

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до виконання курсових проектів по дисциплінам
«Гравітаційні процеси збагачення», «Проектування збагачувальних
фабрик» і технологічної частини дипломного проекту

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

Донецьк, ДонНТУ
2008

УДК 622.7

Методичні вказівки до виконання курсових проектів по дисциплінам «Гравітаційні процеси збагачення», «Проектування збагачувальних фабрик» і технологічної частини дипломного проекту (для студентів спеціальності 7.090302 «Збагачення корисних копалин», напрям підготовки – 050303 – «Переробка корисних копалин») / Ю.Л. Папушин, В.О.Смирнов – Донецьк: ДонНТУ, 2008. – 80 с.

Наведені основні методики вибору і розрахунку технологічних схем переробки вугілля гравітаційної крупності, вугільних шламів поточного видобутку і вуглевмісних тонкозернистих продуктів техногенних родовищ, необхідні для виконання курсових проектів по дисциплінам «Гравітаційні процеси збагачення», «Проектування збагачувальних фабрик» і технологічної частини дипломного проекту за спеціальністю «Збагачення корисних копалин».

Наведені рекомендації по використанню ПЕОМ і існуючої бази даних при розробці графічної частини курсових і дипломного проектів за спеціальністю «Збагачення корисних копалин».

Наведені приклади розробки компоновальних креслень.

Укладачі:

Ю.Л. Папушин, проф.
В.О. Смирнов, доц.

Відпов. за випуск

О.І. Назимко , проф.

ЗМІСТ

Вступ.....	6
1 Склад курсового проекту і вимоги до його виконання.....	6
2 Рекомендації по виконанню технологічної частини проекту	7
2.1 Вибір і обґрунтування принципової технологічної схеми збагачення класів гравітаційної крупності.....	7
2.2 Розрахунок характеристик теоретичних машинних класів.....	9
2.3 Вибір процесів гравітаційного збагачення.....	13
2.4 Розрахунок теоретичного балансу продуктів збагачення	15
2.5 Розрахунок практичного балансу продуктів збагачення	19
2.6 Розробка схеми збагачення	25
2.7 Методика розрахунку якісно-кількісних показників продуктів технологічної схеми	30
2.7.1 Методика урахування шламоутворення в операціях технологічної схеми	30
2.7.2 Методика розрахунку операцій розділення по крупності	32
2.7.3 Розрахунок операцій збагачення гравітаційними методами.....	38
2.7.4 Розрахунок операції магнітної сепарації.....	45
2.7.5 Особливості розрахунку операцій переробки промпродукту.....	46
2.8 Розрахунок виходів продуктів в абсолютних показниках	48
2.9 Складання балансу продуктів переробки вугілля	51
2.10 Розрахунок необхідної кількості обважнювача і його витрат.....	52
3 Методика розрахунку кількості обладнання.....	53
4 Рекомендації по оформленню пояснювальної записки і графічної частини курсового проекту.....	58
Додатки А – С.....	62
Список рекомендованої літератури.....	78

ВСТУП

Методичні вказівки є посібником для студентів спеціальності 7.090302 «Збагачення корисних копалин» при виконання курсових проектів по дисциплінам «Гравітаційні процеси збагачення» і «Проектування збагачувальних фабрик», а також технологічної частини дипломного проекту при розрахунку технологічних схем переробки вугілля і продуктів збагачення гравітаційної крупності.

Методичні вказівки складені з урахуванням «Норм технологічного проектування вуглезбагачувальних фабрик» [1].

1 ЗМІСТ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ І ВИМОГИ ДО ЙОГО ВИКОНАННЯ

Курсовий проект повинен складатись з пояснювальної записки і графічної частини. Пояснювальна записка повинна виконуватись на листах формату А 4 с одного боку (допускається використання формату А 3 для рисунків), мати обкладинку і включати:

- титульний лист (додаток А);
- завдання на виконання курсового проекту (додаток С);
- реферат (додаток Б);
- зміст (додаток В);
- вступ, де наводиться значення сировини, обґрунтовується необхідність його збагачення і указуються мета і задачі проекту;
- загальну частину, де описується сировинна база цеха (відділення), що проектується, з включенням переліку підприємств – постачальників сировини, її марочного складу; наводиться ситовий і фракційний склад вугілля підприємств – постачальників або шихти, яка надходить на збагачення (за завданням – додаток С); перелічуються споживачі готової продукції і їхні вимоги до якості товарних продуктів (концентрату і промпродукту);
- технологічну частину, де виконується вибір і обґрунтування принципової схеми переробки вугілля, розрахунок характеристик теоретичних машинних класів, вибір процесів збагачення, розрахунок теоретичного і практичного балансів продуктів збагачення, розробка і розрахунок схеми переробки вугілля, вибір і розрахунок числа одиниць основного технологічного обладнання;
- висновки, де наводиться скорочене описання отриманих результатів;
- перелік посилань – перелік літературних джерел, які були використані при виконанні проекту.

В графічній частині проекту по дисципліні «Гравітаційні процеси збагачення» повинна бути представлена технологічна схема гравітаційного цеха (відділення) з якісно-кількісними показниками продуктів і схема основного обладнання на листі формату А 1 з штампом, зразок якого наведений в додатку Г. Указані схеми можуть бути представлені в комп'ютерному варіанті на листах формату А 4 і включені в пояснювальну записку.

В графічній частині проекту по дисципліні «Проектування збагачувальних фабрик» повинні бути представлені подовжній розріз і план головного корпусу збагачувальної фабрики, що проектується, на двох листах формату А 1 або в комп'ютерному варіанті на листах формату А 4.

При оформленні пояснювальної записки необхідно враховувати вимоги Держстандарту України ДСТУ 3008-95 «Документація. Звіти в сфері науки і техніки. Структура і правила оформлення».

Усі обчислення повинні виконуватись без округлень проміжних результатів. Отримані остаточні значення округлюються з необхідною точністю, після чого результати вносяться в таблиці. Рекомендується показники виходу округляти до двох значущих цифр після коми, показники зольності – до однієї значущої цифри після коми.

2 РЕКОМЕНДАЦІЇ ПО ВИКОНАННЮ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ ЧАСТИНИ ПРОЕКТУ

2.1 Вибір і обґрунтування принципової технологічної схеми збагачення

В даному розділі на основі досвіду роботи збагачувальних фабрик, які перероблюють близьку за характеристиками сировину, або «Норм...» [1] виконується вибір глибини збагачення сировини, кількості і границь крупності машинних класів. Вирішується питання про роздільне або сумісне збагачення сировини різних постачальників, яке відрізняється збагачуваністю або марочним складом, на обладнанні різних секцій. Орієнтовно приймається число секцій, що працюють паралельно (уточнюється в подальших розрахунках при виборі обладнання).

При використанні гравітаційних методів рекомендується приймати глибину збагачення рівною 25, 13, 6 або 0,5 мм. При глибині збагачення 0,5 мм доцільно виконувати попереднє розділення вихідної сировини на два машинних класи (+ 13 мм і 0,5 – 13 мм). У випадку збагачення крупних класів вугілля і антрацитів в важкосередовищних сепараторах допускається їх розділення на два машинних класи (+ 25 (50) мм і 13 (10) – 25 (50) мм). Вибір граничного розміру крупності визначається із ситового складу вихідного матеріалу з урахуванням оптимального завантаження обладнання.

Максимальну крупність вугілля, яке збагачується з використанням гравітаційних процесів, слід приймати рівною 100 (80) мм, що дозволить зменшити кількість зростків в крупних класах і спростити систему внутрішньофабричного транспорту продуктів. Можливо збагачення вугілля крупністю до 200 – 300 мм, якщо це передбачено технічною характеристикою обладнання, що використовується.

Роздільне збагачення вугілля різних марок або сировини різної збагачуваності слід застосовувати для переробки шихти вуглепідготовчими цехами коксохімзаводів або за узгодженням з керівником проекту. Для забезпечення надійності роботи цеха (відділення), що проектується, рекомендується приймати не менше двох паралельних секцій.

Нижче наведений приклад вибору і розрахунку технологічної схеми відділення збагачення вугілля марки "Ж" шахт № 1 і № 2 гравітаційними методами. Прийнято, що пайова частка вугілля даних шахт в шихті є $\gamma_{ш1} = 70\%$ ($Z_1 = 0.7$) і $\gamma_{ш2} = 30\%$ ($Z_2 = 0.3$). Загальна кількість вугілля, яке надходить на підприємство, що проектується, $Q_1 = 850$ т/год при вологості 6 %. Ситові і фракційні склади вугілля наведені в табл. 2.1 - 2.4.

Таблиця 2.1 - Ситовий склад вугілля шахти № 1

Показники	Класи крупності, мм					
	25 - 100	13 - 25	6 - 13	0.5 - 6	0 - 0.5	Разом
Вихід γ , %	31.2	10.4	12.7	30.3	15.4	100.0
Зольність A^d , %	48.4	37.8	31.5	29.7	25.1	36.6

Таблиця 2.2 - Фракційний склад вугілля шахти № 1

Густина фракцій, кг / м ³	Класи крупності, мм							
	25 - 100		13 - 25		6 - 13		0.5 - 6	
	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %
< 1400	32.6	4.2	44.8	4.1	56.3	4.4	57.8	5.2
1400 - 1500	7.4	12.9	11.4	15.0	7.5	13.8	9.9	15.6
1500 - 1600	1.5	27.7	1.1	31.1	1.1	27.8	1.4	31.6
1600 - 1800	2.3	45.6	1.7	46.2	2.1	44.1	2.8	43.8
> 1800	56.2	79.4	41.0	80.8	33.0	81.1	28.1	83.6
Разом:	100.0	48.4	100.0	37.8	100.0	31.5	100.0	29.7

Таблиця 2.3 - Ситовий склад вугілля шахти № 2

Показники	Класи крупності, мм					
	25 - 100	13 - 25	6 - 13	0.5 - 6	0 - 0.5	Разом
Вихід γ , %	38.7	11.5	14.7	21.8	13.3	100.0
Зольність A^d , %	51.6	35.2	26.4	25.7	23.6	36.7

Таблиця 2.4 - Фракційний склад вугілля шахти № 2

Густина фракцій, кг / м ³	Класи крупності, мм							
	25 - 100		13 - 25		6 - 13		0.5 - 6	
	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %
< 1400	32.6	3.5	50.5	3.8	52.9	4.1	56.6	4.6
1400 - 1500	4.2	16.1	7.7	15.7	11.8	17.8	12.2	19.4
1500 - 1600	2.1	27.4	1.7	31.3	6.9	26.4	3.8	26.9
1600 - 1800	3.7	45.1	4.3	46.6	5.9	47.1	4.8	43.5
> 1800	57.4	82.8	35.8	82.5	22.5	77.9	22.6	78.0
Разом:	100.0	51.6	100.0	35.2	100.0	26.4	100.0	25.7

На основі досвіду роботи вуглезбагачувальних фабрик і діючих норм проектування для переробки вугілля марки "Ж" приймаємо глибину збагачення гравітаційними методами рівною 0.5 мм із розділенням сировини на два машинних класи + 13 мм і 0.5 - 13 мм. Передбачаємо сумісне збагачення вугілля двома паралельними секціями.

2.2 Розрахунок характеристик теоретичних машинних класів

Розрахунок характеристик теоретичних машинних класів виконується у тому випадку, якщо вихідна сировина надходить від двох і більше постачальників і (або) існують фракційні склади вузьких класів.

Попередньо слід виконати перевірку вихідних даних. Необхідно перерахувати сумарний вихід класів і фракцій, а також відповідні величини зольності. Показники таблиць ситового і фракційного складу, які характеризують зольність класів, повинні точно відповідати один одному. При наявності невідповідності, дані повинні бути скоректовані (доцільно змінювати дані таблиць ситового складу з подальшим перерахунком середньої зольності вугілля).

Отримані результати розрахунку характеристик теоретичних машинних класів слід представляти у вигляді таблиць, порядок заповнення яких наведений нижче.

Для розглянутого прикладу при умові, що перед збагаченням вугілля гравітаційної крупності передбачається розділяти сировину (шихту) на два машинних класи (+ 13 мм – крупний і 0.5 – 13 мм – дрібний), виконується розрахунок фракційного складу цих класів і їх вмісту в вихідному матеріалі (шихті). Результати розрахунку наведені в таблицях 2.5 і 2.6

Таблиця 2.5 - Результати розрахунку фракційного складу теоретичних машинних класів

Густина фракцій, кг / м ³	Клас + 13 мм			Клас 0.5 - 13 мм		
	$\gamma_{ш}$, %	$\gamma_{кв}$, %	A^d , %	$\gamma_{ш}$, %	$\gamma_{кв}$, %	A^d , %
1	2	3	4	5	6	7
< 1400	15.91	36.01	4.0	23.30	56.76	4.8
1400 - 1500	3.20	7.24	14.2	4.08	9.94	16.3
1500 - 1600	0.71	1.61	28.3	0.95	2.31	28.3
1600 - 1800	1.20	2.72	45.6	1.36	3.31	44.4
> 1800	23.16	52.42	80.7	11.36	27.68	81.7
Разом:	44.18	100.00	46.5	41.05	100.00	29.1

Таблиця 2.6 - Результати розрахунку показників теоретичних машинних класів

Клас, мм	Вихід, %	Зольність, %
1	2	3
+ 13	44.18	46.5
0.5 - 13	41.05	29.1
0 - 0.5	14.77	24.7
Разом:	100.00	36.1

Розрахунок слід починати із заповнення стовпців 2 і 4 таблиці 2.5. При проміжних обчисленнях доцільно використовувати значення виходу в частках одиниці ($Z_i = \gamma_i / 100$).

Визначення виходу фракції густиною менше 1400 кг/м^3 машинного класу +13 мм здійснюється за формулою:

$$\gamma_{+13}^{<1400} = [(Z_1^{<1400}_{25-100} \cdot Z_1^{<1400}_{25-100} + Z_1^{<1400}_{13-25} \cdot Z_1^{<1400}_{13-25}) \cdot Z_1 + (Z_2^{<1400}_{25-100} \cdot Z_2^{<1400}_{25-100} + Z_2^{<1400}_{13-25} \cdot Z_2^{<1400}_{13-25}) \cdot Z_2] \cdot 100, \% \quad (2.1)$$

де $Z_1^{<1400}_{25-100}$, $Z_1^{<1400}_{13-25}$ – вміст фракції густиною менше 1400 кг/м^3 в класах вугілля шахти № 1 в складі крупного машинного класу (табл. 2.2);

$Z_2^{<1400}_{25-100}$, $Z_2^{<1400}_{13-25}$ – вміст фракції густиною менше 1400 кг/м^3 в класах вугілля шахти № 2 в складі крупного машинного класу (табл. 2.4);

Z_1^{25-100} , Z_1^{13-25} – вміст класів вугілля шахти № 1 в складі крупного машинного класу (табл. 2.1);

Z_2^{25-100} , Z_2^{13-25} – вміст класів вугілля шахти № 2 в складі крупного машинного класу (табл. 2.3);

Z_1 , Z_2 – вміст класів вугілля шахт № 1 і № 2 в шихті (пайова частка шахт).

$$\gamma_{+13}^{<1400} = [(0.326 \cdot 0.312 + 0.448 \cdot 0.104) \cdot 0.7 + (0.326 \cdot 0.387 + 0.505 \cdot 0.115) \cdot 0.3] \cdot 100 = 15.90839 \approx 15.91 \%$$

Отримане значення виходу заноситься в таблицю 2.5. Аналогічно визначається вміст інших фракцій, а також їхній сумарний вихід:

$$\gamma_{+13} = [(1.0 \cdot 0.312 + 1.0 \cdot 0.104) \cdot 0.7 + (1.0 \cdot 0.387 + 1.0 \cdot 0.115) \cdot 0.3] \cdot 100 = 44.18 \%$$

Після заповнення стовпця 2 табл. 2.5 необхідно виконати порівняння значення сумарного виходу вугілля класу + 13 мм і суми виходів фракцій, отриманих в результаті розрахунків. При наявності невідповідності, необхідно

виконати перерахунок, звертаючи увагу на округлення отриманих значень. Коректувати доцільно вихід фракції, яка має найбільшу величину, що дозволить у подальшому знизити помилку обчислень.

Для розглянутого прикладу коректування не є потрібним, тому що:

$$44.18 = 15.91 + 3.20 + 0.71 + 1.20 + 23.16$$

Визначення зольності фракції густиною $< 1400 \text{ кг/м}^3$ машинного класу +13 мм здійснюється за формулою:

$$\begin{aligned} A_{+13}^{<1400} = & [(A_{1 \ 25-100}^{<1400} \cdot Z_{1 \ 25-100}^{<1400} \cdot Z_{1 \ 25-100} + \\ & + A_{1 \ 13-25}^{<1400} \cdot Z_{1 \ 13-25}^{<1400} \cdot Z_{1 \ 13-25}) \cdot Z_1 + \\ & + (A_{2 \ 25-100}^{<1400} \cdot Z_{2 \ 25-100}^{<1400} \cdot Z_{2 \ 25-100} + \\ & + A_{2 \ 13-25}^{<1400} \cdot Z_{2 \ 13-25}^{<1400} \cdot Z_{2 \ 13-25}) \cdot Z_2] \cdot 100 / \gamma_{+13}^{<1400}, \% \end{aligned} \quad (2.2)$$

де $A_{1 \ 25-100}^{<1400}$, $A_{1 \ 13-25}^{<1400}$ – зольність фракції густиною менше 1400 кг/м^3 в класах вугілля шахти № 1 в складі крупного машинного класу (табл. 2.2);

$A_{2 \ 25-100}^{<1400}$, $A_{2 \ 13-25}^{<1400}$ – зольність фракції густиною менше 1400 кг/м^3 в класах вугілля шахти № 2 в складі крупного машинного класу (табл. 2.4).

$$\begin{aligned} A_{+13}^{<1400} = & [(4.2 \cdot 0.326 \cdot 0.312 + 4.1 \cdot 0.448 \cdot 0.104) \cdot 0.7 + \\ & + (3.5 \cdot 0.326 \cdot 0.387 + 3.8 \cdot 0.505 \cdot 0.115) \cdot 0.3] \cdot 100 / 15.91 = \\ & = 3.969 \approx 4.0 \% \end{aligned}$$

Отримане значення зольності заноситься в стовпець 4 таблиці 2.5. Аналогічно визначається зольність інших фракцій, а також загальна зольність машинного класу:

$$\begin{aligned} A_{+13} = & [(48.4 \cdot 1.0 \cdot 0.312 + 37.8 \cdot 1.0 \cdot 0.104) \cdot 0.7 + \\ & + (51.6 \cdot 1.0 \cdot 0.387 + 35.2 \cdot 1.0 \cdot 0.115) \cdot 0.3] \cdot 100 / 44.18 = \\ & = 46.464 \approx 46.5 \% \end{aligned}$$

Після заповнення стовця табл. 2.5 необхідно виконати розрахунок середнього значення зольності машинного класу за отриманими даними:

$$\begin{aligned} A_{+13} = & (15.91 \cdot 4.0 + 3.20 \cdot 14.2 + 0.71 \cdot 28.3 + 1.20 \cdot 45.6 + \\ & + 23.16 \cdot 80.7) / 44.18 = 46.4668 \approx 46.5 \% \end{aligned}$$

При наявності різниці між порівнюваними значеннями зольності на рівні до 0.2% в таблицю заноситься остання розрахована величина. В протилежному випадку здійснюється перерахунок для знаходження помилки.

Аналогічно виконується розрахунок фракційного складу дрібного машинного класу і заповнення стовпців 5 і 7 таблиці 2.5.

Дані в стовпцях 2 і 3 табл. 2.5 пропорційні один одному (коефіцієнт пропорційності дорівнює $K_{+13} = 100 / \gamma_{+13} = 100 / 44.18 = 2.26347$), що дозволяє визначити невідоме значення виходу першої фракції до класу із співвідношення:

$$\gamma_{\text{к.кл. } +13}^{<1400} = \gamma_{+13}^{<1400} \cdot K_{+13} = 15.91 \cdot 2.26347 = 36.01181 \approx 36.01 \%$$

Аналогічно визначається вміст інших фракцій. Після заповнення стовпця 3 необхідно виконати порівняння значення сумарного виходу і суми виходів фракцій:

$$36.01 + 7.24 + 1.61 + 2.72 + 52.42 = 100.00$$

При наявності невідповідності необхідно виконати перерахунок, звертаючи увагу на округлення отриманих значень.

Аналогічно здійснюється заповнення стовпця 6 таблиці 2.5.

Отримані при розрахунку показники таблиці 2.5 використовуються для заповнення таблиці 2.6.

Розрахунок виходу і зольності класу 0 - 0.5 мм здійснюється за формулами:

$$\gamma_{0-0.5} = (Z_{1\ 0-0.5} \cdot Z_1 + Z_{2\ 0-0.5} \cdot Z_2) \cdot 100, \% \quad (2.3)$$

$$A_{0-0.5} = (A_{1\ 0-0.5} \cdot Z_{1\ 0-0.5} \cdot Z_1 + A_{2\ 0-0.5} \cdot Z_{2\ 0-0.5} \cdot Z_2) \cdot 100 / \gamma_{0-0.5}, \% \quad (2.4)$$

де $Z_{1\ 0-0.5}$, $Z_{2\ 0-0.5}$ – вміст класу 0 - 0.5 мм в вугіллі шахт № 1 і № 2;

$A_{1\ 0-0.5}$, $A_{2\ 0-0.5}$ – зольність класу 0 - 0.5 мм в вугіллі шахт № 1 і 2.

$$\gamma_{0-0.5} = (0.154 \cdot 0.7 + 0.133 \cdot 0.3) \cdot 100 = 14.77 \%$$

$$A_{0-0.5} = (25.1 \cdot 0.154 \cdot 0.7 + 23.6 \cdot 0.133 \cdot 0.3) \cdot 100 / 14.77 = 24.7 \%$$

Після заповнення таблиці 2.6 виконується перевірка правильності розрахунку виходів машинних класів (сума повинна складати 100.0 %) і розрахунок середньої зольності шихти:

$$A_{\text{ср}} = (44.18 \cdot 46.5 + 41.05 \cdot 29.1 + 14.77 \cdot 24.7) / 100 = 36.1 \%$$

Остаточна перевірка правильності розрахунків виконується визначенням середньої зольності шихти за вихідними даними (табл. 2.1 і 2.3):

$$A_{\text{ср}} = A_1 \cdot Z_1 + A_2 \cdot Z_2 = 35.9 \cdot 0.7 + 36.6 \cdot 0.3 = 36.1 \%$$

де A_1 і A_2 – зольність вугілля шахт № 1 і № 2.

У тому випадку, коли вихідні дані представлені ситовим складом, співпадаючим по крупності з теоретичними машинними класами і фракційними складами машинних класів, підготовка даних зводиться до перевірки відповідності зольності класів в таблицях ситового і фракційного складів.

Мінімальна кількість фракцій, при якій може бути виконаний розрахунок схем збагачення, дорівнює трьом. Вірогідність розрахунків підвищується при наявності більше докладного фракційного складу, який може бути отриманий інтерполяцією за методикою, наведеною в [2], або на ЕОМ за допомогою програм, існуючих в бібліотеці кафедри.

2.3 Вибір процесів збагачення

В даному розділі на основі визначення категорії збагачуваності теоретичних машинних класів, досвіду роботи збагачувальних фабрик, які перероблюють близьку за характеристиками сировину, або «Норм технологічного проектування вуглезбагачувальних фабрик» [1] виконується вибір і обґрунтування процесів збагачення.

Категорія збагачуваності визначається за величиною показника збагачуваності T (додаток Д). Згідно [3] показник збагачуваності визначається як відношення виходу проміжних фракцій $\gamma_{nф}$ до безпородної масі:

$$T = \gamma_{nф} \cdot 100 / (100 - \gamma_n), \quad \% \quad (2.5)$$

де γ_n - вихід фракцій породи, %.

При розрахунках необхідно використовувати показники виходу фракцій до класу (стовпці 3 і 6 табл. 2.5).

Проміжні фракції для антрацитів мають густину в межах від 1800 до 2000 кг/м³, для кам'яного вугілля – від 1500 до 1800 кг/м³. Якщо зольність фракції кам'яного вугілля густиною менше 1500 кг/м³ перевищує 10 %, до проміжних відносяться фракції з густиною в межах від 1400 до 1800 кг/м³. Фракції породи мають густину більше 2000 кг/м³ для антрацитів і більше 1800 кг/м³ для кам'яного вугілля.

Для визначення показників збагачуваності кам'яного вугілля необхідно знайти середню зольність фракцій густиною менше 1500 кг/м³ для кожного машинного класу:

$$A^{<1500} = (A^{<1400} \cdot \gamma^{<1400} + A^{1400-1500} \cdot \gamma^{1400-1500}) / (\gamma^{<1400} + \gamma^{1400-1500}). \quad (2.6)$$

Для розглянутого прикладу за даними табл. 2.5

$$A_{+13}^{<1500} = (4.0 \cdot 36.01 + 14.2 \cdot 7.24) / (36.01 + 7.24) = 5.7 \%$$

$$A_{0.5-13}^{<1500} = (4.8 \cdot 56.76 + 16.3 \cdot 9.94) / (56.76 + 9.94) = 6.5 \%$$

Отримані величини зольності менше 10 %, у зв'язку з чим проміжними фракціями слід вважати фракції густиною в межах 1500 - 1800 кг/м³.

Величина показника збагачуваності вугілля прийнятих машинних класів у цьому випадку буде:

$$T_{+13} = (1.61 + 2.72) \cdot 100 / (100 - 52.42) = 9.1 \%$$

$$T_{0.5-13} = (2.31 + 3.31) \cdot 100 / (100 - 27.68) = 7.8 \%$$

У відповідності до додатку Д категорія збагачуваності крупного і дрібного машинного класів - середня.

З урахуванням властивостей сировини здійснюється вибір процесів збагачення для кожного машинного класу. Згідно з [1]:

– важкосередовищну сепарацію при крупності матеріалу більше 13 (10) мм слід застосовувати для збагачення вугілля дуже важкої, важкої і середньої збагачуваності, антрацитів усіх категорій збагачуваності при вмісті класу +13 мм в гірничій масі більше 20 %, а також для вугілля легкої категорії збагачуваності при вмісті породних фракцій більше 30 %;

– відсадку, як правило, слід застосовувати для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів легкої і середньої збагачуваності;

– допускається застосування відсадки для збагачення дрібних класів вугілля і антрацитів важкої збагачуваності, а також для збагачення крупних класів вугілля легкої збагачуваності при вмісті породних фракцій менше 30 %;

– для вугілля, яке видобувається гідропособом, а також для вугілля легкої збагачуваності з вмістом класу +13 мм менше 20 % слід застосовувати ширококласифіковану відсадку;

– для збагачення коксівного вугілля і антрацитів крупністю від 0,5 (0,2) до 25 (40) мм дуже важкої і важкої збагачуваності, а при підвищених вимогах до якості концентрату – середньої збагачуваності слід, як правило, застосовувати процес збагачення в важкосередовищних гідроциклонах;

– допускається застосування процесу збагачення в важкосередовищних гідроциклонах також для перезбагачення промпродукту і крупнозернистого шламу.

Необхідно урахувати, що наведені рекомендації розроблені на основі раніше діючих співвідношень вартості обладнання і сировини, які у теперішній час змінюються. У зв'язку з цим із узгодженням з керівником проекту і при наявності відповідного обґрунтування (відомості з літературних джерел, проспектів) можуть бути вибрані апарати, які не передбачені [1].

Для розглянутого прикладу у відповідності до норм проектування передбачається використання:

– важкосередовищної сепарації для збагачення вугілля крупного машинного класу;

– відсадки для збагачення вугілля дрібного машинного класу.

2.4 Розрахунок теоретичного балансу продуктів збагачення

Основною метою розрахунку теоретичного балансу продуктів збагачення теоретичних машинних класів є визначення кількості продуктів розділення і густини розділення, які дозволять досягнути максимально високого виходу товарних продуктів збагачення.

Теоретичний баланс може бути отриманий побудовою і обробкою кривих збагачуваності ручним способом або розрахований на ЕОМ з використанням програм “PROGNOZ” і “GRAVCALK”, існуючих в бібліотеці програм кафедри ЗКК. Недоліком використання кривих збагачуваності є можливість визначення необхідних показників з точністю, яка не перевищує 0,5 %. Методика їх побудови наведена в [4, 5]. Криві збагачуваності поміщаються в пояснювальній записці на листах формату А 3 у вигляді рисунків розміром 200 x 200 мм.

У тому випадку, якщо концентрати, отримані при збагаченні вугілля різних машинних класів, передбачається направляти різним споживачам і вимоги до їхньої якості розрізняються, для одержання необхідних даних необхідно:

– скласти теоретичний баланс продуктів збагачення окремо для вугілля кожного машинного класу;

– визначити густину розділення продуктів при збагаченні вугілля кожного машинного класу.

При складанні теоретичного балансу необхідно урахувувати, що якісні показники продуктів при збагаченні знижуються в результаті взаємного засмічення. Теоретичну зольність концентрату слід приймати на 0,5 – 2,0 % нижче, чим встановлено вимогами споживачів до остаточного товарного продукту. Менше значення рекомендується приймати при легкій категорії збагачуваності вугілля або при збагаченні в магнетитових суспензіях.

В додатку Е наведений ряд показників якості, яким повинні відповідати середні значення зольності товарних концентратів, що випускаються збагачувальними фабриками.

При розділенні сировини на два продукти зольність відходів заноситься в таблицю теоретичного балансу після уточнення розрахунком:

$$A_i^{от} = (100 \cdot A_i^{мк} - \gamma_i^{к-т} \cdot A_i^{к-т}) / \gamma_i^{от}. \quad (2.7)$$

Значення зольності відходів повинно бути не нижче 78 – 83 %.

При неможливості отримання відходів з потрібним рівнем зольності при розділенні машинних класів на два продукти необхідно передбачати виділення третього – проміжного продукту (промпродукту). Теоретична зольність його повинна бути в межах від 30 до 45 %. Вона визначається розрахунком:

$$A_i^{пн} = (100 \cdot A_i^{мк} - \gamma_i^{к-т} \cdot A_i^{к-т} - \gamma_i^{от} \cdot A_i^{от}) / \gamma_i^{пн}. \quad (2.8)$$

Якщо концентрати збагачення вугілля різних машинних класів передбачається змішувати і відвантажувати споживачу, необхідно використовувати правило максимального виходу, що дозволяє визначити

оптимальні умови розділення продуктів при збагаченні вугілля кожного машинного класу. Максимальний сумарний вихід концентрату при потрібній його зольності забезпечується у тому випадку, якщо зольність елементарних шарів розділення однойменних продуктів однакова для суміші і кожного машинного класу ($\lambda^{CM} = \lambda_i^{MK}$).

У даному випадку для визначення густини розділення для кожного машинного класу необхідно:

- виконати розрахунок фракційного складу суміші машинних класів, концентрати збагачення яких об'єднуються;
- скласти теоретичний баланс продуктів збагачення суміші з урахуванням вимог до якості продуктів, що наведені вище, і визначити зольність елементарних шарів розділення λ^{CM} ;
- скласти теоретичні баланси продуктів збагачення кожного машинного класу при умові, що демаркаційні лінії на кривих збагачуваності кожного машинного класу повинні проходити через точки на кривих λ , які відповідають отриманим зольностям елементарних шарів розділення;
- визначити густину розділення для відділення продуктів при збагаченні вугілля кожного машинного класу.

Нижче наведений приклад розрахунку з використанням даних таблиці 2.5 для останнього з можливих варіантів реалізації продуктів збагачення, що застосовується, як правило, при переробці кам'яного вугілля з метою отримання концентратів для коксування.

Фракційний склад суміші машинних класів може бути представлений у вигляді табл. 2.7.

Таблиця 2.7 - Фракційний склад суміші машинних класів

Густина фракцій, кг/м ³	Клас + 0.5 мм		
	$\gamma_{шв}$ %	$\gamma_{кль}$ %	A, %
1	2	3	4
< 1400	39.21	46.00	4.5
1400 - 1500	7.28	8.54	15.4
1500 - 1600	1.66	1.95	28.3
1600 - 1800	2.56	3.01	45.0
> 1800	34.52	40.50	81.0
Разом:	85.23	100.00	38.1

Розрахунок слід починати з заповнення стовпця 2 табл. 2.7.

Визначення виходу фракцій суміші виконується підсумовуванням виходів до шихти відповідних фракцій машинних класів:

$$\gamma_{+0.5}^{<1400} = \gamma_{+13}^{<1400} + \gamma_{0.5-13}^{<1400} = 15.91 + 23.30 = 39.21 \% \text{ і т.д.}$$

Зольність фракцій суміші (стовпець 4 табл. 2.7) розраховується як середньозважена зольність відповідних фракцій машинних класів:

$$A_{+0.5}^{<1400} = (\gamma_{+13}^{<1400} \cdot A_{+13}^{<1400} + \gamma_{0.5-13}^{<1400} \cdot A_{0.5-13}^{<1400}) / \gamma_{+0.5}^{<1400} =$$

$$= (15.91 \cdot 4.0 + 23.30 \cdot 4.8) / 39.21 = 4.4754 \approx 4.5 \% \text{ і т.д.}$$

Дані у стовпцях 2 і 3 табл. 2.7 пропорційні один одному з коефіцієнтом пропорційності $K_{+0.5} = 100 / 85.23 = 1.1733$, що дозволяє визначити значення виходу фракцій до класу із співвідношення:

$$\gamma_{\text{ккл.} +0.5}^{<1400} = \gamma_{+0.5}^{<1400} \cdot K_{+0.5} = 39.21 \cdot 1.1733 = 46.00 \% \text{ і т.д.}$$

З урахуванням даних додатка Е прийнята теоретична зольність концентрату вугілля марки Ж $A_{+0.5}^{\text{к-м}} = 6.5 \%$ (на 1.3 % нижче середньої зольності товарного продукту). за допомогою побудованих кривих збагачуваності суміші машинних класів (рис. 2.1 а) для даної зольності концентрату визначаємо вихід концентрату і теоретичну зольність відходів: $\gamma^{\text{к-м}} = 55.5 \%$ і $A^{\text{відх}} = 77.5 \%.$

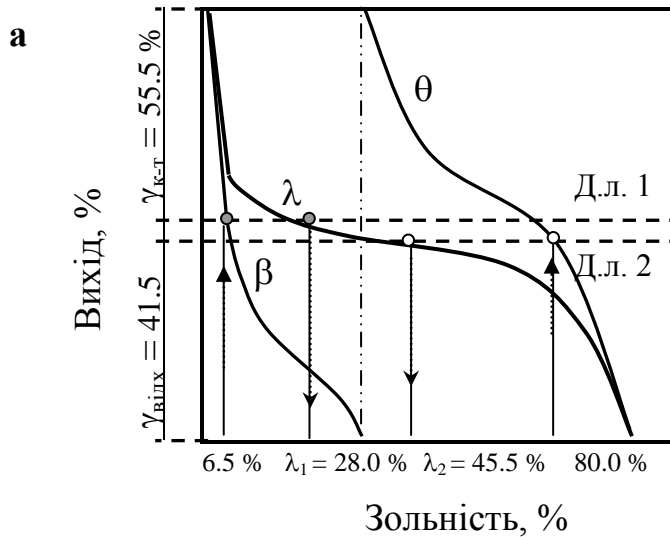
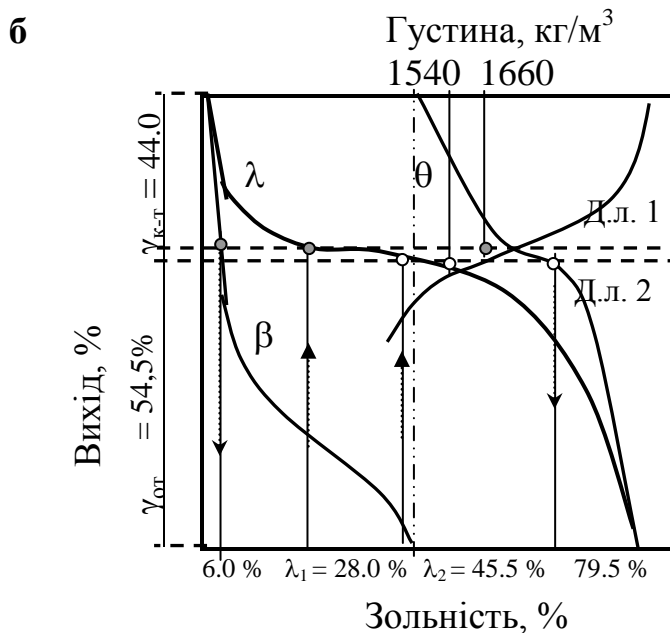


Рис. 2.1 – Криві збагачуваності вугілля гравітаційної крупності (а) і крупного машинного класу (б).



У зв'язку з низькою теоретичною зольністю відходів необхідно виділяти проміжний продукт. Призначаючи зольність відходів $A^{oidx} = 80\%$, отримують теоретичний баланс продуктів збагачення, який наведений у табл. 2.8.

Таблиця 2.8 - Теоретичний баланс продуктів збагачення суміші машинних класів

Найменування продуктів	Вихід, %	Зольність, %
Концентрат	55.5	6.5
Промпродукт	3.0	43.1
Відходи	41.5	80.0
Разом	100.0	38.1

Зольність проміжного продукту знаходиться в рекомендованих межах і коректування даних не потрібне. Зольність елементарного шару при відділенні концентрату від промпродукту $\lambda_1 = 28.0\%$, при відділенні проміжного продукту від відходів $\lambda_2 = 45.5\%$. Використовуючи ці показники і криві збагачуваності крупного машинного класу (рис. 2.1 б), отриманий теоретичний баланс розділення, наведений у табл. 2.9. Аналогічно складено теоретичний баланс продуктів збагачення вугілля дрібного машинного класу.

Таблиця 2.9 - Теоретичний баланс продуктів збагачення машинних класів

Найменування продуктів	Крупний машинний клас			Дрібний машинний клас		
	$\gamma, \%$	$A, \%$	$\rho, \text{кг/м}^3$	$\gamma, \%$	$A, \%$	$\rho, \text{кг/м}^3$
1	2	3	4	5	6	7
Концентрат	44.0	6.0	1540	68.0	7.0	1570
Промпродукт	1.5	35.5	1660	3.5	35.9	1770
Відходи	54.5	79.5		28.5	81.0	
Разом	100.0	46.5		100.0	29.1	

У таблицю 2.9 включені дані про густини, за якими відбувається відділення концентрату від промпродукту ρ_p^k і промпродукту від відходів ρ_p^o , необхідні для розрахунку практичного балансу продуктів збагачення.

При розрахунках ручним способом доцільно виконати перевірку отриманих даних. З цією метою необхідно визначити зольності концентрату і відходів, які вийдуть при змішуванні відповідних продуктів збагачення машинних класів:

$$A_{\text{сум}}^{k-m} = (A_{+13}^{k-m} \cdot \gamma_{+13}^{k-m} \cdot \gamma_{+13} + A_{0.5-13}^{k-m} \cdot \gamma_{0.5-13}^{k-m} \cdot \gamma_{0.5-13}) / (\gamma_{+13}^{k-m} \cdot \gamma_{+13} + \gamma_{0.5-13}^{k-m} \cdot \gamma_{0.5-13}) =$$

$$= (6.0 \cdot 44.0 \cdot 44.18 + 7.0 \cdot 68.0 \cdot 41.05) / (44.0 \cdot 44.18 + 68.0 \cdot 41.05) = 6.6\%;$$

$$A_{\text{сум}}^{om} = (A_{+13}^{om} \cdot \gamma_{+13}^{om} \cdot \gamma_{+13} + A_{0.5-13}^{om} \cdot \gamma_{0.5-13}^{om} \cdot \gamma_{0.5-13}) / (\gamma_{+13}^{om} \cdot \gamma_{+13} + \gamma_{0.5-13}^{om} \cdot \gamma_{0.5-13}) =$$

$$= (79.5 \cdot 54.5 \cdot 44.18 + 81.0 \cdot 28.5 \cdot 41.05) / (54.5 \cdot 44.18 + 28.5 \cdot 41.05) = 80.0\%$$

Тому що відхилення отриманих показників від зольності відповідних продуктів табл. 2.8 не перевищує 0.5%, розрахунки слід вважати правильними.

2.5 Розрахунок практичного балансу продуктів збагачення

Метою розрахунку практичного балансу продуктів збагачення теоретичних машинних класів є визначення якісно-кількісних показників продуктів розділення з урахуванням взаємозасмічення при збагаченні. Практичний баланс може бути отриманий розрахунком на калькуляторі або на ЕОМ з використанням програм “PROGNOZ” і “GRAVCALK”. Розрахунок виконується для кожного машинного класу з використанням даних фракційного складу, з урахуванням прийнятого процесу збагачення і потрібної якості продуктів у такому порядку:

– визначається середня густина кожної i – тої фракції за формулою:

$$\rho_{cp}^i = (\rho_{max}^i + \rho_{min}^i) / 2, \quad (2.9)$$

де ρ_{max}^i і ρ_{min}^i – максимальна і мінімальна межа густини i – тої фракції (мінімальну межу густини першої фракції і максимальну межу густини останньої фракції рекомендується приймати за даними додатка Е);

– визначаються параметри, що характеризують ефективність розділення, за даними додатка Ж (середнє ймовірне відхилення E_{pm} – при збагаченні в магнетитових суспензіях і погрішність розділення I – при збагаченні відсадкою);

– розраховуються відхилення середньої густини кожної фракції від густини розділення ρ_p за формулами:

а) для відділення концентрату при збагаченні в магнетитових суспензіях при розділенні сировини на два або три продукти

$$x^i = 0.675 \cdot (\rho_p^k - \rho_{cp}^i) / E_{pm}; \quad (2.10)$$

б) для відділення відходів при збагаченні в магнетитових суспензіях при розділенні сировини на три продукти

$$x^i = 0.675 \cdot (\rho_{cp}^i - \rho_p^o) / E_{pm}; \quad (2.11)$$

в) для відділення концентрату при збагаченні відсадкою при розділенні сировини на два або три продукти

$$x^i = 0.675 \cdot Lg [(\rho_p^k - 1000) / (\rho_{cp}^i - 1000)] / Lg (I + \sqrt{I^2 + 1}); \quad (2.12)$$

г) для відділення відходів при збагаченні відсадкою при розділенні сировини на три продукти

$$x^i = 0.675 \cdot Lg [(\rho_{cp}^i - 1000) / (\rho_p^o - 1000)] / Lg (I + \sqrt{I^2 + 1}); \quad (2.13)$$

– з використанням отриманих значень x^i і значення інтеграла імовірності Гаусса $F(x)$ [2, 3] визначається вилучення кожної фракції (додаток П) у концентрат (відходи)

$$\varepsilon_{к-т(відх)}^i = 100 \cdot F(x^i), \%; \quad (2.14)$$

– розраховується кількість кожної фракції, що переходить у концентрат (відходи) при збагаченні

$$\gamma_{\text{к-т(відх)}}^i = \gamma_{\text{мк}}^i \cdot \varepsilon^i / 100, \%; \quad (2.15)$$

– визначається кількість “зольних одиниць”, що переходять у концентрат (відходи) при збагаченні

$$N_{\text{з к-т(відх)}}^i = A^i \cdot \gamma_{\text{к-т(от)}}^i, \%; \quad (2.16)$$

– розраховується вихід концентрату (відходів)

$$\gamma_{\text{к-т(відх)}}^i = \Sigma \gamma_{\text{к-т(відх)}}^i, \%; \quad (2.17)$$

– визначається зольність концентрату (відходів)

$$A_{\text{к-т(відх)}}^i = \Sigma N_{\text{з к-т(відх)}}^i / \gamma_{\text{к-т(відх)}}^i, \%. \quad (2.18)$$

При розділенні на два продукти розраховані вище параметри для відходів не визначаються, а їх вихід і зольність розраховуються за рівняннями:

$$\gamma_{\text{відх}} = 100 - \gamma_{\text{к-т}}, \%; \quad (2.19)$$

$$A_{\text{от}} = (100 \cdot A_{\text{мк}} - \gamma_{\text{к-т}} \cdot A_{\text{к-т}}) / \gamma_{\text{відх}}, \%. \quad (2.20)$$

При розділенні на три продукти вихід і зольність промпродукту розраховуються за рівняннями:

$$\gamma_{\text{пп}} = 100 - \gamma_{\text{к-т}} - \gamma_{\text{відх}}, \%; \quad (2.21)$$

$$A_{\text{пп}} = (100 \cdot A_{\text{мк}} - \gamma_{\text{к-т}} \cdot A_{\text{к-т}} - \gamma_{\text{от}} \cdot A_{\text{відх}}) / \gamma_{\text{пп}}, \%. \quad (2.22)$$

Нижче наведений розрахунок практичних балансів продуктів збагачення крупного і дрібного машинних класів з використанням даних, отриманих в попередніх розділах. Результати проміжних розрахунків представлені у вигляді таблиць 2.11 і 2.12. При розрахунку операцій збагачення з виділенням двох продуктів стовпці 9 – 12 таблиць 2.11 і 2.12 виключаються і відповідні показники не розраховуються.

Стовпці 1, 3 і 4 табл. 2.11 і 2.12 заповнюються даними таблиці 2.5.

Середня густина фракцій визначається з урахуванням даних додатка Е (густина органічної маси - 1250 кг/м^3 , густина мінеральної частини - 2600 кг/м^3):

$$\rho_{\text{ср}}^{<1400} = (1250 + 1400) / 2 = 1325 \text{ кг/м}^3,$$

$$\rho_{\text{ср}}^{1400-1500} = (1400 + 1500) / 2 = 1450 \text{ кг/м}^3 \text{ і т.д.}$$

Таблиця 2.11 - Результати проміжних розрахунків показників збагачення крупного машинного класу

Густина, кг/м ³		Вихідний продукт		Концентрат при $\rho_p^k = 1540$ кг/м ³ , $E_{pm1} = 43.1$ кг/м ³			
фракції	середня	γ , %	A, %	x	ε	γ , %	N_3
1	2	3	4	5	6	7	8
<1400	1325	36,01	4,0	3,37	0,9996	36,00	144,000
1400-1500	1450	7,24	14,2	1,41	0,9207	6,67	94,714
1500-1600	1550	1,61	28,3	-0,16	0,4364	0,70	19,810
1600-1800	1700	2,72	45,6	-2,51	0,0060	0,02	0,912
> 1800	2200	52,42	80,7	-10,34	0,0000	0,00	0,000
Разом	-	100,00	46,5	-	-	43,39	259,436

Закінчення табл. 2.11

Густина, кг/м ³		Відходи при $\rho_p^o = 1660$ кг/м ³ , $E_{pm2} = 44.9$ кг/м ³			
фракції	середня	x	ε	γ , %	N_3
1	2	9	10	11	12
<1400	1325	-5,04	0,0000	0,00	0,000
1400-1500	1450	-3,16	0,0008	0,01	0,142
1500-1600	1550	-1,65	0,0495	0,08	2,264
1600-1800	1700	0,60	0,7257	1,97	89,832
> 1800	2200	8,12	1,0000	52,42	4230,294
Разом	-	-	-	43,39	4322,532

Таблиця 2.12 - Результати проміжних розрахунків показників збагачення дрібного машинного класу

Густина, кг/м ³		Вихідний продукт		Концентрат при $\rho_p^k = 1570$ кг/м ³ , $I_1 = 0.17$			
фракції	середня	γ , %	A, %	x	ε	γ , %	N_3
1	2	3	4	5	6	7	8
<1400	1325	56,76	4,8	2,24	0,9875	56,05	269,040
1400-1500	1450	9,94	16,3	0,94	0,8264	8,21	133,823
1500-1600	1550	2,31	28,3	0,14	0,5557	1,28	36,224
1600-1800	1700	3,31	44,4	-0,82	0,2061	0,68	30,192
> 1800	2200	27,68	81,7	-2,97	0,0015	0,04	3,268
Разом	-	100,00	29,1	-	-	66,26	472,547

Закінчення табл. 2.12

Густина, кг/м ³		Відходи $\rho_p^o = 1770$ кг/м ³ , $I_2 = 0.17$			
фракції	середня	x	ε	γ , %	N_3
1	2	9	10	11	12
<1400	1325	-3,44	0,0003	0,02	0,096
1400-1500	1450	-2,14	0,0162	0,16	2,608
1500-1600	1550	-1,34	0,0901	0,21	5,943
1600-1800	1700	-0,38	0,3520	1,16	51,504
> 1800	2200	1,77	0,9616	26,62	2174,854
Разом	-	-	-	28,17	2235,005

При умові збагачення вугілля крупного машинного класу в важкосередовищних сепараторах з урахуванням даних табл. 2.9 і додатка Ж:

$$E_{pm1} = 0.015 + 20 = 0.015 \cdot 1540 + 20 = 43.1 \text{ кг/м}^3.$$

$$E_{pm2} = 0.015 + 20 = 0.015 \cdot 1660 + 20 = 44.9 \text{ кг/м}^3$$

Відхилення середньої густини фракцій від густин розділення ρ_{p1} і ρ_{p2} є:
– для першої фракції

$$x_{\text{к-т}}^{<1400} = 0.675 \cdot (\rho_{\text{р}}^{\text{к}} - \rho_{\text{сп}}^{<1400}) / E_{pm1} = \\ = 0.675 \cdot (1540 - 1325) / 43.1 = 3.37;$$

$$x_{\text{відх}}^{<1400} = 0.675 \cdot (\rho_{\text{сп}}^{<1400} - \rho_{\text{р}}^{\circ}) / E_{pm2} = \\ = 0.675 \cdot (1325 - 1660) / 44.9 = -5.04;$$

– для другої фракції

$$x_{\text{к-т}}^{1400-1500} = 0.675 \cdot (\rho_{\text{р}}^{\text{к}} - \rho_{\text{сп}}^{1400-1500}) / E_{pm1} = \\ = 0.675 \cdot (1540 - 1450) / 43.1 = 1.41 ;$$

$$x_{\text{відх}}^{1400-1500} = 0.675 \cdot (\rho_{\text{сп}}^{1400-1500} - \rho_{\text{р}}^{\circ}) / E_{pm2} = \\ = 0.675 \cdot (1450 - 1660) / 44.9 = -3.16 \text{ і т.д.}$$

Використовуючи отримані дані, знаходимо значення інтеграла Гаусса (додаток П), визначаємо вилучення фракцій у концентрат і відходи і кількість “зольних одиниць”:

– для першої фракції

вилучення I-ої фракції у концентрат $\varepsilon_{\text{к-т}}^{<1400} = F(3,37) = 0.9996$ (част. од.);

вихід I-ої фракції у концентрат

$$\gamma_{\text{к-т}}^{<1400} = \gamma_{\text{м к}}^{<1400} \cdot \varepsilon_{\text{к-т}}^{<1400} = 36.01 \cdot 0.9996 = 36.00 \text{ \%};$$

кількість “зольних одиниць”, що надійшли у концентрат з I-ою фракцією

$$N_{\text{з}}^{<1400} = A_{\text{м к}}^{<1400} \cdot \gamma_{\text{к-т}}^{<1400} = 4.0 \cdot 36.00 = 144.000;$$

вилучення I-ої фракції у відходи $\varepsilon_{\text{ом}}^{<1400} = F(-5,04) = 0$;

вихід I-ої фракції у відходи

$$\gamma_{\text{ом}}^{<1400} = \gamma_{\text{м к}}^{<1400} \cdot \varepsilon_{\text{ом}}^{<1400} = 36.01 \cdot 0 = 0;$$

кількість “зольних одиниць”, що надійшли у відходи з I-ою фракцією

$$N_{\text{з}}^{<1400} = A_{\text{м к}}^{<1400} \cdot \gamma_{\text{ом}}^{<1400} = 4.0 \cdot 0 = 0;$$

– для другої фракції

вилучення II-ої фракції у концентрат $\varepsilon_{к-м}^{1400-1500} = F(1,41) = 0,9207$ (част. од.);

вихід II-ої фракції у концентрат

$$\gamma_{к-м}^{1400-1500} = \gamma_{МК}^{1400-1500} \varepsilon_{к-м}^{1400-1500} = 7.24 \cdot 0,9207 = 6.67\%;$$

кількість “зольних одиниць”, що надійшли у концентрат з II-ою фракцією

$$N_{з\ к-м}^{1400-1500} = A_{МК}^{1400-1500} \cdot \gamma_{к-м}^{1400-1500} = 14.2 \cdot 6.67 = 94.714;$$

вилучення II-ої фракції у відходи $\varepsilon_{ом}^{1400-1500} = F(-3,16) = 0,0008$ (част. од.);

вихід II-ої фракції у відходи

$$\gamma_{ом}^{1400-1500} = \gamma_{МК}^{1400-1500} \cdot \varepsilon_{ом}^{1400-1500} = 7.24 \cdot 0,0008 = 0.01\%;$$

кількість “зольних одиниць”, що надійшли у відходи з II-ою фракцією

$$N_{з\ ом}^{1400-1500} = A_{МК}^{1400-1500} \cdot \gamma_{ом}^{1400-1500} = 14.2 \cdot 0.01 = 0.142 \text{ і т.д.}$$

Для збагачення вугілля дрібного машинного класу передбачається використання відсадки. З урахуванням даних таблиці 2.10 і додатка Ж приймаємо погрішність розділення $I_1 = I_2 = 0.17$.

Відхилення середньої густини фракцій від густин розділення ρ_p^K і ρ_p^0 є:

– для першої фракції

$$\begin{aligned} x_{к-м}^{<1400} &= 0.675 \text{ Lg} [(\rho_p^K - 1000) / (\rho_{сп}^{<1400} - 1000)] / \text{Lg} (I + \sqrt{I^2 + 1}) = \\ &= 0.675 \text{ Lg} [(1570 - 1000) / (1325 - 1000)] / \text{Lg} (0.17 + \sqrt{0.17^2 + 1}) = 2.24; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} x_{ом}^{<1400} &= 0.675 \text{ Lg} [(\rho_{сп}^{<1400} - 1000) / (\rho_p^0 - 1000)] / \text{Lg} (I + \sqrt{I^2 + 1}) = \\ &= 0.675 \text{ Lg} [(1325 - 1000) / (1770 - 1000)] / \text{Lg} (0.17 + \sqrt{0.17^2 + 1}) = -3.44; \end{aligned}$$

– для другої фракції

$$\begin{aligned} x_{к-м}^{1400-1500} &= 0.675 \text{ Lg} [(\rho_p^K - 1000) / (\rho_{сп}^{1400-1500} - 1000)] / \text{Lg} (I + \sqrt{I^2 + 1}) = \\ &= 0.675 \cdot \text{Lg} [(1570 - 1000) / (1450 - 1000)] / \text{Lg} (0.17 + \sqrt{0.17^2 + 1}) = 0.94; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} x_{ом}^{1400-1500} &= 0.675 \cdot \text{Lg} [(\rho_{сп}^{1400-1500} - 1000) / (\rho_p^0 - 1000)] / \text{Lg} (I + \sqrt{I^2 + 1}) = \\ &= 0.675 \cdot \text{Lg} [(1450 - 1000) / (1770 - 1000)] / \text{Lg} (0.17 + \sqrt{0.17^2 + 1}) = -2.14. \end{aligned}$$

Використовуючи отримані дані, знаходимо значення інтеграла Гаусса (додаток П), визначаємо вилучення фракцій у концентрат і відходи і кількість “зольних одиниць”:

– для першої фракції

$$\varepsilon_{\kappa-m}^{<1400} = F(2,24) = 0,9875 \text{ (част. од.)};$$

$$\gamma_{\kappa-m}^{<1400} = \gamma_{MK}^{<1400} \cdot \varepsilon_{\kappa-m}^{<1400} = 56.76 \cdot 0,9875 = 56.05 \%;$$

$$N_3^{<1400} = A_{MK}^{<1400} \cdot \gamma_{\kappa-m}^{<1400} = 4.8 \cdot 56.05 = 269.040;$$

$$\varepsilon_{om}^{<1400} = F(-3.44) = 0,0003 \text{ (част. од.)};$$

$$\gamma_{om}^{<1400} = \gamma_{MK}^{<1400} \cdot \varepsilon_{om}^{<1400} = 56.76 \cdot 0.0003 = 0.02 \%;$$

$$N_3^{<1400}_{om} = A_{MK}^{<1400} \cdot \gamma_{om}^{<1400} = 4.8 \cdot 0.02 = 0.096;$$

– для другої фракції

$$\varepsilon_{\kappa-m}^{1400-1500} = F(0,94) = 0.8264 \text{ (част. од.)};$$

$$\gamma_{\kappa-m}^{1400-1500} = \gamma_{MK}^{1400-1500} \cdot \varepsilon_{\kappa-m}^{1400-1500} / 100 = 9.94 \cdot 82.64 / 100 = 8.21 \%;$$

$$N_3^{1400-1500} = A_{MK}^{1400-1500} \cdot \gamma_{\kappa-m}^{1400-1500} = 16.3 \cdot 8.21 = 133.823;$$

$$\varepsilon_{om}^{1400-1500} = 100 \cdot F(-2,14) = 0.0162 \text{ (част. од.)};$$

$$\gamma_{om}^{1400-1500} = \gamma_{MK}^{1400-1500} \cdot \varepsilon_{om}^{1400-1500} = 9.94 \cdot 0,0162 = 0.16 \%;$$

$$N_3^{1400-1500}_{om} = A_{MK}^{1400-1500} \cdot \gamma_{om}^{1400-1500} = 16.3 \cdot 0.16 = 2.608 \text{ i т.д.}$$

За даними табл. 2.11 розраховуємо вихід концентрату і відходів при збагаченні крупного машинного класу:

$$\gamma_{\kappa-m} = \Sigma \gamma_{\kappa-m}^i = 43.39 \%; \quad \gamma_{om} = \Sigma \gamma_{om}^i = 54.48 \%.$$

Зольність продуктів складає:

$$A_{\kappa-m} = \Sigma N_3 / \gamma_{\kappa-m} = 259.436 / 43.39 = 6.0 \%;$$

$$A_{om} = \Sigma N_3 / \gamma_{om} = 4322.532 / 54.48 = 79.3 \%.$$

Вихід і зольність промпродукті розраховуються за рівняннями:

$$\gamma_{пп} = 100 - \gamma_{\kappa-m} - \gamma_{om} = 100 - 43.39 - 54.48 = 2.13 \%,$$

$$\begin{aligned} A_{om} &= (100 \cdot A_{MK} - \gamma_{\kappa-m} \cdot A_{\kappa-m} - \gamma_{om} \cdot A_{om}) / \gamma_{пп} = \\ &= (100 \cdot 46.5 - 43.39 \cdot 6.0 - 54.48 \cdot 79.3) / 2.13 = 32.6 \%. \end{aligned}$$

Аналогічно визначаємо параметри продуктів збагачення вугілля дрібного машинного класу за даними табл. 2.12.

За результатами розрахунку практичного балансу необхідно прийняти остаточне рішення про кількість продуктів розділення, особливо у випадку збагачення крупного машинного класу в важкосередовищних сепараторах.

З урахуванням того, що кількість крупного машинного класу в шихті складає 44.18 % (табл. 2.6), вихід промпродукту при його збагаченні не перевищить 1 % від рядового вугілля. Об'єднання промпродукту з відходами незначно знизить зольність (до 77.5 %) і дозволить уникнути необхідності організації другої стадії збагачення, яка вимагає великих капітальних і експлуатаційних витрат. В цих методичних вказівках, як приклад, розглядається варіант з розділенням на три продукти при збагаченні вугілля крупного машинного класу, як найбільше складний для розрахунку.

Остаточні результати розрахунку заносимо у табл. 2.13.

Таблиця 2.13 - Практичний баланс продуктів збагачення

Продукти збагачення	Машинний клас			
	крупний (+13 мм)		дрібний (0.5 - 13 мм)	
	вихід, %	зольність, %	вихід, %	зольність, %
Концентрат	43.39	6.0	66.26	7.1
Промпродукт	2.13	32.6	5.57	36.9
Відходи	54.48	79.3	28.17	79.3
Разом:	100.00	46.5	100.00	29.1

Отримані дані свідчать про можливість досягнення необхідних якісних показників продуктів, наведених у додатку Е, при збагаченні вугілля шахт № 1 і № 2.

Слід відзначити, що зольність промпродукту крупного машинного класу може відрізнятися від рекомендованої додатком Е у випадках, коли передбачається його перезбагачення після додроблення або використання для власних потреб збагачувальної фабрики.

Для визначення кількісних показників продуктів з урахуванням утворення шламу в операціях технологічної схеми і засмічення їм продуктів збагачення потрібно проектування схеми і її детальний розрахунок.

2.6 Розробка схеми збагачення

При розробці схеми збагачення враховуються рекомендації “Норм технологічного проектування вуглезбагачувальних фабрик” [1] і рішення, прийняті в попередніх розділах (глибина збагачення, кількість машинних класів і продуктів збагачення, процес збагачення для кожного машинного класу). Технологічна схема цеха (відділення) гравітаційного збагачення може включати технологічні комплекси підготовки вугілля до збагачення, збагачення в важкосередовищних сепараторах, збагачення відсадкою і збагачення в важкосередовищних гідроциклонах.

Комплекс підготовки вугілля до збагачення (підготовча класифікація) включає обладнання для розділення на машинні класи і знешламлення дрібного машинного класу. Слід передбачати :

- при глибині збагачення 25 мм і вологості менше 7 % – суху класифікацію ;
- при глибині збагачення 25 мм і вологості більше 7 %, а також при глибині збагачення 13 мм незалежно від вологості, як правило, суху класифікацію з подальшим знешламленням крупного машинного класу (при вологості рядового вугілля більше 12 % для кам'яного вугілля і антрацитів і вмісті глинистих частинок в породі більше 50 % суху класифікацію передбачати не слід);
- при глибині збагачення 6 мм і вологості менше 7 % – суху класифікацію з подальшим знешламленням крупного класу;
- при глибині збагачення 6, 0,5 і 0 мм і вологості більше 7 %, а також при вмісті глинистих частинок в породі більше 50 % – мокру класифікацію з подальшим знешламленням надрешітного продукту;
- при збагаченні дрібного машинного класу для знешламлення перед відсаджувальними машинами – установку конусних грохотів (для вугілля з породами, що не розмокають, і вмістом фракцій густиною менше 1300 кг/м³ до 10 % допускається застосування багер-класифікаторів);
- при збагаченні дрібного машинного класу для знешламлення перед важкосередовищними гідроциклонами – установку конусних грохотів або багер-класифікаторів (перша стадія) і вібраційних грохотів (друга стадія).

Комплекс збагачення в важкосередовищних сепараторах включає обладнання для збагачення, відділення суспензії, відмивки магнетиту, зневоднення продуктів збагачення і регенерації некондиційної суспензії. Слід передбачати :

- при розділенні на три продукти (дві стадії збагачення) – виділення в першій стадії відходів, якщо їх вихід в практичному балансі перевищує 50 % або породні мінерали розмокають;
- відділення кондиційної суспензії, відмивку магнетиту і зневоднення на одному грохоті для кожного продукту збагачення (відділення кондиційної суспензії від відходів не передбачати);
- відділення кондиційної суспензії, відмивку магнетиту і зневоднення продукту, що спливає у першій стадії збагачення, перед подачею в сепаратор другої стадії;
- відмивку магнетиту і зневоднення продукту, що потонує у першій стадії збагачення, перед подачею в сепаратор другої стадії при крупності збагачуваного матеріалу менше 13 мм;
- відправлення частини кондиційної суспензії на регенерацію для регулювання її в'язкості;

– двостадійну регенерацію при густині більше 1800 кг/м^3 і при породах, що розмокають;

– виділення трьох продуктів при регенерації: концентрату магнітної сепарації, що направляється в цикл приготування кондиційної суспензії; відходів регенерації (шлам), що направляються в цикл переробки шламових вод і злива, що направляється на відмивку магнетиту від продуктів збагачення.

В комплексі збагачення крупного машинного класу відсадкою слід передбачати:

- зневоднення концентрату на грохотах с ополіскуванням;
- зневоднення промпродукту і відходів у елеваторах;
- дроблення промпродукту і збагачення його сумісно з дрібним машинним класом або в окремому циклі.

Комплекс збагачення дрібного машинного класу відсадкою повинний включати:

– для зневоднення концентрату – конусні грохоти або багер-класифікатори (1 стадія) і вібраційні грохоти або фільтруючі центрифуги (2 стадія) (перед обладнанням 1 стадії зневоднення допускається установка вібраційних грохотів з розміром отворів сит, рівним 6 мм, для відділення товарного концентрату сорту 6 – 13 мм при збагаченні антрацитів);

– для зневоднення промпродукту – елеватори (1 стадія) і фільтруючі центрифуги (2 стадія);

– для зневоднення породи – елеватори (допускається при великому вмісті дрібних класів і при відсутності порід, що розмокають, додаткове зневоднення на вібраційних грохотах).

Комплекс збагачення дрібного машинного класу в важкосередовищних гідроциклонах реалізує процеси, аналогічні указаним для комплексу збагачення в важкосередовищних сепараторах. Додатково слід передбачати:

– установку конусних грохотів або дугових сит перед вібраційними грохотами для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення;

– зневоднення дрібного концентрату і промпродукту (клас 0.5 – 13 мм) на центрифугах.

При збагаченні крупного і дрібного машинних класів в магнетитової суспензії слід, як правило, передбачати роздільні схеми регенерації.

При розділенні вугілля в комплексі збагачення в важкосередовищних сепараторах на три продукти дозбагачення промпродукту передбачати не рекомендується. Дану операцію слід здійснювати при збагаченні крупних класів в відсаджувальній машині, тому що зневоднюючі елеватори промпродукту дозволяють подати його на дроблення і подальше знешламлення перед відсадкою дрібного класу.

Для розглянутого прикладу у відповідності з рекомендаціями приймаємо три технологічних комплекси: комплекс підготовки вугілля до збагачення, комплекс збагачення крупного машинного класу в важкосередовищних сепараторах і комплекс збагачення дрібного машинного класу відсадкою.

У зв'язку з тим, що вихідне вугілля необхідно розділити по крупності 13 мм з високою ефективністю для забезпечення можливості збагачення крупного машинного класу в важкосередовищних сепараторах, передбачаємо операцію мокрого грохочення на вібраційних грохотах. Як правило, в даній операції встановлюються по два грохоти послідовно на кожній секції цеха (відділення).

Знешламлення перед відсадкою передбачаємо здійснювати в конусних грохотах, які забезпечують достатньо високу ефективність процесу.

Схема комплексу підготовки вугілля наведена на рис. 2.2.



Рис. 2.2 - Схема комплексу підготовки вугілля до збагачення

При проектуванні технологічної схеми комплексу збагачення крупного машинного класу в важкосередовищних сепараторах враховуємо співвідношення кількості одержуваних продуктів розділення. Великий вихід відходів, одержуваних при збагаченні крупного машинного класу ($\gamma_{\text{відх}} = 54.48 \% > 50 \%$), обумовлює необхідність організації в першій стадії важкосередовищної сепарації розділення по більшій густині ρ_{p2} . Це дозволить вивести з переробки значний об'єм матеріалу (породні мінерали) і знизити навантаження на обладнання другої стадії збагачення.

Продукт, що спливає, у першій стадії важкосередовищної сепарації (суміш концентрату і промпродукту) направляємо на грохоти для відділення суспензії, відмивки обважнювача і остаточного зневоднення. Зокрема, це забезпечить зниження імовірності улучення магнетиту з продуктом, що спливає, в сепаратори другої стадії і запобіжить порушенню процесу розділення концентрату і промпродукту. Відділення кондиційної суспензії від продукту, що потонує, не виконуємо у зв'язку з тим, що її кількість менше 5 – 10 % від подаваної в операцію.

Технологічна схема другої стадії важкосередовищної сепарації повністю аналогічна передбаченій для першої стадії і описаної вище.

Некондиційну суспензію, що утворюється після відмивки магнетиту від продуктів збагачення, і частину кондиційних суспензій обох стадій сепарації

(для зниження концентрації в них шламу і регулювання в'язкості) передбачаємо направляти на магнітну сепарацію. Оскільки густина розділення продуктів не висока, приймаємо одну стадію магнітного збагачення.

Схема комплексу збагачення крупного машинного класу в важкосередовищних сепараторах наведена на рис. 2.3.

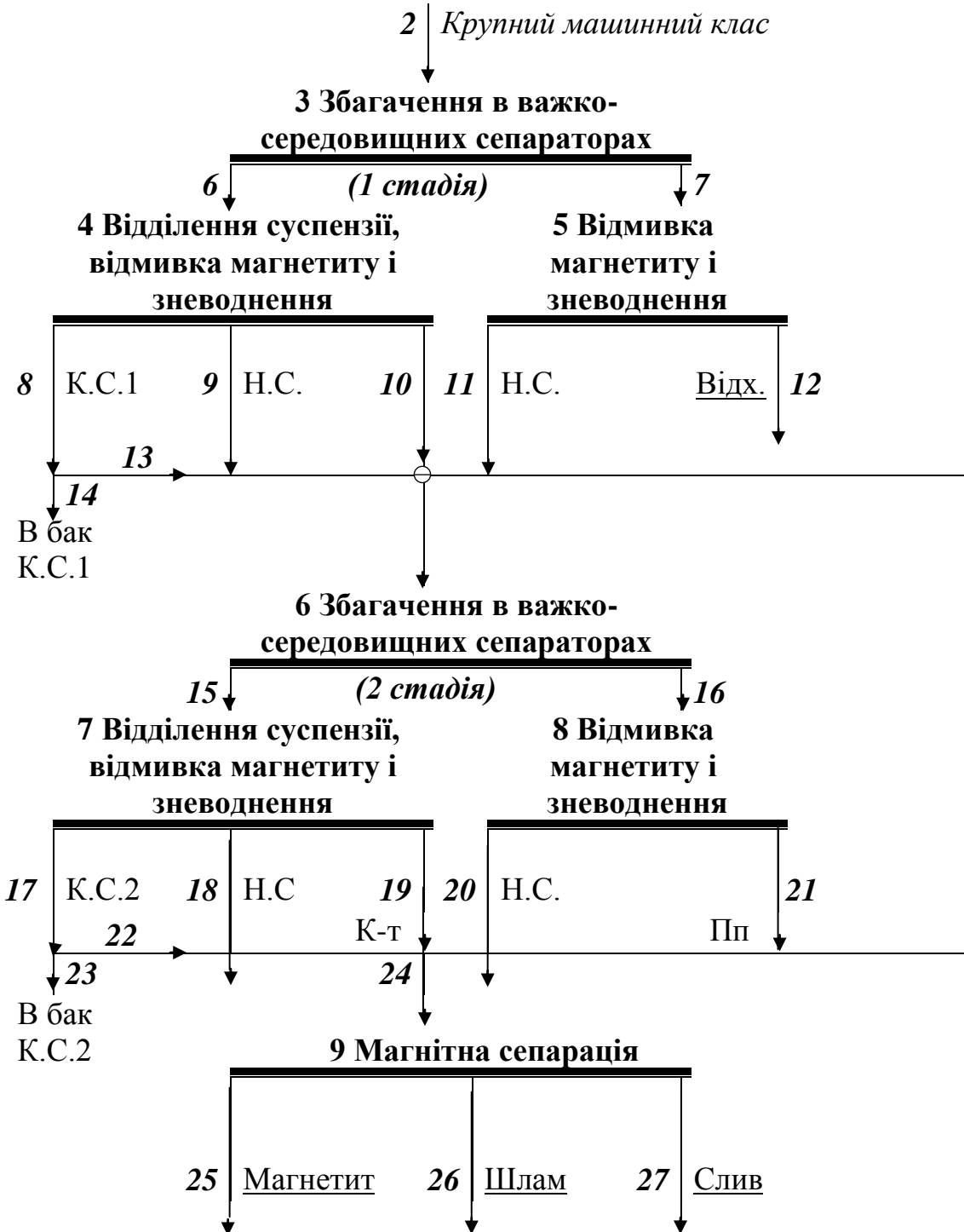


Рис. 2.3 – Схема збагачення вугілля крупного машинного класу

У складі комплексу збагачення дрібного машинного класу відсадкою для відділення шламу від концентрату відсаджувальних машин передбачаємо

установку багер-класифікаторів, оскільки багер-елеватор забезпечує не тільки зневоднення, але й підйом концентрату, що дозволить знизити загальну висоту будови головного корпусу і зменшити капітальні витрати. Остаточне зневоднення концентрату і промпродукту відсаджувальних машин здійснюємо в фільтруючих центрифугах.

Схема комплексу збагачення дрібного машинного класу в відсаджувальних машинах наведена на рис. 2.4.

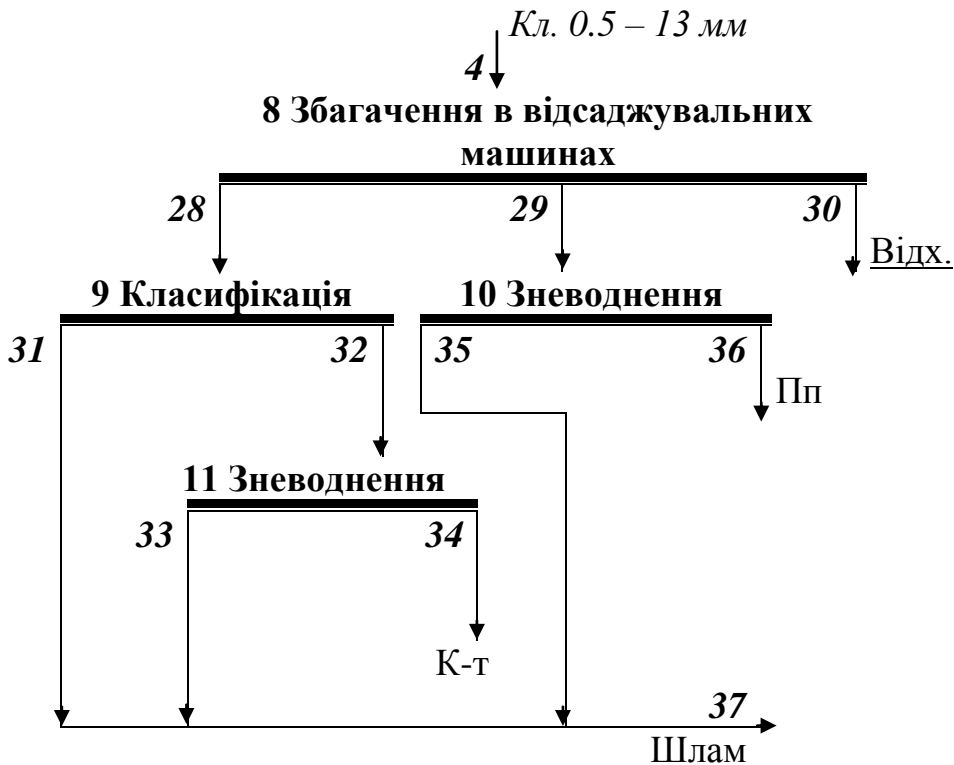


Рис. 2.4 - Схема збагачення вугілля дрібного машинного класу

2.7 Методика розрахунку якісно-кількісних показників продуктів технологічної схеми

Метою розрахунку основних показників продуктів розробленої технологічної схеми є отримання необхідних даних для складання балансу продуктів збагачення, одержуваних відділенням (цехом) гравітаційного збагачення. В процесі розрахунку визначаються вихід і зольність кожного продукту, а також вміст в ньому шламу.

2.7.1 Методика урахування шламоутворення в операціях технологічної схеми

Специфічні властивості кам'яного вугілля і антрацитів визначають присутність в вихідному продукті, що надходить на збагачення, значної кількості первинного шламу (клас 0 – 0,5 мм), який утворюється в результаті видобутку і транспортування. В процесі переробки сировини на збагачувальних

фабриках і установках утворюється вторинний шлам, в результаті чого змінюється маса продуктів, одержуваних цехами (відділеннями) гравітаційного збагачення. Кількість додаткового шламу, що утворюється в кожній операції технологічної схеми, наведено в додатку 3.

Урахування шламоутворення виконується в такому порядку:

– визначається кількість і зольність вихідного продукту (або його складових), що надходить в операцію, і має крупність більше 0,5 мм;

– визначається кількість знову утвореного шламу з урахуванням норми шламоутворення n_i (додаток 3) і його зольність за формулами:

$$\gamma_i^{0-0.5 \text{ (доп)}} = \gamma_i^{+0.5} \cdot n_i / 100 ; \quad (2.23)$$

$$A_i^{0-0.5 \text{ (доп)}} = A_i^{+0.5} ; \quad (2.24)$$

– визначається кількість крупнозернистої частини вихідного продукту після урахування шламоутворення (параметри з індексом “ш”):

$$\gamma_{i(\text{ш})}^{+0.5} = \gamma_i^{+0.5} - \gamma_i^{0-0.5 \text{ (доп)}} ; \quad (2.25)$$

– визначається кількість шламу і його зольність після урахування шламоутворення за формулами:

$$\gamma_{i(\text{ш})}^{0-0.5} = \gamma_i^{0-0.5} + \gamma_i^{0-0.5 \text{ (доп)}} ; \quad (2.26)$$

$$A_{i(\text{ш})}^{0-0.5} = (A_i^{0-0.5} \cdot \gamma_i^{0-0.5} + A_i^{0-0.5 \text{ (доп)}} \cdot \gamma_i^{0-0.5 \text{ (доп)}}) / \gamma_{i(\text{ш})}^{0-0.5} ; \quad (2.27)$$

– виконується перевірка правильності обчислень порівнянням виходу і зольності продукту до і після урахування шламоутворення.

Результати розрахунку заносяться в підсумкову таблицю якісно-кількісних показників продуктів технологічної схеми.

Для розглянутого прикладу урахування шламоутворення в першій операції технологічної схеми – “Мокре грохочення”, що наведена на рис. 2.2, виконується таким чином:

- визначається кількість і зольність складових вихідного продукту № 1, що надходять на мокре грохочення і мають крупність більше 0.5 мм (за даними табл. 2.6):

$$\gamma_{1(+13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} = 44.18 \% ; \quad \gamma_{1(0.5-13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} = 41.05 \% ;$$

$$A_{1(+13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} = 46.5 \% ; \quad A_{1(0.5-13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} = 29.1 \% ;$$

$$\gamma_1^{+0.5 \text{ (исх)}} = \gamma_{1(+13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} + \gamma_{1(0.5-13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} = 44.18 + 41.05 = 85.23 \% ;$$

$$\begin{aligned} A_1^{+0.5 \text{ (исх)}} &= (A_{1(+13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} \cdot \gamma_{1(+13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} + A_{1(0.5-13)}^{+0.5 \text{ (исх)}} \cdot \gamma_{1(0.5-13)}^{+0.5 \text{ (исх)}}) / \gamma_1^{+0.5 \text{ (исх)}} = \\ &= (46.5 \cdot 44.18 + 29.1 \cdot 41.05) / 85.23 = 38.1 \% ; \end{aligned}$$

- визначається кількість знову утвореного шламу і його зольність за формулами:

$$\gamma_{1(+13)}^{0-0.5(\text{доп})} = \gamma_{1(+13)}^{+0.5(\text{исх})} \cdot n_1 / 100 = 44.18 \cdot 3 / 100 = 1.33 \%,$$

$$A_{1(+13)}^{0-0.5(\text{доп})} = A_{1(+13)}^{+0.5(\text{исх})} = 46.5 \%;$$

$$\gamma_{1(0.5-13)}^{0-0.5(\text{доп})} = \gamma_{1(0.5-13)}^{+0.5(\text{исх})} \cdot n_1 / 100 = 41.05 \cdot 3 / 100 = 1.23 \%,$$

$$A_{1(0.5-13)}^{0-0.5(\text{доп})} = A_{1(0.5-13)}^{+0.5(\text{исх})} = 29.1 \%;$$

- визначається кількість складових крупнозернистої частини вихідного продукту, що залишилася після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{1(+13)(\text{ш})}^{+0.5} = \gamma_{1(+13)}^{+0.5(\text{исх})} - \gamma_{1(+13)}^{0-0.5(\text{доп})} = 44.18 - 1.33 = 42.85 \%;$$

$$\gamma_{1(0.5-13)(\text{ш})}^{+0.5} = \gamma_{1(0.5-13)}^{+0.5(\text{исх})} - \gamma_{1(0.5-13)}^{0-0.5(\text{доп})} = 41.05 - 1.23 = 39.82 \%;$$

$$\gamma_{1(\text{ш})}^{+0.5} = \gamma_{1(+13)(\text{ш})}^{+0.5} + \gamma_{1(0.5-13)(\text{ш})}^{+0.5} = 42.85 + 39.82 = 82.67 \%;$$

- визначається кількість шламу в продукті № 1 і його зольність після урахування шламоутворення за формулами:

$$\begin{aligned} \gamma_{1(\text{ш})}^{0-0.5} &= \gamma_{1(+13)}^{0-0.5(\text{доп})} + \gamma_{1(0.5-13)}^{0-0.5(\text{доп})} + \gamma_{1}^{0-0.5(\text{исх})} = \\ &= 1.33 + 1.23 + 14.77 = 17.33 \%; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} A_{1(\text{ш})}^{0-0.5} &= (A_{1(+13)}^{0-0.5(\text{доп})} \cdot \gamma_{1(+13)}^{0-0.5(\text{доп})} + A_{1(0.5-13)}^{0-0.5(\text{доп})} \cdot \gamma_{1(0.5-13)}^{0-0.5(\text{доп})} + \\ &+ A_{1}^{0-0.5(\text{исх})} \cdot \gamma_{1}^{0-0.5(\text{исх})}) / \gamma_{1(\text{ш})}^{0-0.5} = \\ &= (46.5 \cdot 1.33 + 29.1 \cdot 1.23 + 24.7 \cdot 14.77) / 17.33 = 26.7 \%; \end{aligned}$$

- визначається перевірка розрахунків шляхом визначення сумарного виходу і зольності класів + 0.5 мм і 0 - 0.5 мм після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{1(\text{ш})} = 82.67 + 17.33 = 100.00 \% = \gamma_1;$$

$$A_{1(\text{ш})} = (38.1 \cdot 82.67 + 26.7 \cdot 17.33) / 100.00 = 36.1 \% = A_1.$$

Результати розрахунку заносимо в підсумкову таблицю 2.14, яка розташовується після усіх технологічних розрахунків.

2.7.2 Методика розрахунку операцій розділення по крупності

Технологічна схема вуглезбагачувальної фабрики включає значну кількість операцій, пов'язаних з розділенням матеріалів по крупності. До них відносяться операції грохочення, знешламлення, відділення суспензії, відмивки магнетиту і зневоднення на грохотах і центрифугах, класифікації і згущення.

При грохоченні розрахункова крупність розділення d_p може бути прийнята рівною розміру отворів сит. Для інших названих операцій $d_p = 0.5$ мм.

Ефективність операцій розділення по крупності може бути оцінена величиною вилучення в підрешітний продукт (злив, фугат) частинок розміром $0 - d_p$ (коефіцієнт корисної дії):

$$E_{\text{під}}^{0-d} = 100 \cdot \gamma_{\text{нід}} \cdot c/a \cdot \gamma_{\text{вих}} = 100 \cdot (a - \epsilon) \cdot c/a \cdot (c - \epsilon), \quad \%, \quad (2.28)$$

де $\gamma_{\text{нід}}$ і $\gamma_{\text{вих}}$ - вихід підрешітного продукту (зливу, фугату) і вихідного продукту, що надходить в операцію, %;

c , a і ϵ - вміст розрахункового класу в підрешітному продукті (злив, фугаті), вихідному продукті і надрешітному продукті (осаді) відповідно, %.

Розрахунок операцій розділення по крупності виконується в такому порядку:

– визначається кількість, вміст і зольність розрахункового класу в вихідному продукті (з урахуванням шламоутворення) за результатами попередніх розрахунків;

– визначається кількість і зольність класу розміром більше розрахункової крупності розділення в вихідному продукті операції;

– приймається величина вмісту розрахункового класу в підрешітному продукті (злив, фугаті) і надрешітному продукті (осаді) c , a і ϵ або ефективність розділення ϵ за даними практики або додатка I;

– розраховується (при необхідності) величина ефективності розділення по наведеній вище формулі;

– визначається вихід підрешітного продукту (зливу, фугату) за формулою:

$$\gamma_{\text{нід}} = E_{\text{нід}}^{0-d} \cdot \gamma_{\text{вих}} \cdot a / 100 \cdot c; \quad (2.29)$$

– розраховується вихід надрешітного продукту (осаду) за формулою:

$$\gamma_{\text{над}} = \gamma_{\text{вих}} - \gamma_{\text{нід}}; \quad (2.30)$$

– визначається кількість і зольність частинок розміром менше і більше d_p в підрешітному продукті (злив, фугаті) за формулами:

$$\begin{cases} \gamma_{\text{під}}^{0-d} = \gamma_{\text{нід}} \cdot c / 100; & A_{\text{під}}^{0-d} = A_{\text{вих}}^{0-d}; \\ \gamma_{\text{під}}^{+d} = \gamma_{\text{нід}} - \gamma_{\text{під}}^{0-d}; & A_{\text{під}}^{+d} = A_{\text{вих}}^{+d}; \end{cases} \quad (2.31)$$

(при розрахунку операції відділення суспензії, відмивки магнетиту і зневоднення умовно приймається, що увесь шлам, який перейшов у підрешітний продукт, направляється у некондиційну суспензію);

– розраховується зольність підрешітного продукту (зливу, фугату) за формулою:

$$A_{\text{нід}} = (A_{\text{під}}^{0-d} \cdot \gamma_{\text{під}}^{0-d} + A_{\text{під}}^{+d} \cdot \gamma_{\text{під}}^{+d}) / \gamma_{\text{нід}}; \quad (2.32)$$

– визначається кількість і зольність частинок розміром менше і більше d_p в надрешітному продукті (осаді) за формулами:

$$\begin{cases} \gamma_{\text{над}}^{0-d} = \gamma_{\text{вих}}^{0-d} - \gamma_{\text{під}}^{0-d}; & A_{\text{над}}^{0-d} = A_{\text{вих}}^{0-d}; \\ \gamma_{\text{над}}^{+d} = \gamma_{\text{вих}}^{+d} - \gamma_{\text{під}}^{+d}; & A_{\text{над}}^{+d} = A_{\text{вих}}^{+d}; \end{cases} \quad (2.33)$$

– розраховується зольність надрешітного продукту (осаду) за формулою:

$$A_{\text{над}} = (A_{\text{над}}^{0-d} \cdot \gamma_{\text{над}}^{0-d} + A_{\text{над}}^{+d} \cdot \gamma_{\text{над}}^{+d}) / \gamma_{\text{над}}; \quad (2.34)$$

– для операцій грохочення при розмірі отворів сит $d \geq 6$ мм визначається вихід і зольність частинок класу 0 – 0.5 мм в продуктах розділення, при умові, що їх вміст пропорційний кількості класу в продукті, що надходить в операцію, а також вихід і зольність частинок класу + 0.5 мм за балансом:

$$\begin{cases} \gamma_{\text{над}}^{0-0.5} = \gamma_{\text{над}}^{0-d} \cdot \gamma_{\text{вих}}^{0-0.5} / \gamma_{\text{вих}}^{0-d}; & A_{\text{над}}^{0-0.5} = A_{\text{вих}}^{0-0.5}; \\ \gamma_{\text{під}}^{0-0.5} = \gamma_{\text{під}}^{0-d} \cdot \gamma_{\text{вих}}^{0-0.5} / \gamma_{\text{вих}}^{0-d}; & A_{\text{під}}^{0-0.5} = A_{\text{вих}}^{0-0.5}; \end{cases} \quad (2.35)$$

$$\begin{cases} \gamma_{\text{над}}^{+0.5} = \gamma_{\text{над}} - \gamma_{\text{над}}^{0-0.5}; \\ A_{\text{над}}^{+0.5} = (A_{\text{над}} \cdot \gamma_{\text{над}} - A_{\text{над}}^{0-0.5} \cdot \gamma_{\text{над}}^{0-0.5}) / \gamma_{\text{над}}^{+0.5}; \end{cases} \quad (2.36)$$

$$\begin{cases} \gamma_{\text{під}}^{+0.5} = \gamma_{\text{під}} - \gamma_{\text{під}}^{0-0.5}; \\ A_{\text{під}}^{+0.5} = (A_{\text{під}} \cdot \gamma_{\text{під}} - A_{\text{під}}^{0-0.5} \cdot \gamma_{\text{під}}^{0-0.5}) / \gamma_{\text{під}}^{+0.5}; \end{cases} \quad (2.37)$$

– виробляється перевірка правильності обчислень порівнянням виходу і зольності вихідного продукту з сумарним виходом і зольністю продуктів розділення.

Нижче наведено приклад розрахунку операцій комплексу підготовки вугілля до збагачення.

Визначаємо кількість, вміст і зольність розрахункового класу (0 - 13 мм) у вихідному продукті № 1 за даним підрозділу 2.7.1 (з урахуванням шламоутворення):

$$\gamma_{1(\omega)}^{0-13} = \gamma_{1(0.5-13)}^{+0.5} (\text{шп}) + \gamma_{1(\omega)}^{0-0.5} = 39.82 + 17.33 = 57.15 \%;$$

$$a = 100 \cdot \gamma_{1(\omega)}^{0-13} / \gamma_1 = 100 \cdot 57.15 / 100 = 57.15 \%;$$

$$A_{1(\omega)}^{0-13} = (A_{1(0.5-13)(\omega)}^{+0.5} \cdot \gamma_{1(0.5-13)(\omega)}^{+0.5} + A_{1(\omega)}^{0-0.5} \cdot \gamma_{1(\omega)}^{0-0.5}) / \gamma_{1(\omega)}^{0-13} =$$

$$= (29.1 \cdot 39.82 + 26.7 \cdot 17.33) / 57.15 = 28.4 \%$$

Кількість і зольність класу + 13 мм в продукті № 1 буде:

$$\gamma_{1(ш)}^{+13} = \gamma_1 - \gamma_{1(ш)}^{0-13} = 100 - 57.15 = 42.85 \%; \quad A_{1(ш)}^{+13} = 46.5 \%$$

Для операції 1 (мокре грохочення на перфорованих ситах з меншим розміром довгастих отворів $d = 13$ мм) за даними додатка I приймаємо $c = 95$ %. Оскільки передбачається здійснювати збагачення надрешітного продукту в важкосередовищних сепараторах, за даними додатка I приймаємо $v = 8$ % і розраховуємо величину ефективності розділення:

$$E_3^{0-13} = 100 \cdot (a - v) \cdot c / a \cdot (c - v) = \\ = (57.15 - 8) \cdot 95 / 57.15 \cdot (95 - 8) = 93.9 \%$$

С використанням отриманих даних визначаємо вихід підрешітного продукту № 3 за формулою:

$$\gamma_3 = E_3^{0-13} \cdot \gamma_1 \cdot a / 100 \cdot c = 93.9 \cdot 100 \cdot 57.15 / 100 \cdot 95 = 56.49 \%$$

Вихід надрешітного продукту № 2 буде:

$$\gamma_2 = \gamma_1 - \gamma_3 = 100 - 56.49 = 43.51 \%;$$

Визначаємо кількість і зольність частинок розміром менше і більше 13 мм у підрешітному продукті за формулами:

$$\gamma_3^{0-13} = \gamma_3 \cdot c / 100 = 56.49 \cdot 95 / 100 = 53.67 \%; \quad A_3^{0-13} = A_{1(ш)}^{0-13} = 28.4 \%; \\ \gamma_3^{+13} = \gamma_3 - \gamma_3^{0-13} = 56.49 - 53.67 = 2.82 \%; \quad A_3^{+13} = A_{1(ш)}^{+13} = 46.5 \%$$

Розраховуємо зольність підрешітного продукту № 3 :

$$A_3 = (A_3^{0-13} \cdot \gamma_3^{0-13} + A_3^{+13} \cdot \gamma_3^{+13}) / \gamma_3 = \\ = (28.4 \cdot 53.67 + 46.5 \cdot 2.82) / 56.49 = 29.3 \%$$

Визначаємо кількість і зольність частинок розміром менше і більше 13 мм у надрешітному продукті № 2 :

$$\gamma_2^{0-13} = \gamma_{1(ш)}^{0-13} - \gamma_3^{0-13} = 57.15 - 53.67 = 3.48 \%; \quad A_2^{0-13} = A_{1(ш)}^{0-13} = 28.4 \%; \\ \gamma_2^{+13} = \gamma_{1(ш)}^{+13} - \gamma_3^{+13} = 42.85 - 2.82 = 40.03 \%; \quad A_2^{+13} = A_{1(ш)}^{+13} = 46.5 \%$$

Розраховуємо зольність надрешітного продукту № 2:

$$A_2 = (A_2^{0-13} \cdot \gamma_2^{0-13} + A_2^{+13} \cdot \gamma_2^{+13}) / \gamma_2 = \\ = (28.4 \cdot 3.48 + 46.5 \cdot 40.03) / 43.51 = 45.0 \%$$

Визначаємо вихід і зольність частинок класу 0 - 0.5 мм в надрешітному продукті № 2 і підрешітному продукті № 3:

$$\gamma_2^{0-0.5} = \gamma_2^{0-13} \cdot \gamma_{1(u)}^{0-0.5} / \gamma_{1(u)}^{0-13} = 3.48 \cdot 17.33 / 57.15 = 1.06 \%;$$

$$A_2^{0-0.5} = A_{1(u)}^{0-0.5} = 26.7 \%;$$

$$\gamma_3^{0-0.5} = \gamma_3^{0-13} \cdot \gamma_{1(u)}^{0-0.5} / \gamma_{1(u)}^{0-13} = 53.67 \cdot 17.33 / 57.15 = 16.27 \%;$$

$$A_3^{0-0.5} = A_{1(u)}^{0-0.5} = 26.7 \%.$$

За балансом визначаємо:

$$\gamma_2^{+0.5} = \gamma_2 - \gamma_2^{0-0.5} = 43.51 - 1.06 = 42.45 \%;$$

$$A_2^{+0.5} = (A_2 \cdot \gamma_2 - A_2^{0-0.5} \cdot \gamma_2^{0-0.5}) / \gamma_2^{+0.5} = \\ = (45.0 \cdot 43.51 - 26.7 \cdot 1.06) / 42.45 = 45.5 \%;$$

$$\gamma_3^{+0.5} = \gamma_3 - \gamma_3^{0-0.5} = 56.49 - 16.27 = 40.22 \%;$$

$$A_3^{+0.5} = (A_3 \cdot \gamma_3 - A_3^{0-0.5} \cdot \gamma_3^{0-0.5}) / \gamma_3^{+0.5} = \\ = (29.3 \cdot 56.49 - 26.7 \cdot 16.27) / 40.22 = 30.4 \%.$$

Виконуємо перевірку розрахунків:

$$\gamma_2 + \gamma_3 = 43.51 + 53.49 = 100.00 = \gamma_{1(u)};$$

$$(A_2 \cdot \gamma_2 + A_3 \cdot \gamma_3) / (\gamma_2 + \gamma_3) = \\ = (45.0 \cdot 43.51 + 29.3 \cdot 53.49) / 100.00 = 36.1 \% = A_{1(u)}.$$

Отримані дані заносимо в табл. 2.14.

Для розрахунку операції 2 (знешламлення в конусних грохотах) необхідно попередньо урахувати шламоутворення, яке за додатком 3 складає $n = 2\%$. У відповідності до методики розрахунку шламоутворення (см. п. 2.7.1) визначаємо кількість знову утвореного шламу і його зольність за формулами:

$$\gamma_3^{0-0.5(\text{доп})} = \gamma_3^{+0.5} \cdot n / 100 = 40.22 \cdot 2 / 100 = 0.80 \%;$$

$$A_3^{0-0.5(\text{доп})} = A_3^{+0.5} = 30.4 \%.$$

Розраховуємо кількість крупнозернистої частини вихідного продукту № 3 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{3(u)}^{+0.5} = \gamma_3^{+0.5} - \gamma_3^{0-0.5(\text{доп})} = 40.22 - 0.80 = 39.42 \%.$$

Зольність крупнозернистої частини не змінюється.

Визначаємо кількість шламу і його зольність після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{3(\omega)}^{0-0.5} = \gamma_3^{0-0.5} + \gamma_3^{0-0.5(\text{доп})} = 16.27 + 0.80 = 17.07 \%;$$

$$A_{3(\omega)}^{0-0.5} = (A_3^{0-0.5(\text{доп})} \cdot \gamma_3^{0-0.5(\text{доп})} + A_3^{0-0.5} \cdot \gamma_3^{0-0.5}) / \gamma_{3(\omega)}^{0-0.5} = \\ = (30.4 \cdot 0.80 + 26.7 \cdot 16.27) / 17.07 = 26.9 \%$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

Виконуємо розрахунок операції 2 (знешламлення в конусних грохотах). За результатами попередніх розрахунків кількість розрахункового класу (0 - 0.5 мм) у вихідному продукті № 3 складає $\gamma_{3(\omega)}^{0-0.5} = 17.07 \%$ при зольності $A_{3(\omega)}^{0-0.5} = 26.9 \%$. Визначаємо вміст розрахункового класу в продукті № 3:

$$a = \gamma_{3(\omega)}^{0-0.5} \cdot 100 / \gamma_3 = 17.07 \cdot 100 / 56.49 = 30.22 \%$$

Приймаємо за даними додатка I вміст розрахункового класу 0 - 0.5 мм в підрешітному продукті $c = 95 \%$ і к.п.д. = 75 %.

Визначаємо вихід підрешітного продукту № 5 за формулою:

$$\gamma_5 = E_{5}^{0-0.5} \cdot \gamma_3 \cdot a / 100 \cdot c = 75 \cdot 56.49 \cdot 30.22 / 100 \cdot 95 = 13.48 \%$$

Розраховуємо вихід надрешітного продукту № 4 за формулою:

$$\gamma_4 = \gamma_3 - \gamma_5 = 56.49 - 13.48 = 43.01 \%$$

Визначаємо кількість і зольність частинок розміром менше і більше 0.5мм в підрешітному продукті № 5 за формулами:

$$\gamma_5^{0-0.5} = \gamma_5 \cdot c / 100 = 13.48 \cdot 95 / 100 = 12.81 \%;$$

$$A_5^{0-0.5} = A_{3(\omega)}^{0-0.5} = 26.9 \%;$$

$$\gamma_5^{+0.5} = \gamma_5 - \gamma_5^{0-0.5} = 13.48 - 12.81 = 0.67 \%;$$

$$A_5^{+0.5} = A_{3(\omega)}^{+0.5} = 30.4 \%$$

Розраховуємо зольність підрешітного продукту № 5 за формулою:

$$A_5 = (A_5^{0-0.5} \cdot \gamma_5^{0-0.5} + A_5^{+0.5} \cdot \gamma_5^{+0.5}) / \gamma_5 = \\ = (26.9 \cdot 12.81 + 30.4 \cdot 0.67) / 13.48 = 27.1 \%$$

Визначаємо кількість і зольність частинок розміром менше і більше 0.5мм в надрешітному продукті № 4 за формулами:

$$\gamma_4^{0-0.5} = \gamma_{3(\omega)}^{0-0.5} - \gamma_5^{0-0.5} = 17.07 - 12.81 = 4.26 \%;$$

$$A_{4}^{0-0.5} = A_{3(u)}^{0-0.5} = 26.9 \%;$$

$$\gamma_{4}^{+0.5} = \gamma_{3(u)}^{+0.5} - \gamma_{5}^{+0.5} = 39.42 - 0.67 = 38.75 \%;$$

$$A_{4}^{+0.5} = A_{3(u)}^{+0.5} = 30.4 \%.$$

Розраховуємо зольність надрешітного продукту № 4 за формулою:

$$\begin{aligned} A_{4} &= (A_{4}^{0-0.5} \cdot \gamma_{4}^{0-0.5} + A_{4}^{+0.5} \cdot \gamma_{4}^{+0.5}) / \gamma_{4} = \\ &= (26.9 \cdot 4.26 + 30.4 \cdot 38.75) / 43.01 = 30.0 \%. \end{aligned}$$

Виконуємо перевірку розрахунків:

$$\begin{aligned} \gamma_{4} + \gamma_{5} &= 43.01 + 13.48 = 56.49 = \gamma_{3(u)}; \\ (A_{4} \cdot \gamma_{4} + A_{5} \cdot \gamma_{5}) / (\gamma_{4} + \gamma_{5}) &= \\ &= (30.0 \cdot 43.01 + 27.1 \cdot 13.48) / 56.49 = 29.3 \% = A_{3(u)}. \end{aligned}$$

Отримані дані заносимо в табл. 2.14.

2.7.3 Розрахунок операцій збагачення гравітаційними методами

Розрахунок операцій збагачення пов'язаний з необхідністю урахування зміни (у порівнянні з характеристиками теоретичного машинного класу) виходу і зольності продукту, що надходить в операцію, за рахунок шламоутворення, засмічення матеріалу в результаті неефективного грохочення, додавання для сумісного збагачення дробленого промпродукту або крупнозернистого шламу.

Для визначення виходу і зольності одержуваних продуктів необхідно:

- виконати розрахунок шламоутворення;
- скорегувати вихід концентрату і відходів збагачення (табл. 2.13), якщо зольність класу + 0.5 мм у вихідному продукті відрізняється від зольності теоретичного машинного класу за формулами:

$$\gamma_{к-т}^{кор} = [100 \cdot (A_{від} - A_{исх}^{кор}) - \gamma_{пн} \cdot (A_{від} - A_{пн})] / (A_{від} - A_{к-м}), \%, \quad (2.38)$$

$$\gamma_{від}^{кор} = 100 - \gamma_{пн} - \gamma_{к-т}^{кор}, \%, \quad (2.39)$$

де $A_{к-м}$, $A_{пн}$ і $A_{від}$ - зольність концентрату, промпродукту і відходів відповідно з практичного балансу (табл. 2.13);

$A_{исх}^{кор}$ - зольність класу + 0.5 мм у вихідному продукті операції збагачення;

$\gamma_{пн}$ - вихід промпродукту з практичного балансу (табл. 2.13);

- розрахувати кількість класу + 0.5 мм в кожному продукті збагачення з урахуванням, що вона пропорційна виходу відповідних продуктів в скоректованому практичному балансі;

– розподілити клас 0 – 0.5 мм між продуктами збагачення у такому співвідношенні: 90 % направити у концентрат, 4 % – у промпродукт і 6 % – у

відходи (при розділенні на два продукти у відходи або продукт, що потонув, направляється 10 % шламу);

– визначити сумарний вихід і зольність продуктів збагачення з урахуванням шламу;

– при збагаченні крупного машинного класу в дві стадії виконати з урахуванням шламоутворення розрахунок операції відділення суспензії, відмивки магнетиту і зневоднення продукту, що направляється на перезбагачення у другу стадію (при необхідності), і розрахувати операцію збагачення другої стадії за наведеною вище методикою;

– виконати перевірку правильності обчислень порівнянням виходу і зольності вихідного продукту з сумарним виходом і зольністю продуктів розділення.

Як приклад наведений розрахунок операції збагачення в важкосередовищних сепараторах з використанням даних попередніх розрахунків.

Виконуємо розрахунок шламоутворення за розглянутою вище методикою, приймаючи $n = 3 \%$ (додаток 3).

Кількість знову утвореного шламу і крупнозернистої частини в продукті № 2 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_2^{0-0,5(\text{дон})} = \gamma_2^{+0,5} \cdot n / 100 = 42,45 \cdot 3 / 100 = 1,27 \%;$$

$$A_2^{0-0,5(\text{дон})} = A_2^{+0,5} = 45,5 \%.$$

$$\gamma_{2(u)}^{+0,5} = \gamma_2^{+0,5} - \gamma_2^{0-0,5(\text{дон})} = 42,45 - 1,27 = 41,18 \%; \quad A_{2(u)}^{+0,5} = 45,5 \%.$$

Кількість шламу і його зольність в продукті № 2 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{2(u)}^{0-0,5} = \gamma_2^{0-0,5} + \gamma_2^{0-0,5(\text{дон})} = 1,06 + 1,27 = 2,33 \%;$$

$$\begin{aligned} A_{2(u)}^{0-0,5} &= (A_2^{0-0,5(\text{дон})} \cdot \gamma_2^{0-0,5(\text{дон})} + A_2^{0-0,5} \cdot \gamma_2^{0-0,5}) / \gamma_{2(u)}^{0-0,5} = \\ &= (45,5 \cdot 1,27 + 26,7 \cdot 1,06) / 2,33 = 36,9 \%. \end{aligned}$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

У зв'язку с тим, що зольність класу + 0.5 мм відрізняється від зольності теоретичного крупного машинного класу (табл. 2.13), виконуємо коректування даних табл. 2.13:

$$\begin{aligned} \gamma_{к-м}^{\text{кор}} &= [100 \cdot (A_{\text{від}} - A_{\text{исх}}^{\text{кор}}) - \gamma_{nn} \cdot (A_{\text{від}} - A_{nn})] / (A_{\text{від}} - A_{к-м}) = \\ &= [100 \cdot (79,3 - 45,5) - 2,13 \cdot (79,3 - 32,6)] / (79,3 - 6,0) = 44,75 \%, \end{aligned}$$

$$\gamma_{\text{від}}^{\text{кор}} = 100 - \gamma_{nn} - \gamma_{к-м}^{\text{кор}} = 100 - 2,13 - 44,74 = 53,12 \%.$$

Розраховуємо кількість класу + 0.5 мм в продуктах першої стадії збагачення:

$$\begin{aligned}\gamma_6^{+0.5} &= \gamma_{2(\omega)}^{+0.5} \cdot (\gamma_{к-т}^{кор} + \gamma_{тн}) / (\gamma_{к-т}^{кор} + \gamma_{тн} + \gamma_{від}^{кор}) = \\ &= 41.18 \cdot (44.75 + 2.13) / 100 = 19.31 \%;\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\gamma_7^{+0.5} &= \gamma_{2(\omega)}^{+0.5} \cdot \gamma_{від}^{кор} / (\gamma_{к-т}^{кор} + \gamma_{тн} + \gamma_{від}^{кор}) = \\ &= 41.18 \cdot 53.12 / 100 = 21.87 \%.\end{aligned}$$

Зольність крупнозернистої частини продукту, що сплив у першій стадії, (концентрат і промпродукт) буде:

$$\begin{aligned}A_6^{+0.5} &= (A_{к-т} \cdot \gamma_{к-т}^{кор} + A_{тн} \cdot \gamma_{тн}) / (\gamma_{к-т}^{кор} + \gamma_{тн}) = \\ &= (6.0 \cdot 44.75 + 32.6 \cdot 2.13) / (44.75 + 2.13) = 7.2 \%.\end{aligned}$$

Визначаємо розподіл класу 0 – 0.5 мм між продуктами збагачення:

$$\gamma_6^{0-0.5} = \gamma_{2(\omega)}^{0-0.5} \cdot 0.9 = 2.33 \cdot 0.9 = 2.10 \%;$$

$$\gamma_7^{0-0.5} = \gamma_{2(\omega)}^{0-0.5} \cdot 0.1 = 2.33 \cdot 0.1 = 0.23 \%.$$

Визначаємо сумарний вихід і зольність продуктів збагачення з урахуванням шламу при умові, що зольність класу + 0.5 мм відповідає зольності продуктів практичного балансу (табл. 2.13):

$$\gamma_6 = \gamma_6^{0-0.5} + \gamma_6^{+0.5} = 2.10 + 19.31 = 21.41 \%;$$

$$\begin{aligned}A_6 &= (A_6^{0-0.5} \cdot \gamma_6^{0-0.5} + A_6^{+0.5} \cdot \gamma_6^{+0.5}) / \gamma_6 = \\ &= (36.9 \cdot 2.10 + 7.2 \cdot 19.31) / 21.41 = 10.1 \%;\end{aligned}$$

$$\gamma_7 = \gamma_7^{0-0.5} + \gamma_7^{+0.5} = 0.23 + 21.87 = 22.10 \%;$$

$$\begin{aligned}A_7 &= (A_7^{0-0.5} \cdot \gamma_7^{0-0.5} + A_7^{+0.5} \cdot \gamma_7^{+0.5}) / \gamma_7 = \\ &= (36.9 \cdot 0.23 + 79.3 \cdot 21.87) / 22.10 = 78.9 \%.\end{aligned}$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

Виконуємо розрахунок операцій обробки продукту, що сплив і потонує, згідно із схемою (рис. 2.3), після попереднього урахування шламоутворення в операціях ($n = 3 \%$). При розрахунку приймаємо, що в кондиційну суспензію не переходить тверда фаза (крім магнетиту), тобто $\gamma_8 = 0$. Наведені в таблиці 2.14 результати розрахунку операцій № 4 і № 5 отримані при умові, що вміст частинок розміром 0 – 0.5 мм в некондиційній суспензії $c = 95 \%$, а к.п.д. дорівнює 80 %.

Виконуємо розрахунок шламоутворення в операції відділення суспензії, відмивки магнетиту і зневоднення продукту № 6.

Кількість знову утвореного шламу і крупнозернистої частини в продукті № 6 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_6^{0-0,5(\partial on)} = \gamma_6^{+0,5} \cdot n / 100 = 19,31 \cdot 3 / 100 = 0,58 \ %;$$

$$A_6^{0-0,5(\partial on)} = A_6^{+0,5} = 7,2 \ %.$$

$$\gamma_{6(u)}^{+0,5} = \gamma_6^{+0,5} - \gamma_6^{0-0,5(\partial on)} = 19,31 - 0,58 = 18,73 \ %; \quad A_{6(u)}^{+0,5} = 7,2 \ %.$$

Кількість шламу і його зольність в продукті № 6 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{6(u)}^{0-0,5} = \gamma_6^{0-0,5} + \gamma_6^{0-0,5(\partial on)} = 2,10 + 0,58 = 2,68 \ %;$$

$$A_{6(u)}^{0-0,5} = (A_6^{0-0,5(\partial on)} \cdot \gamma_6^{0-0,5(\partial on)} + A_6^{0-0,5} \cdot \gamma_6^{0-0,5}) / \gamma_{6(u)}^{0-0,5} = \\ = (7,2 \cdot 0,58 + 36,9 \cdot 2,10) / 2,68 = 30,5 \ %.$$

Вихід і зольність продукту № 6:

$$\gamma_{6(u)} = \gamma_{6(u)}^{0-0,5} + \gamma_{6(u)}^{+0,5} = 2,68 + 18,73 = 21,41 \ %;$$

$$A_{6(u)} = (A_{6(u)}^{0-0,5} \cdot \gamma_{6(u)}^{0-0,5} + A_{6(u)}^{+0,5} \cdot \gamma_{6(u)}^{+0,5}) / \gamma_{6(u)} = \\ = (30,5 \cdot 2,68 + 7,2 \cdot 18,73) / 21,41 = 10,1 \ %.$$

Кількість шламу і його зольність в продукті № 9:

$$\gamma_9^{0-0,5} = \gamma_{6(u)}^{0-0,5} \cdot E = 2,68 \cdot 0,8 = 2,15 \ %; \quad A_9^{0-0,5} = A_{6(u)}^{0-0,5} = 30,5 \ %.$$

Вихід продукту № 9:

$$\gamma_9 = 100 \cdot \gamma_9^{0-0,5} / c = 100 \cdot 2,15 / 95 = 2,26 \ %.$$

Кількість крупнозернистого шламу і його зольність в продукті № 9:

$$\gamma_9^{+0,5} = \gamma_9 - \gamma_9^{0-0,5} = 2,26 - 2,15 = 0,11 \ %; \quad A_9^{+0,5} = A_6^{+0,5} = 7,2 \ %.$$

Зольність продукту № 9:

$$A_9 = (A_9^{0-0,5} \cdot \gamma_9^{0-0,5} + A_9^{+0,5} \cdot \gamma_9^{+0,5}) / \gamma_9 = \\ = (30,5 \cdot 2,15 + 7,2 \cdot 0,11) / 2,26 = 29,4 \ %.$$

Кількість і зольність складових продукту № 10 визначаємо за рівняннями балансу:

$$\gamma_{10}^{0-0,5} = \gamma_{6(u)}^{0-0,5} - \gamma_9^{0-0,5} = 2,68 - 2,15 = 0,53 \ %; \quad A_{10}^{0-0,5} = A_{6(u)}^{0-0,5} = 30,5 \ %.$$

$$\gamma_{10}^{+0,5} = \gamma_{6(u)}^{+0,5} - \gamma_9^{+0,5} = 18.73 - 0.11 = 18.62 \% ; \quad A_{10}^{+0,5} = A_{6(u)}^{+0,5} = 7.2 \% .$$

$$\gamma_{10} = \gamma_{10}^{0-0,5} + \gamma_{10}^{+0,5} = 0.53 + 18.62 = 19.15 \% ;$$

$$A_{10} = (A_{10}^{0-0,5} \cdot \gamma_{10}^{0-0,5} + A_{10}^{+0,5} \cdot \gamma_{10}^{+0,5}) / \gamma_{10} = 7.8 \% .$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

Виконуємо розрахунок шламоутворення в операції відмивки магнетиту і зневоднення продукту № 7.

Кількість знову утвореного шламу і крупнозернистої частини в продукті № 7 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_7^{0-0,5(\text{don})} = \gamma_7^{+0,5} \cdot n / 100 = 21.87 \cdot 3 / 100 = 0.66 \% ;$$

$$A_7^{0-0,5(\text{don})} = A_7^{+0,5} = 79.3 \% .$$

$$\gamma_{7(u)}^{+0,5} = \gamma_7^{+0,5} - \gamma_7^{0-0,5(\text{don})} = 21.87 - 0.66 = 21.21 \% ; \quad A_{7(u)}^{+0,5} = 79.3 \% .$$

Кількість крупнозернистого шламу і його зольність в продукті № 7 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{7(u)}^{0-0,5} = \gamma_7^{0-0,5} + \gamma_7^{0-0,5(\text{don})} = 0.23 + 0.66 = 0.89 \% ;$$

$$A_{7(u)}^{0-0,5} = (A_7^{0-0,5(\text{don})} \cdot \gamma_7^{0-0,5(\text{don})} + A_7^{0-0,5} \cdot \gamma_7^{0-0,5}) / \gamma_{7(u)}^{0-0,5} = \\ = (79.3 \cdot 0.66 + 36.9 \cdot 0.23) / 0.89 = 68.3 \% .$$

Вихід і зольність продукту № 7:

$$\gamma_{7(u)} = \gamma_{7(u)}^{0-0,5} + \gamma_{7(u)}^{+0,5} = 0.89 + 21.21 = 22.10 \% ;$$

$$A_{7(u)} = (A_{7(u)}^{0-0,5} \cdot \gamma_{7(u)}^{0-0,5} + A_{7(u)}^{+0,5} \cdot \gamma_{7(u)}^{+0,5}) / \gamma_{7(u)} = \\ = (68.3 \cdot 0.89 + 79.3 \cdot 21.21) / 22.10 = 78.9 \% .$$

Кількість шламу і його зольність в продукті № 11:

$$\gamma_{11}^{0-0,5} = \gamma_{7(u)}^{0-0,5} \cdot E = 0.89 \cdot 0.8 = 0.71 \% ; \quad A_{11}^{0-0,5} = A_{7(u)}^{0-0,5} = 68.3 \% .$$

Вихід продукту № 11:

$$\gamma_{11} = 100 \cdot \gamma_{11}^{0-0,5} / c = 100 \cdot 0.71 / 95 = 0.75 \% .$$

Кількість крупнозернистого шламу і його зольність в продукті № 11:

$$\gamma_{11}^{+0,5} = \gamma_{11} - \gamma_{11}^{0-0,5} = 0.75 - 0.71 = 0.04 \% ; \quad A_{11}^{+0,5} = A_{7(u)}^{+0,5} = 79.3 \% .$$

Зольність продукту № 11:

$$A_{11} = (A_{11}^{0-0,5} \cdot \gamma_{11}^{0-0,5} + A_{11}^{+0,5} \cdot \gamma_{11}^{+0,5}) / \gamma_{11} = \\ = (68.3 \cdot 0.71 + 79.3 \cdot 0.04) / 0.75 = 68.9 \%$$

Кількість і зольність складових продукту № 12 визначаємо за рівняннями балансу:

$$\gamma_{12}^{0-0,5} = \gamma_{7(u)}^{0-0,5} - \gamma_{11}^{0-0,5} = 0.89 - 0.71 = 0.18 \%; \quad A_{12}^{0-0,5} = A_{7(u)}^{0-0,5} = 68.3 \%$$

$$\gamma_{12}^{+0,5} = \gamma_{7(u)}^{+0,5} - \gamma_{11}^{+0,5} = 21.21 - 0.04 = 21.17 \%; \quad A_{12}^{+0,5} = A_{7(u)}^{+0,5} = 79.3 \%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_{12}^{0-0,5} + \gamma_{12}^{+0,5} = 0.18 + 21.17 = 21.35 \%;$$

$$A_{12} = (A_{12}^{0-0,5} \cdot \gamma_{12}^{0-0,5} + A_{12}^{+0,5} \cdot \gamma_{12}^{+0,5}) / \gamma_{12} = 79.2 \%$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

Аналогічно виконується розрахунок і інших операцій зневоднення продуктів збагачення.

Розраховуємо кількість класу + 0.5 мм в продуктах другої стадії збагачення:

$$\gamma_{15}^{+0,5} = \gamma_{10(u)}^{+0,5} \cdot \gamma_{k-m}^{kop} / (\gamma_{k-m}^{kop} + \gamma_{nn}) = \\ = 18.06 \cdot 44.75 / (44.75 + 2.13) = 17.24 \%;$$

$$\gamma_{16}^{+0,5} = \gamma_{10(u)}^{+0,5} \cdot \gamma_{nn} / (\gamma_{k-m}^{kop} + \gamma_{nn}) = \\ = 18.06 \cdot 2.13 / (44.75 + 2.13) = 0.82 \%$$

Визначаємо розподіл класу 0 – 0.5 мм між продуктами збагачення:

$$\gamma_{15}^{0-0,5} = \gamma_{10(u)}^{0-0,5} \cdot 0.9 = 1.09 \cdot 0.9 = 0.98 \%;$$

$$\gamma_{16}^{0-0,5} = \gamma_{10(u)}^{0-0,5} \cdot 0.1 = 1.09 \cdot 0.1 = 0.11 \%$$

Визначаємо сумарний вихід і зольність продуктів збагачення з урахуванням шламу при умові, що зольність класу + 0,5 мм відповідає зольності продуктів практичного балансу (табл. 2.13):

$$\gamma_{15} = \gamma_{15}^{0-0,5} + \gamma_{15}^{+0,5} = 0.98 + 17.24 = 18.22 \%;$$

$$A_{15} = (A_{15}^{0-0,5} \cdot \gamma_{15}^{0-0,5} + A_{15}^{+0,5} \cdot \gamma_{15}^{+0,5}) / \gamma_{15} = \\ = (18.5 \cdot 0.98 + 6.0 \cdot 17.24) / 18.22 = 6.7 \%;$$

$$\gamma_{16} = \gamma_{16}^{0-0,5} + \gamma_{16}^{+0,5} = 0.11 + 0.82 = 0.93 \%;$$

$$A_{16} = (A_{16}^{0-0.5} \cdot \gamma_{16}^{0-0.5} + A_{16}^{+0.5} \cdot \gamma_{16}^{+0.5}) / \gamma_{16} = \\ = (18.5 \cdot 0.11 + 32.6 \cdot 0.82) / 0.93 = 30.9 \%$$

Отримані результати заносимо в табл. 2.14.

Розрахунок операції збагачення в відсаджувальних машинах і важкосередовищних гідроциклонах при розділенні на два продукти виконується аналогічно. Особливості визначення показників збагачення при розділенні на три продукти показані на прикладі розрахунку відсадки дрібного машинного класу з використанням даних попередніх обчислень.

Попередньо виконуємо розрахунок шламоутворення при $n = 10 \%$.

Кількість знову утвореного шламу і крупнозернистої частини в продукті № 4 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_4^{0-0.5(\text{дон})} = \gamma_4^{+0.5} \cdot n / 100 = 38.74 \cdot 10 / 100 = 3.88 \%$$

$$A_4^{0-0.5(\text{дон})} = A_4^{+0.5} = 30.4 \%$$

$$\gamma_{4(u)}^{+0.5} = \gamma_4^{+0.5} - \gamma_4^{0-0.5(\text{дон})} = 38.74 - 3.88 = 34.87 \%; \quad A_{4(u)}^{+0.5} = 30.4 \%$$

Кількість шламу і його зольність в продукті № 4 після урахування шламоутворення:

$$\gamma_{4(u)}^{0-0.5} = \gamma_4^{0-0.5} + \gamma_4^{0-0.5(\text{дон})} = 4.26 + 3.88 = 8.14 \%$$

$$A_{4(u)}^{0-0.5} = (A_4^{0-0.5(\text{дон})} \cdot \gamma_4^{0-0.5(\text{дон})} + A_4^{0-0.5} \cdot \gamma_4^{0-0.5}) / \gamma_{4(u)}^{0-0.5} = \\ = (30.4 \cdot 3.88 + 26.9 \cdot 4.26) / 8.14 = 28.6 \%$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

У зв'язку с тим, що зольність класу + 0.5 мм вихідного продукту № 4 відрізняється від зольності теоретичного машинного класу (табл. 2.13), виконуємо коректування виходу концентрату і відходів збагачення за формулами:

$$\gamma_{к-м}^{\text{кор}} = [100 \cdot (A_{\text{від}} - A_{\text{исх}}^{\text{кор}}) - \gamma_{nn} (A_{\text{від}} - A_{nn})] / (A_{\text{від}} - A_{к-м}) = \\ = [100 \cdot (79.3 - 30.4) - 5.57 \cdot (79.3 - 36.6)] / (79.3 - 7.1) = 64.43 \%$$

$$\gamma_{\text{от}}^{\text{кор}} = 100 - \gamma_{nn} - \gamma_{к-м}^{\text{кор}} = 100 - 5.57 - 64.43 = 30.00 \%$$

Розраховуємо кількість класу + 0.5 мм в продуктах збагачення з урахуванням, що вона пропорційна виходу відповідних продуктів в скоректованому практичному балансі:

$$\gamma_{28}^{+0.5} = \gamma_4^{+0.5} \cdot \gamma_{к-м}^{\text{кор}} / 100 = 34.87 \cdot 64.43 / 100 = 22.47 \%$$

$$\gamma_{30}^{+0.5} = \gamma_4^{+0.5} \cdot \gamma_{\text{від}}^{\text{кор}} / 100 = 34.87 \cdot 30.00 / 100 = 10.46 \%$$

$$\gamma_{29}^{+0.5} = \gamma_4^{+0.5} - \gamma_{28}^{+0.5} - \gamma_{30}^{+0.5} = 34.87 - 22.47 - 10.46 = 1.94 \%$$

Визначаємо розподіл класу 0 – 0.5 мм між продуктами збагачення:

$$\gamma_{28}^{0-0.5} = \gamma_4^{0-0.5} \cdot 0.90 = 8.14 \cdot 0.90 = 7.33 \%$$

$$\gamma_{29}^{0-0.5} = \gamma_4^{0-0.5} \cdot 0.04 = 8.14 \cdot 0.04 = 0.32 \%$$

$$\gamma_{30}^{0-0.5} = \gamma_4^{0-0.5} - \gamma_{28}^{0-0.5} - \gamma_{29}^{0-0.5} = 8.14 - 7.33 - 0.32 = 0.49 \%$$

Визначаємо сумарний вихід і зольність продуктів збагачення з урахуванням шламу:

$$\gamma_{28} = \gamma_{28}^{0-0.5} + \gamma_{28}^{+0.5} = 7.33 + 22.47 = 29.80 \%$$

$$A_{28} = (A_{28}^{0-0.5} \cdot \gamma_{28}^{0-0.5} + A_{28}^{+0.5} \cdot \gamma_{28}^{+0.5}) / \gamma_{28} = \\ = (28.6 \cdot 7.33 + 7.1 \cdot 22.47) / 29.80 = 12.4 \%$$

$$\gamma_{29} = \gamma_{29}^{0-0.5} + \gamma_{29}^{+0.5} = 0.32 + 1.94 = 2.26 \%$$

$$A_{29} = (A_{29}^{0-0.5} \cdot \gamma_{29}^{0-0.5} + A_{29}^{+0.5} \cdot \gamma_{29}^{+0.5}) / \gamma_{29} = \\ = (28.6 \cdot 0.32 + 36.6 \cdot 1.94) / 2.26 = 35.5 \%$$

$$\gamma_{30} = \gamma_{30}^{0-0.5} + \gamma_{30}^{+0.5} = 0.49 + 10.46 = 10.95 \%$$

$$A_{30} = (A_{30}^{0-0.5} \cdot \gamma_{30}^{0-0.5} + A_{30}^{+0.5} \cdot \gamma_{30}^{+0.5}) / \gamma_{30} = \\ = (28.6 \cdot 0.49 + 79.3 \cdot 10.46) / 10.95 = 77.0 \%$$

Отримані результати заносимо в табл. 2.14.

2.7.4 Розрахунок операції магнітної сепарації

При розрахунку операції магнітної сепарації умовно приймаємо, що вугільний шлам в магнетиті (концентрат сепарації) і в зливі, який надходить на відмивку магнетиту від продуктів збагачення, не міститься $\gamma_m = \gamma_c = 0$. У цьому випадку увесь шлам, що міститься в некондиційній суспензії, переходить в відходи магнітної сепарації.

При виборі схеми двостадійної регенерації суспензії відповідні продукти магнітної сепарації поєднуються і визначаються загальні якісно-кількісні показники.

Розрахунок операцій зводиться до підсумовуванню виходу частинок класу + 0.5 мм і 0 – 0.5 мм в продуктах, що надходять на сепарацію, визначенню їхньої зольності і обчисленню загальної кількості шламу і його зольності.

Для розглянутого прикладу:

$$\begin{aligned}\gamma_{24}^{+0.5} &= \gamma_{26}^{+0.5} = \gamma_9^{+0.5} + \gamma_{11}^{+0.5} + \gamma_{18}^{+0.5} + \gamma_{20}^{+0.5} = \\ &= 0.11 + 0.04 + 0.06 + 0.01 = 0.22 \%;\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}A_{24}^{+0.5} &= A_{26}^{+0.5} = (A_9^{+0.5} \cdot \gamma_9^{+0.5} + A_{11}^{+0.5} \cdot \gamma_{11}^{+0.5} + \\ &+ A_{18}^{+0.5} \cdot \gamma_{18}^{+0.5} + A_{20}^{+0.5} \cdot \gamma_{20}^{+0.5}) / \gamma_{24}^{+0.5} = 21.1 \%;\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\gamma_{24}^{0-0.5} &= \gamma_{26}^{0-0.5} = \gamma_9^{0-0.5} + \gamma_{11}^{0-0.5} + \gamma_{18}^{0-0.5} + \gamma_{20}^{0-0.5} = \\ &= 2.15 + 0.71 + 1.20 + 0.10 = 4.16 \%;\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}A_{24}^{0-0.5} &= A_{26}^{0-0.5} = (A_9^{0-0.5} \cdot \gamma_9^{0-0.5} + A_{11}^{0-0.5} \cdot \gamma_{11}^{0-0.5} + \\ &+ A_{18}^{0-0.5} \cdot \gamma_{18}^{0-0.5} + A_{20}^{0-0.5} \cdot \gamma_{20}^{0-0.5}) / \gamma_{24}^{0-0.5} = 32.0 \%. \end{aligned}$$

Вихід і зольність продуктів № 24 і № 26 буде:

$$\gamma_{24} = \gamma_{26} = \gamma_{24}^{0-0.5} + \gamma_{24}^{+0.5} = 0.22 + 4.16 + 4.38 \%;$$

$$A_{24} = A_{26} = (A_{24}^{0-0.5} \cdot \gamma_{24}^{0-0.5} + A_{24}^{+0.5} \cdot \gamma_{24}^{+0.5}) / \gamma_{24} = 31.4 \%.$$

Результати розрахунку заносимо в табл. 2.14.

2.7.5 Особливості розрахунку операцій переробки промпродукту

Отримані в результаті збагачення вугілля гравітаційними методами проміжні продукти містять у своєму складі корисні компоненти і породні мінерали як у вигляді зростків, так і у вигляді вільних зерен, які попали у продукт в результаті неефективного розділення по густині. Для підвищення виходу коштовного товарного продукту (концентрату) можливо перезбагачення промпродукту, одержуваного при відсадці крупного машинного класу, після дроблення в молоткових або роторних дробарках.

Розрахунок операції дроблення зводиться до визначенню виходу і зольності шламу (клас 0 – 0.5 мм) і крупнозернистої фракції в остаточному продукті за наведеною вище методикою урахування шламоутворення (п. 2.7.1).

Збагачення дробленого промпродукту доцільно виконувати сумісно з дрібним машинним класом, змішуючи їх перед операцією знешламлення (якщо не дозволяють умови компонування обладнання або кількість промпродукту мала, можлива його подача на збагачення без знешламлення).

Розрахунок результатів збагачення вугілля дрібного машинного класу сумісно з дробленим промпродуктом може бути здійснений трьома способами (по узгодженню з керівником проекту).

Перший спосіб рекомендується застосовувати, якщо кількість промпродукту, що підшихтовується, не перевищує 10 % від живлення операції збагачення. У цьому випадку:

– визначаються вихід і зольність класу + 0.5 мм в продукті, що надходить на збагачення з урахуванням промпродукту;

– коректується практичний баланс збагачення дрібного машинного класу, якщо зольність живлення без шламу відрізняється від зольності машинного класу за методикою п. 2.7.3.;

– виконується розрахунок операції збагачення за наведеною вище методикою (п. 2.7.3).

Другий спосіб слід використовувати при значній кількості перезбагачуваного промпродукту. При цьому:

– умовно приймається роздільне збагачення дробленого промпродукту і вугілля дрібного машинного класу;

– складається практичний баланс продуктів збагачення дробленого промпродукту з використанням методики коректування практичного балансу (п. 2.7.3), приймаючи, що вихід вторинного промпродукту складає 30 – 40 % при зольності 35 ± 2 %, зольність вторинного концентрату перевищує зольність концентрату збагачення дрібного машинного класу на 0.5 – 1.5 %, а зольність вторинних відходів на 5 – 8 % нижче зольності відходів збагачення дрібного машинного класу;

– виконується урахування шламоутворення і розрахунок операції збагачення дробленого промпродукту за методикою п. 2.7.3;

– підсумовуються відповідні продукти збагачення дрібного машинного класу і дробленого промпродукту і розраховуються операції зневоднення.

Третій спосіб рекомендується застосовувати при наявності фракційного складу промпродукту, що надходить на збагачення. Необхідні дані можуть бути отримані за допомогою програми “ASELEKT”, яка моделює процес дроблення. У цьому випадку:

– виконується розрахунок практичного балансу продуктів перезбагачення за методикою п. 2.5;

– розраховується операція перезбагачення дробленого промпродукту за методикою п. 2.7.3;

– підсумовуються відповідні продукти збагачення дрібного машинного класу і дробленого промпродукту і розраховуються операції зневоднення.

Останній спосіб може бути застосований для розрахунку операції перезбагачення промпродукту, отриманого при відсадці дрібного машинного класу в контрольній відсаджувальній машині або в важкосередовищних гідроциклонах без попереднього дроблення. Фракційний склад сировини може бути отриманий при використанні програми “PROGNOZ” або за даними табл. 2.12 таким чином:

$$\gamma_{\text{пп}}^{<1400} = \gamma_{\text{вих}}^{<1400} - \gamma_{\text{к-т}}^{<1400} - \gamma_{\text{відх}}^{<1400} = 56.76 - 56.05 - 0.02 = 0.69 \%;$$

$$A_{\text{пп}}^{<1400} = A_{\text{вих}}^{<1400} = 4.8 \% \text{ і т.д.}$$

$$\gamma_{\text{пп}}^{1400-1500} = \gamma_{\text{вих}}^{1400-1500} - \gamma_{\text{к-т}}^{1400-1500} - \gamma_{\text{відх}}^{1400-1500} = 9.94 - 8.21 - 0.16 = 1.57 \%;$$

$$A_{\text{пп}}^{1400-1500} = A_{\text{вих}}^{1400-1500} = 16.3 \% \text{ і т.д.}$$

2.8 Розрахунок виходу продуктів в абсолютних показниках

Розрахунок необхідної кількості технологічного обладнання і допоміжних матеріалів (магнетит, вода) потребує визначення вмісту сухого твердого компонента в кожному продукті технологічної схеми в абсолютних показниках. Для вихідного продукту, що надходить на збагачення:

$$Q_1 = Q_{p/y} \cdot (100 - W_{p/y}) / 100, \quad (2.40)$$

де Q_1 – кількість сухого твердого компонента в продукті № 1;

$Q_{p/y}$ і $W_{p/y}$ – кількість рядового вугілля, що надходить на збагачення, і вміст в ньому води відповідно.

Для кожного продукту технологічної схеми:

$$Q_i = Q_1 \cdot \gamma_i / 100. \quad (2.41)$$

Кількість сухого твердого компоненту в продукті № 1 для розглянутої в прикладі технологічної схеми буде:

$$Q_1 = Q_{p/y} \cdot (100 - W_{p/y}) / 100 = 850 \cdot (100 - 6) / 100 = 799.0 \text{ т/год.}$$

Для продуктів № 2 і 3:

$$Q_2 = Q_1 \cdot \gamma_2 / 100 = 799.0 \cdot 43.51 / 100 = 347.6 \text{ т/год.};$$

$$Q_3 = Q_1 \cdot \gamma_3 / 100 = 799.0 \cdot 56.49 / 100 = 451.4 \text{ т/год.}$$

Аналогічно виконується розрахунок вмісту сухого твердого компонента в інших продуктах технологічної схеми і отримані дані заносимо в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Результати розрахунку технологічної схеми

№ продукту	Клас + 0.5 мм		Клас 0 – 0.5 мм		Разом:		
	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	Q, т/год
1	2	3	4	5	6	7	8
1 Мокре грохочення							
Поступає:							
$1_{(+13 \text{ мм})}$	44.18	46.5	-	-	44.18	46.5	
$1_{(0.5-13 \text{ мм})}$	41.05	29.1	-	-	41.05	29.1	
$1_{(0-0.5 \text{ мм})}$	-	-	14.77	24.7	14.77	24.7	
Разом: 1	85.23	38.1	14.77	24.7	100.0	36.1	799.0
3 урахуванням шламоутворення:							
$1_{(+13)} \text{ (ш)}$	42.85	46.5	1.33	46.5	44.18	46.5	
$1_{(0.5-13 \text{ мм})} \text{ (ш)}$	39.82	29.1	1.23	29.1	41.05	29.1	
$1_{(0-0.5 \text{ мм})} \text{ (ш)}$	-	-	-	-	14.77	24.7	

Разом: 1(ш)	82.67	38.1	17.33	26.7	100.0	36.1	799.0
Виходе:							
2	42.45	45.5	1.06	26.7	43.51	45.0	347.6
3	40.22	30.4	16.27	26.7	56.49	29.3	451.4
Разом: 1(ш)	82.67	38.1	17.33	26.7	100.0	36.1	799.0

Продовження табл. 2.14

1	2	3	4	5	6	7	8
2 Знешламлення							
Поступає:							
3	40.22	30.4	16.27	26.7	56.49	29.3	451.4
3 урахуванням шламоутворення:							
3 (ш)	39.42	30.4	17.07	26.9	56.49	29.3	451.4
Виходе:							
4	38.75	30.4	4.26	26.9	43.01	30.0	343.6
5	0.67	30.4	12.81	26.9	13.48	27.1	107.8
Разом: 3 (ш)	39.42	30.4	17.07	26.9	56.49	29.3	451.4
3 Збагачення в важкосередовищних сепараторах (1 стадія)							
Поступає:							
2	42.45	45.5	1.06	26.7	43.51	45.0	347.6
3 урахуванням шламоутворення:							
2 (ш)	41.18	45.5	2.33	36.9	43.51	45.0	347.6
Виходе:							
6	19.31	7.2	2.10	36.9	21.41	10.1	171.0
7	21.87	79.3	0.23	36.9	22.10	78.9	176.6
Разом: 2 (ш)	41.18	45.5	2.33	36.9	43.51	45.0	347.6
4 Відділення суспензії, відмивка магнетиту і зневоднення							
Поступає:							
6	19.31	7.2	2.10	36.9	21.41	10.1	171.0
3 урахуванням шламоутворення:							
6 (ш)	18.73	7.2	2.68	30.5	21.41	10.1	171.0
Виходе:							
8	-	-	-	-	-	-	-
9	0.11	7.2	2.15	30.5	2.26	29.4	18.0
10	18.62	7.2	0.53	30.5	19.15	7.8	153.0
Разом: 6 (ш)	18.73	7.2	2.68	30.5	21.41	10.1	171.0
5 Відмивка магнетиту і зневоднення відходів							
Поступає:							
7	21.87	79.3	0.23	36.9	22.10	78.9	176.6
3 урахуванням шламоутворення:							
7 (ш)	21.21	79.3	0.89	68.3	22.10	78.9	176.6
Виходе:							
11	0.04	79.3	0.71	68.3	0.75	68.9	6.0
12	21.17	79.3	0.18	68.3	21.35	79.2	170.6
Разом: 7 (ш)	21.21	79.3	0.89	68.3	22.10	78.9	176.6
6 Збагачення в важкосередовищних сепараторах (2 стадія)							
Поступає:							
10	18.62	7.2	0.53	30.5	19.15	7.8	153.0
3 урахуванням шламоутворення:							

10(ш)	18.06	7.2	1.09	18.5	19.15	7.8	153.0
Виходе:							
15	17.24	6.0	0.98	18.5	18.22	6.7	145.6
16	0.82	32.6	0.11	18.5	0.93	30.9	7.4
Разом: 10(ш)	18.06	7.2	1.09	18.5	19.15	7.8	153.0

Продовження табл. 2.14

1	2	3	4	5	6	7	8
7 Відділення суспензії, відмивка магнетиту і зневоднення концентрату							
Поступає:							
15	17.24	6.0	0.98	18.5	18.22	6.7	145.6
З урахуванням шламоутворення:							
15(ш)	16.72	6.0	1.50	14.2	18.22	6.7	145.6
Виходе:							
17	-	-	-	-	-	-	-
18	0.06	6.0	1.20	14.2	1.26	13.8	10.1
19	16.66	6.0	0.30	14.2	16.96	6.2	135.5
Разом: 15(ш)	16.72	6.0	1.50	14.2	18.22	6.7	145.6
8 Відмивка магнетиту і зневоднення промпродукту							
Поступає:							
16	0.82	32.6	0.11	18.5	0.93	30.9	7.4
З урахуванням шламоутворення:							
16(ш)	0.80	32.6	0.13	20.7	0.93	30.9	7.4
Виходе:							
20	0.01	32.6	0.10	20.7	0.11	21.8	0.9
21	0.79	32.6	0.03	20.7	0.82	32.2	6.5
Разом: 16(ш)	0.80	32.6	0.13	20.7	0.93	30.9	7.4
9 Магнітна сепарація							
Поступає:							
9	0.11	7.2	2.15	30.5	2.26	29.4	18.0
11	0.04	79.3	0.71	68.3	0.75	68.9	6.0
18	0.06	6.0	1.20	14.2	1.26	13.8	10.1
20	0.01	32.6	0.10	20.7	0.11	21.8	0.9
Разом: 24	0.22	21.1	4.16	32.0	4.38	31.4	35.0
Виходе:							
25	-	-	-	-	-	-	-
26	0.22	21.1	4.16	32.0	4.38	31.4	35.0
27	-	-	-	-	-	-	-
Разом: 24	0.22	21.1	4.16	32.0	4.38	31.4	35.0
10 Збагачення в відсаджувальних машинах							
Поступає:							
4	38.75	30.4	4.26	26.9	43.01	30.0	343.6
З урахуванням шламоутворення:							
4 (ш)	34.87	30.4	8.14	28.6	43.01	30.0	343.6
Виходе:							
28	22.47	7.1	7.33	28.6	29.80	12.4	238.1
29	1.94	36.6	0.32	28.6	2.26	35.5	18.0

30	10.46	79.3	0.49	28.6	10.95	77.0	87.5
Разом: 4 (ш)	34.87	30.4	8.14	28.6	43.01	30.0	343.6

Закінчення табл. 2.14

1	2	3	4	5	6	7	8
11 Класифікація в багер-класифікаторі							
Поступає:							
28	22.47	7.1	7.33	28.6	29.80	12.4	238.1
З урахуванням шламоутворення:							
28(ш)	22.02	7.1	7.78	27.4	29.80	12.4	238.1
Виходе:							
31	0.28	7.1	5.37	27.4	5.65	26.4	45.1
32	21.74	7.1	2.41	27.4	24.15	9.1	193.0
Разом: 28(ш)	22.02	7.1	7.78	27.4	29.80	12.4	238.1
12 Зневоднення концентрату в центрифугах							
Поступає:							
32	21.74	7.1	2.41	27.4	24.15	9.1	193.0
З урахуванням шламоутворення:							
32(ш)	20.87	7.1	3.28	22.0	24.15	9.1	193.0
Виходе:							
33	-	-	2.46	22.0	2.46	22.0	19.7
34	20.87	7.1	0.82	22.0	21.69	7.7	173.3
Разом: 32(ш)	20.87	7.1	3.28	22.0	24.15	9.1	193.0
13 Зневоднення промпродукту в центрифугах							
Поступає:							
29	1.94	36.6	0.32	28.6	2.26	35.5	18.0
З урахуванням шламоутворення:							
29(ш)	1.86	36.6	0.40	30.2	2.26	35.5	18.0
Виходе:							
35	-	-	0.30	30.2	0.30	30.2	2.4
36	1.86	36.6	0.10	30.2	1.96	36.3	15.6
Разом: 29(ш)	1.86	36.6	0.40	30.2	2.26	35.5	18.0

2.9 Складання балансу продуктів переробки вугілля

На основі отриманих результатів розрахунку технологічної схеми складається баланс продуктів переробки вугілля цехом (відділенням). З цією метою розраховується загальна кількість і зольність концентрату,

промпродукту, відходів і шламу, що отримують як остаточні продукти технологічної схеми.

Для розглянутого прикладу за даними табл. 2.14 складаємо баланс продуктів переробки вугілля. Результати розрахунків заносимо в табл. 2.15.

Таблиця 2.15 - Баланс продуктів переробки вугілля

Продукт	№ продукту	Кількість		Зольність, %
		Q, т/год	γ, %	
Рядове вугілля	1	799.0	100.00	36.1
Концентрат				
в т.ч.: - кл. + 13 мм	19	135.5	16.96	6.2
- кл. 0.5 - 13 мм	34	173.3	21.69	7.7
Промпродукт				
в т.ч.: - кл. + 13 мм	21	6.5	0.82	32.2
- кл. 0.5 - 13 мм	36	15.6	1.96	36.3
Відходи				
в т.ч.: - кл. + 13 мм	12	170.6	21.35	79.2
- кл. 0.5 - 13 мм	30	87.5	10.95	77.0
Шлам				
в т.ч.: - кл. + 0.5 мм	5, 26, 31, 33, 35	210.0	26.27	27.2
- кл. 0 - 0.5 мм		9.4	1.17	23.1
		200.6	25.10	27.4
Разом продуктів:		799.0	100.00	36.1

Ідентичність показників першої і останньої строк таблиці свідчить про правильність проведених розрахунків. Розходження в значеннях даних показників не допускається.

2.10 Розрахунок необхідної кількості обважнювача і його втрат

Як обважнювач для готування суспензії рекомендується застосовувати магнетитовий концентрат з густиною в межах $\rho_y = 4300 - 4600 \text{ кг/м}^3$. Кількість обважнювача для здійснення процесу важкосередовищної сепарації визначається за формулою:

$$T_{об} = Q_{жс} \cdot r \cdot \tau, \quad (2.42)$$

де $Q_{ж}$ – кількість вихідного матеріалу, що надходить у кожну стадію сепарації, т/год;

r – витрата суспензії на 1 т збагачуваного матеріалу (при збагаченні в важкосередовищних сепараторах $r = 0.8 - 1.0 \text{ м}^3/\text{т}$, в важкосередовищних гідроциклонах – $r = 3.3 - 3.5 \text{ м}^3/\text{т}$);

τ – кількість обважнювача, необхідного для готування одиниці об'єму суспензії робочої густини ρ_p , т/м³.

$$\tau = \rho_y \cdot (\rho_p - 1000) / 1000 \cdot (\rho_y - 1000). \quad (2.43)$$

Кількість магнетиту m , що втрачається при збагаченні однієї тони сировини, може бути прийняте рівним:

- для крупних класів – 0.5 – 0.9 кг,
- для дрібних класів – 1.0 – 1.7 кг.

Великі значення слід приймати при підвищеному вмісті в сировині дрібних класів і високої густині суспензії.

Необхідна кількість магнетиту M_i для компенсування витрат для усього технологічного комплексу визначається за формулою:

$$M_i = m_i \cdot Q_i / 1000, \text{ т/год}, \quad (2.44)$$

де Q_i – кількість сировини, збагачуваної в важкосередовищних сепараторах (гідроциклонах).

Для розглянутого прикладу при $r = 0.9 \text{ м}^3/\text{т}$, $m = 0.8 \text{ кг/т}$, $\rho_y = 4500 \text{ кг/м}^3$ буде:

$$T_y^{1cm} = 347.6 \cdot 0.9 \cdot 4500 \cdot (1660 - 1000) / 1000 \cdot (4500 - 1000) = 265.5 \text{ т/год};$$

$$T_y^{2cm} = 153.0 \cdot 0.9 \cdot 4500 \cdot (1540 - 1000) / 1000 \cdot (4500 - 1000) = 95.6 \text{ т/год};$$

$$M = m \cdot Q_2 / 1000 = 0.8 \cdot 347.6 / 1000 = 0.28 \text{ т/год}.$$

3 МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ КІЛЬКОСТІ ОБЛАДНАННЯ

Для розрахунку необхідної кількості обладнання рекомендується використовувати:

- практичні дані о типі і продуктивності обладнання, працюючого на аналогічній сировині на діючих збагачувальних фабриках;
- дані технічних характеристик обладнання [4, 6];
- питомі норми навантажень [1, 6];
- дані з додатків К – О методичних вказівок.

При розрахунку слід урахувувати нерівномірність навантаження за допомогою коефіцієнта k :

$k = 1.25$ для обладнання, що переробляє вугілля і низькозольні продукти збагачення,

$k = 1.5$ для обладнання, що переробляє відходи збагачення.

Необхідна кількість обладнання, визначається за формулою:

$$N = k \cdot Q_{\phi} / Q, \quad (3.1)$$

де Q_{ϕ} – фактична кількість вихідного або остаточного продукту для обладнання, що розраховується (за даними табл. 2.14), т/год;

Q – продуктивність обраного типорозміру обладнання по відповідному продукту, т/год.

При виборі типорозміру основного збагачувального обладнання слід урахувувати доцільність організації паралельної роботи двох або більше секцій для забезпечення роботи відділення (цеха) у випадку виходу з ладу апаратів, що не мають резерву.

При розрахунку кількості обладнання слід приймати найближче більше ціле число апаратів. Рекомендується провести розрахунок кількості обладнання для декількох типорозмірів. Це дозволить вибрати варіант, що забезпечить оптимальне навантаження по вихідному живленню на вибрані апарати.

Для самостійної роботи паралельних секцій число апаратів може бути збільшено в порівнянні з розрахунковим. У цьому випадку доцільно виконувати вибір і розрахунок обладнання для однієї з секцій.

Необхідно передбачати установку резервного обладнання (на кожній секції) в кількості одного апарата на 1 – 4 працюючих для зневоднення (на конусних грохотах) і фільтрування концентратів, фільтрування промпродукту і магнітної сепарації. Інше основне обладнання не резервується.

Продуктивність обладнання по вихідному матеріалу або одному з продуктів розділення слід приймати за паспортною характеристикою, якщо зазначені в неї умови роботи апарата і характеристика сировини відповідають прийнятим в проекті. При відсутності цих зведень необхідно визначити продуктивність розрахунком з використанням питомих показників (додатки К – О).

Допускається приймати питомі параметри, отримані за даними роботи однотипного технологічного обладнання на діючих збагачувальних фабриках.

Продуктивність вібраційних грохотів і відсаджувальних машин розраховується за формулою:

$$Q = q \cdot F, \text{ т/год}, \quad (3.2)$$

де q – питома продуктивність апарата, т/год·м²; F – площа сит (решіт, дзеркала класифікатора), м².

У випадку використання двоситних грохотів розрахункову продуктивність по нижньому сити слід зменшити на 30 %.

При розрахунку кількості відсаджувальних машин слід перевірити їхню продуктивність по відходам і прийняти більшу величину.

Продуктивність важкосередовищних сепараторів визначається за формулами:

– якщо вихід продукту, що спливає, складає більше 50 % від кількості живлення операції:

$$Q_{\text{с}} = q \cdot B, \text{ т/год}, \quad (3.3)$$

де q – навантаження на 1 м ширини ванни сепаратора по продукту, що спливає (додаток Л), т/год·м; B – ширина ванни сепаратора, м.

– якщо вихід продукту, що потонує, складає більше 50 % від кількості живлення операції:

$$Q_n = 0,06 \cdot V \cdot n \cdot z \cdot k_z \cdot \rho_n, \text{ т/год}, \quad (3.4)$$

де V – місткість одного ковша (для СКВ-20 $V = 0,25$ м³, для СКВ-32 $V = 0,49$ м³); n – частота обертання елеваторного колеса ($n = 2$ хв⁻¹); z – число ковшів в елеваторному колесі ($z = 8$); k_z – коефіцієнт заповнення ковшів ($k_z = 0,5 - 0,6$); ρ_n – насипна густина породи, кг/м³.

Продуктивність важкосередовищних гідроциклонів визначається за формулою:

$$Q = 200 \cdot D^2, \text{ т/год}, \quad (3.5)$$

де D – діаметр циліндричної частини гідроциклона, м.

Кількість магнітних сепараторів визначається за формулою:

$$N = k \cdot M_p / M, \quad (3.6)$$

де M – паспортна продуктивність магнітного сепаратора по магнетиту, т/год (додаток О); M_p – кількість магнетиту, що надходить на регенерацію

Для розрахунку кількості магнітних сепараторів комплексу збагачення крупного машинного класу в важкому середовищі необхідно визначити кількість магнетиту, що поступає на регенерацію з потоками некондиційної і частини кондиційної суспензії, для кожної стадії збагачення:

$$M_p = 0,08 \cdot k_k \cdot B \cdot N \cdot \rho_y \cdot (\rho_p - 1000) / (\rho_y - 1000), \text{ т/год}, \quad (3.7)$$

де k_k – коефіцієнт, залежний від густини робочої суспензії ($k_k = 0.15$ при густині до 1500 кг/м^3 ; $k_k = 0.25$ при густині $1500 - 1800 \text{ кг/м}^3$; $k_k = 0.35$ при густині більше 1800 кг/м^3); B – ширина ванни сепаратора, м; N – кількість сепараторів в відповідній стадії збагачення; ρ_y – густина обважнювача (магнетиту), кг/м^3 ; ρ_p – густина робочої (кондиційної) суспензії для даної стадії збагачення, кг/м^3 .

При збагаченні в важкосередовищних гідроциклонах (для двостадіального збагачення готується суспензія меншої густини) кількість магнетиту, що регенерується, визначиться за формулою:

$$M_p = 0.0035 \cdot k_k \cdot Q_\phi \cdot \rho_y \cdot (\rho_p - 1000) / (\rho_y - 1000), \text{ т/год}, \quad (3.8)$$

де Q_ϕ – кількість вихідної сировини, що надходить на збагачення в важкосередовищні гідроциклони, т / год.

При двостадіальній схемі магнітної сепарації слід приймати додатково по одному магнітному сепаратору на кожні 1 – 2 магнітних сепаратора першої стадії.

Для збору кондиційної суспензії (в кожній стадії важкосередовищної сепарації) і некондиційної суспензії рекомендується застосовувати по одному баку – збірнику для кожної секції.

Для розглянутого прикладу розраховуємо необхідну кількість технологічного обладнання в операціях:

– для мокрого грохочення (приймаємо до установки грохоти ГІСТ – 72 з площею сита 15 м^2):

$$N = k \cdot Q_\phi / q \cdot F = 1.25 \cdot 799.0 / 19.5 \cdot 15 = 3.4 \approx 4 \text{ шт.}$$

– для знешламлення перед відсадкою (приймаємо до установки грохоти ГК - 1.5):

$$N = k \cdot Q_\phi / Q = 1.25 \cdot 451.4 / 75 = 7.5 \approx 8 \text{ шт.}$$

– для 1 стадії збагачення крупного машинного класу (приймаємо до установки сепаратори СКВП - 20):

$$N = k \cdot Q_\phi / q \cdot B = 1.25 \cdot 176.6 / 60 \cdot 2 = 1.8 \approx 2 \text{ шт.}$$

– для 2 стадії збагачення крупного машинного класу (приймаємо до установки сепаратори СКВП - 20):

$$N = k \cdot Q_\phi / 0,06 \cdot V \cdot n \cdot z \cdot k_z \cdot \rho_n = 1.5 \cdot 145.6 / 0,06 \cdot 0,25 \cdot 2 \cdot 8 \cdot 0,5 \cdot 1400 = 1.3 \approx 2 \text{ шт.}$$

– для відділення суспензії, відмивки магнетиту і зневоднення концентрату (приймаємо до установки грохоти ГІСТ – 72 с площею сита 15 м^2):

$$N = k \cdot Q_\phi / q \cdot F = 1.25 \cdot 171.0 / 8.3 \cdot 15 = 1.7 \approx 2 \text{ шт.}$$

– для відмивки магнетиту і зневоднення промпродукту (приймаємо до установки грохоти ГІСТ – 41 с площею сита 5.7 м^2):

$$N = k \cdot Q_{\phi} / q \cdot F = 1.25 \cdot 7.4 / 8.3 \cdot 5.7 = 0.2$$

(для забезпечення самостійної роботи обох секцій проектного цеха приймаємо до установки 2 грохота)

– для відмивки магнетиту і зневоднення відходів (приймаємо до установки грохоти ГІСТ – 72 с площею сита 15 м^2):

$$N = k \cdot Q_{\phi} / q \cdot F = 1.5 \cdot 176.6 / 8.3 \cdot 15 = 2.1 \approx 2 \text{ шт.}$$

– для відсадки дрібного машинного класу (приймаємо до установки відсаджувальні машини МО 318 с площею решета 18 м^2):

$$N = k \cdot Q_{\phi} / q \cdot F = 1.25 \cdot 343.6 / 12 \cdot 18 = 2 \text{ шт.}$$

– для класифікації (приймаємо до установки багер-класифікатори з елеватором ЭОБ-10 і площею дзеркала 36 м^2):

$$N = k \cdot Q_{\phi} / Q = 1.25 \cdot 238.1 / 170 = 1.8 \approx 2 \text{ шт.}$$

– для зневоднення концентрату відсадки (приймаємо до установки центрифуги ФВВ – 100):

$$N = k \cdot Q_{\phi} / Q = 1.25 \cdot 193.0 / 75 = 3.2 \approx 4 \text{ шт.}$$

(додатково приймаємо по 1 резервної центрифуги на кожну секцію).

– для зневоднення промпродукту відсадки (приймаємо до установки центрифуги ФВІ – 100):

$$N = k \cdot Q_{\phi} / Q = 1.25 \cdot 18.0 / 75 = 0.3$$

(для забезпечення самостійної роботи обох секцій проектного цеха приймаємо 2 центрифуги, додатково приймаємо по 1 резервної центрифуги на кожну секцію).

- визначаємо кількість магнетиту, що надходить на регенерацію з потоками некондиційної і частини кондиційної суспензії, для 1 і 2 стадії збагачення:

$$M_p^{1\text{ст}} = 0.08 \cdot 0.25 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 4500 \cdot (1660 - 1000) / (4500 - 1000) = 67.9 \text{ т/год,}$$

$$M_p^{2\text{ст}} = 0.08 \cdot 0.25 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 4500 \cdot (1540 - 1000) / (4500 - 1000) = 55.5 \text{ т/год,}$$

- визначаємо кількість магнітних сепараторів (приймаємо до установки сепаратори ЕБМ - 80 / 170):

$$N = 1.25 \cdot (67.9 + 55.5) / 40 = 3.8 \approx 4 \text{ шт.}$$

(додатково приймаємо по 1 резервному сепаратору на кожну секцію).

Для збору кондиційної і некондиційної суспензії приймаємо 6 баків - збірників (для кондиційної суспензії - по два баки для 1 і 2 стадії важкосередовищної сепарації, для некондиційної суспензії - два баки).

Отримані дані використовуються при розробці компоувальних креслень і при зображенні схеми обладнання в графічній частині проекту.

4 РЕКОМЕНДАЦІЇ ПО ОФОРМЛЕННЮ ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ І ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ КУРСОВОГО ПРОЕКТУ

Графічна частина курсового проекту виконується на листі формату А 1, де наводиться технологічна схема з якісно-кількісними показниками кожного продукту і схема основного обладнання.

Фрагмент технологічної схеми наведений на рис. 4.1.

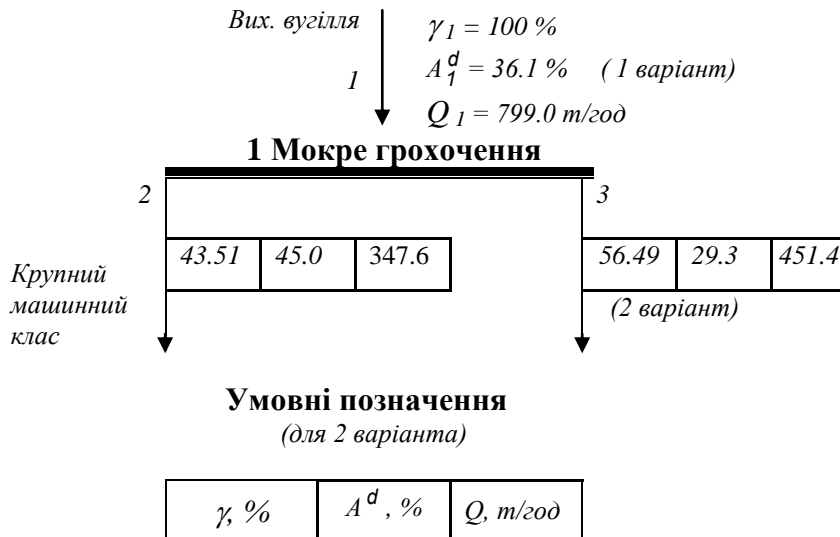


Рис. 4.1 - Фрагмент технологічної схеми

Допускається наводити тільки цифрові значення якісно-кількісних показників кожного продукту у вигляді таблиці, яка складається з трьох чарунок, де указуються умовні позначення (символ) і розмірність параметрів (варіант 2).

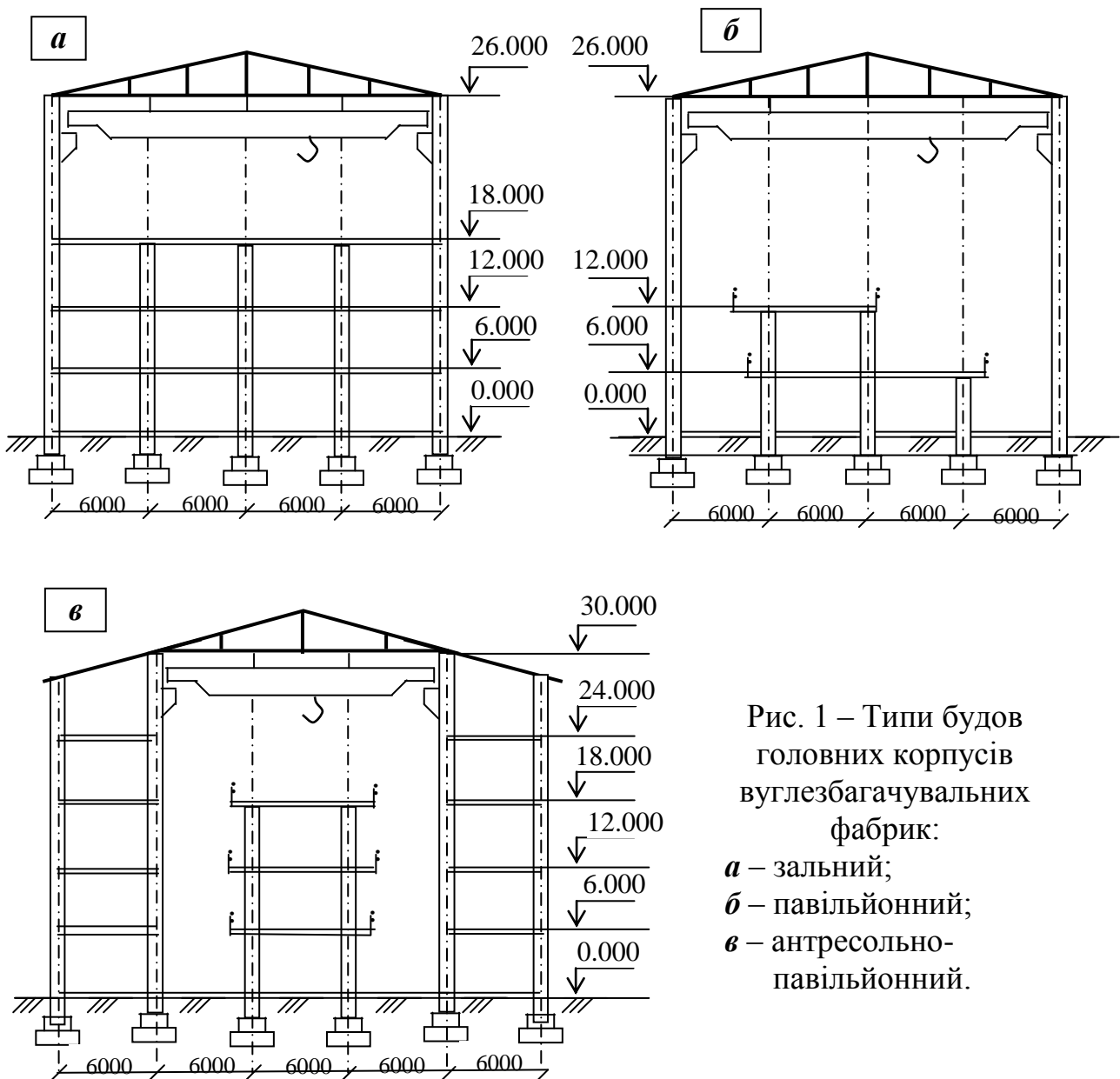
Схема обладнання повинна відображати усе технологічне обладнання, яке було вибрано і розраховано при виконанні проекту, а також транспортні пристрої. Допускається зображення обладнання однієї технологічної секції. Потоки вихідної сировини і продуктів збагачення рекомендується зображувати лініями різного типу.

Зразки умовного позначення обладнання наведені в додатку Р. Специфікація обладнання може бути наведена в пояснювальній записці у вигляді додатка на листі з штампом на зворотній стороні.

В графічній частині курсового проекту по дисципліні “Проектування збагачувальних фабрик” зображаються подовжній розріз і план головного корпусу збагачувальної фабрики на двох листах формату а 1 в масштабі 1 : 100, також можна помістити у вигляді додатка на листі формату А 4 з штампом на зворотній стороні. На плані можуть бути зображені декілька поверхів головного корпусу з необхідними помітками на кресленні і в штампі.

На кресленнях зображується розташування основного, допоміжного і транспортного обладнання з урахуванням рекомендацій [1, 5, 6] відносно архітектурно-будівельних і компоувальних рішень.

Сучасні типи будов вуглезбагачувальних фабрик (рис. 4.2) забезпечують можливість візуального контролю роботи основного обладнання і обслуговування його мостовими кранами. Основним об'єктом є головний корпус, де здійснюються основні процеси, що забезпечують одержання з вугілля товарної продукції. Удосконалення об'ємно-планувальних рішень привело до створення будівель нового типу: зального, павільйонного і антресольно-павільйонного.



У головному корпусі зального типу (рис. 4.2 а) за рахунок укрупненої сітки колон верхніх поверхів (відсутні колони середніх рядів) розташовують машинний зал, оснащений мостовим краном. У машинному залі розміщене основне технологічне обладнання, забезпечене візуальне спостереження за ним і створені умови для зручної експлуатації й ремонту. Несучими конструкціями будинку є колони, на які спираються балки перекриттів. Стіни виконують роль огорожень. Каркас будинку сталевий або залізобетонний, фундамент – монолітний. Конструкції під обладнання для усунення вібрацій зв'язані з каркасом будинку.

Павільйонний тип головного корпусу (рис. 4.2 б) являє собою одноповерховий великопрольотний будинок (проліт до 36 м), у якому технологічне обладнання розміщене на вбудованих етажерках з одним, двома або трьома поверхами, не зв'язаних з каркасом будинку. Несучі конструкції будинку – двогілкові залізобетонні колони, на які спираються ферми покриття і мостові крани. Такий тип будинку дає можливість у процесі будівництва вести монтаж будівельних конструкцій етажерок і обладнання мостовими кранами, забезпечує добру освітленість, зручне обслуговування і ремонт обладнання. У будинках павільйонного типу суттєво зростають витрати залізобетону і вартість основних будівельних конструкцій внаслідок застосування важких двогілкових колон масою до 40 т.

У головних корпусах антресольно-павільйонного типу (рис. 4.2 в) двогілкові колони по всьому периметру будинку замінені одно- і двопролітними рамами. Каркас антресоль не зв'язаний із внутрішніми конструкціями, що утворюють етажерки з одним, двома або трьома поверхами для розміщення обладнання. Проліт антресоль – 6 м, в антресолях розміщують диспетчерську, електропункти, сходи, трубопроводи та ін. У павільйонній частині будинку, що обслуговується мостовим краном, розміщують основне технологічне обладнання.

Будівлі антресольно-павільйонного типу мають усі переваги будівель зального і павільйонного типів: немає необхідності встановлювати дорогі і масивні двогілкові колони, обладнання з високим ступенем динамічності розміщується в зоні дії мостових кранів на етажерках, не зв'язаних з каркасом антресольної частини будинку. Ферми машинного залу піднімаються над антресолями і несуть світловий ліхтар, що поліпшує освітленість усередині будинку.

При виборі типу будинку визначальним фактором є забезпечення умов нормальної експлуатації обладнання і приміщень, зручності обслуговування і ремонту. Максимальну ширину будинку головного корпусу варто приймати не більшою за 60 м.

Кожне креслення розрізів і планів головного корпусу збагачувальної фабрики повинно містити розміри:

- між осями колон будов і загальної довжини будови (для плану – у двох напрямках);
- між осями машин (апаратів) і осями будівельних конструкцій (колон, опор і т.п);
- між осями машин (апаратів), розташованих у одному прольоті;
- між перекриттями і осями апаратів (якщо обладнання встановлюється на рамі – між рамою і віссю апарату).

Габаритні розміри і розміри будівельних елементів не наносяться.

Вісі будови в подовжньому напрямку нумеруються арабськими цифрами зліва направо, а в поперечному напрямку – буквами українського або російського алфавіту (за виключенням букв З, И, І, О, Х, І, Ъ, Ы). Позначення розміщують у кружках діаметром 6 – 12 мм (рис. 4.3).

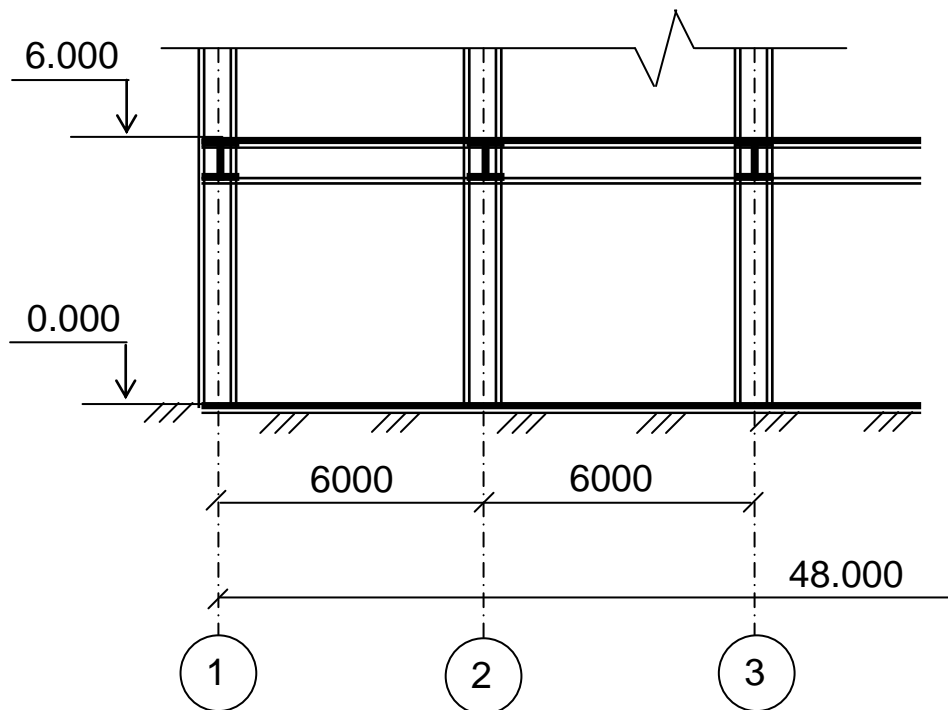


Рис. 4.3 – Приклад нанесення розмірів

Поли поверхів і площадок для обслуговування обладнання на розрізах і планах повинні мати відмітку відстані по висоті від нульової (рис 4.3).

ДОДАТОК А

Зразок обкладинки і титульного листа *

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Донецький національний технічний університет

Кафедра “Збагачення
корисних копалин”

КУРСОВИЙ ПРОЕКТ

Тема: “Проект гравітаційного цеха збагачувальної
фабрики на базі вугілля шахт № 1 і № 2”Пояснювальна записка до курсового проекту
по дисципліні “Гравітаційні процеси збагачення”

КП 090302-АА-БББ.00.00.00.ПЗ **

Виконавець

студент гр. ЗКК – ХХ

А.В. Петренко

(підпис, дата)

*Керівник проекту**доцент каф. ЗКК**С.П. Сидорчук**(підпис, дата)**Нормоконтролер**А.С. Фоменко**(підпис, дата)*

Донецьк – 200__

* виділенні курсивом надписи наводяться тільки на титульному листі;

** АА – рік розробки (останні дві цифри)

БББ – останні три цифри студентського посвідчення.

ДОДАТОК Б

Зразок складання реферату *

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до курсового проекту: 50 с., 4 рис., 23 табл., 3 додатка, 6 джерел.

Об'єктом даної роботи є цех гравітаційного збагачення, що перероблює вугілля марки Ж (жирний), що надходить з шахт № 1 і № 2.

Мета роботи - розробка технологічної схеми і розрахунок якісно-кількісних показників збагачення вугілля гравітаційної крупності.

При виконанні роботи зроблений вибір і обґрунтування принципової схеми збагачення, розрахунок характеристик теоретичних машинних класів. Передбачено розділення вугілля гравітаційної крупності на два машинних класи. Для крупного машинного класу вибраний процес збагачення в важкосередовищних сепараторах, для дрібного машинного класу - процес збагачення відсадкою.

Здійснений розрахунок теоретичного і практичного балансів продуктів збагачення з використанням ЕОМ. С урахуванням діючих норм проектування і досвіду роботи передових підприємств галузі розроблена і розрахована схема збагачення. Зроблений вибір і розрахунок кількості основного технологічного обладнання.

Розроблена в проекті технологічна схема цеха гравітаційних методів збагачення дозволяє одержати 38.65 % концентрату для коксування з зольністю 7.0 % і 2.78 % промпродукту з зольністю 35.1 %. Зольність відходів складає 77.0 %. Отримані результати задовольняють вимогам споживачів готової продукції.

ВУГІЛЛЯ, ЗБАГАЧЕННЯ, СХЕМА ТЕХНОЛОГІЧНА, ВАЖКІ СЕРЕДОВИЩА, ВІДСАДКА, БАЛАНС ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ, СХЕМА ОБЛАДНАННЯ **

* - текст реферату повинний містити не більше 500 слів і міститися на одному листі формату А 4

** - кількість ключових слів (словосполучень) від 5 до 15

ДОДАТОК В

Приклад змісту пояснювальної записки

ЗМІСТ

Вступ.....	4
1 Загальна частина.....	5
1.1 Сировинна база цеха, що проектується.....	5
1.2 Характеристика збагачуваної сировини.....	6
1.3 Споживачі продукції і вимоги до її якості.....	7
2 Технологічна частина.....	8
2.1 Вибір і обґрунтування принципової технологічної схеми збагачення.....	8
2.2 Розрахунок характеристик теоретичних машинних класів.....	9
2.3 Вибір процесів збагачення.....	10
2.4 Розрахунок теоретичного балансу продуктів збагачення.....	11
2.5 Розрахунок практичного балансу продуктів збагачення...	15
2.6 Розробка схеми збагачення і вибір типа обладнання.....	17
2.7 Розрахунок якісно-кількісних показників продуктів технологічної схеми.....	19
2.7.1 Розрахунок операції підготовки вугілля до збагачення.....	19
2.7.2 Розрахунок операцій збагачення в важкосередовищних сепараторах.....	25
2.7.3 Розрахунок операцій збагачення відсадкою.....	34
2.8 Зведений баланс продуктів збагачення.....	41
2.9 Розрахунок утрат обважнювача.....	42
3 Вибір і розрахунок кількості основного обладнання.....	45
Висновки.....	46
Перелік посилань.....	47
Додаток А Ситовий і фракційний склад вугілля шахт № 1 і № 2	48
Додаток Б Результати розрахунку балансів продуктів збагачення на ЕОМ.....	49
Додаток В Специфікація основного обладнання.....	50

ДОДАТОК Г

Зразок штампа *

185

							7 10 23 15 10																		
11 x 5						КП 090302-АА-БББ.00.00.00.СТ					15														
						Літера			Маса		Масштаб		5												
	Вим		Лист		№ док		Підпис		Дата		Схема технологічна і обладнання			5		5		5		17		18		15	
	Розроб.		(1)											Лист 1		Листів 1		5							
	Перевір.		(2)											ДонНТУ, каф. ЗКК, ЗКК ХХ		15									
	Т. контр.		(3)																						
	Н. контр.		(4)																						
	Затверд.		(5)																						

- 1 – прізвище студента, що виконав проект;
 2 – прізвище консультанта;
 3 – прізвище керівника проекту;
 4 – прізвище викладача – нормоконтролера;
 5 – прізвище завідувача кафедри (заступника).

* в верхньому лівому куті листа міститься додаткова графа розміром 70 x 14 мм, розташована горизонтально, де поміщається шифр креслення, повернутий на 180⁰

ДОДАТОК Д

Категорії збагачуваності вугілля
(за ГОСТ 10100 – 84)

Показник Т, %	Категорія	Збагачуваність
До 5	1	легка
Від 5 до 10	2	середня
Від 10 до 15	3	важка
Понад 15	4	дуже важка

ДОДАТОК Е

Зольність продуктів збагачення і густина компонентів

Найменування продукту	Марка	Розмір грудок, мм	Зольність *, %		Густина органічної маси (мінеральної частини), кг/м ³	
			середня	гранична		
Концентрат для коксування	ДГ		6.5	7.5	1160	
	Г		6.5	7.5	1280	
	Ж		7.8	8.8	1250	
	К		7.8	8.8	1250	
	ПС		7.2	8.2	1280	
	П		6.9	7.9	1310	
Концентрат для шарового спалювання	А	50-100		13.0	1530	
		25-100		13.0	- // -	
		25-50		13.0	- // -	
		13-50		15.5	- // -	
		13-25		16.0	- // -	
		6-25		19.0	- // -	
		6-13		20.0	- // -	
	Г	50-100		10.0	1280	
		25-100		10.0	- // -	
		25-50		10.0	- // -	
		13-50		10.0	- // -	
		13-25		10.0	- // -	
		Д	10-25		14.0	1160
Концентрат для факельно-шарового спалювання	А	6-13		20.0	1530	
	Г	0-100		16.0	1280	
		0-25		17.0	- // -	
		0-13		17.0	- // -	
	Д	0-100		16.0	1160	
		Т	0-100		16.0	1310
Промпродукт				45.0		
Відходи			> 75.0		2400 - 2700	

* для окремих збагачувальних фабрик ДСТУ або договором із споживачами встановлюються спеціальні норми якості продуктів.

ДОДАТОК Ж

Розрахункові формули і значення показників ефективності розділення

Застосований апарат	Умови збагачення (крупність матеріалу і густина розділення)	Формула (значення)
Важкосередовищний сепаратор	Вугілля і антрацити крупніше 25 мм	$E_{pm} = 0.0 \cdot \rho_p + 20$
	Вугілля і антрацити крупніше 13 мм	$E_{pm} = 0.015 \cdot \rho_p + 20$
	Вугілля і антрацити крупніше 25 мм (вміст в породі глинистих домішок більше 50 %)	$E_{pm} = 0.015 \cdot \rho_p + 20$
	Вугілля і антрацити крупніше 13 мм (вміст в породі глинистих домішок більше 50 %)	$E_{pm} = 0.02 \cdot \rho_p + 20$
	Буре вугілля крупністю 25-300 мм $\rho_p = 1700 \text{ кг/м}^3$ $\rho_p = 2100 \text{ кг/м}^3$	$E_{pm} = 0.01 \cdot \rho_p + 60$ $E_{pm} = 0.01 \cdot \rho_p + 90$
Важкосередовищний гідроциклон	При розділенні на два продукти	$E_{pm} = 0.03 \cdot \rho_p + 15$
	При розділенні на три продукти (перша стадія)	$E_{pm} = 0.04 \cdot \rho_p + 10$
	При розділенні на три продукти (друга стадія)	$E_{pm} = 0.045 \cdot \rho_p + 15$
Відсаджувальна машина	Матеріал крупністю 0.5 - 13 мм $\rho_p < 1500 \text{ кг/м}^3$ $\rho_p > 1800 \text{ кг/м}^3$	$I = 0.16$ $I = 0.18$
	Матеріал крупністю 13-100 мм $\rho_p < 1500 \text{ кг/м}^3$ $\rho_p > 1800 \text{ кг/м}^3$	$I = 0.12$ $I = 0.14$
	Матеріал крупністю 0.5-100 мм $\rho_p < 1500 \text{ кг/м}^3$ $\rho_p > 1800 \text{ кг/м}^3$	$I = 0.15$ $I = 0.16$

ДОДАТОК 3

Норми шламоутворення в операціях збагачення
і переробки вугілля і антрацитів

Технологічна операція	Кількість додаткового класу 0 - 0.5 мм в % від продукту, що надходить в операцію *
1 Підготовча класифікація:	
- суха	1 – 2
- мокра	2 – 3
2 Збагачення в важкосередовищних сепараторах	2 – 4
3 Відділення суспензії, відмивка магнетиту і зневоднення на грохотах продуктів збагачення крупного вугілля	2 – 4
4 Знешламлення перед збагаченням в відсаджувальних машинах	1 – 2
5 Збагачення в відсаджувальних машинах	6 – 12
6 Знешламлення дрібного вугілля перед збагаченням в важкосередовищних гідроциклонах:	
- при подачі конвеєром (елеватором)	1 – 2
- при подачі насосом	8 – 12
7 Збагачення в важкосередовищних гідроциклонах	2 – 5
8 Відділення суспензії, відмивка магнетиту і зневоднення на грохотах продуктів збагачення дрібного вугілля	2 – 5
9 Класифікація дрібного концентрату	1 – 2
10 Фільтрація дрібного концентрату:	
- на вібраційних центрифугах	2 – 4
- на шнекових центрифугах	4 – 6
11 Дроблення в молоткової дробарці	10 – 12

* менші значення повинні прийматися для антрацитів і вугілля марок Д і Г з зольністю до 20 %, середні - для вугілля марок Д і Г з зольністю більше 20 %, більші - для іншого вугілля.

ДОДАТОК І

Дані для розрахунку операцій розділення по крупності

Найменування апарата	Вміст розрахункового класу, %		Ефективн. розділення (к.п.д.), %
	підрешітний, злив, фугат (<i>c</i>)	надрешітний, осад (<i>e</i>)	
Грохот при розмірі отворів сит:			
- 6 мм	95 - 100*	4.5	
- 10 мм	95 - 100*	7	
- 13 мм	95 - 100*	8	
- 25 мм	95 - 100*	10	
- 50 мм	95 - 100*	14	
Багер - класифікатор	95	8 - 10	
Сито дугове	93 - 98		70
Грохот конусний	90 - 95		75
Грохот вібраційний для знешламлення і відмивки магнетиту	90 - 95		75 - 80
Центрифуга для фільтрації	98 - 100		70 - 75

* менше значення приймати для довгастих отворів

ДОДАТОК К

Питома продуктивність вібраційних грохотів *

Вид грохочення	Питома продуктивність q (т / год м ²) при розмірі отворів сит, мм			
	6	10	13	25
Сухе	6.0	9.0	13.0	20.0
Мокре	9.0	13.0	19.5	34.0

* при грохоченні антрациту питоме навантаження може бути збільшене на 20 %

ДОДАТОК Л

Питома продуктивність важкосередовищних сепараторів
по продукту, сплив (на 1 м ширини ванни) *

Крупність сировини, мм	Питома продуктивність, т / год м	Крупність сировини, мм	Питома продуктивність, т / год м
10 – 25	35 – 45	13 – 200	70 – 90
10 – 100	55 – 70	25 – 100	70 – 90
13 – 100	60 – 75	25 – 150	75 – 95
13 – 150	65 – 85	25 – 200	80 – 100

* більші значення приймати для сепараторів з подовженої ванною

ДОДАТОК М

Питома продуктивність вібраційних грохотів

Крупність сировини, мм	Питома продуктивність, т / год м	Крупність сировини, мм	Питома продуктивність, т / год м
Відділення суспензії, відмивка магнетиту і зневоднення		Зневоднення	
0.5 - 13	4.5	0.5 - 6	3.3
0.5 - 25	5.0	0.5 - 10	3.7
13 - 50	7.5	0.5 - 13	4.0
13 - 100	8.3	6 - 25	5.8
13 - 150	9.1	6 - 50	6.7
13 - 200	11.0	13 - 50	7.0
25 - 200	11.6	13 - 100	8.3
25 - 300	13.3	13 - 150	9.2
50 - 200	14.5	25 - 100	9.5
50 - 300	15.0	25 - 150	11.3

ДОДАТОК Н

Питома продуктивність відсаджувальних машин
при вмісті класу 0.5 - 3 мм в живленні до 30 %

Клас крупності, мм	Вміст легких фракцій у вихідному, %	Питома продуктивність q (т / год m^2) залежно від категорії збагачуваності		
		легка	середня	важка
0.5 – 13 *	понад 80	18 – 20	12 – 15	10 – 12
	50 – 80	12 – 18	10 – 12	8 – 10
	до 50	10 – 12	8 – 10	6 – 8
13 – 150	понад 80	20 – 25	Не збагачувати	Не збагачувати
	50 – 80	15 – 20		
	до 50	12 – 15		

* при вмісті класу 0.5 – 3 мм в живленні від 30 до 60 % питоме навантаження слід знизити на 20 – 25 %, понад 60 % – на 45 – 50 %

ДОДАТОК О

Продуктивність окремих видів обладнання

Найменування обладнання	Продуктивність по твердому матеріалу, т/год	Технологічна операція
Грохот конічний ГК - 1.5 ГК - 3 ГК - 6	до 75 до 100 до 200	знешламлення, попереднє зневоднення
Багер-класифікатор при $F = 36 m^2$ $F = 54 m^2$	140 – 180 210 – 270	класифікація концентрату ОМ
Центрифуга (ФВВ-100, ФВІ-100, ФВШ-950)	60 – 80	зневоднення концентрату ОМ
Сепаратор електромагнітний ЕБМ-80 / 170 ЕБМ-80 / 250 ЕБМ-90 / 250	(по об'яжнювачу) 40 60 80	регенерація суспензії
Дробарка молоткова М-8-6Б (СМ-431)	18 – 24	дроблення промпродукту

ДОДАТОК П

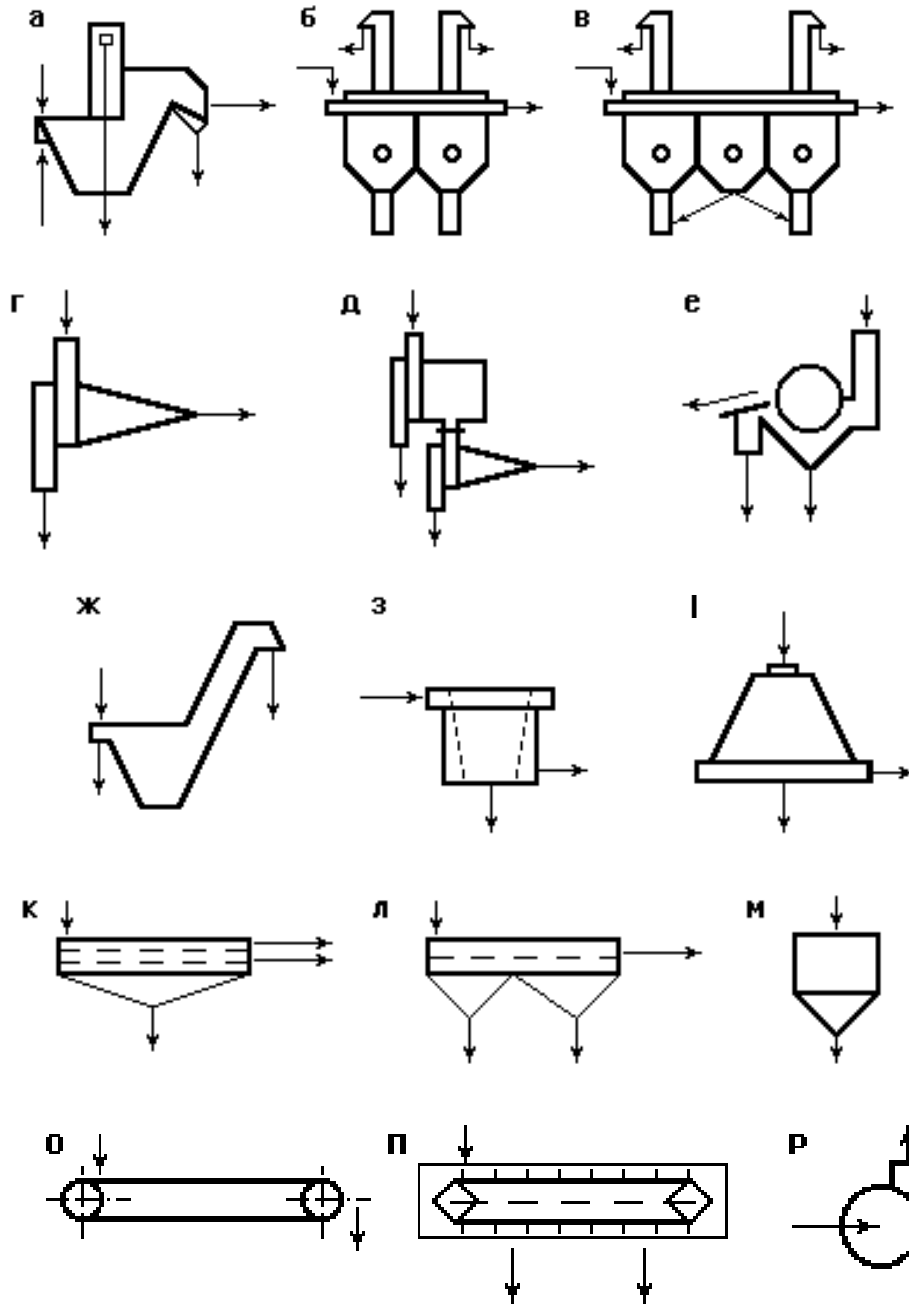
$$\text{Інтеграл Гаусса } F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x e^{-\frac{x^2}{2}} dx$$

x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$
-3,60	0,0000	-2,74	0,0031	-1,88	0,0301	-1,02	0,1539	-0,14	0,4443
-3,58	0,0001	-2,72	0,0033	-1,86	0,0314	-1,00	0,1587	-0,12	0,4522
-3,56	0,0002	-2,70	0,0035	-1,84	0,0329	-0,98	0,1635	-0,10	0,4602
-3,54	0,0002	-2,68	0,0037	-1,82	0,0344	-0,96	0,1685	-0,08	0,4681
-3,52	0,0002	-2,66	0,0039	-1,80	0,0359	-0,94	0,1736	-0,06	0,4761
-3,50	0,0002	-2,64	0,0041	-1,78	0,0375	-0,92	0,1788	-0,04	0,4840
-3,48	0,0003	-2,62	0,0044	-1,76	0,0392	-0,90	0,1841	-0,02	0,4920
-3,46	0,0003	-2,60	0,0047	-1,74	0,0409	-0,88	0,1894	0,00	0,5000
-3,44	0,0003	-2,58	0,0049	-1,72	0,0427	-0,86	0,1949	0,02	0,5080
-3,42	0,0003	-2,56	0,0052	-1,70	0,0446	-0,84	0,2005	0,04	0,5160
-3,40	0,0003	-2,54	0,0055	-1,68	0,0465	-0,82	0,2061	0,06	0,5239
-3,38	0,0004	-2,52	0,0059	-1,66	0,0485	-0,80	0,2118	0,08	0,5319
-3,36	0,0004	-2,50	0,0062	-1,64	0,0505	-0,78	0,2177	0,10	0,5398
-3,34	0,0004	-2,48	0,0066	-1,62	0,0526	-0,76	0,2236	0,12	0,5478
-3,32	0,0004	-2,46	0,0069	-1,60	0,0548	-0,74	0,2296	0,14	0,5557
-3,30	0,0005	-2,44	0,0073	-1,58	0,0571	-0,72	0,2358	0,16	0,5636
-3,28	0,0005	-2,42	0,0078	-1,56	0,0594	-0,70	0,2420	0,18	0,5714
-3,26	0,0006	-2,40	0,0082	-1,54	0,0618	-0,68	0,2483	0,20	0,5793
-3,24	0,0006	-2,38	0,0087	-1,52	0,0643	-0,66	0,2546	0,22	0,5871
-3,22	0,0006	-2,36	0,0091	-1,50	0,0668	-0,64	0,2611	0,24	0,5948
-3,20	0,0007	-2,34	0,0096	-1,48	0,0694	-0,62	0,2676	0,26	0,6026
-3,18	0,0007	-2,32	0,0102	-1,46	0,0721	-0,60	0,2743	0,28	0,6103
-3,16	0,0008	-2,30	0,0107	-1,44	0,0749	-0,58	0,2810	0,30	0,6179
-3,14	0,0008	-2,28	0,0113	-1,42	0,0778	-0,56	0,2877	0,32	0,6255
-3,12	0,0009	-2,26	0,0119	-1,40	0,0808	-0,54	0,2946	0,34	0,6331
-3,10	0,0010	-2,24	0,0125	-1,38	0,0838	-0,52	0,3015	0,36	0,6406
-3,08	0,0010	-2,22	0,0132	-1,36	0,0869	-0,50	0,3050	0,38	0,6480
-3,06	0,0011	-2,20	0,0139	-1,34	0,0901	-0,48	0,3156	0,40	0,6554
-3,04	0,0012	-2,18	0,0146	1,32	0,0934	-0,46	0,3228	0,42	0,6628
-3,02	0,0013	-2,16	0,0154	-1,30	0,0968	-0,44	0,3300	0,44	0,6700
-3,00	0,0014	-2,14	0,0162	-1,28	0,1003	-0,42	0,3372	0,46	0,6772
-2,98	0,0014	-2,12	0,0170	-1,26	0,1038	-0,40	0,3446	0,48	0,6844
-2,96	0,0015	-2,10	0,0179	-1,24	0,1075	-0,38	0,3520	0,50	0,6915
-2,94	0,0016	-2,08	0,0188	-1,22	0,1112	-0,36	0,3594	0,52	0,6985
-2,92	0,0018	-2,06	0,0197	-1,20	0,1151	-0,32	0,3745	0,54	0,7054
-2,90	0,0019	-2,04	0,0207	-1,18	0,1190	-0,30	0,3821	0,56	0,7123
-2,88	0,0020	-2,02	0,0217	-1,16	0,1230	-0,28	0,3897	0,58	0,7190
-2,86	0,0021	-2,00	0,0228	-1,14	0,1271	-0,26	0,3974	0,60	0,7257
-2,84	0,0023	-1,98	0,0239	-1,12	0,1314	-0,24	0,4052	0,62	0,7324
-2,82	0,0024	-1,96	0,0250	-1,10	0,1357	-0,22	0,4129	0,64	0,7389
-2,80	0,0026	-1,94	0,0262	-1,08	0,1401	-0,20	0,4207	0,66	0,7454
-2,78	0,0027	-1,92	0,0274	-1,06	0,1446	-0,18	0,4286	0,68	0,7517
-2,76	0,0029	-1,90	0,0287	-1,04	0,1492	-0,16	0,4364	0,70	0,7580

x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$	x	$F(x)$
0,72	0,7642	1,30	0,9032	1,88	0,9699	2,46	0,9931	3,04	0,9988
0,74	0,7704	1,32	0,9066	1,90	0,9713	2,48	0,9934	3,06	0,9989
0,76	0,7764	1,34	0,9099	1,92	0,9726	2,50	0,9938	3,08	0,9990
0,78	0,7823	1,36	0,9131	1,94	0,9738	2,52	0,9941	3,10	0,9990
0,80	0,7881	1,38	0,9162	1,96	0,9750	2,54	0,9945	3,12	0,9991
0,82	0,7939	1,40	0,9192	1,98	0,9761	2,56	0,9948	3,14	0,9992
0,84	0,7995	1,42	0,9222	2,00	0,9772	2,58	0,9951	3,16	0,9992
0,86	0,8051	1,44	0,9251	2,02	0,9783	2,60	0,9953	3,18	0,9993
0,88	0,8106	1,46	0,9279	2,04	0,9793	2,62	0,9956	3,20	0,9993
0,90	0,8159	1,48	0,9306	2,06	0,9803	2,64	0,9959	3,22	0,9994
0,92	0,8212	1,50	0,9332	2,08	0,9812	2,66	0,9961	3,24	0,9994
0,94	0,8264	1,52	0,9357	2,10	0,9821	2,68	0,9963	3,26	0,9994
0,96	0,8315	1,54	0,9382	2,12	0,9830	2,70	0,9965	3,28	0,9995
0,98	0,8365	1,56	0,9406	2,14	0,9838	2,72	0,9967	3,30	0,9995
1,00	0,8413	1,58	0,9429	2,16	0,9846	2,74	0,9969	3,32	0,9996
1,02	0,8461	1,60	0,9452	2,18	0,9854	2,76	0,9971	3,34	0,9996
1,04	0,8508	1,62	0,9474	2,20	0,9861	2,78	0,9973	3,36	0,9996
1,06	0,8554	1,64	0,9495	2,22	0,9868	2,80	0,9974	3,38	0,9996
1,08	0,8599	1,66	0,9515	2,24	0,9875	2,82	0,9976	3,40	0,9997
1,10	0,8643	1,68	0,9535	2,26	0,9881	2,84	0,9977	3,42	0,9997
1,12	0,8686	1,70	0,9554	2,28	0,9887	2,86	0,9979	3,44	0,9997
1,14	0,8729	1,72	0,9573	2,30	0,9893	2,88	0,9980	3,46	0,9997
1,16	0,8770	1,74	0,9591	2,32	0,9898	2,90	0,9981	3,48	0,9997
1,18	0,8810	1,76	0,9608	2,34	0,9904	2,92	0,9982	3,50	0,9998
1,20	0,8849	1,78	0,9625	2,36	0,9909	2,94	0,9984	3,52	0,9998
1,22	0,8888	1,80	0,9641	2,38	0,9913	2,96	0,9985	3,54	0,9998
1,24	0,8925	1,82	0,9656	2,40	0,9918	2,98	0,9986	3,56	0,9998
1,26	0,8962	1,84	0,9671	2,42	0,9922	3,00	0,9986	3,58	0,9999
1,28	0,8997	1,86	0,9686	2,44	0,9927	3,02	0,9987	3,60	1,0000

ДОДАТОК Р

Умовні позначення обладнання



а - сепаратор важкосередовищний; б - машина відсаджувальна двоступінчаста; в - машина відсаджувальна трьохступінчаста; г - гідроциклон важкосередовищний двопродуктовий; д - гідроциклон важкосередовищний трипродуктовий; е - сепаратор магнітний; ж - багер-класифікатор; з - грохот конічний; і - центрифуга фільтруюча; к - грохот двоситний при розділенні на три продукти; л - грохот односитний з двома збірниками підрешітного продукту; м - збірник суспензії, о - конвеєр стрічковий, п - конвеєр скребковий, р - насос відцентровий.

Варіанти завдань

№ варіанту	Пайова частка вугілля шахти, %					Q, т/год
	Шахта №1	Шахта №2	Шахта №3	Шахта №4	Шахта №5	
1	20	80	–	–	–	500
2	20	–	80	–	–	600
3	20	–	–	80	–	700
4	20	–	–	–	80	800
5	70	30	–	–	–	525
6	–	30	70	–	–	625
7	–	30	–	70	–	725
8	–	30	–	–	70	825
9	60	–	40	–	–	575
10	–	60	40	–	–	675
11	–	–	40	60	–	775
12	–	–	40	–	60	550
13	40	–	–	60	–	650
14	–	40	–	60	–	750
15	–	–	–	60	40	500
16	30	–	–	–	70	600
17	–	–	30	–	70	700
18	–	–	–	30	70	800
19	80	20	–	–	–	525
20	80	–	20	–	–	625
21	80	–	–	20	–	725
22	80	–	–	–	20	825
23	40	60	–	–	–	575
24	–	60	–	40	–	675
25	–	60	–	–	40	775
26	–	80	20	–	–	550
27	–	–	20	80	–	650
28	–	–	20	–	80	750
29	30	–	–	70	–	500
30	–	–	30	70	–	600
31	–	–	–	70	30	700
32	70	–	–	–	30	800
33	–	70	–	–	30	525
34	–	–	70	–	30	625
35	–	80	–	20	–	725
36	–	–	80	20	–	825
37	–	–	–	20	80	575
38	40	–	60	–	–	675
39	–	40	60	–	–	775
40	–	–	60	40	–	550
41	–	–	60	–	40	650
42	60	40	–	–	–	750
43	–	40	–	–	60	500
44	70	–	30	–	–	600
45	70	–	–	30	–	700

Вихідні дані для проектування

Вугілля шахти № 1 ($W_I^f = 5\%$); марка вугілля «Ж»								
Ситовий склад			Фракційний склад					
Клас, мм	$\gamma, \%$	A, %	Густина, г/м ³	Кл. + 13 мм		Кл. 0,5 – 13 мм		
				$\gamma, \%$	A, %	$\gamma, \%$	A, %	
+13	26,6	46,1	– 1,4	40,4	3,9	50,2	4,9	
0,5 – 13	53,6	36,6		1,4 – 1,5	4,1	15,6	4,9	14,4
0 – 0,5	19,8	18,1		1,5 – 1,6	1,1	30,2	3,5	30,5
Разом	100,0	35,5		1,6 – 1,8	4,2	45,9	1,9	43,7
				+ 1,8	50,2	82,9	39,5	79,8
				Разом	100,0	46,1	100,0	36,6

Вугілля шахти № 2 ($W_I^f = 6\%$); марка вугілля «Г»								
Ситовий склад			Фракційний склад					
Клас, мм	$\gamma, \%$	A, %	Густина, г/м ³	Кл. + 13 мм		Кл. 0,5 – 13 мм		
				$\gamma, \%$	A, %	$\gamma, \%$	A, %	
+13	32,8	41,3	– 1,4	44,9	4,3	52,8	5,1	
0,5 – 13	49,9	34,1		1,4 – 1,5	5,8	15,2	7,7	16,1
0 – 0,5	17,3	20,9		1,5 – 1,6	3,1	33,3	1,5	29,8
Разом	100,0	34,2		1,6 – 1,8	2,9	46,2	2,6	44,2
				+ 1,8	43,3	83,4	35,4	80,8
				Разом	100,0	41,3	100,0	34,1

Вугілля шахти № 3 ($W_I^f = 7\%$); марка вугілля «ПС»								
Ситовий склад			Фракційний склад					
Клас, мм	$\gamma, \%$	A, %	Густина, г/м ³	Кл. + 13 мм		Кл. 0,5 – 13 мм		
				$\gamma, \%$	A, %	$\gamma, \%$	A, %	
+13	37,7	40,9	– 1,4	39,9	4,5	53,8	4,4	
0,5 – 13	46,7	31,3		1,4 – 1,5	8,2	12,2	9,3	14,8
0 – 0,5	15,6	21,2		1,5 – 1,6	3,6	31,6	2,2	32,4
Разом	100,0	33,3		1,6 – 1,8	6,1	44,8	3,4	43,8
				+ 1,8	42,2	81,2	31,3	81,1
				Разом	100,0	40,9	100,0	31,3

Вугілля шахти № 4 ($W_I^f = 5,5\%$); марка вугілля «К»							
Ситовий склад			Фракційний склад				
Клас, мм	$\gamma, \%$	A, %	Густина, т/м ³	Кл. + 13 мм		Кл. 0,5 – 13 мм	
				$\gamma, \%$	A, %	$\gamma, \%$	A, %
+13	28,8	42,3	- 1,4	47,9	5,1	41,1	3,7
0,5 – 13	54,5	33,7	1,4 – 1,5	2,8	15,3	13,5	16,2
0 – 0,5	16,7	19,9	1,5 – 1,6	1,1	30,6	6,2	31,6
Разом	100,0	33,9	1,6 – 1,8	1,3	42,5	8,1	40,8
			+ 1,8	46,9	82,2	31,1	79,5
			Разом	100,0	42,3	100,0	33,7

Вугілля шахти № 5 ($W_I^f = 6,5\%$); марка вугілля «ДГ»							
Ситовий склад			Фракційний склад				
Клас, мм	$\gamma, \%$	A, %	Густина, т/м ³	Кл. + 13 мм		Кл. 0,5 – 13 мм	
				$\gamma, \%$	A, %	$\gamma, \%$	A, %
+13	35,9	41,2	- 1,4	41,7	5,5	49,5	3,2
0,5 – 13	45,6	35,1	1,4 – 1,5	7,2	16,4	7,7	13,9
0 – 0,5	18,5	21,6	1,5 – 1,6	3,5	29,9	2,4	29,5
Разом	100,0	34,8	1,6 – 1,8	4,1	39,4	3,3	44,1
			+ 1,8	43,5	80,6	37,1	81,6
			Разом	100,0	41,2	100,0	35,1

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Нормы технологического проектирования углеобогачительных фабрик (ВНТП 3 – 86). – М.: 1986. – 176 с.
2. ГОСТ 4790 – 80 «Угли бурые, каменные, антрацит и сланцы горючие. Метод фракционного анализа»
3. ГОСТ 10100 - 84 “Угли каменные и антрацит. Метод определения обогатимости”
4. Артюшин С.П. Сборник задач по обогащению углей. – М.: Недра, 1979. – 223 с.
5. Зозуля И.И., Назимко Е.И., Самойлик Г.В., Смирнов В.А. Проектирование углеобогачительных фабрик. – К.: УМК ВО, 1992. - 284 с.
6. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик (видання друге). – Донецьк, Східний видавничий дім, 2008. – 269 с.
7. Справочник по обогащению углей / Под ред. И. С. Благова, А. М. Коткина, Л. С. Зарубина // М.: Недра, 1984. - 614 с.

Методичні вказівки

**до виконання курсових проектів по дисциплінам
«Гравітаційні процеси збагачення», «Проектування збагачувальних
фабрик» і технологічної частини дипломного проекту**

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

Укладачі:

**Юрій Леонідович Папушин
Валерій Олександрович Смирнов**