

**Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Кафедра збагачення корисних копалин і хімії**

**Методичні рекомендації
до виконання лабораторних робіт
з дисципліни
«ПРОЄКТУВАННЯ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНОГО
ПІДПРИЄМСТВА»
для студентів
спеціальності 184 Гірництво
ОПП «Збагачення корисних копалин»
усіх форм навчання**

Кривий Ріг
2024

Укладачі: Т. А. Олійник, д-р техн. наук, проф.
Л. В. Скляр, к. т. н., доцент

Методичні вказівки розроблено відповідно до робочої програми та
силабусу навчальної дисципліни **«ПРОЄКТУВАННЯ
ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНОГО ПІДПРИЄМСТВА»** 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 різних
корисних копалин, машин і апаратів, що забезпечують процес перероблення
мінеральної сировини.

Методичні вказівки розраховано на 36 навчальних годин
лабораторних робіт студентів денної форми навчання та 8 годин студентів
заочної форми навчання.

Розглянуто на засіданні
кафедри збагачення
корисних копалин і хімії

Протокол № 1
від «27 » серпня 2024

р.

Схвалено
на вченій раді
гірничо-металургійного
факультету
Протокол № 1
від «28_» серпня 2024 р.

Зміст

Вступ	4
Загальні положення	5
Лабораторна робота 1. Визначення продуктивності фабрики й її окремих цехів	6
Лабораторна робота 2. Вибір та розрахунок схем дроблення та подрібнення сировини	8
Частина 1 Схеми дроблення корисних копалин	8
Частина 2. Схеми подрібнення корисних копалин	15
Лабораторна робота 3. Основні технологічні показники збагачення. Методики їх визначення. Розрахунок технологічних та водно-шламових схем збагачення мінеральної сировини	18
Лабораторна робота 4 Визначення продуктивності обладнання за теоретичними й емпіричними формулами	26
Лабораторна робота 5 Визначення продуктивності обладнання за нормами питомого навантаження на одиницю об'єму, площі або довжини апарату	28
Лабораторна робота 6 Визначення продуктивності обладнання за нормами питомої витрати енергії, за часом перебування матеріалу в апаратах. Визначення продуктивності апаратів як транспортувальних пристроїв.	31
Лабораторна робота 7 Об'єм і зміст завдань на виконання проєктів допоміжних і службових господарств збагачувальних фабрик. Зрівняльний аналіз проєктних технологічних рішень сучасних дробарних та збагачувальних фабрик	33
Лабораторна робота 8 Загальні принципи вибору майданчика і компонування обладнання. Розміщення обладнання в цехах збагачувальних фабрик	36
Лабораторна робота 9 Проектування допоміжних цехів і служб збагачувальних фабрик. Ремонтне господарство	42
Лабораторна робота 10 Вибір схем. Вихідні дані для розрахунку і порядок розрахунку з використанням ЕОМ.	44
РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА	52

Вступ

Проектування гірничо-збагачувального підприємства - 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 проєктованої фабрики й експлуатаційні витрати при наступній її роботі. Правильно розроблений проєкт 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 випливає важливість дисципліни "Проектування гірничо-збагачувального підприємства", що завершує цикл спеціальних інженерних дисциплін при підготовці інженерів-технологів за ОПП "Збагачення корисних копалин", що і є основним при виконанні випускової фахової роботи. У процесі роботи здобувач має можливість засвоїти сучасні проєктно-компонувальні рішення передових вітчизняних і зарубіжних гірничо-збагачувальних фабрик; прогресивні напрямки в проектуванні, реконструкції та розширенні діючих підприємств; оволодіти новими методами проектування; методиками вибору, обґрунтування і розрахунку технологічних схем (із застосуванням ЕОМ), основного і допоміжного технологічного обладнання; навчитися приймати конкретні проєктні рішення, використовувати теоретичні знання і практичні навички з технології збагачення мінеральної сировини, а також необхідні нормативні документи для вибору, обґрунтування та розрахунку технологічних схем збагачення руд.

Ретельна переробка всіх розділів даного методичного посібника допоможе здобувачу успішно виконати поставлені завдання й самостійно підготуватися до розв'язку самих складних питань в області проектування збагачувальних фабрик.

ЗАГАЛЬНІ ПОЛОЖЕННЯ

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

Виконання лабораторних робіт умовно складаються з десяти частин. Усі частини направлено на засвоєння студентами знань, щодо операцій дроблення, подрібнення та збагачення та 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 методологією “Проектування гірничо-збагачувального підприємства” [1, 2].

Мета лабораторних занять – більш глибоке вивчення і засвоєння здобувачами теоретичного матеріалу, що складає навчальну дисципліну “Проектування гірничо-збагачувального підприємства”.

Завдання лабораторних занять - придбання практичних навичок при освоєнні таких компетентностей

СК3. Здатність до розрахунку технологічних, водно-шламових схем й обладнання та розроблення проєктно-технічної документації (технічне завдання, технічні пропозиції, ескізний проєкт, технічний проєкт, робочий проєкт).

СК5. Здатність до техніко-економічного обґрунтування проєктів систем і технологій гірничо-збагачувальних підприємств на основі наукових досліджень та створення нормативного забезпечення дослідницької, інноваційної, проєктної та експлуатаційної діяльності в сфері гірництва.

СК6. Здатність обирати оптимальні технічні рішення за визначеними критеріями, синтезувати технологічні схеми і технології переробки та збагачення корисних копалин із врахуванням вихідних характеристик сировини та заданих показників якості продукції.

У результаті освоєння лабораторного практикуму здобувач буде володіти такими умінями:

ПРН6. Реалізовувати проєкти гірничо-збагачувальних підприємств при переробці мінеральної та техногенної сировини на основі сучасної методології проектування та техніко-економічних показників, отриманих при попередніх дослідженнях та розрахунках.

ПРН9. Виконувати теоретичні та експериментальні дослідження параметрів та режимів функціонування систем і технологій збагачення корисних копалин.

ПРН11. Використовувати сучасні комунікаційні, комп’ютерні технології та сучасне програмне забезпечення наукової, інноваційної та

проектної діяльності при розрахунку технологічних показників збагачення корисних копалин, збиранні, зберіганні, обробленні і аналізі інформації профільного спрямування для вирішення завдань професійної діяльності.

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 1. ВИЗНАЧЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ФАБРИКИ Й ЇЇ ОКРЕМИХ ЦЕХІВ

Література [1, 2]

Загальні положення

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.

Лабораторна робота передбачає:

1. Ознайомлення з сновними умовами, що впливають на вибір продуктивності фабрики.
2. Розрахунок продуктивності фабрики, яка визначається за найменшим приведеними витратами.
3. Розрахунок машинного часу, календарного часу, коефіцієнту використання обладнання, числа змін і годин роботи на добу в залежності від режиму роботи головного цеху та місця розташування фабрики.
4. Розрахунок добової та годинної продуктивності корпусу збагачення, корпусів крупного, середнього і дрібного дроблення.

Виконання роботи

1 Визначаємо за призначеними даними продуктивність збагачувальної фабрика, яка розташована при переробному підприємстві (хімічному, коксохімічному або металургійному заводі). У цьому випадку річна продуктивність фабрики визначається з розрахунку необхідності забезпечення заводу необхідною кількістю концентрату:

$$Q_{3\phi} = Q_3 \beta_{\phi} / (\alpha \varepsilon_{\phi} \varepsilon_3), \text{ т/рік} \quad (1.1)$$

де $Q_{3\phi}$ – 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 $\varepsilon_3 = 1$).

2 Визначаємо продуктивності збагачувальної фабрики щодо сировини, концентрату і кінцевої заводської продукції за призначеними даними.

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.

3. Визначаємо добова продуктивність ($Q_{\text{доб}}$) збагачувальної фабрики або будь-якого її цеху з урахуванням числа робочих днів у році:

$$Q_{\text{доб}} = Q_p / T, \text{ т/доб} \quad (1.2)$$

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 ($Q_{\text{год}}$) фабрики або цеху:

$$Q_{\text{год}} = K Q_{\text{доб}} / (m \cdot t), \text{ т/рік} \quad (1.3)$$

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.

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 2. ВИБІР ТА РОЗРАХУНОК СХЕМ ДРОБЛЕННЯ ТА ПОДРІБНЕННЯ СИРОВИНИ

ЧАСТИНА 1 СХЕМИ ДРОБЛЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Література [1, 2]

Лабораторний практикум передбачає виконання таких робіт:

1. Розрахунок годинної продуктивності фабрики з підготовки сировини до збагачення
2. Визначення числа стадій дроблення, розмірів розвантажувального отвору дробарок, величини розмірів сит у грохотах;
3. Обґрунтування попереднього грохочення у першій стадії дроблення.
4. Розрахунок схеми дроблення

Основні положення:

1. Погодинна продуктивність цеху дроблення за формулою:

$$Q_{\text{год}} = \frac{Q_p}{n_p \cdot n_3 \cdot t}, \quad (2.1)$$

де $Q_{\text{год}}$ – продуктивність цеху дроблення, т/год;

Q_p – річна продуктивність цеху дроблення, т/рік;

$n_p = 321$ – кількість робочих днів на рік;

$n_3 = 3$ – кількість робочих змін на добу; $t = 7$ – кількість робочих годин на зміну.

2. Визначення числа стадій дроблення, розмірів розвантажувального отвору дробарок, величини розмірів сит у грохотах.

- 2.1. Розраховується загальний ступінь дроблення

$$i_{\text{заг}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}, \quad (2.2)$$

де D_{max} , d_{max} – максимальний розмір кусків матеріалу вихідної та кінцевої сировини, мм;

2.2. Визначається кількість стадій дроблення та встановлюються ступені дроблення за окремими стадіями

При виборі стадій дроблення основним є:

$$i_{\text{заг}} = i_1 \times i_2 \times i_3, \quad (2.3)$$

якщо $i_{\text{заг}} = i_1 = i_2 = i_3$, то $i_{\text{сер}} = \sqrt[3]{i_{\text{заг}}}$, де $i_{\text{сер}}$ – середній ступень дроблення для однієї стадії.

2.3. Визначається умовна максимальна крупність продукту дроблення за стадіями, та уточнюються часткові ступені подрібнення.

$$D_I = \frac{D_{\text{max}}}{i_1} \quad (2.4)$$

$$i_1 = \frac{D_{\text{max}}}{D_I} \quad (2.5)$$

$$D_{II} = \frac{D_{\text{max}}}{i_1 i_2} = \frac{D_I}{i_2} \quad (2.6)$$

$$i_2 = \frac{D_I}{D_{II}} \quad (2.7)$$

$$d_{\text{max}} = \frac{D_{\text{max}}}{i_1 i_2 i_3} = \frac{D_I}{i_3 i_2} = \frac{D_{II}}{i_3} \quad (2.8)$$

$$i_3 = \frac{i_{\text{заг}}}{i_1 \cdot i_2} \quad \text{або} \quad i_3 = \frac{D_{II}}{d_{\text{max}}} \quad (2.9)$$

де D_I , D_{II} – максимальна крупність матеріалу, що подається на другу та третю стадію дроблення.

3. Обґрунтування попереднього грохочення у першій стадії дроблення

Необхідність попереднього грохочення обґрунтовується наявністю 15% і більше готового класу у вихідній руді. Визначається за ситовою

характеристикою вихідного продукту (рис. 1.1) вміст готового класу крупності. Якщо $\beta_1^{-D_1} \geq 15\%$, то необхідно застосовувати попереднє грохочення в I стадії дроблення та навпаки.

Алгоритм виконання роботи:

1. Розрахунок годинної продуктивності фабрики з підготовки сировини до збагачення
2. Визначення числа стадій дроблення.
3. Визначення розмірів розвантажувального отвору дробарок
4. Визначення величини розмірів сит у грохотах.
5. Фактори обґрунтування попереднього грохочення у першій стадії дроблення
6. Визначення крупності продуктів дроблення

4. Розрахунок схеми дроблення

Розраховується I стадія дроблення.

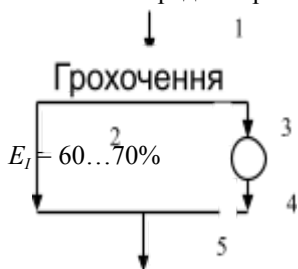
Без попереднього грохочення схема має вигляд



$$Q_1 = Q_2 = Q_{\text{год}} \text{ т/год} \quad (2.10)$$

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\% \quad (2.11)$$

З попереднім грохоченням схема має вигляд



$$Q_2 = Q_1 \cdot \beta_1^{-a_1} \cdot E_I, \text{ т/год}; \quad (2.12)$$

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2, \text{ т/год}; \quad (2.13)$$

$$Q_5 = Q_2 + Q_4, \text{ т/год} \quad (2.14)$$

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\%$$

Розраховується гранулометрична характеристика продукту дроблення I стадії, що надходить на другу стадію дроблення.

При обчисленні за основу береться гранулометрична характеристика матеріалу, який поступає на першу стадію дроблення. Вважається, що руда розміром менше ширини розвантажувального отвору дробарки проходить через нього без зміни своєї крупності. При дробленні матеріалу крупніше ширини розвантажувального отвору дробарки отримаємо продукт, гранулометричний склад якого можна визначити за типовими характеристиками.

Призначається 5...6 класів крупності, більше та менше ширини розвантажувального отвору дробарки. Вихід класів знаходимо за двома формулами:

$$D > B$$

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+d} \cdot \beta_D^{-d} \quad (2.15)$$

$$D < B$$

$$\beta_5^{-d} = \beta_1^{-d} + \beta_1^{+B} \cdot \beta_D^{-d} \quad (2.16)$$

де $\beta_5^{-d}, \beta_1^{-d}, \beta_1^{+d}, \beta_D^{-d}$ – відповідно вихід класів за «-» «+» в продукті крупного дроблення, вихідної руди та розвантаження дробарки (за типовою характеристикою, %, частки од.; β_1^{+B} – вихід класів крупності більше ширини розвантажувального отвору у вихідній руді, частки од.

Усі результати розрахунку зводяться на рисунку – ситова характеристика продукту дроблення I стадії.

Розраховується II стадія дроблення.

$$E_{II} = 70\%$$



$$Q_5 = Q_{cod}, \text{ т/год}; \quad Q_6 = Q_5 \cdot \beta_5^{-a_{II}} \cdot E_{II}, \text{ т/год}$$

$$Q_7 = Q_8 = Q_5 - Q_6, \text{ т/год}; \quad Q_9 = Q_5 = Q_6 + Q_8, \text{ т/год}$$

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\%$$

Визначається вихід:

Розраховується III стадія дроблення.

Відкритий цикл в третій стадії розраховується аналогічно при $E_{III} = 75\%$. Замкнений цикл дроблення розраховується за наступними формулами:

$$Q_9 = Q_{11}, \text{ т/год}$$



$$Q_{10} = Q_9 \cdot \left(\frac{1}{E} + \frac{\beta_9^{+a_{III}}}{\beta_{КМД}^{-a_{III}}} \right), \text{ т/год} \quad (2.17)$$

$$Q_{13} = Q_{12} = Q_{10} - Q_{11}, \text{ т/год}$$

Визначається вихід:

$$\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_1} \cdot 100\%$$

Розраховується циркуляція:

$$c = \frac{Q_{13}}{Q_9} \cdot 100\%. \quad (2.18)$$

Розраховується гранулометрична характеристика продукту змішування перед грохоченням III стадії за формулою.

$$\beta_{10}^{-d} = \frac{Q_9 \cdot \beta_9^{-d} + Q_{13} \cdot \beta_{КМД}^{-d}}{Q_{10}} \quad (2.19)$$

де $\beta_9^{-d}, \beta_{КМД}^{-d}$ – відповідно вихід класів за «-» в продукті середнього дроблення та розвантаження дробарки КМД (за типовою характеристикою), частки од.; Q_9, Q_{10}, Q_{13} – навантаження за схемою, т/год.

Призначається 5-6 класів крупності та виконується розрахунок. Вихідним продуктом є продукт дроблення 2 стадії.

За розрахованими даними будується ситова характеристика продукту, де на осі абсцис – класи крупності, мм; на осі ординат – сумарний вихід за « - ».

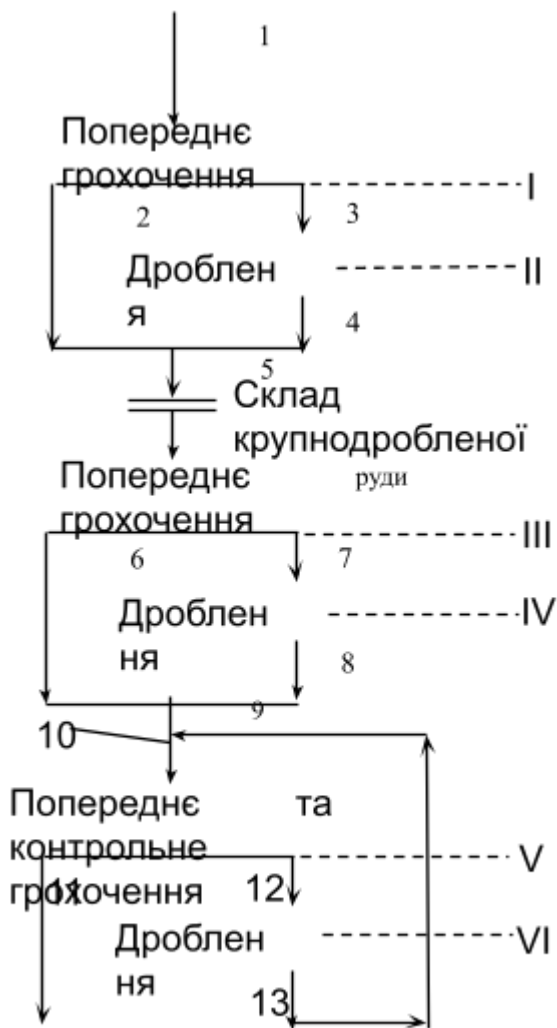


Рис.2.1. Схема дроблення

Завдання для розрахунку схем дроблення

В завданнях 1-25 необхідно розрахувати схему дроблення для заданих умов (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 - Умови завдань

Номер завдання	продуктивність Q , млн.т/рік	Характеристика руди	Насипна щільність ρ_n , т/м ³	Максимальна крупність руди D_1 , мм	Крупність продукту d , мм	Примітки
1	2	Міцна	1,7	400	10	Подача руди у дві зміни
2	3	“ “	1,75	400	20	То же
3	4	Середня міцність	1,65	500	15	“ “
4	5	То же	1,7	600	12	“ “
5	6	Середня міцність	1,6	900	15	Схема 1.1’
6	7	То же	1,8	900	20	“ “
7	8	“ “	1,6	1000	20	Схема 1.1
8	9	“ “	1,65	1000	15	“ “
9	10	“ “	1,7	1000	12	“ “
10	12	“ “	1,6	1200	12	“ “
11	15	“ “	1,6	1200	15	“ “
12	18	“ “	1,5	1200	12	“ “
13	20	Міцна	2,2	1200	12	“ “
14	25	Середня міцність	2,2	1200	15	“ “
15	11	Міцна	1,7	1200	12	“ “
16	13	С.м.	1,6	1200	15	“ “
17	14	Сер.м..	1,6	1200	20	“ “
18	17	“ “	1,7	1200	15	“ “
19	22	“ “	1,5	1200	12	“ “
20	24	“ “	1,6	1200	15	“ “
21	10	Міцна	2,2	1200	15	“ “
22	12	С.м.	1,7	1200	12	“ “
23	8	міцна	1,6	1000	20	Схема 1.1’
24	6	“ “	1,6	1000	20	“ “
25	10	“ “	1,6	1200	15	“ “

ЧАСТИНА 2. СХЕМИ ПОДРІБНЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Література [1, 2]

При вивченні теми треба звернути увагу на розрахунок циркуляційного навантаження у різних видах 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 постадійно з урахуванням особливостей обраного варіанта стадії і гранулометричного складу продуктів подрібнення.

Формули для розрахунку схем подрібнення виводимо самостійно.

Розрахунок виконується за програмою «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 І ст. подрібнення, ч.од;
- 5) вміст класу -0,074 мм у млині ІІ ст. подрібнення, ч.од;
- 6) вміст класу -0,074 мм у млині ІІІ ст. подрібнення, ч.од;
- 7) крупність вихідної руди, мм;
- 8) продуктивність продукту, який надходить у млин І ст. т/г;
- 9) продуктивність по продукту, який надходить у млин ІІІ ст., т/г;
- 10) продуктивність по продукту, який надходить у млин ІІІ ст. подрібнення, т/г.

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

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, м³/г;
- 3) Щільність руди – т/м³;
- 4) Вміст класу -0,074 мм в операції –%;
- 5) Кількість млинів у стадії;
- 6) Продуктивність за пісками – т/г;
- 7) Продуктивність за зливом –т/г;
- 8) Кут нахилу класифікатора – 16°.

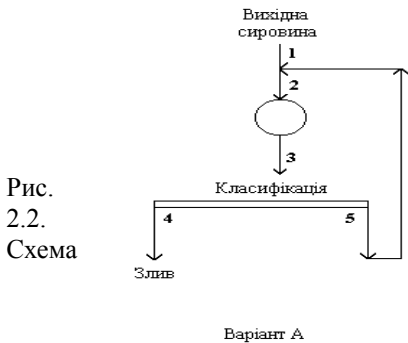
В завданнях 26-53 необхідно визначити масу та виходи усіх продуктів для заданих умов (табл.2.2).

Таблиця 2.2. -Умови завдань 26-53

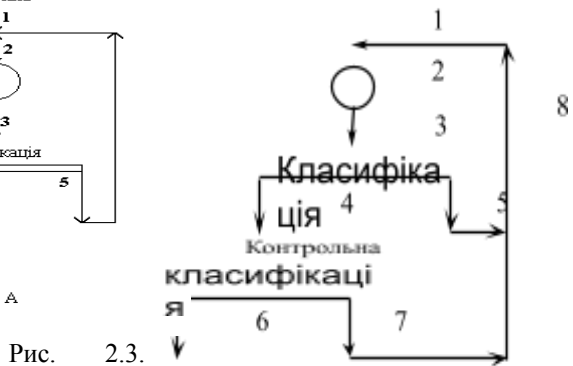
Номер завдання	Схема подрібнення	Продуктивність за вихідною рудою Q_1 , т/год	Вміст класу –74 мкм, %			Характеристика руди
			в вихідній руді β_1^{-74}	в зливі класифікації		
				Контрольної основної β_4^{-74}	Контрольної додаткової β_6^{-74}	
1	2	3	4	5	6	7
26	Рис.1.2.	750	8	52	77	Середньої міцності
27	“ “	850	10	60	80	
28	“ “	1000	6	54	78	
29	“ “	1100	7	57	79	То же
30	“ “	1200	5	44	71	“ “
31	“ “	1300	6	46	72	М’яка
32	“ “	1400	6	51	76	міцна
						“ “
33	“ “	1500	8	59	78	Середньої
34	“ “	1600	10	65	82	міцності
35	“ “	1700	10	63	79	То же
36	“ “	450	10	60	78	“ “
37	Рис.1.2	600	5	48	73	“ “
38	“ “	1800	10	65	81	М’яка
39	Рис.1.3	120	8	55	70	М’яка
40	“ “	1150	6	48	72	міцна
41	“ “	150	10	65	80	“ “
42	“ “	500	6	45	75	Середньої
43	“ “	200	8	48	75	міцності
44	“ “	350	8	60	80	То же
45	“ “	250	10	62	82	“ “

Продовження табл. 2.2.

1	2	3	4	5	6	7
46	Рис.1.3	1050	6	56	82	М'яка
47	" "	300	8	61	80	" "
48	" "	375	10	65	85	Міцна
49	" "	400	5	48	70	" "
50	Рис.1.3.	900	8	62	84	Середньої
51	" "	475	6	50	75	міцності
52	" "	700	7	52	80	То же
53	" "	550	5	49	74	" "



подрібнення А
Схема подрібнення Б



**ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 3. ОСНОВНІ ТЕХНОЛОГІЧНІ ПОКАЗНИКИ ЗБАГАЧЕННЯ.
МЕТОДИКИ ЇХ ВИЗНАЧЕННЯ. РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНИХ ТА ВОДНО-ШЛАМОВИХ
СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ**

Література [1, 2]

Основні положення

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 оборотних продуктів (наприклад, схема збагачення вугілля важкосередовищною сепарацією),
- схеми з оборотними 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 вкrapлення корисних мінералів, порожньої породи і мінералів-носіїв шкідливих домішок, при цьому можуть мати місце такі типові варіанти:

- вкrapлення порожньої породи нерівномірне. Вкrapлення магнетиту дрібне і тонке, зерна магнетиту знаходяться в зростках з мінералами порожньої породи і мінералами-носіями шкідливих домішок, таке вкrapлення – 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 тонковкrapлені 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;

- вкrapленість 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 вкrapленням 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 перечишень 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 перечишень 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.

Виконання лабораторної роботи

Призначаються вихідні дані для розрахунку схеми і виконується її розрахунок згідно з обраною технологічною схемою підприємства

Основні технологічні показники збагачення. Показники збагачення характеризують процес збагачення. Розрізняють абсолютні та відносні показники.			
До абсолютних відносяться:	Маса продукту (Q_n) – у тоннах (т) на одиницю часу;	Маса корисного компонента у продукті – P_n – у тоннах (т) на одиницю часу.	Кількість води у продуктах м ³ /год, кількість свіжої води м ³ /год, об'єм пульпи м ³ /год
До відносних показників відносяться:	Вихід продукту - $\gamma_n = \frac{Q_n}{Q_{\text{вих}}} \times 100 \%$		
	Масова частка корисного компонента	у вихідні руді - $\alpha = \frac{P_{\text{вих}}}{Q_{\text{вих}}} \times 100\%$ у продуктах збагачення - $\beta_n \quad \beta_n = \frac{P_n}{Q_n}$	
	Вилучення корисного компонента у продукт збагачення - ε_n	$\varepsilon_n = \frac{P_n}{P_{\text{вих}}} = \frac{Q_n \times \beta_n}{O_{\text{вих}} \times \alpha} = \frac{\gamma_n \times \beta_n}{\alpha}$	

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.

У число показників не входить (вихід живлення схеми, що розраховується. Його вважають відомим - 100 %. Визначають число вихідних показників, які характеризують тільки продукти розділення. 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.

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.

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.

Розрахунок технологічних схем збагачення мінеральної сировини

РОЗРАХУНОК СХЕМ НА ФАБРИКАХ, що наразі працюють.

В основу розрахунків покладено те, що в якості вихідних показників приймаються масові частки продуктів розділення, які отримано при генеральному опробуванні.

Алгоритм розрахунку схеми:

1 Призначаємо кількість необхідних вихідних показників за формулою

$$N = c * (1 + n_p - a_p) - 1 = 2 * (22 - 11 + 1) - 1 = 23, \quad (3.2)$$

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.

2 Визначаємо годинну продуктивність цеху збагачення. Розрахунок виконуємо за сухою вагою твердого

3. Розраховуємо за рівняннями балансу твердого та корисного компоненту виходи всіх продуктів розділення.

4 За рівнянням вилучення розраховуємо його для усіх продуктів з відомими виходами.

5. Розраховуємо за балансом вихід продуктів змішування.

6. Розраховуємо за балансом корисного компоненту вилучення у продуктах змішування.

7. Розраховуємо з рівняння вилучення невідому масову частку корисного компоненту.

8. Розраховуємо масу продукту $Q_n = \gamma_n * Q_{\text{вих}} / 100$

9. Розраховуємо масу корисного компоненту у продуктах схеми

$$P_n = \frac{P_1 \times \varepsilon_n}{100}; \quad P_1 = \frac{O_1 \times \beta_1}{100}$$

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:

$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3$$

$$\gamma_1 a_1 = \gamma_2 a_2 + \gamma_3 a_3, \quad (3.1)$$

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

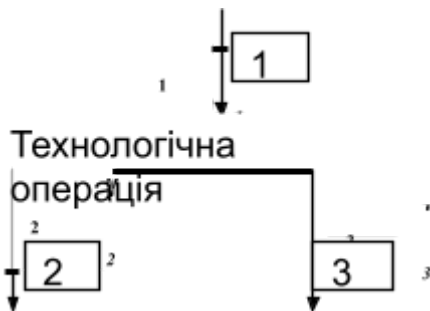


Рис. 3.1 – Схема технологічної операції.

Технологічну схему розбиваємо на елементарні типові вузли.

- 1)

$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{32} + \gamma_{34} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{32} \beta_{32} + \gamma_{34} \beta_{34} \end{cases}$$

$$\gamma_{34} = \frac{\gamma_1 (\beta_{32} - \beta_1)}{\beta_{32} - \beta_{34}} = \frac{100 * (67,75 - 35)}{67,75 - 15,9} = 63,16\%;$$

$$\gamma_{32} = \gamma_1 - \gamma_{34} = 100 - 63,16 = 36,84\%;$$
- 2)

$$\begin{cases} \gamma_{30} = \gamma_{32} + \gamma_{33} \\ \gamma_{30} \beta_{30} = \gamma_{32} \beta_{32} + \gamma_{33} \beta_{33} \end{cases}$$

$$\gamma_{30} = \frac{\gamma_{32} (\beta_{32} - \beta_{33})}{\beta_{30} - \beta_{33}} = \frac{36,84 * (67,75 - 16,86)}{67,35 - 16,86} = 37,13\%$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{30} - \gamma_{32} = 37,13 - 36,84 = 0,29\%$$
- 3)

$$\begin{cases} \gamma_{28} = \gamma_{30} + \gamma_{31} \\ \gamma_{28} \beta_{28} = \gamma_{30} \beta_{30} + \gamma_{31} \beta_{31} \end{cases}$$

$$\gamma_{28} = \frac{\gamma_{30} (\beta_{30} - \beta_{31})}{\beta_{28} - \beta_{31}} = \frac{37,13 * (67,35 - 16,37)}{65,64 - 16,37} = 38,42\%$$

$$\gamma_{31} = \gamma_{28} - \gamma_{30} = 38,42 - 37,13 = 1,29\%;$$

Розрахунок технологічних схем збагачення мінеральної сировини

РОЗРАХУНОК СХЕМ НА ФАБРИКАХ, що проєктуються

В основу розрахунків покладено те, що в якості вихідних показників приймаються вилучення корисного компоненту у промпродукти та масові частки цих продуктів (в одному з продуктів розділення), які отримано при дослідженнях руди на збагачувальність.

Алгоритм розрахунку схеми:

1. Призначаємо кількість необхідних вихідних показників за формулою $N=c*(1+n_p-a_p)-1$

2. Визначаємо годинну продуктивність цеху збагачення. Розрахунок виконуємо за сухою вагою твердого

3. Розраховуємо виходи продуктів з відомими вилученнями та масовими частками корисного компоненту

$$\varepsilon = \frac{\gamma\beta}{\alpha(\beta_1)} \rightarrow \gamma = \frac{\varepsilon_n \cdot \beta_1}{\beta_n}$$

4. Розраховуємо за рівняннями балансу твердого та корисного компоненту виходи і вилучення всіх продуктів розділення.

5. Розраховуємо за балансом вихід продуктів змішування.

6. Розраховуємо за балансом корисного компоненту вилучення у продуктах змішування.

7. Розраховуємо з рівняння вилучення невідому масову частку корисного компоненту.

8. Розраховуємо масу продукту $Q_n = \gamma_n * Q_{вих}/100$

9. Розраховуємо масу корисного компоненту у продуктах схеми

$$P_n = \frac{P_1 \times \varepsilon_n}{100}; P_1 = \frac{Q_1 \times \beta_1}{100}$$

Методика розрахунку водно-шламових схем збагачення мінеральної сировини.

Література [1, 2]

Метою проєктування 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, підрешітна 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 .

$$W_i = Q_i R_i ; \quad (3.2)$$

- кількість води в операції:

$$W_{\text{опер}} = \sum_{i=1}^n W_i ; \quad (3.3)$$

- кількість додаткової води, яка подається в операцію:

$$W_{\text{дод}} = W_{\text{опер}} - W_{\text{живл}} . \quad (3.4)$$

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):

$$R = W_i^r / (100 - W_i^r) \quad (3.5)$$

$$V = Q_i / (1/\rho + R) \quad (3.6)$$

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. 3.1), куди для кожної операції заносять показники кожного продукту, що надходить в дану операцію і виходить з неї: вихід Q , масу Q і вміст корисного компонента β . Для продуктів і операцій з відомими вологістю W_i^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 3.1 – Розрахунок водно-шламової схеми

Продукт	№ прод	γ , %	β , %	ϵ , %	Q, т/год	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	
Операція Надходить : Продукт Продукт РАЗОМ Виходить: Продукт Продукт РАЗОМ									

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 4 Визначення продуктивності обладнання за ТЕОРЕТИЧНИМИ Й ЕМПІРИЧНИМИ ФОРМУЛАМИ

Література [1, 2]

Завдання : Розрахувати обладнання для дроблення та збагачення руди (згідно розрахованої схеми лабораторної роботи 3) за теоретичними та емпіричними формулами

ДРОБАРКИ

Продуктивність шоккових і конусних дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробильність (кдр), насипну густину (кδ) і крупність матеріалу, що дробиться, (kd):

$$Q = QK \text{ кдр } k\delta \text{ kd} , \text{ т/год,}$$

де Q_K – продуктивність дробарки за каталогом, т/год; $k_{др}$, k_{δ} , k_d – поправочні коефіцієнти.

Якщо дробарка працює в замкненому циклі, то її продуктивність на 30 – 40 % вища, ніж у відкритому.

Валкові дробарки з гладкими валками застосовують для середнього і дрібного дроблення руд, коли неприпустиме переподрібнення цінного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові руди, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

При виборі дробарок із гладкими валками треба дотримуватися умови захоплення валками куска матеріалу, що дробиться:

$$DB = (15 \dots 20) D_{\max},$$

де DB – діаметр валків; $D_{\max}$ – максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3 – 4, їхня продуктивність визначається за формулою:

$$Q = n \pi D L s \delta k, \text{ т/год}$$

де n – частота обертання валків, хв⁻¹; D , L – діаметр і довжина хитка, м; s – ширина щілини між валками, м; δ – густина матеріалу, що дробиться, т/м³; k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 - 0,3$).

Крупне дроблення м'яких і крихких порід роблять у дробарках, які працюють переважно за принципом розколювання (зубчатих, голчастих і пікових), а середнє і дрібне дроблення – у дробарках ударної дії (молоткових, роторних і дробарках вибіркового дроблення).

Зубчаті дробарки призначені для крупного і середнього дроблення вугілля, антрацитів і сланців при необхідності одержати кусковий дроблений продукт з невеликим вмістом дріб'язку. Зубчаті дробарки працюють при ступенях дроблення 4 – 6. Продуктивність зубчатих дробарок розраховують за формулою .

Для зубчатих дробарок також повинна виконуватися умова захоплення куска матеріалу, що дробиться:

$$D_B = (1,5 \dots 3,5) D_{\max}$$

де D_B і $D_{\max}$ – діаметр валків і максимальний розмір кусків матеріалу, що дробиться, мм.

Валкові дробарки мають багато переваг: простота конструкції, компактність, надійність в експлуатації і невеликий вміст дріб'язку в готовому продукті. Однак вони мають низьку продуктивність і велику питому витрату електроенергії.

Спіральні класифікатори найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

по зливу:

$$Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_a D 1,768, \text{ т/год;}$$

по пісках:

$$Q_P = 5,45 m k_\delta k_a D 3n, \text{ т/год,}$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв-1); k_β , k_δ , k_c , k_a – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Коефіцієнт густини руди враховує розбіжності в густині базисної руди і руди, яка надходить на класифікацію; він визначається за формулою:

$$k_\delta = \delta / 2,7,$$

де δ – об'ємна густина руди, т/м³.

Коефіцієнт розрідженості зливу k_c враховує розбіжності між заданою розрідженістю (R) і базисною ($R_{2,7}$) для даної крупності зливу.

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 5 Визначення продуктивності обладнання за нормами питомого навантаження на одиницю об'єму, площі або довжини апарату

Література [1, 2]

Завдання : Розрахувати обладнання для дроблення та збагачення руди (згідно розрахованої схеми лабораторної роботи 3) за нормами питомого навантаження на одиницю об'єму, площі або довжини апарату

Інерційні грохоти на збагачувальних фабриках використовують для попереднього і перевірного просівання, зневоднення і знешламлювання, тонкої сухої і мокрої класифікації, промивання, відділення суспензії і відмивання обважнювача, розділення концентрату на товарні продукти.

Продуктивність інерційних грохотів може бути розрахована за спрощеними формулами:

$$Q = q F, \text{ т/год,}$$

або

$$Q = q_0 \delta F, \text{ т/год,}$$

де q – питома продуктивність грохота, т/год·м²; q_0 – питома об’ємна продуктивність грохота, м³/год·м²; δ – насипна густина вихідного матеріалу, т/м³; F – площа сита грохота, м².

Розрахунок продуктивності млина за питомим навантаженням

За цим методом експериментально визначають питому продуктивність еталонного (який працює на діючій фабриці) млина за новоутвореним розрахунковим класом. За розрахунковий звичайно беруть клас крупності -0,074 мм.

Питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом визначається за формулою:

$$q = q_e k_i k_K k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D,$$

де q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; q_e – питома продуктивність еталонного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; k_i – коефіцієнт, що враховує відмінності в подрібнюваності проектного до переробки руди і руди, що переробляється; k_K – коефіцієнт, що враховує розбіжності в крупності вихідного і кінцевого продуктів на діючій та проектній фабриках; k_T – коефіцієнт, що враховує розбіжності в типі проектного і працюючого млинів; k_φ – коефіцієнт, що враховує розходження в об’ємному заповненні проектного і працюючого млинів подрібнюючим середовищем; k_ψ – коефіцієнт, що враховує розходження в частоті обертання проектного і працюючого млинів; k_L – коефіцієнт, що враховує розходження в довжині барабанів проектного і працюючого млинів; k_D – коефіцієнт, що враховує розбіжності в діаметрах барабанів проектного і працюючого млинів.

Коефіцієнт подрібнюваності руди k_i визначають у процесі досліджень проектного руди на подрібнюваність. Звичайно $k_i > 1$, якщо проектова руда м’якша еталонної, і $k_i < 1$, якщо проектова руда твердіша еталонної. Якщо твердість проектного руди для переробки руди і еталонної однакова, то коефіцієнт подрібнюваності $k_i = 1$.

Коефіцієнт крупності руди k_K визначається співвідношенням відносних продуктивностей проектного і еталонного млинів:

$$k_K = m / m_e, \quad (9.17)$$

де m – відносна продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом при заданій крупності вихідного і кінцевого продуктів; m_e – те ж для еталонного млина

Продуктивність млина по вихідній руді:

$$Q = Vq/(\beta_K - \beta_i), \text{ т/год},$$

де V – номінальний об'єм барабана проектного млина, м³; q – питома продуктивність проектного млина за новоутвореним розрахунковим класом, т/год·м³; β_i і β_K – вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Визначивши продуктивність млинів декількох типорозмірів, необхідно зробити їхнє порівняння і вибрати варіант найменш метало- і енергоємний. Практично у всіх випадках доцільний перехід від використання млинів меншого об'єму до більшого.

Методика розрахунку за питомим навантаженням використовується для визначення продуктивності барабанних млинів зі сталевими подрібнюючими тілами.

Продуктивність магнітного сепаратора може бути визначена за формулою:

$$Q = qn(L - 1), \text{ т/год}$$

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

**ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 6 ВИЗНАЧЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ОБЛАДНАННЯ ЗА НОРМАМИ
ПИТОМОЇ ВИТРАТИ ЕНЕРГІЇ, ЗА ЧАСОМ ПЕРЕБУВАННЯ МАТЕРІАЛУ В АПАРАТАХ.
ВИЗНАЧЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ АПАРАТІВ ЯК ТРАНСПОРТУВАЛЬНИХ ПРИСТРОЇВ.**

Література [1, 2]

Завдання : Розрахувати обладнання для дроблення та збагачення руди (згідно розрахованої схеми лабораторної роботи 3) за нормами питомої витрати енергії, за часом перебування матеріалу в апаратах. Визначення продуктивності апаратів як транспортувальних пристроїв

Дробарки ударної дії (молоткові і роторні) використовуються для дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але й підвищеної міцності. Переваги дробарок ударної дії - простота конструкції, надійність, компактність, велика продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більше) і порівняно невелика питома витрата електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідкісних і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів.

Дробарки ударної дії виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і нереверсивними роторами.

Основна відмінність молоткових і роторних дробарок полягає в кріпленні бил – у молоткових дробарок вони закріплені шарнірно, у роторних – жорстко.

Двороторні дробарки в порівнянні з однороторними менше забиваються і звичайно застосовуються для дроблення більш вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, також вони дозволяють завантажувати матеріал більшої крупності. Ширину щілини колосникових решіток і відстань між ними і кінцем бил (молотків) вибирають залежно від необхідної крупності дробленого продукту і вологості матеріалу, що дробиться. При дробленні глинистих вологих руд, щоб уникнути забивання колосникових решіток, відстань між колосниками збільшують. У важких випадках дробарки працюють без колосникових решіток.

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta \text{ ет кдр kd ,}$$

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η – коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8 - 0,95$); еэт – ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; $k_{др}$ – поправочний коефіцієнт на дробильність руди; k_d – поправочний коефіцієнт на крупність руди.

У циклі підготовчих операцій за технологічним призначенням розрізняють попереднє, перевірне, підготовче грохочення і знешламлювання. Для цих цілей застосовують нерухомі і рухливі грохоти різних типів. Вибір типу грохота залежить від розміру кусків вихідного матеріалу, крупності розділення, необхідної ефективності грохочення і фізичних властивостей корисної копалини, з яких основна роль належить густині.

Необхідне число камер механічної флотаційної машини розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$n = [k Q (1 + R \delta) \tau] / (60 k_3 V \delta),$$

де k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд $k = 1,10$; при збагаченні вугілля $k = 1,25$); Q – живлення операції флотації, т/год; R – розрідженість живлення флотації, м³/т; δ – густина твердої фази живлення, т/м³; τ – тривалість флотації, хв; k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою ($k_3 = 0,7 - 0,8$); V – геометричний об'єм камери, м³.

Тривалість флотації в окремих операціях приймається за даними попередніх досліджень флотованості і з урахуванням практичних показників збагачувальних фабрик, які перероблюють аналогічну сировину. Залежно від властивостей флотованих руд час флотації змінюється в широкому діапазоні: для легкофлотованих руд він складає 5 – 15 хв., для середньофлотованих – 15 – 30 хв., для важкофлотованих – перевищує 30 хв.

Контактні чани (КЧ) й апарати кондиціонування пульпи (АКП) призначені для перемішування пульпи і насичення її реагентами. Розрахунок контактних чанів здійснюється за формулою (9.46), у якій τ – необхідна тривалість контакту пульпи з реагентом, хв; $k_3 = 0,80 - 0,85$ – коефіцієнт заповнення контактного чана; V – геометричний об'єм чана, м³; інші позначення див. вище.

**ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 7 Об'єм і зміст завдань на виконання проєктів
допоміжних і службових господарств збагачувальних фабрик. Зрівняльний
аналіз проєктних технологічних рішень сучасних дробарних та
збагачувальних фабрик**

Література [1, 2]

Завдання: Проаналізувати проєкти фабрик, з переробки залізних руд, з традиційним способом дроблення, трьохстадіальною схемою подрібнення та чотирьох п'яти стадіями магнітної сепарації (ПРАТ «ПІВНІГЗК», ПРАТ «ЦГЗК», ПРАТ «ІНГЗК», ПАТ «ПІВДГЗК», ВАТ «АРСЕЛОР МІТАЛЛ КРИВИЙ РІГ», ПАТ «ПОЛТАВСЬКИЙ ГЗК»); фабрики з переробки залізних руд з рудним самоподрібненням (ПРАТ «ІНГЗК», Михайлівський ГЗК, Тилден та ін.); фабрики з переробки залізних руд з рудним флотаційним доведенням концентрату (ПАТ «ПОЛТАВСЬКИЙ ГЗК», ПРАТ «ІНГЗК», Тилден та ін.) – за завданням Викладача.

Загальні положення

При проєктуванні збагачувальної фабрики можуть бути застосовані три схеми розміщення обладнання: висотна (вертикальна), горизонтальна (площинна) і комбінована (каскадна).

Висотна схема компонування (рис. 7.1а) передбачає розташування обладнання по вертикалі. Збагачуваний матеріал стрічковими конвеєрами або елеваторами за один прийом піднімається на верхню відмітку фабрики і потім самопливом опускається вниз. Ця схема компонування може бути застосована при будь-якому похилі промислової площадки фабрики, але найбільш раціональна при крутому похилі. Переваги висотної схеми компонування полягають в малій площі, яку займає фабрика, і максимальному використанні самопливу. Тому висотну схему застосовують у випадку обмеженості площі промислового майданчика або в разі потреби залишення ціликів корисної копалини під будівлями і спорудами фабрики (наприклад, вуглезбагачувальні фабрики при шахтах). Крім вуглезбагачувальних фабрик, за висотними схемами компонується обладнання збагачувальних і промивних фабрик для збагачення марганцевих руд і фабрик, що переробляють крупновкраплені магнетитові руди сухою магнітною сепарацією.

До недоліків висотних схем варто віднести: велике навантаження на колони будівлі, що одночасно є опорою для будівельних конструкцій, основного і допоміжного обладнання, і у зв'язку з цим невелику величину прольоту між колонами (до 7,5 м); несприятливі умови для використання великих вантажопідйомних механізмів і забезпечення нормальної освітленості в цеху.

Для *горизонтальної схеми компонування* (рис. 7.1б) характерне розміщення обладнання на одному рівні (одноповерхова схема), при цьому

матеріал з апарата в апарат передається транспортними засобами. Одноповерхова схема компонування на збагачувальних фабриках застосовується рідко, більш раціонально використовувати ступінчасто-одноповерхову схему розміщення обладнання. Ця схема передбачає розміщення обладнання на площадках з різними відмітками, що дозволяє використовувати самотлив. Перевагами горизонтальної схеми є недоліки висотної і навпаки. За ступінчасто-одноповерховою схемою розміщують обладнання флотаційних фабрик великої і середньої продуктивності, а також магнітозбагачувальних фабрик з мокрою сепарацією тонковкраплених руд.

Комбінована схема компонування (рис. 7.16) поєднує елементи вертикального і горизонтального компонування, що дозволяє здійснювати раціональне поєднання з механічним транспортом продуктів. Ця схема має ряд переваг: фабричні будинки компактні в плані; каркас будинку навантажений мало, тому що не є опорою для основного й допоміжного обладнання; забезпечується можливість використання великих вантажопідійомних механізмів і створюються нормальні умови для природного освітлення цеху. Тому при вирішенні питання розміщення обладнання комбінована схема компонування значно краща.

**ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 8 ЗАГАЛЬНІ ПРИНЦИПИ ВИБОРУ МАЙДАНЧИКА І
КОМПОНУВАННЯ ОБЛАДНАННЯ. РОЗМІЩЕННЯ ОБЛАДНАННЯ В ЦЕХАХ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ
ФАБРИК**

Література [1, 2]

Завдання

Розглянути основні схеми компоновання устаткування

Накреслити схему ситуаційного плану розміщення збагачувальної фабрики (рис. 8.1).

Розрахувати коефіцієнт забудови.

Накреслити "Розу вітрів" (рис. 8.2).

Накреслити типову компоновку обладнання у відділеннях крупного, середнього і дрібного дроблення (рис. 8.3, 8.4).

Накреслити план секції збагачення руди (рис. 8.5)

Накреслити розріз секції збагачення руди (рис. 8.6).

Література [1-4]

При виконанні практичного завдання необхідно виконати аналіз рішень компоновання цехів в проектах збагачувальних фабрик.

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 завантажуються 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 корпусу 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.

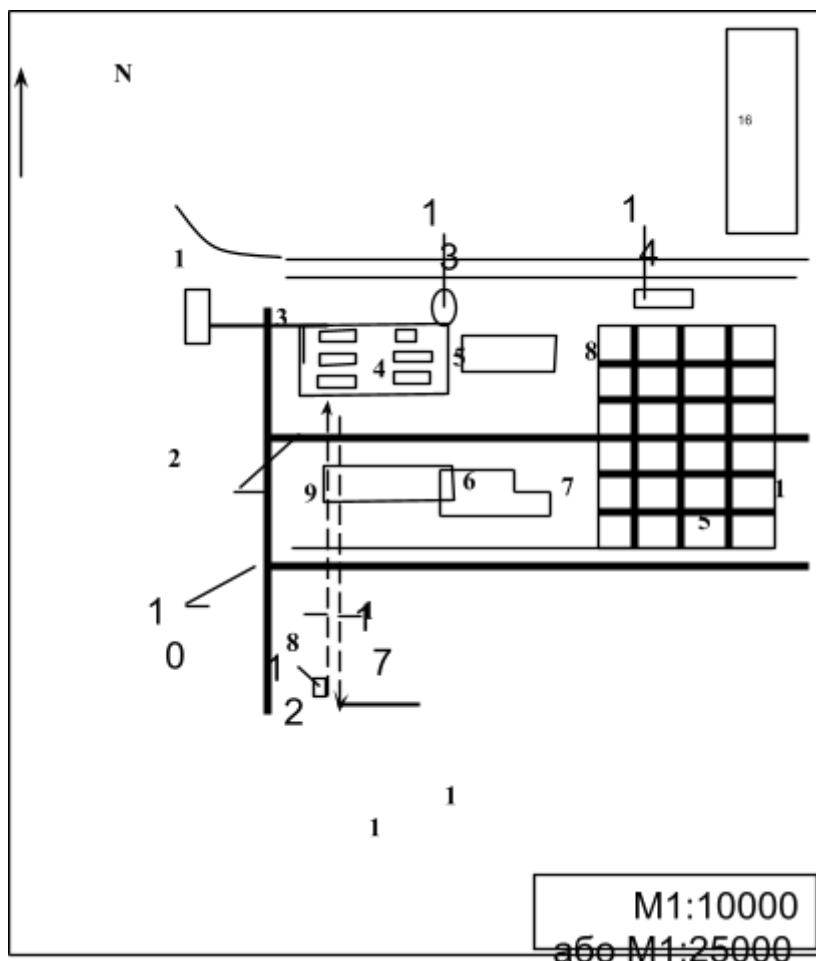


Рис. 8.1 – Схема ситуаційного плану розміщення збагачувальної фабрики:

1 - кар'єр; 2 - відвал пустої породи; 3 - корпус крупного дроблення; 4 - галерея стрічкового конвеєра; 5 - збагачувальна фабрика; 6 - ТЕЦ; 7 - ремонтно-механічний завод; 8 - електropідстанція; 9 - автодороги; 10 - залізниця; 11 - басейн-сховище дрібних відходів; 12 - насосна станція оворотної води; 13 - залізнична станція фабрики; 14 - залізнична станція МШ; 15 - місто; 16 - завод-переробник; 17 - пульпопровід; 18 - водовід оворотної води.

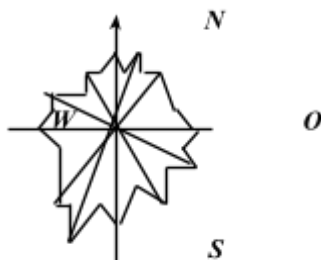


Рис. 8.2 – Графік «рози вітрів».

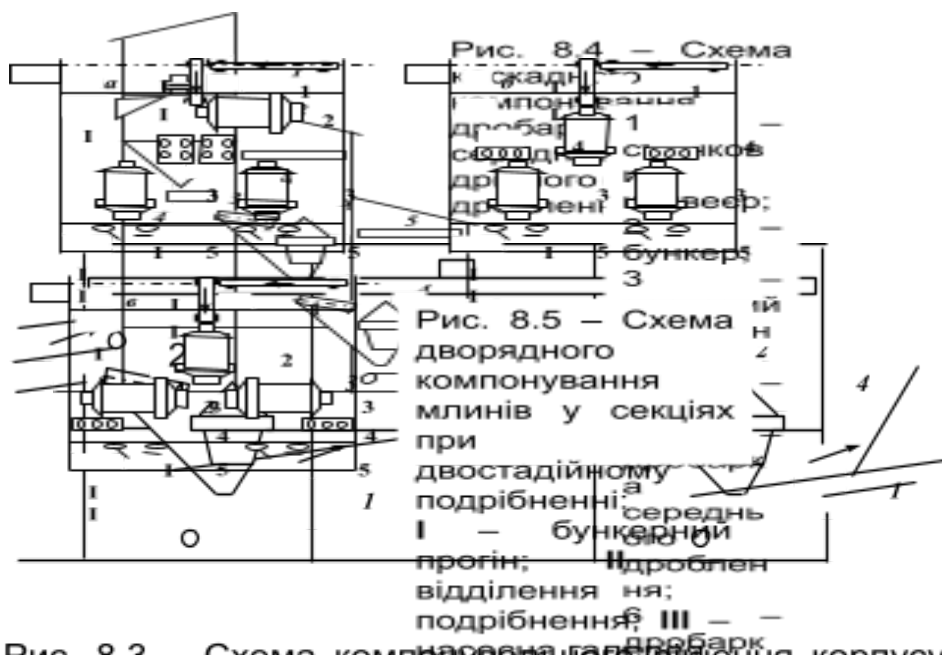


Рис. 8.3 – Схема компоновального рішення корпусу середнього і дрібного дроблення без проміжних бункерів:

1 – стрічковий конвеєр; 2 – грохот; 3 – конусна дробарка середнього дроблення; 4 – конусна дробарка дрібного дроблення.

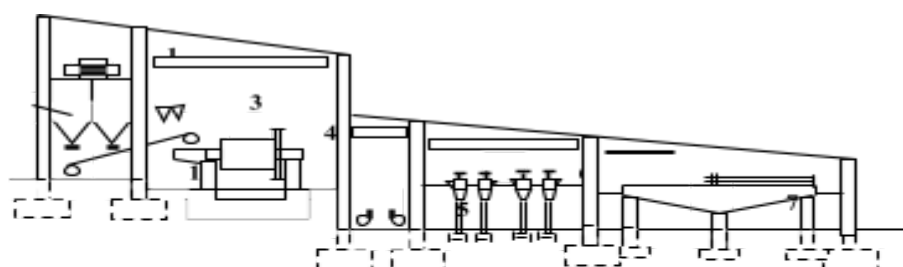


Рис. 8.6 – Схема компоновання головного корпусу флотаційної збагачувальної фабрики: 1 – стрічкові конвеєри; 2 – бункери; 3 – гідроциклони; 4 – млини; 5 – насоси; 6 – флотаційні машини; 7 – радіальний згущувач.

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 9 ПРОЄКТУВАННЯ ДОПОМІЖНИХ ЦЕХІВ І СЛУЖБ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК. РЕМОНТНЕ ГОСПОДАРСТВО

Література [1, 2]

Завдання:

- 1 Накреслити на плані збагачувальної фабрики ремонтний майданчик і указати на ньому всі служби.
- 2 Обрати транспортно-вантажні засоби

Технологічний процес на збагачувальних фабриках залежить від нормальної роботи всього технологічного і допоміжного обладнання. Підтримка стійкої безупинної роботи обладнання є головним завданням ремонтно-механічної служби фабрики.

У складі фабрики передбачаються ремонтно-механічні майстерні загального і спеціального призначення, а в корпусах – ремонтно-монтажні площадки і пункти, що обслуговуються підйомно-транспортними механізмами. Фабрична механічна майстерня призначена для виконання ремонтів обладнання, виготовлення запасних частин, реставрації старих деталей і ремонту окремих вузлів та змінного обладнання. Організація ремонтної служби фабрики багато в чому залежить від специфічних місцевих умов, обсягів виробництва, наявності ремонтної бази на підприємстві і т.п. Найбільш прогресивна форма організації ремонтної служби – централізована, при якій усі капітальні і крупні поточні ремонти виконуються силами централізованих спеціалізованих організацій, а поточних – силами ремонтних підрозділів підприємства.

На збагачувальних фабриках застосовують такі види ремонту: індивідуальний, змінно-вузловий, машинно-змінний, секційний і регламентований. Використання якого-небудь методу ремонту залежить від часу, необхідного на монтаж і демонтаж вузлів або обладнання в цілому. Перевага віддається методу, що забезпечує мінімальний простій обладнання при ремонті. Як вантажопідйомні засоби на збагачувальних фабриках використовуються мостові опорні і підвісні, козлові, напівкозлові, консольно-поворотні крани, монорейки з електричними талями і наземні транспортно-навантажувальні засоби.

При індивідуальному методі ремонту усі вузли обладнання ремонтуються безпосередньо на місці встановлення агрегатів. Цим методом ремонтують великі млини самоподрібнення і кульові.

При змінно-вузловому методі ремонту зношені вузли заміняють на заздалегідь відремонтовані, при цьому агрегат цілком не демонтують. Змінно-вузловим методом ремонтують цоклові і конусні дробарки всіх типорозмірів, пластинчасті і вібраційні живильники, стрічкові конвеєри,

флотаційні і відсаджувальні машини, магнітні і важкосередовищні сепаратори, класифікатори, згущувачі, контактні чани, вакуум-фільтри, сушильні барабани.

При машинно-змінному методі ремонту агрегат демонтують повністю і на його місце встановлюють відремонтований. Машинно-змінним методом ремонтують насоси, гідроциклони, грохоти, щелепні затвори.

Секційний метод ремонту застосовується в основному на флотаційних збагачувальних фабриках. При цьому методі одночасно ремонтують усе технологічне обладнання секції, починаючи від живильників і конвеєрів дрібнодробленої руди і кінчаючи флотомашинами.

Включення в проект того або іншого методу ремонту залежить від числа апаратів, терміну служби вузлів, часу їхньої заміни і схеми фабрики. Прийнятий у проекті метод ремонту в значній мірі визначає організацію ремонтної служби і вибір вантажопідйомних засобів. Вибір вантажопідйомних засобів здійснюється з урахуванням маси і габаритів вузлів і складових одиниць, а також прийнятого методу ремонту (табл. 9.1).

Таблиця 9.1 – Вибір вантажопідйомності мостових кранів

Відділення	Агрегат	Маса і габарити вузла, який визначає вибір вантажопідйомності мостових кранів
1	2	3
Дроблення	ЩДП ЩДС ККД КСД КМД М, ДДЗ Грохот Конвеєр стрічковий	Щока рухома в зборі Вал зі щокою в зборі Траверса з дроблячим конусом Дроблячий конус або дробарка в зборі Блок опорний або дробарка в зборі Ротор Агрегат у зборі Приводний барабан
Подрібнення	Млини (до 6 шт.) - « - (від 6 до 12 шт.) - « - (більше 12 шт.)	Барабан з торцевою кришкою і вінцевою шестернею Барабан з торцевою кришкою, вінцевою шестернею і футеровкою Барабан з торцевою кришкою, вінцевою шестернею, футеровкою, дроблячим середовищем і пульпою
Гравітації	СКВП МО МОД, СКО, СВ Насос	Елеваторне колесо Камера в зборі Агрегат у зборі Агрегат у зборі
Магнітної сепарації	ПБС, ЕБМ та ін.	Агрегат у зборі
Флотації	МФУ, ФМ та ін.	Аератор або двокамерна секція
Фільтрування	ДУ БОУ	Ванна Барабан
Сушіння	СБ	Бандаж або половина вінцевої шестерні

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА 10 ВИБІР СХЕМ. ВИХІДНІ ДАНІ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ І ПОРЯДОК РОЗРАХУНКУ З ВИКОРИСТАННЯМ ЕОМ.

Література [1, 2]

Автоматизація проєктування займає особливе місце серед інформаційних технологій.

По-перше, автоматизація проєктування - синтетична дисципліна, її складовими є багато інших сучасних інформаційних технологій. Так, технічне забезпечення систем автоматизованого проєктування (САПР) базується на використанні обчислювальних мереж і телекомунікаційних технологій, в САПР використовуються персональні комп'ютери та робочі станції, є приклади застосування мейнфреймів. Математичне забезпечення САПР відрізняється багатством і різноманітністю використовуваних методів обчислювальної математики, статистики, математичного програмування, дискретної математики, штучного інтелекту. Програмні комплекси САПР відносяться до найбільш складних програмних систем, що базуються на операційних системах Unix, Windows- 95/NT, мовах програмування C, C++, Java та інших, сучасних CASE-технологіях, стандартах відкритих систем і обміну даними в комп'ютерних середовищах.

По-друге, знання основ автоматизації проєктування та вміння працювати із засобами САПР необхідне практично будь-якому інженеру-розробнику. Комп'ютерами насичені проєктні підрозділи, конструкторські бюро та офіси. Робота конструктора за звичайним кульманом, розрахунки за допомогою логарифмічної лінійки чи оформлення звіту на друкарській машинці стали анахронізмом. Установи, що ведуть розробки без САПР чи лише з малим відсотком їх використання, виявляються неконкурентноспроможними як через великі матеріальні та часові витрати, так і через невисоку якість проєктів.

Поява перших програм для автоматизації проєктування за кордоном і в колишньому СРСР відноситься до початку 60-х років. Тоді були створені програми для розв'язування задач будівельної механіки, аналізу електронних схем, проєктування друкованих плат. Подальший розвиток САПР йшов шляхом створення апаратних і програмних засобів машинної графіки, підвищення обчислювальної ефективності програм моделювання та аналізу, розширення областей застосування САПР, спрощення користувацького інтерфейсу, впровадження в САПР елементів штучного інтелекту.

На сьогодні створено величезну кількість програмно - методичних комплексів для САПР із різним ступенем спеціалізації та прикладної орієнтації. У результаті автоматизація проєктування стала необхідною складовою частиною підготовки інженерів різних спеціальностей; інженер,

що не володіє знаннями та не вміє працювати в САПР, не може вважатися повноцінним спеціалістом.

Проектування - одна з найважливіших сфер інженерної діяльності, це та ланка, що пов'язує наукові дослідження і практичну реалізацію. Від термінів та якості проектування значно залежать строки впровадження та якість готової продукції.

Проектування — вид цілеспрямованої виробничої діяльності людини чи колективу фахівців із розв'язання задач проектування, спрямованої на створення приладів чи систем, що відповідають технічному завданню, які оптимально задовольняють поставлені вимоги і задовільно функціонують протягом заданого проміжку часу при прогнозованих умовах середовища.

Автоматизоване проектування — проектування, при якому окремі перетворення об'єкта й (або) алгоритму його функціонування або алгоритму процесу, а також описи різноманітними мовами здійснюються взаємодією людини та комп'ютера.

Важко переоцінити значення автоматизації проектування для розвитку науки, техніки, народного господарства. Саме з автоматизацією проектування пов'язані принципові можливості створення найскладніших технічних об'єктів як у промисловому, так і цивільному будівництві. Адже проектування об'єктів потребує великих затрат людських і часових ресурсів і саме АП - основний спосіб підвищення продуктивності праці інженерно-технічних працівників, зайнятих проектуванням.

Автоматизоване проектування дозволяє: істотно скоротити терміни проектування і передачі конструкторської документації у будівництво; значно підвищити якість конструкторської та кошторисної документації; підвищити точність розрахунків; прийняти найкращі варіанти для реалізації на основі математичного аналізу варіантів проекту з оцінюванням технічних, технологічних і економічних характеристик виробництва і експлуатації об'єкта проектування; значно зменшити суб'єктивізм при ухваленні проектних рішень.

Складові процесу проектування

Проектування як процес, що розвивається в часі, поділяється на стадії, етапи, проектні процедури та операції.

Будівельне проектування в САПР має такі стадії:

- стадія технічного завдання.
- стадія ескізного проекту.
- стадія технічного проекту.
- стадія робочого проекту.

На стадії технічного завдання (залежно від цільового призначення) вивчаються потреби в отриманні нових проектних рішень, інформаційні, конструктивні та технологічні принципи проектування, прогнозуються

можливі значення характеристик і параметрів об'єкта. Затверджуються проектні рішення у вигляді документації.

На стадії ескізного проекту розробляється проектна конструкторська документація, що містить принципові конструктивні рішення, достатні для загальної уяви про об'єкт, перевіряються, конкретизуються та коректуються принципи і положення, зазначені в технічному завданні.

На стадії технічного проекту виконується усестороння проробка всіх частин проекту, конкретизуються та деталізуються технічні рішення.

На стадії робочого проекту складається повний комплект конструкторсько-технічної документації, достатньої для будівництва об'єкта.

Процес проектування ділиться на етапи.

Етап проектування - частина процесу проектування, що включає формування усіх потрібних описів об'єкта.

Проектні процедури - складові частини етапу проектування. Це частина етапу, виконання якої закінчується отриманням проектного рішення. Кожній проектній процедурі відповідає певна задача проектування, яка вирішується у рамках даної процедури (наприклад, оформлення креслення конструкції).

Проектна операція - дрібніша складова частина процесу проектування, що входить до складу проектної процедури (наприклад, статичний розрахунок конструкції).

Основні відомості про САПР

Одним із важливих компонентів сучасного виробництва є системи автоматизованого проектування (САПР).

САПР — організаційно-технічна (людино-машинна) система, що складається з комплексу засобів автоматизації проектування, взаємозв'язаних із необхідними відділами проектної організації чи колективом фахівців (користувачем системи), і виконує автоматизоване проектування.

У загальному випадку розробка САПР - крупна науково-технічна проблема. За оцінками західних спеціалістів, для створення справжньої САПР потрібно від 100 до 300 люд/років.

Комп'ютерна графіка, будучи підсистемою САПР, розв'язує найбільш трудомістку і важливу задачу САПР: автоматизацію розробки та виконання конструкторської документації. Вона забезпечує створення, зберігання та обробку моделей геометричних об'єктів і їх графічне зображення за допомогою комп'ютера.

САПР включає такі технології:

- | | |
|--|---|
| • CAD (англ. Computer-aided design) | — |
| технологія автоматизованого проектування; | |
| • CAM (англ. Computer-aided manufacturing) | — |
| технологія автоматизованого виробництва; | |

- [CAE \(англ. Computer-aided engineering\)](#) —

технологія автоматизованої розробки;

- [CALS \(англ. Continuous Acquisition and Life cycle Support\)](#)

— постійна інформаційна підтримка поставок і життєвого циклу.

Переваги застосування інженерних САПР та їх роль у галузі матеріального виробництва

Класифікація САПР

САПР залежно від їхнього функціонального призначення поділяються на:

- машинобудівні;
- архітектурно-будівельні;
- дизайнерсько-анімаційні;
- універсальні.

- до машинобудівних можна віднести такі прикладні пакети (ПП), як Mechanical Desktop, Solid Works, Atodesk Inventor, Техтран, КОМПАС;

- до архітектурно-будівельних - ArchiCAD, Autodesk Architectural Desktop, Allplan;

- до дизайнерсько-анімаційних - CorelDraw, Adobe Illustrator, 3D Studio;

- до універсальних (популярних продуктів без чіткого проблемного спрямування, які частково поєднують усі попередні) можна віднести AutoCAD, DenebaCAD, Actrix Technical та інші.

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.

Для розрахунку схеми подрібнення визначається масова продуктивність цеху дроблення

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. 10.1)

Таблиця 10.1 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОПІД-5К»

<i>ПБ група</i>
$D_{max} / d_{max} / Q_{zoo.} / \delta / z_p$
ОПІД-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

$$i_1 = \frac{D_{max}}{D_I}$$
, де D_I , D_{max} – 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.

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

Розрахунок виконується за програмою «ОПІД-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 «ОПІД-5К»;

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. 10.2)

Таблиця 10.2 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОПІД-5 S»

<i>ПБ група</i>

$$D_1 / d_{\max} / Q_{\text{сод.}} / \delta_n$$

ОПІД-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.

Вибір і обірунтування устаткування для третьої стадії дроблення. Розрахунок 3 стадії.

Розрахунок виконується за програмою «ОПІД-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 допомогою

$$D_2 = \frac{D_I}{i_2}$$

програми «ОПІД-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.

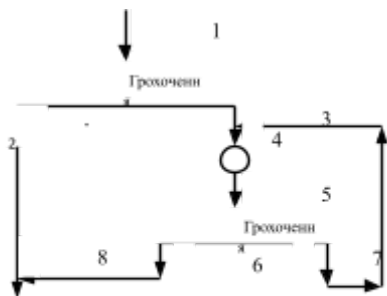
Вихідні дані оформлюються, як бланк – заказу (табл. 10.3)

Таблиця 10.3 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОПІД-5М»

ПІБ група

$$D_2 / d_{\max} / Q_{\text{сод.}} / \delta_n$$

ОПІД-5М



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

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

Вибір і обґрунтування устаткування для грохочення матеріалу.

Розрахунок виконується за програмою «ОРИД-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. 10.4).

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

Таблиця 10.4 – Бланк-заказу для розрахунку за програмою «ОРИД-5 G»

ПІБ група
6
$Q_{200}/\delta / a_1 / D_{max} / E_1 / n_{op} \quad 1$

$Q_{сод}/\delta / a_2 / D_1 / E_2 / n_{др\ 1}$
$Q_{сод}/\delta / a_2 / D_1 / E_2 / n_{др\ 2}$
$Q_{сод}/\delta / a_3 / D_2 / E_3 / n_{др\ 2}$
$Q_{сод}/\delta / a_3 / D_2 / E_3 / n_{др\ 3}$
$Q_5/\delta / \omega_3/a_3/ E_3 / n_{др\ 3}$
ОПІД-5 G

Усе вибране обладнання схеми дроблення заноситься до таблиці (табл. 10.5), та розраховуються питомі витрати енергоспоживання за формулою

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

Таблиця 10.5. – Вибране обладнання

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

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.

РЕКОМЕНДОВАНА ЛІТЕРАТУРА

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.Олійник Т.А. Мала гірнича енциклопедія. т. III. / за редакцією Білецького В.С./ Білецький В.С., Красуцький Ф.К., Олійник Т.А. та інш. // Донецьк: Донбас, 2013. -.652 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

Періодичні видання

Науково-технічний збірник. Вісник Криворізького національного університету

Науково-технічний збірник. Розробка родовищ корисних копалин

Науково-технічний збірник. Збагачення корисних копалин.

Гірничий журнал

1. [Tetiana OLIINYK, Liudmila SKLYAR, Natalia KUSHNIRUK, Nadiya HOLIVER, Barbara TORA, 2023 – Ocena skuteczności technologii wzbogacania kwarcytu hematytowego, Inżynieria Mineralna z. 1\(51\), Wyd. Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, Kraków, s. 33 – 44](#)
<http://doi.org/10.29227/IM-2023-01-04>

2 Substantiation of efficiency and ecological safety of technologies and cyclone plants of a new generation in iron ore dressing and processing / [Oleynik, T.A., Lyashenko, V.I., Chekushina, T.V., Oleynik, M.O.](#) // [Chernye Metally](#) - 2021, 2021(5), pp. 10–16

3 Ore crushing in the high-pressure roller-press as a modelling object under stochastic properties of feed materials / [Oliinyk, T., Nikolaienko, P., Nikolaienko, K., Oliinyk, M.](#) // [Eastern-European Journal of Enterprise Technologies](#)[this link is disabled](#), 2021, 1(1-109), pp. 54–62

4 Development of concentration technology for medium-impregnated hematite quartzite of Kryvyi Rih iron ore basin / [Stupnik, M.I., Peregudov, V.V., Morkun, V.S., Oliinyk, T.A., Korolenko, M.K.](#) // [Science and Innovation](#)[this link is disabled](#), 2021, 16(6), pp. 56–71

5 New technologies and equipment for dry dust catching during iron ore processing / [Oleynik, T.A., Mulyavko, V.I., Lyashenko, V.I.](#) // *Gornyi Zhurnal*, 2018, (2), стр. 78–84

6. Олійник Т.А. Використання математичного моделювання для визначення гранулометричного складу продукту дроблення руди в шарі під тиском / Т.А. Олійник, П.К. Ніколаєнко // Збагачення корисних копалин. Науково – технічний збірник – Дніпро. -2019.- Вип. 72 (113).- с.44-48.

7. Олійник Т.А. Вплив дроблення гематитових руд в валковій дробарці з валками високого тиску на кінцеві показники їх збагачення / Олійник Т.А., Ніколаєнко К.В., Ніколаєнко П.К.// Збагачення корисних копалин, 2019. - Вип. 73(114) – С. 85 – 92

8. Олійник Т.А. Вплив типу дроблення окислених залізистих кварцитів на подальше їх розкриття при подрібненні в кульовому млині/ Т.А. Олійник., П.К. Ніколаєнко // Гірничий вісник. - Науково-технічний збірник. – Випуск 107. - Кривий Ріг – 2020. – С. 147-154

9. Олійник Т. А. Теоретичне дослідження масопереносу при знешламленні залізорудної суспензії / А.Ю. Кривенко, Т.А. Олійник, Т.А. Кривенко // Гірничий вісник. Випуск № 109. 2021 р. 106-112 с.

10. Олійник Т.А. Передумови підвищення селективності розділення рудної та нерудної складової пінного продукту флотації / Т.А. Олійник, М.Н. Вільгельм // Гірничий вісник. Випуск № 109. 2021 р., С. 115-121.

11. The problem of formation of professional competence of future specialists in food technology in the implementation of dual education / Olha

Kravchenko, Tetiana Starova, Natalia Kushniruk, Tetiana Oleynik //AD ALTA: Journal of Interdisciplinary Research. Double-Blind Peer-Reviewed. – Volume 11, Issue 2, Special Issue XXL, 2021 - Number of regular issues per year: 2. The Authors (August, 2021) - P. 136-141 (ADDRESS: Ceskoslovenske Armady 300, 500 03, Hradec Kralove, The Czech republic, tel.: 498 651 292, email: info@magnanimitas.cz./ISSN 1804-7890, ISSN 2464-6733 (ONLINE)

Методичні вказівки до виконання лабораторних робіт з навчальної дисципліни «Проектування збагачувальних фабрик» для студентів спеціальності 184 Гірництво ОПП «Збагачення корисних копалин».

Укладачі: Т.А. Олійник

Л.В. Скляр

Реєстраційний № _____

Підписано до друку

_____ 2024 р.

Формат

A5

Обсяг

57 стор.

Тираж

25 прим.

Видавничий центр КНУ,

вул. Віталія Матусевича, 11,

м. Кривий Ріг