

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»

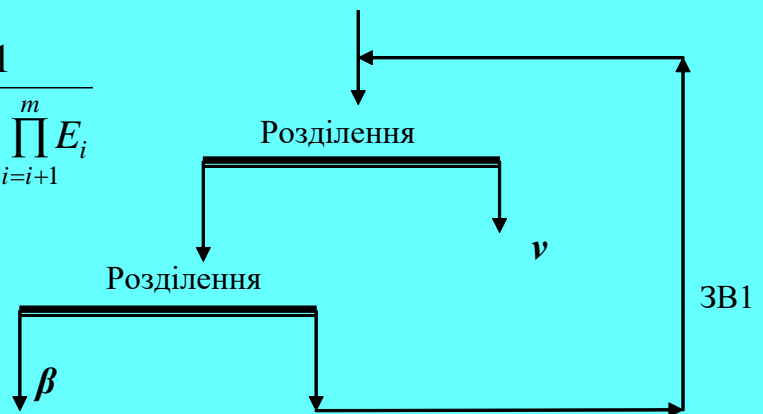
І.К. Младецький, К.А. Левченко, О.С. Дрешпак,
О.О. Березняк, В.Ю. Медяник

СИНТЕЗ ТЕХНОЛОГІЙ ЗБАГАЧЕННЯ
КОРИСНИХ КОПАЛИН

Навчальний посібник

$$P_{3Mi} = \frac{P_i}{P_{i-1}} = \frac{1}{1 - \sum_{j=1}^n \prod_{i=i+1}^m E_i}$$

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



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

$$P_{PP3} = \alpha_{P3i} \cdot \int_0^{d_{BKP3i}} \left(1 - \frac{d}{d_{BKP3i}}\right) \cdot f(d) \partial d$$

Дніпро
2023

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«ДНІПРОВСЬКА ПОЛІТЕХНІКА»



СИНТЕЗ ТЕХНОЛОГІЙ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Навчальний посібник

Дніпро
НТУ "ДП"
2023

УДК 622.7:519.718(075.8)

С38

Затверджено Вченою радою Національного технічного університету «Дніпровська політехніка», як навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів галузі знань 18 Виробництво та технології (протокол № 7 від 29.06.2023р.)

Рецензенти:

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

Н.С. Прядко – д-р техн. наук, проф. (Інститут технічної механіки Національної академії наук України і Державного космічного агентства України, провідний. наук. співроб. відділу термогазодинаміки енергетичних установок).

Синтез технологій збагачення корисних копалин: навчальний посібник / І.К. Младецький, К.А. Левченко, О.С. Дрешпак, О.О. Березняк, В.Ю. Медяник: М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т. «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2023. – 137 с.

ISBN_____

Розглянутий закінчений перелік завдань, за допомогою яких можна виконати формальний синтез технологічної схеми збагачення корисної копалини. Такими завданнями є: технологічний розрахунок подрібнення, розкриття при первісному та вторинному подрібненні, розрахунки виходів та показників якості схем розділення будь-якої складності; технологічні розрахунки замкнених циклів подрібнення; розрахунки щодо перетворення функцій фракційного складу у функції гранулометричного складу. Запропонований спосіб найбільш вдалого з'єднання технологічних апаратів між собою. Наведено приклад синтезу технології збагачення вкрапленої залізної руди.

Призначений для здобувачів магістрів та докторів філософії, що навчаються за спеціальністю 184 «Гірництво» а також може бути корисним для науковців та інженерам.

УДК 622.7:519.718(075.8)

С 38

ISBN

©І.К. Младецький, К.А. Левченко, О.С. Дрешпак, О.О. Березняк, В.Ю. Медяник, 2023

©НТУ «Дніпровська політехніка», 2023

ЗМІСТ

ВСТУП	5
1. РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН	11
1.1. Математичні моделі для синтезу технологій.....	11
1.2. Характеристики подрібнення.....	16
1.3. Замкнутий цикл подрібнення.....	18
1.4. Збагачувальні ознаки корисних копалин.....	22
1.5. Аналіз, як спосіб пошуку технологічної схеми.....	23
2. АНАЛІТИЧНІ МОДЕЛІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ...	28
2.1. Розкриття цінного мінералу.....	28
2.1.1. Розкриття цінного мінералу при дробленні.....	28
2.1.2. Розкриття цінного мінералу при подрібненні.....	29
2.2. Перетворення якісних показників у характеристику розмірів.....	30
2.3. Визначення середнього вмісту цінного компоненту у продуктах розділення за крупністю.....	35
2.4. Розкриття цінного мінералу у другій та наступних стадіях подрібнення.....	37
2.5. Показник розкриття рудного мінералу.....	46
2.6. Класифікація у спіральних класифікаторах.....	53
2.7. Ідентифікація сепараційної характеристики у відповідності з параметрами сировини.....	55
3. ПРИНЦИПИ ПОГОДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ АПАРАТІВ	59
3.1. Погодження параметрів сировини та подрібнення.....	59
3.2. Узгодження характеристики підготовки та розділення при збагаченні сировини.....	61
3.3. Оцінка досконалості технології розділення.....	64
3.4. Синтез технології збагачення залізної руди.....	72
3.5. Визначення структури технології.....	74
3.5.1. Синтез технологій збагачення руд зі стадіальним виділенням відкритих фракцій.....	74
3.5.2. Формування розділового технологічного блоку.....	80
3.6. Формування сепараційних характеристик.....	87
4. ПРОЕКТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ КВАРЦИТІВ БЕЗ СТАДІАЛЬНОГО ВИДІЛЕННЯ КОНЦЕНТРАТУ.....	93

4.1	Проектування технології збагачення залізних кварцитів при дробленні	93
4.2.	Глибоке збагачення руди.....	104
4.2.1.	Перша стадія подрібнення.....	104
4.2.2.	Друга стадія подрібнення (другий блок).....	112
4.2.3.	Третій технологічний блок (третя стадія збагачення).....	118
4.3.	Синтез технологічної схеми збагачення розсипів.....	126
4.3.1.	Розробка технологічної схеми гравітаційного виділення важкої фракції.....	127
4.4.	Рекомендації до синтезу доводочних технологічних схем.....	133
	СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ.....	135

ВСТУП

Спочатку розглянемо поняття, що таке СИНТЕЗ. [грец. synthesis – з'єднання]:

1. Метод наукового дослідження предметів, явищ дійсності в цілісності, єдності та взаємозв'язку їх частин; протилежне аналіз. Синтез – це такий логічний прийом, за допомогою якого ми мислено сполучаємо в одне ціле розчленовані в аналізі окремі частини предмета, явища (Логіка, 1953, 14); Основні розумові операції – це порівняння, узагальнення, абстрагування, аналіз, синтез, індукція, дедукція (Наука і життя, 9, 1969, 18); Він [І. П. Павлов] не тільки дав зразки найглибшого аналізу фізіологічних фактів, але зумів дати і їх синтез (Український біохімічний журнал, XXI, 3, 1949, 197).

2. Єдність, цілісність певних сполучених, пов'язаних між собою явищ, предметів дійсності. Велике значення має його [В.І. Немировича-Данченка] вчення про синтез трьох правд, – соціальної, життєвої і театральної, – який є умовою створення повноцінних в ідейному й художньому відношенні вистав (Про мистецтво театру, 1954, 241); Поет високої емоційної наснаги, Гамзатов прагне синтезу знання і мудрості, уміло поєднує ліризм і роздум (Вітчизна, 11, 1968, 155); Образно. Сьогодні в синтезі новому хай будуть місто і село (Володимир Сосюра, I, 1947, 35).

3. Книжн. Узагальнення, висновок із чого-небудь. Це не тільки підручник [з історії давньої російської літератури]. Це синтез всієї довгорічної роботи російських, українських, зарубіжних учених над вивченням давньої російської літературної спадщини (Радянське літературознавство, 3, 1957, 33); Як на блискучий приклад.. тісного зв'язку між літературою і народною. творчістю, можна вказати на п'єсу Корнійчука «Правда», що є ніби синтезом народних прагнень до правди (Максим Рильський, III, 1955, 162); Без наявності найширшого синтезу годі створити образ великої узагальнюючої сили (Андрій Малишко, Думки.., 1959, 45); Великий Каменярь створив і утвердив в українській літературі багато різновидів ліричної, епічної і драматичної поезії, синтезом якої була, без сумніву, філософська поема (Радянське літературознавство, 8, 1967, 62).

4. хім. Одержання або утворення складних хімічних речовин шляхом сполучання простіших речовин або елементів. Під впливом рослинності в ґрунті постійно виникає синтез мінеральних сполук і утворення органічних речовин (Нариси про природу.. Українського Полісся, 1955, 214); Утворення антитіл пов'язане із синтезом білкової

молекули (Фізіологічний журнал, VII, 1, 1961, 61); В життєдіяльності клітини істотним є не лише синтез нуклеїнових кислот, а й біосинтез білків (Знання та праця, 8, 1965, 21).

5. Синтез білого світла, фіз. – утворення білого світла шляхом складання всіх кольорових спектральних променів;

6. Синтез мінералів – штучне утворення мінералів та вирощування монокристалів з окремих елементів чи хімічних сполук у лабораторних або промислових умовах.

[Словник української мови: в 11 томах. – Том 9, 1978. – С. 186.]

Таким чином, синтез – процес з'єднання або об'єднання раніше розрізнених речей чи понять у єдине ціле.

Термін походить від др.-грец. σύνθεσις – з'єднання, складання, зв'язування (σύν – префікс зі значенням спільності дії, співучасті і θέσις – розміщення, розподіл, (місце) положення). Синтез є спосіб зібрати ціле з функціональних елементів як антипод аналізу – способу розібрати ціле на функціональні частини. Можливий синтез розв'язків. У кібернетиці процес синтезу тісно пов'язаний з процесом попереднього аналізу. Синтез – інжинірингова побудова складних систем із попередньо підготовлених блоків або модулів різних типів. Складно-рівневе, глибоке структурне поєднання компонентів різних типів. З погляду теорії пізнання синтез є необхідним етапом прояву пізнавальної діяльності свідомості. У сукупності з аналізом, метод синтезу дозволяє отримати уявлення про зв'язки між складовими предмета вивчення.

У збагаченні корисних копалин і переробці матеріалів розробка технологій проводиться за відомим алгоритмом: вивчення властивостей сировини, роз'єднання цінного і нецінного компонентів, розділення їх, приведення до товарного вигляду. Всі ці процеси частково систематизовані і математично описані. Тому все частіше намагаються формалізувати всю процедуру підбору технології переробки.

Співробітниками лабораторії високоградієнтної магнітної сепарації Національного технічного університету «Дніпровська політехніка» висунуто принцип проектування розділових апаратів, який за замовчуванням формулюється так: кожному виду сировини свій розділовий апарат, тобто наскільки унікальною за збагачувальними ознаками повинна бути технологія його переробки, а також і основний збагачувальний апарат, щоб підвищувати якісні показники – сепаратор. Не можна технології поставити в якийсь

типорозмірний ряд. У зв'язку з цим, раніше було запропоновано і сформульовано безліч критеріїв вибору апаратів і їх параметрів залежно від типу сировини та способу підготовки її до розділення. Розроблено моделі різних типів, за допомогою яких можна достовірно представляти розкриття сировини. Сформульовано спосіб моделювання подрібнення. Все це дозволило створити завершені алгоритми технологічних розрахунків будь-яких збагачувальних блоків і представити ці алгоритми широкому колу науковців. Оскільки більшість операцій розрахунку формалізовано і дозволяє обійтися без громіздких експериментальних досліджень, вирішено назвати процедури підбору технологічних схем синтезом.

Таким чином, завдання синтезу в переробній промисловості (збагачувальній практиці) формулюється наступним чином:

- є матеріал з відомими показниками його властивостей \bar{X} ;
- сформульовані вимоги до початкових показників його переробки \bar{Y} ;
- сформульовані обмеження на зміни параметрів переробки

$$X_{i \min} > \bar{X} < X_{i \max} ;$$

Створити технологію, яка забезпечила б необхідне перетворення

$$Y_{i \min} > \bar{Y} < Y_{i \max} .$$

Таке завдання вирішується методом «проб та помилок». Тобто рішення може здійснювати фахівець, який може сформулювати можливе перетворення. Серед безлічі рішень, очевидно, існує деяке найближче, на думку фахівця, до найкращого. Ця думка фахівця попередньо оформляється у вигляді деякого критерію.

Таким чином: фахівець формулює безліч можливих рішень, за допомогою аналізу, перевіряються ці варіанти та приймається такий, який найближче до обраного значення мірила прийнятності результату, тобто критерію.

Так діють на кожному етапі синтезу: структури, апаратів, параметрів.

Створення технології переробки матеріалу є пошук структури технологічної схеми, схеми з'єднання технологічних апаратів і вибір технологічних параметрів для досягнення поставлених цілей. Ці етапи є три завдання синтезу:

- вибір структури технології;
- вибір апаратів у цій структурі;
- вибір параметрів технологічних режимів.

В даному курсі зосередимося на перших двох етапах, оскільки третій етап є більш глибоким застосуванням другого і не вносить принципово нового в методику рішення.

Завдання синтезу було поставлено дослідниками відразу ж як з'явилися математичні моделі технологічних апаратів та їх сполучення. Однак, вирішення задачі здійснювалося відразу на нижньому рівні – починаючи з вибору параметрів технологічних процесів та методом прямого перебору. В результаті кількість варіантів пошуку збільшувалося практично до нескінченності. І хоча комп'ютерний пошук скорочував час пошуку, але не дозволяв успішно вирішувати, поставлену в такий спосіб, задачу.

Дослідження історії створення технології переробки матеріалів дало можливість сформулювати принцип такої переробки, який полягає в наступному: необхідних значень параметрів сировини (матеріалу) неможливо отримати за один прийом переробки. Це стосується і окремих апаратів, і складних з'єднань технологічних апаратів.

У перетворенні матеріалів велику роль відіграє створення необхідної крупності матеріалу для успішного наступного його перетворення, що реалізується подрібненням. Подрібнювати до необхідного значення крупності не має сенсу через енергоємність цього процесу. Крім того, переробка передбачає вилучення деякого цінного компонента, який у процесі подрібнення певним чином розкривається. В результаті чого дійшли висновку, що необхідно одночасно застосовувати два процеси: подрібнення та розділення за вмістом цінного компонента, тобто подрібнення та сепарація. Цей принцип сформульований німецьким ученим Чечетом «не подрібнювати нічого зайвого». У цьому принципі полягає і одне із принципів синтезу: формувати технологію переробки за допомогою збагачувальних блоків – підготовка – розділення. Або, як сформулював Чечет: виділення та розділення.

Переробка матеріалу полягає в поступовому наближенні показника якості до заданого значення, $\beta_K \rightarrow \beta_{K_зад}$. Оскільки принцип створення технологічної лінії переробки матеріалу, і збагачення в тому числі, передбачає послідовне з'єднання технологічних блоків, то кожен окремий блок має вихідною величиною якісний показник, який поступово наближається до заданого значення якості концентрату

$$\beta_{Ki} < \beta_{K(i+1)} < \dots < \beta_{Kn} \geq \beta_{K_зад}.$$

Для процесу синтезу показники β_{Ki} мають бути відомі. Визначення їх значень є одним із завдань синтезу.

Апріорі відомо, і це підтверджується всією практикою створення технологій збагачення корисних копалин і взагалі будь-якої переробки, що в один прийом деякої технологічної переробки домогтися бажаних результатів не вдається. Необхідно застосування декількох послідовних прийомів однотипних операцій, в результаті дії яких буде здійснюватися наближення до бажаного результату. Це β_{Ki} або β_{KiT} .

Природно, що порівняння має регламентуватися деяким критерієм, який визначає досягнення заданого значення показника чи ні. Такого критерію поки немає і на підприємстві оцінюють допустимі відхилення показників проміжних продуктів за результатами експлуатації суб'єктивно. Таким чином, розробка такого критерію є одним із завдань синтезу технологій переробки матеріалів.

Технологічна схема переробки матеріалів це певним чином виконане з'єднання технологічних апаратів. Кожен апарат має власну технологічну характеристику, відповідно до якої перетворюються показники початкової сировини у вихідні. Залежно від співвідношення показників сировини та апарату таке перетворення може бути виконано краще чи гірше відповідно до певного об'єктивного показника. Звідси випливає, що характеристики апаратів і показників підготовки сировини до відповідної переробки повинні бути відповідним чином узгоджені. Таке узгодження є завданням синтезу технологій.

Багаторічний досвід переробки сировини показує, що переробка полягає в перетворенні початкового вмісту цінного мінералу в більш високе його значення – підвищення вмісту цінного мінералу. Таке перетворення стає можливим, коли цінний мінерал відокремлюється від нецінного (породи). Ця операція називається розкриттям. Отже, підготовка ведеться за показниками крупності, а розділення за показниками вмісту цінного мінералу (якості). Тому при синтезі необхідні математичні перетворення характеристик крупності в показники фракційного складу і аналогічні зворотні перетворення.

Отже, для реалізації алгоритму синтезу технології переробки матеріалу необхідні такі математичні моделі:

- показники початкової сировини;
- характеристика перетворення показників сировини у вихідні показники подрібнення;
- визначення показників розкриття цінного мінералу;

- показники перетворення підготовленої сировини в показники сепарації;
- визначення досягнення достатньої якості збагаченого продукту;
- перетворення параметрів фракційного складу на показники крупності.

Всі необхідні математичні моделі розроблені та опубліковані, тому в даному курсі їх розглядатимемо у вигляді, що пристосований для користувача-фахівця.

Головним питанням у пошуку будь-якого рішення залишається оцінка достатності досягнутого результату. Наприклад, отримано показник розкриття та виконується сепарація підготовленого таким чином матеріалу. Отримані проміжні вихідні показники. До завершення завдання ще досить далеко. Як оцінити достатність результату? Поки що такої можливості немає. Збагачувачі запропонували безліч критеріїв, які в основному називали критеріями ефективності функціонування обладнання, яке вже працює. У цих обставинах умови такі: що вище показники, то значення критерію вище. Однак це не завжди вірно. Іноді необхідно отримувати необхідні показники, які не є найкращими. Як у цьому випадку оцінювати конструкторські рішення? Як оцінювати ефективність рішення, якщо основним показником розділення є один вихідний продукт?

Таким чином, оцінити ефективність розв'язання задачі синтезу залишається лише за кінцевим результатом. Тобто. виконати багаторазові остаточні рішення і серед цієї множини вибрати прийнятний з точки зору економічної доцільності та технологічної ефективності відповідно до обраного раніше та узгодженого критерію.

В результаті вивчення дисципліни здобувачі зможуть опанувати методики формування технологічних схем збагачення корисних копалин, виходячи із характеристик об'єкту та необхідної точності прогнозування; складати проекти математичної моделі технологічного блоку, який виконує первісне збагачення корисної копалини та визначає кінцеву крупність помелу для досягнення заданої якості концентрату; розраховувати параметри розкриття та визначати показники збагачення; створювати проекти математичних моделей технологічної ланки переробки сировини в залежності від технології проведення досліджень; здійснювати математичну обробку пошуку технологічної схеми за допомогою сучасних інформаційних технологій.

РОЗДІЛ 1. РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

1.1. Математичні моделі для синтезу технологій

При виконанні операцій синтезу технологій характеристики апаратів або будь-якого технологічного блока повинні зв'язувати вихідні характеристики із початковими за допомогою деякого оператора, наприклад:

$$y = f(x) \quad \text{або} \quad \bar{Y} = A(\bar{X}),$$
$$A = \frac{Y}{X}, \quad \text{тобто.} \quad Y = A \cdot X.$$

Отже, оператор A вказує на те, які необхідно виконати дії із початковою величиною (алгоритм перетворення), щоб отримати значення вихідної величини. Оператор повинен бути якомога простішим, щоб не ускладнювати спостереження процесу перетворення технологічного показника. З метою наочності та очевидності представлення матеріалів дослідження будемо користуватися системними характеристиками розділових процесів, а самі дослідження проводитимемо чисельним моделюванням. Такими характеристиками є:

– для розділових апаратів це сепараційні характеристики, які відображають імовірність переходу частинок певних фракцій, або класів у збагачений продукт (якщо розділення бінарне). Якщо ж розділення виконується за багатьма продуктами (багатопродуктове), то для кожного вихідного потоку існує своя сепараційна характеристика. Оцінкою сепараційної характеристики є вилучення. Баланс вузьких фракцій при багатопродуктовому розділенні характерний тим, що сума значень усіх сепараційних характеристик, при заданому значенні аргументу, для них дорівнює одиниці;

– для подрібнювальних апаратів це подрібнювальні характеристики, які відображають відношення вмістів однойменних вузьких класів крупності на виході та вході подрібнювального апарату або агрегату, чи блоку.

Сепараційна характеристика (СХ) схеми розділення визначається сепараційними характеристиками окремих операцій їх кількістю і послідовністю з'єднання. Основною властивістю СХ є закономірність, яка покладена в основу будь-якого розділового

апарату: чим більший вміст цінного мінералу в частинці, тим більша імовірність її вилучення в збагачений продукт. Тобто. це монотонна функція. Припустимо, до змішування продуктів, кількість частинок розділової ознаки X в початковому продукті було P_{i-1} , а після змішування P_i і рівне сумі кількостей частинок до змішування та тих що надійшли до цієї операції з циркуляційним навантаженням, тобто.

$$P_i = P_{i-1} + \sum_{j=1}^m P_j,$$

де j – порядковий номер циркуляційного навантаження.

Циркуляція утворюється послідовним з'єднанням апаратів, тобто:

$$P_j = P_i \cdot \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i,$$

де E_i – вміст фракції.

Тоді:

$$P_i = P_{i-1} + P_i \cdot \sum_{j=1}^m \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i.$$

Звідки:

$$P_{i-1} = P_i \cdot \left(1 - \sum_{j=1}^m \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i \right),$$

Таким чином, сепараційна характеристика операції змішування

$$P_{3Mi} = \frac{P_i}{P_{i-1}} = \frac{1}{1 - \sum_{j=1}^m \prod_{i=i+1}^{n_1} E_i}. \quad (1.1)$$

Технологічна схема збагачення корисних копалин складається з певної послідовності операцій розділення та змішування (рис. 1.1). Тому першочерговим завданням розрахунку є визначення вилучення вузьких фракцій у продукти, які отримані в результаті переробки за всіма операціями схеми. Розглянемо як задіяні одержані формули на практиці.

Номери вихідних точок – умовне позначення продуктів: перша цифра – номер апарату, друга – номер продукту. ЗВ1 – рецикл (зворотний зв'язок, циркуляція).

Відповідно до законів послідовного з'єднання маємо:

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

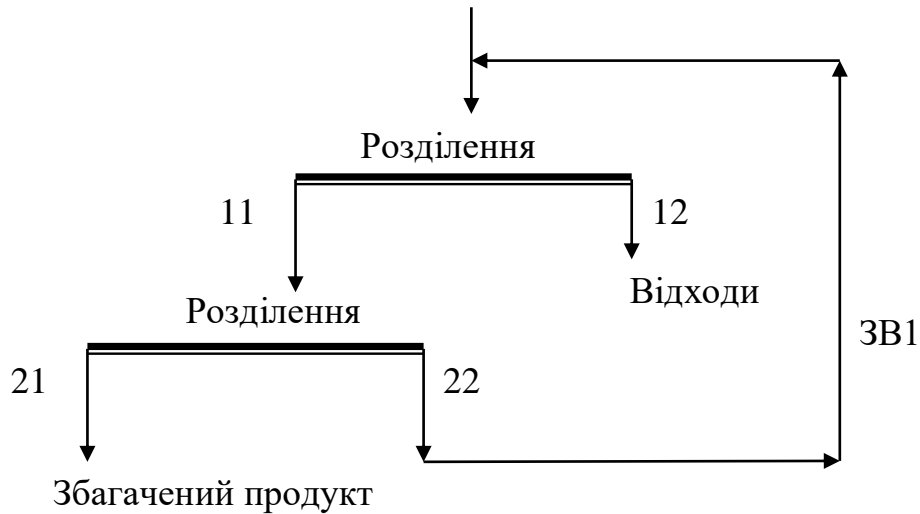


Рисунок 1.1 – Схема технологічного блоку розділення

Для зворотного технологічного зв'язку (рецикл) характеристика (оператор) дорівнює:

$$P_{ЗВ1} = \frac{1}{1 - P_1 \cdot P_2^1}$$

де $P_2^1 = 1 - P_2$, ($P_1^1 = 1 - P_1$).

Виконуємо тотожні перетворення та отримуємо сепараційну характеристику технологічного блоку розділення:

$$P_\beta = P_1 \cdot P_{ЗВ1} \cdot P_2 = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 \cdot P_2^1} = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 \cdot (1 - P_2)} = \frac{P_1 \cdot P_2}{1 - P_1 + P_1 \cdot P_2}$$

Загальний вигляд сепараційної характеристики при розділенні за вмістом цінного мінералу має вигляд неспадної кривої (рис. 1.2).

Користуватися сепараційними характеристиками будемо у графічному вигляді, оскільки аналітичний опис є досить складним і не дозволяє наочно оцінити її поведінку. Отримання цих характеристик здійснюється експериментальним шляхом. Для цього проводять випробування процесу розділення в трьох точках технології: початкового, збагаченого та збідненого продукту.

Проби обробляють і піддають хімічному аналізу на середній вміст цінного мінералу, та визначають вихід збагаченого продукту:

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

де α , β , ν – вміст цінного мінералу у початковому продукті і продуктах розділення (збагаченому та збідненому).

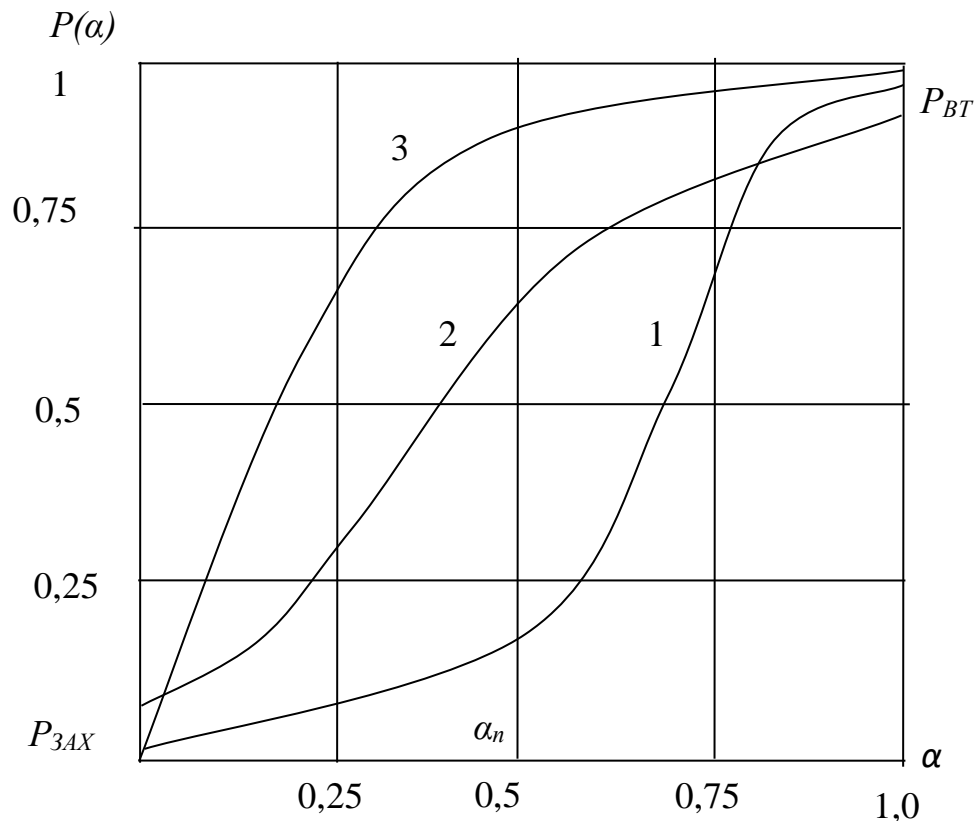


Рисунок 1.2 – Сепараційні характеристики для розділенням за вмістом цінного мінералу:

1 – для виділення багатой фракції;

2 – типова сепараційна характеристика;

3 – для виділення бідной фракції;

$P_{ЗАХ}$ – імовірність захоплення нерудной фракції в збагачений продукт;

$P_{ВТ}$ – імовірність втрат рудной фракції в збіднений продукт.

Потім здійснюють фракційне розділення початкового продукту і збагаченого за фракціями $\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$. Зважують проби, що були відібрані, та кожну фракцію. Отримують відповідні виходи фракцій: $\gamma_{\alpha 1}, \gamma_{\alpha 2}, \dots, \gamma_{\alpha n}$, та $\gamma_{\beta 1}, \gamma_{\beta 2}, \dots, \gamma_{\beta n}$. Розраховують значення сепараційної характеристики:

$$P_i = \gamma \cdot \frac{\gamma_{\beta i}}{\gamma_{\alpha i}} .$$

Подають результати у вигляді графіка $P_i = f(\alpha_i)$.

Для ідентифікації процесу класифікації також користуються сепараційною характеристикою, яку отримують аналогічно.

Відбирають проби на вході апарату, у зливі та пісках. Проби піддають ситовому аналізу за деяким заданим класом крупності d_3 . Далі фіксують продукти, що менші заданого класу крупності ($-d_3$), і отримують $p_B(-d_3)$, $p_3(-d_3)$, $p_{II}(-d_3)$ (Аналогія з сепарацією: піски – збіднений продукт, злив – збагачений продукт) Визначають вихід зливу за формулою:

$$\gamma_3 = \frac{p_B(-d_3) - p_{II}(-d_3)}{p_3(-d_3)\beta - p_{II}(-d_3)}$$

Проби початкового продукту та зливу піддають ситовому аналізу за класами крупності d_1, d_2, \dots, d_n . Зважують надрешітні продукти. Отримують: $p_{31}, p_{32}, \dots, p_{3n}$ та $p_{II1}, p_{II2}, \dots, p_{IIn}$.

Обчислюють значення сепараційної характеристики:

$$P_i = \gamma \cdot \frac{p_{3i}}{p_{IIi}}$$

Подають результати у вигляді графіка $P_i = f(d_i)$

Характеристика матиме вигляд монотонно спадної функції (рис. 1.3).

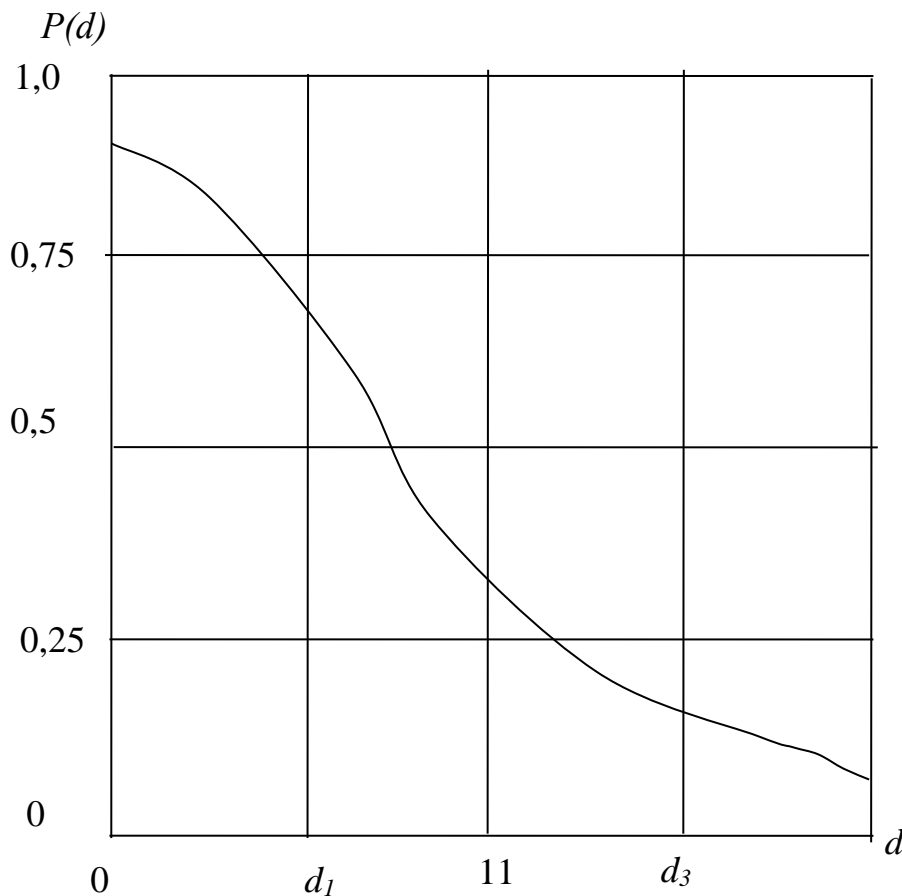


Рисунок 1.3 – Сепараційна характеристика класифікації

Контрольне завдання

1. Задана схема розділення (рис. 1.4) де апарати мають однакові СХ. Складіть СХ для всієї схеми та збагаченого і збідненого продуктів.

2. Які продукти необхідно випробувати, щоб отримати СХ для схеми на рис. 1.4.

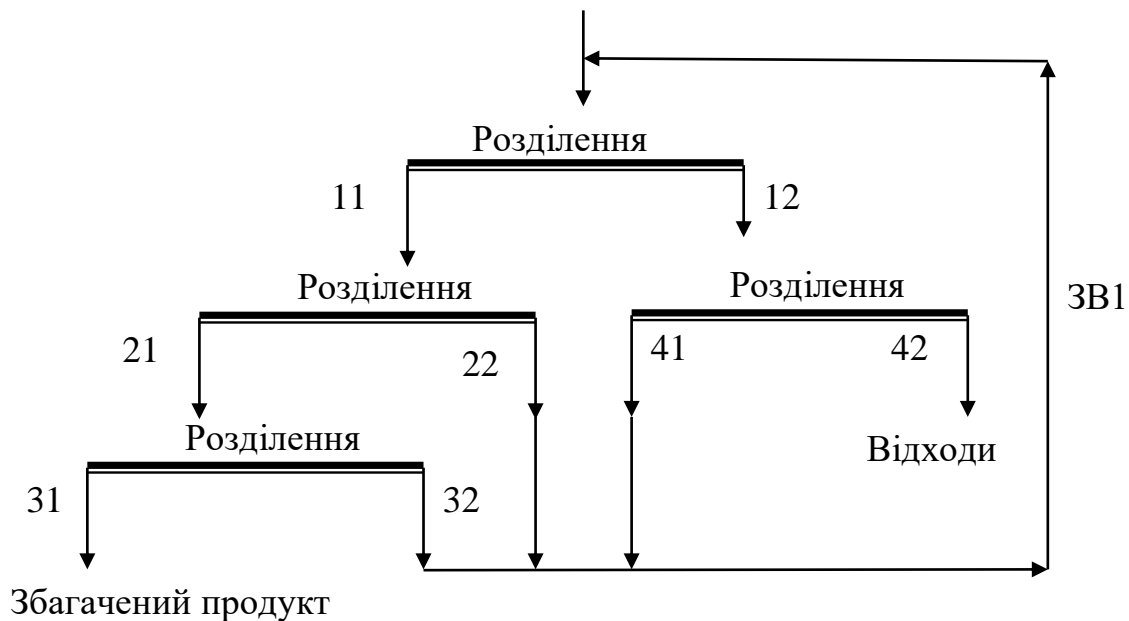


Рисунок 1.4 – Схема технологічного блоку розділення для виконання

1.2. Характеристики подрібнення

Прогнозування вихідних показників подрібнення пов'язане з визначенням функції розподілу частинок за крупністю. Це досить складне завдання, і зазвичай обмежуються прогнозуванням одного показника – середньої крупності помелу. Потім необхідно прийняти деякий закон розподілу і таким чином спиратися на отримані значення вмісту вузьких класів крупності.

Відомо, що млини, що працюють у певних стадіях підготовки сировини до розділення, характеризуються відносно стабільними значеннями відношення вмістів класів крупності на вході та виході млинів. Це так звані характеристики подрібнення виду:

$$A(d_i) = \frac{\Delta F_{вих}(d_i)}{\Delta F_{вх}(d_i)}.$$

На базі цього виразу можливе прогнозування вихідної функції розподілу частинок за крупністю:

$$\Delta F_{вих}(d_i) = A(d_i) \cdot \Delta F_{вх}(d_i).$$

Функції входу і виходу подрібнення співвідносяться між собою відповідно до рис. 1.5.

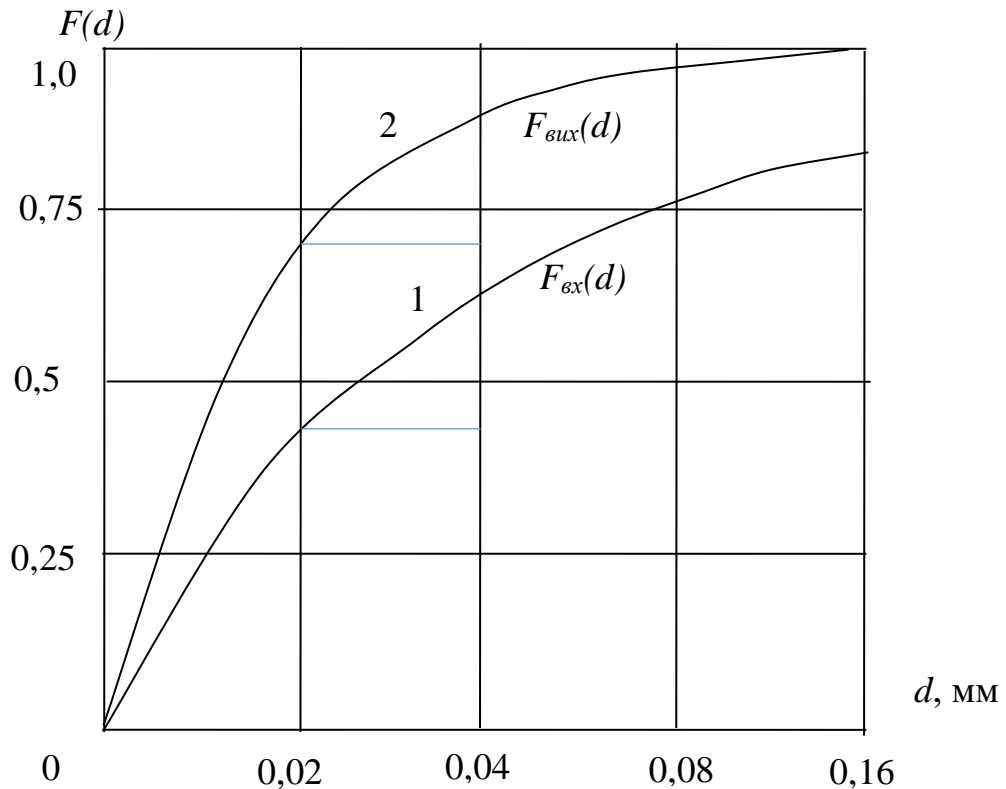


Рисунок 1.5 – Функції розподілу частинок за крупністю на вході та виході млина другої стадії збагачення:

- 1 – функція розподілу частинок за крупністю на вході млина;
- 2 – розподіл частинок на виході млина.

Вона відображає напрямок, у якому змінюється вміст відповідного класу крупності: якщо $A(d) < 1$, то зменшується, якщо $A(d) > 1$, то збільшується.

Загальний вигляд характеристики подрібнення має вид, як на рис.1.6. Коли $A(d) = 1$, цей клас перебуває у динамічній рівновазі: скільки даного класу пішло з нього, стільки й прийшло.

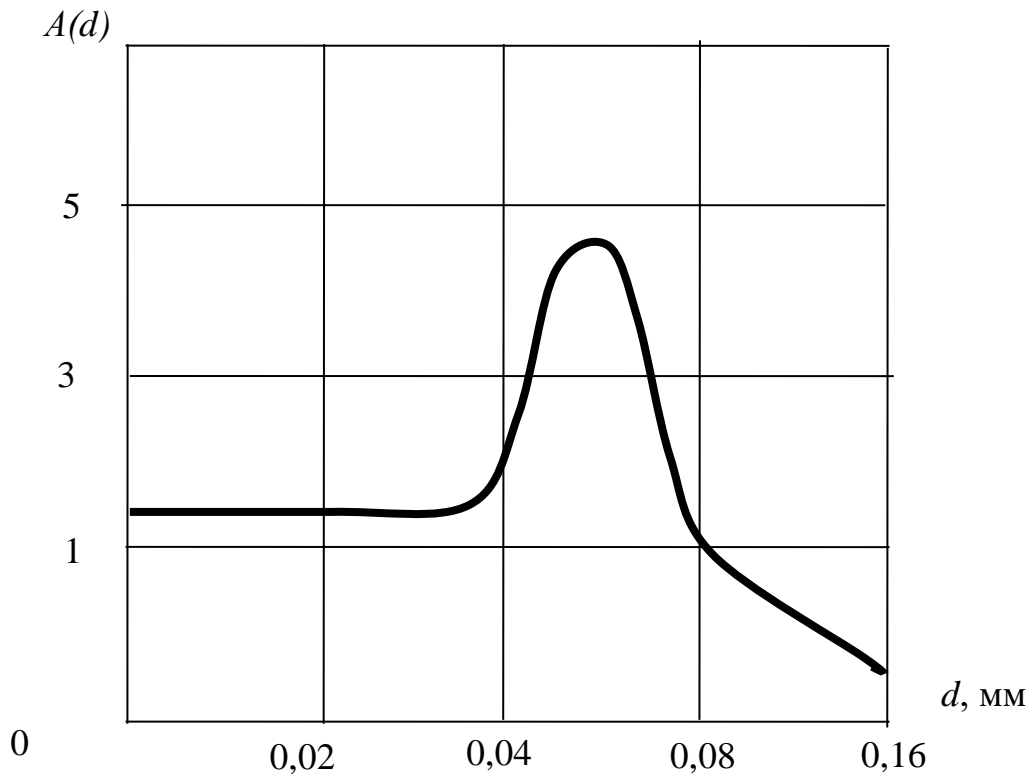


Рисунок 1.6. –Характеристика подрібнення

Контрольне завдання

На рис. 1.5 наведено залежності гранулометричного складу потоків на вході та виході подрібнення. Обчисліть та побудуйте характеристику подрібнення.

1.3. Замкнутий цикл подрібнення

Для збільшення коефіцієнта статичного перетворення крупності матеріалу подрібненням застосовують рецикли, в яких подрібнений матеріал розділяється за крупністю, а потім крупні частинки (піски) спрямовуються на додрібнення назад в цей самий млин, а дрібний клас вважається досить підготовленим для подальшого розділення за якоюсь іншою фізичною властивістю. Як апарат для розділення за крупністю застосовують поверхні для просіювання (грохоти) і гідравлічну класифікацію. Розглянемо такого типу з'єднання. Розрахувати таке сполучення – отже визначити функцію гранулометричного складу зливу класифікатора, тобто. на його виході.

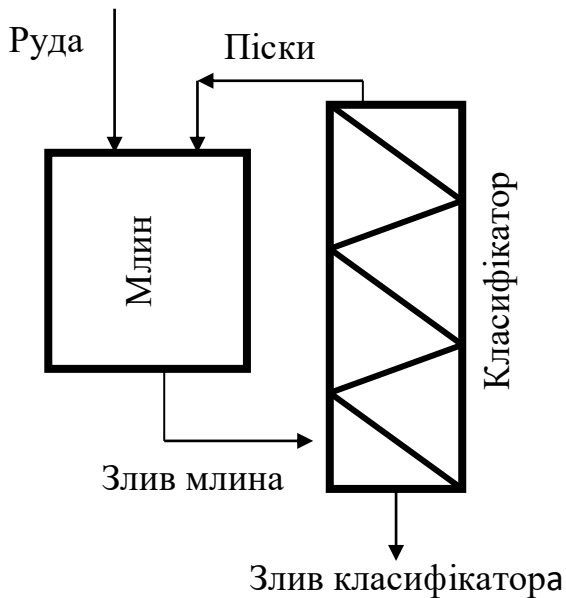


Рисунок 1.7 – Схема замкнутого циклу подрібнення з класифікатором

Поява пісового навантаження діє на функцію $F(d)$ двояко. З одного боку, крупність пісків нижче, ніж початкової (вхідної) руди, і тому у вхідного потоку крупність знижується, що впливає на зменшення крупності у зливі.

Припустимо, що на вході та виході млина відома функція розподілу частинок за крупністю.

Класифікація має розділову характеристику P_K і перетворює вихідну функцію розподілу за крупністю відповідно до залежностей:

- перехід частинок фракції в злив $p_3 = P_K \cdot p_1$;
- перехід частинок фракції в піски $p_{II} = (1 - P_K) \cdot p_1$,

де p_1 – вміст фракції крупності на вході класифікатора.

Розглянемо замкнутий цикл подрібнення (ЗЦП) (рис. 1.7) та запишемо рівняння балансу вузьких фракцій крупності:

$$p_3 = P_K \cdot p_1; \quad p_1 = A \cdot (p_0 + p_{II}); \quad p_1 = p_3 + p_{II}.$$

Необхідно ідентифікувати три продукти, тому маємо три рівняння. Розв'язання єдине. Шляхом підстановки знайдемо залежність $p_3 = f(p_0)$, де f включає дії з операторами елементів системи A і P_K . Спочатку отримуємо рівняння:

$$p_3 = P_K \cdot A \cdot \left(p_0 + p_3 \cdot \frac{1 - P_K}{P_K} \right),$$

з якого знаходимо залежність p_3 :

$$p_3 = \frac{P_K \cdot A}{1 - A \cdot (1 - P_K)} \cdot p_0.$$

Тоді оператор замкнутого циклу подрібнення знаходиться, як:

$$P_{ЗЦП} = \frac{P_z}{p_0} = \frac{P_K \cdot A}{1 \pm A \cdot (1 - P_K)} \quad (1.2)$$

Величина $P_{ЗЦП}$ може бути від'ємною, оскільки в знаменнику стоїть різницю і від'ємне може виявитися більше зменшуваного. Це говорить про те, що за цим класом крупності зворотний зв'язок від'ємний і кількість цього класу зменшується в системі. Якщо ж оператор більше одиниці, то за даним класом крупності зворотний зв'язок додатний і кількість такого класу збільшується. Коли знаменник стає від'ємним, слід змінити знак після одиниці в знаменнику на плюс. Коли характеристика $A(d) = 1$, це означає, що клас крупності, що відповідає такому значенню функції знаходиться в динамічній рівновазі: скільки продукту пішло з цього класу, стільки ж і прийшло. Зміна параметрів циклу подрібнення призводить до зміни значення цієї крупності.

Після цього визначаємо оператор помелу, як відношення вмістів вузьких класів однойменних класів крупності на виході і вході подрібнення:

$$A(d_j) = \frac{\Delta F(d_j)}{\Delta F_{ВХ}(d_j)}$$

Виконаємо розрахунок замкнутого циклу подрібнення (ЗЦП) за запропонованою методикою.

Припустимо, на вхід млина надходить руда з відомою функцією розподілу частинок $\Delta F_{ВХ}(d_j)$ і з функцією розподілу частинок на виході млина $\Delta F(d_j)$ (табл. 1.1).

Таблиця 1.1 – Первісні дані для визначення оператора ЗЦП

d мм	0,01	0,02	0,04	0,08	0,16	0,32	0,64	1,28	2,56	5,12	10,24
$\Delta F_{ВХ}(d_j)$	0,01	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,12	0,25	0,37	0,12
$\Delta F(d_j)$	0,02	0,03	0,04	0,06	0,08	0,1	0,2	0,25	0,2	0,02	0

Виконаємо далі всі необхідні розрахунки щодо визначення оператора замкнутого циклу подрібнення та його вихідної характеристики $\Delta F_{ЗК}(d_j)$. Усі розрахунки зведемо у табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Розрахунки для отримання оператора ЗЦП

$d_{мм}$	0,01	0,02	0,04	0,08	0,16	0,32	0,64	1,28	2,56	5,12	10,24
$\Delta F_{BK}(d_j)$	0,01	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,12	0,25	0,37	0,12
$\Delta F(d_j)$	0,02	0,03	0,04	0,06	0,08	0,1	0,2	0,25	0,2	0,02	
A_j	2	1,5	2	3	4	5	6,7	2,08	0,8	0,05	
P	0,96	0,95	0,92	0,87	0,85	0,6	0,3	0,01	0	0	0
$1-P$	0,04	0,05	0,08	0,13	0,15	0,4	0,7	0,99	1	1	0
$A \cdot (1-P)$	0,08	0,075	0,16	0,39	0,6	2	4,7	2,06	0,8	0,05	0
AP	1,92	1,42	1,84	2,61	3,4	3	2,01	0,02	0	0	0
$1-A \cdot (1-P)$	0,92	0,925	0,84	0,61	0,4	-1	-3,7	-1,06	0,2	0,95	1
$1-A \cdot (1-P)_{ИСПР}$	0,92	0,925	0,84	0,61	0,4	4	5,7	3,06	0,2	0,95	1
P_3	2,13	1,53	2,19	3,5	8,5	0,75	0,35	0,0065	0	0	0
$\Delta F_{3K}(d_j)$	0,0212	0,0306	0,044	0,07	0,17	0,015	0,007	0,0008	0	0	0

Загальний вихід продукту у злив (сума останнього рядка)

$\gamma_{3K} = 0,3788$. Кількість пісового навантаження $\gamma_{II} = \frac{1}{\gamma_{3K}} = 2,64$. А

гранулометричний склад пісків неважко обчислити, якщо нормувати останній рядок табл. 1.2.

Таким чином, методика розрахунку вихідних показників замкнутого циклу подрібнення буде наступною:

- ідентифікуємо технологічну характеристику подрібнення;
- на базі сепараційної характеристики класифікатора визначаємо оператор замкнутого циклу подрібнення;
- обчислюємо функцію гранулометричного складу на виході замкнутого циклу.

Фракція, що відповідає $A = 1$ є частинки, з яких інтенсивно утворюються дрібні класи і на місце яких приходять новоутворені частинки з великих класів. Це протиріччя можна вирішити за умови: якщо крива характеристики подрібнення досягає першого екстремуму, то знак у знаменнику після одиниці слід замінити на плюс.

Контрольне завдання

1. Візьміть як вихідні дані графіки на рис. 1.2 та 1.3 і розрахуйте оператор замкнутого циклу подрібнення.

2. Обчисліть гранулометричний склад пісків.

1.4. Збагачувальні ознаки корисних копалин

Технологи характеризують корисні копалини, що направляються на збагачення, деякими фізичними параметрами, які впливають на показники технологічних процесів. Це насамперед вміст цінного мінералу (α_n). Чим більше цей параметр, тим показники технологічної переробки вищі. Оскільки потрібно спочатку відділити цінний мінерал від породи (нецінного), то необхідно знати вид розташування цінного мінералу в руді. Зазвичай це прошарки, у яких зосереджуються вкраплення мінералу. Рудні різновиди відрізняються один від одного потужностями рудних прошарків l_P , які ще поділяються на малорудні l_{MP} та нерудні l_H . Кожен із цих прошарків характеризується вмістом у них цінного мінералу, відповідно: α_P , α_{MP} , α_H . При цьому баланс вмісту регламентується співвідношенням:

$$\alpha_n = \frac{\alpha_P \cdot l_P + \alpha_{MP} \cdot l_{MP} + \alpha_H \cdot l_H}{l_P + l_{MP} + l_H}.$$

Вкраплення цінного мінералу характеризується функцією розподілу розмірів цих вкраплень $f(d_{BK})$. Зазвичай ця функція однопараметрична і тому її можна ідентифікувати одним числом – середнім значенням крупності вкраплення (d_{BK}).

Руди, в залежності від співвідношення у них цінного мінералу і породи, а також умов утворення родовища характеризуються міцністю, твердістю, крихкістю. Збагачувачі об'єднують ці фізичні показники одним, який називають подрібнюваністю. Визначають цей показник шляхом випробування у лабораторних млинах, а потім виконують ситовий аналіз подрібненого матеріалу і за його результатами будують функцію розподілу частинок за крупністю. Зазвичай це експонентна функція, та її апроксимують виразом:

$$F(d) = \exp(-K \cdot d).$$

Коефіцієнт K – показник експоненти, який служить оцінкою подрібнюваності.

Якщо експонента спадає повільно, то руда важко подрібнюється, коефіцієнт при цьому K має мале значення (рис. 1.8).

Якщо експонента спадає досить швидко, то руда добре подрібнюється, коефіцієнт K при цьому має велике значення (рис. 1.8).

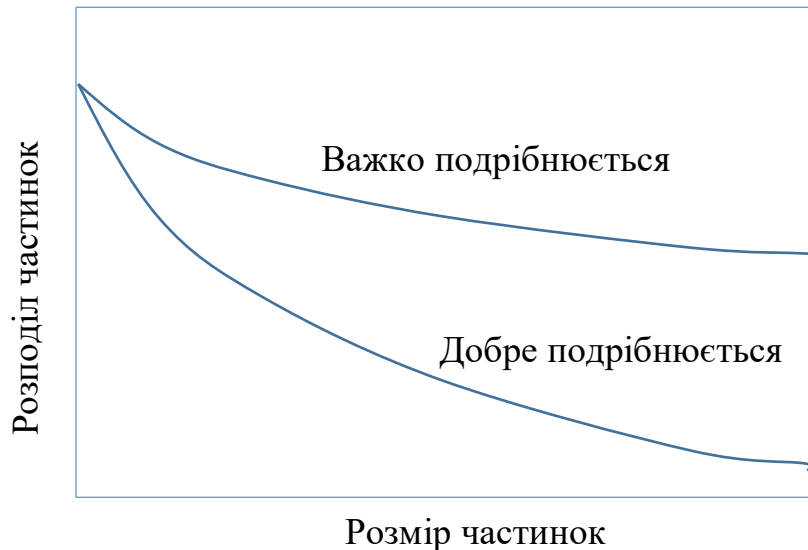


Рисунок 1.8 – Характеристики подрібнюваності корисної копалини

1.5. Аналіз, як спосіб пошуку технологічної схеми

Синтез, як зазначалося раніше, як і будь-який процес пошуку проводиться методом «проб і помилок». Це єдиний спосіб, який винайшло людство, коли починається шлях у невідоме. Тобто висувається гіпотеза, виконуються дії відповідно до неї та отримують результат. Якщо отриманий результат задовольняє висунутим вимогам, то ця гіпотеза приймається. Якщо ж результат незадовільний, то виконується коригування умов - висувається нова гіпотеза і процес випробовування триває. Народне формулювання такого шляху каже: якщо не знаєш з чого починати, починай, справа покаже. Більш пізня мудрість така: «Не навчишся поки по кишені не вдарить».

Перевірка працездатності гіпотези здійснюється шляхом аналізу. Аналіз це інструмент синтезу, коли відомі вхідні показники процесу \bar{X} , відомий алгоритм перетворення їх у вихідні показники $A(\bar{X})$; обчислюються вихідні показники $\bar{Y} = A(\bar{X})$ та отримані результати порівнюють з прийнятими критеріями вибору.

Наприклад. Виконати аналіз найпростішого процесу розділення (рис. 1.9).

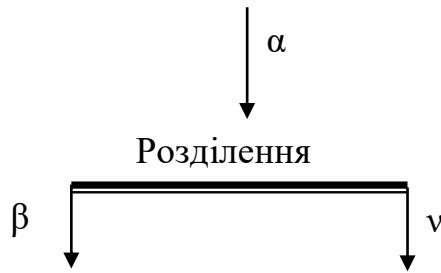


Рисунок 1.9 – Схема найпростішого розділового процесу

Відомі показники сировини: функція розподілу частинок за фракційним складом – $F(\alpha)$. Розділення відбувається за якісною ознакою α – вміст цінного компоненту. Розділовий апарат повністю характеризується сепараційною характеристикою $P(\alpha)$. Вона відображає всі властивості апарату з перетворення початкової (вхідної) величини $F(\alpha)$ у вихідні – вміст цінного компоненту у збагаченому (β) і збідненому (ν) продукті.

Оператор такого перетворення складається з наступних математичних співвідношень:

– перехід вузької фракції з вмістом цінного компоненту (α_i) у збагачений продукт:

$$\Delta\gamma_{\beta}(\alpha_i) = P(\alpha_i) \cdot \Delta F(\alpha_i);$$

– вихід збагаченого продукту:

$$\gamma_{\beta} = \sum_{i=1}^k \Delta\gamma_{\beta}(\alpha_i);$$

– кількість вузької фракції з вмістом цінного компоненту (α_i) у збагаченому продукті:

$$\Delta F_{\beta}(\alpha_i) = \frac{\Delta\gamma_{\beta}(\alpha_i)}{\gamma_{\beta}};$$

– вміст цінного компоненту у збагаченому продукті:

$$\beta = \frac{1}{\gamma_{\beta}} \cdot \sum_{i=1}^k \alpha_i \cdot \Delta\gamma_{\beta}(\alpha_i).$$

Для іншого збідненого продукту оператори аналогічні:

$$\Delta\gamma_{\nu}(\alpha_i) = (1 - P(\alpha_i)) \cdot \Delta F(\alpha_i);$$

$$\gamma_{\nu} = \sum_{i=1}^k \Delta\gamma_{\nu}(\alpha_i);$$

$$\Delta F_{\nu}(\alpha_i) = \frac{\Delta\gamma_{\nu}(\alpha_i)}{\gamma_{\nu}};$$

$$v = \frac{1}{\gamma_v} \cdot \sum_{i=1}^k \alpha_i \cdot \Delta\gamma_v(\alpha_i)$$

Наприклад. Виконати аналіз фрагменту технології збагачення магнетитової залізної руди (рис. 1.10).

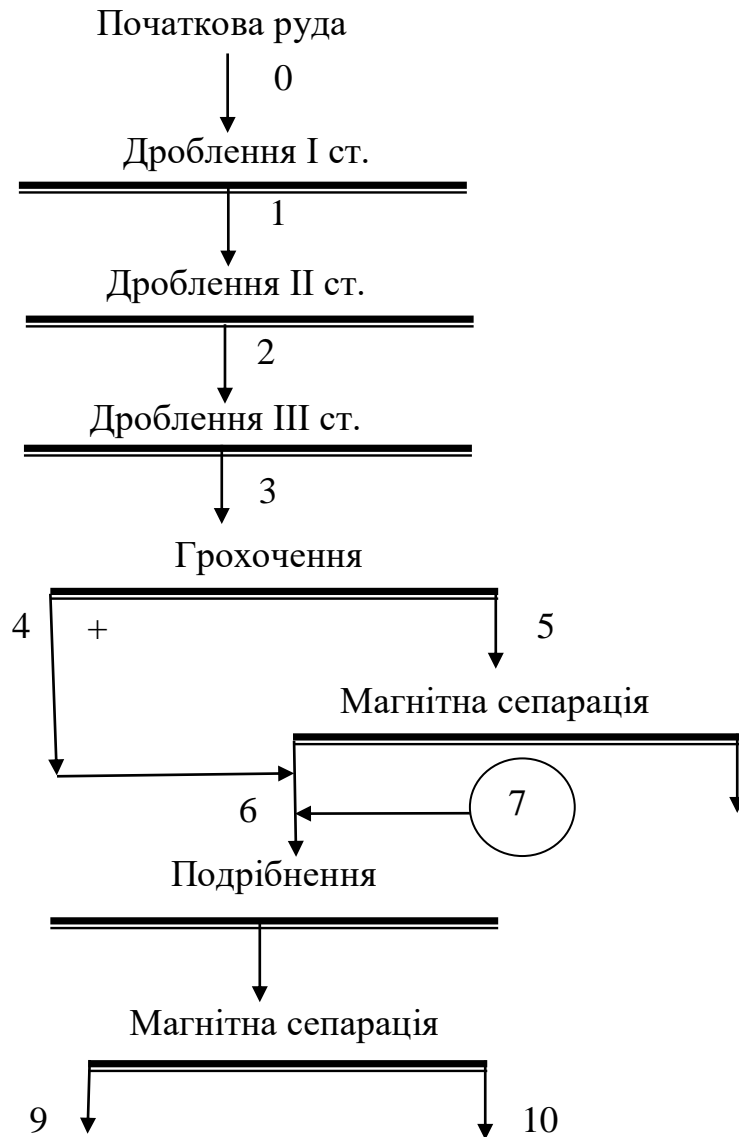


Рисунок 1.10 – Схема фрагменту технології збагачення магнетитової залізної руди

Проаналізувати технологічну схему – це визначити значення вихідних показників на базі відомих вхідних показників і відомого алгоритму такого перетворення, який є відображенням технологічних зв'язків та математичних моделей технологічних апаратів.

Вхід цієї схеми - потік руди з кар'єру. Достатнім описом такого потоку служить функція розподілу частинок за крупністю $F_0(d)$ та показник руди σ , що залежить від твердості.

Дроблення перетворює функцію розподілу частинок за крупністю на таку саму на виході (точка 1) $F_1(d)$. Для розрахунку такої операції необхідний оператор подрібнення $A_1(d)$. В результаті стане можливою наступна процедура розрахунку:

$$F_1(d) = A_1(d) \cdot F_0(d).$$

Аналогічні перетворення відбуваються і у наступних стадіях дроблення:

$$F_2(d) = A_2(d) \cdot F_1(d);$$

$$F_3(d) = A_3(d) \cdot F_2(d).$$

Для аналізу грохочення потрібна сепараційна характеристика $P_1(d)$ грохоту, і тоді вихідні показники грохочення можуть бути розраховані:

$$F_4(d) = (1 - P_1(d)) \cdot F_3(d);$$

$$F_5(d) = P_1(d) \cdot F_3(d).$$

П'ятий потік спрямований на сепарацію за вмістом цінного компоненту, тому необхідно виконати перетворення для отримання функції розподілу за вмістом цінного компоненту $F_5(d) \rightarrow F_1(\alpha)$, тобто потрібно визначити розкриття. Допустимо, що воно розраховується за наступним виразом:

$$F_1(\alpha) = R(F_5(d)).$$

За допомогою сепараційної характеристики $P_1(\alpha)$ знаходимо:

$$F_9(\alpha) = P_1(\alpha) \cdot F_1(\alpha);$$

$$F_6(\alpha) = (1 - P_1(\alpha)) \cdot F_1(\alpha).$$

Розраховуються також показники розділення β (т.6) та ν (т.11).

Потік 6 прямує на наступне подрібнення, тому необхідно визначати функцію розподілу за крупністю. Потік 7 змішується з двох потоків і для його аналізу необхідні дві функції $F_4(d)$, $F_6(d)$. Щоб отримати їх, потрібно виконати перетворення $F_6(\alpha) \rightarrow F_6(d)$. Припустимо, що це відбувається так:

$$F_6(d) = R^{-1}(F_6(\alpha)).$$

Сьомий потік має характеристику:

$$F_7(d) = F_6(d) + F_4(d).$$

$$\alpha_2 = \frac{\alpha_0 \cdot F_4(d) + \beta \cdot F_6(d)}{F_4(d) + F_6(d)}.$$

Наступні перетворення виконуються так:

$$\begin{aligned}F_8(d) &= A_4(d) \cdot F_7(d); \\F_8(\alpha) &= R_1(F_8(d), \alpha_2); \\F_9(\alpha) &= P_2(\alpha) \cdot F_8(\alpha); \\F_{10}(\alpha) &= (1 - P_2(\alpha)) \cdot F_8(\alpha).\end{aligned}$$

Остаточні вихідні показники визначаються за виразами:

– вміст цінного компонента (якість) у збагаченому продукті:

$$\beta = \int_0^1 \alpha \cdot \frac{dF_9(\alpha)}{d\alpha} d\alpha;$$

– втрати (вміст цінного компонента) в збідненому продукті:

$$\nu = \int_0^1 \alpha \cdot \frac{dF_{10}(\alpha)}{d\alpha} d\alpha.$$

Таким чином, для розв'язання задачі аналізу технології необхідні наступні моделі:

- дроблення – A_i ;
- грохочення – $P_i(d)$;
- визначення функції розкриття при дробленні;
- сепарації;
- перетворення функції розкриття на функцію крупності;
- розкриття при подрібненні;
- алгоритми змішування потоків та інших технологічних зв'язків.

Цей курс направлений на вміння використовувати вказані операції та їх сполучення.

Як видно з аналізу технологічного процесу вихідною характеристикою попереднього апарату є функція розподілу показника, який є вхідним наступного. Тому обов'язковим етапом синтезу буде взаємне перетворення функцій гранулометричного складу на функцію фракційного складу та – навпаки.

Контрольне завдання

1. Запропонуйте алгоритм аналізу подрібнювального процесу.
2. Характеристика дроблення у розрахунках стандартизована, проте для нових умов вона коригується. Запропонуйте алгоритм аналізу дроблення.
3. Аналіз розкриття вкрапленого рудного мінералу.

РОЗДІЛ 2. АНАЛІТИЧНІ МОДЕЛІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ

2.1. Розкриття цінного мінералу

2.1.1. Розкриття цінного мінералу при дробленні

При дробленні розкриваються рудні прошарки, потужність яких l_P . Вміст цінного мінералу у них α_P . Потужність нерудних прошарків l_H із вмістом цінного мінералу в них α_H . При цьому середній вміст цінного мінералу у продукті:

$$\alpha_n = \frac{\alpha_P \cdot l_P + \alpha_H \cdot l_H}{l_P + l_H}.$$

Тому при розкритті рудного мінералу дробленням $f(d)$ (диференціальна функція гранулометричного складу) максимальний вміст цінного компонента в частинках становить тільки α_P . При врахуванні вказаних умов, показники розкриття будуть наступними:

– вміст відкритих рудних частинок:

$$P_P = \frac{l_P}{l_P + l_H} \cdot \int_0^{l_P} \left(1 - \frac{d}{l_P}\right) \cdot f(d) \partial d;$$

– вміст відкритих нерудних частинок

$$P_H = \frac{l_H}{l_P + l_H} \cdot \int_0^{l_H} \left(1 - \frac{d}{l_H}\right) \cdot f(d) \partial d;$$

– вміст багатих (рудних) зростків:

$$P_{PЗ} = \frac{l_P}{l_P + l_H} \cdot \left(\int_0^{l_P} \frac{d}{l_P} \cdot f(d) \partial d + \int_{l_P}^{\infty} f(d) \partial d \right);$$

– вміст бідних (нерудних) зростків:

$$P_{HЗ} = \frac{l_H}{l_P + l_H} \cdot \int_0^{l_H} \frac{d}{l_H} \cdot f(d) \partial d$$

де $f(d)$ – диференціальна функція розподілу частинок за крупністю на виході дроблення.

Контрольне завдання

1. Які початкові відомості (як числа) необхідні для аналізу розкриття цінного мінералу при дробленні
2. Складіть алгоритм обчислення будь-якого із показників розкриття.
3. Звідки беруть значення параметрів збагачувальних ознак руди.
4. Напишіть рівняння якого-небудь розподілу ймовірностей і поясніть величини, що входять до нього.

2.1.2. Розкриття цінного мінералу при подрібненні

При подрібненні розкриваються вкраплення цінного мінералу розмір яких d_{BK} . Нерудна фаза має розмір,

$$r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_n}} - 1 \right),$$

де d_{BK} – розмір вкраплення цінного мінералу; r_{BK} – відстань між сусідніми вкрапленнями цінного мінералу; L_{BK} – розмір блока руди ($L_{BK} = d_{BK} + r_{BK}$).

Якщо $\alpha_n > 0,65$, то рудна фаза стає суцільною, а нерудна – вкрапленою і тоді має сенс говорити про розкриття нерудної фази. Показники розкриття, а саме вміст рудних (P_P) та нерудних (породних) (P_H) зерен, багатих (P_{P3}) та бідних (P_{H3}) зростків, наступні:

$$\left\{ \begin{array}{l} P_P = \alpha_n \cdot \int_0^{d_{BK}} \left(1 - \frac{d}{d_{BK}} \right) \cdot f(d) \partial d; \\ P_H = (1 - \alpha_n) \cdot \int_0^{r_{BK}} \left(1 - \frac{d}{r_{BK}} \right) \cdot f(d) \partial d; \\ P_{H3} = (1 - \alpha_n) \cdot \left(\int_0^{r_{BK}} \frac{d}{r_{BK}} \cdot f(d) \partial d + \int_{r_{BK}}^{10L_{BK}} f(d) \partial d \right); \\ P_{P3} = \alpha_n \cdot \left(\int_0^{d_{BK}} \frac{d}{d_{BK}} \cdot f(d) \partial d + \int_{d_{BK}}^{10L_{BK}} f(d) \partial d \right) + \int_{10L_{BK}}^{\infty} f(d) \partial d; \end{array} \right. \quad (2.1)$$

Відповідно до цих даних, загальний вигляд функції розподілу зростків представлено на рис. 2.1.

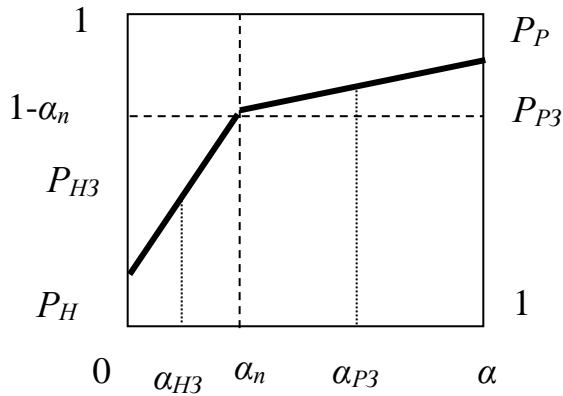


Рисунок 2.1 – Функція розподілу зростків після подрібнення

Коли розподіл частинок за крупністю однопараметричний, то інтеграли будуть табличними та їх вирази набувають виду:

$$P_H = (1 - \alpha_n) \cdot \left(1 - \exp\left(-\frac{r_{BK}}{d}\right) - \frac{\bar{d}}{r_{BK}} \cdot \left(1 - \left(1 + \frac{r_{BK}}{d} \right) \cdot \exp\left(-\frac{r_{BK}}{d}\right) \right) \right);$$

$$P_{H3} = (1 - \alpha_n) \cdot \left(\frac{\bar{d}}{r_{BK}} \cdot \left(1 + \frac{r_{BK}}{d} \right) \cdot \exp\left(-\frac{r_{BK}}{d}\right) \right) + \left(\exp\left(-\frac{r_{BK}}{d}\right) - \exp\left(-\frac{10 \cdot L_{BK}}{d}\right) \right);$$

$$P_{P3} = \alpha_n \cdot \left(\frac{\bar{d}}{d_{BK}} \cdot \left(1 + \frac{d_{BK}}{d} \right) \cdot \exp\left(-\frac{d_{BK}}{d}\right) \right) + \left(\exp\left(-\frac{d_{BK}}{d}\right) - \exp\left(-\frac{10 \cdot L_{BK}}{d}\right) \right) + \exp\left(\frac{10 \cdot L_{BK}}{d}\right);$$

де \bar{d} – середня крупність частинок.

2.2. Перетворення якісних показників у характеристику розмірів

Вже давно стало аксіомою, що розмір вкраплення цінного компоненту в руді та крупність подрібнення цієї руди мають бути порівняними. Виходячи з цього були отримані залежності показників розкриття залежно від крупності частинок. Відомо, що для оцінки збагачуваності руд необхідно мати функції гранулометричного та фракційного складу. Здавалося, що цієї інформації достатньо для математичного моделювання будь-якої збагачувальної технології. Однак, сепарація у водному середовищі залежить від розміру частинок та їх питомої ваги. Крім того, в тонких класах крупності більше відкритих рудних та нерудних зерен. У результаті сепарація за крупністю супроводжується сепарацією за щільністю, що призводить до зміни вмісту корисного компоненту в продуктах, що отримуються.

Таким чином, при моделюванні будь-якого процесу сепарації необхідно застосовувати перетворювання двох функцій: розподіл за

якісним показником і розподіл за крупністю. Для такого перетворення додатково повинна бути задана функція зв'язку крупності частинок із вмістом цінного мінералу, тобто:

$$d = f(\alpha).$$

Показники розкриття це вміст розкритих фракцій: рудних (P_P) та нерудних (P_H) зерен; багатих (P_{P3}) та бідних (P_{H3}) зростків. Багаті та бідні зростки розділені природною межею – середнім вмістом цінного компоненту в корисній копалині α_n , яка підготовлена до розділення у цьому технологічному блоці. Це означає, що вміст цінного компоненту в багатих зростках $\alpha_n \leq \alpha_{P3} < 1$, а в бідних $0 \leq \alpha_{H3} < \alpha_n$. Така природна межа прийнята тому, що мають бути отримані продукти у яких вміст цінних компонентів відрізняється: збагачений ($\alpha_n < \beta$) та збіднений ($\alpha_n > \nu$). Незаважко бачити із системи (2.1), що крупність частинок у явному вигляді впливає на показники розкриття. Оскільки зерна різної крупності мають різний вміст корисного компонента, то середні крупності будуть визначатися за виразом 2.2.

$$\left\{ \begin{array}{l} d_P = \frac{\alpha_n}{P_P} \cdot \int_0^{d_{BK}} d \cdot \left(1 - \frac{d}{d_{BK}}\right) \cdot f(d) \partial d; \\ d_H = \frac{(1 - \alpha_n)}{P_H} \cdot \int_0^{r_{BK}} d \cdot \left(1 - \frac{d}{r_{BK}}\right) \cdot f(d) \partial d; \\ d_{H3} = \frac{(1 - \alpha_n)}{P_{H3}} \cdot \left(\int_0^{r_{BK}} \frac{d^2}{r_{BK}} \cdot f(d) \partial d + \int_{r_{BK}}^{10L_{BK}} d \cdot f(d) \partial d \right); \\ d_{P3} = \frac{1}{P_{P3}} \left(\alpha_n \cdot \left(\int_0^{d_{BK}} \frac{d^2}{d_{BK}} \cdot f(d) \partial d + \int_{d_{BK}}^{10L_{BK}} d \cdot f(d) \partial d \right) + \int_{10L_{BK}}^{\infty} d \cdot f(d) \partial d \right). \end{array} \right. \quad (2.2)$$

При використанні зв'язку вмісту цінного компоненту у фракціях α із крупністю d , отримаємо потрібну функцію.

Наприклад, для наступних вихідних даних: $\alpha_n = 0,3$;
 $d_{BK} = 0,2$ мм; $f(d) = \frac{1}{d} \cdot \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right)$; $\bar{d} = 0,2$ мм; ці величини

становлять:

$d_P = 0,041$ мм; $d_H = 0,0137$ мм; $d_{P31} = 0,133$ мм; $d_{P32} = 0,25$ мм;
 $d_{P3} = 0,16$ мм; $d_{H31} = 0,065$ мм; $d_{H32} = 0,25$ мм; $d_{H3} = 0,128$ мм;

Залежність між крупністю та вмістом цінного компонента зображена на рис. 2.2.

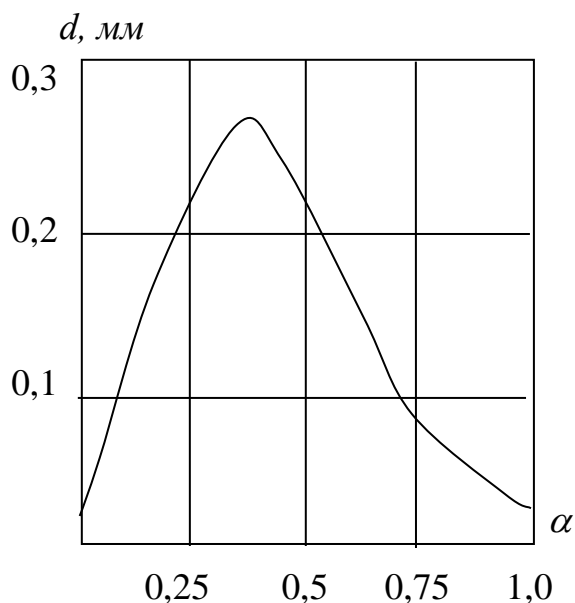


Рисунок 2.2 – Залежність крупності частинок у фракціях розкриття від вмісту цінного мінералу

Тепер визначимо середню крупність частинок в збагаченому та збідненому продуктах, якщо сепараційна характеристика має вигляд кривої 1, а функція розкриття, що відповідає обчисленим величинам, – кривій 2 (рис. 2.3).

Розрахунок дає такі значення крупностей продуктів: $d_{\beta} = 0,18$; $d_{\nu} = 0,18$. Оскільки точка перегину сепараційної характеристики збігається з максимальною крупністю частинок, то цей клас крупності переходить у багатий і бідний продукти і питома вага його в будь-якому з них стає меншою, ніж у наявному, а продукти розділення мають відповідно крупність дещо меншу за вхідну.

Коли сепараційна характеристика близька до ідеальної, крупності продуктів сепарації істотно відрізняються. Наприклад, якщо сепараційна характеристика має кут нахилу в точці перегину близько 85° і немає захоплення нерудної фази в концентрат і втрат рудної в хвостах, то $d_{\beta} = 0,25$; $d_{\nu} = 0,16$. Характеристика отримана шляхом усереднення на широкому інтервалі вмісту цінного компонента і тому не має значень максимальної крупності частинок. Зменшивши інтервали усереднення або навіть звести їх до точки, отримаємо функціональну відповідність $d = f(\alpha)$

Максимальний розмір частинок буде відповідати вихідному вмісту цінного компонента. За допомогою такої функції легко визначати якісні показники гранулометричного складу.

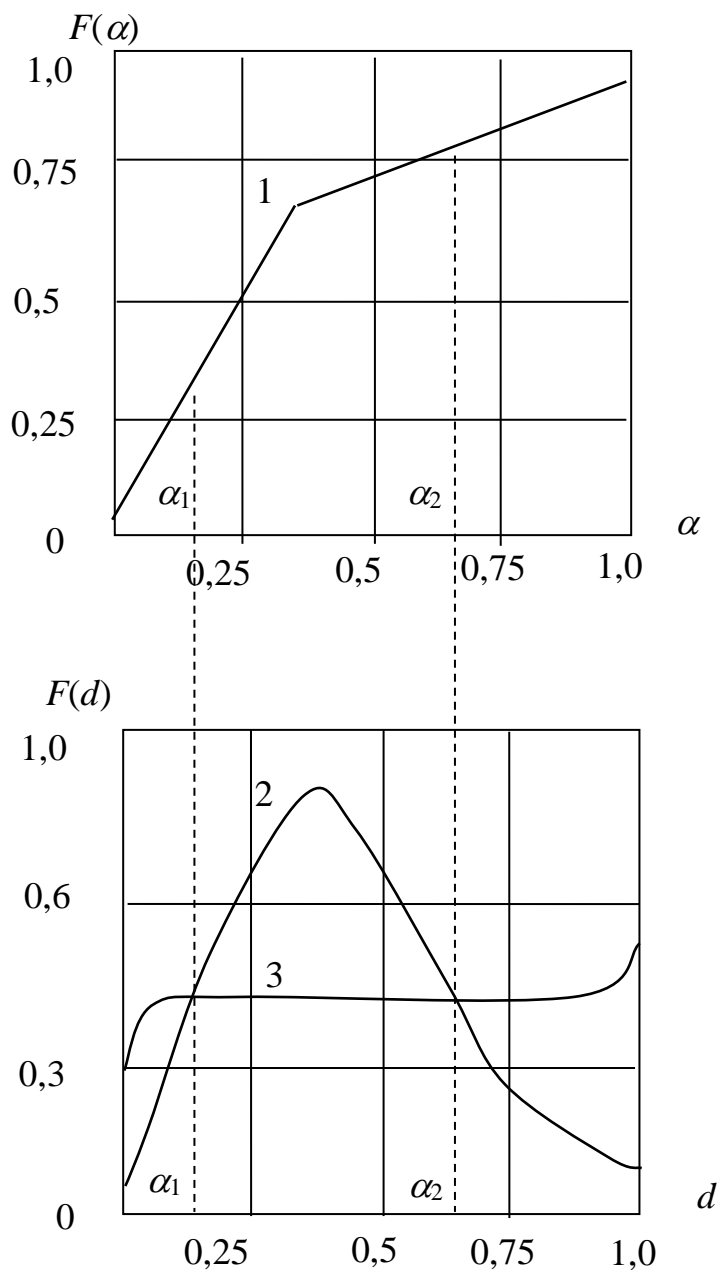


Рисунок 2.3 – Графіки зв'язку розмірів частинок із вмістом цінного мінералу в них

Допустимо, є підготовлений продукт із розподілом зростків відповідно до кривої 1 (рис. 2.3). Сепараційна характеристика процесу розсіву відповідає кривій 2, а функція $d = f(\alpha)$ – кривій 3. Припустимо також, що відома функція розподілу частинок за крупністю $F(d)$. Виходи надрешітного (H) та підрешітного (Π) продуктів становлять:

$$\gamma^H = \int_0^{d_{\max}} P(d) \cdot \frac{F(d)}{\partial d} \partial \alpha; \quad \gamma^\Pi = \int_0^{d_{\max}} (1 - P(d)) \cdot \frac{F(d)}{\partial d} \partial \alpha.$$

Середні крупності цих продуктів:

$$d^H = \frac{1}{\gamma^H} \cdot \int_0^{d_{\max}} d \cdot P(d) \cdot \frac{F(d)}{\partial d} \partial \alpha;$$

$$d^{\Pi} = \frac{1}{\gamma^{\Pi}} \cdot \int_0^{d_{\max}} d \cdot (1 - P(d)) \cdot \frac{F(d)}{\partial d} \partial \alpha.$$

Розподіл частинок за крупністю у цих продуктах:

$$F^H(d) = \frac{1}{\gamma^H} \cdot \int_0^d (1 - P(d)) \cdot \frac{F(d)}{\partial d} \partial \alpha;$$

$$F^{\Pi}(d) = \frac{1}{\gamma^{\Pi}} \cdot \int_0^{d_{\max}} P(d) \cdot \frac{F(d)}{\partial d} \partial \alpha.$$

Вміст цінного компонента:

$$\alpha^H = \frac{1}{\gamma^H} \cdot \int_{\alpha_1}^{\alpha_2} \alpha \cdot \frac{dF(\alpha)}{d\alpha} d\alpha;$$

$$\alpha^{\Pi} = \frac{1}{\gamma^{\Pi}} \cdot \left(\int_0^{\alpha_1} \alpha \cdot \frac{dF(\alpha)}{d\alpha} d\alpha + \int_{\alpha_2}^1 \alpha \cdot \frac{dF(\alpha)}{d\alpha} d\alpha \right).$$

Таким чином, для моделювання технології збагачувальних процесів необхідно і достатньо мати три функції, що характеризують початковий (вхідний) потік на будь-який технологічний апарат. Це функції розподілу частинок за крупністю (гранулометричний склад) та вмісту цінного компонента (фракційний склад), а також функція зв'язку крупності частинок із вмістом цінного компонента за класами крупності.

Контрольне завдання

1. В даному підрозділі наведені інтегральні залежності розрахунку показників крупності. Запишіть їх за допомогою кінцевих сум.

2. Виконайте розрахунок для визначення виходу, наприклад, надрешітного продукту.

3. Виконайте розрахунок для визначення вмісту цінного компонента, наприклад, у підрешітному продукті.

2.3. Визначення середнього вмісту цінного компоненту у продуктах розділення за крупністю

Вивчення характеру розкриття вкрапленого цінного мінералу показало, що тонкі частинки містять більше розкритого мінералу. Отримані залежності, які дозволяють визначити функцію розподілу зростків $F(\alpha)$. Якщо виконати гранулометричний аналіз фракцій розкриття, то можна отримати функцію зв'язку крупності і вмісту цінного мінералу (рис. 2.4). Така залежність дозволяє виконувати моделювання розділових технологій без припущення, що розділення здійснюється лише за однією ознакою.

Припустимо, що розділення за крупністю проводиться на ситі. У цьому разі процес практично можна характеризувати одним значенням крупності розділення, що дорівнює розміру отвору сита, $d = d_o$. Уведемо рівень $d_{ГР}$ у графіку $d = f(\alpha)$ (рис. 2.4).

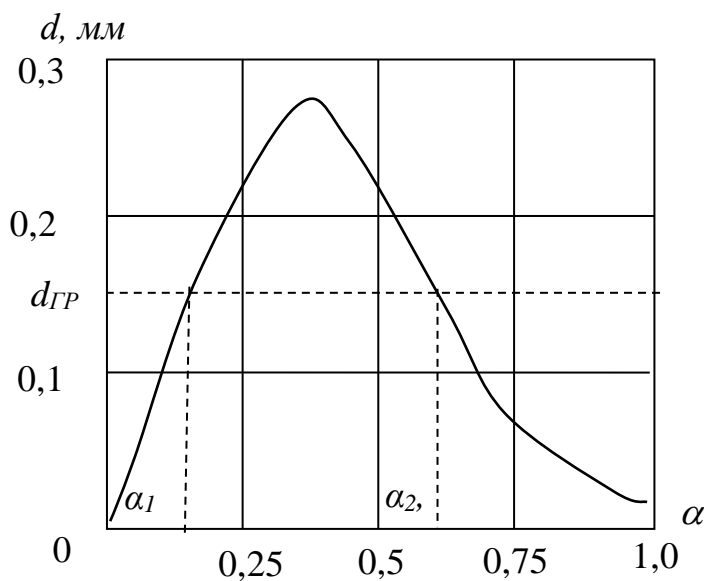


Рисунок 2.4 – Залежність крупності частинок у фракціях розкриття від вмісту цінного мінералу

Це вже одразу дозволить визначити інтегральні показники в над- і підрешітних продуктах за очевидними співвідношеннями:

$$\bar{\alpha}_{ПР} = \frac{\int_{\alpha_{\min}}^{\alpha_1} \alpha \cdot P(\alpha) \cdot f(\alpha) d\alpha + \int_{\alpha_2}^{\alpha_{\max}} \alpha \cdot P(\alpha) \cdot f(\alpha) d\alpha}{\int_{\alpha_{\min}}^{\alpha_1} P(\alpha) \cdot f(\alpha) d\alpha + \int_{\alpha_2}^{\alpha_{\max}} P(\alpha) \cdot f(\alpha) d\alpha};$$

$$\bar{\alpha}_{HP} = \frac{\int_{\alpha_1}^{\alpha_2} \alpha \cdot P(\alpha) \cdot f(\alpha) d\alpha}{\int_{\alpha_1}^{\alpha_2} P(\alpha) \cdot f(\alpha) d\alpha};$$

де $P(\alpha)$ – сепараційна характеристика розділового апарату за крупністю.

Для отримання функцій розподілу зростків у продуктах розділення необхідно змінити межі інтегрування у виразах для P_P , P_{P3} , P_H , P_{H3} .

Припустимо, що $d_\Gamma = 2d_{BK}$. Тоді, порівнюючи значення границь з цим числом, розрахуємо кількість зростків, що перейшли в над- і підрешітний продукти:

$$P_{H3}^H = (1 - \alpha_n) \cdot \int_{0_\Gamma}^{\infty} f(d) \partial d;$$

$$P_{H3}^\Pi = (1 - \alpha_n) \cdot \left(\int_0^{r_{BK}} \frac{d}{d_{BK}} \cdot f(d) \partial d + \int_{r_{BK}}^{d_\Gamma} f(d) \partial d \right);$$

$$P_{P3}^H = \alpha_n \cdot \int_{d_\Gamma}^{\infty} f(d) \partial d;$$

$$P_{P3}^\Pi = \alpha_n \cdot \left(\int_0^{d_{BK}} \frac{d}{d_{BK}} \cdot f(d) \partial d + \int_{d_{BK}}^{d_\Gamma} f(d) \partial d \right).$$

Така подія типова для дроблення і, якщо припустити, що $d_\Gamma = 2l_P$, і підставити замість крупності вкраплення довжину прошарку, то отримаємо необхідні величини. Вміст цінного компонента в продуктах розділення наступний:

$$\alpha^\Pi = \frac{P_P \cdot \alpha_{P\Pi} + P_{P3}^\Pi \cdot \alpha_{P3} + P_{H3}^\Pi \cdot \alpha_{H3} + P_H \cdot \alpha_{H\Pi}}{P_P + P_{P3}^\Pi + P_{H3}^\Pi + P_H};$$

$$\alpha^H = \frac{P_{P3}^H \cdot \alpha_{P3} + P_{H3}^H \cdot \alpha_{H3}}{P_{P3}^H + P_{H3}^H}.$$

Контрольне завдання

1. Відповідно до рис. 2.4 розрахуйте середні крупності над- та підрешітного продуктів.

2.4. Розкриття цінного мінералу у другій та наступних стадіях подрібнення

Після первинного подрібнення структура руди порушується і про природне вкраплення говорити не має сенсу. Вкраплення утворюється з рудних включень у зростках. Вторинне подрібнення сприяє подальшому розкриттю цих зростків.

Так з багатих зростків утворюються:

відкриті рудні зерна – $PPЗ$;

відкриті нерудні зерна – $HPЗ$;

багаті зростки - $PЗPЗ$;

бідні зростки - $НЗPЗ$.

З бідних зростків утворюються такі ж фракції: $PHЗ$, $HHЗ$, $PZHЗ$, $НZHЗ$.

Відмінність одного типу зростків від іншого полягає в середньому (об'ємному) вмісті в них цінного мінералу: у багатих – $\alpha_{PЗ}$; у бідних – $\alpha_{HЗ}$. Розмір вкраплення залежить від розмірів частинки d_q . Тоді:

$$d_{BKHЗ} = d_q \cdot \sqrt[3]{\alpha_{HЗ}}; \quad d_{BKPЗ} = d_q \cdot \sqrt[3]{\alpha_{PЗ}}.$$

Відмінність між багатими та бідними зростками була визначена початковим вмістом цінного мінералу, що становить 0,35...0,4. Коли з підготовленого продукту видаляється відкрита фракція, тоді проміжним продуктом є зростки, а вміст у ньому цінного мінералу буде таким самим, як у вихідній руді, тобто α_n .

Коли технологія збагачення будується за принципом видалення відкритих фракцій після кожної підготовчої операції, тоді можна припустити, що вихідна інформація для розрахунків показників розкриття така:

$$\alpha_{ni} = \alpha_n = const$$

$$P_{Pi} = 0; \quad P_{Hi} = 0; \quad P_{PЗi} = \alpha_n; \quad P_{HЗi} = 1 - \alpha_n;$$

$$\alpha_{PЗi} = \frac{1 + \alpha_n}{2}; \quad P_{HЗi} = \frac{\alpha_n}{2};$$

$$d_{BKPЗi} = d_q \cdot \sqrt[3]{\alpha_{PЗi}}; \quad d_{BKHЗi} = d_q \cdot \sqrt[3]{\alpha_{HЗi}}.$$

Розрахункові співвідношення мають вигляд:

$$P_{PPЗ} = \alpha_{PЗi} \cdot \int_0^{d_{BKPЗi}} \left(1 - \frac{d}{d_{BKPЗi}}\right) \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{HP3} = (1 - \alpha_{P3i}) \cdot \int_0^{d-d_{BKP3i}} \left(1 - \frac{d}{d_u - d_{BKP3i}}\right) \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{P3P3} = \alpha_{P3i} \cdot \int_0^{d_{BKP3i}} \frac{d}{d_{BKP3i}} \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{H3P3} = (1 - \alpha_{P3i}) \cdot \int_0^{d-d_{BKP3i}} \frac{d}{d_u - d_{BKP3i}} \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{PH3} = \alpha_{H3i} \cdot \int_0^{d_{BKH3i}} \left(1 - \frac{d}{d_{BKH3i}}\right) \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{HH3} = (1 - \alpha_{H3i}) \cdot \int_0^{d-d_{BKH3i}} \left(1 - \frac{d}{d_u - d_{BKH3i}}\right) \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{P3H3} = \alpha_{H3i} \cdot \int_0^{d_{BKH3i}} \frac{d}{d_{BKH3i}} \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{H3H3} = (1 - \alpha_{H3i}) \cdot \int_0^{d-d_{BKH3i}} \frac{d}{d_u - d_{BKH3i}} \cdot f(d) \partial d.$$

Тоді кінцеві показники будуть такими:

$$P_{Pi} = P_{Pvx} + P_{PP3} + P_{PH3};$$

$$P_{Hi} = P_{Hvx} + P_{HP3} + P_{HH3};$$

$$P_{P3i} = P_{P3P3} + P_{P3H3};$$

$$P_{H3i} = P_{H3P3} + P_{H3H3}.$$

Коли відкрита нерудна фракція не видаляється з наступної технологічної переробки, тоді необхідно вводити штучне обмеження. Припустимо що у деякій стадії збагачення розподіл зростків має вигляд, як на рис.2.5.

В цьому випадку середній вміст цінного мінералу у зростках становитиме:

у багатих зростках, вміст яких дорівнює:

$$P_{P3} = P_{P31} + P_{P32};$$

$$\alpha_{P3} = \frac{P_{P31} \cdot 0,5 \cdot (1 + \beta_{III}) + P_{P32} \cdot 0,5 \cdot (\alpha_n + \beta_{III})}{P_{P31} + P_{P32}}$$

у бідних зростках, вміст яких:

$$P_{H3} = P_{H31} + P_{H32};$$

$$\alpha_{H3} = 0,5 \cdot \alpha_n.$$

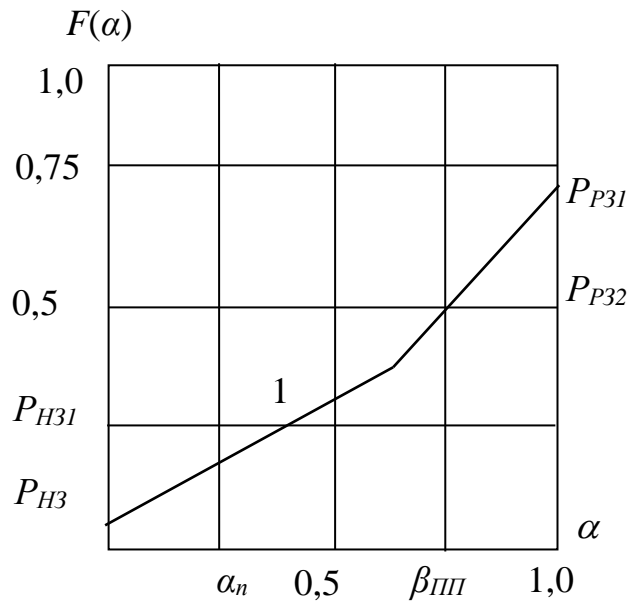


Рисунок 2.5 – Функція розкриття цінного мінералу

Якщо ж припустити, що кожен клас крупності подрібнюється незалежно один від одного і розподіл уламків при подрібненні залежить від розміру частинок – чим дрібніше клас крупності, тим твердіше стає тіло, тоді розрахунок розкриття стає досить громіздким. Крім того, необхідно мати можливість у будь-який спосіб оцінювати такі розподіли. Поки що це можна зробити експериментально.

Для цього необхідно мати безліч функцій розподілу частинок за крупністю, що виходять після подрібнення кожного вузького класу. Залежно від виду подрібнення ці функції змінюються. Проте головним залишається те, що функції $f(d/d_ч)$ існують. Ці функції представлені на рис. 2.6, а їх приріст зведено в табл. 2.1 (рядки).

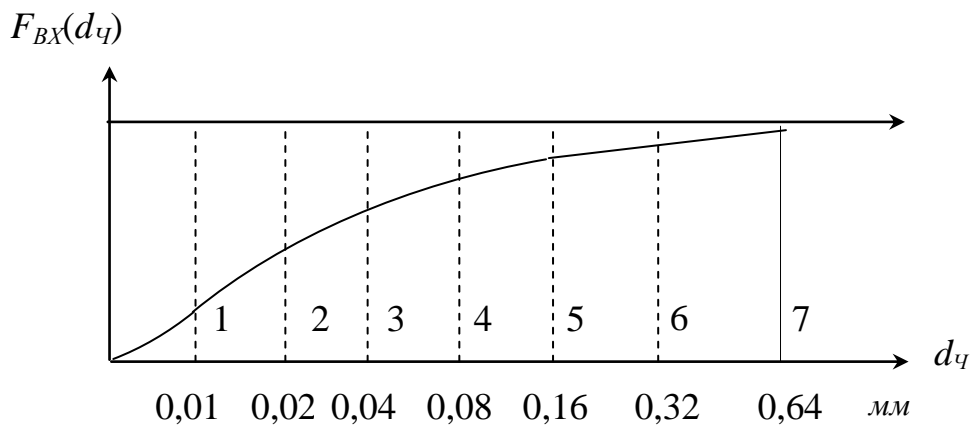


Рисунок 2.6 – Функція розподілу частинок на вході подрібнення

На вхід апарату для подрібнення надходить продукт з функцією розподілу за крупністю ΔF_{BX} .

Виконаємо розрахунок розкриття при таких початкових даних:

$$\alpha_{H3} = 0,15; \quad \alpha_{P3} = 0,65; \quad \sqrt[3]{0,15} = 0,53; \quad \sqrt[3]{0,65} = 0,866; \quad r_{BK} = d_{\text{ч}} - d_{BK};$$

$$P_{P3} = 0,45; \quad P_{H3} = 0,3; \quad P_P = 0,15; \quad P_H = 0,1.$$

Розрахунки представимо у вигляді таблиць. Початкові дані наведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Початкові дані до розрахунків розкриття у другій стадії подрібнення

	Функції розподілу частинок, що отримані після подрібнення окремих класів крупності							Розмір вкраплення рудної фази у зростках			
								d_{BKP3}	d_{BKH3}	r_{BKP3}	r_{BKH3}
ΔF_1	1							0,0086	0,0053	0,0015	0,0047
ΔF_2	0,3	0,7						0,017	0,01	0,003	0,01
ΔF_3	0,2	0,3	0,5					0,034	0,02	0,006	0,02
ΔF_4	0,25	0,25	0,25	0,25				0,069	0,04	0,011	0,04
ΔF_5	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2			0,137	0,08	0,023	0,08
ΔF_6	0,3	0,25	0,2	0,2	0,15	0		0,27	0,16	0,05	0,16
ΔF_7	0,35	0,25	0,2	0,15	0,05	0	0	0,54	0,32	0,1	0,32
ΔF_{BX}	0,12	0,28	0,22	0,15	0,08	0,08	0,07				
$d, \text{мм}$	0,01	0,02	0,04	0,08	0,16	0,32	0,64				

У табл.2.1 записуємо добутки збільшення функцій розподілу уламків на збільшення вхідної функції розподілу частинок, т.т.

$$P_{PP3} = \alpha_{P3} \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \left(1 - \frac{d_j}{d_{BK_i}}\right) \cdot \Delta F_i(d^{\circ}_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{P3P3} = \alpha_{P3} \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \frac{d_j}{d_{BK_i}} \cdot \Delta F_i(d^{\circ}_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{HP3} = (1 - \alpha_{P3}) \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \left(1 - \frac{d_j}{r_{BK_i}}\right) \cdot \Delta F_i(d^{\circ}_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{H3P3} = (1 - \alpha_{P3}) \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \frac{d_j}{r_{BK_i}} \cdot \Delta F_i(d^{\circ}_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{PH3} = \alpha_{H3} \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \left(1 - \frac{d_j}{d_{BK_{H3}}}\right) \cdot \Delta F_i(d^{\circ}_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{PЗНЗ} = \alpha_{НЗ} \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \frac{d_j}{d_{ВКНЗ}} \cdot \Delta F_i(d^\circ_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{ННЗ} = (1 - \alpha_{НЗ}) \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \left(1 - \frac{d_j}{r_{ВКНЗ}}\right) \cdot \Delta F_i(d^\circ_j) \cdot \Delta F_i(d_u);$$

$$P_{НЗНЗ} = (1 - \alpha_{НЗ}) \cdot \sum_{j=1}^n \sum_{i=1}^n \frac{d_j}{r_{ВКНЗ}} \cdot \Delta F_i(d^\circ_j) \cdot \Delta F_i(d_u).$$

У табл. 2.2 запишемо проміжні дані.

Останній рядок табл. 2.2 включає суми елементів стовбців.

Надалі складаємо таблиці, де записуємо ймовірності появи відкритих зерен або зростків і відповідні їм виходи продуктів, частинки яких можуть містити ці фази.

Таблиця 2.2 – Проміжні дані до розрахунків розкриття у другій стадії подрібнення

d	0,01	0,02	0,04	0,08	0,16	0,32	0,64
Добутки $\Delta F_i \Delta F_{ВХ} = G_{i,j}$ i – номер рядка j - номер стовпця	0,12						
	0,084	0,196					
	0,044	0,066	0,11				
	0,037	0,038	0,038	0,038			
	0,024	0,016	0,016	0,016	0,016		
	0,016	0,02	0,016	0,016	0,012	0,0	
	0,024	0,017	0,014	0,01	0,0035	0	0,0
Інтегральна функція розподілу всіх уламків	0,349	0,35	0,19	0,08	0,03	0	0

Складаємо різниці $V = 1 - d/d_{ВКРЗ}$ та значення заносимо в табл. 2.3 (перші елементи у клітинах). Другі елементи клітин цієї таблиці – це добуток елементів табл. 2.2 на верхні елементи табл. 2.3, тобто вихід відповідної фази продукту, що відповідає ймовірності виходу відкритого рудного зерна з багатого зростка.

Складемо відношення крупностей до вкраплення $d/d_{ВКРЗ}$, і значення записуємо в табл. 2.4 (перші елементи у клітинах), що відповідає утворенню багатого зростка з багатого зростка. Другі елементи є добуток елементів відповідних клітин на елементи табл. 2.3. Усі наступні табл. 2.5–2.10 складаються за таким же правилом, як і табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Розрахунок кількості відкритих рудних зерен, що утворилися із багатих зростків

d		0						
0,01	V $V \cdot G_{i,j}$	0,42 0,035	0					
0,02	V $V \cdot G_{i,j}$	0,72 0,032	0,42 0,028	0				
0,04	V $V \cdot G_{i,j}$	0,86 0,032	0,72 0,027	0,42 0,016	0			
0,08	V $V \cdot G_{i,j}$	0,93 0,022	0,86 0,014	0,72 0,011	0,42 0,006	0		
0,16	V $V \cdot G_{i,j}$	0,963 0,015	0,93 0,018	0,86 0,014	0,72 0,011	0,42 0,005	0	
0,32	V $V \cdot G_{i,j}$	0,972 0,023	0,963 0,016	0,93 0,013	0,86 0,0086	0,72 0,002	0,42 0	0
Інтегральна функція розподілу		0,159	0,103	0,054	0,025	0,007		$\Sigma_{PP3} = 0,348$

Таблиця 2.4 – Розрахунок кількості багатих зростків, що утворилися із багатих зростків

1 0,12						
0,58 0,05	1 0,196					
0,29 0,013	0,58 0,038	1 0,11				
0,14 0,005	0,29 0,01	0,58 0,019	1 0,038			
0,07 0,0015	0,14 0,002	0,29 0,005	0,58 0,008	1 0,016		
0,037 0,0006	0,07 0,0014	0,14 0,002	0,29 0,005	0,58 0,006	1 0	
0,018 0,0004	0,037 0,0006	0,07 0,001	0,14 0,0014	0,29 0,001	0,58 0	1 0
0,19	0,25	0,137	0,05	0,023		$\Sigma_{P3P3} = 0,65$

Складаємо різниці $1 - d/d_{ВКНЗ}$ та їх значення заносимо в табл. 2.5, що відповідає утворенню відкритого рудного зерна з бідного зростка.

Таблиця 2.5 – Розрахунок кількості відкритих рудних зерен, що утворилися із бідних зростків

0						
0	0					
0,5 0,022	0	0				
0,75 0,028	0,5 0,019	0	0			
0,875 0,021	0,75 0,012	0,5 0,008	0	0		
0,938 0,015	0,875 0,0175	0,75 0,012	0,5 0,008	0	0	
0,97 0,023	0,938 0,016	0,875 0,012	0,75 0,0075	0,5 0,0017	0	0
0,109	0,064	0,032	0,015	0,0017		$\Sigma_{PHЗ} = 0,1934$

Складаємо відношення $d/d_{BKНЗ}$ та їх значення записуємо у табл. 2.6, що відповідає утворенню багатого зростка з бідного.

Таблиця 2.6 – Розрахунок кількості багатих зростків, що утворилися із бідних зростків

1 0,12						
	1 0,196					
0,5 0,022	1 0,066	1 0,11				
0,25 0,009	0,5 0,018	1 0,038	1 0,038			
0,125 0,003	0,25 0,004	0,5 0,008	1 0,016	10,016		
0,0625 0,001	0,125 0,0025	0,25 0,004	0,5 0,008	1 0,012	1 0	
0,031 0,0007	0,0625 0,001	0,125 0,0017	0,25 0,002	0,5 0,0017	1 0	1 0
0,24	0,287	0,16	0,06	0,03		$\Sigma_{PHЗ} = 0,778$

Складаємо різниці $1-d/r_{BKРЗ}$ та їх значення заносимо в табл. 2.7, що відповідає утворенню бідних зростків із багатих зростків.

Таблиця 2.7 – Розрахунок кількості відкритих нерудних зерен, що утворилися із багатих зростків

0						
0	0					
0	0	0				
0,1 0,0037	0	0	0			
0,57 0,0137	0,1 0,0016	0	0	0		
0,8 0,013	0,57 0,01	0,1 0,0016	0	0	0	
0,9 0,021	0,8 0,011	0,57 0,008	0,1 0,001	0	0	0
0,051	0,022	0,0096	0,001			$\Sigma_{HP3} = 0,0836$

Складаємо відношення d/r_{BKP3} та їх значення заносимо до табл. 2.8, що відповідає утворенню бідних зростків із багатих.

Таблиця 2.8 – Розрахунок кількості бідних зростків, що утворилися із багатих зростків

1 0,12						
1 0,084	1 0,196					
1 0,044	1 0,066	1 0,11				
0,9 0,033	1 0,038	1 0,038	1 0,038			
0,43 0,01	0,9 0,014	1 0,016	1 0,016	1 0,016		
0,2 0,003	0,43 0,008	0,9 0,014	1 0,016	1 0,012	1 0	
0,1 0,0024	0,2 0,003	0,43 0,0065	0,9 0,009	1 0,0035	1 0	1 0
0,257	0,32	0,18	0,08	0,03		$\Sigma_{HP3} = 0,868$

Складаємо різниці $1-d/r_{BKH3}$ та їх значення заносимо в табл. 2.9, що відповідає утворенню відкритих нерудних зерен із бідних зростків.

Таблиця 2.9 – Розрахунок кількості відкритих нерудних зерен, що утворилися із бідних зростків

0						
0	0					
0,5 0,022	0	0				
0,75 0,028	0,5 0,019	0	0			
0,875 0,02	0,75 0,012	0,5 0,008	0	0		
0,918 0,015	0,875 0,015	0,75 0,012	0,5 0,008	0	0	
0,97 0,023	0,918 0,016	0,875 0,015	0,75 0,0075	0,5 0,0017	0	0
0,108	0,062	0,035	0,015	0,0017	$\Sigma_{HHZ} = 0,227$	

Складаємо відношення d/r_{BKHZ} та їх значення записуємо у табл. 2.10, що відповідає утворенню бідних зростків із бідних зростків.

Таблиця 2.10 – Розрахунок кількості бідних зростків, що утворилися із бідних зростків.

0,12 1						
0,084 1	0,196 1					
0,022 0,5	0,066 1	0,11 1				
0,009 0,25	0,019 0,5	0,038 1	0,038 1			
0,003 0,125	0,004 0,25	0,008 0,5	0,016 1	0,016 1		
0,001 0,0625	0,0025 0,125	0,004 0,25	0,008 0,5	0,012 1	0 1	
0,0007 0,031	0,001 0,0625	0,0017 0,125	0,0025 0,25	0,0017 0,5	0 1	0 1
0,24	0,29	0,16	0,065	0,03	$\Sigma_{HHZ} = 0,785$	

Записуємо остаточні співвідношення для отримання показників розкриття.

$$P_p = 0,3 \cdot 0,348 \cdot 0,15 + 0,1934 \cdot 0,45 \cdot 0,65 = 0,071;$$

$$P_H = 0,0836 \cdot 0,45 \cdot (1 - 0,15) + 0,227 \cdot 0,3 \cdot (1 - 0,65) = 0,056;$$

$$P_{H3} = 0,868 \cdot 0,3 \cdot (1 - 0,15) + 0,785 \cdot 0,45 \cdot (1 - 0,65) = 0,387;$$

$$P_{P3} = 0,776 \cdot 0,3 \cdot 0,15 + 0,45 \cdot 0,65 \cdot 0,65 = 0,218;$$

$$P_{\text{ВОбр}} = 0,071 + 0,056 + 0,387 + 0,218 = 0,74 \approx 0,75;$$

$$P_H = 0,071 + 0,15 = 0,22;$$

$$P_p = 0,056 + 0,1 = 0,156.$$

Похибка розрахунку становила 2%. Тому для наступних розрахунків можна виконати нормування з метою виключення накопичення похибок та уникнення суперечливих результатів.

Контрольне завдання

1. Зобразіть графіки зміни показників розкриття при зменшенні середньої крупності подрібнення частинок від 2 мм до 0 мм.

2. Виконайте нормування показників розкриття.

2.5. Показник розкриття рудного мінералу

Переважає більшість хімічних елементів знаходиться в природі у вигляді сполук, які утворюють мінерали (фр. *minéral*, від, пізно-лат. *minera* – руда). Мінерали – це хімічні сполуки елементів один або декілька з яких є цінними. Вони зосереджуються у вигляді вкраплень різної крупності, що в збагаченні корисних копалин прийнято називати вкрапленістю. Вкрапленість характеризується функцією розподілу за крупністю $f(d_{BK})$. Об'єднання мінералів більш-менш постійного мінералогічного складу, що утворюють самостійне тіло в земній корі, складають гірські породи. Ті з гірських порід, хімічний склад і фізичні властивості яких, дозволяють їх ефективно використовувати у сфері матеріального виробництва, відносяться до корисних копалин.

Збагачення корисних копалин має предметом виділення мінералів з необхідним хімічним елементом, що входить у поняття – цінний мінерал, а продукт виділення – цільовий продукт (концентрат). Для вилучення цінного мінералу його попередньо необхідно відокремити від інших мінералів, що утворюють цю гірську породу. Це досягається дробленням і подрібненням. У результаті подрібнення утворюються частинки різного розміру які

характеризуються функцією розподілу частинок за крупністю $f(d)$ (інтегральна функція $F(d_{BK})$). Оскільки руйнування гірської породи здійснюється як за границею вкраплення цінного мінералу так і за межами спаяності мінералів, то в результаті утворюються відкриті частинки цінного мінералу – відкриті рудні зерна (Р); відкриті частинки інших мінералів гірської породи – відкриті нерудні зерна (Н), а також частинки з поєднанням цінного мінералу та інших мінералів – зростки. У зростках може переважати цінний мінерал – багаті зростки (РЗ); або нецінні мінерали – бідні зростки (НЗ). Залежно від об'ємів відкритої фракції та зростків досягається певне розкриття цінного мінералу, яке в загальному випадку характеризується функцією розподілу зростків за вмістом у них цінного мінералу α при деякій середній крупності подрібнення (диференціальна функція – $\bar{d} \rightarrow f(\alpha|d)$, або інтегральна $\bar{d} \rightarrow F(\alpha|d)$), рис. 2.7. Вигляд цієї функції залежить від збагачувальних властивостей сировини: вкрапленості d_{BK} , подрібнюваності (міцності), вмісту цінного мінералу α_n . Результати подрібнення – функції розподілу частинок за крупністю, параметри якої залежать від подрібнюваності, але в результаті подрібнення проявляються всі показники міцності корисних копалин. Перші показники – те, що закладено природою при створенні родовища і вони можуть бути змінними, тобто. є некерованими параметрами сировини. Останнім є розподіл частинок за крупністю, який є керованим чинником і один із основних показників підготовки сировини до розділення. Головним завданням операції розділення є отримання частинок лише двох видів – відкритих рудних та нерудних зерен. Зростків не має бути. Це буде ідеальним розділенням, яке може бути реалізовано за умови, що середня крупність частинок прагне до нуля ($d \rightarrow 0$). У великих кусках руди вміст цінного мінералу однаковий, тобто коли середня крупність частинок $\bar{d} \rightarrow \infty$, зростки мають вміст цінного мінералу, який рівний його початковому вмісту α_n . При зменшенні крупності частинок (кусків) завдяки дробленню чи подрібненню, з'являються такі частинки у яких вміст цінного мінералу більше, або менше від початкового. Це багаті ($\alpha_{PЗ}$), або бідні ($\alpha_{НЗ}$) зростки. При подальшому зменшенні значення середньої крупності подрібнення вміст цінного мінералу в багатих і бідних зростках змінюється в залежності від розкриття і прагне, відповідно: $\alpha_{PЗ} \rightarrow 1$, а $\alpha_{НЗ} \rightarrow 0$; коли $\bar{d} \rightarrow 0$.

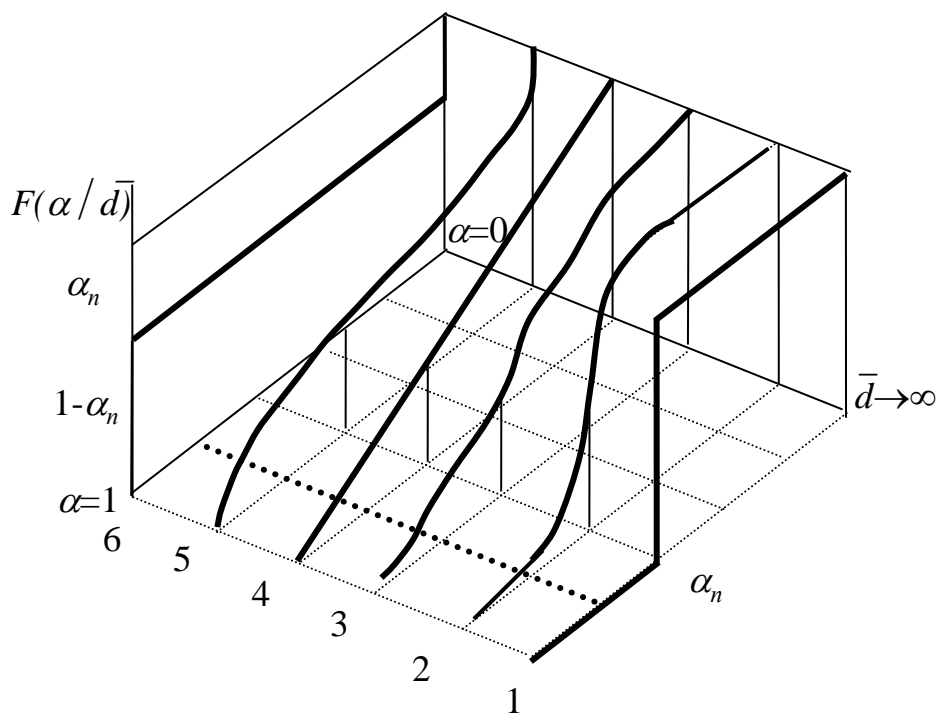
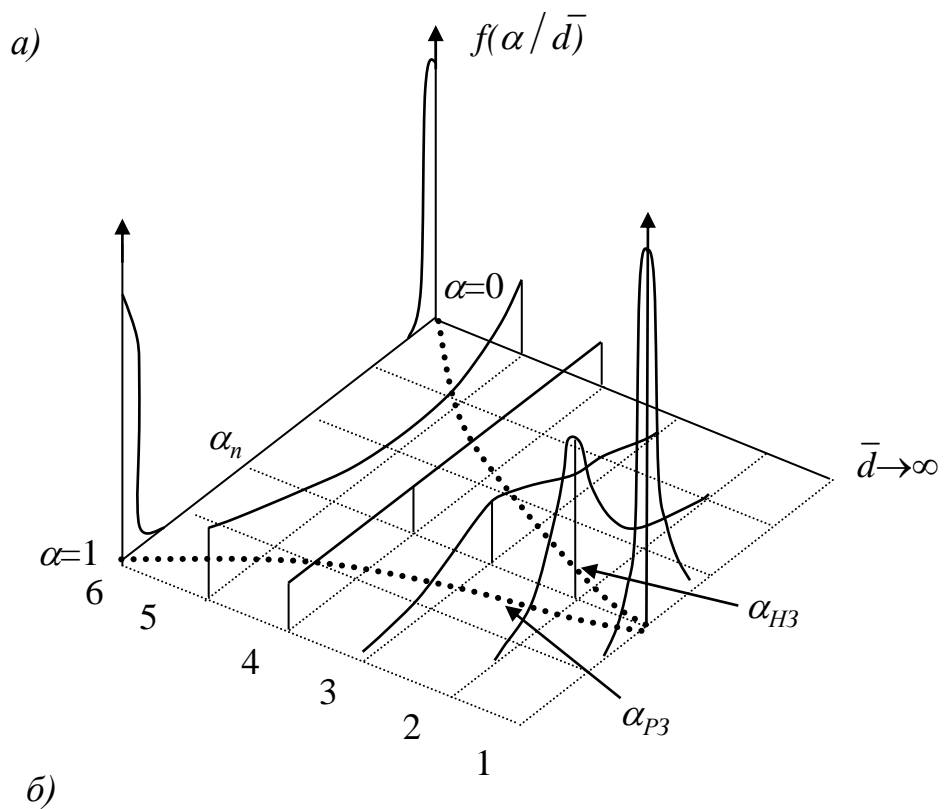


Рисунок 2.7 – Загальний вигляд функцій розподілу зростків при різних середніх розмірах частинок корисної копалини

a) – диференційної функції

b) – інтегральної функції

Для того, щоб виділити частинки із заданим вмістом цінного мінералу, необхідно функцію розподілу зростків певним чином «розрізати». Гіпотетично це досягається проведенням вертикалі на графіку функції $F(\alpha)$ в бажаній точці розділення. Тоді фракції, що розташовуються праворуч від вертикалі, утворюватимуть збагачену фракцію, а ті, що ліворуч від вертикалі - збіднену.

Завдання збагачення корисних копалин у тому, щоб збагачений продукт мав вміст цінного мінералу більший за вміст у початковому продукті $\beta > \alpha_n$, а збіднений продукт - $\alpha_n > \nu$. Тобто основним критерієм відмінності продуктів розділення є початковий вміст цінного мінералу.

У промисловості таке розділення здійснюється за допомогою апаратів, у яких розділові властивості характеризуються не вертикаллю, а похилою, складнішою кривою, що називається сепараційною характеристикою. Сепараційна характеристика відображає ймовірність переходу вузьких фракцій продукту в збагачений продукт. Чим більше сепараційна характеристика відрізняється від ступінчастої функції, тим гірші розділові властивості апарату. Збагачувачі називають ступінчасту функцію ідеальною сепараційною характеристикою.

З викладеного виходить, що оцінка якості розділення може бути виконана не враховуючи показників підготовки сировини. Отже, розглянемо загальні аспекти оцінки якості процесів розділення.

Технологічні критерії дозволяють незалежно від показників підготовки сировини за показниками розділення оцінити його якість. Чим вище значення критерію, тим краще поєднуються показники підготовленої сировини та розділові властивості сепараційного процесу.

При подрібненні розкриваються вкраплення цінного мінералу розмір яких d_{BK} . Нерудна фаза має розмір $r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_n}} - 1 \right)$, якщо вміст цінного мінералу у матеріалі подрібнення $\alpha_n \leq 0,65$.

Збільшення крупності подрібнення може призвести до такої ситуації, коли відкритих фракцій нічого очікувати (рис. 2.7, 2.8, графік 3), а наступне збільшення крупності призведе до того, що функція розподілу прийме вид графіку 2 (рис. 2.7, 2.8) та графіку 1.

Граничні значення вмісту цінного мінералу в частинках залежно від їх крупності визначимо на підставі деякої моделі будови руди. Припустимо це буде матрична будова. Існують функції, що

пов'язують розмір частинок d з граничним вмістом у них цінного мінералу, якщо відомі текстурно-структурні ознаки руди і вміст цінного мінералу. Ці залежності мають вигляд:

– для максимального значення:

$$\alpha_{MAX} = \left(\frac{n+1}{n \cdot \sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_n} + 1}} \right);$$

– для мінімального значення:

$$\alpha_{MIN} = \left(\frac{n}{(n+1) \cdot \sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_n} - 1}} \right);$$

$$n = \text{int} \left(\frac{d}{L_{BK}} \right),$$

де d_{BK} – розмір вкраплення цінного мінералу; α_n – вміст цінного мінералу в моноліті руди; n – ціла частина кількості вимірів L_{BK} , що укладаються в діаметрі частинки.

Розкриттям можна характеризувати підготовлений до розділення матеріал, для чого необхідно певним чином провести його аналіз. Спробуємо виконати такий аналіз на мінімальній кількості вихідної інформації.

Нехай функція розподілу зростків $F(\alpha)$ подрібненої мінеральної сировини має вигляд, що показано на рис. 2.8, а.

Таким чином, щоб характеризувати розкриття цінного мінералу необхідно використовувати всю функцію розподілу зростків, що одержана в результаті підготовки матеріалу до розділення. На цій базі отримуємо:

$$R = \frac{P_P + P_{P3} \cdot \alpha_{P3}}{P_P + P_{P3}} - \frac{P_{H3} \cdot \alpha_{H3}}{P_H + P_{H3}}$$

Відповідно до гіпотез про ймовірний вид функції розподілу зростків можна записати такі співвідношення:

$$P_P + P_{P3} = \alpha_n; \quad P_H + P_{H3} = 1 - \alpha_n; \quad P_P = \alpha_n - P_{P3};$$

$$\alpha_{P3} = \frac{\alpha_n + \alpha_{MAX}}{2}; \quad \alpha_{H3} = \frac{\alpha_n + \alpha_{MIN}}{2}.$$

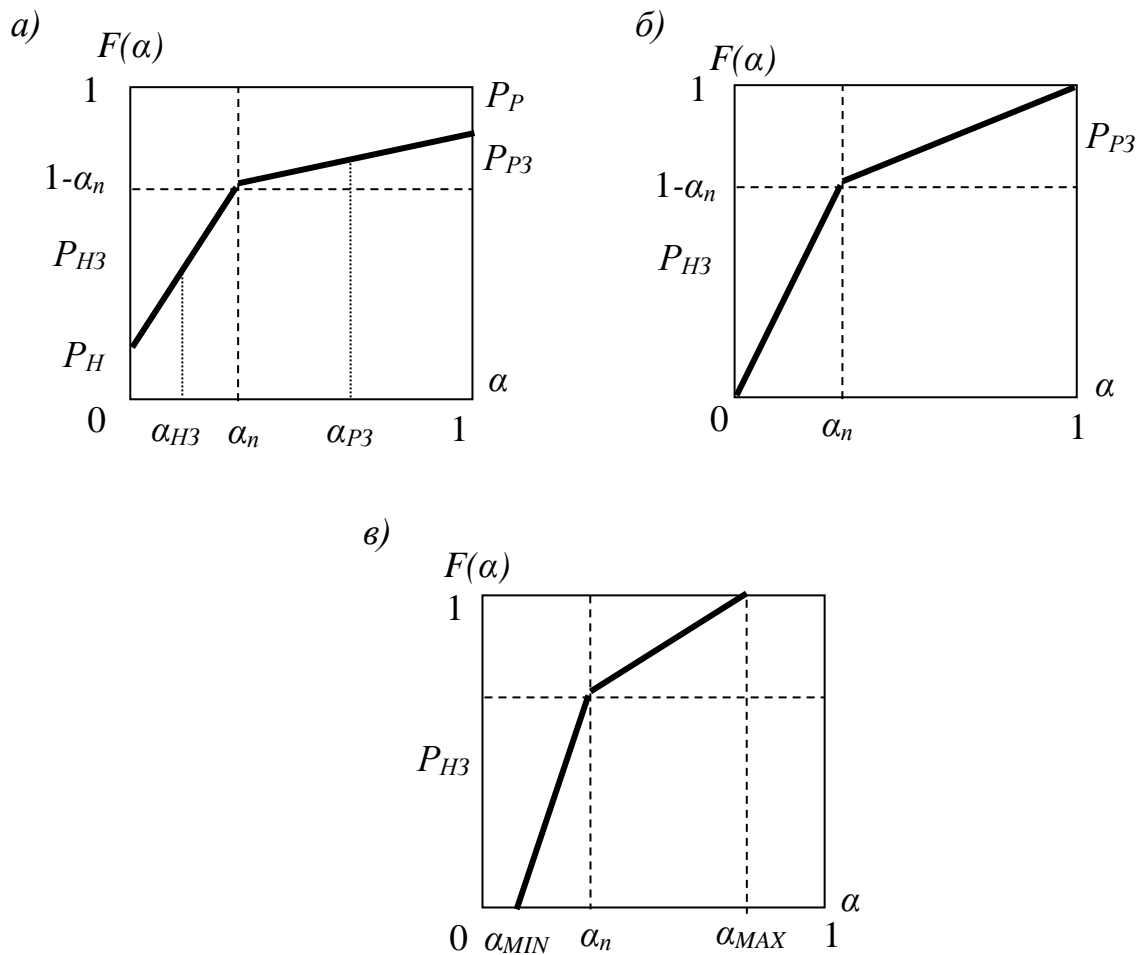


Рисунок 2.8 – Функції розподілу зростків у залежності від крупності подрібнення: а) – $R > 0,5$
 б) – $R = 0,5$
 в) – $R < 0,5$

Коли розмір частинок сумірний в порівнянні із розміром вкраплення, а функція розподілу фракцій включає всі можливі фракції, тоді:

$$R = 1 - \frac{P_{P3}}{2 \cdot \alpha_n} \cdot (2 - (\alpha_n + \alpha_{MAX})) - \frac{P_{H3}}{2 \cdot (1 - \alpha_n)} \cdot (\alpha_n + \alpha_{MIN}).$$

Отже, що більше зростків, то менше розкриття і якщо припустити, що відкритих фракцій немає, але вміст цінного мінералу в зростках коливається $0 \leq \alpha \leq 1$ (рис. 2.8, б), тоді:

$$P_{P3} = \alpha_n; \quad P_{H3} = 1 - \alpha_n;$$

$$\alpha_{MAX} = 1; \quad \alpha_{MIN} = 0;$$

$$R = 1 - \frac{1}{2} \cdot (2 - (\alpha_n + 1)) - \frac{1}{2} \cdot \alpha_n = 0,5$$

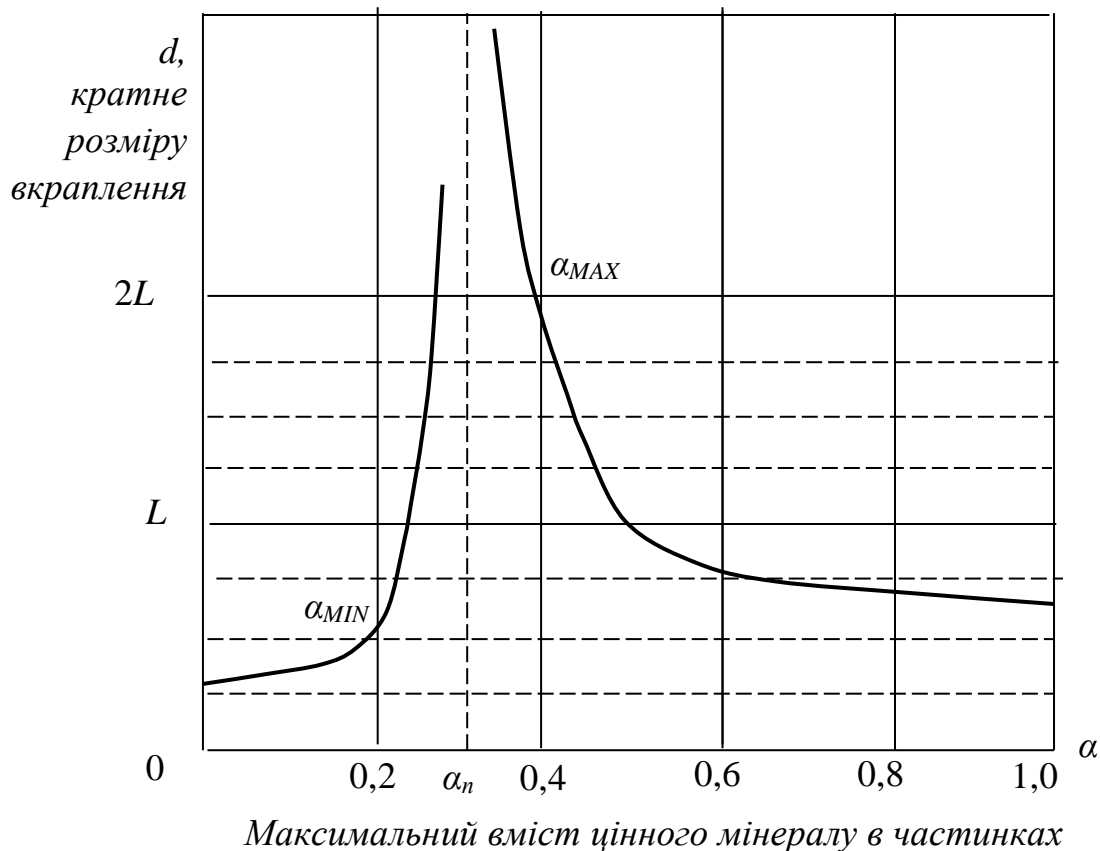


Рисунок 2.9 – Криві граничних значень максимального вмісту цінного мінералу в частинках заданого класу

Якщо у функції розподілу фракцій немає зростків, а в наявності лише відкриті рудні та нерудні зерна, то розкриття відповідає 1 (одиниці).

Таким чином, при тонкому подрібненні та у відсутності відкритих фракцій розкриття становить $R=0,5$.

Якщо $R < 0,5$, це означає, що немає відкритої фракції і сепарація продукту недоцільна: багаті фракції не вийде, а придатної у відходи немає (рис. 2.8, в).

Максимальне розкриття ($R=1$) буде лише у тому випадку, якщо вміст будь-якого виду зростків буде нульовим. (рис. 2.7, поз.6).

При крупному подрібненні, коли зростки містять кілька елементарних циклів вкраплення L_{BK} і в наступному зростанні крупності (рис. 2.7, поз.1):

$$\alpha_{MAX} = \alpha_{MIN} = \alpha_n;$$

тоді, розкриття складає:

$$R = 1 - \frac{\alpha_n}{2 \cdot \alpha_n} \cdot (2 - (\alpha_n + \alpha_n)) - \frac{(1 - \alpha_n)}{2 \cdot (1 - \alpha_n)} \cdot (\alpha_n + \alpha_n) = 0.$$

Отже, критерій задовольняє основним принципам побудови критеріїв, позитивний, змінюється в межах $0 \leq R \leq 1$, чутливий до зміни будь-якої із збагачувальних ознак сировини.

Контрольне завдання

1 На рис. 2.9 показано зміну вмісту цінного мінералу в частинках зі збільшенням їх крупності. Зобразіть у вигляді графіка зміну розкриття за тих самих умов.

2.6. Класифікація у спіральних класифікаторах

Для ідентифікації технологічних апаратів будь-якого типу достатньо зробити одиночне випробування в типовому режимі роботи: взяти проби на вході та виходах, а потім, після їх обробки, провести математичні дії з отримання необхідних кривих.

Для розділення в гідроциклонах операція ідентифікації нічим не відрізняється від викладеного раніше алгоритму.

Якщо немає можливості експериментально отримати сепараційну характеристику, то її необхідно орієнтовно визначити за довідковими даними, що можна зробити, за наступним алгоритмом.

Згідно довідника зі збагачення руд знаходимо усереднені функції розподілу частинок за крупністю у початковому потоку класифікатора $F_{ПК}(d)$, та в його продуктах розділення: зливі $F_{ЗК}(d)$ і пісках $F_{ПСК}(d)$. Всі ці функції складаються у вигляді зростаючих кривих в інтервалі.

$$F_i(0) = 0; \quad 0 < F_i(d) \leq F_i(d_{MAX}); \quad F_i(d_{MAX}) = 1.$$

Розбиваємо весь діапазон зміни крупності $0 < d \leq d_{MAX}$ на інтервали Δd . Оскільки зміна крупності в збагаченні нерівномірна, а збільшується від нуля з коефіцієнтом $\sqrt{3}$, то шкалу крупностей приймаємо стандартну табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Стандартна шкала крупностей

d	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	...
мм	0	0,01	0,02	0,05	0,1	0,2	0,5	1,0	2,0	5,0	

При цих значеннях аргументу відмічаємо відповідні значення функції, та отримуємо (табл. 2.12).

Таблиця 2.12 – Значення аргументу за стандартною шкалою крупностей

d	0	0,01	0,02	0,05	0,1	0,2	0,5	1,0	2,0
$F_{ПК}(d)$	0	$F_{ПК1}$	$F_{ПК2}$	$F_{ПК3}$	$F_{ПК4}$	$F_{ПК5}$	$F_{ПК6}$	$F_{ПК7}$	$F_{ПК8}$
$F_{ЗК}(d)$	0	$F_{ЗК1}$	$F_{ЗК2}$	$F_{ЗК3}$	$F_{ЗК4}$
$F_{ПСК}(d)$	0	$F_{ПСК1}$	$F_{ПСК2}$	$F_{ПСК3}$

Розраховуємо збільшення $\Delta F_i = F_{i(j+1)} - F_{ij}$ кожної функції, та отримуємо таблицю збільшень (табл. 2.13).

Таблиця 2.13 – Таблиця збільшення

№	0	1	2	3	4	5	6	7	8
d	0	0,01	0,02	0,05	0,1	0,2	0,5	1,0	2,0
$F_{ПК}$	0	$\Delta F_{ПК1}$	$\Delta F_{ПК2}$	$\Delta F_{ПК3}$	$\Delta F_{ПК4}$	$\Delta F_{ПК(n-1)}$	
$F_{ЗК}$	0	$\Delta F_{ЗК1}$	$\Delta F_{ЗК2}$	$\Delta F_{ЗК3}$	
$F_{ПСК}$	0	$\Delta F_{ПСК1}$	$\Delta F_{ПСК2}$	$\Delta F_{ПСК3}$	

Складаємо між собою, наприклад, п'ять перших значень кожної функції та маємо вмісти класу, у даному разі: $p_{i(-0,2)} = \sum_{j=1}^5 \Delta F_i(d)$,

тобто $p_{ПК(-0,2)}$, $p_{ЗК(-0,2)}$, $p_{ПСК(-0,2)}$, на підставі яких визначаємо вихід у злив:

$$\gamma_{ЗК} = \frac{P_{ПК(-0,2)} - P_{ПСК(-0,2)}}{P_{ЗК(-0,2)} - P_{ПСК(-0,2)}};$$

та визначаємо сепараційну характеристику:

$$P_{ЗК}(d_j) = \gamma_{ЗК} \frac{\Delta F_{ЗК}(d_j)}{\Delta F_{ПК}(d_j)}.$$

Аналогічні дії проводяться і для подрібнення, сепарації, розділення в будь-якому технологічному апараті.

Багатопродуктові розділові апарати найчастіше використовуються в спеціальних, лабораторних технологіях і на них зупинятися не будемо.

Контрольне завдання

1. Зобразіть у вигляді графіка сепараційну характеристику класифікатора.

2.7. Ідентифікація сепараційної характеристики у відповідності з параметрами сировини

Відомо, що при розробці технології збагачення корисної копалини не користуються типовими схемами: кожна сировина має свої особливості, від яких залежать технологічні рішення.

Модель структури рудного вкраплення можна розглядати як деяку просторову решітку, у вузлах якої перебувають зерна рудного мінералу. Руду розглянемо як двокомпонентну систему цінного мінералу і порожньої породи, співвідношення між якими визначається вмістом одного з них α_n . Характер розподілу цінного мінералу залежить від крупності вкраплення d_{BK} . Середня відстань між частинками рудного вкраплення за умови матричної будови руди, становить:

$$r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_n}} - 1 \right).$$

Тут у чисельнику стоїть максимальний вміст цінного мінералу, при якому рудна фаза стає безперервною, а нерудна вкрапленою.

Найкраще розділення у сепараторі отримується в тому випадку, якщо між розкриттям цінного компоненту і сепараційною характеристикою спостерігається певна відповідність. Вона полягає в тому, що похідна від сепараційної характеристики $P'(\alpha)$ у точці її перегину α_n і показник розкриття R пов'язані співвідношенням:

$$P'(\alpha) = \frac{K}{R}.$$

Однак, це відношення при великих показниках розкриття обмежене і тому доцільно скористатися деякою корекцією його як:

$$P'(\alpha) = \frac{1}{R} - 1.$$

Тут перекривається весь діапазон зміни вмісту цінного компоненту.

Відповідно до графіків на рис. 2.10 можна побудувати сепараційну характеристику, яка буде відповідати заданим вимогам і

передбачати найкраще розділення підготовленої руди з відомими параметрами.

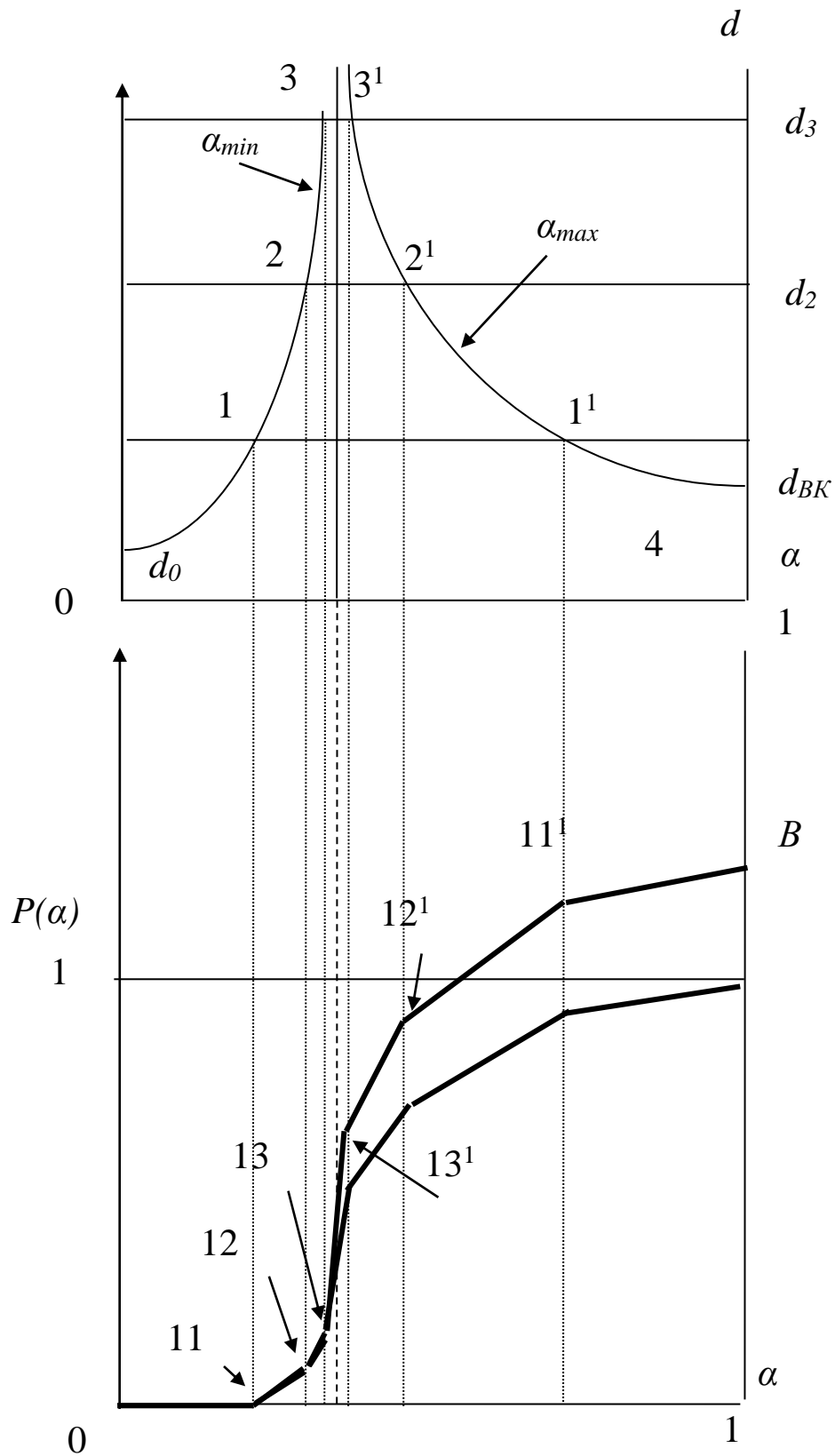


Рисунок 2.10. – Схема до побудови сепараційної характеристики

Для цього графіки на рис. 2.10 розташуємо вертикально і під ними підготуємо поле для побудови сепараційної характеристики.

З точок перетину графіків функцій α_{min} і α_{max} з горизонталями при вибраних значеннях класів крупності $d_i = 1, 1', 2, 2', 3, 3', \dots$ проводимо вертикалі на підготовлене поле для характеристики $P(\alpha)$.

Відправним пунктом побудови сепараційної характеристики є горизонталь $0 - 1$ для графіків α_{min} і α_{max} . Ця горизонталь характеризує крупність де розкриття цінного мінералу повне, тобто. $R = 1$.

Мінімальне значення вмісту цінного мінералу у цьому класі крупності становить 0, а максимальне – 1. Показник розкриття становить:

$$R_0 = \alpha_{max0} - \alpha_{min0} = 1 - 0 = 1.$$

Відповідно до цього показника, похідна сепараційної характеристики в цій точці складе:

$$P'(\alpha) = \frac{1}{R} - 1 = \frac{1}{1} - 1 = 0.$$

Похідна в цьому інтервалі нульова, отже, проводимо горизонтальний відрізок $0 - 11$ (рис. 2.10).

Переходимо до класу крупності d_1 на рис. 2.10. Точки 1 і 1^1 визначають значення, α_{min1} і α_{max1} на підставі яких знаходимо $R_1 = \alpha_{MAX} - \alpha_{MIN}$, а потім $P_1^1(\alpha) = \frac{1}{R_1} - 1 = tg\varphi$. Відповідно до

значення похідної визначаємо кут нахилу дотичної φ_1 на цьому відрізку і проводимо відрізок $11-12$ під кутом φ_1 .

Переходимо до класу крупності d_2 . Виконуємо всі дії з визначення кута нахилу дотичної і проводимо відрізок $12-13$. Так чинимо до тих пір, поки ламана лінія досягне ділянки, що відповідає середньому вмісту цінного мінералу в продукті, що розділяється.

Наступну побудову ведемо виходячи з вже існуючих значень кутів нахилу дотичних. Так відрізок 13^1-12^1 проводиться під таким же кутом як відрізок $12-13$; відрізок 12^1-11^1 - під кутом відрізка $11-12$.

Останній відрізок 11^1-B проводиться під кутом, який обчислюють на підставі показників, які знаходять для класу d_{BK} крупності.

У результаті виходить ламана лінія з нульовими початковими умовами, а кінцеве значення відповідатиме деякому значенню $B \neq 1$. Тож після побудови нормуємо отриману характеристику, тобто.

поділимо всі ординати ламаної лінії на кінцеве значення B . Отримуємо сепараційну характеристику, яка наближена до найкращих умов розділення.

Контрольне завдання

1. Побудуйте сепараційну характеристику для продукту, що має функцію розподілу зростків відповідно до рис. 2.9.

РОЗДІЛ 3. ПРИНЦИПИ ПОГОДЖЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ АПАРАТІВ

3.1. Погодження параметрів сировини та подрібнення

Послідовна установка технологічних апаратів, що виконують єдине завдання, насамперед передбачає узгодження продуктивності. Так, розділовий апарат зменшує витрату продуктів за своїми виходами, тому наступні апарати повинні бути з меншою продуктивністю. Крім того, номінальна продуктивність апарату передбачає, що показники якості вихідних потоків не виходять за допустимі межі. Звідси випливає, що узгодження апаратів означає в математичному плані узгодження їх операторів перетворення, найбільш зручними є системні характеристики. Вони містять мінімальну кількість параметрів і тому їхня ідентифікація є найменше громіздкою. Також вони включають параметри, які повністю характеризують об'єкт, тобто. це імовірність подій, пов'язаних з переробкою сировини. Розглянемо основні процеси, що застосовуються в збагаченні корисних копалин.

Основний процес – підготовчий. Це дроблення та подрібнення. Вони роз'єднують цінний мінерал і породу, що вміщується. Основною характеристикою цих процесів є гранулометричний склад. Це функція розподілу частинок за крупністю $F(d)$. Для того щоб ідентифікувати подрібнення, необхідно порівнювати початкову (вхідну) $F_{BX}(d)$ та вихідну $F_{ВИХ}(d)$ функції. Позитивно зарекомендував себе спосіб відношення цих величин: $A(d) = \frac{F_{ВИХ}(d)}{F_{BX}(d)}$, що є

подрібнювальною характеристикою, типовий вигляд якої зображений на рис. 3.1.

Вона має характерні точки. Вміст класів крупності $d > d_2$ зменшується, а крупності на виході млина $d < d_2$ збільшуються. Частинок, розміром $d < d_3$ на виході млина немає. Точка d_1 відповідає найбільшому вмісту даного класу крупності. За цими трьома точками має сенс узгоджувати подрібнення з параметрами корисної копалини, яке буде перероблятися даним апаратом.

Корисну копалину, яка може механічно збагачуватися, характеризують текстурно-структурними ознаками. Текстура може бути скарною або прошарковою. У будь-якому випадку вона

повністю характеризується розміром, потужністю, зосередженням цінного мінералу l_P , яке описується функцією розподілу $F(l_P)$. У цих зосередженнях вміст цінного мінералу α_P . Порода, що вміщує цінний мінерал або нерудні прошарки також характеризуються вмістом цінного мінералу α_P та його розміром l_H .

Середній вміст цінного мінералу:

$$\alpha_n = \frac{\alpha_{l_P} \cdot l_P + \alpha_{l_H} \cdot l_H}{l_P + l_H}$$

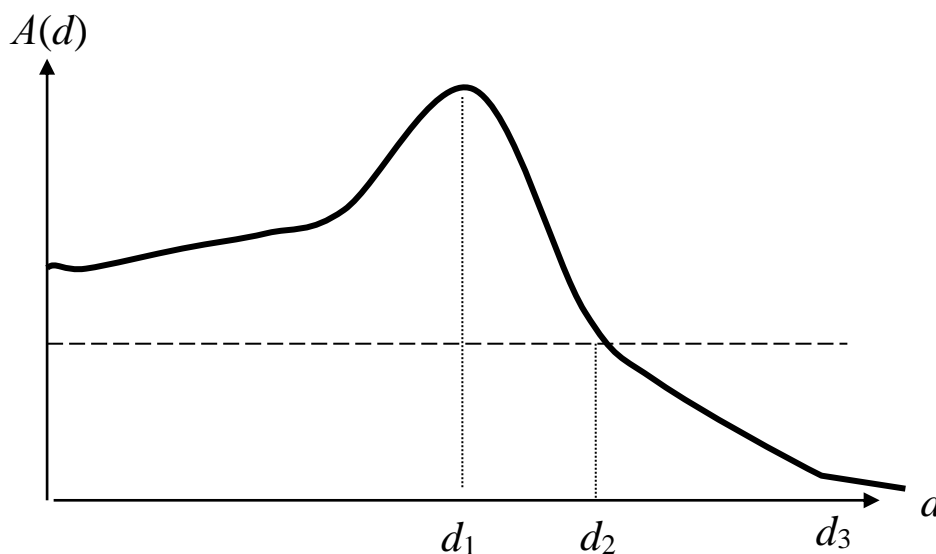


Рисунок 3.1 – Типова характеристика подрібнення

Ці концентрації цінного мінералу розкриваються дробленням.

Структура зосередження цінного мінералу характеризується вкрапленням d_{BK} , яке описується функцією розподілу $F(d_{BK})$. Вкраплення значно менше розміру прошарків і тому його розкриття здійснюється подрібненням. Розкриття буде відчутним, якщо величина d_1 буде меншою за текстурні l_P (для дроблення) або структурні d_{BK} (для подрібнення) ознак. Такі умови і будуть представляти узгодження параметрів підготовки з параметрами корисних копалин, якщо подальша переробка корисних копалин полягає у збільшенні його якісних показників.

Проведені міркування стосуються вибору параметрів, що забезпечують найкраще використання вже вибраного способу підготовки. Розглянемо далі розділення за крупністю. Воно носить найчастіше допоміжний характер, тому його відносять до підготовчих операцій. Тим паче, що розділення за крупністю

пов'язані з подрібненням. Оскільки існує послідовне з'єднання, то і апарати також необхідно узгоджувати.

Припустимо, що маємо сепараційну характеристику класифікатору і подрібнювальну характеристику млина. Класифікатор повинен виділяти готовий клас. Це такий клас, у якому можуть бути відкриті рудні зерна, тобто. клас крупності $d < d_{BK}$. Отже, сепараційна характеристика повинна своєю точкою перегину узгоджуватися з вкрапленням.

Розкритий певною мірою цінний мінерал характеризується функцією розподілу частинок $F(\alpha)$ за вмістом цінного компонента. Ця функція також має точку перегину з абсцисою. Частинки із $\alpha > \alpha_n$ складають багату фракцію, а ті у яких $\alpha < \alpha_n$ – бідну. Таким чином, точка α_n є дуже характерною і умови узгодження повинні бути пов'язані із нею.

Загальний принцип узгодження технологічних процесів полягає у визначенні характерних точок функцій розподілу, а потім на основі мети, яку буде виконувати технологія розташовувати їх (процеси) один щодо одного певним чином. Конкретні рекомендації можуть бути дані у разі, якщо чисельно сформульовані вимоги до процесів.

3.2. Узгодження характеристики підготовки та розділення при збагаченні сировини

Наскільки унікальне кожне родовище корисної копалини, настільки унікальними повинні бути і технологічні апарати для збагачення сировини з цього родовища, особливо розділові. Ця ідея важлива у збагаченні слабомагнітних мінералів, які недостатньо характеризувати одним (середнім) значенням розділової ознаки.

Потік частинок цінного мінералу, що йде на розділення, характеризується функцією розподілу розділової ознаки $f(\chi)$ із широким діапазоном зміни величини. Тому сепаратор повинен бути досить чутливим до всіх значень χ від χ_{min} до χ_{max} і узгоджувати слід не число, а цілу функцію. Звичайно, їй повинна відповідати інша функція, яка властива апарату. Такими функціями є: функція розкриття $F(\alpha)$ (крива збагачуваності, функція розподілу зростків) і функція, що відображає закономірності розділення (сепараційна характеристика $P(\alpha)$).

Функція розкриття найчастіше має вигляд, як наведено на рис. 3.2, графік 1 (диференційна функція від неї $f(\alpha) = \frac{dF(\alpha)}{d\alpha}$), і вона достатньо ідентифікується такими показниками розкриття, як: вмістом відкритих фракцій рудної P_P і нерудної P_H ; вмістом зростків багатих P_{P3} , та бідних P_{H3} .

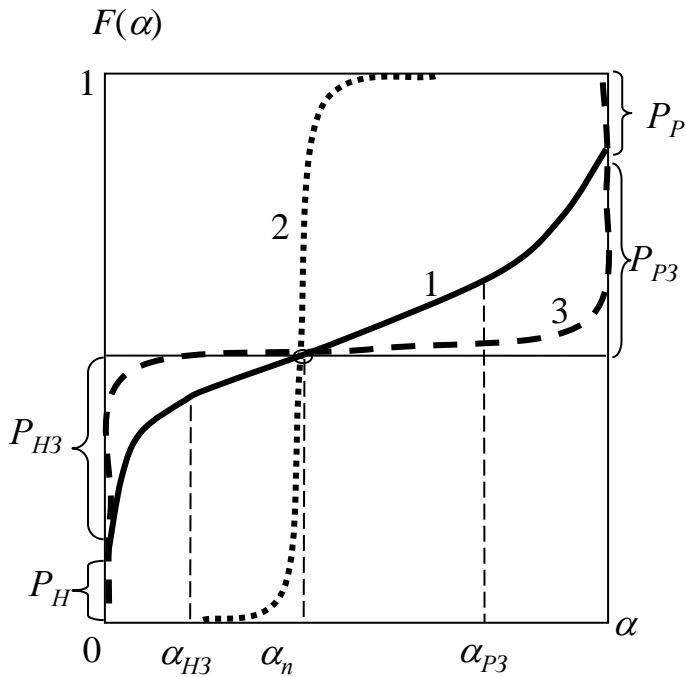


Рисунок 3.2 – Інтегральна функція розподілу зростків

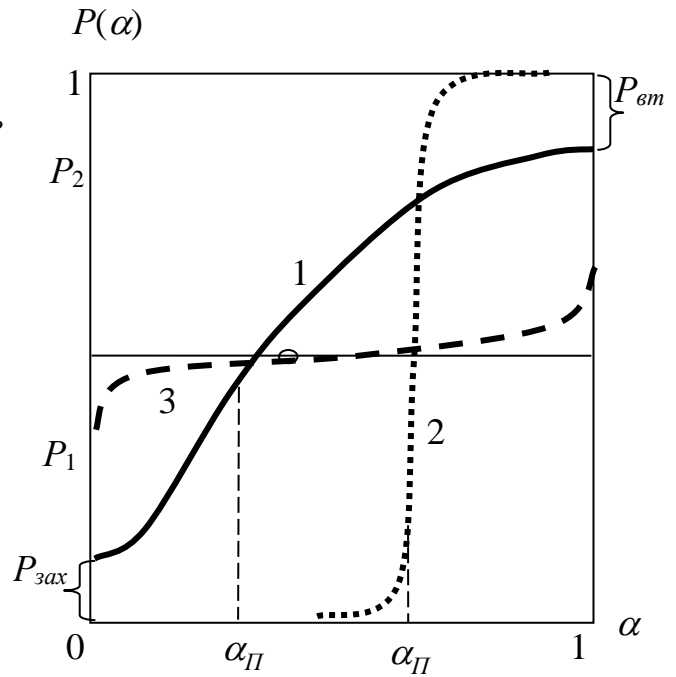


Рисунок 3.3 – Загальний вигляд сепараційної характеристики

Залежно від рівня розкриття R функція змінює своє становище і навіть структуру. Так, коли $R \rightarrow 0$, то функція $F(\alpha)$ перетворюється на ступінчасту зі стрибком у точці $\alpha_{П}$ (рис. 3.2, графік 2), а коли $R \rightarrow 1$, то зростків немає, і функція $F(\alpha)$ має два стрибки у точці $\alpha = 0$ ($F(\alpha) = P_H + P_{H3}$) та у точці $\alpha = 1$ ($\Delta F(\alpha) = P_P + P_{P3}$). Сепараційна характеристика $P(\alpha)$ виду 1 (рис. 3.3) також має одну точку перегину $\alpha_{П}$, положення якої заздалегідь не визначено. Функція $P(\alpha)$ має характерні точки розриву першого роду: у точці $\alpha = 0$ величина $P_{зах}$ дає характеристику захоплення нерудних частинок в збагачений продукт, а точці $\alpha = 1$ величина $P_{вт}$ дає характеристику втрат цінного відкритого компонента в збідненому продукті. Залежно від конструкції апарату характеристика $P(\alpha)$ змінює своє положення та структуру. Так, якщо вона має вигляд графіку 2 (рис. 3.3), то це

означає, що сепаратор ідеально відокремлює частинки з $\alpha > \alpha_{II}$ від частинок з $\alpha < \alpha_{II}$. У випадку, коли $P(\alpha)$ має вигляд графіку 3 (рис. 3.3), то структура функції $P(\alpha)$ змінена, поділ відбувається не за роздільною ознакою, а механічно на два потоки щодо $P_1: P_2$.

Таким чином основними числовими характеристиками функції $P(\alpha)$ є: $P_{зах}$, $P_{вт}$, та похідна у точці перегину α_{II} . Використовувати сепаратор з характеристикою $P(\alpha)$, близькою до виду графіку 3, не має сенсу, і його не розглядаємо. Зазначимо, якщо співвідношення між $F(\alpha)$ та $P(\alpha)$ таке як на рис. 3.2 (графік 2) та 3.3 (графік 2), то збагаченого продукту не буде. Цей факт наводить на думку, що абсциси точок перегину функцій $F(\alpha)$ і $P(\alpha)$ повинні збігатися, тобто. $\alpha_{II} = \alpha_n$.

Для теорії збагачення корисних копалин ці дві характеристики дозволяють визначати будь-які показники розділення, наприклад:

– вихід збагаченого продукту:

$$\gamma = \int_0^1 P(\alpha) \cdot f(\alpha) d(\alpha);$$

– вміст цінного мінералу в збагаченому продукті:

$$\beta = \frac{1}{\gamma} \int_0^1 \alpha \cdot P(\alpha) \cdot f(\alpha) d(\alpha);$$

– вміст цінного мінералу в збідненому продукті:

$$\nu = \frac{1}{1-\gamma} \int_0^1 \alpha \cdot (1 - P(\alpha)) \cdot f(\alpha) d(\alpha).$$

Розглянемо зв'язок між $P(\alpha)$ та $F(\alpha)$. Змінюватимемо $F(\alpha)$ і підбиратимемо для неї відповідну функцію $P(\alpha)$ залежно від вихідних показників.

Припустимо, $F(\alpha)$ має вигляд графіку 3 (рис. 3.2), а це означає, що розкриття близько до одиниці, функція майже на всьому діапазоні зміни α нульова, і тому добуток $P(\alpha) \cdot f(\alpha)$ також дорівнює нулю. І лише у точках $\alpha = 0$ та $\alpha = 1$ будуть ненульові значення добутків $P(\alpha) \cdot f(\alpha)$. Отже, коли $R \rightarrow 1$ вид характеристики $P(\alpha)$ не має значення і важливі лише $P(0)$ та $P(1)$. Коли розкриття $R \neq 0$, то $F(\alpha)$ має похідну $f(\alpha_n)$ і існують частинки із вмістом цінного компонента $\alpha_{P3} > \alpha_n$ та $\alpha_{H3} < \alpha_n$, тому збагачення стає можливим. Для цього необхідно, щоб похідні від функції розподілу зростків і від сепараційної характеристики мали співвідношення $f(\alpha_{II}) > F'(\alpha_n)$. І тут вже менш

істотними стають значення $P_{\text{вт}}$ і $P_{\text{зах}}$. Отже, що гірше розкриття, краще повинна бути функція $P(\alpha)$, тобто. тим більше має бути похідна $P'(\alpha_{II})$ і за $R \rightarrow 1$ $P'(\alpha_{II}) \rightarrow \infty$.

Крім того, для помітного розділення необхідно також, щоб $\alpha_{II} = \alpha_n$.

Отже, головним для узгодження характеристики підготовки та розділення має бути умова:

$$P'(\alpha_{II} = \alpha_n) = \frac{1}{R}.$$

3.3. Оцінка досконалості технології розділення

Збагачення корисних копалин передбачає покращення якісних характеристик сировини, головною є вміст цінного компонента α_n . Якщо у початковій сировині вміст цінного мінералу α_n , то, після збагачення, очікуваний вміст буде становити:

$$\beta = \alpha_n + K_C \cdot R \cdot (1 - \alpha_n), \quad (3.1)$$

де R – показник розкриття цінного компонента; K_C – коефіцієнт досконалості технології розділення. Тепер залишається ідентифікувати ці два показники та можна прогнозувати показники збагачення, які очікуються.

Показник K_C має бути пов'язаний із характеристиками сепараторів. З цією метою можна його визначити через інтегральні показники розділення β і ν , але тоді буде потрібен ще розрахунок розкриття, тому спробуємо визначитися за допомогою сепараційних характеристик.

Досконале розділення буде в тому випадку, якщо сепараційна характеристика має ступінчастий вигляд. Ніякого розділення не буде, якщо сепараційна характеристика набуває горизонтального положення. Причому відрізок на осі ординат відповідає частині потоку, яку утворює збіднений продукт. Якщо ж конструкція апарату така, що у разі відсутності розділення і потоку немає, то сепараційна характеристика співпадатиме з віссю абсцис або ж відстояти від неї на одиницю. У магнітному сепараторі, наприклад, якщо магнітна фракція не витягується, то весь початковий потік йде в хвості, тобто. $P(\alpha) = 0$. Зазвичай сепараційна характеристика займає проміжне положення.

Поняття «досконалість технології» має виражатися числом. Бажано, щоб у разі досконалого розділення це число дорівнювало одиниці, а у разі не розділення – нулю.

Вся площа простору координат $P(\alpha) \sim \alpha$ (рис. 3.4, а) $S = 1$. Коли реальна сепараційна характеристика збігається з ідеальною, то площа між ними дорівнює нулю. Це говорить про те, що поняття «досконалість технології» може бути виражене через площу, яка є частиною простору, укладеного між ідеальною $P(\alpha)$ і реальною $P_P(\alpha)$ сепараційними характеристиками (заштриховано) (рис. 3.4, б).

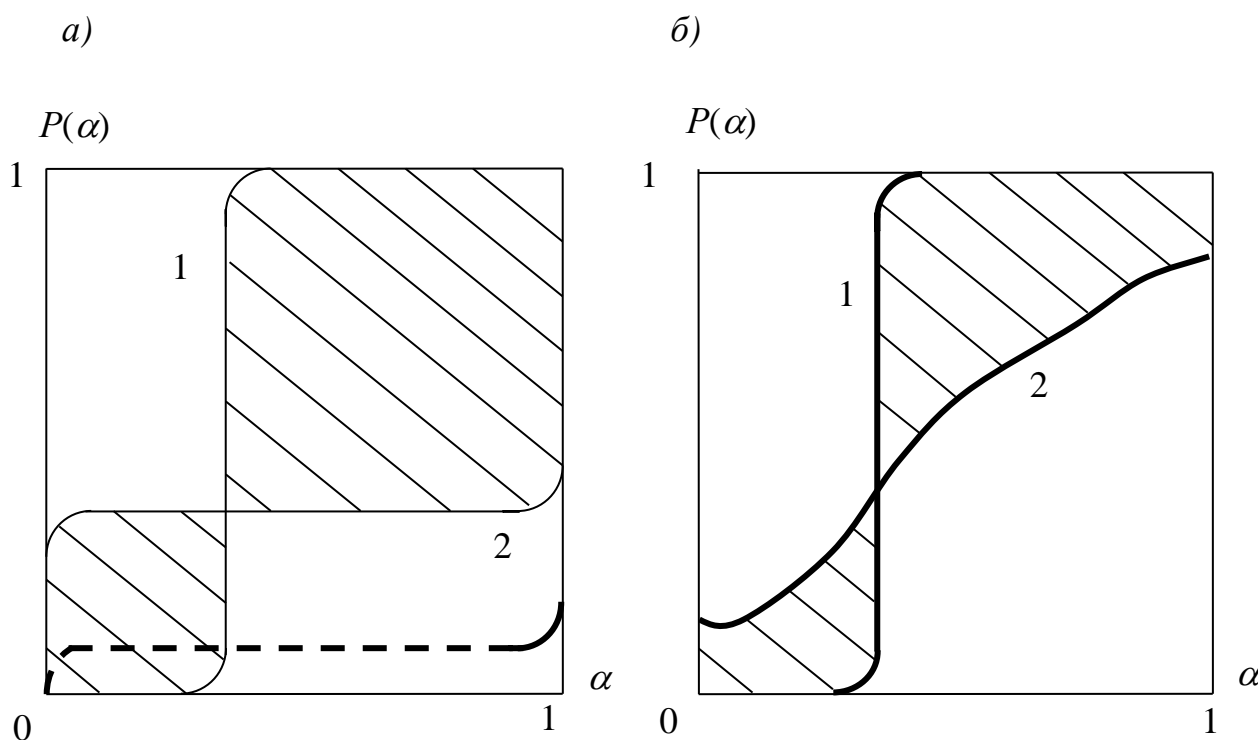


Рисунок 3.4 – Можливі види сепараційних характеристик

Положення функції $P(\alpha)$ щодо осі абсцис визначається умовами узгодження апарату та сировини, тобто. її стрибок збігається зі значенням вмісту цінного компонента у вихідній сировині α_n . Тоді:

$$S = \int_0^{\alpha_n} (P_P(\alpha) - P(\alpha))d(\alpha) + \int_{\alpha_n}^1 (P(\alpha) - P_P(\alpha))d(\alpha).$$

Так як: $P(\alpha < \alpha_n) = 0$, та $P(\alpha > \alpha_n) = 1$, маємо:

$$S = \int_0^{\alpha_n} P_P(\alpha)d(\alpha) + \int_{\alpha_n}^1 (1 - P_P(\alpha))d(\alpha),$$

а максимальне значення площини:

$$S_{\max} = \int_{\alpha_n}^1 (1 - P_P(\alpha)) d(\alpha) = 1 - \alpha_n < 1.$$

На цій підставі можна записати вираз для коефіцієнта досконалості технології:

$$K_C = 1 - \frac{S}{S_{\max}} = 1 - \frac{S}{1 - \alpha_n}.$$

Якщо апарат не виконує розділення, то він має сепараційну характеристику $P(\alpha_n) = 1$, що означає:

$$S_{\max} = \int_0^{\alpha_n} P_P(\alpha) d\alpha = \alpha_n < 1,$$

а

$$S = \int_0^{\alpha_n} (1 - P(\alpha)) d(\alpha) + \int_{\alpha_n}^1 P_P(\alpha) d(\alpha),$$

тоді:

$$K_C = 1 - \frac{S}{S_{\max}} = 1 - \frac{S}{\alpha_n}.$$

У виразі (3.1) у явному вигляді немає показників збідненого продукту. Однак два коефіцієнти K_C та R є інтегральними показниками властивостей розділення та розкриття. Отже, у виразі (3.1) є всі необхідні відомості для несуперечливої оцінки якості концентрату, що очікується. Вирішуючи його щодо K_C , отримаємо:

$$K_C = \frac{\beta - \alpha_n}{(1 - \alpha_n) \cdot R}.$$

Величина β оцінюється експериментально, або попередньо розраховується.

Оцінимо тепер K_C з виразу (3.1), а потім на підставі експериментальних даних при відомому розкритті розрахуємо коефіцієнт досконалості технології розділення.

Задамося функцією розкриття $F(\alpha)$ та сепараційною характеристикою $P(\alpha)$ (табл. 3.1).

На площині побудуємо криві сепараційної характеристики та ламану функцією розкриття, а також виконаємо чисельне інтегрування (методом трапецій). При цьому отримаємо значення площини між сепараційними характеристиками:

$$S = \frac{0,06 + 0,14}{2} \cdot 0,125 + \frac{0,14 + 0,4}{2} \cdot 0,125 + \frac{0,4 + 0,6}{2} \cdot 0,125 + \\ + \frac{0,4 + 0,25}{2} \cdot 0,125 + \frac{0,25 + 0,08}{2} \cdot 0,25 + \frac{0,08 + 0,02}{2} \cdot 0,25 = 0,19;$$

розкриття: $R = \alpha_P - \alpha_H = 0,826 - 0,125 = 0,7;$

коефіцієнт досконалості технології: $K_C = 1 - \frac{0,19}{1 - 0,375} = 0,7;$

якість концентрату, що очікуємо: $\beta = 0,375 + 0,7 \cdot 0,7 \cdot 0,625 = 0,68.$

Таблиця 3.1 – Функції розкриття $F(\alpha)$ та сепараційна характеристика $P(\alpha)$

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1.0
$P(\alpha)$	0,06	0,14	0,6	0,9	0,95	0,98
$\Delta F(\alpha)$	0,2	0,27	0,15	0,09	0,09	0,2
$F(\alpha)$	0,2	0,47	0,62	0,71	0,8	1

Розрахуємо якість концентрату, що очікується, класичним способом (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 – Розрахунки показників сепарації

α	$P(\alpha)$	$\Delta F(\alpha)$	2·3	1·4
1	2	3	4	5
0,0	0,06	0,2	0,012	0
0,125	0,14	0,27	0,037	0,0047
0,375	0,6	0,15	8	0,0337
0,625	0,9	0,09	0,09	0,05
0,875	0,95	0,09	0,081	0,075
1	0,98	0,2	0,085	0,196
			5	
			0,196	
Сума			0,502	0,353

Якість концентрату складе:

$$\beta = \frac{0,353}{0,502} = 0,7;$$

коефіцієнт досконалості технології:

$$K_C = \frac{0,7 - 0,375}{0,7 \cdot (1 - 0,375)} = 0,74.$$

Розбіжність між коефіцієнтами, які визначалися за двома різними методиками, несуттєва, тому методика розрахунку за допомогою сепараційних характеристик є прийнятною.

Ступінь досконалості технології приймемо наступними:

- технологія досконала, коли $1 < K_C > 0,7$;
- середнього рівня, якщо $0,75 < K_C > 0,5$
- недосконала: $K_C < 0,5$.

Нині критеріїв ефективності розділення, які відповідають усім переліченим вимогам, немає серед великої кількості, що запропоновані. Тільки для збагачення корисних копалин їх кілька десятків зокрема, особливо багато їх застосовується з метою оцінки збагачуваності вугілля. Є кілька узагальнюючих оглядів, що критично розглядають старі та пропонують нові критерії на основі найрізноманітніших технологічних, економічних та інших міркувань. Очевидно, що найбільші вимоги задовольняють економічні критерії, хоча в багатьох випадках немає достатніх даних для їх розрахунку, оскільки неможливо встановити ціни на всі проміжні продукти, що одержуються в тій чи іншій виробничій операції.

У збагаченні корисних копалин залежності вихідних показників від вхідних мають монотонний характер, і тому підготовка сировини до розділення або розділення не може бути оцінено з оптимального боку. Більшість критеріїв пов'язують показники розділення та вихідної сировини за результатами підготовки та самого розділення. Це критерії ефективності збагачувального процесу, який, як відомо, включає, що мінімум, два процеси: підготовку (подрібнення) та розділення (сепарацію). Окремо оцінити ефективність подрібнення або сепарації неможливо. Разом з тим, коли ведеться синтез технологічної схеми збагачення, така оцінка необхідна для того, щоб послідовно оцінювати прийняті рішення. Хоча, оптимізація на кожному кроці завжди призводить до оптимізації всього процесу вибору технологічних зв'язків загалом (принцип Беллмана). Все рівно необхідно оцінювати оптимальність усіх прийнятих рішень до кроку, у якому ведеться дослідження.

Найбільш широке поширення набув критерій Ханкока-Луйкена, який оцінює розділення цінного мінералу в збагаченому (β) та в збідненому (ν) продукті, і порівнює його вміст з початковим (α_n),

тобто: все-таки вилучення. Так ефективність збагачувального процесу визначається як різницю вилучення цінного мінералу в збагачений продукт та вилученням у збіднений продукт:

$$E = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha_n} - \frac{\gamma \cdot (1 - \beta)}{1 - \alpha_n} = \frac{\gamma \cdot (\beta - \alpha_n)}{\alpha_n \cdot (1 - \alpha_n)}$$

Задавшись деякою функцією розподілу зростків та сепараційними характеристиками, отримаємо тоді максимум критерію, коли абсциса точки перегину сепараційної характеристики, буде збігатися з абсцисою вмісту цінного мінералу у початковій сировині. Якщо сепараційна характеристика буде переміщена праворуч, або ліворуч, значення критерію зменшиться.

Якщо ж сепараційна характеристика набуде вигляду ступінчастої функції, при її зміщенні буде спостерігатися таке ж явища, при цьому максимумами критерію ефективності дещо збільшаться. Однак, граничного значення $E = 1$ не буде отримано доти, доки у початковому продукті будуть зростки. Граничне значення критерію ефективності збагачення Ханкока-Луйкена ($E = 1$) отримується за умови, що початковий продукт розкритий, а сепараційна характеристика відповідає ідеальній сепарації.

Це істотно тому, що цей критерій включає відношення рівня сепарації, яке досягнуто в даному сепараторі ($\beta - \alpha_n$), та теоретичне значення ($1 - \alpha_n$).

Якщо ж оцінювати ефективність тільки сепарації, то при будь-якій підготовці початкового продукту та при ідеальній сепарації теоретично граничне значення якості збагаченого продукту буде досить далеким від 1 ($\beta \ll 1$), та й теоретичне значення виходу та якості не співпадатиме з дійсним розділенням.

Отже, якщо оцінювати ефективність сепараційного процесу і не плутати сепарацію зі збагаченням, необхідно мати функцію розподілу зростків $F(\alpha)$, сепараційну характеристику ідеального розділення і сепараційну характеристику реального сепаратора, ефективність якого оцінюється. Причому для сепаратора зі ступінчастою сепараційною характеристикою немає сенсу включати в критерій ні початковий вміст цінного мінералу, ні його вміст в збідненому продукті, ні виходів, оскільки положення сепараційної характеристики щодо осі абсцис задається дослідником.

Допустимо задана характеристика розподілу зростків $F(\alpha)$, ідеальна сепараційна характеристика $P(\alpha)$, сепараційна характеристика деякого сепаратора $P_1(\alpha)$, причому остання має

абсцису точки перегину відповідну стрибку характеристики $P(\alpha)$ (табл. 3.3).

Таблиця 3.3 – Розрахунок показників розділення

α	$P(\alpha)$	$P_1(\alpha)$	$F(\alpha)$	$\Delta F(\alpha)$	"2·5"	"3·5"	"1·6"	"1·7"	α_n
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0	0	0,05	0,15	0,15	0	0,0075	0	0	0
0,125	0	0,1	0,3	0,15	0	0,015	0	0,002	0,0187
0,375	0	0,4	0,6	0,3	0	0,12	0	0,045	0,112
0,625	1	0,7	0,75	0,15	0,15	0,105	0,094	0,065	0,094
0,875	1	0,9	0,9	0,15	0,15	0,135	0,131	0,12	0,13
1,0	1	0,95	1	0,1	0,1	0,095	0,1	0,095	0,12
Сума					0,4	0,447	0,325	0,327	0,456

Примітка: знак "·" символізує множення елементів відповідних стовпців

$$\beta_2 = \frac{0,325}{0,4} = 0,838;$$

$$\beta_1 = \frac{0,327}{0,477} = 0,685;$$

$$E = \frac{\beta_1}{\beta_2} = \frac{0,685}{0,838} = 0,817.$$

Таким чином, якщо взяти відношення якості збагаченого продукту до теоретично можливого, то отримаємо показник ефективності процесу розділення.

Методика оцінки ефективності процесу розділення наступна.

1. Маємо характеристику розподілу зростків у початковому продукті $F(\alpha)$.

2. Беремо сепараційну характеристику сепаратора, яким передбачається вести розділення у промисловості, та оцінюємо показники розділення – β_1 .

3. Беремо ступінчасту сепараційну характеристику та оцінюємо показники розділення – β_2 .

4. Оцінюємо ефективність сепарації.

Діапазон зміни критерію має бути поділений на інтервали, що характеризують: низьку ефективність, середню та високу. Такими інтервалами можуть бути:

$$0 < E < 0,3 \text{ – низька ефективність;}$$

$0,3 < E < 0,8$ – середня;

$E > 0,8$ – висока.

Як це застосовано у кореляційному аналізі.

У разі, коли сепаратор призначений для виділення хвостів, то найкраще значення якісного показника $v = 0$. Відношення показників якості неможливе. Тоді слід брати до розгляду збагачений продукт, теоретичне значення якості якого становитиме величину:

$$\beta = \frac{P_P + P_{P3} \cdot \alpha_{P3} + P_{H3} \cdot \alpha_{H3}}{P_P + P_{P3} + P_{H3}}$$

Розрахунки оцінки критерію ефективності наведені в табл. 3.4.

Таблиця 3.4 – Розрахунок показників при виділенні хвостів.

α	$P(\alpha)$	$P_1(\alpha)$	$F(\alpha)$	$\Delta F(\alpha)$	"2.5"	"3.5"	"1.6"	"1.7"	α_n
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0	0	0,15	0,15	0,15	0	0,022	0	0	0
0,125	1	0,3	0,3	0,15	0,15	0,045	0,1875	0,0056	0,019
0,375	1	0,7	0,6	0,3	0,3	0,21	0,1125	0,079	0,112
0,625	1	0,95	0,75	0,15	0,15	0,142	0,0937	0,058	0,094
0,875	1	0,98	0,9	0,15	0,15	0,147	0,1312	0,128	0,13
1	1	0,99	1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,12
Сума		0,85	0,667	0,456	0,371	0,456			

$$\beta_2 = 0,456 / 0,85 = 0,536;$$

$$\beta_1 = 0,371 / 0,667 = 0,556;$$

$$E_2 = 0,536 / 0,556 = 0,96.$$

Загальна ефективність розділової технології складе:

$$E = E_1 E_2 = 0,817 \cdot 0,96 = 0,784.$$

Спеціальні види технологій слід оцінювати запропонованим критерієм, а існуючі схеми за допомогою критерію Ханкока-Луйкена.

Контрольне завдання

1. Розрахуйте коефіцієнт досконалості технології, якщо її сепараційна характеристика має вид, що зображена на рис. 3.4, б.

3.4. Синтез технології збагачення залізної руди

Першим завданням синтезу є визначення необхідної крупності подрібнення руди для досягнення заданої якості концентрату.

Вихідні дані:

вкраплення – $d_{BK} = 0,2$ мм;

подрібнюваність – середня;

вміст цінного мінералу – $\alpha_n = 0,35$;

задана якість концентрату $\beta_{K3} = 0,95$ ($Fe = 0,684$);

втрати цінного мінералу в хвостах $v_{ДОП} = 0,05$ ($Fe = 0,035$).

У роботі [1] запропонована формула, що дозволяє прогнозувати якість концентрату β , якщо відомо вміст цінного мінералу у початковій руді α_n , показник розкриття R і показник досконалості технології поділу K_C тобто:

$$\beta_K = \alpha_n + K_C \cdot R \cdot (1 - \alpha_n).$$

Коефіцієнти K_C і R залежать від технології переробки корисної копалини і спільно визначають труднощі збагачення корисної копалини. Коефіцієнт K_C визначає досконалість розділення, тому пов'язаний з видом сепараційних характеристик апаратів, що застосовуються в технології. На базі вимог до якості концентрату та втрат цінного мінералу у хвостах можна записати:

$$\gamma_T = \frac{\alpha_n - v_{ХДОП}}{\beta_{K3} - v_{ХДОП}}.$$

Показник розкриття може бути виражений через параметри розкриття: відкриті рудні P_P і нерудні зерна P_H , багаті P_{P3} і бідні P_{H3} зростки [2]:

$$R = \frac{P_P + P_{P3} \cdot \alpha_{P3}}{P_P + P_{P3}} - \frac{P_{H3} \cdot \alpha_{H3}}{P_H + P_{H3}} = \alpha_P - \alpha_H \quad (3.2)$$

де $\alpha_{H3} = \frac{\alpha_n}{2}$, $\alpha_{P3} = \frac{1 + \alpha_n}{2}$.

За сформульованих умов розділення можна припустити, що:

$$P_P + P_{P3} = \gamma_T; \quad \text{і} \quad P_H + P_{H3} = 1 - \gamma_T, \quad (3.3)$$

а також, що:

$$\alpha_P = \beta_{K3}; \quad \text{та} \quad \alpha_H = v_{ХДОП}. \quad (3.4)$$

Використовуючи співвідношення (3.2) ... (3.4), отримаємо:

$$\frac{P_{H3} \cdot \alpha_{H3}}{1 - \gamma_T} = v_{ХДОП};$$

звідки:

$$P_{H3} = \frac{(1 - \gamma_T) \cdot v_{ХДОП}}{\alpha_{H3}}. \quad (3.5)$$

На підставі вимог до якості концентрату маємо:

$$\beta_{K3} = \frac{P_P + P_{P3} \cdot \alpha_{P3}}{\gamma_T};$$

звідки:

$$P_P = \frac{2 \cdot \gamma_T (1 - \beta_{K3})}{1 + \alpha_n}. \quad (3.6)$$

Вміст відкритих фракцій становить:

$$P_P = \alpha_n - P_{P3}; \quad P_H = 1 - \alpha_n - P_{H3}.$$

Оцінимо чисельно показники розкриття цінного мінералу якщо:
 $\alpha_n = 0,35$; $\beta_{K3} = 0,95$; $v_{ХДОП} = 0,05$; $\alpha_{H3} = 0,05$; $\alpha_{P3} = 0,7$.

Показники розкриття виявилися наступними

$$R_T = \frac{0,95 - 0,4}{1 - 0,4} = 0,917; \quad \gamma_T = \frac{0,4 - 0,05}{0,95 - 0,05} = 0,389;$$

$$P_{H3} = \frac{(1 - 0,389) \cdot 0,05}{0,2} = 0,153; \quad P_H = 1 - 0,4 - 0,153 = 0,444;$$

$$P_{P3} = \frac{1 - 0,458 - 0,153 - 0,95 \cdot 0,389}{0,3} = 0,065; \quad P_P = 0,335.$$

Розраховане за цими показниками розкриття має значення $R_T = 0,902$.

Для визначення необхідної крупності подрібнення виберемо одне з рівнянь для аналітичного розрахунку параметрів розкриття, наприклад:

$$P_P = \frac{\alpha_n}{d} \cdot \int_0^d \left(1 - \frac{d}{d_{BK}}\right) \cdot \exp\left(-\frac{d}{d}\right) \partial d;$$

і за його допомогою визначимо середню крупність подрібнення \bar{d} . Для цього представимо інтегральний вираз кінцевою сумою:

$$P_P = \alpha_n \cdot \sum_{i=1}^k \left(1 - \frac{d}{d_{BK}}\right) \cdot \left(\exp\left(-\frac{d_{i+1}}{d}\right) - \exp\left(-\frac{d_i}{d}\right)\right);$$

де $k = \frac{d}{d_{i+1} - d_i}$.

Задаємося значенням середньої крупності подрібнення і розраховуємо кількість відкритих рудних зерен. Порівнюємо кількість відкритих рудних зерен з необхідним значенням, яке розраховане раніше та визначаємо необхідну крупність подрібнення руди.

Наприклад. Прийmemo значення середньої крупності вкраплення $d_{BK} = 0,2$ мм, задаємося значенням середньої крупності подрібнення і розраховуємо кількість відкритих рудних зерен.

Для $\bar{d} = 0,2$ мм кількість відкритих рудних зерен становить $P_P = 0,13$;

Для $\bar{d} = 0,1$ мм – $P_P = 0,27$;

Для $\bar{d} = 0,03$ мм – $P_P = 0,33$.

Останнє значення кількості відкритих рудних зерен відповідає розв'язанню задачі.

Таким чином, необхідна крупність подрібнення руди становить 0,03 мм. При цьому вміст класу – 0,07 мм.

$$P_{-0,07} = 1 - \exp\left(-\frac{0,07}{0,03}\right) = 0,903.$$

Отже, для отримання необхідних показників якості концентрату необхідно подрібнювати руду, яка вміщує 40% цінного компонента із вкрапленням 0,2 мм до 90% класу – 0,07 мм, що відповідає показникам подрібнення для залізняку середньої збагачуваності.

3.5. Визначення структури технології

3.5.1. Синтез технологій збагачення руд зі стадіальним виділенням відкритих фракцій

Зазвичай промислові сепаратори розділяють підготовлений продукт таким чином, що вихідні показники змінюють вміст цінного мінералу в одному напрямку. Ця теза дає змогу зробити висновок, що у разі бінарного розділення в одному апараті неможливо отримати одночасно багатий збагачений продукт та бідні хвости. Для такої суперечливої вимоги необхідне технологічне рішення чи зміна розкриття. Таким технологічним рішенням може бути схема, що зображена на рис. 3.5, у якій апарати виділення концентрату мають сепараційну характеристику вигляду 2 (рис. 3.6), а виділення хвостів – вигляду 1 (рис. 3.6).

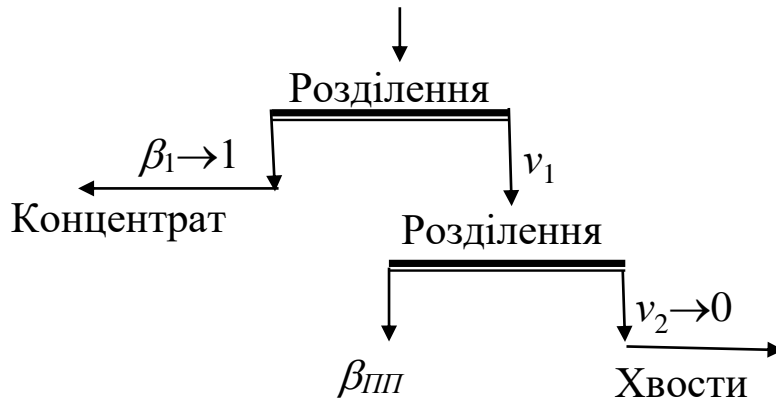


Рисунок 3.5 – Схема одночасного виділення концентрату і хвостів

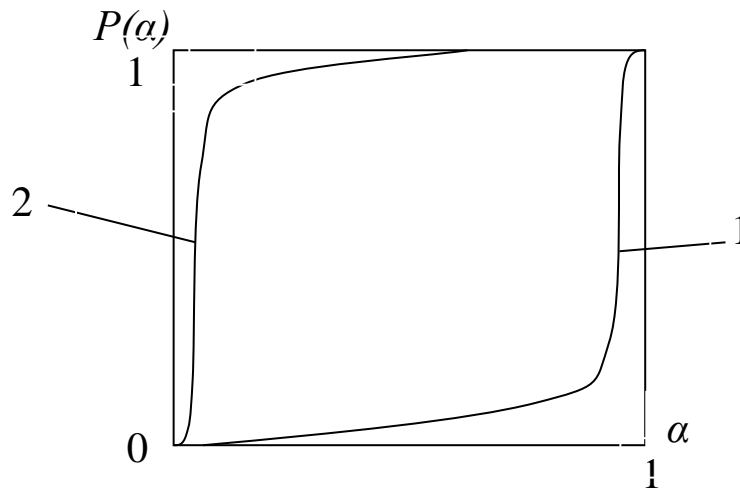


Рисунок 3.6 – Сепараційні характеристики для виділення відкритих фракцій:
 1 – концентрату,
 2 – хвостів

Представимо показники розкриття через один аргумент $0 \leq R \leq 1$, що називається розкриттям рудного мінералу, або просто розкриттям. З його допомогою вміст фракцій у підготовленому продукті можна виразити як:

- відкриті рудні зерна $P_P = \alpha_n \cdot R$;
- багаті зростки $P_{PЗ} = \alpha_n \cdot (1 - R)$;
- бідні зростки $P_{HЗ} = (1 - \alpha_n) \cdot (1 - R)$.

Якщо мінерал повністю розкритий ($R = 1$), то будуть тільки відкриті зерна якщо ж мінерал не розкритий ($R = 0$), то будуть зростки у кількості $P_{HЗ} = 1 - \alpha_n$ та $P_{PЗ} = \alpha_n$, що відповідає уявленню про розкриття рудного мінералу.

Підставимо показники розкриття у формулу, що дозволяє визначити якість проміжного продукту, і матимемо:

$$\beta_{III} = \frac{P_{P3} \cdot \alpha_{P3} + P_{H3} \cdot \alpha_{H3}}{P_{P3} + P_{H3}} = \frac{\alpha_n \cdot (1-R) \cdot \frac{1+\alpha_n}{2} + (1-\alpha_n) \cdot (1-R) \cdot \frac{\alpha_n}{2}}{\alpha_n \cdot (1-R) + (1-\alpha_n) \cdot (1-R)} = \alpha_n.$$

Таким чином, при стадіальному виділенні розкритого мінералу вихідний вміст цінного компонента за стадіями підготовки незмінний і дорівнює первинному початковому вмісту, тобто. у зростках завжди міститься така кількість цінного мінералу, скільки його було у початковому продукті.

Таке розділення можливе тільки, коли сепараційні характеристики мають ступінчастий вигляд. Такий вид недосяжний і тому деяка частина зростків переходить в концентрат і хвости.

Визначимо, які граничні значення вмісту цінного мінералу можуть бути в зростках, що можуть бути вилучені в концентрат і допустимі, як втрати в хвостах.

Для цього приймемо деяку характеристику розкриття (рис. 3.7) та приймемо також ідеальне виділення граничних частинок. Частинки, у яких $\alpha \geq \alpha_{ГР_К}$, потрапляють у концентрат, а з $\alpha \leq \alpha_{ГР_Х}$ – у хвости. З метою визначення граничних значень вмісту цінного мінералу в частинках, що витягуються в цільовий продукт (концентрат), знайдемо рівняння відрізків прямих функції розподілу зростків.

Для бідних зростків рівняння має вигляд (рис. 3.7):

$$\frac{P_{H3}}{\alpha_n} = \frac{P_{H3У} - P_H}{\alpha}.$$

Вирішуємо рівняння щодо $P_{H3У}$ та отримуємо вираз:

$$P_{H3У} = P_H + \frac{P_{H3}}{\alpha_n} \cdot \alpha.$$

Допустиме значення вмісту цінного мінералу на основі відомого виразу про середньозважене значення становитиме:

$$V_{ДОП} = \frac{\sum_{\alpha=0}^{\alpha_{ГРХ}} \Delta P_{H3У} \cdot \alpha}{P_H + \sum_{\alpha=0}^{\alpha_{ГРХ}} \Delta P_{H3У} \cdot \alpha}.$$

При значенні вмісту цінного мінералу, що дорівнює допустимому значенню втрат, воно буде граничним.

Аналогічно визначається граничне значення і для концентрату:

$$\beta_{K3} = \frac{P_P + P_{P3\partial on} \cdot \alpha_{2p}}{P_P + P_{P3\partial on}};$$

де граничні значення допустимої кількості зростків та вмісту цінного мінералу, не менше граничного.

Тоді, допустима кількість зростків становитиме:

$$\beta_{P3\partial on} = P_{P3} + \frac{1 - \beta_{K3}}{\beta_{K3} + \alpha_{ГР_К}}.$$

З іншого боку (рис. 3.7):

$$P_{P3z} = P_{P3} \cdot \frac{\alpha_{ГР_К} - \alpha_n}{1 - \alpha_n};$$

або

$$P_{P3\partial on} = P_{P3} - P_{P3z} = P_{P3} - P_{P3} \cdot \frac{\alpha_{ГР_К} - \alpha_n}{1 - \alpha_n}.$$

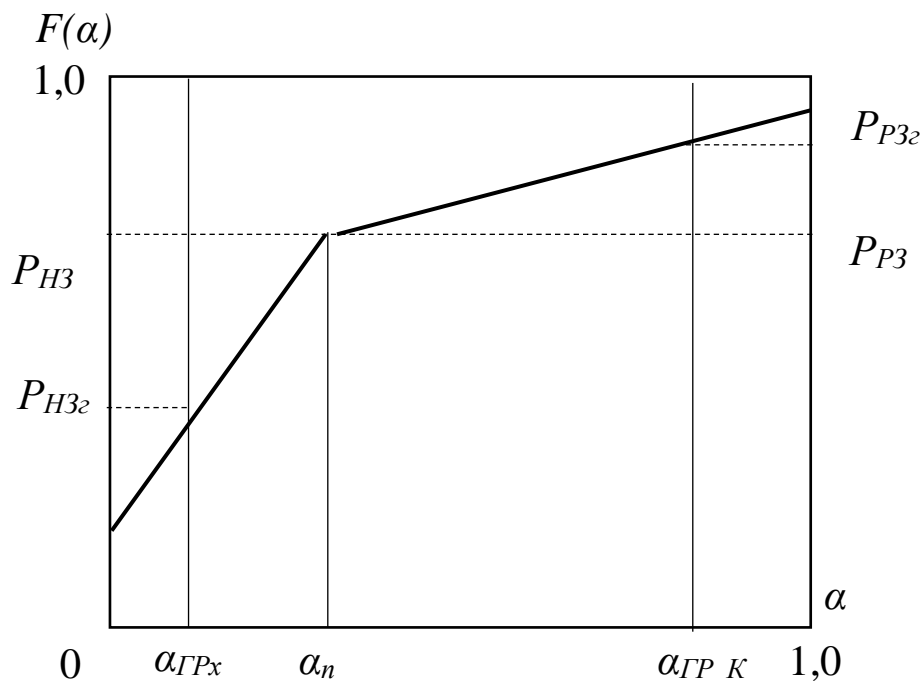


Рисунок 3.7 – Функція розподілу зростків

Тоді:

$$P_{P3} \cdot \frac{1 - \beta_{K3}}{\beta_{K3} - \alpha_n} = P_{P3} - P_{P3} \cdot \frac{\alpha_{ГР_К} - \alpha_n}{1 - \alpha_n}.$$

Після перетворень щодо граничного значення вмісту цінного мінералу отримуємо:

$$\frac{P_P}{P_{P3}} \cdot (1 - \beta_{K3}) \cdot (1 - \alpha_n) = (1 - \alpha_{ГР_К}) \cdot (\beta_{K3} - \alpha_{2p}).$$

Позначимо: $\frac{P_P}{P_{P3}} \cdot (1 - \beta_{K3}) \cdot (1 - \alpha_n) = A.$

Тоді:

$$(1 - \alpha_{2p}) \cdot (\beta_{K3} - \alpha_{2p}) = \beta_{K3} - \alpha_{2p} \cdot (1 + \beta_{K3}) + \alpha_{2p}^2 = A;$$

та:

$$\alpha_{ГР_К}^2 - \alpha_{ГР_К} \cdot (1 + \beta_{K3}) + (\beta_{K3} - A) = 0.$$

Рішення даного рівняння відоме:

$$\alpha_{ГР_К} = \frac{(1 + \beta_{K3}) \pm \sqrt{(1 + \beta_{K3})^2 - 4 \cdot (\beta_{K3} - A)}}{2}.$$

Оскільки $\alpha_{ГР} \geq 0$, то:

$$\alpha_{ГР_К} = \frac{(1 + \beta_{K3}) - \sqrt{(1 + \beta_{K3})^2 - 4 \cdot (\beta_{K3} - A)}}{2}.$$

Для втрат у хвостах початкове рівняння має вигляд:

$$\frac{P_H \cdot v_{ДОП}}{\alpha_{Г} - v_{ДОП}} = P_H + (P_{H3} - P_H) \cdot \frac{\alpha_{Г}}{\alpha_n}.$$

Яке після тотожних перетворень набуває вигляду:

$$(P_{H3} - P_H) \cdot \frac{\alpha_{Г}^2}{\alpha_n} - \left((P_{H3} - P_H) \cdot \frac{v_{ДОП}}{\alpha_n} - P_H \right) \cdot \alpha_{Г} - 2 \cdot P_H \cdot v_{ДОП} = 0.$$

І рішення якого тривіальне:

$$\alpha_{Г} = \frac{\left((P_{H3} - P_H) \cdot \frac{v_{ДОП}}{\alpha_n} - P_H \right) \pm \sqrt{\left((P_{H3} - P_H) \cdot \frac{v_{ДОП}}{\alpha_n} - P_H \right)^2 + 8 \cdot P_H \cdot v_{ДОП} \cdot \frac{(P_{H3} - P_H)}{\alpha_n}}}{2 \cdot \frac{(P_{H3} - P_H)}{\alpha_n}}$$

Для наступних вихідних даних: $P_H = 0,2$; $\alpha_n = 0,35$; $v_{ДОП} = 0,05$; $P_{H3} = 0,45$; $P_{P3} = 0,2$; $P_P = 0,15$; $\beta_{K3} = 0,9$; маємо допустимі відхилення показників розділення $\alpha_{ГР_К} = 0,87$; $\alpha_{Г} = 0,082$.

Ці абсциси вказують на точки перегину сепараційних характеристик при виділенні концентрату та хвостів.

Оскільки вміст цінного мінералу в промпродукті буде незмінним, то приймемо, що рудна фаза буде виражена через середню крупність як:

$$d_{BK_i} = d_i \cdot \sqrt[3]{\alpha_n}.$$

І далі всі розрахунки з розкриття здійснюємо за формулами для первісного розкриття. При цьому нерудна фаза в частинках складає:

$$r_{BK_i} = d_i - d_{BK_i} = d_i \cdot \left(1 - \sqrt[3]{\alpha_n}\right).$$

При визначенні числових характеристик результатів підготовки та розділення в блоці (рис. 3.8) необхідно враховувати виходи промпродуктів на попередньому етапі:

$$P_{Pi} = \alpha_n \cdot \int_0^{d_{BK_i}} \left(1 - \frac{d}{d_{BK_i}}\right) \cdot f_i(d) \partial d;$$

$$P_{Hi} = (1 - \alpha_n) \cdot \int_0^{r_{BK_i}} \left(1 - \frac{d}{r_{BK_i}}\right) \cdot f_i(d) \partial d;$$

$$f_i(d) = \frac{1}{\bar{d}_i} \cdot \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}_i}\right);$$

де \bar{d}_i – середнє значення крупності частинок у відповідному блоці.

$$\gamma_{ПП0} = 1; \quad \gamma_{ППi} = \gamma_{ПП(i-1)} \cdot (1 - \gamma_{Ki} - \gamma_{Xi}).$$

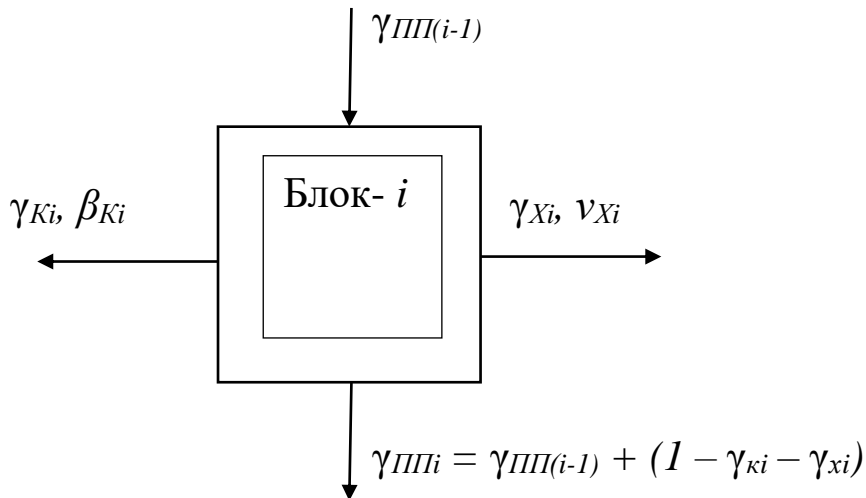


Рисунок 3.8 – Схема технологічного блоку

$\gamma_{ПП(i-1)}$ – частковий вихід промпродукту попередньої стадії;

γ_{Ki}, β_{Ki} – вихід концентрату даної стадії та вміст цінного мінералу в ньому;

γ_{Xi}, ν_{Xi} – вихід хвостів даної стадії та вміст цінного мінералу в них;

$\gamma_{ППi} = \gamma_{ПП(i-1)} + (1 - \gamma_{Ki} - \gamma_{Xi})$ – частковий вихід промпродукту даної стадії розділення.

Сумарний вміст цінного мінералу в концентраті становитиме:

$$\beta_i = \frac{\sum_{i=1}^j \beta_i \cdot \gamma_{ППi}}{\sum_{i=1}^j \gamma_{Ки} \cdot \gamma_{ППi}}$$

Сумарний вміст цінного мінералу в хвостах складе:

$$\nu_i = \frac{\sum_{i=1}^j \nu_i \cdot \gamma_{ППi}}{\sum_{i=1}^j \gamma_{Ки} \cdot \gamma_{ППi}}$$

Сумарний вміст цінного мінералу в кінцевому концентраті складе:

$$\beta_K = \frac{\left(\sum_{i=1}^j \beta_i \cdot \gamma_{ППi} \right) + \alpha_{ni} \cdot \gamma_{ППК}}{\sum_{i=1}^j \gamma_{Ки} \cdot \gamma_{ППi} + \gamma_{ППК}} > \beta_{КЗ}$$

Якщо ця умова виконується, то подальший пошук структури ТЛЗ (технологічної лінії збагачення) припиняємо.

Алгоритм формування структури ТЛЗ наступний.

1. Моделювання подрібнення – функція розподілу частинок за крупністю в зливні класифікатора .

2. Моделювання розкриття – отримання функції розподілу зростків.

3. Моделювання сепарації – виділення відкритих фракцій та отримання проміжного продукту.

4. Оцінка виходу проміжного продукту та досягнення заданої якості концентрату.

3.5.2. Формування розділового технологічного блоку

Дії за першим пунктом можуть бути прийняті з довідкової літератури класифікатора або розраховані за подрібнювальною характеристикою з класифікацією. Таким чином, технологічний блок збагачення знаходять у вигляді схеми, що представлена на рис. 3.9. На рис.3.10 наведена технологічна схема, що реалізує цей блок стадіального видалення відкритих фракцій.

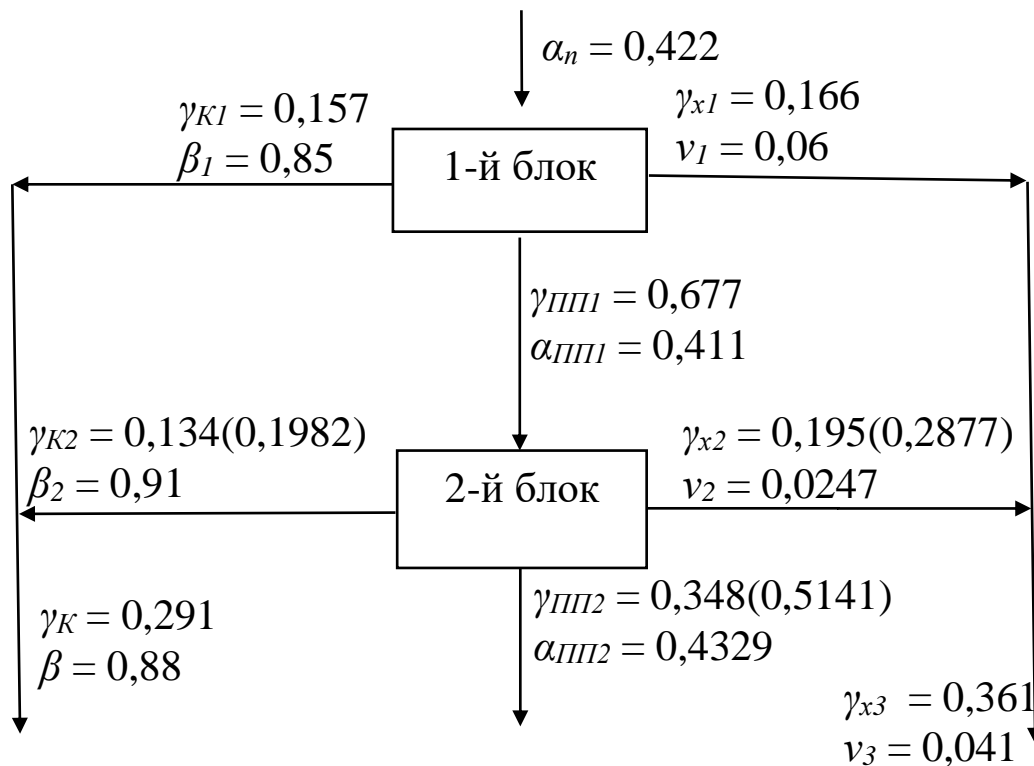


Рисунок 3.9 – Вихідні показники технології збагачення із видаленням відкритих фракцій

Різниця в алгоритмах розрахунку для першої та для наступних стадій відрізняється тим, що оператор замкнутого циклу для наступних стадій у чисельнику не містить оператора подрібнення.

Дані для розрахунку наведеного блоку представлені в табл. 3.5.

Розрахунки показників розкриття у першій стадії подрібнення наведені в табл. 3.6, 3.7.

Таблиця 3.6 – Розрахунок вмісту відкритих рудних зерен

d	d / d_{BK}	$1 - d / d_{BK}$	$\frac{d}{d}$	$\exp\left(-\frac{d}{d}\right)$	$\Delta \exp$	3.6
1	2	3	4	5	6	7
0	0	1	0	1	0,0377	0,0377
0,01	0,1	0,9	0,0384	0,9625	0,0364	0,0276
0,02	0,2	0,8	0,0769	0,9259	0,0686	0,05488
0,04	0,4	0,6	0,1538	0,8573	0,1222	0,07332
0,08	0,8	0,2	0,3076	0,7351	0,0279	0,00558
0,09	0,9	0,1	0,3461	0,7072		
						$\Sigma=0,204$

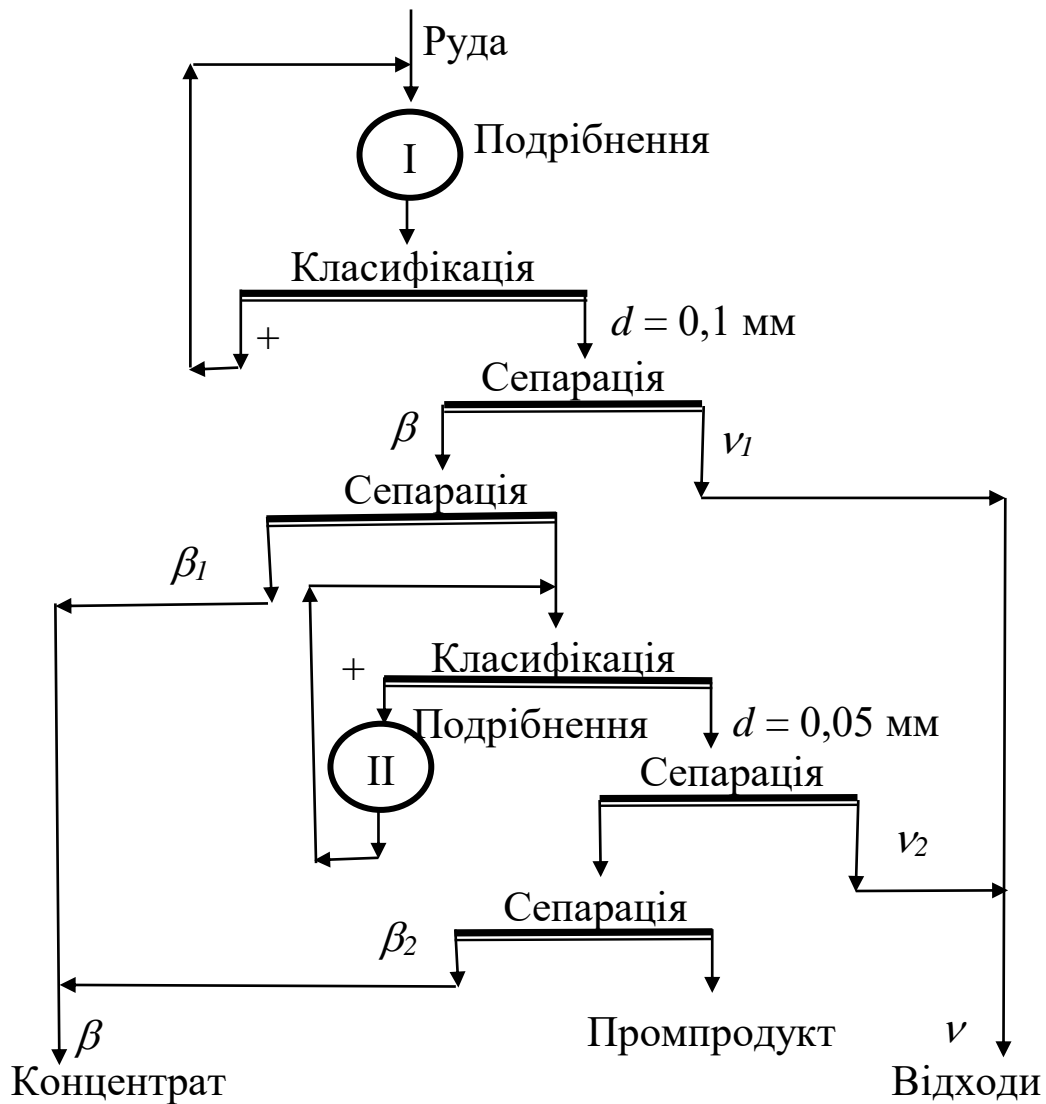


Рисунок 3.10 – Технологічна схема збагачення з видаленням відкритих фракцій

$$P_P = 0,204 \cdot 0,4 = 0,0816.$$

$$\text{Вміст багатих зростків: } P_{P3} = \alpha_n - P_P = 0,4 - 0,0816 = 0,3184.$$

Таблиця 3.7 – Функція розподілу зростків

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1,0
$\Delta F(\alpha)$	0,1	0,3	0,25	0,10	0,17	0,08

Виконуємо розрахунок вмісту нерудної фази.

$$r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_n}} - 1 \right) = 0,1 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{0,4}} - 1 \right) = 0,14 \text{ мм.}$$

Таблиця 3.5 – Дані для розрахунків показників подрібнення першої стадії

Клас крупності,мм	d	0,01	0,02	0,04	0,08	0,16	0,32	0,64	1,3	2,5	5	10	20
Кількість на вході	ΔF_{BX}	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,02	0,1	0,3	0,25	0,25
Кількість на виході.	F	0,05	0,1	0,15	0,2	0,25	0,3	0,35	0,4	0,5	0,72	1	1
Приріст кількості на виході	$\Delta F_{ВИХ}$	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,1	0,22	0,28	0
Характеристика подрібнення	A	1,26	1,26	1,26	1,26	1,26	1,26	1,26	1,26	1,42	2,36	2,22	0
Сепараційна. класифікатора.	P	0,96	0,95	0,92	0,87	0,85	0,6	0,3	0,01	0	0	0	0
Сепараційна характеристика класифікатора за хвостами	$1-P_{кл}$	0,04	0,05	0,08	0,13	0,15	0,4	0,7	0,99	1	1	1	1
Добуток знаменника оператора ЗЦП	$A(1-P)$	0,0504	0,063	0,101	0,1638	0,189	0,504	0,882	1,247	1,42	2,36	2,22	0
Чисельник оператора	AP	1,21	1,2	1,16	1,1	1,07	0,75	0,38	0,126	0	0	0	0
Знаменник оператора ЗЦП		1,71	1,198	0,9	0,83	0,81	0,5	0,12	-0,247	-0,42	-1,06	-1,02	0
Виправлений оператора ЗЦП		1,71	1,198	0,9	0,83	0,81	0,5	0,12	2,24	2,42	3,36	3,22	0
оператор		1,27	1,27	1,29	1,3	1,32	1,52	3,2	0,05	0	0	0	0
Вміст класу		0,025	0,025	0,026	0,026	0,026	0,03	0,064	0,0011	0	0	0	0
Нормований вміст	$\Delta F(d_i)$	0,113	0,113	0,113	0,116	0,118	0,135	0,284	0,008	0	0	0	0

$$\bar{d} = \sum_{d=0,01}^{1,3} d_i \cdot \Delta F(d_i) = 0.2598_{\text{мм}}$$

Таблиця 3.8 – Розрахунок вмісту відкритих нерудних зерен

d	d / r_{BK}	$1 - d / r_{BK}$	$\frac{d}{\bar{d}}$	$\exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right)$	$\Delta \exp$	”3.6”
1	2	3	4	5	6	7
0	0	1	0	1	0,0377	0,0377
0,003	0,2142	0,7858	0,0384	0,9623	0,0364	0,0286
0,006	0,4285	0,5715	0,0769	0,9259	0,0686	0,03945
0,009	0,6428	0,3572	0,1538	0,8573	0,1222	0,04357
0,012	0,8571	0,1429	0,3976	0,7351	0,0279	0,00398
0,013	0,9285	0,0715	0,3461	0,7072		
						$\Sigma=0,1533$

$$P_H = 0,6 \cdot 0,1533 = 0,09198 = 0,092.$$

$$\text{Вміст бідних зростків: } P_{H3} = 1 - \alpha_n - P_H = 1 - 0,4 - 0,092 = 0,508.$$

Технологічну схему розділення шукаємо у вигляді, що зображена на рис. 3.5.

Таблиця 3.9 – Розрахунок сепараційних характеристик

α	P_v	P_β	$1 - P_\beta$	$1 - P_v$	$(1 - P_\beta) \cdot (1 - P_v)$	$(1 - P_\beta) \cdot P_v$
0	0	0	1	1	1	0
0,125	0,8	0,02	0,98	0,2	1	0,784
0,375	0,97	0,05	0,95	0,03	0,196	0,922
0,625	1	0,1	0,9	0	0,029	0,9
0,875	1	0,3	0,7	0	0	0,7
1	1	0,97	0,03	0	0	0,03

Розрахунок показників розділення наведено в табл. 3.10.

Таблиця 3.10 – Дані для розрахунку показників розділення у першій стадії

α	$\Delta F(\alpha)$	P_β	P_ν	$(1-P_\beta) \cdot (1-P_\nu)$	$(1-P_\beta) \cdot P_\nu$	"2.3"	"2.5"	"2.6"	"1.7"	"1.8"	"1.9"
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
0	0,1	0	0	1	0	0	0,1	0	0	0	0
0,125	0,3	0,02	0,8	0,196	0,784	0,006	0,059	0,235	8E-04	0,007	0,029
0,375	0,25	0,05	0,97	0,029	0,922	0,013	0,007	0,23	0,005	0,003	0,086
0,625	0,1	0,1	1	0	0,9	0,010	0	0,09	0,006	0	0,056
0,875	0,17	0,3	1	0	0,7	0,051	0	0,119	0,045	0	0,104
1,0	0,08	0,97	1	0	0,03	0,078	0	0,002	0,078	0	0,002
						0,1571	0,1659	0,6770	0,1339	0,0100	0,2786

Вміст цінного мінералу в вихідних продуктах збагачення становитиме:

- концентрат $\beta = \frac{0,1339}{0,1571} = 0,8524;$
- хвости $\nu = \frac{0,095}{0,1659} = 0,0604;$
- промпродукт $\alpha_{III} = \frac{0,2786}{0,677} = 0,41148.$

Наступна стадія подрібнення.

Розрахунки з визначення середньої крупності не приводимо. Вони повністю аналогічні першій стадії. Однак схема подрібнення матиме вигляд, як на рис. 3.11.

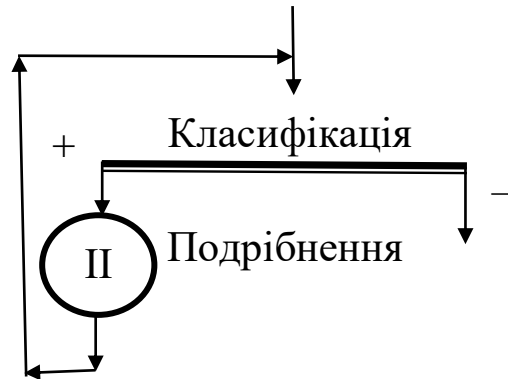


Рисунок 3.11 – Схема наступної, другої, стадії подрібнення

Оператор такого циклу подрібнення має вигляд:

$$P_{зцп2} = \frac{p_1}{p_0} = \frac{P}{1 - A \cdot (1 - P)}$$

Інші дані:

$$d_{BK} = 0,14 \cdot \sqrt[3]{0,41} = 0,01 \text{ мм}; \quad r_{BK} = 16 \text{ мкм}; \quad \bar{d} = 0,014 \text{ мм}.$$

Таблиця 3.11 – Дані для розрахунку вмісту відкритих рудних зерен

d	d / d_{BK}	$1 - d / d_{BK}$	$\frac{d}{\bar{d}}$	$\exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right)$	$\Delta \exp$	”3·6”
1	2	3	4	5	6	7
0	0	1	0	1	0,07	0,07
0,001	0,1	0,9	0,0714	0,93	0,07	0,063
0,002	0,2	0,8	0,1428	0,86	0,11	0,088
0,004	0,4	0,6	0,2857	0,75	0,19	0,114
0,008	0,8	0,2	0,5714	0,56		
						$\Sigma = 0,335$

$$P_P = 0,335 \cdot 0,41 = 0,1375$$

Вміст багатих зростків: $P_{P3} = \alpha_{III} - P_P = 0,41 - 0,1375 = 0,2725$.

Розрахунок вмісту нерудної фази наведено в табл. 3.12.

Таблиця 3.12 – Дані для розрахунків вмісту нерудних зерен

d	d / r_{BK}	$1 - d / r_{BK}$	$\frac{d}{d}$	$\exp\left(-\frac{d}{d}\right)$	$\Delta \exp$	”3.6”
1	2	3	4	5	6	7
0	0	1	0	1	0,07	0,07
0,001	0,0625	0,9375	0,0714	0,93	0,07	0,065
0,002	0,125	0,875	0,1428	0,86	0,11	0,09625
0,004	0,25	0,75	0,2857	0,75	0,19	0,1425
0,008	0,5	0,5	0,5714	0,56	0,22	0,11
0,015	0,9375	0,0625	1,0714	0,34		
						$\Sigma=0,41875$

$$P_H = 0,41875 \cdot 0,59 = 0,247$$

$$\text{Вміст бідних зростків: } P_{H3} = 0,59 - 0,247 = 0,343.$$

Таблиця 3.13 – Функція розподілу зростків у другій стадії збагачення

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1,0
$\Delta F(\alpha)$	0,24	0,22	0,16	0,11	0,12	0,14

Розрахунок показників розділення, що очікуються, для другої стадії наведено в табл. 3.14.

3.6. Формування сепараційних характеристик

Сепараційна характеристика повинна якнайкраще узгоджуватися з характеристикою підготовки сировини тобто, бути гнучкою. Структуру блоків шукатимемо у вигляді каскадних схем.

Початкова схема виділення хвостів має вигляд, що зображений на рис. 3.12.

Значення сепараційної характеристика схеми окремого апарату наведено в табл. 3.15.

Таблиця 3.15 – Сепараційної характеристика окремого апарату

α	0	0,2	0,4	0,6	0,8	1
$P(\alpha)$	0,08	0,11	0,58	0,99	1	1

Таблиця 3.14 – Розрахунок показників розділення, що очікуються, для другої стадії

P	$\Delta F(\alpha)$	P_β	P_ν	$\frac{(1-P_\beta) \cdot (1-P_\nu)}{(1-P_\nu)}$	$\frac{(1-P_\beta) \cdot P_\nu}{P_\nu}$	”2.3”	”2.5”	”2.6”	”1.7”	”1.8”	”1.9”
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
0	0,24	0	0	1	0	0	0,24	0	0	0	0
0,125	0,22	0,02	0,8	0,196	0,784	0,004	0,043	0,172	0,0006	0,005	0,022
0,375	0,16	0,05	0,97	0,029	0,922	0,008	0,005	0,147	0,003	0,002	0,055
0,625	0,11	0,1	1	0	0,9	0,011	0	0,099	0,0069	0	0,062
0,875	0,13	0,3	1	0	0,7	0,039	0	0,091	0,0341	0	0,08
1	0,14	0,97	1	0	0,03	0,136	0	0,004	0,1358	0	0,004
						0,1982	0,2877	0,5141	0,1804	0,0071	0,2226

Вихідні технологічні показники у другій стадії будуть наступними:

- концентрат $\beta = \frac{0,1804}{0,1982} = 0,91;$
- хвости $\nu = \frac{0,0071}{0,2877} = 0,025;$
- промпродукт $\alpha_{III} = \frac{0,2226}{0,5141} = 0,433.$

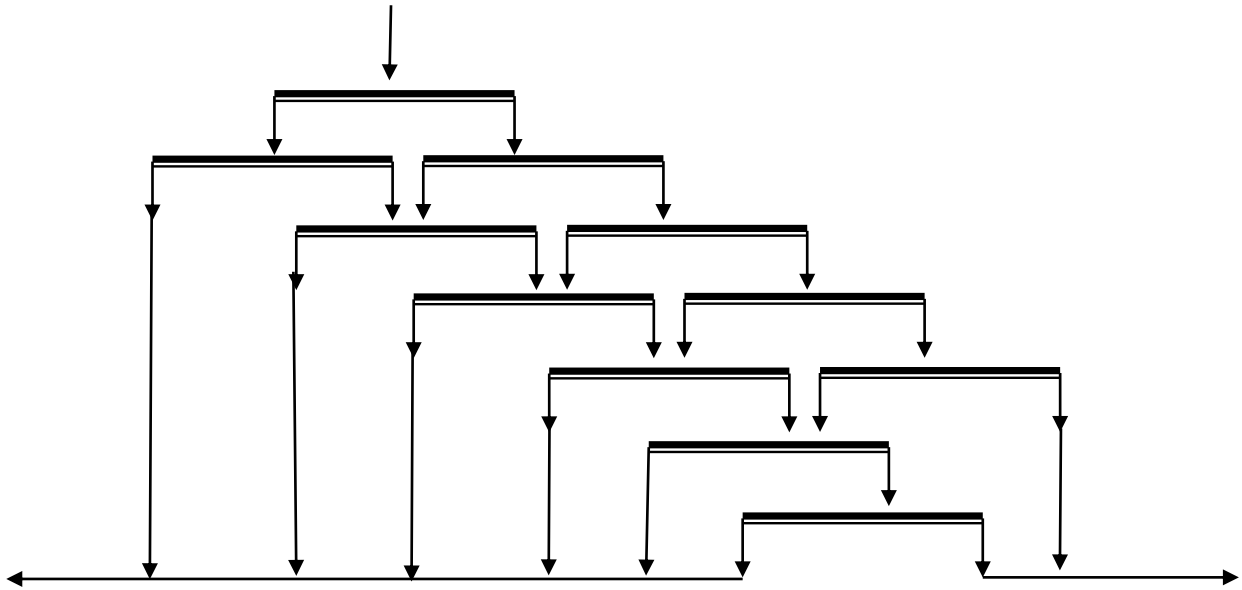


Рисунок 3.12 – Початкова технологічна схема виділення хвостів

Вираз сепараційної характеристики схеми, що зображена на рис. 3.12, наступний:

$$P_0 = R_5 + 5 R_5 P.$$

Отримана сепараційна характеристика має недостатньо малі ймовірності вилучення бідних частинок, тому коригуємо схему до наступного виду, який зображено на рис. 3.13.

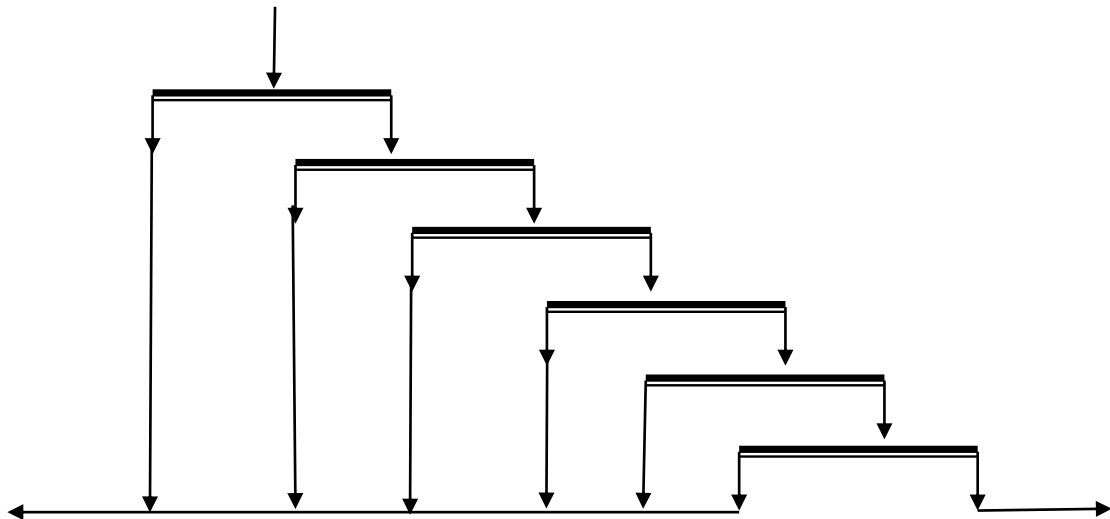


Рисунок 3.13 – Корегована технологічна схема розділення для виділення хвостів

Значення сепараційної характеристика скорегованої схеми наведено в табл. 3.16.

Розрахунок показників розділення, що очікуються, зведено у табл. 3.18.

Таблиця 3.18 – Розрахунок показників розділення, що очікуються, для виділення концентрату

α	P_{c3} – три перечистки	P_4 –чотири перечистки	P_5 – п'ять перечисток	ΔF	4·5	1·6
1	2	3	4	5	6	7
0	0,4	0	0	0,095	0	0
0,125	0,5	0	0	0,305	0	0
0,375	0,88	0	0	0,22	0	0
0,625	1	0,117	0,117	0,05	0,00585	0,003656
0,875	1	0,464	0,464	0,03	0,01392	0,01218
1	1	0,606	0,606	0,3	0,1818	0,1818
					0,20157	0,197636

При п'яти перечистках отримуємо концентрат задовільної якості:

$$\beta = \frac{0,197636}{0,2057} = 0,98.$$

Розрахунки показують, що втрати в хвостах і якість концентрату задовольняють поставленим умовам, в результаті технологічний блок першої стадії збагачення виглядатиме відповідно до рис. 3.15.

Таким чином, нами синтезовано технологічний блок першої стадії збагачення, наступні блоки можна синтезувати аналогічно.

Контрольне завдання

1. Розрахуйте функцію розподілу подрібнених частинок для другої стадії збагачення. Сепараційну характеристику та подрібнювальну характеристику намалюйте самі і зі мною погодьте. Функція розподілу частинок на вході відома та представлена в таблиці.

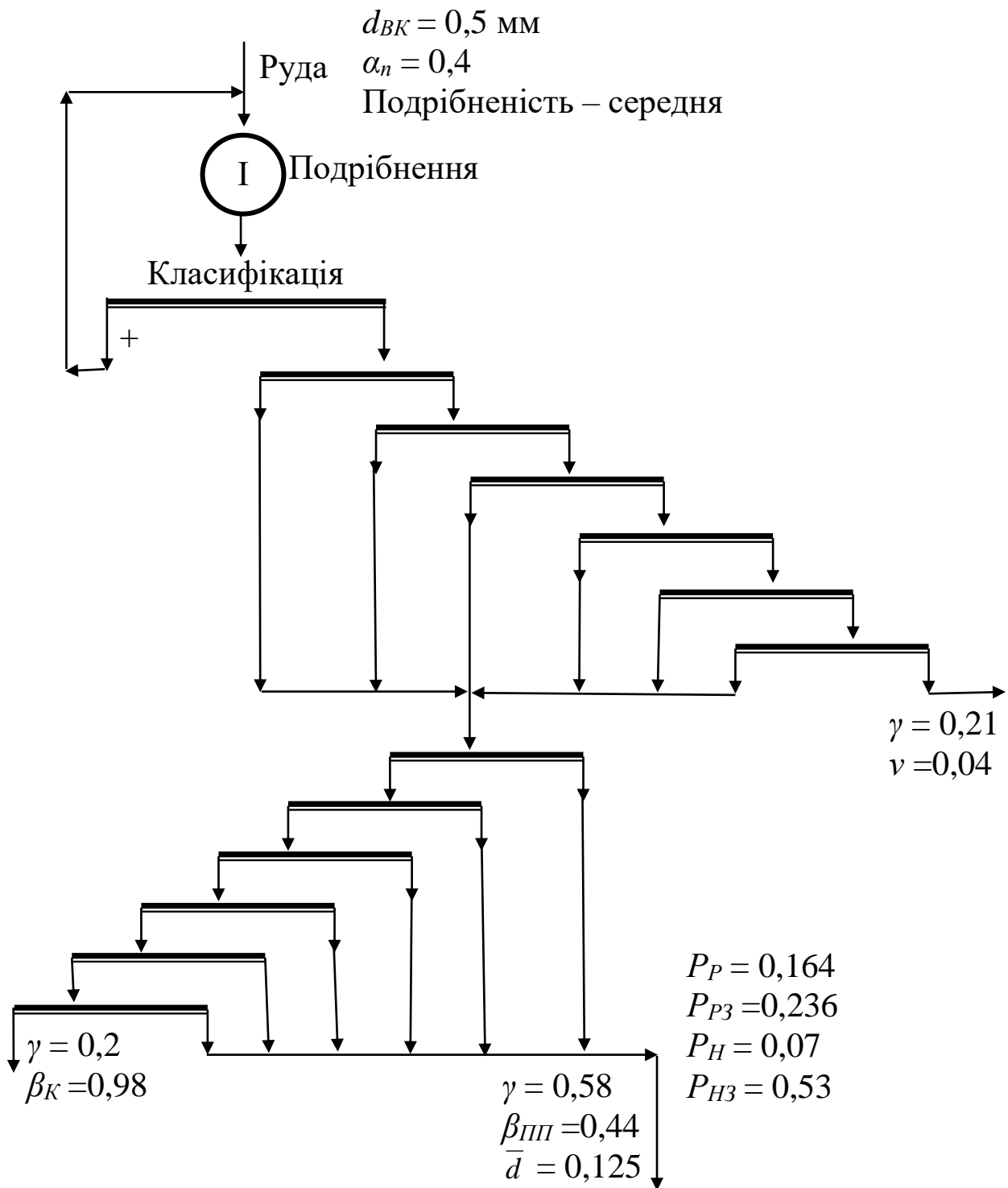


Рисунок 3.15 – Технологічна схема розділення для виділення концентрату та хвостів

РОЗДІЛ 4. ПРОЕКТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ КВАРЦИТІВ БЕЗ СТАДІАЛЬНОГО ВИДІЛЕННЯ КОНЦЕНТРАТУ

4.1. Проектування технології збагачення залізних кварцитів при дробленні

Технологія збагачення корисних копалин – це взаємодія певних процесів, в результаті яких отримують продукт із заданими якісними показниками. Технологія збагачення вкраплених корисних копалин полягає у розділенні (сепарації) попередньо розкритих корисних та некорисних компонентів, із яких складається руда. На рис. 4.1 зображено зріз шматка залізного кварциту, де досить чітко видно шарувату текстуру руди: чергуються нерудні прошарки товщиною l_H і рудні прошарки – l_P .

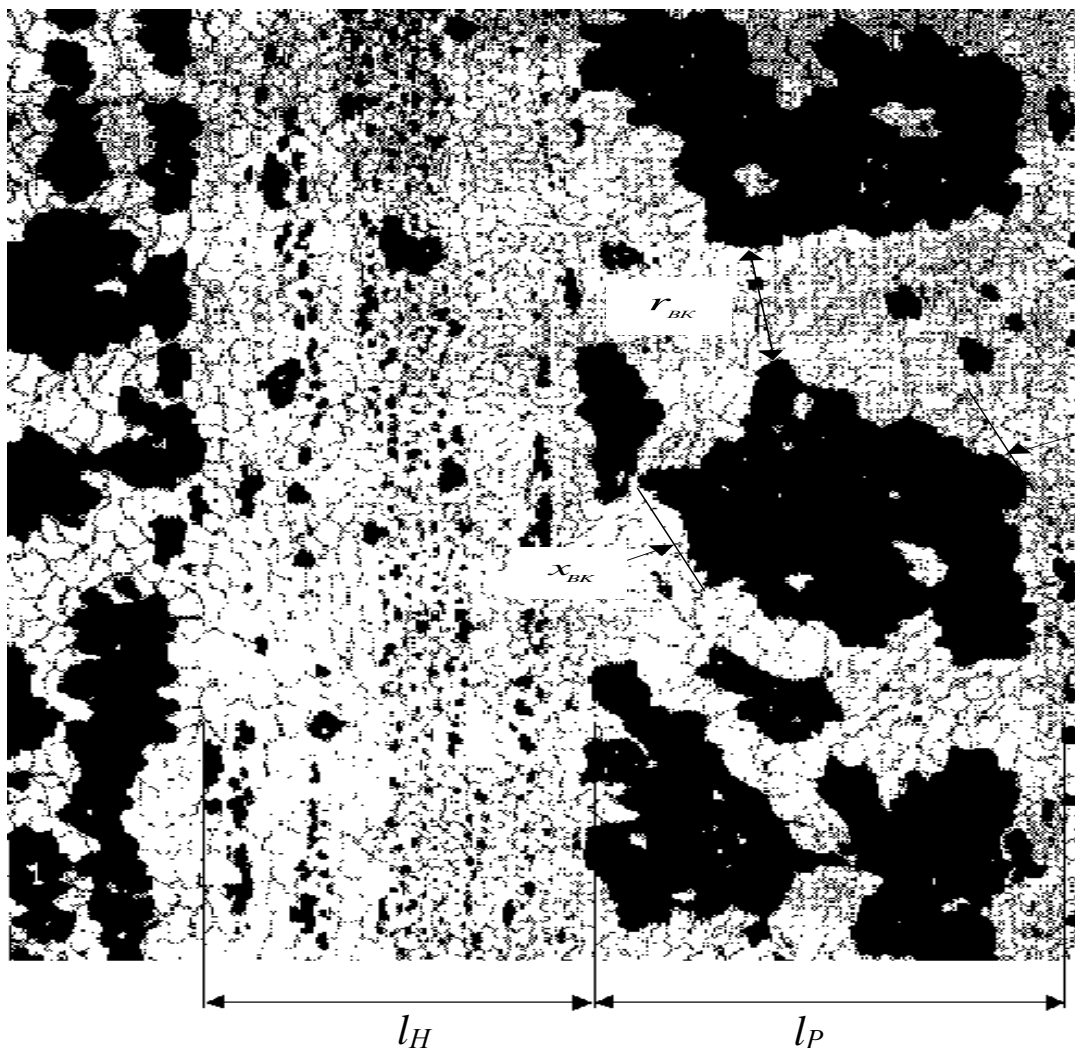


Рисунок 4.1 – Текстура побудова залізної руди

У кожному прошарку є характерна крупність вкраплення d_{BK} та відстань між вкрапленнями r_{BK} , а також вміст цінного мінералу – α . Крім того, у рудних прошарках спостерігається вкраплення нерудного мінералу. Всі ці параметри характеризуються функціями розподілу $F(l_P)$, $F(l_H)$, $F(d_{BK})$, $F(\alpha)$ або частково середніми значеннями величин l_P , l_H , d_{BK} , α_P . Вміст цінного мінералу в різних прошарках характеризуємо середніми значеннями: α_P – у рудних прошарках, α_H – у нерудних прошарках.

У цінному мінералі (магнетит) вміст заліза 72% (0,72), що становить 100 % мінералу магнетит. У промисловості вважається, що високий вміст заліза в концентраті має бути не менше 65%, що становитиме 90% магнетиту. Цього числа і будемо дотримуватися при складанні технологічної схеми.

Відокремити (роз'єднати, розкрити) мінерал, що вкраплений в порожню породу можна подрібненням. Оскільки стан розкриття мінералу у руді характеризується функцією розподілу за розмірами, то мінерали можна сепарувати зі зменшенням крупності частинок руди, тобто. у міру її розкриття. Зменшення крупності руди здійснюється дробленням та подрібненням. Таким чином, технологія збагачення будується за принципом послідовного застосування розкриття та сепарації.

Реалізувати такий принцип у чистому вигляді зазвичай не вдається, оскільки сепараційні апарати ділять розкритий продукт далеко не ідеально. Це означає, що у всіх трьох продуктах будуть частинки з усього діапазону можливого вмісту цінного мінералу $0 \leq \alpha \leq 1$. Представити таку властивість сепаратора можна сепараційною характеристикою, яка відображає ймовірність переходу частинок вузької фракції за вмістом цінного мінералу (фракції якості) у збагачений продукт. Розкриття здійснюється подрібненням, яке має обмеження, тобто. є не ідеальним, що проявляється у нерівномірному розподілі частинок за крупністю. Максимальний розмір шматків початкової руди, яка транспортується із кар'єру на збагачувальну фабрику становить $d = 1200$ мм. Ясно, що ні про яке розкриття цінного мінералу не може бути й мови.

Одна стадія дроблення знижує крупність у 3...4 рази. Отже, після першої стадії дроблення максимальний розмір шматків буде становити $d_1 = 300...400$ мм. У цьому випадку розкриття також залишається нульовим. Після другого дроблення розмір шматків $d_2 = 80...100$ мм. Оскільки розмір дроблених шматків

підпорядковується функції розподілу $F(d)$, то за таких максимальних розмірах можуть бути шматки, які можна порівняти з розмірами рудних і нерудних прошарків, тобто. $d < l_P$ та $d < l_H$. Оцінимо кількість таких шматків.

Звідси й далі здійснюватимемо пошук технологічної схеми покрово, тобто після реалізації кожного кроку результат будемо осмислювати і наступний крок проводити з урахуванням можливих наступних дій. Осмислення проводитимемо суб'єктивно.

Виходимо з того, що функція розподілу частинок відома і вона описується виразом:

$$f(d) = \frac{1}{\bar{d}} \cdot \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right),$$

де \bar{d} – параметр розподілу (середня крупність частинок).

Якщо $d_{max} = 100$ мм, то середня крупність частинок:

$$\bar{d} = \frac{d_{max}}{3,5} = \frac{100}{3,5} \approx 30 \text{ мм.}$$

Кількість частинок з розмірами, які менші за нерудні прошарки l_H , складає:

$$P_H = \int_0^{l_H} f(d) \partial d = F(l_H) - F(0) = \frac{1}{\bar{d}} \cdot \int_0^{l_H} \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right) \partial d = 1 - \exp\left(-\frac{l_H}{\bar{d}}\right),$$

або $P_H = 1 - \exp\left(-\frac{3}{30}\right) = 1 - \exp(-0,1) = 1 - 0,9 = 0,1 = 10\%$

Таким чином, маємо вже досить велику кількість класу крупності, де можуть бути частинки тільки з рудних або нерудних прошарків. Назвемо їх відповідно рудні та нерудні частинки. Оцінимо їх кількість за формулами:

$$P_P = \frac{\alpha_P}{\bar{d}} \cdot \int_0^{l_P} \left(1 - \frac{d}{l_P}\right) \cdot \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right) \partial d;$$

$$P_H = \frac{1 - \alpha_P}{\bar{d}} \cdot \int_0^{l_H} \left(1 - \frac{d}{l_H}\right) \cdot \exp\left(-\frac{d}{\bar{d}}\right) \partial d.$$

Середній вміст цінного компонента в руді, припустимо, $\alpha_n = 0,25$, середня товщина рудних прошарків $l_P = 3$ мм. Середній вміст цінного компонента в рудних прошарках $\alpha_P = 0,9$; середній вміст цінного мінералу в нерудних прошарках $\alpha_H = 0,05$; тоді товщина нерудних прошарків складає:

$$l_H = l_P \cdot \frac{\alpha_P - \alpha_n}{\alpha_n - \alpha_H} = 3 \cdot \frac{0,9 - 0,25}{0,25 - 0,05} = 10 \text{ мм.}$$

Визначаємо кількість відкритої нерудної фази (табл. 4.1) для прийнятих умов, з метою визначення доцільності їх сепарації.

Таблиця 4.1 – Розрахунок розкриття нерудної фази після другої стадії дроблення ($l_P = 3$ мм, $d = 30$ мм, $P = 0,9$)

d , мм	d/l_H	$1 - d/l_H$	ΔF	3·4
1	2	3	4	5
1	0,1	0,9	0,03	0,027
2	0,2	0,8	0,03	0,024
4	0,4	0,6	0,06	0,036
9	0,9	0,1	0,14	0,014
Сума				0,12

Тоді
$$P_P = \frac{l_P}{l_H - l_P} \cdot \sum = \frac{3}{13} \cdot 0,036 = 0,084 .$$

Розрахуємо кількість відкритої рудної фази (табл. 4.2).

Таблиця 4.2 – Розрахунок розкриття рудної фази після другої стадії дроблення ($l_P = 3$ мм, $d = 30$ мм, $P = 0,9$)

d , мм	d/l_P	$1 - d/l_P$	ΔF	”3·4”
1	2	3	4	5
1	0,33	0,66	0,03	0,02
1,5	0,5	0,5	0,02	0,01
2	0,66	0,33	0,01	0,003
2,5	0,83	0,17	0,01	0,003
2,9	0,97	0,03	0,02	0,0006
Сума				0,0366

Таким чином, кількість частинок, здатних скласти багату і бідну фракції, становить 0,084 і 0,0366. Мало це чи багато? Найпростіше вирішення цього питання – це запитати у спеціалістів; іншими словами, порівняти за яким-небудь числовим критерієм. Об’єктивно це можливо лише економічне порівняння. В даному випадку 0,84 % продукту, в якому міститься 80...95% цінного мінералу – досить

багато. Цей продукт можна взагалі не збагачувати, тому що в ньому 56...60% заліза, або ж направити його в останню стадію подрібнення.

Отже, технологія первинної підготовки руди може бути представлена схемою, як на рис. 4.2.

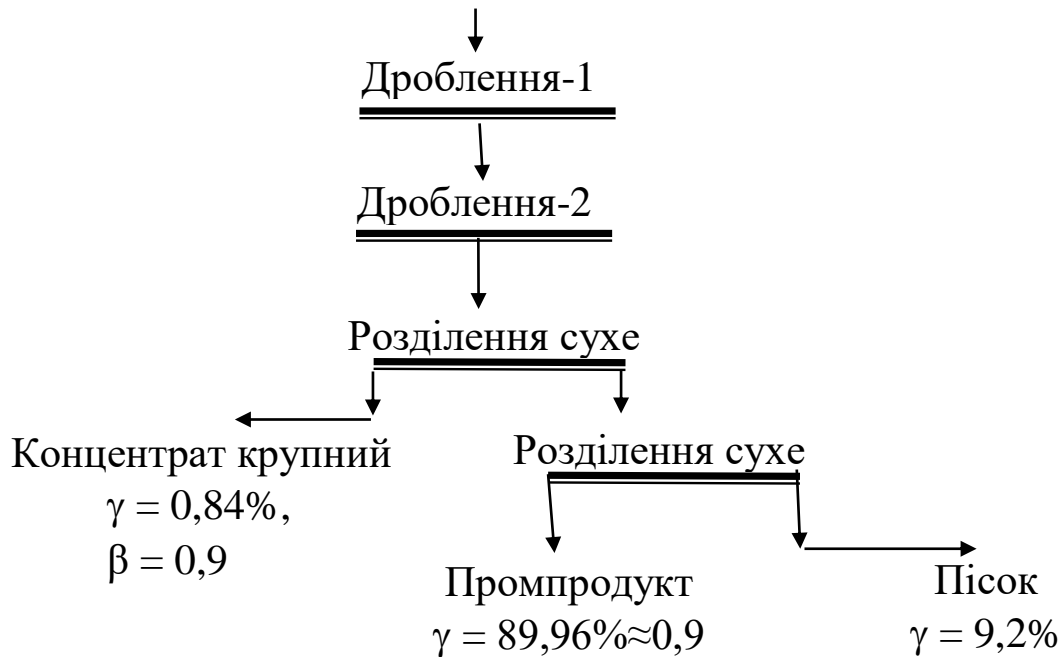


Рисунок 4.2 – Схема попереднього дроблення

Крім того, виходи концентрату великої крупності γ_{KK} та щебеню $\gamma_{Щ}$ також визначені: $\gamma_{KK} = 0,84\%$; $\gamma_{Щ} = 9,2\%$; і вміст цінного мінералу у цих продуктах складе $\alpha_{KK} = \alpha_P = 0,9$; $\alpha_{Щ} = \alpha_H = 0,05$.

У дробарках великої потужності розвантажувальна щілина залишається постійною, тому за один прийом дроблення не можна отримати значну кількість частинок істотно менших, ніж розмір цієї щілини. Крім того, відкритих частинок двох видів не буде в шматках з $d > l_P$ та $d > l_H$, тому перед розділенням має сенс провести розсів продукту на ситі з розміром отвору $d = \max(l_P, l_H) = 3$ мм (рис. 4.3).

Після другого дроблення продукт не розкритий та ще надто великий для глибокого збагачення, тому продовжуємо процес дроблення далі. Для цього застосовується третя стадія дроблення. Отримуємо продукт ще втричі дрібніший за попередній, тобто $\bar{d}_3 = \frac{30}{3} = 10$ мм. У такому продукті маємо досить значну кількість дуже багатих і дуже бідних частинок, які можуть утворити потік кварцового піску або відсіву.

У цьому продукті є відкриті частинки будь-якої з двох фаз.

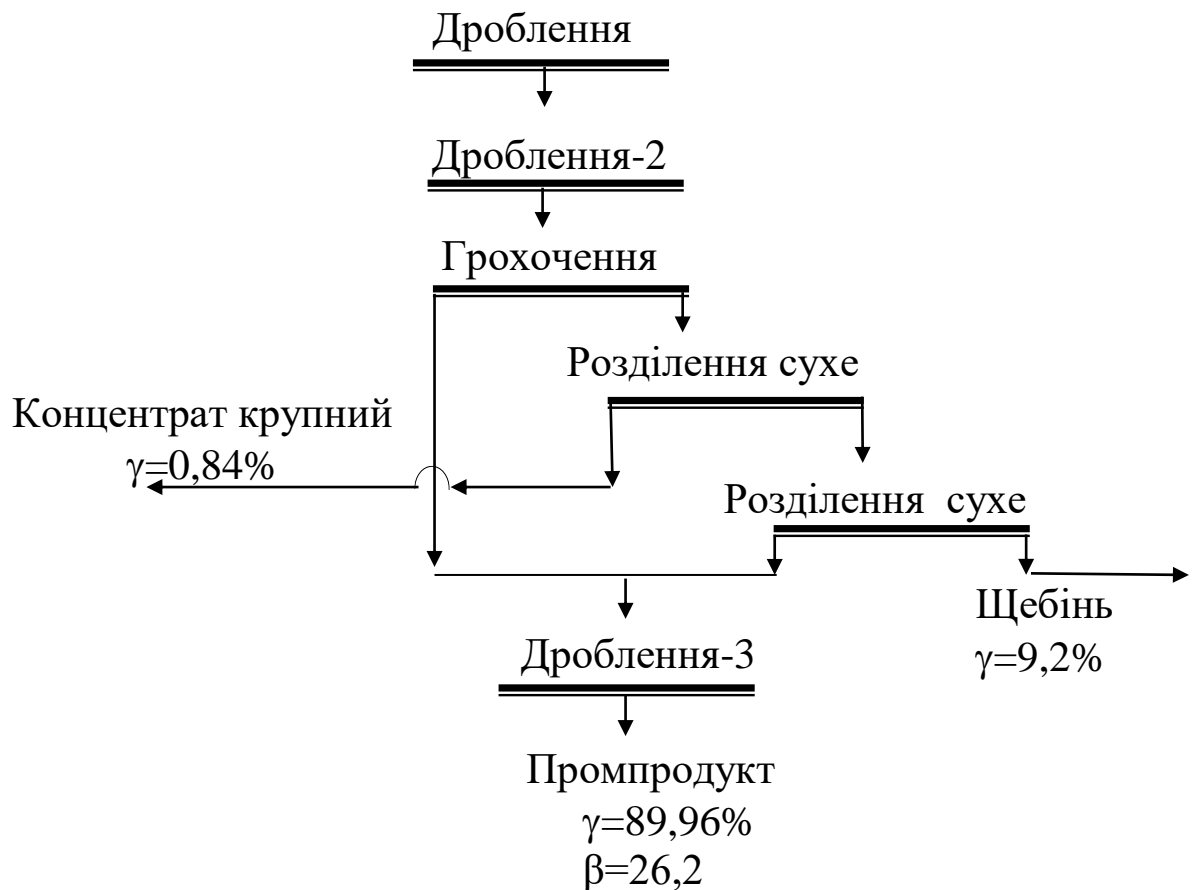


Рисунок 4.3 – Схема дроблення руди із попереднім грохоченням

Кількість багатих частинок становитиме:

$$P_P = \frac{l_P}{l_H - l_P} \cdot p_P = \frac{3}{13} \cdot 0,1087 = 0,025, \text{ або } 2,5\% \text{ (табл. 4.3).}$$

Таблиця 4.3 – Розрахунок розкриття рудної фази після третьої стадії дроблення

d	d/l_P	$1 - d/l_P$	d/\bar{d}	ΔF	"5.3"
1	2	3	4	5	6
1	0,33	0,66	0,1	0,1	0,066
1,5	0,5	0,5	0,15	0,04	0,02
2	0,66	0,33	0,2	0,05	0,0165
2,5	0,83	0,17	0,25	0,03	0,005
2,9	0,97	0,03	0,29	0,04	0,0012

$$P_p = 0,1087$$

Такий продукт можна просіяти і відсепарувати в два прийоми з виділенням грубого концентрату і пісків. Схема підготовки руди доповнюється операціями дроблення, грохочення, розділення (рис. 4.4).

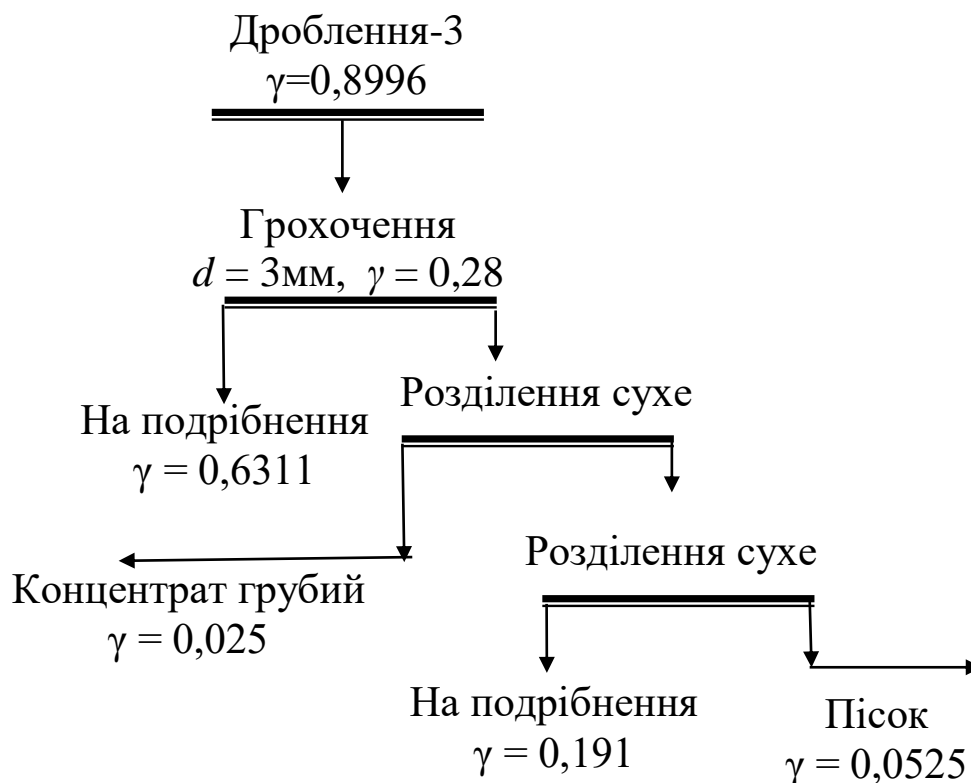


Рисунок 4.4 – Схема виділення грубого концентрату

Виконаємо попередній аналіз розділення продуктів за стадіями подрібнення. Після цього можна застосовувати подрібнення та розділення для глибокого збагачення. Для отримання високої якості необхідно значне розкриття, а для цього – тонке подрібнення.

Таким чином можна зробити висновок. Після операції дроблення можливе виділення відкритої нерудної фракції як щебеню. Багата фракція виходить у дуже малих кількостях.

Виділяємо все-таки відкриту рудну фракцію після дроблення, який назвемо грубий концентрат, оскільки вміст у ньому цінного мінералу практично промисловий – до 90%.

Виконаємо попередній аналіз продуктів розділення за стадіями подрібнення. Після цього можна застосовувати подрібнення та розділення для глибокого збагачення. Для отримання високої якості необхідно значне розкриття, а для цього – тонке подрібнення.

Оцінимо необхідну крупність подрібнення грубого концентрату для досягнення високої кінцевої якості. Вихідними даними будуть:

вміст цінного мінералу $\alpha_{\Pi} = \alpha_p = 0,9$. Це означає, що магнітна фракція безперервна, а нерудна – вкраплена, тому розрахунок розкриття ведеться за іншою методикою, порівняно з викладеною раніше. Для цього введемо деякі нові позначення.

Вкраплення нерудної фази позначимо $r_H = 0,1$ мм. Відстань між нерудними вкрапленнями:

$$d_P = r_H \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,67}{\alpha_n}} - 1 \right).$$

Показники розкриття обчислюються відповідно до виразів, що наведені нижче.

Вміст відкритих рудних зерен:

$$P_P = \frac{1 - \alpha_H}{d} \cdot \int_0^{d_P} \left(1 - \frac{d}{d_P} \right) \cdot f(d) \partial d.$$

Вміст відкритих нерудних зерен:

$$P_H = \frac{\alpha_H}{d} \cdot \int_0^{r_H} \left(1 - \frac{d}{r_H} \right) \cdot f(d) \partial d.$$

Вміст багатих зростків:

$$P_{P3} = \frac{1 - \alpha_H}{d} \cdot \left(\int_0^{d_P} \frac{d}{d_P} \cdot f(d) \partial d + \int_{d_P}^{10(d_P+r_H)} f(d) \partial d \right) + \int_{10(d_P+r_H)}^{\infty} f(d) \partial d.$$

Вміст бідних зростків:

$$P_{H3} = \frac{\alpha_H}{d} \cdot \left(\int_0^{r_H} \frac{d}{r_H} \cdot f(d) \partial d + \int_{r_H}^{10(d_P+r_H)} f(d) \partial d \right).$$

Введемо ще нові позначення для визначення зростків у крупних класах:

$$P_{P3}^{(1)} = \frac{1 - \alpha_H}{d} \cdot \int_0^{d_P} \frac{d}{d_P} \cdot f(d) \partial d; \quad P_{P3}^{(2)} = \frac{1 - \alpha_H}{d} \cdot \int_{d_P}^{10(d_P+r_H)} f(d) \partial d;$$

$$P_{P3}^{(3)} = \int_{10(d_P+r_H)}^{\infty} f(d) \partial d; \quad P_{H3}^{(1)} = \frac{\alpha_H}{d} \cdot \int_0^{r_H} \frac{d}{r_H} \cdot f(d) \partial d;$$

$$P_{H3}^{(2)} = \frac{\alpha_H}{d} \cdot \int_{r_H}^{10(d_P+r_H)} f(d) \partial d.$$

Криву збагачуванності (функцію розподілу зростків) побудуємо за чотирма розрахованими параметрами P_{P3} ; P_{H3} ; P_{PC} ; α_{HC} (табл. 4.4...4.8).

Таблиця 4.4 – Розрахунок розкриття у рудних прошарках
($\alpha_H = 0,1$; $r_H = 0,1$ мм; $\bar{d} = 1$ мм)

d	d/r_H	$1-d/r_H$	d/\bar{d}	ΔF	”2.5”	”3.5”
1	2	3	4	5	6	7
0,01	0,1	0,9	0,01	0,01	0,001	0,009
0,02	0,2	0,8	0,02	0,01	0,002	0,016
0,04	0,4	0,6	0,04	0,02	0,008	0,012
0,06	0,6	0,4	0,06	0,02	0,012	0,008
0,08	0,8	0,2	0,08	0,02	0,016	0,004
0,095	0,95	0,05	0,095	0,08	0,076	0,004
Сума					0,115	0,053

$$P_P = 0,9 \cdot 0,053 = 0,048;$$

$$P_{P3}^{(1)} = 0,9 \cdot 0,115 = 0,1;$$

$$P_{P3}^{(2)} = 0,9 \cdot \exp(-0,1/1) = 0,8.$$

Середня відстань між магнітними включеннями дорівнює:

$$d_P = r_H \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,67}{\alpha_n}} - 1 \right) = 0,1 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,67}{0,1}} - 1 \right) = 0,09 \text{ мм.}$$

Таблиця 4.5 – Розрахунок розкриття у нерудних прошарках

$d, \text{мм}$	d/r_{BK}	$1-d/r_{BK}$	d/\bar{d}	$\exp(-d/\bar{d})$	ΔF	”3.6”
1	2	3	4	5	6	7
0,005	0,5	0,5	0,005	0,995	0,005	0,0025
0,009	0,9	0,1	0,009	0,991	0,004	0,0004
Сума						0,0029

$$P_H = 0,1 \cdot 0,0029 = 0,00029;$$

$$P_{H3} = 0,1 \cdot \exp(-0,009) = 0,09.$$

Для попередньої оцінки збагачуваності руди таким значенням показника можна знехтувати.

Існуючі характеристики сепараторів не можуть забезпечити помітне збільшення якості концентрату при застосуванні перелічених операцій, тому зменшуємо крупність дроблення вдвічі. Знову обчислюємо показники розкриття.

Таблиця 4.6 – Розрахунок щодо вмісту відкритих рудних зерен, які утворюються із рудних прошарків ($r_H = 0,09$ мм; $\bar{d} = 0,05$ мм)

d	d/d_H	$1 - d/d_H$	d/\bar{d}	$\exp(-d/\bar{d})$	Δ_{exp}	"3·6"
1	2	3	4	5	6	7
0,01	0,11	0,89	0,2	0,81	0,19	0,17
0,03	0,33	0,67	0,6	0,55	0,26	0,17
0,06	0,67	0,33	1,2	0,3	0,25	0,08
0,089	0,98	0,02	1,78	0,17	0,13	0,003
Сума						0,422

$$P_P = 0,9 \cdot 0,422 = 0,38.$$

Таблиця 4.7 – Розрахунок вмісту відкритих нерудних зерен, що утворюються з нерудних прошарків ($d_H = 0,08$ мм; $\bar{d} = 0,05$ мм)

d	d/d_H	$1 - d/d_H$	d/\bar{d}	$\exp(-d/\bar{d})$	Δ_{exp}	"3·6"
1	2	3	4	5	6	7
0,01	0,125	0,875	0,2	0,81	0,19	0,17
0,03	0,375	0,625	0,6	0,55	0,26	0,16
0,06	0,75	0,25	1,2	0,3	0,25	0,02
0,075	0,94	0,06	1,78	0,17	0,13	0,008
Сума						0,394 ≈ 0,4

$$P_H = 0,1 \cdot 0,4 = 0,04;$$

$$P_{H3}^{(2)} = 1,2 \cdot 0,02 = 0,024;$$

$$P_{H3} = (1 - 0,8) / 0,05 \cdot (0,014 + 0,024) = 0,15.$$

Таблиця 4.8 – Розрахунок показників розкриття з рудних прошарків ($d = 0,05$ мм; $d_{BK} = 0,1$ мм; $\alpha_n = 0,9$)

d	d/d_{BK}	$1 - d/d_{BK}$	d/d	$\exp(-d/d)$	Δ_{exp}	"3·5"
1	2	3	4	5	6	7
0,01	0,1	0,9	0,2	0,82	0,18	0,162
0,02	0,2	0,8	0,4	0,67	0,15	0,12
0,03	0,3	0,7	0,6	0,55	0,12	0,084
0,04	0,4	0,6	0,8	0,45	0,1	0,06
0,05	0,5	0,5	1	0,37	0,08	0,04
0,06	0,6	0,4	1,2	0,3	0,07	0,028
0,07	0,7	0,3	1,3	0,25	0,05	0,015
0,08	0,8	0,2	1,6	0,2	0,05	0,01
0,09	0,9	0,1	1,8	0,16	0,04	0,004
Сума						0,523

На рис. 4.5 показаний розподіл зростків при дробленні рудних прошарків.

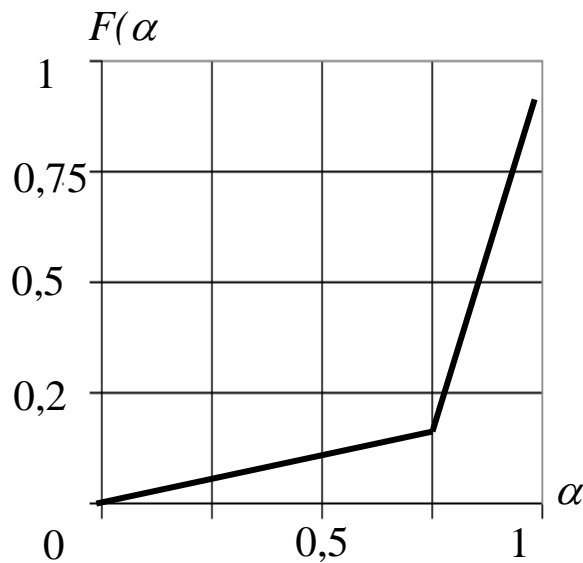


Рисунок 4.5 – Розподіл зростків при дробленні рудних прошарків

Отже, розкриття в прошарках досить значне при крупності частинок, яке може забезпечити лише подрібнення. Тому подальший пошук припиняємо.

Таким чином, продукт крупністю 10 мм направляємо на перше подрібнення, а грубий концентрат – на друге.

Млини за стадіями подрібнення відрізняються футеруванням та розміром куль. Для першої стадії подрібнення $d_k = 100 \dots 120$ мм, другої – 60...40 мм, третьої – 40...25 мм. Можуть бути інші рішення, але це найбільш типові. Після кожного подрібнення залишається багато крупного класу і зазвичай застосовують зворотні зв'язки, які включають класифікацію. У якості апаратів для класифікації на перших стадіях подрібнення використовують спіральні класифікатори, на другій і наступних стадіях – гідроциклони. Причому, чим тонша крупність продукту, тим менший діаметр гідроциклону і тим менший діаметр куль.

Приступаємо до формування першої стадії подрібнення та сепарації. Це буде етап тонкого подрібнення та глибокого збагачення руди.

Схему дроблення приймаємо відповідно до рис. 4.6.

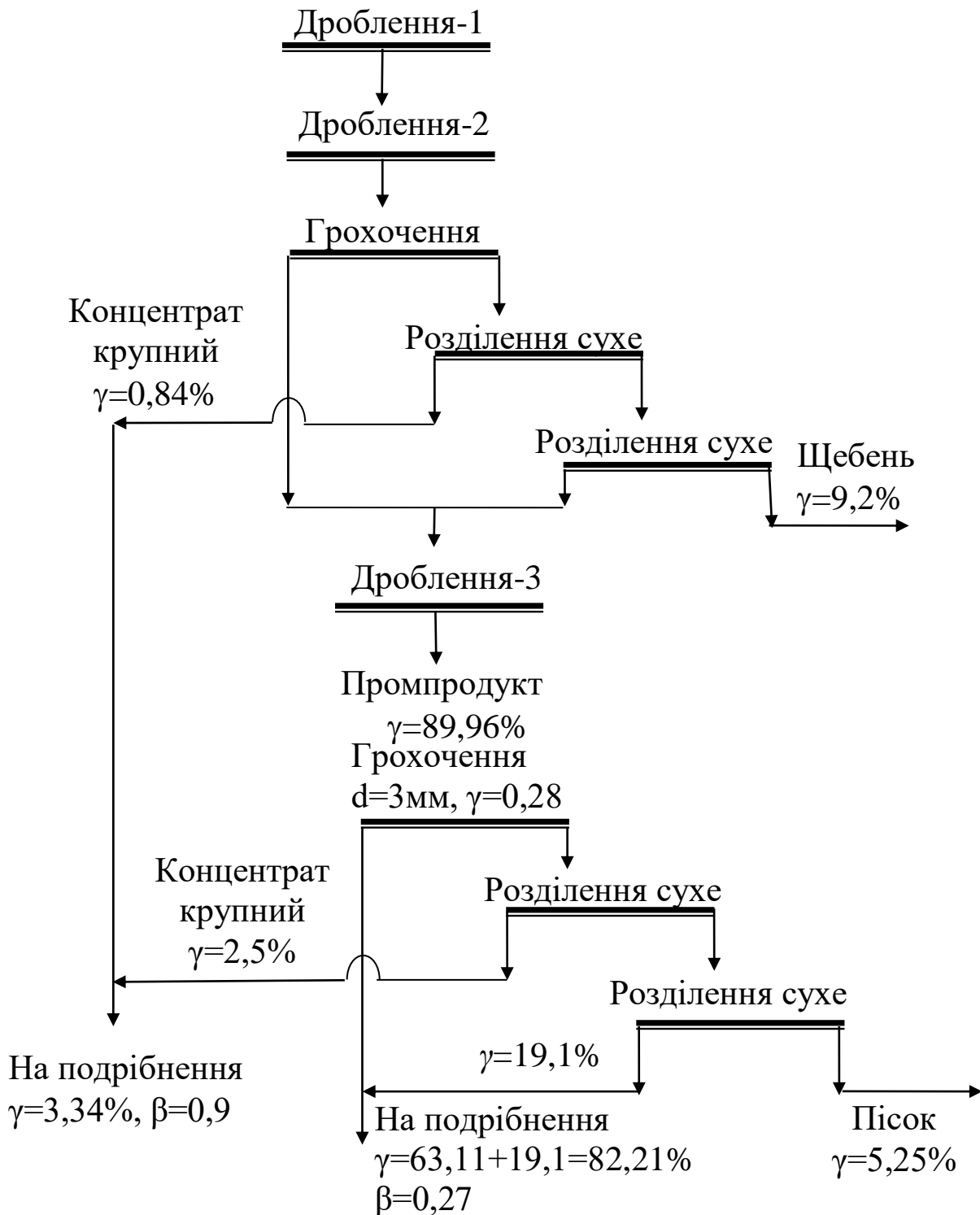


Рисунок 4.6 – Схема дроблення з виділенням грубих концентратів

4.2. Глибоке збагачення руди

4.2.1. Перша стадія подрібнення

В млин на першу стадію подрібнення надходить руда, характеристика крупності якої наведена в табл. 4.9.

Таблиця 4.9. – Характеристика крупності живлення млина першої стадії

$d, \text{мм}$	1	2	4	8	16	32
$F_{BX}(d)$	0,02	0,05	0,05	0,15	0,55	0,18

Після розрахунку подрібнення на виході млина отримано характеристику крупності, яку наведено в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 – Характеристика продукту подрібнення

$d, \text{мм}$	1	2	4	8	16	32
$F_{ВИХ}(d)$	0,2	0,35	0,3	0,15	0	0

Характеристика подрібнення млина наведена в табл. 4.11.

Таблиця 4.11 – Характеристика подрібнення млина

$d, \text{мм}$	1	2	4	8	16	32
$A(d)$	10	7	6	1	0	0

За цими точками побудуємо безперервну характеристику подрібнення млина (рис. 4.7).

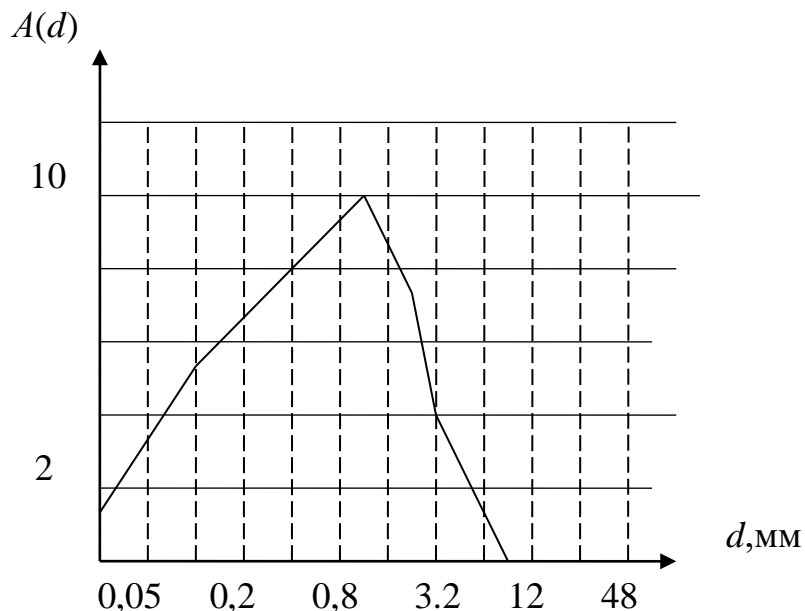


Рисунок 4.7 – Характеристика подрібнення млина першої стадії

По-перше визначимо оператор замкнутого циклу подрібнення. Розрахунки як завжди зводимо у таблицю (табл. 4.12).

Таблиця 4.12 – Розрахунок оператора ЗЦП першої стадії

$d, \text{мм}$	$P_{КЛ}$	A	$P_{КЛ} A$	$1-P_{КЛ}$	$A \cdot (1-P_{КЛ})$	$P_{ЗЦИ}$	$\Delta F_{ВХ}$
0,045	1	2,5	2,5	0	0	2,5	2,5
0,09	0,97	5	4,85	0,3	0,15	5,7	5,7
0,18	0,75	7	5,25	0,25	1,75	1,9	1,9
0,36	0,5	9	4,5	0,5	4,5	0,82	0,82
0,7	0,3	9,5	2,85	0,7	6,65	0,37	0,37
1	0,05	10	0,5	0,95	9,5	0,05	0,05
3	0,01	6	0,06	0,99	5,95	0,0086	0,0086

Далі визначимо показники зливу класифікатора (табл. 4.13).

Як бачимо із табл. 4.13 вихід продукту у злив класифікатору складає $\gamma_{ЗЛ} = 0,45$ при середній крупності частинок $d_{ЗЛ} = 0,22$ мм

Таблиця 4.13 – Розрахунок крупності зливу класифікатора

$d, \text{мм}$	$P_{ЗЦИ}$	$\Delta F_{ВХ}$	$\frac{\Delta F_{ВИХ}}{\Delta F_{ВХ} P_{ЗЦИ}}$	$\Delta F_{СКЛ}$	$d \Delta F_{СКЛ}$
0,045	2,5	0,02	0,05	0,11	0,00495
0,09	5,7	0,03	0,17	0,37	0,033
0,18	1,9	0,05	0,095	0,21	0,038
0,36	0,82	0,09	0,074	0,16	0,0576
0,7	0,37	0,15	0,055	0,12	0,084
1	0,05	0,11	0,0055	0,012	0,012
3	0,0086	0,55	0,0047	0,01	0,03
Сума			0,45		0,24

Визначаємо розкриття руди у зливі класифікатора при $d_{ВК} = 0,1$ мм. Для цього спочатку розрахуємо вміст відкритих рудних зерен (табл. 4.14).

$$P_p = 0,27 \cdot 0,158 = 0,0396;$$

$$P_{P3}^{(1)} = 0,27 \cdot 0,4 = 0,1;$$

$$r = 0,1 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{0,27}} - 1 \right) = 0,04.$$

Далі розраховуємо вміст відкритих нерудних зерен (табл. 4.15).

Таблиця 4.14 – Розрахунок розкриття в зливі класифікатора

d	d/d_{BK}	$1-d/d_{BK}$	ΔF	3·4	2·4
1	2	3	4	5	6
0,02	0,2	0,8	0,05	0,04	0,1
0,04	0,4	0,6	0,06	0,036	0,024
0,06	0,6	0,4	0,11	0,044	0,066
0,08	0,8	0,2	0,11	0,022	0,088
0,089	0,89	0,11	0,15	0,0165	0,1335
Сума				0,158	0,4

Таблиця 4.15 – Розрахунок розкриття нерудної фази у зливі класифікатора

d	d/r_{BK}	$1-d/r_{BK}$	ΔF	”3·4”	”2·4”
1	2	3	4	5	6
0,02	0,5	0,5	0,05	0,025	0,025
0,039	0,97	0,03	0,06	0,0018	0,058

$$P_H = 0,75 \cdot 0,027 = 0,02;$$

$$P_{H3}^{(1)} = 0,73 \cdot 0,083 = 0,062;$$

$$P_{H3}^{(2)} = 0,73 \cdot 0,89 = 0,667;$$

$$P_{P3}^{(2)} = 0,27 \cdot 0,52 = 0,13;$$

$$\text{Остаточнo } P_P = 0,04; \quad P_{P3} = 0,23; \quad P_{H3} = 0,71; \quad P_H = 0,02.$$

На основі отриманих числових даних про розкриття будуюмо функцію розподілу зростків (рис. 4.8).

Цей підготовлений продукт далі розділяється за вмістом цінного мінералу. Розраховуємо вихідні показники розділення (табл. 4.16).

Вміст цінного компоненту в продуктах збагачення складе:

$$\text{– у концентраті: } \beta = \frac{0,1525}{0,2821} = 0,5405;$$

$$\text{– у хвостах: } \nu = \frac{0,1175}{0,7179} = 0,1637.$$

Максимально можлива якість збагаченого продукту:

$$\beta_{max} = \frac{0,041 + 0,23 \cdot 0,625}{0,23 + 0,04} = 0,68.$$

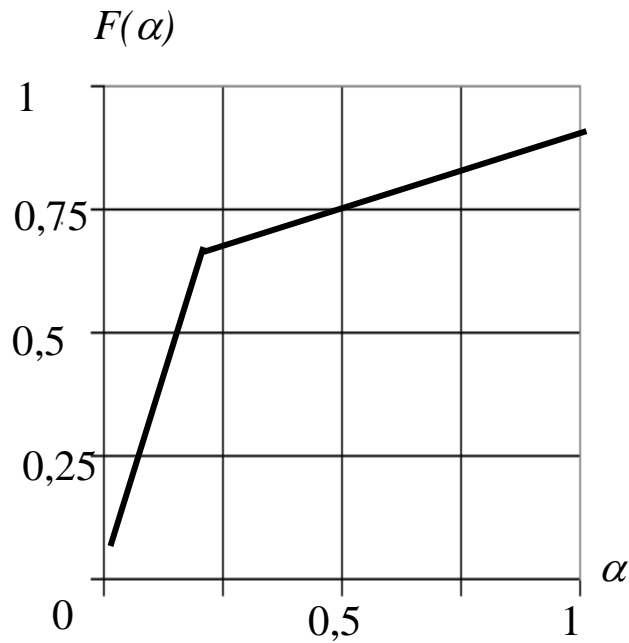


Рисунок 4.8 – Функція розподілу зростків після першої стадії подрібнення

Таблиця 4.16 – Розрахунок показників збагачення зливу класифікатора, що очікуються

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1-P(\alpha)$	"2.3"	"2.4"	"1.5"	"1.6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0,0	0,02	0,1	0,9	0,0020	0,0180	0,0	0,0
0,125	0,71	0,13	0,87	0,0923	0,6177	0,0115	0,0772
0,375	0,08	0,3	0,7	0,0240	0,0560	0,0090	0,0210
0,625	0,08	0,8	0,2	0,0640	0,0160	0,0400	0,0100
0,875	0,07	0,9	0,1	0,0630	0,0070	0,0551	0,0061
1,0	0,04	0,92	0,08	0,0368	0,0032	0,0368	0,0032
Сума				0,2821	0,7179	0,1525	0,1175

Таким чином, $\beta \ll \beta_{max}$. Збіднений продукт також має досить високий вміст цінного мінералу.

Виконаємо перечистку цих продуктів. Попередньо розрахуємо інтегральні характеристики (нормовані) розподілу зростків у кожному з продуктів ΔF_{β} та ΔF_{ν} (табл. 4.17).

Таблиця 4.17 – Нормування показників розподілу зростків для наступної перечистки (стовбці 3 та 5)

α	$\Delta F \cdot P$	ΔF_{β}	$\Delta F \cdot (1-P)$	ΔF_{ν}
1	2	3	4	5
0	0,0020	0,0071	0,0180	0,0251
0,125	0,0923	0,3272	0,6177	0,8604
0,375	0,0240	0,0851	0,0560	0,0780
0,625	0,0640	0,2269	0,0160	0,0223
0,875	0,0630	0,2233	0,0070	0,0098
1	0,0368	0,1305	0,0032	0,0045

Перечистка збагаченого продукту (табл. 4.18).

Таблиця 4.18 – Розрахунок показників перечистки продукту першого прийому розділення

α	$\Delta F_{\beta}(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1-P(\alpha)$	"2.3"	"2.4"	"1.5"	"1.6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0,0	0,0071	0,1	0,9	0,0007	0,0064	0	0,0000
0,125	0,3272	0,13	0,87	0,0425	0,2847	0,0053	0,0356
0,375	0,0851	0,3	0,7	0,0255	0,0596	0,0096	0,0223
0,625	0,2269	0,8	0,2	0,1815	0,0454	0,1134	0,0284
0,875	0,2233	0,9	0,1	0,2010	0,0223	0,1759	0,0195
1,0	0,1305	0,92	0,08	0,1200	0,0104	0,1200	0,0104
Сума				0,5713	0,4287	0,4242	0,1163

Вміст цінного компонента в продуктах збагачення складе:

– у концентраті:
$$\beta = \frac{0,4242}{0,5713} = 0,7426;$$

– у хвостах:
$$\nu = \frac{0,1163}{0,4287} = 0,2711.$$

Результати перечистки збідненого продукту зведемо в табл. 4.19).

Таблиця 4.19 – Розрахунок показників контрольної операції збідненого продукту

α	$\Delta F_v(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	"2.3"	"2.4"	"1.5"	"1.6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0,0	0,0251	0,1	0,9	0,0025	0,0226	0	0,0000
0,125	0,8604	0,13	0,87	0,1119	0,7486	0,0140	0,0936
0,375	0,0780	0,3	0,7	0,0234	0,0546	0,0088	0,0205
0,625	0,0223	0,8	0,2	0,0178	0,0045	0,0111	0,0028
0,875	0,0098	0,9	0,1	0,0088	0,0010	0,0077	0,0009
1,0	0,0045	0,92	0,08	0,0041	0,0004	0,0041	0,0004
Сума				0,1685	0,8315	0,0457	0,1180

$$\beta = \frac{0,0457}{0,1685} = 0,2711; \quad \nu = \frac{0,1180}{0,8315} = 0,1419.$$

Як бачимо, із результатів розрахунку, отримати відвальні хвости навіть після контрольної операції не вдалося, а тому збіднений продукт магнітної сепарації разом із промпродуктом операції переочищення направляємо на наступну стадію подрібнення. Тому блок сепараторів для розділення буде виглядати як на рис. 4.9.

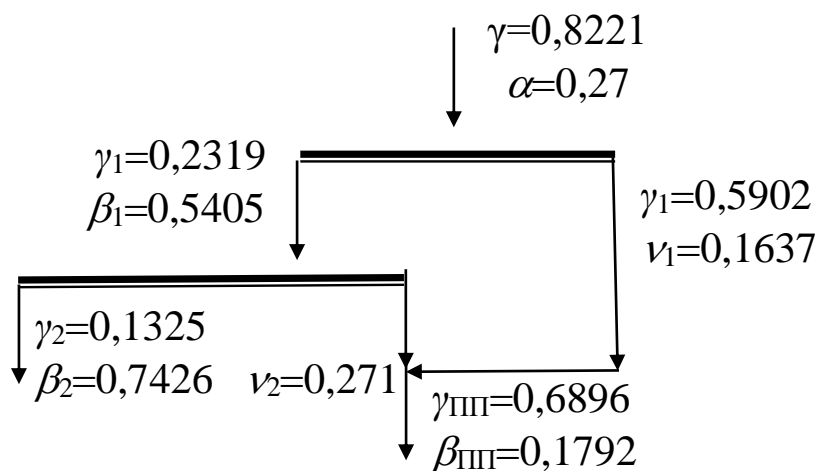


Рисунок 4.9 – Схема розділового блоку першої стадії сепарації

Зазвичай, при збагаченні магнетитових кварцитів у першій стадії магнітної сепарації виділяється від 15% до 45% відвальних хвостів. Це пов'язано з тим, що при подрібненні розкриваються

нерудні прошарки, які опинилися у багатих зростках при мілкому дробленні, та додатково виділяються нерудні кварцові зерна. В даному випадку, ми вважали що на подрібнення вже направляється однорідна руда, яка має вкраплення цінного мінералу $d_{BK} = 0,1$ мм.

Розрахунок схеми збагачення реальної руди потребує корегування методики розрахунку, яка буде ускладнюватися додатковими умовами. Так, як нам потрібно показати принцип розрахунку показників збагачення та синтезу технології то не будемо на цьому етапі значно ускладнювати методику розрахунку.

Отримали перечищений збагачений продукт β_2 високої якості, але ще недостатньо розкритий. Його необхідно дорозкрити. Направимо його на третю стадію подрібнення. Потoki v_2 та v_1 об'єднаємо та направимо у другу стадію збагачення. Технологічний блок першої стадії подрібнення та розділення набуде вигляду, як на рис. 4.10.

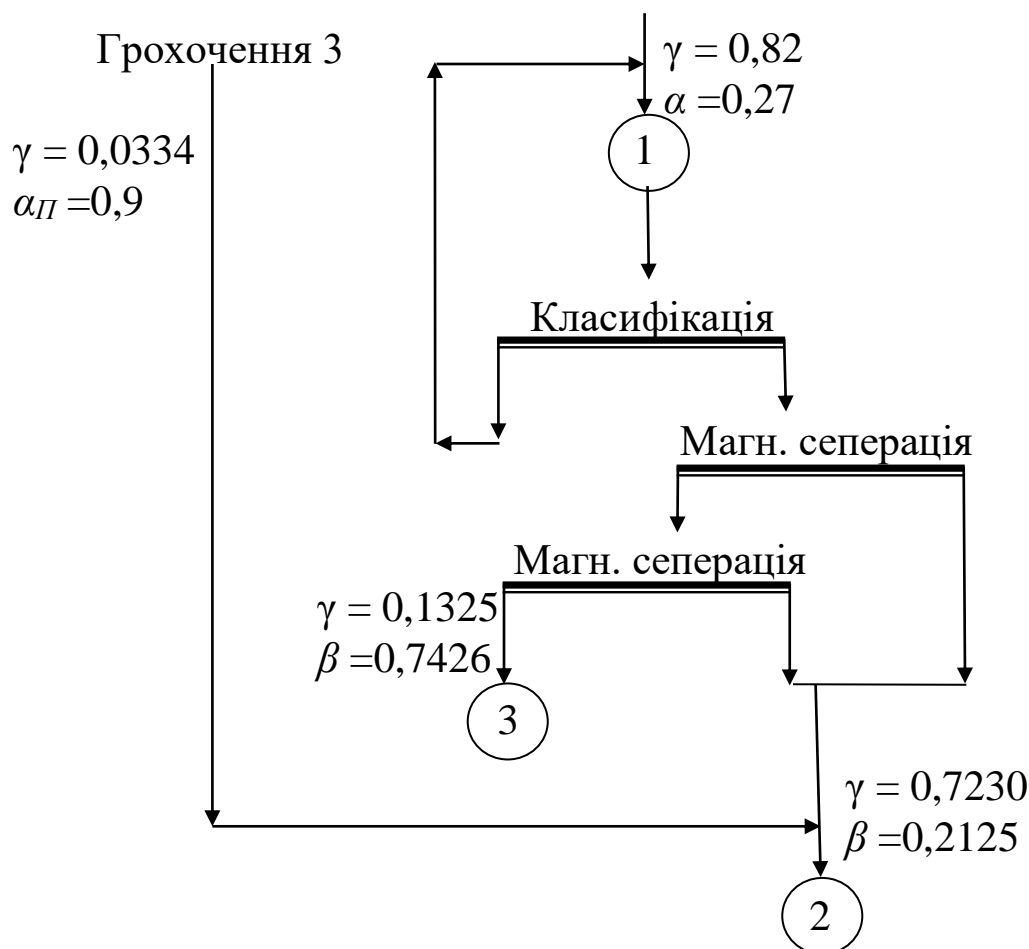


Рисунок 4.10 – Схема першої стадії подрібнення та розділення

4.2.2. Друга стадія подрібнення (другий блок)

Розраховуємо другу стадію збагачення. До млина 2М (рис. 4.10) надходить суміш продуктів. Визначимо її якісно-кількісні показники.

На другу стадію подрібнення подається грубий концентрат з операції дроблення (вихід 0,0334) і промпродукт після розділення в першій стадії (вихід 0,7230). Функції розподілу цих продуктів наведено у табл. 4.20.

Таблиця 4.20 – Показники продукту другої стадії збагачення

d , мм	0,047	0,09	0,18	0,36	0,7	1	3
$F_{ВХДР}(d)$	0,047	0,046	0,092	0,179	0,33	0,3	0
$F_{ВХПІ}(d)$	0,11	0,37	0,21	0,16	0,12	0,012	0,01
$\Delta F_{ВХ}(d)$	0,055	0,092	0,109	0,176	0,3	0,26	0,001

Характеристика другої стадії (сепараційна гідроциклону і подрібнення) наведені в табл. 4.21.

Таблиця 4.21 – Оператори другої стадії подрібнення

d , мм	0,01	0,02	0,04	0,08	0,16	0,32	0,64
$P(d)$	0,9	0,84	0,74	0,42	0,27	0,15	0,07
$A(d)$	1,176	1,37	1,5	1,2	0,8	0,4	0

Побудуємо характеристику подрібнення (рис. 4.11) для другої стадії. Дискретний ряд розмірів частинок становить: $d = (0,014; 0,02; 0,04; 0,08; 0,16; 0,32)$ мм. Виконуємо розрахунок замкнутого циклу подрібнення другої стадії та класифікації (табл. 4.22 – 4.23).

Таблиця 4.22 – Розрахунок оператора ЗЦП другої стадії

d	$P(d)$	$1 - P(d)$	$A(d)$	"2.4"	"3.4"	"1.6"	$P_{ЗЦП}$
1	2	3	4	5	6	7	8
0,01	0,9	0,1	1,18	1,062	0,118	0,882	1,2
0,02	0,84	0,16	1,37	1,15	0,22	0,78	1,47
0,04	0,74	0,26	1,5	1,11	0,39	0,61	1,82
0,08	0,42	0,58	0,9	0,578	0,52	0,48	0,7
0,16	0,27	0,73	0,8	0,2	0,58	0,42	0,48
0,32	0,15	0,85	0,4	0,06	0,34	0,66	0,09

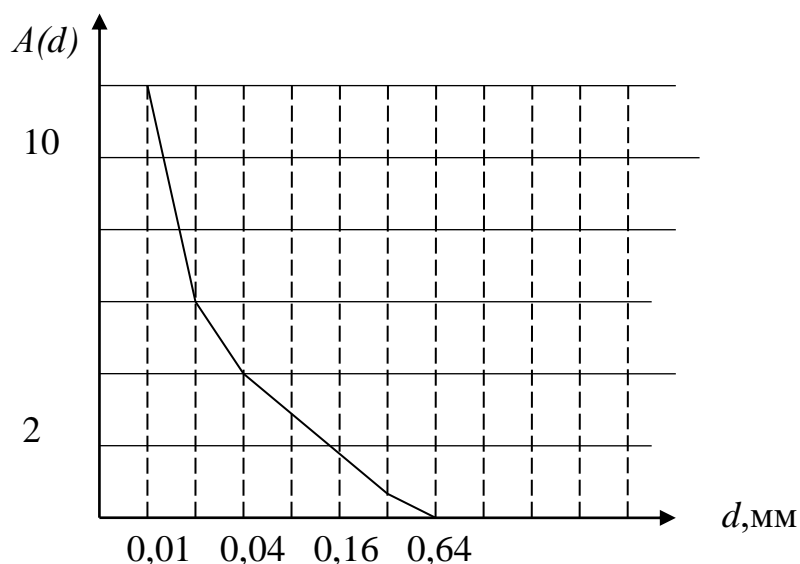


Рисунок 4.11 – Характеристика подрібнення другої стадії

Таблиця 4.23 – Нормування вихідних показників ЗЦП другої стадії

d	$\Delta F_{ВХ}(d)$	$P_{ЗЦП}$	”2·3”	$\Delta F_{ВИХ}(d)$
1	2	3	4	5
0,01	0,058	1,2	0,066	0,09
0,02	0,095	1,47	0,135	0,2
0,04	0,11	1,82	0,198	0,28
0,08	0,177	0,76	0,137	0,2
0,16	0,3	0,48	0,144	0,2
0,32	0,26	0,09	0,023	0,03
Сума				1,0

Потім визначаємо розкриття у другій стадії подрібнення і класифікації, для чого розраховуємо кількість відкритих рудних зерен (табл. 4.24).

$$P_p = 0,21 \cdot 0,54485 = 0,10;$$

$$P_{p3} = 0,21 \cdot (0,2952 + 0,1642) = 0,08.$$

Визначаємо кількість нерудних зерен (табл. 4.25). Пам’ятаємо, що $d_{BK} = 0,1$ мм.

$$r_{BK} = 0,1 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{0,21}} - 1 \right) = 0,0452, \text{ мм.}$$

Таблиця 4.24 – Розрахунок розкриття багаті фракції у другій стадії

d	d/d_{BK}	$1 - d/d_{BK}$	ΔF	"4.2"	"4.3"
1	2	3	4	5	6
0,01	0,05	0,95	0,09	0,0045	0,0855
0,02	0,15	0,85	0,2	0,03	0,17
0,03	0,25	0,75	0,16	0,04	0,12
0,04	0,35	0,65	0,12	0,042	0,078
0,06	0,5	0,5	0,12	0,06	0,06
0,08	0,7	0,3	0,08	0,056	0,024
0,099	0,895	0,105	0,07	0,0627	0,00735
Сума			0,84	0,2952	0,54485

Таблиця 4.25 – Розрахунок розкриття нерудної фази у другій стадії

d	d/r_{BK}	$1 - d/r_{BK}$	ΔF	"2.4"	"4.3"
1	2	3	4	5	6
0,01	0,22143	0,77857	0,09	0,01993	0,07007
0,02	0,44285	0,55715	0,2	0,08857	0,11143
0,03	0,66428	0,33572	0,16	0,10629	0,05371
0,04	0,88571	0,11429	0,12	0,10629	0,01371
0,045	0,99642	0,00358	0,05	0,04982	0,00018
Сума			0,62	0,37089	0,24911

$$P_H = 0,79 \cdot 0,2491 = 0,21;$$

$$P_{H3} = 0,79 \cdot (0,37089 + 0,38) = 0,61;$$

Виконаємо перевірку розрахунку, а саме $P_P + P_{P3} + P_H + P_{H3} = 1$.
 $0,1 + 0,08 + 0,21 + 0,61 = 1,0$.

Як бачимо, розрахунок виконано вірно.

Будуємо функцію розподілу зростків (рис. 4.12) і визначаємо показники розділення (табл. 4.26 – 4.27).

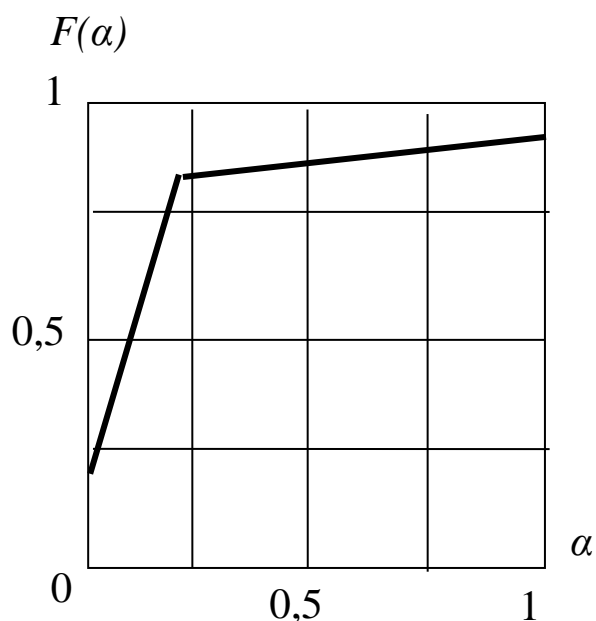


Рисунок 4.12 – Розподіл зростків після другої стадії подрібнення

Таблиця 4.26 – Розрахунок показників розділення другої стадії збагачення першого прийому

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	"2·3"	"2·4"	"1·5"	"1·6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,21	0,1	0,9	0,0210	0,1890	0,0000	0,0000
0,105	0,61	0,13	0,87	0,0793	0,5307	0,0083	0,0557
0,355	0,03	0,3	0,7	0,0090	0,0210	0,0032	0,0075
0,625	0,025	0,8	0,2	0,0200	0,0050	0,0125	0,0031
0,875	0,025	0,9	0,1	0,0225	0,0025	0,0197	0,0022
1	0,1	0,92	0,08	0,0920	0,0080	0,0920	0,0080
Сума				0,2438	0,7562	0,1357	0,0765

$$\beta = \frac{0,1357}{0,2438} = 0,5566;$$

$$\nu = \frac{0,0765}{0,7562} = 0,1011;$$

$$\beta_{max} = \frac{0,1 + 0,55 \cdot 0,05}{0,1 + 0,05} = 0,85.$$

Максимально-можлива якість значно більша за отриманий, тому має сенс застосувати ще перчисні операції збагаченого та збідненого продуктів. Визначаємо функції розподілу частинок за розділовими ознаками (табл. 4.28 – 4.29).

Таблиця 4.27 – Нормування показників збагачення другої стадії

α	$\Delta F \cdot P$	ΔF_{β}	$\Delta F \cdot (1-P)$	ΔF_{ν}
0	0,0210	0,0861	0,1890	0,2499
0,105	0,0793	0,3253	0,5307	0,7018
0,355	0,0090	0,0369	0,0210	0,0278
0,625	0,0200	0,0820	0,0050	0,0066
0,875	0,0225	0,0923	0,0025	0,0033
1	0,0920	0,3774	0,0080	0,0106
Сума	0,2438	1,0	0,7562	1,0

Перечищення збагаченого продукту у другій стадії.

Розрахунок результатів перечищення збагаченого продукту (концентрату) другої стадії приведено в табл. 4.28.

Таблиця 4.28 – Дані про результати перечистки збагаченого продукту другої стадії збагачення

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1-P(\alpha)$	"2·3"	"2·4"	"1·5"	"1·6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,0861	0,1	0,9	0,0086	0,0775	0	0
0,105	0,3253	0,13	0,87	0,0423	0,2829	0,0044	0,0297
0,355	0,0369	0,3	0,7	0,0111	0,0258	0,0039	0,0092
0,625	0,0820	0,8	0,2	0,0656	0,0164	0,0410	0,0103
0,875	0,0923	0,9	0,1	0,0831	0,0092	0,0727	0,0081
1	0,3774	0,92	0,08	0,3472	0,0302	0,3472	0,0302
Сума	1,0			0,5578	0,4422	0,4692	0,0874

$$\beta = \frac{0,4692}{0,5578} = 0,841; \quad \nu = \frac{0,0874}{0,4422} = 0,1977.$$

Хоча ми отримали продукт, який має $\beta = 0,841$, однак в перерахунок на залізо якість становить лише $\beta = 60,8 Fe$. Концентрат з такою якістю не знаходить ринку збуту, а тому направимо продукт на третю стадію подрібнення.

Контрольна сепарація збідненого продукту.

Розрахунок результатів контрольної операції збідненого (хвостів) продукту другої стадії приведено в табл. 4.29.

Таблиця 4.29 – Результати контрольної операції збідненого продукту другої стадії збагачення

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	"2·3"	"2·4"	"1·5"	"1·6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,2499	0,1	0,9	0,0250	0,2249	0	0
0,105	0,7018	0,13	0,87	0,0912	0,6106	0,0096	0,0641
0,355	0,0278	0,3	0,7	0,0083	0,0194	0,0030	0,0069
0,625	0,0066	0,8	0,2	0,0053	0,0013	0,0033	0,0008
0,875	0,0033	0,9	0,1	0,0030	0,0003	0,0026	0,0003
1	0,0106	0,92	0,08	0,0097	0,0008	0,0097	0,0008
Сума	1,0			0,1426	0,8574	0,0282	0,0730

$$\beta = \frac{0,0282}{0,1426} = 0,1977; \quad \nu = \frac{0,073}{0,8574} = 0,085.$$

В даному випадку отримали хвости задовільної якості.

Як бачимо, максимальна якість збагаченого продукту досить низька і продукт вимагає дорозкриття. Тому виділяти його немає сенсу. Перечищати необхідно лише збіднений продукт.

Маємо блок сепарації другої стадії збагачення, як на рис. 4.13.

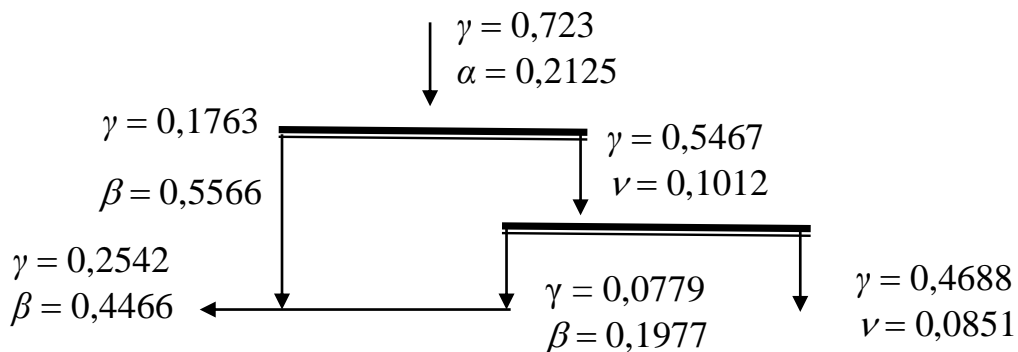


Рисунок 4.13 – Схема блоку розділення другої стадії

Технологічний блок розділення набуде вигляду, як показано на рис. 4.14.

Приступаємо до розрахунку третього блоку подрібнення та сепарації.

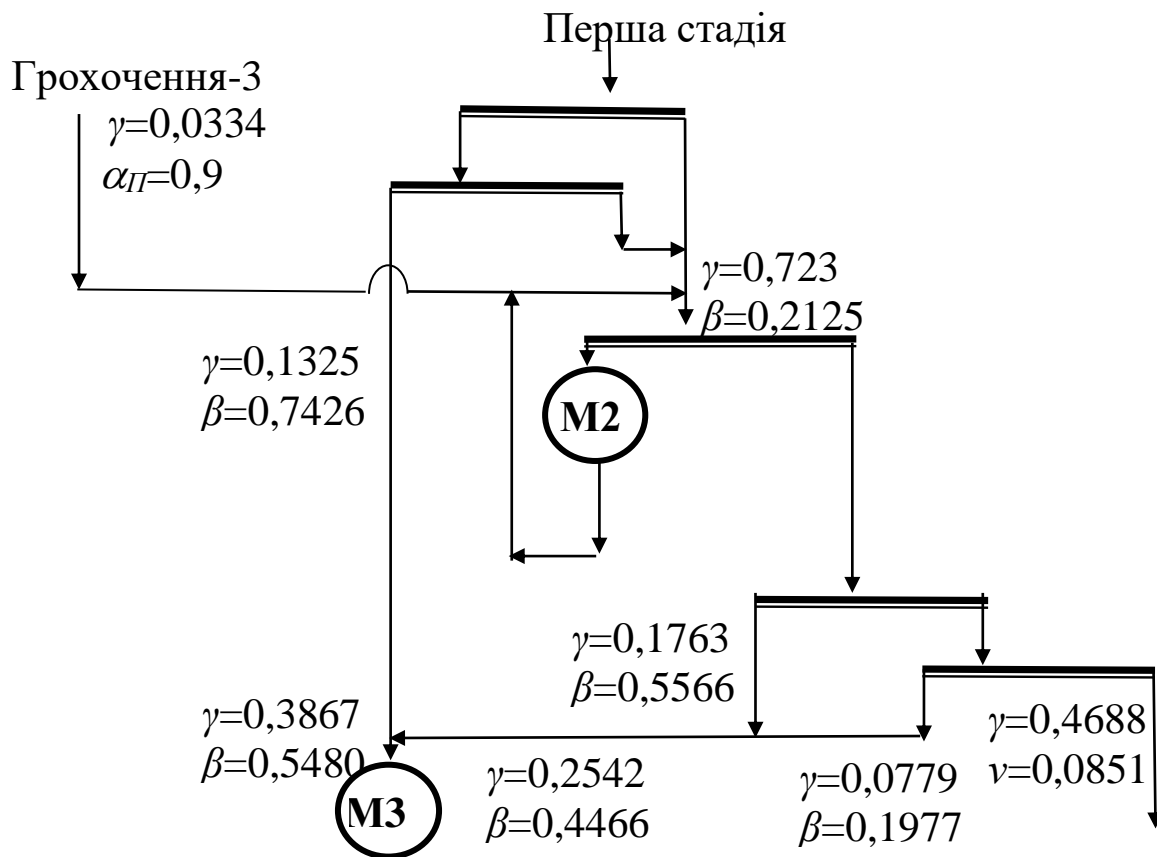


Рисунок. 4.14 – Схема другої стадії подрібнення та поділу

4.2.3. Третій технологічний блок (третьа стадія збагачення)

Розрахунок третьої стадії подрібнення та розділення.

Функції розподілу частинок за крупністю на вході та виході третього подрібнювального блоку та характеристика подрібнення представлені у вигляді табл. 4.30–4.31.

Таблиця 4.30 – Дані до визначення операторів третьої стадії збагачення

d , мм	ΔF_{1CT}	ΔF_{2CT}	ΔF_{BX}	$\Delta F_{ВИХ}$	A
0,01	0,03	0,09	0,0694	0,17	2,4481
0,02	0,04	0,2	0,1452	0,18	1,2399
0,04	0,04	0,28	0,1978	0,26	1,3147
0,08	0,37	0,2	0,2582	0,24	0,9293
0,16	0,22	0,2	0,2069	0,12	0,5801
0,32	0,16	0,03	0,0745	0,03	0,4024
0,64	0,14	0	0,0480	0	0

Таблиця 4.31 – Визначення оператора ЗЦП та параметрів подрібнення підготовленого продукту третьої стадії збагачення

d , мм	A	P	$1-P$	$A \cdot P$	$\frac{A \times}{(1-P)}$	Знам.	$P_{ЗЦП}$	$\Delta F_{ВХ}$	$P_{ЗЦП} \times \Delta F_{ВХ}$	$d \Delta F_{ВХ}$
0,01	2,45	0,84	0,16	2,056	0,3917	0,6083	3,38	0,1700	0,71299	0,0032
0,02	1,24	0,74	0,26	0,917	0,3224	0,6776	1,35	0,1800	0,11293	0,0034
0,04	1,31	0,42	0,58	0,552	0,7625	0,2375	2,33	0,2600	0,14575	0,0072
0,08	0,93	0,27	0,73	0,251	0,6784	0,3216	0,78	0,2400	0,06896	0,0144
0,16	0,58	0,15	0,85	0,087	0,4931	0,5069	0,17	0,1200	0,02060	0,0192
0,32	0,40	0,1	0,9	0,040	0,3622	0,6378	0,06	0,0300	0,00189	0,0096
Сума								1,0		0,057

Середня крупність подрібнення визначається сумою чисел останньої колонки табл. 4.31. Вона становить близько 0,057 мм. Це досить грубий помел для прийнятої крупності вкраплення. Знизити крупність можна шляхом збільшення похідної сепараційної характеристики класифікації. Але, оскільки мета полягає у проходженні всіх етапів синтезу, а не виходу на задані показники, то підбирати необхідну крупність подрібнення не будемо.

Середнє вкраплення цінного мінералу становить $d_{BK} = 0,1$ мм, а відстань між двома вкрапленнями:

$$\bar{r}_{BK} = 0,1 \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{0,548}} - 1 \right) = 0,0058, \text{ мм.}$$

Визначаємо розкриття у третій стадії подрібнення (табл. 4.32 – 4.34).

Спочатку розраховуємо вміст відкритих рудних зерен та багатих зростків.

Таблиця 4.32 – Розрахунок вмісту відкритих рудних зерен та багатих зростків третьої стадії

d	d/d_{BK}	$1-d/d_{BK}$	ΔF	”4·2”	”4·3”
1	2	3	4	5	6
0,005	0,025	0,975	0,085	0,002125	0,0829
0,01	0,075	0,925	0,085	0,006375	0,0786
0,02	0,15	0,85	0,18	0,027	0,153
0,04	0,3	0,7	0,26	0,078	0,182
0,08	0,6	0,4	0,24	0,144	0,096
0,099	0,895	0,105	0,05	0,04475	0,0053
Сума				0,3022	0,5878

$$P_P = 0,548 \cdot 0,5878 = 0,27; \quad P_{P3} = 0,548 \cdot (0,3022 + 0,1) = 0,22.$$

Розрахунок вмісту відкритих нерудних зерен (табл. 4.33).

Таблиця 4.33 – Показники розкриття нерудної фази третьої стадії

d	d/r_{BK}	$1-d/r_{BK}$	ΔF	”4·2”	”4·3”
1	2	3	4	5	6
0,0058	0,4953	0,5047	0,09	0,04457	0,0454

$$P_H = 0,452 \cdot 0,0454 = 0,07;$$

$$P_{H3} = 0,452 \cdot (0,04457 + 0,91) = 0,44.$$

Функція розподілу зростків після третьої стадії подрібнення наведена на рис. 4.15.

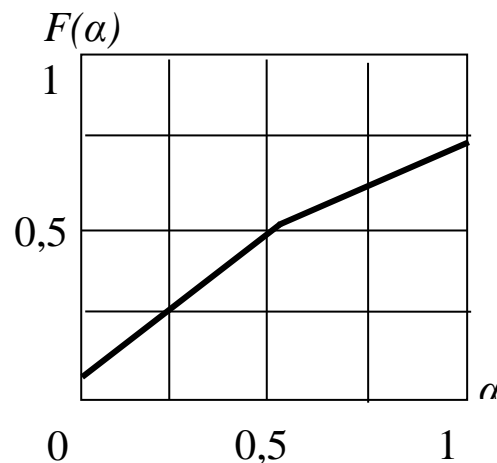


Рисунок 4.15 – Розподіл зростків після III стадії подрібнення

Визначаємо показники розділення (табл. 4.34).

Таблиця 4.34 – Визначення показників розділення третьої стадії

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	"2·3"	"2·4"	"1·5"	"1·6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,07	0,1	0,9	0,007	0,063	0	0
0,125	0,23	0,13	0,87	0,0299	0,2001	0,00374	0,02501
0,399	0,21	0,3	0,7	0,063	0,147	0,02514	0,05865
0,649	0,12	0,8	0,2	0,096	0,024	0,06230	0,01558
0,875	0,1	0,9	0,1	0,09	0,01	0,07875	0,00875
1	0,27	0,92	0,08	0,2484	0,0216	0,24840	0,02160
	1,0			0,5343	0,4657	0,41833	0,12959

$$\beta = \frac{0,41833}{0,5343} = 0,7829, \quad \nu = \frac{0,12959}{0,4657} = 0,278.$$

Застосовуємо операції перечищення (табл. 4.35 – 4.37).
Попередньо нормуємо функції.

Таблиця 4.35 – Нормування вихідних функцій після першого прийому розділення третьої стадії

α	$\Delta F \cdot P$	ΔF_{β}	$\Delta F \cdot (1 - P)$	ΔF_{ν}
0	0,007	0,0131	0,063	0,1353
0,125	0,0299	0,056	0,2001	0,4297
0,399	0,063	0,1179	0,147	0,3157
0,649	0,096	0,1797	0,024	0,0515
0,875	0,09	0,1684	0,01	0,0215
1	0,2484	0,4649	0,0216	0,0464

Таблиця 4.36 – Контрольна операція збідненого продукту

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	"2·3"	"2·4"	"1·5"	"1·6"
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,1353	0,1	0,9	0,01353	0,12175	0	0
0,125	0,4297	0,13	0,87	0,05586	0,37382	0,00698	0,04673
0,399	0,3157	0,3	0,7	0,09470	0,22096	0,03778	0,08816
0,649	0,0515	0,8	0,2	0,04123	0,01031	0,02676	0,00669
0,875	0,0215	0,9	0,1	0,01933	0,00215	0,01691	0,00188
1	0,0464	0,92	0,08	0,04267	0,00371	0,04267	0,00371
Сума	1,0			0,26731	0,73269	0,13110	0,14717

$$\beta = \frac{0,1311}{0,26731} = 0,4905; \quad \nu = \frac{0,14717}{0,73269} = 0,2008.$$

Таблиця 4.37 – Перечищення збагаченого продукту

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	”2·3”	”2·4”	”1·5”	”1·6”
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,0131	0,1	0,9	0,00131	0,01179	0	0
0,125	0,0560	0,13	0,87	0,00727	0,04869	0,00091	0,00609
0,399	0,1179	0,3	0,7	0,03537	0,08254	0,01411	0,03293
0,649	0,1797	0,8	0,2	0,14374	0,03593	0,09329	0,02332
0,875	0,1684	0,9	0,1	0,15160	0,01684	0,13265	0,01474
1	0,4649	0,92	0,08	0,42771	0,03719	0,42771	0,03719
Сума	1,0			0,76701	0,23299	0,66868	0,11427

$$\beta = \frac{0,66868}{0,76701} = 0,8718; \quad \nu = \frac{0,11427}{0,23299} = 0,4905.$$

Якість збагаченого продукту все ще низька. Слід повторити процес перечищення. Приймаємо рішення перечищати збагачений продукт до заданого значення, а збіднені продукти об'єднаємо і направимо на дорозкриття до млина третьої стадії збагачення, тобто утворюємо рецикл. Перевіримо можливість такого рішення шляхом визначення максимально можливої якості концентрату при заданому розкритті. Після другої операції перечищення максимальна якість складе:

$$\beta_{max} = \frac{0,27 + 0,9 \cdot 0,22}{0,27 + 0,22} = 0,955;$$

а мінімальні втрати:
$$\nu_{min} = \frac{0,44 \cdot 0,2}{0,51} = 0,16.$$

Розкриття достатнє, щоб досягти остаточного результату. Тому підберемо технологію розділення для такого рішення.

Приймаємо, наприклад, чотири операції перечищення. Тоді розділення буде відбуватися для збагаченого продукту відповідно до перетворення:

$$P_C = P \cdot P \cdot P \cdot P = P^4;$$

а для збідненого продукту:
$$P_C = (1 - P)^4.$$

Виконуємо розрахунок розділення (табл. 4.38 – 4.39).

Таблиця 4.38 – Розрахунок розділення третьої стадії з операціями перечищення

α	$\Delta F(\alpha)$	$P(\alpha)$	$P^4(\alpha)$	$1 - P(\alpha)$	"2·4"	"1·7"
1	2	3	4	5	7	8
0	0,07	0,1	0,0001	0,9	0,00001	0,00000
0,125	0,23	0,13	0,0003	0,87	0,00007	0,00001
0,399	0,21	0,3	0,0081	0,7	0,00170	0,00068
0,649	0,12	0,8	0,4096	0,2	0,04915	0,03190
0,875	0,1	0,9	0,6561	0,1	0,06561	0,05741
1	0,27	0,92	0,7164	0,08	0,19343	0,19343
Сума	1,0				0,30996	0,28342

Таблиця 4.39 – Контрольні операції третьої стадії у блоці сепараторів

α	$\Delta F(\alpha)$	$(1 - P(\alpha))^4$	"2·3"	"1·4"
1	2	3	4	5
0	0,07	0,6561	0,04593	0,0
0,125	0,23	0,5729	0,13177	0,01647
0,399	0,21	0,2401	0,05042	0,02012
0,649	0,12	0,0016	0,00019	0,00012
0,875	0,1	0,0001	0,00001	0,00001
1	0,27	0,0000	0,00001	0,00001
Сума	1,0		0,22833	0,03673

Відповідно до таблиць вміст цінного компоненту у концентраті складе:

$$\beta = \frac{0,28342}{0,30996} = 0,9143;$$

у хвостах:
$$\nu = \frac{0,03673}{0,22833} = 0,1608.$$

Таким чином досягаємо майже граничних показників розділення. Якщо поєднати цей потік хвостів з попередніх стадій, то вихід виходить близьким до теоретичного.

Якість сумарного концентрату знайдемо так. Розділення застосовуємо чотирьохвимірне (рис. 4.16).

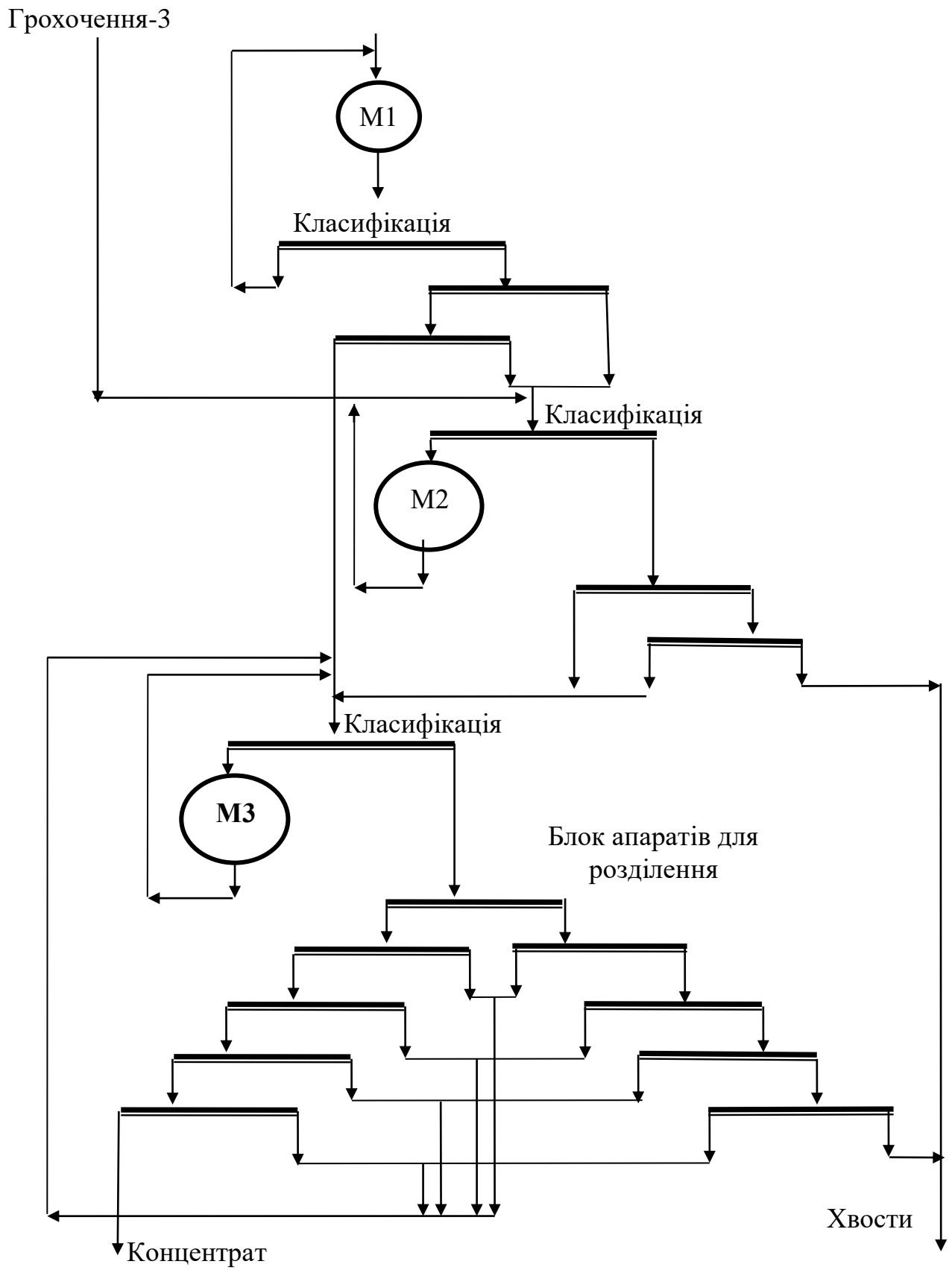


Рисунок 4.16 – Синтезована схема глибокого збагачення залізняку

Сепараційні характеристики схеми розділення третьої стадії наступні:

$$P_{\beta} = P^5;$$

$$P_{\nu} = (1 - P)^5;$$

$$P_{III} = P \cdot (1 - P) + P \cdot (1 - P) + P^2 \cdot (1 - P) + P \cdot (1 - P)^2 + P^3 \cdot (1 - P) + P \cdot (1 - P)^3 + P^4 \cdot (1 - P) + P \cdot (1 - P)^4$$

Після перетворення отримуємо:

$$P_{III} = 5 \cdot P \cdot (1 - P) \cdot (1 - P + P^2).$$

Розраховуємо сепараційні характеристики (табл. 4.40–4.41).

Таблиця 4.40 – Розрахунок сепараційних характеристик

α	P	$1-P$	P^5	$(1-P)^5$	P_{III}
1	2	3	4	5	6
0	0,1	0,9	0,0	0,5905	0,4095
0,125	0,13	0,87	0,0	0,4984	0,5015
0,399	0,3	0,7	0,0024	0,1681	0,8295
0,649	0,8	0,2	0,3277	0,0003	0,6720
0,875	0,9	0,1	0,5905	0,0	0,4095
1	0,92	0,08	0,6591	0,0	0,3409

Визначаємо очікувані показники (табл. 4.41).

Таблиця 4.41 – Розрахунок показників розділення у третьому блоці збагачення

α	P_{β}	P_{ν}	P_{III}	ΔF	"2·5"	"3·5"	"4·5"	"1·6"	"1·7"	"1·8"
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
0	0,0	0,5905	0,4095	0,07	0,0	0,0413	0,0287	0,0	0,0	0,0
0,125	0,0	0,4984	0,5015	0,23	0,0000	0,1146	0,1154	0,0	0,0143	0,0144
0,399	0,0024	0,1681	0,8295	0,21	0,0005	0,0353	0,1742	0,0002	0,0141	0,0695
0,649	0,3277	0,0003	0,6720	0,12	0,0393	0,0	0,0806	0,0255	0,0	0,0523
0,875	0,5905	0,0	0,4095	0,1	0,0590	0,0	0,0410	0,0517	0,0	0,0358
1	0,6591	0,0	0,3409	0,27	0,1780	0,0	0,0920	0,1780	0,0	0,0920
Сума				1,0	0,2768	0,1913	0,5319	0,2553	0,0284	0,2641

Вміст корисної копалини у концентраті, відходах та промпродукті наступний:

$$\beta = \frac{0,2553}{0,2768} = 0,9223;$$

$$\nu = \frac{0,0284}{0,1913} = 0,1486;$$

$$\beta_{III} = \frac{0,2641}{0,5319} = 0,4966.$$

Загальна схема глибокого збагачення залізняку наведена на рис. 4.16.

4.3. Синтез технологічної схеми збагачення розсипів

Припустимо, що родовище, яке розробляється, розсипне і характеризується однорідністю за крупністю з достатньою відмінністю за щільністю. Щільність міняється від $\delta_{max} = 4700 \text{ кг/м}^3$ до $\delta_{min} = 2700 \text{ кг/м}^3$. Розмір частинок знаходиться в межах $71 < d < 280 \text{ мкм}$. Вміст вказаного класу становить 96%.

Розподіл цінних компонентів у початковій руді наведено у табл. 4.42.

Таблиця 4.42 – Показники початкової руди

Номер фракції	1	2	3	4	5	6
Компонент	Кварц	Дистен	Ставроліт	Ільменіт	Рутил	Циркон
Щільність, т/м ³	2,7	3,6	3,7	4,1	4,2	4,7
Вміст, д. од	0,94	0,025	0,005	0,015	0,01	0,005

Необхідно розробити технологічну схему, яка виділятиме важку фракцію. Для розділення застосовуються гвинтові сепаратори, які мають наступні сепараційні характеристики трьох видів, що наведені на рис.4.17.

Обмеження на показники якості: рівень втрат важкої фракції у відходах не повинен перевищувати 0,5 %.

Рекомендації: розраховувати лише на втрати важкої фракції. Попередньо скласти блоки сепараторів з характеристик однакового типу та виконати перевірку втрат. Якщо результат успішний,

розвинути його максимально можливо. У цьому економічних обмежень немає.

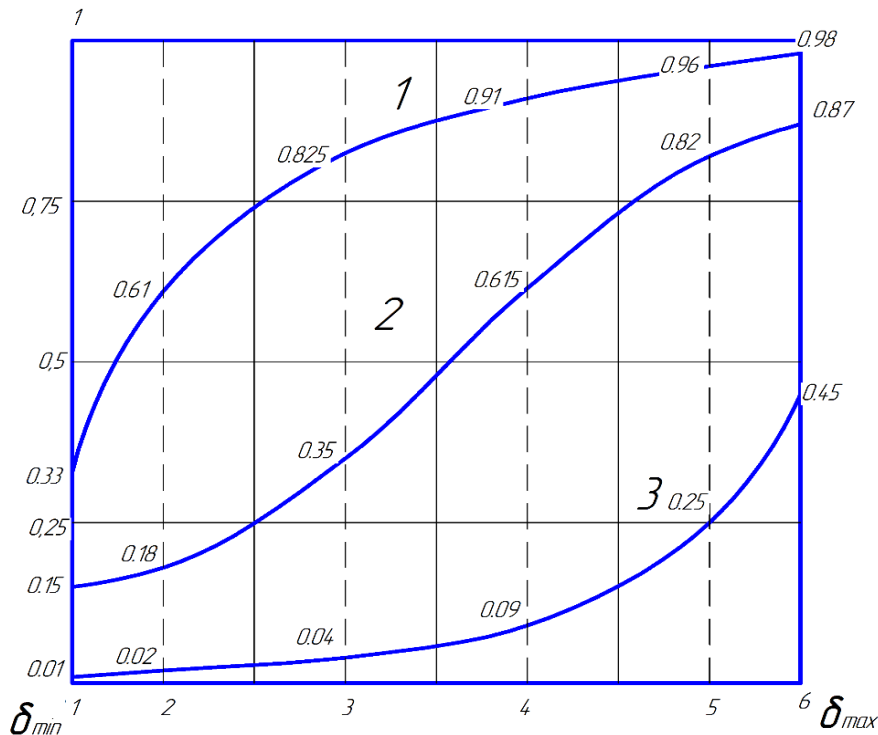


Рисунок 4.17 – Сепараційні характеристики гравітаційних сепараторів

Теоретично вміст легкої фракції становить 94%, тому й теоретичний вихід має наближатися до цього значення. Отже, що більше вихід легкого продукту, при заданих обмеженнях на якість, то краще.

4.3.1. Розробка технологічної схеми гравітаційного виділення важкої фракції

Сепараційна характеристика гвинтових сепараторів є дуже гнучкою і може бути змінена відповідно до графіків (рис.4.17). Порядок проектування технології: спочатку формуємо деяку структуру технології. Потім перевіряємо її за допомогою розрахунків, коригуємо структуру та знову перевіряємо. І так доти, поки не досягнемо бажаного результату.

Отже, скористаємося наступною послідовністю операцій. Виділяємо:

- важку фракцію та промпродукт;

- з промпродукту хвосту та промпродукт 2;
- важку фракцію та хвосту.

Критерієм досконалості технології візьмемо рівень втрат важкої фракції у відходах не вище 0,4%.

Сепараційні показники зведемо в табл. 4.43 і позначимо відповідно P_1 – характеристика типу 1, P_2 – характеристика типу 2, P_3 – характеристика типу 3. У технологічних блоках прийємо три послідовно встановлених сепараторів кожного типу. Приймаємо відразу три операції переочищення за кожним розділенням, як зображено на схемі рис. 4.18.

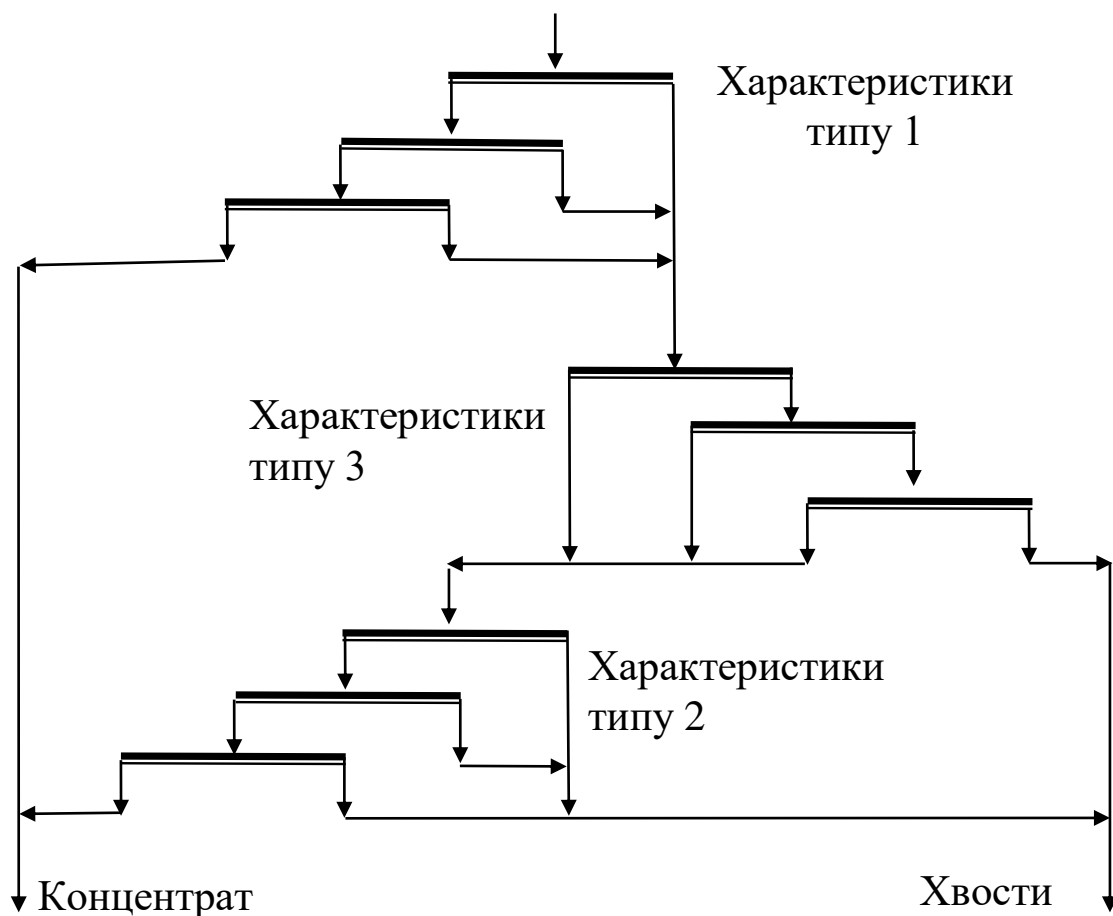


Рисунок 4.18 – Первісний варіант технологічної схеми

Їх сепараційні характеристики будуть відповідно P_{16} , P_{26} , P_{36} . Вони розраховані та наведені у табл. 4.43.

Розраховуємо заздалегідь перший блок (табл. 4.44).

У таблиці перший рядок характеризує кварц, а наступні – важку фракцію. Цінним компонентом є важка фракція, а породою (нецінним) – кварц, легка фракція.

Таблиця 4.43 – Сепараційні характеристики блоків сепараторів, що прийняті для синтезу технологічної схеми розділення

Номер фракції щільності	P_1	P_2	P_3	P_{16}	P_{26}	P_{36}
1	2	3	4	5	6	7
1	0,3	0,12	0,02	0,027	0,68	$8 \cdot 10^{-6}$
2	0,65	0,13	0,03	0,275	0,66	$27 \cdot 10^{-6}$
3	0,87	0,25	0,05	0,66	0,42	$125 \cdot 10^{-6}$
4	0,95	0,65	0,12	0,857	0,043	0,00173
5	0,96	0,85	0,28	0,885	0,0033	0,022
6	0,97	0,87	0,32	0,912	0,0022	0,033

Таблиця 4.44 – Показники розділення у першому блоці початкової схеми

Щільність, кг/м ³	№	P	$1-P$	ΔF	”3.5”	”4.5”	”6/ Σ_6 ”	”7/ Σ_7 ”
1	2	3	4	5	6	7	8	9
2,7	1	0,09	0,91	0,94	0,0846	0,855	0,63	0,987
3	2	0,275	0,725	0,005	0,00137	0,0036	0,01	0,004
3,5	3	0,66	0,34	0,005	0,0033	0,0017	0,025	0,002
4	4	0,857	0,143	0,025	0,021	0,0035	0,158	0,004
4,5	5	0,885	0,115	0,01	0,00885	0,00115	0,066	0,0013
4,7	6	0,912	0,088	0,015	0,0137	0,0013	0,1	0,0015
Сума (Σ)				1,0	0,133	0,866	1,0	1,0

Як бачимо з даної таблиці, вміст важкої фракції у відходах дуже значний (сума елементів фракцій починаючи з другої у дев'ятому стовпці) – понад 1%. Розраховуємо другий блок (табл. 4.45).

Ця операція не вносить змін до процесу розділення. У відходах утворюється близько 1,2% важкої фракції.

Коригуємо процес пошуку. Візьмемо для першого блоку сепаратор із характеристикою типу 2 (рис 4.17).

Так як за завданням потрібно, щоб втрати важкої фракції були не вище 0,4%, проте якщо у дев'ятому стовпці з'являються числа, що перевищують цей рівень, то вже ясно, що такий спосіб розділення не підходить і необхідно вносити коригування.

Таблиця 4.45 – Показники розділення у другому блоці

Щільність, кг/м ³	№	P	1-P	ΔF	”3.5”	”4.5”	”6/ Σ_6 ”	”7/ Σ_7 ”
1	2	3	4	5	6	7	8	9
2,7	1	$8 \cdot 10^{-6}$	1	0,987	0	0,987	0	0,9872
3	2	$27 \cdot 10^{-6}$	1	0,004	0	0,004	0	0,004
3,5	3	$125 \cdot 10^{-6}$	1	0,002	0	0,002	0	0,002
4	4	0,00173	0,9983	0,004	$7 \cdot 10^{-6}$	0,00419	0,08	0,004
4,5	5	0,022	0,978	0,0013	$3 \cdot 10^{-5}$	0,00127	0,35	0,0013
4,7	6	0,033	0,964	0,0015	$5 \cdot 10^{-5}$	0,00145	0,57	0,0015
Сума					$9 \cdot 10^{-5}$	0,9991	1,0	1,0

Розраховуватимемо за сумарною сепараційною характеристикою. Для цього складемо відповідні аналітичні вирази для технологічної схеми, що пропонується: сепараційна характеристика першого блоку буде становити $P_{1\delta} = P^3$; другого – $P_{2\delta} = (1 - P)^3$; третього – $P_{3\delta} = P^3$, а всього з’єднання – $P_{\beta} = P_{1\delta} + P'_{1\delta} \cdot P_{2\delta} \cdot P_{3\delta}$. Розрахуємо цю сепараційну характеристику (табл. 4.46).

Таблиця 4.46 – Розрахунок сепараційної характеристики з’єднання

δ	P	1-P	$P_{1\delta}$	$P_{3\delta}$	$(1-P)^3$	$P_{2\delta}$	$P_{1\delta}^1$	PPP	P_{β}
1	0,12	0,88	0,0017	0,0017	0,68	0,32	0,998	0,00054	0,002
2	0,13	0,87	0,0022	0,0022	0,65	0,35	0,997	0,00076	0,003
3	0,25	0,75	0,0156	0,0156	0,42	0,58	0,984	0,009	0,02
4	0,65	0,35	0,275	0,275	0,043	0,957	0,725	0,19	0,46
5	0,85	0,15	0,61	0,61	0,0033	0,997	0,39	0,23	0,84
6	0,87	0,13	0,658	0,658	0,0022	0,998	0,34	0,22	0,88

Другий рядок вже передбачає втрати цінного компонента вище заданого значення. Тому втрати зростають і сепараційна характеристика повинна бути істотно збільшена вже з другого рядка.

Приймемо різні характеристики сепарації для кожного блоку (табл. 4.47).

Таблиця 4.47 – Розрахунок сепараційних характеристик для системи збагачення

δ	P	$P_{1\delta}$	$P_{1\delta}^1$	$P_{2\delta}$	$P_{3\delta}$	PPP	$P_{\text{сист}}$	$1-P_{\text{сист}}$
1	0,3	0,027	0,973	0,32	0,017	0,0053	0,032	0,968
2	0,65	0,27	0,73	0,35	0,0022	0,00056	0,27	0,73
3	0,87	0,66	0,34	0,58	0,0156	0,003	0,663	0,34
4	0,95	0,86	0,14	0,957	0,275	0,037	0,897	0,103
5	0,96	0,88	0,12	0,997	0,61	0,073	0,95	0,05
6	0,97	0,91	0,09	0,998	0,658	0,06	0,97	0,03

Отже, у першого блоку сепараційна характеристика типу 1, другого та третього типу 2 (табл. 4.48).

Таблиця 4.48 – Розрахунок сепараційних характеристик для скоригованої системи збагачення

	P_1	P_2	P_3	$1-P_1$	$P_2P_3(1-P_1)$	P_β	P_v
1	0,027	0,06	0,0017	0,973	0,0001	0,027	0,973
2	0,27	0,08	0,0022	0,725	0,00012	0,275	0,725
3	0,66	0,143	0,016	0,34	0,0008	0,66	0,34
4	0,857	0,32	0,274	0,143	0,023	0,88	0,12
5	0,885	0,63	0,61	0,115	0,05	0,935	0,065
6	0,912	0,69	0,66	0,082	0,037	0,95	0,05

Однак другий рядок має недостатньо високі значення. Прийmemo ще одну перечистку хвостів через апарат із сепараційною характеристикою типу 3 з двома перечищеннями. Схема матиме вигляд як на рис. 4.19.

Результати перечищення хвостів на апараті з сепараційною характеристикою типу 1 наведені в табл. 4.49.

Таблиця 4.49 – Сепараційні характеристики блоку зі зміненою характеристикою

δ		$1-P$	$(1-P)^2$	P_v	P_4
1	0,3	0,7	0,49	0,476	0,524
2	0,65	0,35	0,12	0,08	0,92
3	0,87	0,13	0,017	0,0058	0,9942
4	0,95	0,05	0,0025	0,0003	0,999
5	0,96	0,04	0,0016	0,0001	1
6	0,97	0,03	0,0009	0,00004	1

Тепер розрахуємо вихідні показники розділення (табл. 4.50).

Таблиця 4.50 – Розрахунок вихідних показників розділення

δ	P	$1-P$	ΔF	”2.4”	”3.4”
1	2	3	4	5	6
1	0,973	0,027	0,94	0,914	0,0025
2	0,725	0,275	0,005	0,001	0,0013
3	0,34	0,66	0,005	0,0017	0,00185
4	0,12	0,88	0,025	0,003	0,0032
5	0,065	0,835	0,01	0,0006	0,00065
6	0,05	0,95	0,015	0,0007	0,00075

Втрати цінного компонента у хвостах – 0,76%. Потрібно менше. Ставимо ще дві операції перечищення хвостів на апаратах з характеристикою типу 1.

Визначаємо втрати у хвостах (табл. 4.51).

Таблиця 4.51 – Розрахунок втрат важкої фракції у хвостах

δ	P	$1-P$	ΔF	”2.4”	”3.4”
1	2	3	4	5	6
1	0,476	0,524	0,99	0,475	0,523
2	0,08	0,92	0,0013	0,0001	0,001
3	0,0058	0,994	0,00115	0,00001	0,0011
4	0,0003	1	0,0012	0	0,0012
5	0,0001	1	0,00065	0	0,00065
6	0,00004	1	0,00075	0	0,00075
Σ				0,4754	0,0034

Як бачимо із табл. 4.51 втрати важкої фракції у хвості становлять 0,34%. Таким чином, мету досягнуто.

Остаточний варіант технологічної схеми розділення розсипів наведено на рис. 4.19.

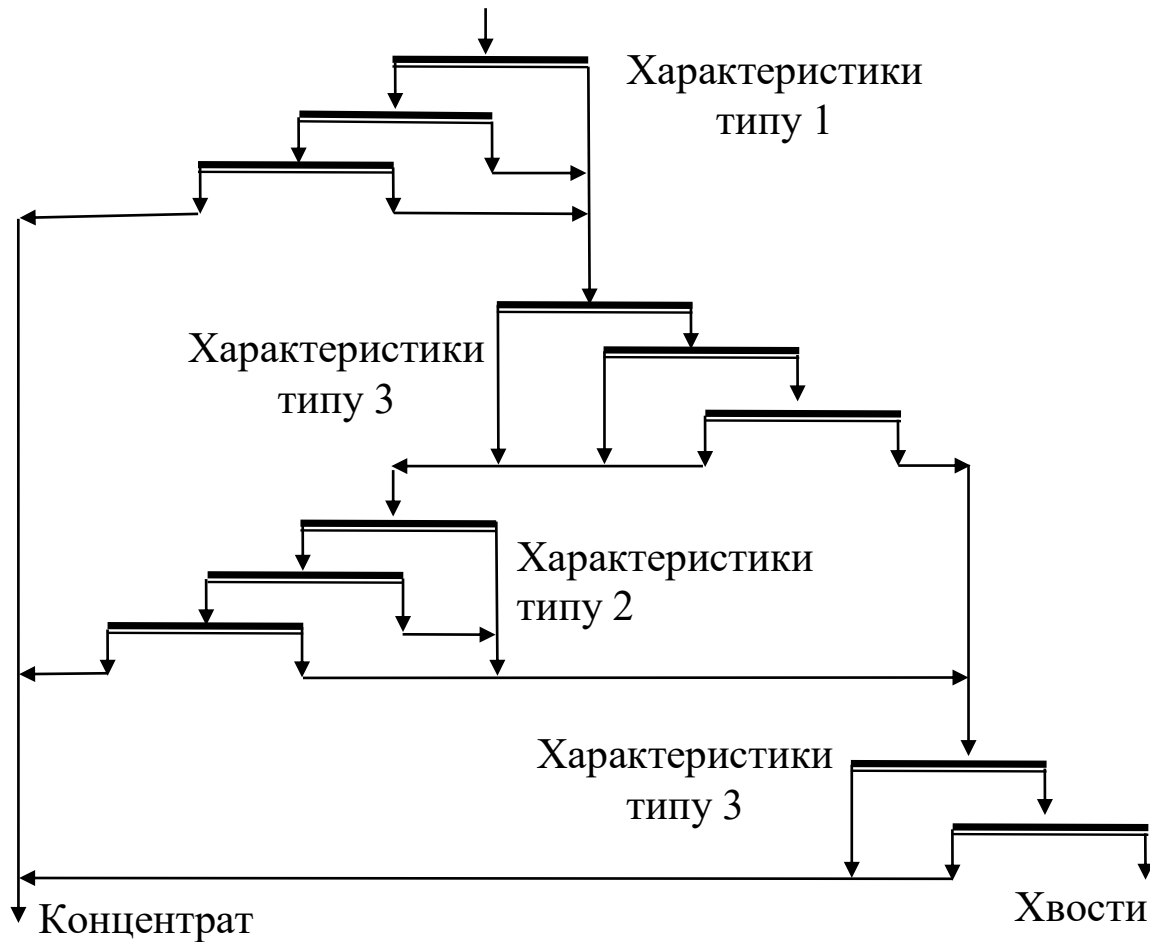


Рисунок 4.19 – Остаточний варіант технологічної схеми розділення розсипів

4.4. Рекомендації до синтезу доводочних технологічних схем

Після отримання важкої фракції та хвостів, важку фракцію піддають операціям, які виділяють з них часткові концентрати з промисловим вмістом цінного мінералу. Ці операції називаються доводочними. Вони здійснюються різними способами при використанні фізичних властивостей, що найбільш яскраво виділяють цінний мінерал: електропровідність, діелектричну або магнітну проникність, щільність і т.і. Ці операції принципово нічим не відрізняються від гравітації, яка була розглянута раніше. Відмінність полягає у отриманні сепараційних характеристик способів розділення. Методика отримання таких характеристик описано

раніше. Таким чином, для розрахунків якісно-кількісних показників додатково необхідні сепараційні характеристики та функції розподілу фракцій у важкому продукті.

Отже, важкий продукт має часткові важкі фракції, які складають наступні мінерали: дистен, ставроліт, рутил, силіманіт, ільменіт та інші різновиди. У промислових кондиціях вміст цих мінералів отримують вже після доводочних операцій. Концентрати мають назву залежно від того, якого мінералу в продукті більше. Наважку важкого продукту піддають фракціонування і після операцій аналізу знаходять вміст кожної фракції в ньому. Отже, є N фракцій $\Delta F_i(\alpha_j)$. Основна властивість функцій розподілу цих фракцій:

$$\sum_{i=1}^N \Delta F_i(\alpha_j) = 1.$$

Кожна фракція виділяється у відповідному розділовому процесі, що має власну сепараційну характеристику. Кожну фракцію попередньо піддають розділенню на класи та отримують функції розподілу складових. Після таких попередніх дій утворюється вся необхідна інформація для прогнозування якісно-кількісних показників розділення, що очікуються, та синтезу технологічних схем доведення концентратів до промислових або заданих кондицій.

Прикладів не наводимо, оскільки вони повністю аналогічні діям, викладеним в останньому розділі. Синтез схем доводочних операцій може бути застосований для виконання дипломних або курсових робіт.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Младецкий И.К. Аналитическое определение показателей раскрытия руд / И.К. Младецкий, Ю.С. Мостыка. – Днепропетровск: Системные технологии, 1999. – 106 с.
2. Младецький І.К., Пілов П.І. Технологічні розрахунки показників збагачення корисних копалин. Навч. посібник. – Д.: НГУ, 2005. – 156с.
3. Кармазин В.В. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых: Учебное пособие / В.В. Кармазин, И.К. Младецкий, П.И. Пилов. – М.: изд-во Московского государственного горного университета, 2006. – 221 с.
4. Младецкий И.К. Синтез технологий обогащения полезных ископаемых: монографія / И.К. Младецкий. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2006. – 153 с.
5. Младецкий И.К. Определение требуемой точности измерения показателей технологических процессов на ВДГМК / И.К. Младецкий, А.А. Лысенко, П.И. Пилов // Збагачення корисних копалин.: наук.-техн. зб– 2013. – Вип. 54(95). – С. 167-175.
6. Младецкий И.К. Расчет замкнутых циклов измельчения с классификаторами // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – Дніпропетровськ, 2001. – Вип. 12 (53). – С. 49.
7. Пилов П.И. Научное обоснование топологии технологических схем обогащения полезных ископаемых // Горн. информ.-аналит. бюл. – 1999. – № 7. – С. 143-146.
8. Випробування і контроль процесів збагачення корисних копалин: Навч. посібник / Младецкий І.К., Пілов П.І., Левченко К.А., Куваєв Я.Г. // НТУ "Дніпровська політехніка". – Дніпро: Журфонд, 2019. – 204с.
9. Гравітаційні методи збагачення корисних копалин: Навч. підручник / П.І.Пілов. – Дніпро: Пороги, 2021. – 152 с. (Затверджено Вченою радою Національного технічного університету "Дніпровська політехніка" як навчальний підручник, протокол № 8 від 20 травня 2021р.)
10. Младецкий И.К. Определение требуемой крупности помола руды. / И.К. Младецкий, А.А. Павленко // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб – 2008. – Вип. 35(76). – С. 53–57.

ІНФОРМАЦІЯ ПРО АВТОРІВ

МЛАДЕЦЬКИЙ ІГОР КОСТЯНТИНОВИЧ – д-р техн. наук, професор, Відмінник освіти України, приймав неодноразово участь у роботі експертної ради Державної акредитаційної комісії України, експерт Вищої атестаційної комісії України, був членом спеціалізованої вченої ради Д. 08.080.05 зі спеціальності 05.15.08 “Збагачення корисних копалин” із захисту дисертацій на здобуття наукового ступеня, член редколегії науково-технічного збірника “Збагачення корисних копалин”. Автор понад 250 наукових праць опублікованих в Україні та за кордоном, у т. ч. 10 монографій, 5 навчальних посібників, 20 винаходів і патентів.

ЛЕВЧЕНКО КОСТЯНТИН АНАТОЛІЙОВИЧ – канд. техн. наук, доцент, має Почесну відзнаку Міністерства вугільної промисловості України “Шахтарська слава” 3 ступеня, автор 70 наукових праць опублікованих в Україні та за кордоном, у т. ч. 1 навчальний посібник.

ДРЕШПАК ОЛЕКСАНДР СТАНІСЛАВОВИЧ – канд. техн. наук, доцент, директор науково-дослідної установи “Центр переробки та збагачення мінеральної та техногенної сировини” Національного технічного університету “Дніпровська політехніка”, автор 20 наукових праць, опублікованих в Україні та за кордоном.

БЕРЕЗНЯК ОЛЕКСАНДР ОЛЕКСАНДРОВИЧ – канд. техн. наук, доцент, автор 100 наукових праць, опублікованих в Україні та за кордоном, у т. ч. 3 монографій, 5 винаходів та патентів.

Навчальне видання

Младецький Ігор Костянтинович
Левченко Костянтин Анатолійович
Дрешпак Олександр Станіславович
Березняк Олександр Олександрович
Медяник Володимир Юрійович

СИНТЕЗ ТЕХНОЛОГІЙ ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Навчальний посібник

Редактор Л.О. Чуїщева

Підписано до друку . Формат 30×42/4
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 8,6.
Обл. вид. арк. 8,6. Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
в Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка».
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004

49005, м. Дніпро, просп. Д. Яворницького, 19.