

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ

Методичні рекомендації для самостійної роботи з дисциплін
«Технологія гірничого виробництва» і «Збагачення корисних копалин»
та курсового проектування
(для студентів спеціальності 133 Галузеве машинобудування)

Дніпро
2018

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



МЕХАНІКО-МАШИНОБУДІВНИЙ ФАКУЛЬТЕТ

Кафедра гірничих машин та інжинірингу

РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ

Методичні рекомендації для самостійної роботи з дисциплін
«Технологія гірничого виробництва» і «Збагачення корисних копалин»
та курсового проектування
(для студентів спеціальності 133 Галузеве машинобудування)

Дніпро
НГУ
2018

Розрахунок схем збагачення. Методичні рекомендації для самостійної роботи з дисциплін «Технологія гірничого виробництва» і «Збагачення корисних копалин» та курсового проектування (для студентів спеціальності 133 Галузеве машинобудування) / К.С. Заболотний, А.А. Пащенко, В.Ф. Ганкевич, О.О. Титов. – Дніпро: НГУ, 2018. – 42 с.

Автори:

К.С. Заболотний, д-р. техн. наук, проф. (вступ);

А.А. Пащенко, канд. техн. наук, доц. (розділ 3);

В.Ф. Ганкевич, канд. техн. наук, доц. (розділ 2);

О.О. Титов, канд. техн. наук, доц. (розділ 1).

Затверджено методичною комісією із спеціальності 133 Галузеве машинобудування (протокол № 2 від 30.10.2017) за поданням кафедри гірничих машин та інжинірингу (протокол № 2 від 30.10.2018).

Відповідальний за випуск завідувач кафедри гірничих машин та інжинірингу К.С. Заболотний, д-р техн. наук, проф.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	4
1. ВИБІР І РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ РУДОПІДГОТОВКИ.....	4
1.1. Вибір схеми дроблення.....	4
1.2. Порядок розрахунку схеми дроблення	5
1.3. Приклад розрахунку схеми дроблення	10
1.4. Вибір схеми подрібнення	14
1.5. Розрахунок схем подрібнення.....	14
1.6. Приклад розрахунку двостадійної схеми подрібнення..... (ПГЗК–П, НКГОК).....	15 17
2. РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	18
2.1. Методика розрахунку	18
2.2. Приклад розрахунку схеми збагачення	20
3. РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ ВУГІЛЛЯ.....	23
3.1. Розрахунок підготовчих операцій	23
3.2. Побудова кривих збагачення	25
3.3. Розрахунок операції гідравлічної відсадки	30
3.4. Приклад розрахунку відсадки класу 0,5 – 13 мм у відсаджувальній машині ...	31
3.5. Розрахунок операції збагачення в мінеральних суспензіях	34
Список літератури	35
Додаток 1	36
Додаток 2	37
Додаток 3	38
Додаток 4.....	39
Додаток 5	40
Додаток 6	41

ВСТУП

На збагачувальних фабриках корисні копалини піддаються ряду послідовних технологічних операцій – механічній обробці корисних копалин, вироблених для зміни їх якості або поділу на продукти різної якості, що містить у собі декілька етапів.

Графічне зображення сукупності технологічних операцій – це схема збагачення корисних копалин. Якщо на цій схемі не наводяться дані про кількість продуктів і технологічні показники, то схема називається якісною, якщо наводяться – якісно-кількісною. Схема із зазначенням типу і характеристики встановлених машин має назву схеми ланцюга апаратів.

Розрахувати схему збагачення – це означає в кожній точці схеми визначити технологічні показники процесу: вихід продукту збагачення $\gamma_{\text{пр}}$, витяг даного компонента в який-небудь продукт $\varepsilon_{\text{пр}}$, вміст корисного компонента в продукті β і вихідному живленні α .

Вихід продукту збагачення визначається як

$$\gamma_{\text{пр}} = \frac{Q_{\text{пр}}}{Q} \cdot 100 \%,$$

де $Q_{\text{пр}}$ і Q – маси отриманого продукту і вихідного харчування.

Витяг даного компонента буде

$$\varepsilon_{\text{пр}} = \frac{\gamma_{\text{пр}}\beta}{\alpha} \cdot 100 \%.$$

1. ВИБІР І РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНИХ СХЕМ РУДОПІДГОТОВКИ

Схеми рудопідготовки, що включають операції дроблення, грохочення і подрібнення, вибираються виходячи з властивостей руди на основі результатів досліджень збагачення, технологічних характеристик обладнання, які можливо застосувати, і досвіду переробки аналогічних за властивостями і складом руд.

1.1. Вибір схеми дроблення

Операції дроблення застосовуються для підготовки корисної копалини до подрібнення в млинах або підготовки її безпосередньо до операцій збагачення в разі, якщо руда з великими, значними вкрапленнями корисних мінералів. На дробильно-сортувальних фабриках операції дроблення мають самостійне значення.

У схеми дроблення зазвичай включають операції попереднього і перевірного грохочення. Їх прийнято відносити до тієї операції дроблення, у яку надходить верхній продукт грохоту.

Операція дроблення разом з операціями грохочення, що належать до неї, складають стадію дроблення, а сукупність стадій дроблення – схему дроблення. Схеми дроблення включають одну, дві, три і більше стадій дроблення.

При виборі раціональної схеми дроблення необхідно визначити кількість стадій дроблення і доцільність операцій попереднього і перевірного грохочення в окремих стадіях дроблення.

Кількість стадій дроблення визначається відповідно до необхідного ступеня дроблення за формулою $i = D/d$. Максимальна крупність шматків D у вихідній руді визначається з урахуванням технології гірничих робіт. Необхідно також розраховувати максимальну крупність дробленого продукту d для забезпечення оптимальної крупності живлення млинів та для встановлення технологічних показників, що застосовуються в останній стадії дроблення дробарок і грохотів. Для стрижневих млинів оптимальна крупність дробленого продукту становить 15 – 25 мм; для кульових – 10 – 20 мм.

На рис. 1.1 наведені рекомендовані схеми дроблення на повторно проєктованих фабриках [2]. При подрібненні руд у кульовому млині на зразок магнетитових кварцитів і для видобутку відкритим способом рекомендується схема *а*. При значному вмісті дрібняку (більше 30 % класу – 20(16)+0) у вихідній руді – схема *б*. У разі доцільності застосування схем з відкритим циклом рекомендується схема *в* або *г*. Схема *б* може застосовуватися при необхідності виділення рудної гальки (позначено пунктиром).

1.2. Порядок розрахунку схеми дроблення

Для розрахунку схеми дроблення необхідно мати такі дані: продуктивність збагачувальної фабрики із сировини; характеристику крупності сировини; максимальну крупність дробленого продукту; характеристики крупності подрібнених продуктів дробарок, що встановлюються в окремих стадіях дроблення; показники ефективності грохочення в окремих стадіях дроблення.

Характеристики крупності вихідної руди і продуктів дроблення вибираються за практичними даними збагачувальних фабрик, що переробляють аналогічні руди.

За відсутності дослідних даних можна зробити орієнтовний розрахунок, використовуючи рівняння балансу або типові характеристики крупності (рис. 1.2).

На схемі дроблення (рис. 1.3) всі продукти нумеруються арабськими, а операції – римськими цифрами. У загальному випадку номер продукту позначається символом n , а номер операції – символом m .

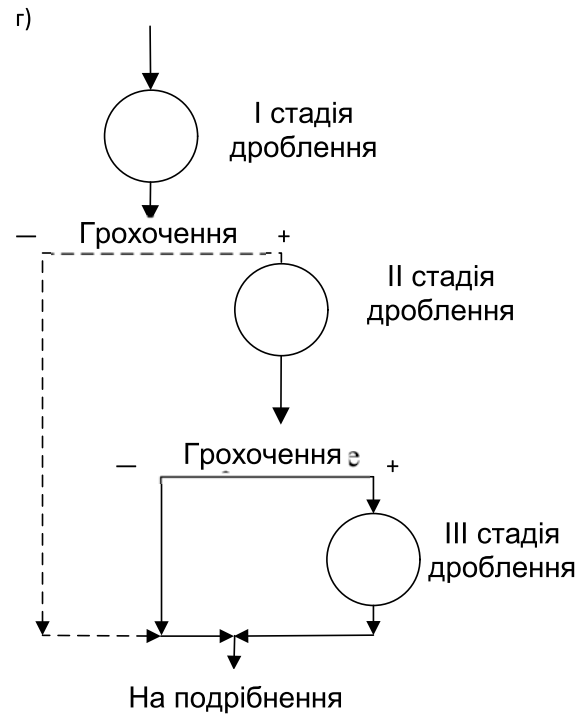
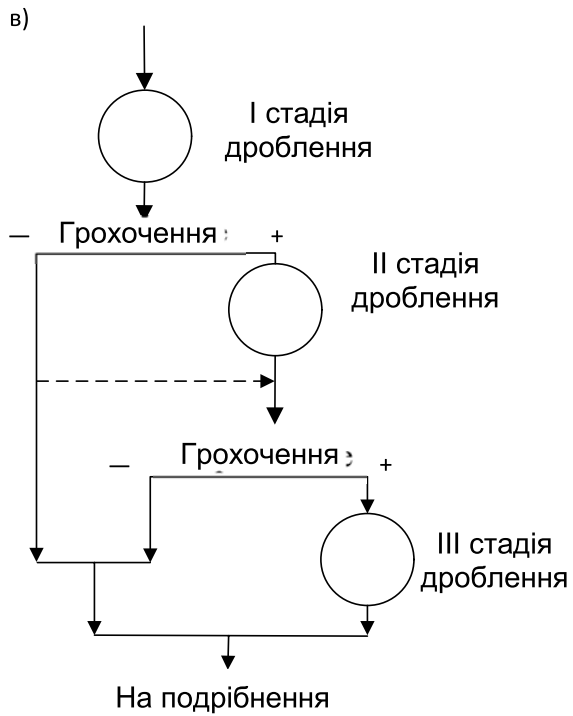
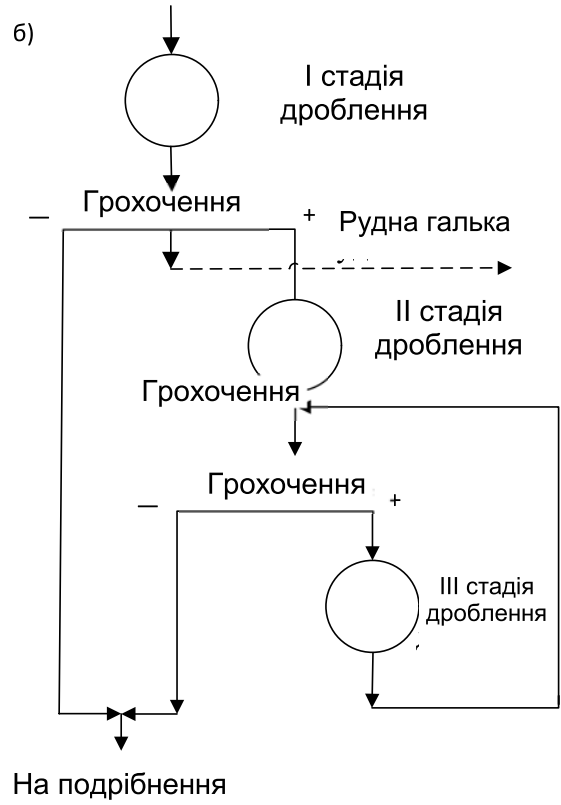
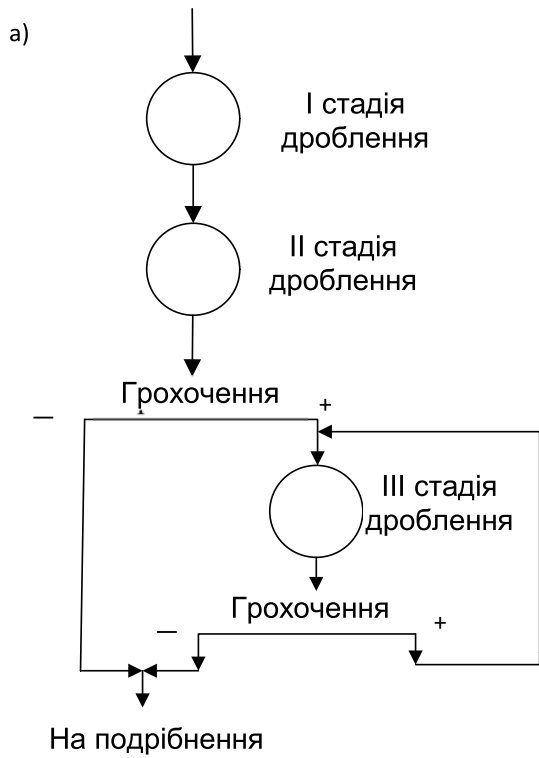
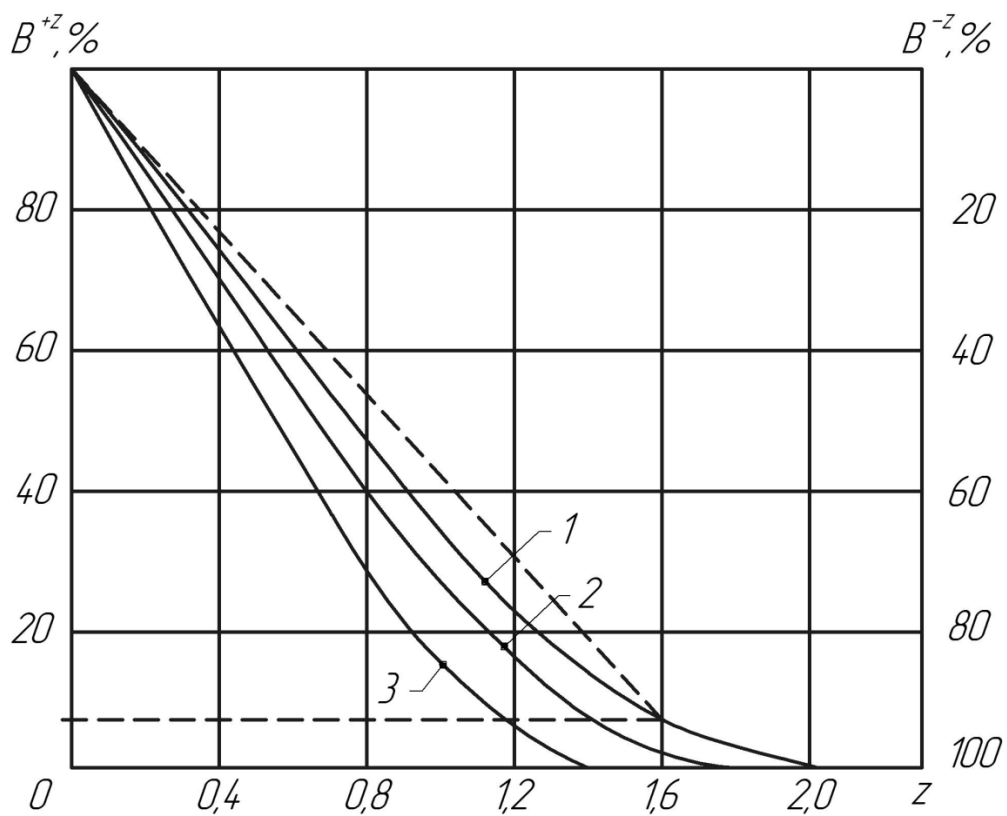
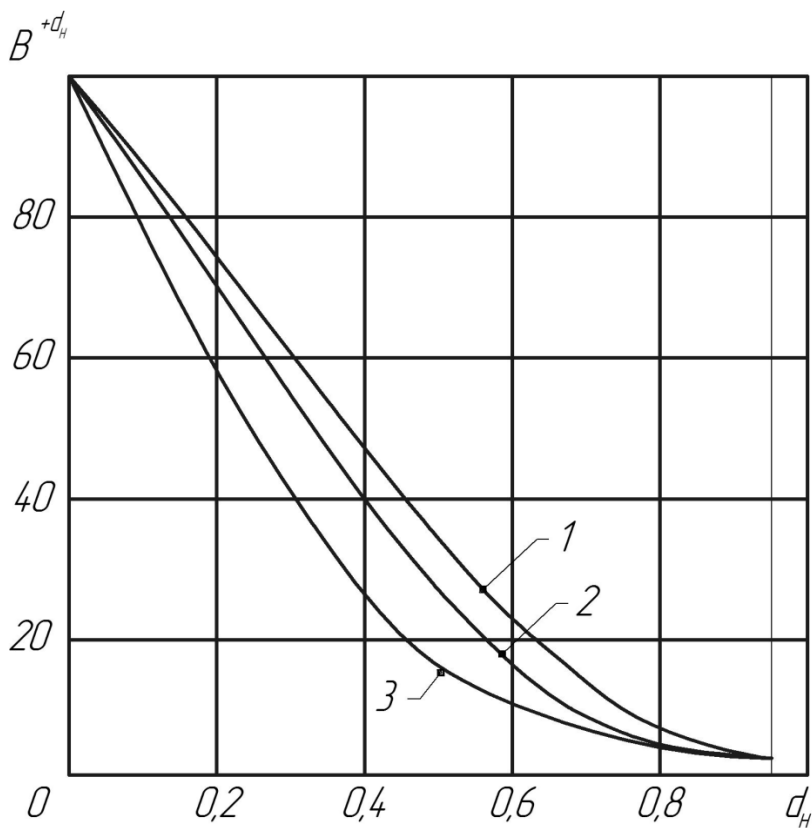


Рис. 1.1. Рекомендовані схеми дроблення руд



a)



б)

Рис. 1.2. Типові характеристики крупності подрібнених продуктів конусних дробарок крупного (а), середнього і дрібного дроблення (б), де 1 – тверді; 2 – середньої твердості; 3 – м'які руди

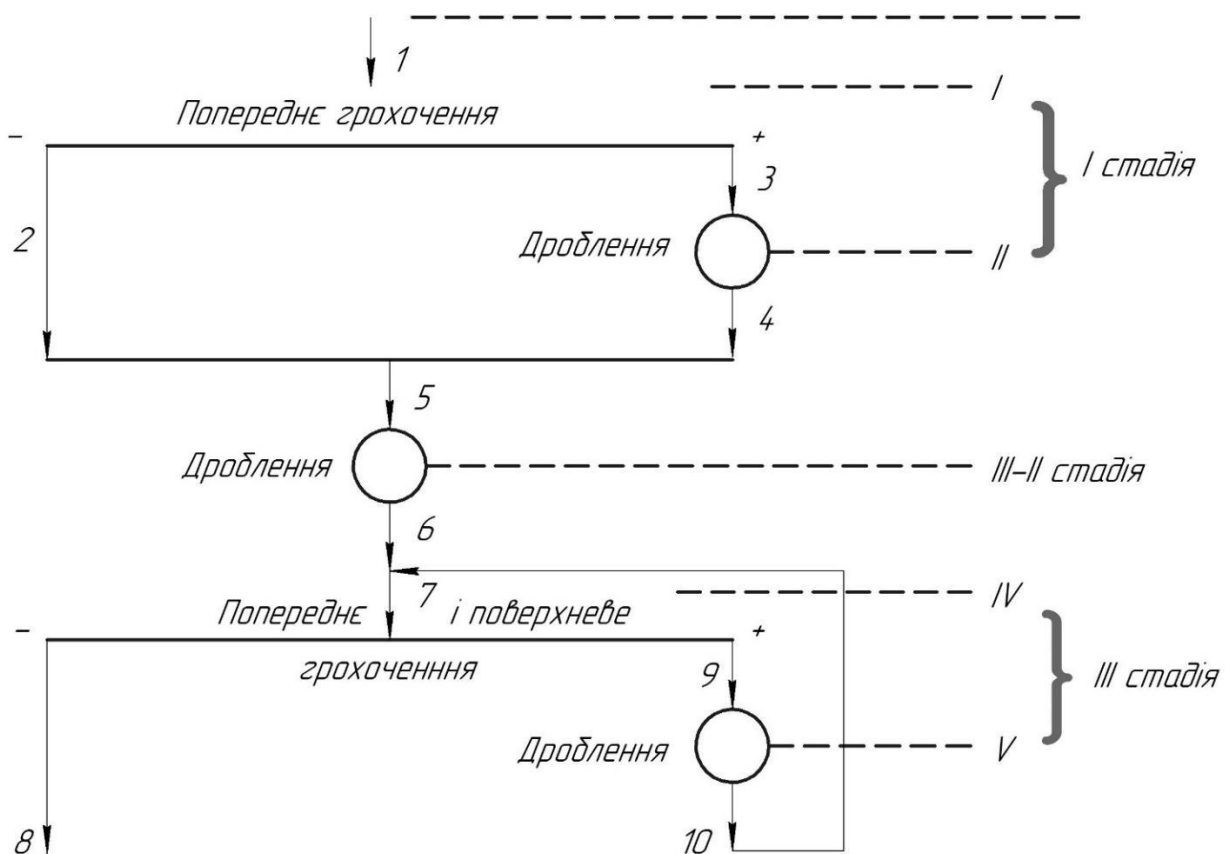


Рис. 1.3. Приклад схем дроблення

Схема дроблення розраховується в наведеному далі порядку [1].

1. Визначається годинна продуктивність обладнання цеху дроблення за формулою:

$$Q = \frac{Q_r}{365 \cdot 24 K_v} K_n,$$

де Q_r – річна продуктивність фабрики, т/рік; K_v – коефіцієнт використання обладнання; K_n – коефіцієнт, що враховує нерівномірність властивостей сировини, що впливає на продуктивність обладнання, $K_n = 1,0 \dots 1,1$.

Коефіцієнт використання обладнання для дроблення руд середньої твердості на магнетитозбагачувальних фабриках дорівнює 0,83. При дробленні руд іншої твердості застосовуються поправкові коефіцієнти: для м'яких руд 1,02, для твердих 0,93; для дуже твердих 0,9.

2. Визначається загальний ступінь дроблення: $i_{\text{заг}} = D/d$,

де D і d – максимальна крупність вихідної руди і дробленого продукту.

3. Встановлюються ступені дроблення на окремих стадіях, тобто

$$i_{\text{заг}} = i_1 i_2 i_3.$$

4. Підраховується умовна максимальна крупність дроблених продуктів після окремих стадій дроблення діленням максимальної крупності попередньої стадії на ступінь дроблення у цій стадії.

5. Підраховується для кожної стадії дроблення ширина вихідної дробарки за формулою:

$$l_T = D_n/Z_H$$

Значення Z_H задають за даними випробувань подрібнюваності руди, а за їх відсутності – за типовими характеристиками (табл. 1.1).

6. Встановлюються розміри отворів сит грохотів і ефективність грохочення для кожної стадії. В операціях попереднього грохочення розміри отворів сита грохотів a задають у межах $Z_{Hi} \geq a \geq i$, в операціях перевірного грохочення і поєднаних операціях попереднього і перевірного грохочення розміри отворів сита вибирають за умовною максимальною крупністю дробленого продукту.

Значення ефективності просівання E^{-a} задають залежно від типу грохоту: для колосникових – 60 – 70 %, для вібраційних – до 80 – 75 %.

Таблиця 1.1

Вміст надлишкового продукту (%) та умовна максимальна крупність Z_H продуктів дроблення

Руда	Дробарки великого дроблення				Конусні дробарки для дроблення			
	Щоківі		Конусні		середнього		дрібного	
	b	Z_H	b	Z_H	b	Z_H	b	Z_H
М'яка	15	1,3	10	1,1	15	1,3 – 1,5	25	1,7 – 2,0
Середньої твердості	25	1,5	20	1,4	32	1,8 – 2,0	45	2,2 – 2,5
Тверда	30	1,7	30	1,6	50	2,3 – 2,6	65	2,7 – 3,0

7. Визначаються маси продуктів з кожної стадії.

Для схеми з попереднім грохоченням маси продуктів визначаються з виразів

$$Q_{n+1} = Q_n \beta_n^{-a} E_n^{-a};$$

$$Q_{n+2} = Q_n - Q_{n+1},$$

де β_n^{-a} – вміст в n -му продукті класу розміром від 0 до a .

Для схеми з попереднім і перевірочним грохоченнями:

$$Q_n = Q_{n-1} \left(\frac{1}{E_n^{-a}} + \frac{\beta_{n-1}^{+a}}{b_m^{-a}} \right);$$

$$Q_{n+2} = Q_{n+3} = Q_n - Q_{n+1} = Q - Q_{n-1}.$$

У цьому випадку β_n^{-a} – вміст у продукті класу за розміром більший, ніж a ;

b_m^{-a} – вміст розрахункового класу в розвантажені дробарки при живленні її класом, крупнішим за l .

Чисельні значення b_m^{-a} беруться зі звітів з випробувань дроблення руди, а за відсутності даних випробувань – з типових характеристик.

8. Вибирають дробарки і визначають коефіцієнт їх завантаження.

1.3. Приклад розрахунку схеми дроблення

Вихідні дані для розрахунку: продуктивність збагачувальної фабрики по руді 20 млн т. на рік; руда видобувається відкритим способом; руда міцна – магнетитовий кварцит розміром 1200...+ 0 мм; розпушеність руди до 4 %; заданий розмір продукту дроблення 20 мм; характеристики розміру вихідної руди і продуктів дроблення брати за типовими характеристиками. Для розрахунку задати схему дроблення, зображену на рис. 1.3.

1. Годинна продуктивність обладнання цеху дроблення визначиться як:

$$Q = \frac{Q_r}{365 \cdot 24 \cdot K_b} K_H = \frac{2 \cdot 10^7 \cdot 1,05}{365 \cdot 24 \cdot 0,83 \cdot 0,95} = 3000 \text{ т/год.}$$

2. Загальний ступінь дроблення буде:

$$i = \frac{D_1}{D_8} = \frac{1200}{20} = 60.$$

3. Ступені дроблення в окремих стадіях обчислюються так:

$$i_{cp} = \sqrt[3]{i} = \sqrt[3]{60} = 3,9.$$

Оскільки в третій стадії дроблення застосовано перевірочне грохочення, то можна задати $i_3 > 3,9$. Беремо $i_3 = 4,5$.

Тоді $i_1 i_2 = 60/4,5 = 13,3$ та $i_1 = i_2 = \sqrt{13,3} = 3,65$.

4. Умовний максимальний розмір подрібнених продуктів в окремих стадіях:

$$D_5 = D_1/i_1 = 1200/3,65 = 329 \text{ мм;}$$

$$D_6 = D_5/i_2 = 329/3,65 = 90 \text{ мм;}$$

$$D_8 = D_6/i_3 = 90/4,5 = 20 \text{ мм;}$$

5. Ширина розвантажувальних щілин дробарок. На першій стадії дроблення буде встановлена конусна дробарка для великого дроблення – КВД. Для неї відносний максимальний розмір продуктів дроблення становить 1,6 мм (табл. 1.1). Тоді ширина розвантажувальної щілини:

$$l_{II} = D_5/z_H = 329/1,6 = 206 \text{ мм. Візьмемо } l_{II} = 200 \text{ мм.}$$

У другій стадії дроблення намічено встановити конусну дробарку для середнього дроблення КСД, для якої $z_H = 2,3 \dots 2,6$, отже,

$$l_{III} = D_6/z_H = 90/2,3 = 39 \text{ мм. Візьмемо } l_{III} = 40 \text{ мм.}$$

У третій стадії передбачається встановити конусну дробарку дрібного дроблення – КДД з $z_H = 2,7 - 3,0$:

$$l_V = D_8/z_H = 20/2,9 = 6,9 \text{ мм. Беремо } l_V = 7 \text{ мм.}$$

6. Розміри отворів сита грохотів і ефективність грохочення:

I стадія дроблення: беремо $a_I = 300 \text{ мм}$, $E_I^{-a} = 70 \%$;

III стадія дроблення: беремо $a_{IV} = 20$ мм; $E_{IV}^{-a} = 85$ %.

7. Маса продуктів на кожній стадії.

Для I стадії продуктивність грохотів з підрешітного продукту визначиться з формули:

$$Q_2 = Q_1 \beta_I^{-a} E_I^{-a}.$$

Характеристику того, наскільки великою за розміром буде руда на виході, визначимо з даних рис. 2.2. За графіком встановлюємо, що максимальний шматок відповідає 1,6 одиницям, відкладеним по осі абсцис, отже, одиниці буде відповідати абсолютний розмір $1200:1,6 = 750$ мм. При відносному розмірі $300:750=0,4$ β_I^{-300} з графіка (рис. 1.2) становить 27 %.

Тоді

$$Q_2 = Q_1 \beta_I^{-300} E_I^{-300} = 3000 \cdot 0,27 \cdot 0,7 = 570 \text{ т/год.}$$

Маса руди, що надходить на дробарку для першої стадії

$$Q_3 = Q_4 = 3000 - 570 = 2430 \text{ т/год.}$$

Маса руди, що надходить для другої стадії дроблення

$$Q_5 = Q_6 = Q_1 = 3000 \text{ т/год.}$$

Визначаємо вміст класу $-20 \dots + 0$ після I і II стадій

$$\begin{aligned} \beta_5^{-d} &= \beta_1^{-d} + \beta_1^{+l} b_{II}^{-d} \\ \text{або } \beta_5^{-20} &= \beta_1^{-20} + \beta_1^{+200} b_{II}^{-20}. \end{aligned}$$

Значення β_1^{-20} і β_1^{+200} визначаємо за графіком (рис. 1.2, а) аналогічно β_1^{-300} .

Отримуємо $\beta_1^{-20} = 4$ %; $\beta_1^{+200} = 84$ %.

Знайдемо розмір максимального шматка подрібнюваного продукту на I стадії при вмісті класу, що відсівається, -95 %

$$d_{95} = l_{II} z_n = 200 \cdot 1,6 = 320 \text{ мм.}$$

Відносна крупність $-d/z = 20/200 = 0,1$ та $\beta_{II}^{-20} = 10$ %;

$$\beta_5^{-20} = 0,04 + 0,84 \cdot 0,1 = 0,124 \text{ або } 12,4 \text{ \%}.$$

Обчислимо розмір максимального шматка руди після середнього дроблення [1, табл. 6].

$$d_{95} = l_{III} z_n = 40 \cdot 2,3 = 92 \text{ мм.}$$

Відносна крупність $d/d_{95} = 20/92 = 0,22$ і $\beta_6^{-20} = 20$ %.

Для третьої стадії дроблення:

$$\begin{aligned} Q_7 &= Q_6 \left(\frac{1}{E_{IV}^{-a}} + \frac{\beta_6^{+a}}{b_V^{-a}} \right), \\ \beta_6^{+20} &= 100 - \beta_6^{-20} = 80 \text{ \%}. \end{aligned}$$

Максимальний шматок руди після дрібного дроблення при ширині щілини 7 мм для КДД 2200 становить $d_{95} = 30$ мм [1, табл. 1.7].

Відносна крупність $a/d_{95} = 20/30 = 0,67$.

За графіком (рис. 2.2, б) $\beta_V^{-20} = 75$ %.

Тоді

$$Q_7 = 3000 \left(\frac{1}{0,85} + \frac{0,8}{0,75} \right) = 6740 \text{ т/год,}$$

$$Q_9 = Q_{10} = Q_7 - Q_6 = 6740 - 3000 = 3740 \text{ т/год.}$$

Навантаження, що циркулює:

$$C = \frac{100Q_{10}}{Q_1} = 100 \cdot \frac{3740}{3000} = 125 \text{ \%}.$$

Вміст класу $-20 \dots + 0$ в загальному живленні грохотів визначимо з рівняння балансу

$$Q_6\beta_6^{-20} + Q_{10}\beta_{10}^{-20} = Q_7\beta_7^{-20}.$$

Якщо $\beta_{10}^{-20} = \beta_V^{-20} = 75 \text{ \%}$, то

$$\beta_7^{-20} = \frac{Q_6\beta_6^{-20} + Q_{10}\beta_{10}^{-20}}{Q_7} = \frac{3000 \cdot 20 + 3740 \cdot 75}{6740} = 50,75 \text{ \%}.$$

А вміст класу $-20 \dots + 0$ в надрешітному продукті грохотів буде

$$Q_7\beta_7^{-20} = Q_8\beta_8^{-20} + Q_9\beta_9^{-20}.$$

Якщо

$$Q_8 = Q_1 = 3200 \text{ т/год і } \beta_8^{-20} = 100 \text{ \%}, \text{ то}$$

$$\beta_9^{-20} = \frac{Q_7\beta_7^{-20} - Q_8\beta_8^{-20}}{Q_9} = \frac{6740 \cdot 50,5 - 3000 \cdot 100}{3740} = 10,8 \text{ \%}.$$

8. Вибір дробарок.

Вимоги, яким повинні відповідати дробарки

Показник	Стадії дроблення		
	I	II	III
Крупність найбільших шматків у живленні, мм	1200	329	92
Ширина розвантажувальної щілини, мм	200	40	7
Необхідна продуктивність, т / год	2430	3000	3740

При виборі дробарок необхідно враховувати властивості матеріалу, що підлягає дробленню, і конкретні умови експлуатації дробарок. Рекомендації щодо їх вибору викладені в підручнику [2, с. 154 – 157]. Для першої стадії дроблення вибираємо дробарку КВД–1500/180. Продуктивність її визначаємо з виразу

$$Q = K_{\text{ТВ}} K_{\text{ВЛ}} K_{\text{КР}} Q_n \frac{l}{l_n} \frac{\delta_n}{1,6},$$

де Q_n – об'ємна продуктивність дробарки при ширині розвантажувальної щілини $l_n = 200$ мм; за каталогом $Q_n = 1600 \text{ м}^3/\text{год}$.

Поправкові коефіцієнти: на умову дроблення $K_{ТВ} = 0,95$ (міцна руда); на вологість $K_{ВЛ} = 1,0$ (вологість руди 4 %);

на крупність $K_{КР} = 1,0$ ($d_H/B = \frac{1200}{1500} = 0,8$).

Щільність руди $\delta_H = 1,8$ т/м³.

Тоді

$$Q = 0,95 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 1600 \cdot 1,6 \cdot \frac{200}{200} \cdot \frac{1,8}{1,6} = 2736 \text{ т/рік.}$$

Кількість дробарок

$$n_1 = \frac{Q_3}{Q} = \frac{2430}{2736} = 0,89.$$

Вибираємо одну дробарку.

У другій стадії дроблення вибираємо дробарку середнього дроблення КСД 3000 т.

Продуктивність цієї дробарки при відкритому циклі дроблення знайдемо за формулою:

$$Q = ql_{ш}K_{ТВ}K_{нас}K_{ВЛ}K_{КР} = 280 \cdot 4,0 \cdot 0,95 \cdot \frac{1,8}{1,6} \cdot 1,0 \cdot 1,11 = 1330 \text{ т/год,}$$

де q – питома продуктивність дробарки при дробленні середніх за міцністю руд з насипною щільністю 1,6 т/м³ у відкритому циклі; $l_{ш}$ – ширина розвантажувальної щілини, см; коефіцієнти $K_{ТВ}$ і $K_{ВЛ}$ задані при вологості руди 4 %; руда міцна з насипною щільністю 1,8 т/м³.

$$K_{КР} = 1 + \left(0,8 - \frac{d_{к}}{B}\right) = 1 + \left(0,8 - \frac{323}{475}\right) = 1,11.$$

Кількість дробарок

$$n_2 = \frac{Q_5}{Q} = \frac{3000}{1330} = 2,26.$$

Визначаємо для другої стадії 4 дробарки КСД 3000 т з урахуванням запасних. Для третьої стадії дроблення вибираємо дробарку КДД 3000 т. При замкнутому циклі дроблення середніх за міцністю і розміром руд з насипною щільністю 1,6 т/м³ питома продуктивність $q = 800$ т/см год.

Знаходимо продуктивність дробарки:

$$Q = ql_{В}K_{ТВ}K_{нас}K_{ВЛ}K_{КР} = 800 \cdot 0,7 \cdot 0,95 \cdot \frac{1,8}{1,6} \cdot 1,0 \cdot 1,03 = 626 \text{ т/год.}$$

$$K_{КР} = 1 + \left(0,8 - \frac{d_{к}}{B}\right) = 1 + \left(0,8 - \frac{92}{120}\right) = 1,03.$$

Розраховуємо кількість дробарок

$$n_3 = \frac{Q_9}{Q} = \frac{3740}{616} = 6,03.$$

Беремо $n_3=8$.

Визначимо коефіцієнти завантаження дробарок першої, другої і третьої стадій дроблення

$$K_1 = \frac{2430}{2736} = 0,89;$$

$$K_2 = \frac{3000}{1330 \cdot 4} = 0,56;$$

$$K_3 = \frac{3740}{620 \cdot 8} = 0,75.$$

Методика технологічного розрахунку вібраційних грохотів для визначення необхідної площі поверхні F , що просіює, викладена в [2, с. 53 – 56].

1.4. Вибір схеми подрібнення

При виборі схеми подрібнення повинні враховуватися: речовинний склад та фізичні властивості руди; необхідна крупність подрібнення і ступінь розкриття мінералів; капітальні та експлуатаційні витрати.

При збагаченні руд з рівномірною і великою вкрапленістю можуть застосовуватися одностадійні схеми подрібнення.

При подрібненні руд у кульовому млині попередня класифікація зазвичай застосовується перед першою стадією подрібнення при вмісті в руді готового продукту не менше 15 %. Перевірна класифікація застосовується при повністю замкнутому циклі для контролю крупності подрібненого продукту, підвищення продуктивності млина і зменшення ошламування матеріалу.

При самоздрібнюванні руд найчастіше застосовуються двостадійні схеми подрібнення.

Вибір схеми подрібнення проводиться шляхом експериментальної перевірки різних варіантів схем у напівпромислових або перевищених умовах. За відсутності таких даних вибирають найбільш раціональну схему подрібнення залежно від розміру вихідного кінцевого продукту подрібнення, виробничої потужності збагачувальних фабрик, необхідності роздільного збагачення пісків і мулу, стадійного збагачення, фізичних властивостей руди і її вкрапленості тощо.

1.5. Розрахунок схем подрібнення

Розрахунок схем подрібнення полягає у визначенні циркулюючих навантажень і продуктивності в окремих стадіях подрібнення і виходів продуктів подрібнення, її класифікації та збагачення.

При розрахунку схем подрібнення можливі варіанти (рис. 2.4).

Циркулююче навантаження:

- за схемою рис. 2.4, а: $C = (b - a)/(a - c)$,
- за схемою рис. 2.4, б: $C = \frac{Q(b-a)/Q_x(a-c)}{Q(a-c)}$,

де Q – продуктивність промпродукту, що надходить на другу або третю стадію подрібнення, т / год; a, b і c – вміст розрахункового класу в живленні, зливів і пісках гідроциклону, ч. од.; Q_x – продуктивність із хвостів у другій або третій стадії подрібнення.

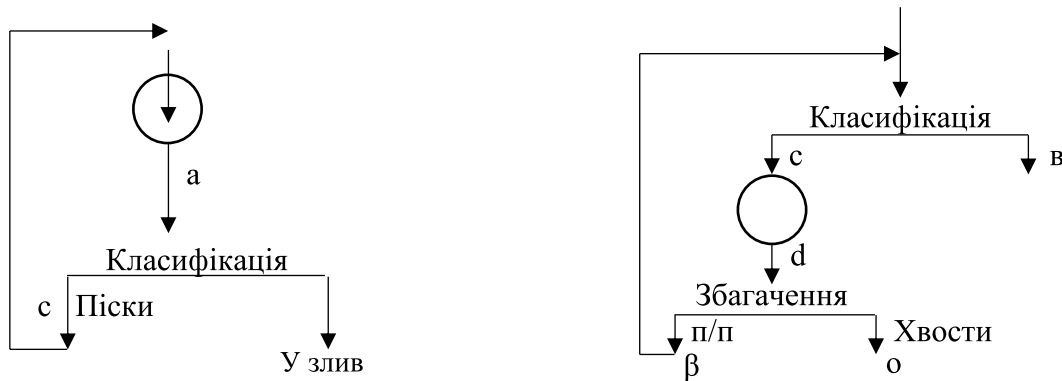


Рис. 1.4. Варіанти схем стадій подрібнення

Вміст розрахункового класу в продуктах подрібнення і класифікації визначаються за даними практики.

Розрахунок операцій збагачення проводиться за допомогою балансових рівнянь для визначення кількості металу і виходів продуктів збагачення.

1.6. Приклад розрахунку двостадійної схеми подрібнення (ПГЗК–П, НКГОК)

Початкові дані:

- продуктивність млина щодо вихідної руди – Q_1 ;
- вміст розрахункового класу – 0,074 мм – у вихідному β_1 та кінцевому β_2 продуктах подрібнення;
- відношення Ж:Т в зливів і пісках класифікатора R_c та R_n ;
- відношення обсягу млинів другої стадії до наведеного обсягу млинів першої стадії;
- відношення питомої продуктивності повторно утвореного класу другої стадії до питомої продуктивності того ж класу першої стадії при однаковому типі і розмірі млинів.

Для сталого режиму (рис. 2.5)

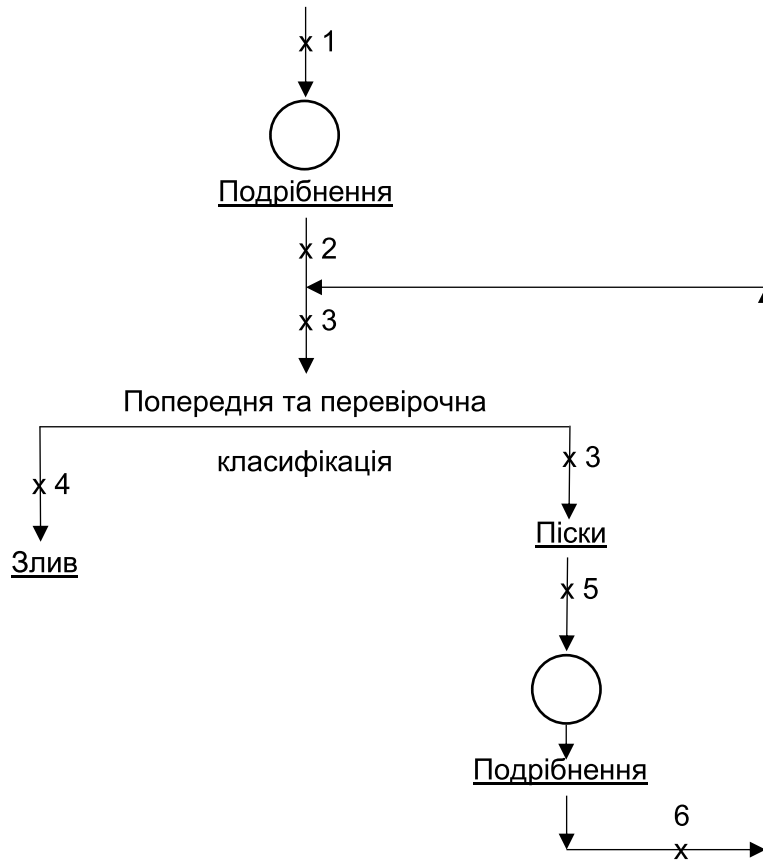
$$Q_1 = Q_2 = Q_4.$$

За даними практики вміст розрахункового класу в зливів млинів першої стадії буде $\beta_2 = 20...23$ %.

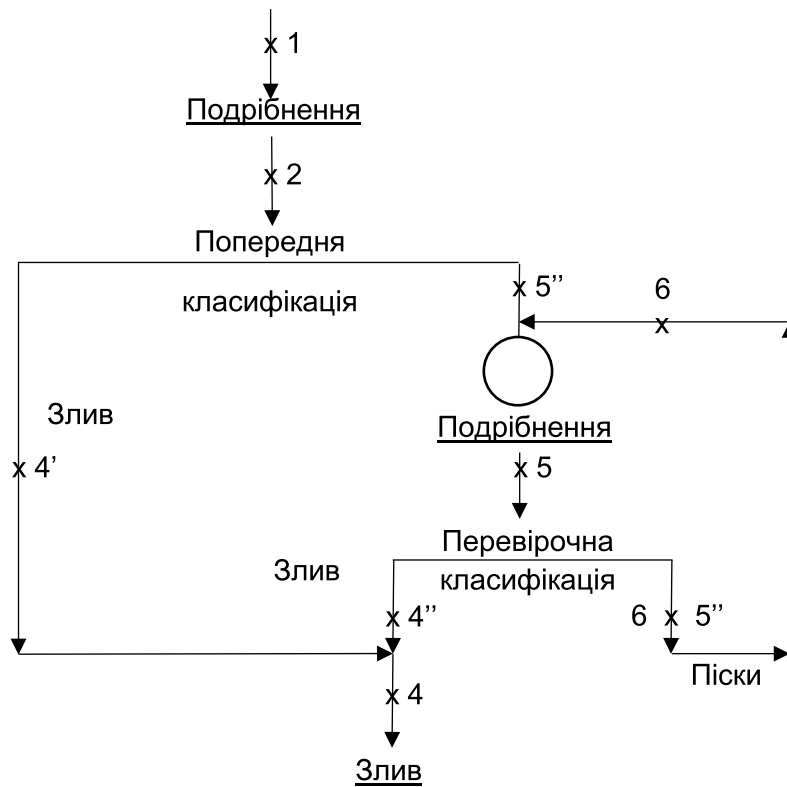
Для сталого процесу подрібнення

$$Q_5 = Q_4 = Q_1.$$

a



б



б)

Рис. 1.5. Схеми подрібнення з відкритим циклом у першій стадії

Вихід продуктів класифікації розраховується на підставі допуску того, що розподіл тонких класів за продуктами класифікації близько до розподілу води.

Тому вилучення $-0,04$ мм у злив і вилучення в злив води [1] розраховується за такими формулами:

$$\varepsilon'_c = \frac{\gamma_c \beta_c}{\beta_n} = \varepsilon_6 = \frac{\gamma_c R_c}{\gamma_c R_c + \gamma_n R_n},$$

де ε'_c – вилучення класу $-0,04$ мм у злив; ε_6 – вилучення у злив води; γ_c і γ_n – вихід твердого у злив і піски; β_c і β_n – вміст класу $-0,04$ мм у вихідному продукті і в зливі (у твердій фазі); R_c і R_n – вагові відношення Ж:Т в зливі та пісках.

Вирішуючи наведені рівняння для γ_c та γ_n , отримаємо

$$\gamma_c = \frac{\beta_4 R_c - \beta_c R_n}{\beta_c (R_c - R_n)};$$

$$\gamma_n = 1 - \gamma_c = \frac{R_c (\beta_c - \beta_4)}{\beta_c (R_c - R_n)}.$$

Масу продуктів визначимо з формул:

$$Q_5 = Q_1 \gamma_n = Q_1 \frac{R_4 (\beta_4 - \beta_c)}{\beta_4 (R_4 - R_5)},$$

$$Q_4 = Q_1 - Q_5.$$

При відомих значеннях β_4 та β_2 значення β_4 і β_2 розраховують згідно з табл. 1.2.

Таблиця 1.2

Залежність між вмістом класів різного розміру в зливі млинів і класифікаторів (за К.А. Разумовим)

Вміст класу $-0,074$ мм, β , %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
Вміст класу $-0,04$ мм, β' , %	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
Умовний максимальний розмір d , мм	–	–	–	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074

Значення R_4 і R_5 приймаються за даними практики. Маса продукту Q_5'' визначається з виразу:

$$Q_5'' = Q_1 \frac{\beta_4 - \beta_2}{\beta_4 - \beta_5} \cdot C_{\text{опт}} = Q_1 \frac{\beta_4 - \beta_2}{\beta_4 - 0,05} C_{\text{опт}}.$$

Приклад. Прорахувати схему (рис. 1.5, б) відповідно до таких вихідних даних:

$$Q_5 = Q_5' + Q_5'' = Q_6;$$

$$Q_3 = Q'_5 + Q''_5 = Q_6;$$

$$Q_3 = Q_1 + Q_6.$$

Приклад Прорахувати схему (рис. 1.5, б) відповідно до таких вихідних даних:

$$Q_1 = 165 \text{ т/год}; \beta_2 = 22 \%; \beta_4 = 55 \%; R_4 = 2,6 \%; R_5 = 0,4; C_{\text{опт}} = 200 \%.$$

$$\text{З табл. 2.2 } \beta_4 = 0,35; \beta_2 = 0,14.$$

Тоді

$$Q_5 = \frac{Q_1 R_4 (\beta_4 - \beta_2)}{\beta_4 (R_4 - R_5)} = \frac{165 \cdot 2,6 (0,35 - 0,14)}{0,35 (2,6 - 0,4)} = 117 \text{ т/год};$$

$$Q'_4 = Q_1 - Q'_5 = 165 - 117 = 48 \text{ т/год};$$

$$Q''_5 = \frac{Q_1 (\beta_4 - \beta_2)}{\beta_4 - 0,05} C_{\text{опт}} = \frac{165 (0,55 - 0,22)}{(0,55 - 0,55)} 2 = 218 \text{ т/год};$$

$$Q_5 = Q_6 = Q'_5 + Q''_5 = 117 + 218 = 335 \text{ т/год};$$

$$Q_3 = Q_1 + Q_5 = 165 + 335 = 500 \text{ т/год}.$$

У третій і четвертій стадіях подрібнення проводиться в замкнутому циклі з операціями класифікації. Методика розрахунку цих стадій аналогічна розрахунку перших стадій. При визначенні навантажень, що циркулюють, необхідно враховувати вихід продуктів, які направлено на подрібнення.

Методика розрахунку млинів викладена в [2], а спіральних класифікаторів і гідроциклонів – у [3].

2. РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

2.1. Методика розрахунку

На рис. 2.1 наведено принципову схему збагачення корисної копалини (методами флотації та/або магнітної сепарації).

Для розрахунку схеми необхідно пронумерувати всі точки схеми (як показано на рис. 2.1) і визначити вихідні показники: за вмістом компонентів, загальним і окремим виділенням.

Ці вихідні показники визначаються за такими формулами:

– загальна кількість вихідних показників

$$N_n = c(1 + n_p - a_p);$$

– загальна кількість показників вилучення та вмісту

$$N_n = c(n_p - a_p);$$

– кількість вихідних вилучень

$$N_\varepsilon = n_p - a_p;$$

– кількість вихідних складників

$$N_\beta = N_n - N_\varepsilon.$$

У цих формулах $c = 2$ (завжди, в разі вмісту у вихідному одного компонента, за яким розраховується схема); n_p – кількість продуктів поділу; a_p – кількість процесів поділу.

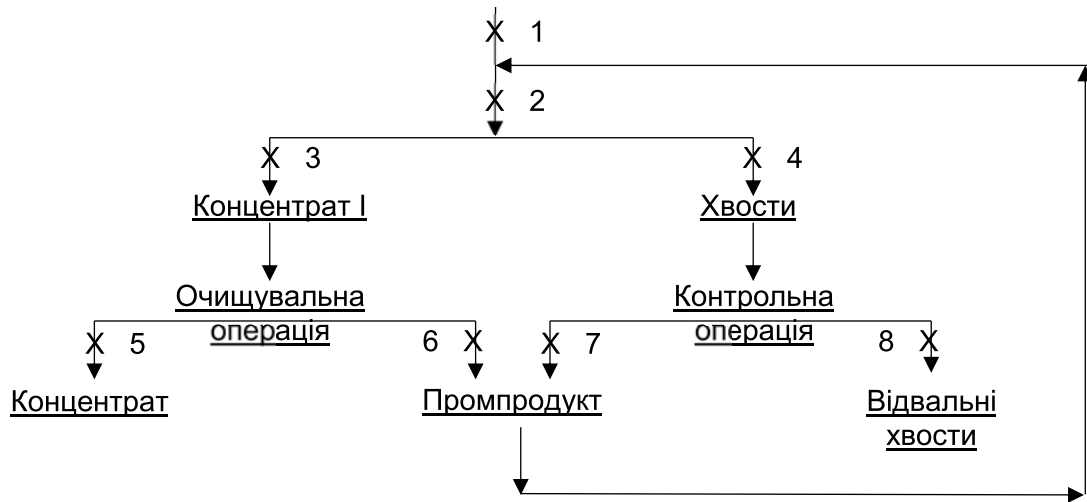


Рис. 2.1. Принципова схема збагачення корисної копалини

Порядок розрахунку:

1. За наведеними формулами визначаються необхідна і достатня кількість вихідних показників для розрахунку схеми (N), кількість вихідних показників, що стосуються продуктів обробки (N_n), максимальна кількість показників вилучення (N_n), кількість вихідних показників вмісту (N_β).
2. За даними звітів про дослідження збагачення руди на збагачувальних фабриках, що переробляють аналогічну сировину, задається чисельне значення вихідних показників ε , E і β для збагачених продуктів окремих операцій.
3. З рівняння, що зв'язує технологічні показники, наводять значення ε_n для всіх продуктів схеми.
4. За формулою $\gamma_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\beta_n}$ визначаються виходи для продуктів з відомими значеннями β_n .
5. Шляхом складання і вирішення рівнянь балансу виходів виділяються значення γ_n для всіх інших продуктів схеми.
6. За формулою $\beta_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\gamma_n}$ визначається вміст для всіх інших продуктів схеми.

Розрахунок схеми в абсолютних показниках здійснюється на підставі розрахованої схеми у відносних показниках. Для розрахунку схеми в абсолютних показниках потрібно знати масу якого-небудь продукту схеми, зазвичай вихідного. При розрахунку користуються формулами:

$$Q_n = Q_1 \gamma_n \text{ і } P_n = P_1 \varepsilon_n.$$

2.2. Приклад розрахунку схеми збагачення

1. У схемі продуктів поділу $n_p = 6$; процесів поділу $a_p = 3$.

Отже, кількість вихідних показників $N = 2 \cdot (1 + 6 - 3) - 1 = 7$; кількість вихідних показників, що стосуються продуктів обробки $N = 2 \cdot (6 - 3) - 1 = 6$; максимальна кількість показників вмісту $N = 6 - 3 = 3$; кількість вихідних показників вмісту $N = 6 - 3 = 3$.

Таким чином, вихідними показниками є: один показник, що належить до вихідної руди β_1 , три показники вилучення і три показники вмісту.

2. Визначаємо чисельні значення вихідних показників:

- вміст металу у вихідній руді $\beta_1 = 10\%$;
- виділення металу в остаточний концентрат від руди $\varepsilon_5 = 80\%$;
- окремий витяг металу в концентрат очисної операції $E_5 = 90\%$;
- те саме в концентраті основного процесу $E_3 = 65\%$;
- вміст металу в остаточному концентраті $\beta_5 = 60\%$;
- те саме в концентраті основного процесу $\beta_3 = 30\%$;
- те саме в концентраті контрольної операції $\beta_7 = 10\%$.

3. Розраховуємо значення ε :

$$\begin{aligned}\varepsilon_3 &= \frac{\varepsilon_5}{E_5} \cdot 100 = \frac{80}{90} \cdot 100 = 88,8\%; & \varepsilon_2 &= \frac{\varepsilon_3}{E_3} \cdot 100 = \frac{88,8}{65,0} \cdot 100 = 136,6\%; \\ \varepsilon_6 &= \varepsilon_3 - \varepsilon_5 = 88,8 - 80 = 8,8\%; & \varepsilon_9 &= \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 136,6 - 100 = 36,6\%; \\ \varepsilon_7 &= \varepsilon_9 - \varepsilon_6 = 36,6 - 8,8 = 27,8\%; & \varepsilon_8 &= \varepsilon_4 - \varepsilon_7 = 47,8 - 27,8 = 20,0\%;\end{aligned}$$

Перевірка:

$$\varepsilon_4 - \varepsilon_7 = 80 + 20 = 100,0\%.$$

4. Визначаємо виходи продуктів 3, 5, 7 з відомими значеннями β_H :

$$\begin{aligned}\gamma_3 &= \frac{\varepsilon_3 \beta_1}{\beta_3} = \frac{88,8 \cdot 10}{30} = 29,6\%; & \gamma_5 &= \frac{\varepsilon_5 \beta_1}{\beta_5} = \frac{80 \cdot 10}{60} = 13,3\%; \\ \gamma_7 &= \frac{\varepsilon_7 \beta_1}{\beta_7} = \frac{27,8 \cdot 10}{10} = 27,8\%.\end{aligned}$$

5. Визначаємо виходи всіх інших продуктів за рівняннями балансу:

$$\begin{aligned}\gamma_6 &= \gamma_3 - \gamma_5 = 29,6 - 13,3 = 16,3\%; & \gamma_9 &= \gamma_6 + \gamma_7 = 16,3 + 27,8 = 44,1\%; \\ \gamma_2 &= \gamma_9 + \gamma_1 = 44,1 + 100 = 144,1\%; & \gamma_4 &= \gamma_2 - \gamma_3 = 144,1 - 29,6 = 114,5\%; \\ \gamma_8 &= \gamma_4 - \gamma_7 = 114,5 - 27,8 = 86,7\%.\end{aligned}$$

Перевірка:

$$\gamma_5 + \gamma_8 = 13,3 + 86,7 = 100\%.$$

6. Визначаємо вміст металу в продуктах 2, 4, 6, 8 і 9:

$$\begin{aligned}\beta_5 &= \frac{\varepsilon_2 \beta_1}{\gamma_2} = \frac{136,6 \cdot 10,0}{144,1} = 9,5\%; & \beta_4 &= \frac{\varepsilon_4 \beta_1}{\gamma_4} = \frac{47,8 \cdot 10,0}{114,5} = 4,1\%; \\ \beta_6 &= \frac{\varepsilon_6 \beta_1}{\gamma_6} = \frac{8,8 \cdot 10}{16,3} = 5,8\%; & \beta_8 &= \frac{\varepsilon_8 \beta_1}{\gamma_8} = \frac{20 \cdot 10}{86,7} = 2,3\%; \\ \beta_9 &= \frac{\varepsilon_9 \beta_1}{\gamma_9} = \frac{36,6 \cdot 10}{44,1} = 8,8\%.\end{aligned}$$

Перевірка:

$$100\beta_1 = \gamma_5\beta_5 + \gamma_8\beta_8;$$

$$100 \cdot 10 = 13,3 \cdot 9,5 + 86,7 \cdot 2,3.$$

7. Визначаємо масу продуктів і масу металу в продуктах, продуктивність збагачувальної фабрики по руді беремо 200 т/год. Результати розрахунку подано в табл. 2.1.

За даними табл. 2.1 складається якісно-кількісна схема (рис. 2.2), яка є базовим матеріалом для розрахунку обладнання.

Таблиця 2.1

Зведена таблиця якісно-кількісної схеми

№ операції	№ продукту	Операція, продукт	Продуктивність Q ₁ , т/год.	Вихід γ_1 , %	Вміст β_1 , %	Вилучення ε_1 , %	Усього металу, т
		Основний процес					
		Входить					
	1	Вихідний	200,0	100,0	10,0	100,0	20,0
1	9	Промпродукт	88,2	44,1	8,8	36,6	7,76
		Разом	288,2	144,1	9,5	136,6	27,76
		Виходить					
	3	Концентрат 1	59,5	29,6	30,0	88,8	17,85
	4	Хвости	228,7	114,5	4,1	47,8	9,91
		Разом	288,2	144,1	9,5	136,6	27,76
	3	Очищувальна операція					
		Входить					
II	3	Концентрат 1	59,5	29,6	30,0	88,8	17,85
		Виходить					
	5	Готовий концентрат	26,6	13,3	60,0	80,0	15,96
	6	Промпродукт	32,9	16,3	5,8	8,8	1,89
		Разом	59,5	29,6	30,0	88,8	17,85
		Контрольна операція					
		Входить					
	4	Хвости основного процесу	298,7	114,5	4,1	47,8	9,91
		Виходить					
	7	Промпродукт 1	55,6	27,8	10,0	27,8	5,56
	8	Відвальні хвости	173,1	86,7	2,3	20,0	4,35
		Разом	228,7	114,5	4,1	47,8	9,91

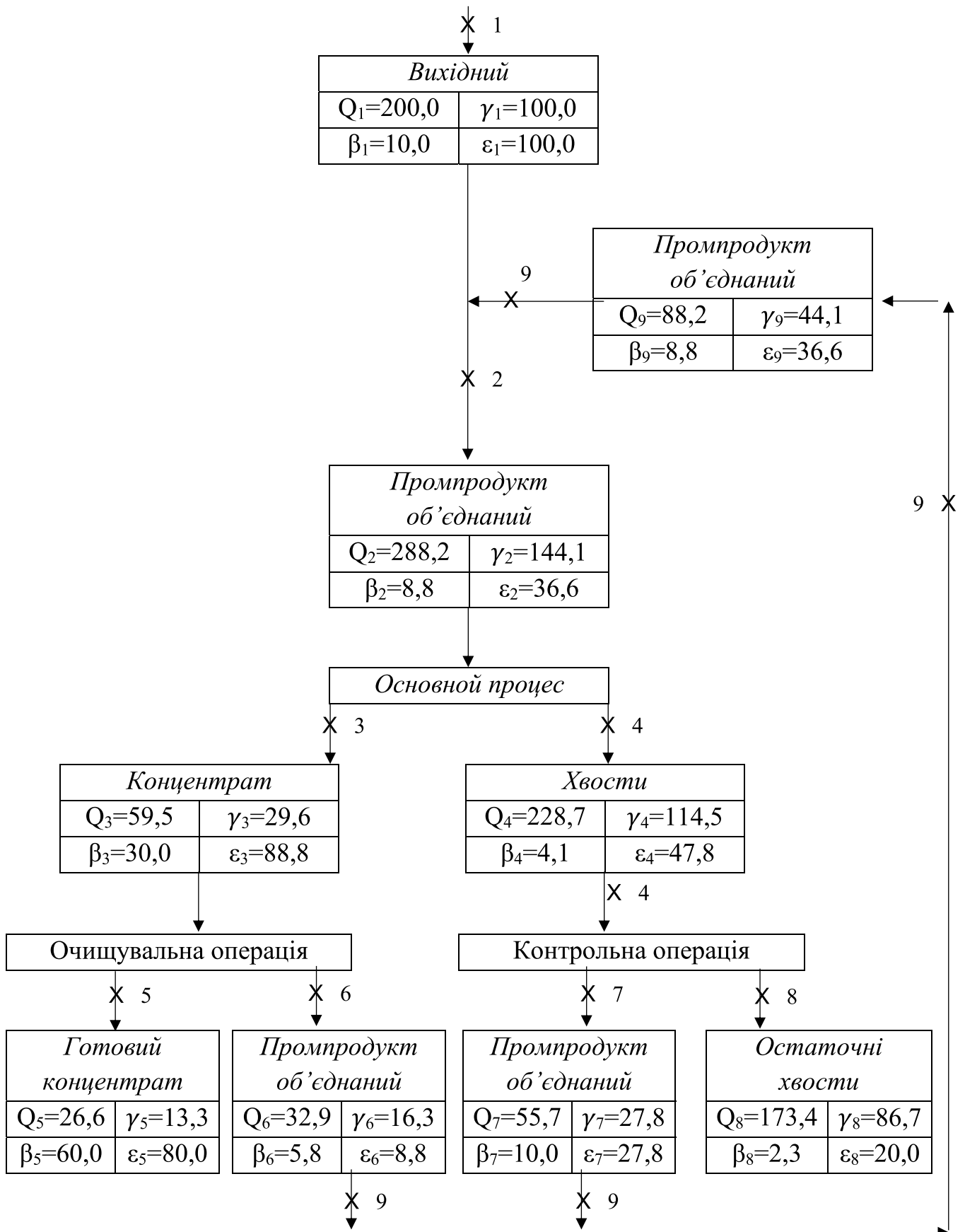


Рис. 2.2. Якісно-кількісна схема

Для розрахунку наведеної схеми вихідними даними є гранулометричний склад рядового вугілля і дробленого продукту.

3. РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ ВУГІЛЛЯ

3.1. Розрахунок підготовчих операцій

Одним з варіантів підготовчих операцій при збагаченні вугілля рекомендовано схему, що подана на рис. 3.1

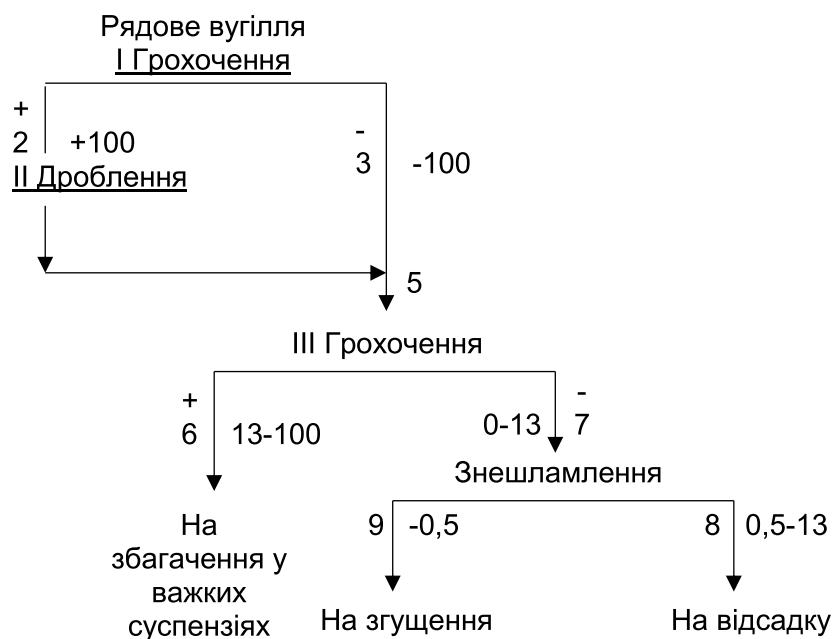


Рис. 3.1. Схема підготовки вугілля до збагачення

Визначаємо вихід надрешітного продукту 2 після операції попереднього грохочення I, тобто

$$\gamma_2 = \gamma_{>100} + (1 - \eta_1)\gamma_{-100}.$$

Грохочення здійснюється на ситі з отворами 100 мм; візьмемо $\eta_1 = 0,97$;

$$\gamma_{>100} = 10\%; \gamma_{-100} = 100 - \gamma_{>100} = 100 - 10 = 90\%;$$

$$\gamma_2 = 10 + (1 - 0,97)0,90 = 12,7\%.$$

Загальний вихід і зольність класу 0 – 100 мм знаходимо з рівнянь балансу

$$\gamma_5 = \gamma_1 = 100\%; A_5^c = A_1^c = 28,5\%.$$

Вихід класу 13–100 мм після операції підготовчого грохочення III буде

$$\gamma_6 = \gamma_{13-100} + (1 - \eta_2)\gamma_{-13}.$$

З табл. 3.1 визначаємо гранулометричний склад рядового вугілля і дробленого продукту

$$\gamma_{13-100} = 38,7\%;$$

$$\gamma_{-13} = 100 - \gamma_{13-100} = 100 - 38,7 = 61,3\%.$$

Таблиця 3.1

Гранулометричний склад рядового вугілля і дробленого продукту

Клас, мм	Рядове вугілля		Дроблений продукт	
	γ , %	A_c , %	γ_1 , %	A_c , %
> 100	10	27,4	–	–
50–100	8,7	32,6	9,7	32,0
25–50	9,0	34,3	10,0	33,6
13–25	17,1	25,6	19,0	29,4
6–13	15,6	23,6	17,3	24,1
3–6	10,8	23,6	12,0	24,0
1–3	8,4	19,1	9,3	19,9
0,5–1	7,0	22,0	7,8	22,5
1–0,5	13,4	20,4	14,9	21,1

Ефективність грохочення на ситі з отворами 13 мм знаходимо з формули

$$\eta_2 = \frac{100(b-c)}{b(100-c)},$$

де $b = \gamma_{-13} = 61,3$ %; C визначається з додатка 4 [7], $C = 7$ %.

Підставивши числові значення, отримаємо:

$$\eta_2 = \frac{100(61,3-7)}{61,3(100-7)} = 0,95.$$

$$\gamma_6 = 33,7 + (1 - 0,95) \cdot 61,3 = 41,7 \text{ \%}.$$

$$A_{13-100}^c = \frac{\gamma_{50-100} A_{50-100}^c + \gamma_{25-50} A_{25-50}^c + \gamma_{13-25} A_{13-25}^c}{\gamma_{50-100} + \gamma_{25-50} + \gamma_{13-25}} = 31,1 \text{ \%}.$$

Аналогічно $A_{0-13}^c = 22,5$ %.

Зольність продукту 6 розраховуємо таким чином:

$$\begin{aligned} A_6^c &= \frac{\gamma_{13-100} A_{13-100}^c + (1 - \eta_2) \gamma_{0-13} A_{0-13}^c}{\gamma_6} = \\ &= \frac{38,7 \cdot 31,1 + (1 - 0,95) \cdot 61,3 \cdot 22,5}{41,7} = 30,5 \text{ \%}. \end{aligned}$$

Визначаємо вихід і зольність класу 0 – 13 мм, тобто

$$\begin{aligned} \gamma_7 &= \gamma_{0-13} \eta_2 = 61,3 \cdot 0,95 = 58,3 \text{ \%}, \\ A_7^c &= A_{0-13}^c = 22,5 \text{ \%}. \end{aligned}$$

Перевірочний розрахунок

$$\begin{aligned} \gamma_5 &= \gamma_6 + \gamma_7 = 41,7 + 58,3 = 100 \text{ \%}. \\ A_5^c &= \frac{\gamma_6 A_6^c + \gamma_7 A_7^c}{100} = \frac{41,7 \cdot 30,5 + 58,3 \cdot 22,5}{100} = 25,8 \text{ \%}. \end{aligned}$$

Розраховуємо операцію знешламлення.

Вміст класу 0 – 0,5 мм у продукті 7 знаходимо так:

$$\gamma'_{0-0,5} = \gamma_{0-0,5} \eta_2 = 14,9 \cdot 0,95 = 14,2 \%,$$

де $\gamma_{0-0,5}$ – вміст класу 0 – 0,5 мм у дробленому продукті.

Беручи ефективність знешламлення $\eta_3 = 0,6$, визначаємо вихід і зольність шламу

$$\gamma_9 = \gamma'_{0-0,5} \eta = 14,2 \cdot 0,6 = 8,5 \%,$$

$$A_9^c = A_{0-0,5}^c = 21,1 \%.$$

Вихід і зольність знешлавленого продукту обчислимо з рівнянь балансу

$$\gamma_8 = \gamma_7 - \gamma_9 = 58,3 - 8,5 = 49,8 \%,$$

$$A_8^c = \frac{\gamma_7 A_7^c - \gamma_9 A_9^c}{\gamma_8} = \frac{58,3 \cdot 22,5 - 8,5 \cdot 21,1}{49,8} = 22,7 \%.$$

3.2. Побудова кривих збагачення

Криві збагачення будують за даними фракційного аналізу, реакційні складові продукту 5 (клас 13 – 100 мм) і продукту 8 (клас 0,5 – 13 мм) наведено в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

Фракційний склад машинних класів

Щільність фракції, кг/м ³	Клас продукту, мм			
	13 – 100		0,5 – 13	
	γ , %	A^c , %	γ , %	A^c , %
<1300	43,9	3,6	49,1	2,8
300–1400	15,8	9,2	15,7	7,1
400–1500	3,5	17,3	6,4	16,3
500–1600	2,2	23,9	2,4	25,0
500–1800	2,7	36,4	3,7	37,7
>1800	31,9	81,5	22,7	76,7
Разом	100,0	31,1	100,0	22,9

Згідно з рис. 3.1 продукти класу 13 – 100 мм збагачуються в суспензійних сепараторах, а 0,5 – 13 мм – у відсаджувальних машинах.

Для побудови кривої збагачення вихідні дані запишемо в табл. 3.3. У цій таблиці графи 1, 2 і 3 заповнюються на підставі фракційного складу з табл. 3.2.

Заповнюємо графу 4 табл. 3.3 послідовним підсумовуванням кодів фракцій (графа 2) зверху:

$$43,9 + 15,8 = 59,7 \%,$$

$$59,7 + 3,5 = 63,2 \% \text{ і т. д.}$$

Таблиця 3.3

Дані для побудови кривих збагачення вугілля класу 13 – 100 мм

Щільність фракції, кг/м ³	Вихід продукту γ , %	Зольність продукту A^c , %	Сумарні, %				
			фракції, що спливли		фракції, що потонули		
			зверху γ	A^c	знизу γ	A^c	
<1300	43,9	3,6	43,9	3,6	100,0	56,1	31,1
1300–1400	15,8	9,2	59,7	5,1	40,3		52,7
1400–1500	3,5	17,3	63,2	5,8	36,8		69,6
1500–1600	2,2	23,9	65,4	7,3	34,6		74,7
1600–1800	2,7	36,4	68,1	8,5	31,9		78,0
>1800	31,9	81,5	100,0	31,8			81,5
Разом	100,0	31,1	–	–	–		–

Далі заповнюємо графу 5 даними розрахункової середньої зольності фракцій, що спливли, зверху:

$$\frac{43,9 \cdot 3,6 + 15,8 \cdot 9,2}{59,7} = 5,1 \%,$$

$$\frac{59,7 \cdot 5,1 + 3,5 \cdot 17,3}{63,2} = 5,8 \% \text{ і т. д.}$$

Тепер заповнюємо графу 6 даними, які були отримані послідовним підсумовуванням виходів фракцій (графа 2), знизу:

$$31,9 + 2,7 = 34,6 \%$$

$$34,6 + 2,2 = 36,8 \% \text{, і т. д.}$$

І нарешті заповнюємо графу 7 даними розрахункової середньої зольності фракцій, що потонули, знизу:

$$\frac{31,9 \cdot 81,5 + 2,7 \cdot 36,4}{34,6} = 78,0 \%,$$

$$\frac{34,6 \cdot 78,0 + 2,2 \cdot 23,9}{36,8} = 74,7 \% \text{ і т. д.}$$

Побудову кривих поділу виконуємо в наведеному далі порядку.

1. Будуємо криву елементарних фракцій λ . На осі ординат (рис. 4.2) відкладаємо в масштабі сумарні виходи фракцій, що спливли (графа 4). Проводимо через отримані точки допоміжні лінії, що є паралельними осі абсцис, і на цих лініях відкладаємо в масштабі відповідні значення зольності елементарних фракцій (графа 3).

У межах кожної фракції проводимо лінії, паралельні осі ординат. Через середини цих ліній проводимо плавну криву λ так, щоб площі отриманих криволінійних трикутників були рівновеликими.

2. Будуємо криву фракцій, що спливли β , за даними граф 4 і 5 табл. 3.3. Отримані точки плавно з'єднаємо.

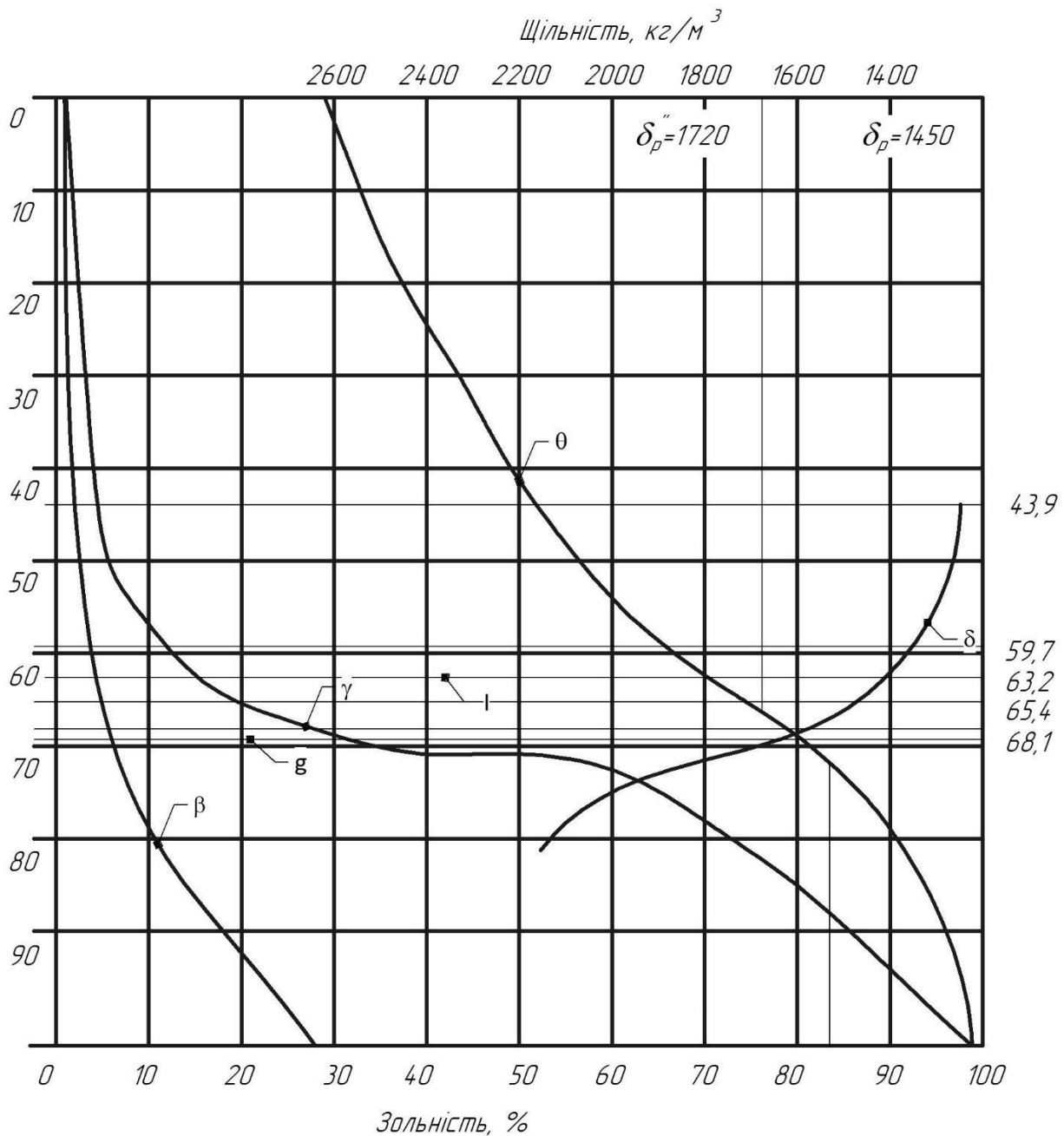


Рис. 3.2. Криві збагачення вугілля класу 13 – 100 мм

3. Будуємо криву фракцій, що потонули, θ за даними граф 6 і 7.

4. Будуємо криву щільності δ за даними граф 1 і 4. На верхньому боці квадрата (узятого за вісь щільності) відкладаємо в масштабі (справа наліво) щільність фракцій: 1300, 1400, 1500, 1600 і 1800 кг/м³. Через отримані точки проводимо лінії, паралельні осі ординат, до перетину з відповідними допоміжними лініями виходів. Отримані точки з'єднуємо плавною кривою.

Аналогічно будуємо криві збагачення класу 0,5 – 13 мм за даними табл. 3.2 (рис. 3.3).

Записуємо формулу розрахунку збагачення вугілля залежно від виходу наведених проміжних фракцій 1400 – 1800 кг/м³.

$$A_{(1400-1800)} = \frac{\gamma_{1400-1800}}{\gamma_{-1800}} \cdot 100 \%$$

Обчислюємо категорію для продукту класу 13 – 100 мм

$$A_{(1400-1800)пр} = \frac{3,5+2,2+2,7}{100-31,9} \cdot 100 = 12,3 \%, \\ 10 < 12,3 < 17.$$

Категорія збагачення 3 (ступінь збагачення – важкий).

Знайдемо для продукту класу 0,5 – 13 мм

$$A_{(1400-1800)пр} = \frac{6,4+2,4+3,7}{100-22,7} \cdot 100 = 16,2 \%, \\ 10 < 16,2 < 17,$$

категорія збагачення 3 (ступінь збагачення – важкий).

Складемо теоретичний баланс продуктів збагачення за кривими збагачення:

1. Клас 13 – 100 мм збагачується у важких суспензіях.

За додатком 40 [7] задаємося зольністю концентрату

$A_k^c = 5,5 \%$ для вугілля важкого збагачення при збагаченні в суспензіях.

Зольність відходів вибираємо $>75 \%$, тобто $A_0^c = 80 \%$.

Для визначення низької щільності розподілу δ'_p на осі абсцис (рис. 3.2) відкладаємо в масштабі зольність концентрату і проводимо лінію, що паралельна осі ординат, до перетину з кривою β . Через отриману точку проводимо лінію I, паралельну осі абсцис, щільність розподілу δ'_p знаходимо проектуванням точки перетину кривої I з кривої δ на вісь щільності.

Отримаємо $\delta'_p = 1450 \text{ кг/м}^3$.

Щоб визначити високу щільність розподілу δ''_p на осі абсцис (рис. 3.2), відкладаємо в масштабі зольність відходів $A_0^c = 80 \%$ і проводимо лінію, паралельну осі ординат, до перетину з кривою θ . Через отриману точку проводимо лінію II, паралельну осі абсцис. Щільність розподілу δ''_p знаходимо проектуванням точки перетину кривої II з кривою δ на вісь щільності.

Отримаємо $\delta''_p = 1720 \text{ кг/м}^3$.

Вихід концентрату розрахуємо в масштабі по осі ординат зверху до лінії I: $\gamma_k = 61,2 \%$.

Вихід відходів рахуємо в масштабі знизу по осі ординат до лінії II: $\gamma_o = 33\%$.

Знайдемо вихід промпродукту

$$\gamma_{nn} = 100 - \gamma_k - \gamma_o = 100 - 61 - 33 = 6 \%$$

Визначимо зольність промпродукту

$$A_{nn}^c = \frac{100A_{кл}^c - \gamma_k A_k^c - \gamma_o A_0^c}{\gamma_{nn}} = \frac{100 \cdot 31,1 - 61 \cdot 5,5 - 33 \cdot 80}{6} = 22,4 \%$$

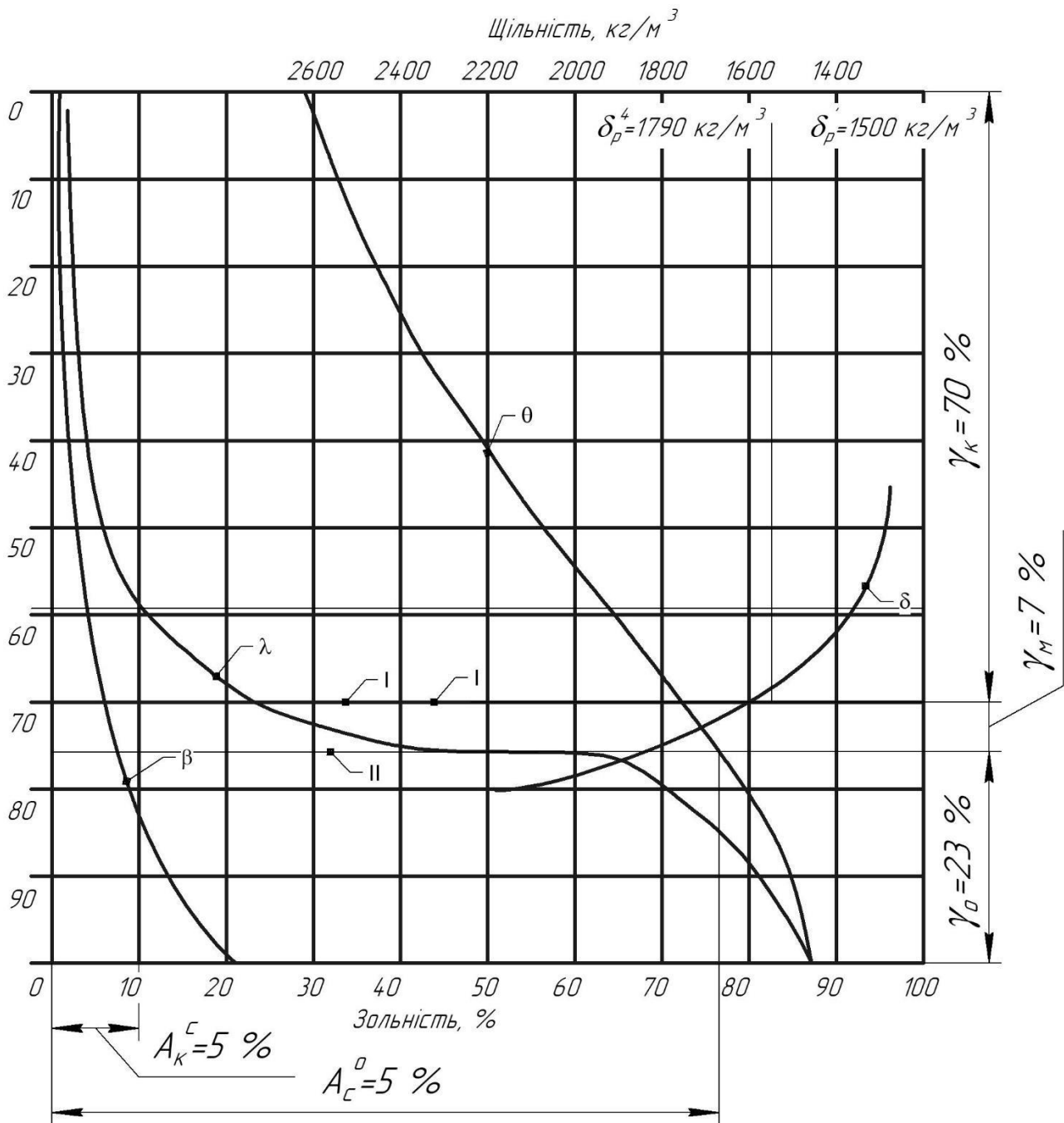


Рис. 3.3. Криві збагачення вугілля класу 0,5 – 13 мм

Результати теоретичного балансу зведемо в табл. 3.4.

Таблиця 3.4

Теоретичний баланс продуктів збагачення вугілля крупністю 13 – 100 мм

Продукт	$\gamma, \%$	$A^c, \%$
Концентрат	61	5,5
Промпродукт	6	22,4
Відходи	33	80
Разом	100	31,1

Аналогічно зробимо побудову і розрахунки для вугілля крупністю 0,5 – 13 мм, що збагачується відсадкою.

При зольності концентрату $A_{кл}^c = 5\%$ (додаток 40 [7]) і визначеній зольності відходів 76 % отримаємо:

$$\delta_p' = 1500 \text{ кг/м}^3 \text{ та } \delta_p'' = 1790 \text{ кг/м}^3.$$

Теоретичний баланс продуктів збагачення наведено в табл. 3.5.

Таблиця 3.5

Теоретичний баланс продуктів збагачення вугілля крупністю 0,5 – 13 мм

Продукт	$\gamma, \%$	$A^c, \%$
Концентрат	70	5,0
Промпродукт	7	27,4
Відходи	23	76,0
Разом	100	22,9

3.3. Розрахунок операції гідравлічної відсадки

При розрахунку операцій гідравлічної відсадки великого та дрібного вугілля визначають вміст шламу 0 – 0,5 мм, дрібного класу 0,5 – 13 мм у вихідному продукті на відсадку, фракційний склад вихідного класу, шламоутворення, загальний і додатковий вихід шламу в процесі відсадки, потім складають таблицю результатів відсадки.

Розрахунок практичних показників збагачення вугілля проводять за такими ймовірнісними показниками: середнім імовірним відхиленням E_{pm} та похибкою поділів J . Значення E_{pm} і J для різних типів збагачувальних машин, класів крупності наведені в табл. 3.6.

Таблиця 3.6

Величини E_{pm} та J

Тип машини	Розмір вугілля, мм	Низька щільність			Висока щільність		
		$E_{pm}, \text{кг/м}^3$	J	$\delta_p', \text{кг/м}^3$	$E_{pm}, \text{кг/м}^3$	J	$\delta_p'', \text{кг/м}^3$
1. Суспензійні сепаратори (типу СКВ)	6 – 300	15 – 30	–	1500	30 – 60	0,12 – 0,16	1900
2. Відсаджувальні машини ВМ	13 – 100	30 – 50	0,12 – 0,16	1500	60	0,16 – 0,20	1900
	0,5 – 13	30	0,14 – 0,20	1500	60	0,14 – 0,20	2000
3. Відсаджувальні машини ВМА–10	6 – 250	30	0,14 – 0,20	1600	60	0,12	2000

Для складання практичного балансу продуктів збагачення відсадкою необхідно мати фракційний склад вихідного продукту на відсадку, отримані значення похибки поділу J , низьку δ'_p або високу δ''_p щільність розділення, які визначаються за кривими збагачення при складанні теоретичного балансу. Результати розрахунків зводяться в таблицю.

Прогнозування показників розділення гідравлічною відсадкою зводиться до визначення вилучення вузьких фракцій вихідного продукту у відповідні продукти. З цією метою розраховуються значення випадкової помилки x чи поіншому відхилення середньої щільності фракції δ_{cp} від щільності поділу δ_p в одиницях середньоквадратичного відхилення.

При логарифмічно нормальному законі розподілу фракцій у продуктах розподілу значення розраховуються за формулою

$$x = \pm \lg \frac{\delta_p - 1000}{\delta_{cp} - 1000} \cdot \frac{0,675}{\lg(J + \sqrt{J^2 + 1})}$$

Знак плюс (+) беруть при визначенні вилучення фракцій у концентрат, а знак мінус (-) – у відході.

За величиною x знаходять значення інтеграла ймовірності Гауса (додатки 63 [6] або 50 [7]) і виділення даної вузької фракції у відповідний продукт $\varepsilon = 100 F(x)$.

3.4. Приклад розрахунку відсадки класу 0,5 – 13 мм у відсаджувальній машині

1. Виконуємо розрахунок шламоутворення

Згідно з розрахунками, що були проведені в підрозділі 3.1, вихід знешламленого продукту θ , що надходить на відсадку, (рис. 4.1) $\gamma_8 = 49,8\%$ і зольність $A_8^c = 22,7\%$.

Для розрахунку відсадки вміст класу 0 – 0,5 мм:

$$\gamma''_{0-0,5} = \gamma'_{0-0,5} = \gamma_9 = 14,2 - 8,5 = 5,7\% \text{ та зольність } A_{0-0,5}^c = 21,1\%.$$

За додатком 42 [7] знаходимо додатковий вихід шламу в процесі відсадки ($\alpha = 10\%$ при $\gamma''_{0-0,5} = 14,9$ (табл. 3.1).

Тоді

$$x_1 = (\gamma_8 - \gamma''_{0-0,5}) \frac{a}{100} = (49,8 - 5,7) \frac{10}{100} = 4,4\%.$$

$$A_{x_1}^c = A_8^c = 22,7\%.$$

2. Визначимо загальний вихід шламу

$$x_2 = x_1 + \gamma''_{0-0,5} = 4,4 + 5,7 = 10,1\%$$

та зольність

$$A_{x_2}^c = \frac{x_1 \cdot A_{x_1}^c + \gamma''_{0-0,5} \cdot A_{0-0,5}^c}{x_2} = \frac{4,4 \cdot 22,7 + 5,7 \cdot 21,1}{10,1} = 21,8\%.$$

Знаходимо вихід і зольність вихідного живлення без шламу

$$\gamma'_8 = \gamma_8 - x_2 = 49,8 - 10,1 = 39,7 \%,$$

$$A_{8'}^c = \frac{\gamma_8 A_8^c - x_2 A_{x2}^c}{\gamma'_8} = \frac{49,8 \cdot 22,7 - 10,1 \cdot 21,8}{39,7} = 22,9 \%.$$

Оскільки $A_{8'}^c$ збігається із зольністю класу 0,5 – 13 мм в табл. 3.2, то корегування фракційного складу машинного класу не проводимо.

3. Складаємо табл. 3.7 результатів відсадки вугілля.

На підставі розрахунків теоретичного балансу отримано щільність розподілу: для концентрату $\delta'_p = 1500 \text{ кг/м}^3$ і для відходів $\delta'_p = 1790 \text{ кг/м}^3$. Похибку розподілу визначимо за табл. 3.6, $J = 0,17$.

Вихідне живлення

Графи 2 і 3 табл. 3.7 заповнюємо даними з табл. 3.2.

Потім заповнюємо графу 4

$$\gamma \cdot A^c = 49,1 \cdot 2,8 = 137,48 \text{ і т. д.}$$

Далі заповнюємо графу 5

$$\delta_{\text{ср}} = \frac{1200+1300}{2} = 1250 \text{ кг/м}^3 \text{ і т. д.}$$

Концентрат

Відхилення середньої щільності фракції від щільності поділу $\delta'_{\text{ср}} = 1500 \text{ кг/м}^3$ (графа 6) визначаємо за формулою (1), тобто

$$x = \lg \frac{1500-1000}{1250-1000} \cdot \frac{0,675}{\lg(0,17+\sqrt{0,17^2+1})} = 2,76 \text{ і т. д.}$$

За додатком 50 [7] знаходимо $F(x) = 0,9971$ при $x = 2,76$ і розраховуємо відокремлення (графа 7)

$$\varepsilon = 100F(x) = 100 \cdot 0,9971 = 99,71 \%.$$

Знайдемо вихід концентрату (графа 8)

$$\gamma_k = \frac{\gamma \varepsilon}{100} = \frac{49,1 \cdot 99,71}{100} = 48,96 \% \text{ і т. д.}$$

Щоб заповнити графу 9, зробимо такі обчислення:

$$\gamma_k \cdot A^c = 49,06 \cdot 2,8 = 137,37 \text{ і т. д.}$$

Відходи

Відхилення середньої щільності фракцій від щільності поділу $\delta''_{\text{ср}} = 1790 \text{ кг/м}^3$ (графа 10) визначаємо за формулою (1), отже,

$$x' = -\lg \frac{1790-1000}{1250-1000} \cdot \frac{0,675}{\lg(0,17+\sqrt{0,17^2+1})} = -4,59 \text{ і т. д.}$$

За додатком 50 [7] знаходимо $F(x)$ при $x' = -4,59$ та відокремлення (графа 11)

$$\varepsilon = 100F(x) = 100,0 = 0 \text{ і т. д.}$$

Визначаємо вихід відходів (графа 12) з такого рівняння:

$$\gamma_o = \frac{\gamma \varepsilon}{100} = \frac{49,1 \cdot 0}{100} = 0 \text{ і т. д.}$$

Щоб заповнити графу 13, зробимо такі обчислення:

$$\gamma_o \cdot A^c = 0 \cdot 2,8 = 0 \text{ і т. д.}$$

Таблиця 3.7

Результати відсадки вугілля класу 0,5 – 13 мм

Щільність фракції, кг/м ³	Вихідне живлення				Концентрат при $\delta'_{\text{ср}} = 1500 \text{ кг/м}^3; J = 0,17$				Відходи при $\delta''_{\text{ср}} = 1790 \text{ кг/м}^3; J = 0,17$				Промпродукт	
	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	γA^c	$\delta_{\text{ср}}, \text{кг/м}^3$	x	ε	$\gamma_k, \%$	$\gamma_k A^c$	x'	$\varepsilon, \%$	$\gamma_o, \%$	$\gamma_o A^c$	$\gamma_m, \%$	$\gamma_m A^c$
1200 – 1300	49,1	2,8	137,48	1250	2,76	99,71	48,96	137,09	-4,59	-	-	0,14	0,4	
1300 – 1400	15,7	7,1	111,47	1350	1,42	92,22	14,48	102,81	-3,25	0,06	0,07	1,21	8,59	
1400 – 1500	6,4	16,3	104,32	1450	0,42	66,28	4,94	69,11	-2,25	1,22	1,30	2,08	33,90	
1500 – 1600	2,4	25,0	60,00	1550	-0,38	35,20	0,84	21,00	-1,44	7,49	4,50	1,38	34,50	
1600 – 1800	3,7	37,7	139,49	1700	-1,34	9,01	0,33	12,44	-0,48	31,56	44,11	2,20	82,94	
1800–2000	22,7	76,7	1741,09	2200	-3,49	0,02	-	-	1,67	95,25	1658,25	1,08	82,84	
Разом	100	22,9	2293,85				68,85	342,75			1708,23	8,1	243,17	

Промпродукт

Визначаємо вихід промпродукту (графа 14)

$$\gamma_{nn} = \gamma - \gamma_k - \gamma_o = 49,1 - 49,06 - 0 = 0,04 \% \text{ і т. д.}$$

Виконавши певні розрахунки, заповнюємо графу 15

$$\gamma_{nn} A^c = 0,04 \cdot 2,8 = 1,12.$$

Перевіряємо правильність складання табл. 3.7

$$\begin{aligned} \sum \gamma &= \sum \gamma_k + \sum \gamma_{nn} + \sum \gamma_o = 69,56 + 22,81 + 7,63 = 100 \% \\ \sum \gamma A^c &= \sum \gamma_k A^c + \sum \gamma_{nn} A^c + \sum \gamma_o A^c = \\ &= 342,45 + 1708,29 + 243,17 = 2293,85. \end{aligned}$$

4. Визначаємо вихід і зольність продуктів збагачення за табл. 3.7.

– концентрат без шламу

$$\begin{aligned} \gamma'_n &= \frac{\gamma'_8}{100} \sum \gamma_k = \frac{39,7}{100} 68,85 = 27,3 \%, \\ A_{k'}^c &= \frac{\sum \gamma_k A^c}{\sum \gamma_k} = \frac{342,45}{68,85} = 4,97 \%; \end{aligned}$$

– концентрат зі шламом

$$\begin{aligned} \gamma_k &= \gamma'_k + x_2 = 27,3 + 10,1 = 37,4 \%, \\ A_k^c &= \frac{\gamma'_k A_{k'}^c + x_2 A_{x_2}^c}{\gamma_k} = \frac{27,3 \cdot 4,97 + 10,1 \cdot 21,8}{37,4} = 9,5 \%; \end{aligned}$$

– промпродукт

$$\begin{aligned} \gamma_{nn} &= \frac{\gamma'_k}{100} \sum \gamma_{nn} = \frac{39,7}{100} \cdot 8,1 = 3,2 \%, \\ A_{nn}^c &= \frac{\sum \gamma_{nn} A_c}{\sum \gamma_{nn}} = \frac{243,17}{8,1} = 30,0 \%; \end{aligned}$$

– відходи

$$\begin{aligned} \gamma_o &= \frac{\gamma'_k}{100} \sum \gamma_o = \frac{39,7}{100} \cdot 23,05 = 9,2 \%, \\ A_o^c &= \frac{\sum \gamma_o A_c}{\sum \gamma_o} = \frac{1708,23}{23,05} = 74,1 \%; \end{aligned}$$

– зробимо перевірний розрахунок

$$\gamma_8 = \gamma_k + \gamma_{nn} + \gamma_o = 37,4 + 3,2 + 9,2 = 49,8 \%.$$

3.5. Розрахунок операції збагачення в мінеральних суспензіях

Розрахунок операції збагачення в суспензіях проводиться аналогічно розрахунку операції відсадки.

Відмінність розрахунку полягає лише в тому, що відхилення середньої щільності фракції від щільності поділу розраховується за формулою

$$x = \pm 0,675 \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_p},$$

де середнє ймовірне відхилення E_p для колесного сепаратора (типу СКВ та СТТ) визначається залежно від крупності збагачуваного вугілля [7]:

25 – 300 мм	$E_p = 0,01\delta_p + 0,02,$
13 – 150 мм	$E_p = 0,015\delta_p + 0,02,$
6 – 100 мм	$E_p = 0,025\delta_p + 0,005.$

Список літератури

1. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик / К.А. Разумов, В.А. Перов. – Москва: Недра, 1982. – 518 с.
2. Серго Е.Е. Дробление, измельчение і грохочение полезных ископаемых / Е.Е. Серго. – Москва: Недра, 1985. – 285 с.
3. Шохин В.М. Гравитационные методы обогащения / В.М. Шохин, А.Г. Лопатин. – Москва: Недра, 1980. – 400 с.
4. Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е.П. Белецкий, А.А. Ширяев и др. – Москва: Недра, 1980. – 527 с.
5. Артюшин С.П. Проектирование углеобогатительных фабрик / С.П. Артюшин. – Москва: Недра, 1974. – 204 с.
6. Справочник по обогащению углей / под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – Москва: Недра, 1984. – 614 с.
7. Артюшин С.П. Сборник задач по обогащению углей / Артюшин С.П. – Москва: Недра, 1979. – 223 с.

Додаток 1

Таблиця Д.1

Завдання для розрахунку схеми дроблення

№ пп	Продук- тивність, млн т/р.	Діаметр максимального шматка, мм	Крупність дробленого продукту, мм	Твердість руди	Номер операції (дод. 3)
1	8	600	13	Міцна	а
2	10	600	15	Середньої міцності	а
3	12	600	13	М'яка	а
4	16	1000	20	Міцна	б
5	18	1100	25	Середньої міцності	б
6	20	100	30	М'яка	б
7	22	1200	18	Міцна	в
8	24	1000	18	Середньої міцності	в
9	26	1200	12	М'яка	в
10	16	1000	20	Міцна	г
11	20	1000	25	Середньої міцності	г
12	30	1200	30	М'яка	г

Додаток 2

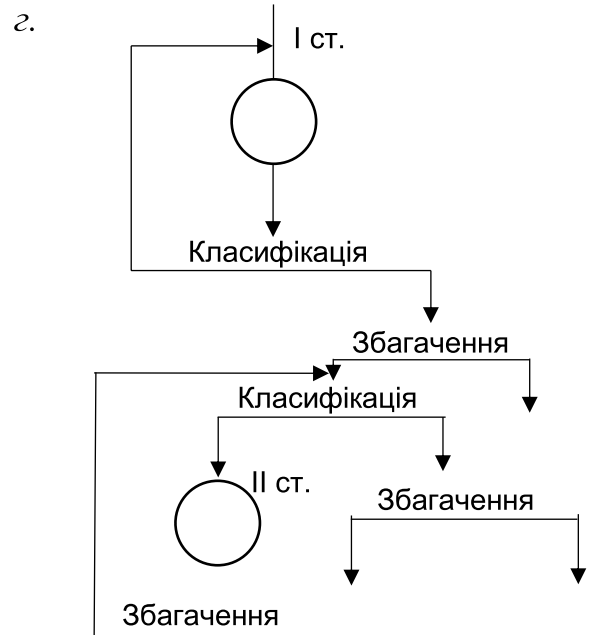
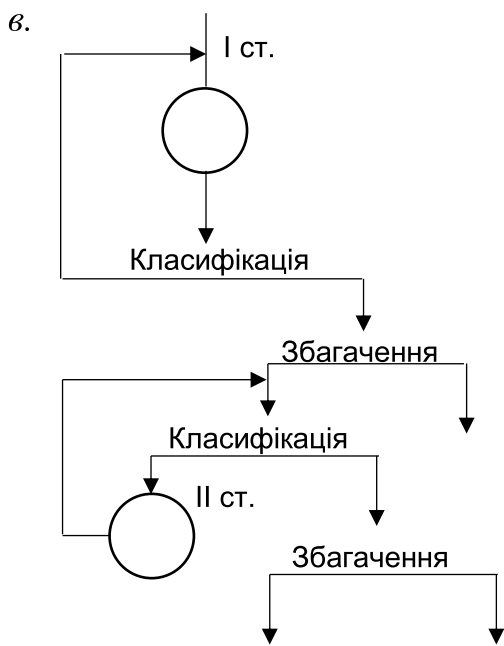
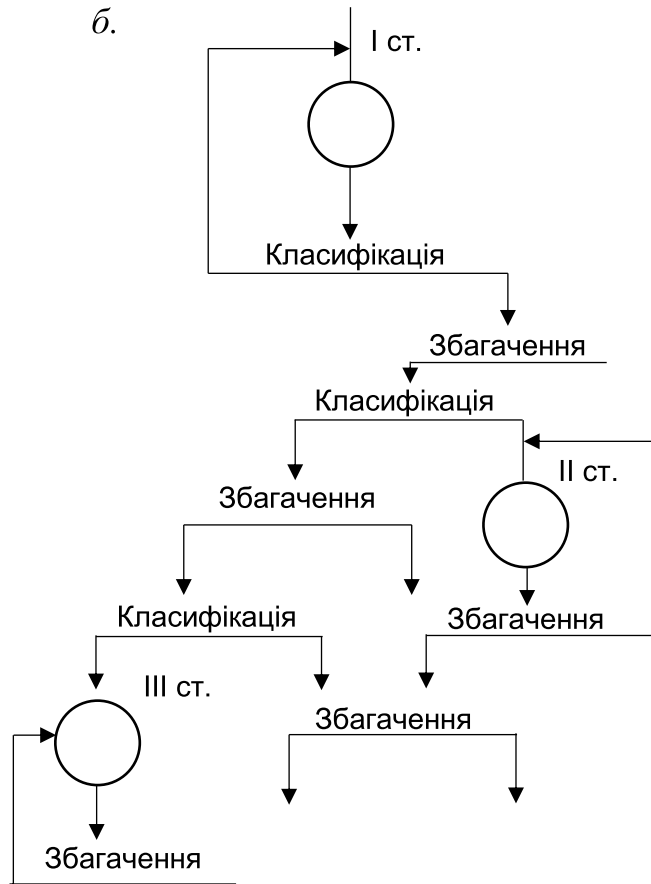
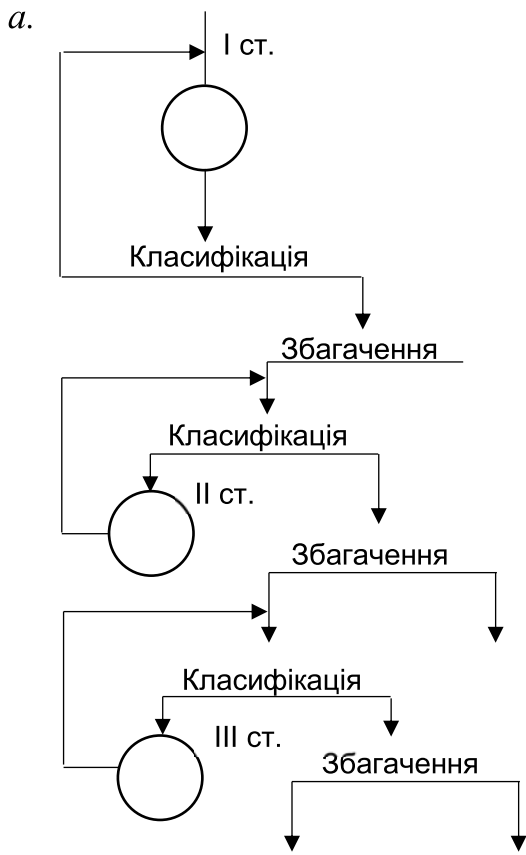
Таблиця Д.2

Завдання для розрахунку схеми подрібнення

№ пп	Крупність живлення млинів, мм	Продуктив- ність млина, т/год.	Вміст класу – 74 мкм у живленні млинів, %	Вміст класу – 74 мкм у зливі класифіка- тора, %	Ж : Т у зливі класифіка- тора за масою	Номер схеми (додаток Д.3)
1	12	200	6	50	2,4	а
2	13	250	6	60	2,5	а
3	15	180	7	65	2,6	а
4	15	150	9	62	2,5	б
5	20	200	8	55	3,0	б
6	25	200	10	52	2,4	б
7	30	150	3	54	2,8	в
8	18	180	4	63	2,7	в
9	18	150	5	53	2,9	в
10	20	250	6	55	2,5	г
11	20	150	8	60	2,6	г
12	13	200	10	62	2,4	г

Додаток 3

Схеми подрібнення



Додаток 4

Таблиця Д.4

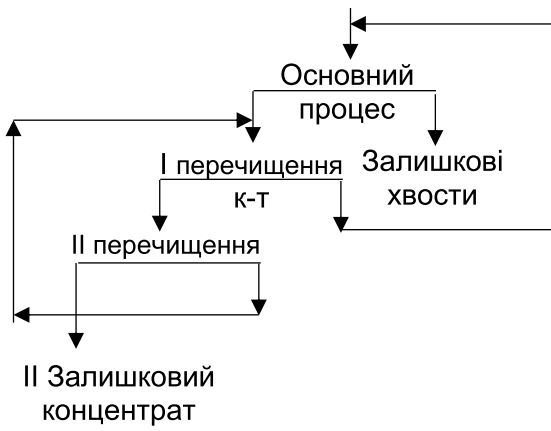
Завдання для розрахунку схем збагачення

№ п/п	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	№ схеми (додаток 5)
1	5	80	85	85	80	–	60	50	–	–	–	а
2	8	85	90	85	80	–	55	45	–	–	–	а
3	6	82	88	80	75	–	55	45	–	–	–	а
4	7	90	92	82	78	–	60	50	–	–	–	а
5	10	85	90	88	85	–	58	47	40	9	–	б
6	9	87	91	90	85	–	60	53	38	10	–	б
7	8	80	85	84	80	–	55	50	35	11	–	б
8	7	90	92	91	85	–	62	49	36	7	–	б
9	10	90	90	85	80	25	60	30	15	5	3	в
10	13	85	85	80	75	30	50	25	13	7	5	в
11	14	80	85	75	70	28	55	27	14	6	4	в
12	11	82	87	80	73	26	58	32	12	8	5	в

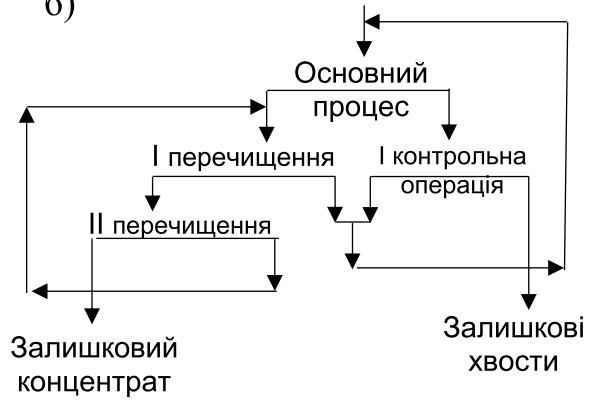
Зміст граф: 1 – вміст металу у вихідній руді, %, 2 – витяжка металу в остаточний концентрат з руди, %; 3 – окрема витяжка в концентрат другого перевищення, %; 4 – те саме, в концентрат першого перевищення, %; 5 – те саме, основного процесу, %; 6 – те саме в концентрат першої контрольної операції, %; 7 – вміст металу в остаточному концентраті, %; 8 – те саме в концентраті після першого перевищення, %; 9 – те саме в концентраті основного процесу, %; 10 – те саме в концентраті першої контрольної операції, %; 11 – те саме в концентраті другої контрольної операції, %.

Додаток 5 Схеми збагачення

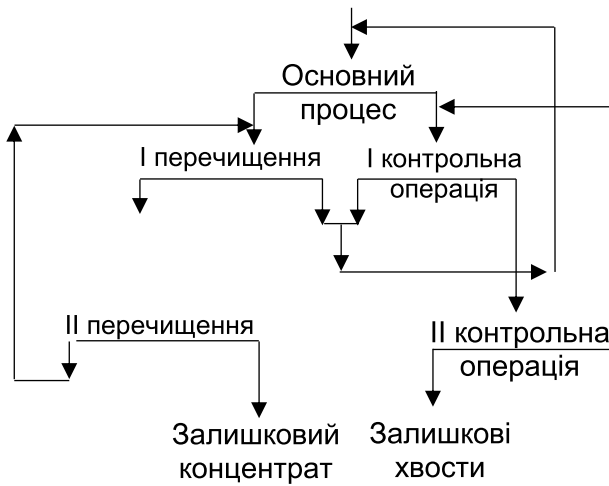
а)



б)



в)



Додаток 6

Завдання до розрахунку операцій відсадки і суспензійної сепарації

Таблиця Д.6

Щільність фракцій, кг/м ³	Завдання 1, 2		Завдання 3, 4		Завдання 5, 6		Завдання 7, 8	
	$\gamma_0 = 47\%$ $\gamma_{-0,05} = 0,5\%$ $A_{-0,05}^c = 0,5\%$		$\gamma_0 = 51\%$ $\gamma_{-0,05} = 0,4\%$ $A_{-0,05}^c = 19,3\%$		$\gamma_0 = 45\%$ $\gamma_{-0,05} = 0,7\%$ $A_{-0,05}^c = 23\%$		$\gamma_0 = 42\%$ $\gamma_{-0,05} = 0,6\%$ $A_{-0,05}^c = 25,4\%$	
	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	$\gamma, \%$	$A^c, \%$	$\gamma, \%$	$A^c, \%$
1200 – 1300	28,0	4,0	30,0	3,0	28,2	3,6	33,0	3,2
1300 – 1400	10,2	10,0	17,2	9,0	14,0	8,4	14,2	9,3
1400 – 1500	9,0	21,0	8,6	21,0	13,0	22,2	10,6	20,0
1500 – 1600	5,0	28,0	6,3	24,0	3,6	27,1	4,3	25,0
1600 – 1800	4,0	36,0	7,5	28,0	5,1	33,1	5,5	30,0
1800 – 2000	45,8	74,0	30,4	68,0	36,1	69,6	32,4	70,0
Разом	100,0	39,3	100	28,5	100,0	32,9	100,0	29,9

Примітка. Крупність вугілля 13 – 100 мм. Завдання 1, 3, 5, 7 – відсадка; 2, 4, 6, 8 – суспензійна сепарація.

Щільність фракцій, кг/м ³	Завдання 9		Завдання 10		Завдання 11		Завдання 12	
	γ_0 , %	A^c , %	γ_0 , %	A^c , %	γ_0 , %	A^c , %	γ_0 , %	A^c , %
1200 – 1300	50,0	4,1	60,3	3,9	53,7	5,8	45,0	5,0
1300 – 1400	14,0	6,3	15,7	7,1	16,5	7,2	13,0	7,0
1400 – 1500	4,0	4,5	4,0	20,7	7,5	18,1	3,0	17,0
1500 – 1600	3,0	30,7	2,0	27,4	2,5	26,8	4,0	25,0
1600 – 1800	5,0	41,0	1,0	36,0	3,3	36,3	2,0	33,0
1800 – 2000	24,0	65,0	17,0	74,8	16,5	74,9	27,0	70,0
Разом	100,0	19,9	100,0	17,9	100,0	19,9	100,0	24,9

Примітка:

 γ_0 – кількість вугілля, що надходить на збагачення, %; $\gamma_{-0,05}$ і $A^c_{-0,05}$ – вміст класу 0 – 0,05 мм і його зольність у вихідному живленні.

Заболотний Костянтин Сергійович
Пащенко Олександр Анатолійович
Ганкевич Валентин Феодосійович
Титов Олександр Олександрович

РОЗРАХУНОК СХЕМ ЗБАГАЧЕННЯ

Методичні рекомендації для самостійної роботи з дисциплін
«Технологія гірничого виробництва» і «Збагачення корисних копалин»
та курсового проектування
(для студентів спеціальності 133 Галузеве машинобудування)

Редактор Ю.В. Рачковська

Підписано до друку 01.11.2017. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 2,5.
Обл.-вид. арк. 2,5. Тираж 20 пр. Зам. №

Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»
49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19.