 10	5 – 10	6 – 10
маса, кг	1000	-	-
індукція у робочій зоні, Тл	0,4 – 0,5	0,6 – 0,7	0,8 – 0,85
Крупність живлення, мм	0,5	0,5	0,5
Продуктивність, т/год	20 – 25	40	50
Потужність сумарна, кВт	46	32	33
Габарити, мм:			
довжина	3740	3225	5245
ширина	2200	4120	2604
висота	1845	2600	2440
Маса, т	12,1	19,4	49

Продуктивність магнітних сепараторів для сухого збагачення приймають за даними каталогів. Продуктивність сепараторів для мокрого збагачення визначають за питомою продуктивністю на одиницю довжини робочого елемента (барабана, валка). Питомі продуктивності сепараторів, що збагачують слабوماгнітні руди, наведені в табл. 5.5, для сепараторів, які збагачують сильномагнітні руди, - в табл. 5.6.

Таблиця 5.5 – Питомі продуктивності головних валків сепараторів для слабوماгнітних руд

Матеріал, що збагачується	Спосіб збагачення	Крупність, мм	Питома продуктивність, т/год·м
Марганцеві руди і промпродукти	Мокрий	0,1 - 1	5
Бурозалізникові руди	Сухий	0 – 0,5	3

Скляні піски, абразиви, пегматити		0 – 2 0 – 0,16	1,5 – 2,5 1
Титано-цирконієві чорнові концентрати		Піски	1

Таблиця 5.6 – Питомі продуктивності барабанних магнітних сепараторів зі слабким полем для мокрого збагачення

Вміст у живленні сепаратора, %			Тип ванни	Питома продуктивність (т/год·м) при діаметрі барабана, мм		
Класу -0,074 мм	твердог о	магнітно ї фракції		900	1200	1500
10 – 15	50	40 – 60	Прямотечійна	70 – 85	90 – 110	125
15 – 25	50	40 – 60		55 – 65	70 – 80	90 – 100
15 – 25	50	80 – 90		65 – 75	80 – 90	100 – 110
25 – 40	50	80 – 90	Протитечійна	70 – 85	90 – 110	-
50 – 60	50	80 – 90		60 – 70	100 – 120	-
50 – 60	50	40 – 60		50 – 55	80 – 100	-
60 – 70	30	80 – 90	Напівпротитечійна	28 – 36	56 – 72	80 – 95
60 – 70	20	80 – 90		16 – 24	32 – 48	50 – 60
75 – 85	30	80 – 90		20 – 28	40 – 56	60 – 70
75 – 85	20	80 – 90		14 – 20	28 – 40	45 – 55
94 – 96	30	80 – 90		12 – 16	24 – 32	35 – 45
94 – 96	20	80 – 90		8 – 12	16 – 24	25 – 30

Продуктивність сепаратора може бути визначена за формулою:

$$Q = qn (L - l) , \text{ т/год} \quad (5.1)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м; n – число головних робочих елементів сепаратора; L – довжина робочого елемента (барабана, валка).

При технологічному розрахунку та виборі згущувачів питому площу згущення і продуктивність приймають або за експериментальними даними,

або за даними, які отримано при згущенні аналогічного продукту в промислових умовах.

При обраній питомій продуктивності необхідна площа згущення визначається за формулою:

$$F = Q / q, \text{ м}^2, \quad (5.2)$$

де Q – продуктивність по твердому в продукті, що згущається, т/год або т/доб; q – питома продуктивність згущувача, т/год·м² або т/доб·м².

За обчисленою площею згущення визначається діаметр згущувача:

$$D = (4 F / \pi)^{0,5} \approx 1,13 F^{0,5}, \text{ м}. \quad (5.3)$$

Відповідно до отриманого результату за технічною характеристикою приймають згущувач з діаметром, близьким до розрахункового.

Фільтри

Згущені продукти з високим вмістом твердого піддаються фільтруванню на вакуум-фільтрах (дискових, барабанних і стрічкових) і фільтр-пресах. Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю. На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів використовують *дискові вакуум-фільтри* (табл. 5.7). Продуктивність фільтрів розраховують за нормами питомого навантаження, що приймають за результатами лабораторних досліджень, по досвіду практичної експлуатації фільтрів на аналогічній сировині або за усередненими даними, наведеними у довідковій літературі.

Таблиця 5.7 – Технічні характеристики дискових вакуум-фільтрів

Параметр	ДУ 34-2, 5	ДУ 60-2, 7	ДУ 80-2, 7	ДУ 100-2 ,5	ДУ 140-3 ,5	ДУ 250-3,7 5
Диски:						
діаметр, м	2,5	2,7	2,7	2,5	3,5	3,75
число	4	6	8	12	10	14
частота обертання, хв ⁻¹	0,2 –	0,2 –	0,2 –	0,2 –	1 –	0,3 –
Площа фільтрування, м ²	1	1	1	1	2,5	1,2
Вакуум, кПа	34	60	80	100	140	250
Тиск віддувки, кПа	50 –	50 –	50 –	50 –	75 –	65 – 80
Потужність електродвигуна, кВт	80	80	80	80	80	60
Габарити, мм:	50	50	50	50	80	20,5
довжина	5,2	8,0	8,0	8,0	14,0	
ширина	3550	4350	5900	7575	6150	9200 4400

висота	3750	3260	3260	3750	4080	4500
Маса, т	2840	2940	2940	2840	3790	35,0
	8,5	9,2	11,1	16,9	30,0	

Продуктивність фільтрів визначається за формулою:

$$Q = q F, \text{ т/год} \quad (5.4)$$

де q – питома продуктивність фільтра, т/год·м²; F – площа фільтрування фільтра, наміченого для встановлення, м².

Розділ 6. Розміщення устаткування у корпусах.

У більшості випадків корпуси крупного дроблення поєднуються із приймальними пристроями сировини. Для руди, що містить куски розміром більш 400 – 500 мм, приймальних бункери великої місткості звичайно не споруджуються (великі капітальні витрати). Руда в дробарку завантажується або безпосередньо з вагонів (дробарки ККД-1500/180) і автосамоскидів (дробарки ККД-1200/150), або живильником важкого типу з бункера невеликої місткості (дробарки типів ЩДП і ЩДС).

При виборі способу завантаження крупнокускової руди в дробарки першої стадії дроблення необхідно враховувати, що:

- при використанні бункера і живильника усувається тимчасове перевантаження і недовантаження дробарки і поліпшуються умови її експлуатації. У цьому випадку дроблена руда і підрешітний продукт попереднього грохочення можуть завантажуватися безпосередньо на загальний стрічковий конвеєр;

- при завантаженні дробарки «завалом» з вагона або самоскида дроблену руду і підрешітний продукт попереднього грохочення завантажувати безпосередньо на стрічковий конвеєр не можна, тому що в момент перекидання вагона можливе перевантаження. При використанні цього варіанта завантаження дроблена руда і підрешітний продукт повинні направлятися в невеликий бункер, а з нього живильником вивантажуватися на стрічковий конвеєр. Транспортування крупнокускової руди (до 350 мм) стрічковими конвеєрами з корпуса крупного дроблення при великій продуктивності фабрики викликає швидкий знос стрічок, особливо при твердих абразивних рудах великої густини. Для запобігання зносу стрічки в місцях завантаження руди на конвеєри встановлюються живильники, колосники для підсіву дріб'язку, навішують ланцюги.

Компонування обладнання в цехах середнього і дрібного дроблення залежить від схеми дроблення, продуктивності збагачувальної фабрики, числа дробарок і грохотів в окремих операціях, рельєфу промислової площадки, наявності або відсутності складу (або бункерів) крупнодробленої руди.

Як правило, компонувальні рішення передбачають поєднання відділень середнього і дрібного дроблення з одноярусним розташуванням дробарок. Звичайно при дробленні за три стадії на одну дробарку другої стадії встановлюють не більше двох дробарок третьої стадії. Незалежно від варіанта компонування корпуси середнього і дрібного дроблення складаються з двох частин: бункерної та дробильної.

Головні корпуси збагачувальних фабрик, як правило, включають бункерний проліт, відділення подрібнення і збагачення (для розміщення флотаційного, магнітного, гравітаційного обладнання). На фабриках малої і середньої продуктивності в головному корпусі розміщують також відділення зневоднення (згущення і фільтрування), а іноді і відділення сушки концентратів. Відділення подрібнення, як правило, компонується в одному прольоті шириною 12...36 м, обладнаним мостовим краном вантажопідйомністю 30...50 т.

Число секцій магнітної сепарації має дорівнювати числу секцій подрібнення. Компонування магнітних сепараторів може бути подовжнім, поперечним і змішаним. При розміщенні магнітних сепараторів на зливні млинів першої стадії сепаратори компонують на вільних площах безпосередньо біля млинів. У цьому випадку магнітні сепаратори (сепаратори першого прийому) розташовують в одному прольоті зі стержневими і кульовими млинами і гідроциклонами. При необхідності в бункерному прольоті встановлюють магнітні сепаратори сухого збагачення. У відділенні збагачення розміщують класифікаційне обладнання (гідроциклони або гідросепаратори), застосовуване для знешламлювання або ущільнення продуктів збагачення, а також магнітні сепаратори другого і наступного прийомів. Компонування обладнання у відділенні збагачення можливі за двома схемами – багатоповерховою і ступінчасто-одноповерховою.

Найбільш раціональна ступінчасто-одноповерхова схема, яка дозволяє виключити високонапірні перекачування пульпи і створити машинний зал, що обслуговується одним мостовим краном. У зв'язку з великим виходом концентрату на збагачувальних фабриках установлюють багато вакуум-фільтрів, які розміщують або в прольоті збагачення, або в

сусідньому з ним прольоті за всією довжиною фабрики. Склад вологого концентрату проектується окремим будинком, що пов'язан з корпусом збагачення.

Розділ 7. Техніка безпеки у корпусах збагачення сировини. Охорона навколишнього середовища.

В розділі наводяться вимоги до правил безпеки у корпусах збагачення корисних копалин. Наводяться заходи з охорони навколишнього середовища. До основних показників, що характеризують вплив технології на навколишнє середовище відносять: вміст твердих відходів і стічних вод; гранулометричний склад твердих відходів; частку шкідливих сполук, що перейшли у воду.

Повинні бути розроблені заходи зі зберігання чистоти повітряного басейну, заходи зі зниження шкідливих викидів.

Загальні висновки

Студентом узагальнюються всі розрахунки у формі анотацій.

Список літератури

Базова

1. Смирнов В.О. Білецький В.С. Проектування фабрик // Донецьк: Східний видавничий дім.- 2002-162 с.
2. Конспект лекцій з дисципліни «Проектування гірничо-видобувного підприємства (за фахом)» освітньо-професійної програми «Збагачення корисних копалин» підготовки студентів другого рівня вищої освіти (магістр) спеціальності (184) Гірництво галузі знань (18) Виробництво та технології //скл. Олійник Т.А.. – Кривий Ріг. –2023. - 108 с.

Допоміжна література:

1.Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 1. Підготовчі процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП. Чернявський Д.О. – 2019 – 200 с. ISBN 978-617-7553-73-0

2.Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 2. Основні процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП. Чернявський Д.О. – 2019 – 212 с. ISBN 978-617-7553-80-8

3.Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 3. Заклучні процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП. Чернявський Д.О. – 2019 – 230 с. ISBN 978-617-7553-97-6

4.Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Основи техніки та технології збагачення корисних копалин – Київ, 2020 – 618с

5.Методичні вказівки до лабораторних занять студентів денної та заочної форм навчання з дисципліни «Проектування гірничо-видобувного підприємства (за фахом)» для студентів спеціальності (184) Гірництво ОПП “Збагачення корисних копалин”// скл. Олійник Т.А. – Кривий Ріг. –2023. –58 с.

6.Олійник Т.А. Магнітні та електричні методи збагачення корисних копалин / К.В. Ніколаєнко, Т.А. Олійник, В.Д. Прилипенко. – К.: Фенікс, 2010. – 368 с.

7.A.Gupta and D.S.Yan Perth. Mineral Processing Design and Operation, Australia, January 2006 632 p.

8.Mineral Concentration Plants Design Using Rigorous Models / Luis A. Cisternas a b, Renato Acosta-Flores a b, Freddy Lucay a b, Edelmira D. Gálvez c b // [Computer Aided Chemical Engineering - Volume 38](#), 2016, Pages 1461-1466

(<https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/B9780444634283502484>)

9.Concentrating Plant Design — Capital and Operating Costs/ [Mineral Processing Design](#) pp 250–267
(https://link.springer.com/chapter/10.1007/978-94-009-3549-5_10)

10. Draft Australian Standard, DR 00223 2000, Guide to the Sampling of Particulate Materials: Part 3 Estimating sampling precision, Standards Australia, (2000)

11. B.A. Wills, Mineral Processing Technology, Pergamon Press, Oxford, 1981.

12. L.G. Austin, R.R. Klimpel, and P.T. Luckie, Process Engineering of Size Reduction, SME/AIME, New York, 1984.

13. S. Morrell, T.J. Napier-Munn and J. Andersen, in Communion Theory and Practice, S.K. Kawatra (ed), AIME, 1992.

14. J.M. Coulson and J.F. Richardson, with J.R. Backhurst and J.H. Harker, Chemical Engineering, Vol. 2, Particle Technology and Separation Processes, 4th edn, Butterworth - Heinemann, (1999).

15. F.C. Bond, Mineral Processing Handbook, N.L. Weiss (ed), 1985, p. 3A 23.

16. G.J. Jameson, G.J., Proceedings, Improving Froth Flotation of Coal, ACIRL, (1983)
17. J.R. Hernandez and J.A. Finch, Centenary of Flotation Symposium, Brisbane, (2005) Retrieved: January 11 th 2006 from http://www.ausimm.com/flot2005/html/presentations/snapshot_hernandez-aguilar.pdf
18. R.O. Burt, Gravity Concentration Technology, Developments in Mineral Processing, volume 5, Elsevier, Amsterdam, 1984.
19. Chem Alert II, Chemical Safety Management Services software, Risk Management Technologies, 2005.
20. D.B. Purchas, Solid-Liquid Separation Technology, Upland Press, London.1981.
21. D.B. Purchas, Handbook of Filter Media, Elsevier Advanced Technology, Oxford, 1996.
22. Самилін В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин / В. Самилін, В. Білецький. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 116 с.
23. Смирнов В.О. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин / В.О. Смирнов, В.С. Білецький. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 300 с.
24. Білецький В.С. Технологія збагачення корисних копалин / В.С. Білецький, В.О.Смирнов. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2004. – 272 с.
25. Бережний М.М. Збагачення та окискування сировини / М.М. Бережний, В.П.Мовчан. – Кривий Ріг: 2000. – 368 с.
26. Введення в дію нового стандарту з бібліографічного опису ДСТУ ГОСТ 7.1:2006. Основні відмінності від ГОСТ 7.1.-84 [Електронний ресурс]: нові правила бібліогр. опису /Кн. палата України. – Режим доступу: http://www.ukrbook.net/DSTU_pabl.htm

Методичні вказівки до виконання курсового проекту з навчальної дисципліни «Проектування збагачувальних фабрик (КП)» для студентів спеціальності 184 «Гірництво» ОПП «Збагачення корисних копалин» усіх форм навчання

Укладачі: Т.А. Олійник
Л.В. Складар

Реєстраційний № _____

Підписано до друку		_____ 2024р.
Формат	A5	
Обсяг		42 стор.
Тираж		25 прим.

Видавничий центр КНУ,
Вул. Віталія Матусевича, 11,
м. Кривий Ріг