

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»
Факультет машинобудування, екології та хімічних технологій
Кафедра обладнання видобувних та переробних комплексів

«До захисту допущено»

Завідувач кафедри

А.А. Топоров

(підпис)

« » 2020 року

ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

Магістр

на тему: «Обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для флотації вугілля»

Виконав: магістр 2-го курсу, групи ТПМ-19

Спеціальності 133 Галузеве машинобудування, спеціалізації «Техніка
переробки сировинних матеріалів»

Ревенко Владислав Олегович

(підпис)

Керівник доц., к.т.н., Кутняшенко Ігор Вікторович

(підпис)

Рецензент доц., к.т.н.,

(підпис)

Рецензент доц., к.т.н.,

(підпис)

*Засвідчую, що у цій дипломній роботі
немає запозичень з праць інших
авторів без відповідних посилань.*

Студент

(підпис)

Покровськ – 2020

ДВНЗ «Донецький національний технічний університет»

Факультет машинобудування, екології та хімічних технологій

Кафедра «Обладнання видобувних та переробних комплексів»

Освітньо-кваліфікаційний рівень - магістр

Спеціальність 133 Галузеве машинобудування, спеціалізації «Техніка переробки сировинних матеріалів»

ЗАТВЕРДЖУЮ:
Завідувач кафедри ОВПК

_____ А.А. Топоров
(підпис)

“ _____ ” _____ 20__ року

ЗАВДАННЯ НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРА

_____ Ревенка Владислава Олеговича

1. **Тема роботи** «Обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для флотації вугілля»

Науковий керівник роботи: доц., к.т.н. Кутняшенко Ігор Вікторович.

затверджені наказом по університету від “ _____ ” _____ 20__ року № _____

2. Строк подання студентом роботи _____
3. Вихідні дані до роботи: _____

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) _____

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) _____

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи магістра

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів роботи	Пр іміпка

Студент _____
(підпис)

Науковий керівник _____
(підпис)

АНОТАЦІЯ

Ревенко В.О. Обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для флотації вугілля / Випускна кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня «магістр» за спеціальністю 133 Галузеве машинобудування (спеціалізація «Техніка переробки сировинних матеріалів»). ДВНЗ ДонНТУ, Покровськ, 2020.

Обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для флотації вугілля є актуальною темою, тому що флотація широко використовується для відділення мілких класів вугільного концентрату.

Об'єкт дослідження – процес флотації в колонних пневматичних флотомашинах.

Мета роботи – обґрунтувати напрями підвищення продуктивності та працездатності обладнання для проведення флотації вугілля в умовах збагачувального підприємства, базуючись на аналізі функціонування флотаційної машини, що описується за допомогою математичної моделі.

Методи дослідження - аналіз математичної моделі флотації вугілля згідно фракційного складу.

Експериментально встановлено тривалість знаходження кожної окремої фракції у колонній флотомашини. Зроблено порівняння до та після впровадження технічних рішень та автоматизації керування процесом.

Обґрунтовані напрями підвищення продуктивності та працездатності обладнання для проведення флотації вугілля.

**ФЛОТАЦІЯ, ФРАКЦІЙНИЙ СКЛАД, ВУГІЛЛЯ, ФАКТОРИ, РЕАГЕНТИ,
ПАРАМЕТРИ, ПОВІТРЯНЕ СОПЛО**

ANNOTATION

Revenko V.O. Substantiation of directions of increase of productivity and working capacity of the equipment for coal flotation / Graduation qualifying work for obtaining an educational degree "Master" in specialty 133 Sectoral engineering (specialization " Technique of processing raw materials "). DonNTU, Pokrovsk, 2020.

Substantiation of the directions of increase of productivity and efficiency of the equipment for coal flotation is an actual subject as flotation is widely used for separation of small classes of coal concentrate.

The object of research is the process of flotation in column pneumatic flotation machines.

The purpose of the work is to substantiate the directions of increasing the productivity and efficiency of equipment for coal flotation in the conditions of the concentrator of production, based on the analysis of the functioning of the flotation machine, which is described by a mathematical model.

Research methods - analysis of mathematical model of coal flotation according to fractional composition.

The duration of each individual fraction in the column flotation machine was experimentally established. Comparisons are made before and after the implementation of technical solutions and process control automation

The directions of increase of productivity and efficiency of the equipment for carrying out coal flotation are substantiated.

FLOTATION, FRACTIONAL COMPOSITION, COAL, FACTORS, REAGENTS, PARAMETERS, AIR NOZZLE

ЗМІСТ

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ ТА СКОРОЧЕНЬ	8
ВСТУП	9
1 АНАЛІЗ ПРОБЛЕМИ ОБҐРУНТУВАННЯ НАПРЯМІВ ПІДВИЩЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ТА ПРАЦЕЗДАТНОСТІ ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ФЛОТАЦІЇ ВУГІЛЛЯ.....	11
1.1 Актуальність обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для проведення процесу флотації вугілля.....	11
1.2 Місце флотації у сучасних технологічних схемах збагачення кам'яного вугілля	12
1.3 Теоретичні основи флотації	22
1.4 Аналіз існуючих конструкційних рішень обладнання для флотації	31
1.5 Постановка задачі дослідження.....	49
2 ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ ТА ПАРАМЕТРІВ ДЛЯ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ФЛОТАЦІЇ	51
2.1 Фактори які впливають на процес флотації вугілля	51
2.2 Реагенти для проведення процесу флотації	57
2.3 Визначення основних параметрів процесу флотації	60
2.4 Аналіз надійності обладнання для проведення процесу флотації методом «Дерева відмов».....	61
2.5 Висновки по розділу	68
3 МОДЕЛЮВАННЯ РОБОТИ КОЛОННИХ ФЛОТАЦІЙНИХ МАШИН	70

3.1	Математичні моделі флотаційних процесів у колонних машинах....	70
3.2	Моделювання структури пінного шару та зони очищення	83
3.3	Розрахунок показників колонної флотації	87
4	ОСНОВНІ НАПРЯМКИ ВДОСКОНАЛЕННЯ ФЛОТАЦІЙНИХ МАШИН	93
4.1	Новітні напрямки вдосконалення флотаційних машин.....	93
4.2	Системи автоматизації та контроль процесу флотації.....	97
4.3	Технічні рішення для підвищення працездатності та продуктивності колонних флотаційних машин	102
	ВИСНОВКИ.....	106
	ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ.....	108
	ДОДАТОК А – Перелік зауважень нормоконтролера.....	110

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ ТА СКОРОЧЕНЬ

- $\sigma_{(P-G)}$ - поверхнева енергія на поверхні розділення фаз: рідина –газ, Н/м;
- $\sigma_{(T-G)}$ – поверхнева енергія на поверхні розділення фаз: тверда речовина – газ, Н/м;
- $\sigma_{(T-P)}$ - поверхнева енергія на поверхні розділення фаз: тверда речовина – рідина, Н/м;
- d –діаметр контуру змочування, м;
- σ_{p-g} - поверхнєве натяжіння, Н/м;
- ϑ – крайовий кут змочування, °;
- δ – щільність пульпи, кг/м³ ;
- R – радіус кривизни верхньої частини бульбашки, м;
- H – висота бульбашки, м;
- M_{Π} – маса пульпи, кг;
- V_{Π} – об’єм пульпи, м³;
- $Q_{\text{ТВ}}$ – продуктивність флотомашини по твердому шламу, т/год;
- Q_{Π} – продуктивність флотомашини по пульпі, м³/год;
- ρ – вміст твердої фракції у пульпі, кг/м³;
- u – швидкість вільного руху частинки (бульбашки) в пульпі, м/с;
- c – питома дисипація енергії ;
- ν – кінематична в'язкість, Нс/м².
- ε_0 - окремі вилучення в зоні очищення, %;
- ε_f - окремі вилучення в пінному прошарку, %;
- $F(X_i)_t$ – коефіцієнт значущості події;
- $P(X_i)$ – вірогідність події;
- P_j^{AC} – вірогідність появи j-го аварійного поєднання, в якому присутній j-го елемент;
- K – кількість аварійних поєднань, в яких присутній i-й елемент;
- $P(Z)_t$ – вірогідність завершальної події.

ВСТУП

Із розвитком науково-технічного процесу в збагаченні корисних копалин освоюються новітні технологічні процеси, новітнє високопродуктивне та більш ефективне обладнання, що дозволяє вносити у переробку сировину, яка раніше вважалася нерентабельною, важко збагачувальною, або відходи від виробництва. Введення в технологічний процес збагачення сировини, яка має в собі низький відсоток необхідної фракції, висуває в якості першочергового завдання збільшення продуктивності збагачувальних фабрик. В наш час в багатьох країнах введено в експлуатацію збагачувальні фабрики, які переробляють від 50-100 тис.т сировини за добу, використовуючи комплексний підхід з якісною переробкою сировини та додатковими способами очищення або виділення мінерального залишку[1-5].

Сучасні технологічні схеми повинні забезпечувати: отримання товарної продукції заданої номенклатури і якості, дотримання екологічних вимог в районі розміщення збагачувальної фабрики, економічну ефективність функціонування збагачувальної фабрики [5-10].

Одним з місць, де переробляються значні об'єми рядової кам'яновугільної сировини – збагачувальні фабрики. Фабрики по збагаченню вугілля збагачують від 100 до 800 тис.т рядового вугілля різних марок. Згідно технологічних схем для збагачення вугілля використовується різноманітне енергоємне обладнання. На збагачувальних фабриках активно використовується обладнання для проведення флотаційних процесів [7-8].

Враховуючи, що одним з основних процесів збагачення є флотація, в промисловій реалізації отримав розповсюдження принципово новий підхід, який базується на використанні обладнання з великою одиничною продуктивністю. В наш час є актуальним створення та експлуатація флотаційних машин з об'ємом камери від 12 до 100 м³.

У зв'язку зі значними одиничними об'ємами камер флотаційних машин, інтенсивністю навантаження сировиною, непланова зупинка або неефективна

флотація впливає на продуктивність збагачувальної фабрики, собівартість та якість отримуваної продукції, відсоток наявності у відходах корисних залишків, забруднення навколишнього середовища залишками технологічних процесів, технологічною водою, що використовується при збагаченні.

1. АНАЛІЗ ПРОБЛЕМИ ОБҐРУНТУВАННЯ НАПРЯМІВ ПІДВИЩЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ ТА ПРАЦЕЗДАТНОСТІ ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ФЛОТАЦІЇ ВУГІЛЛЯ

1.1 Актуальність обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для проведення процесу флотації вугілля

Флотація вугілля – найбільш ефективний метод збагачення вугільних шламів. Флотація – спосіб відділення від вугільної маси породи за допомогою різності густин обох фракцій, закріплення бульбашок повітря на поверхні вугільних часток. По принципу дії розрізняють: масляну, плівкову та пінну флотацію. Масляна та плівкова флотація при збагаченні вугілля не отримали розповсюдження попри недостатню ефективність та малу продуктивність обладнання [1-5].

Пінна флотація отримала всебічне та промислове розповсюдження. Роль флотаційного методу в процесі збагачення рядового вугілля дуже значна, так як вміст шламів досягає в ньому більше 30 % та кількість його постійно збільшується, так як видобуток вугілля проводиться комбайновим способом. В наш час флотацією збагачуються всі шлами коксівного вугілля, зростає фронт флотації шламів енергетичного вугілля та антрацитів.

Наряду з функцією збагачення, флотація шламів істотно допомагає освітленню зворотньої води, що підвищує ефективність гравітаційних процесів збагачення.

Пінна флотація заключається в тому, що в насиченому бульбашками повітря пульпі при неперервному підніманні догори повітряних бульбашок виникає вибіркове прилипання до них відносно чистих вугільних часток та винос їх на поверхню, де створюється флотаційна піна, яка знімається спеціальними пристроями.

Частки породи, які змочені водою, до повітряних кульок не прилипають та залишаються в пульпі. Для інтенсифікації проведення пінної флотації в пульпу добавляються спеціальні реагенти.

Пінна флотація застосовується для збагачення часток шламу розміром менше 0,5 мм.

Флотаційне розділення мінералів базується на фізико-хімічних властивостях поверхні твердих частинок, які відділяються одна від іншої. Найбільше значення має вибіркова змочуваність водою поверхні різних за природою частинок вугілля та породи, яка здебільшого складається з мінеральних домішок[3-6].

Таким чином, обґрунтування напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для проведення процесу флотації вугілля є досить важливою та актуальною темою, яка потребує комплексного підходу для її вирішення.

1.2 Місце флотації у сучасних технологічних схемах збагачення кам'яного вугілля

Технологічні схеми збагачення можуть включати наступні операції: прийом вугілля, що поставляється конвеєрним транспортом, в автосамосвалах і залізничних вагонах. Залежно від виду транспорту, застосовуються різні вуглеприймальні пристрої; попереднє грохочення вугілля, що надходить на фабрику, по крупності 100 (150; 200) мм на стаціонарних грохотах (колосникові решітки), грохотах з плоскою рухомою просіювальною поверхнею, грохотах циліндричного типу. При значній різниці в міцності вугілля і вміщуючих порід (не менше ніж у 2 рази) можуть застосовуватися машини виборчого дроблення; видалення сторонніх предметів (дерево, метал) і негабаритних кусків вугілля і породи з надрешітного продукту попереднього грохочення з використанням спеціальних конвеєрних стрічок, грохотів, залізовідділювачей; дроблення надрешітного до крупності продукту, що відповідає прийнятому за технологією

верхньої межі крупності збагачуваного вугілля (як правило, в щоккових або зубчастих валкових дробарках); об'єднання дробленого продукту з підрешітним продуктом попереднього грохочення, з подальшим складуванням суміші в усереднювально-акумулюючих ємностях бункерного, напівбункерного, підлогового типів; підготовче грохочення рядового вугілля на машинні класи здійснюється на грохотах з плоскою, дуговою і циліндроконічною рухомою і нерухомою робочими поверхнями, а також гідрокласифікаційних пристроях. У цій операції відбувається підготовка двох або трьох машинних класів для гравітаційного, відцентрового і флотаційного збагачення; збагачення крупного і дрібного машинних класів, як правило, більші за 0,5 г - у важкосередовищних сепараторах, відсаджувальних машинах, важкосередовищних гідроциклонах і пневматичних сепараторах; механічне зневоднення продуктів збагачення крупного і дрібного машинних класів: на грохотах, в елеваторах і центрифугах; виділення і обробка крупнозернистих шламів із застосуванням гідрокласифікаторів, гідроциклонів, концентраційних столів, спіральних сепараторів, вакуум-фільтрів, центрифуг; обробку шламових вод, включаючи флотацію і зневоднення одержуваних продуктів; термічну сушку продуктів збагачення; складування і відвантаження продуктів і відходів збагачення [1-4,8].

Основними відмітними ознаками технологічних схем є глибина збагачення вихідного вугілля, якість і асортимент товарних продуктів збагачення.

За глибиною збагачення можна виділити наступні технологічні схеми, що передбачають збагачення: тільки великих класів розміром більше 25 (13) мм; великих і середніх класів розміром більше 6 (3) мм; зернистого вугілля крупністю більше 0,5 мм; всіх класів крупності, тобто до 0 мм.

За якістю концентрату і асортименту продукту збагачення технологічні схеми бувають: з випуском одного товарного продукту; з випуском одного товарного продукту і поділом його на сорти за класами крупності; з випуском двох товарних продуктів-концентрату і промпродукту (збагачення вугілля для коксування і для технологічних або енергетичних цілей); з випуском двох товарних продуктів і поділом одного з них на сорти за класами крупності

(наприклад, при збагаченні). Сучасними тенденціями при розробці технологічних схем є: усунення істотної відмінності в технологічних схемах фабрик для збагачення коксівного та енергетичного вугілля. При цьому при збагаченні вугілля для коксування, як правило, передбачаються виділення товарного промпродукту і обов'язкове застосування флотації шламів.

Включення в схеми фабрик операції усереднення вугілля і попереднього (до усереднення і акумулювання рядового вугілля) видалення великої породи в важкосередніх сепараторах. Раціональний вибір машинних класів, що забезпечують відповідність крупності машинних класів застосовуваному процесу; застосування модулів, що представляють собою технологічну групу обладнання для збагачення певних класів крупності вугілля, оснащених збагачувальним обладнанням великої одиничної потужності в поєднанні з високопродуктивними транспортними пристроями; знешамлювання вугілля перед відсадкою і класифікація їх перед флотацією для забезпечення максимального вилучення зі збагаченого вугілля перед відсадкою транспортної води і частинок розміром менше 0,5 мм, а перед флотацією — частинок крупністю більше 0,5 мм, що характеризуються великим вмістом легкорозмокаємих порід; застосування операції обеззолення шламів перед флотацією методами гідравлічної класифікації; здійснення замкнутого циклу по воді і шламам шляхом застосування фільтр-пресів для зневоднення відходів фільтрування [4-8].

Вибір технологічної схеми збагачення вугілля визначається: призначенням вугілля і в зв'язку з цим вимогами, що пред'являються до його якості; категорії збагачуваності вугілля; вологістю вугілля; характеристикою крупності вугілля зольністю окремих його класів; характеристикою вкрапленості мінеральних домішок, що обумовлюють зольність вугілля; продуктивністю і ефективністю технологічного обладнання; економікою окремих процесів збагачення; екологічними вимогами до охорони навколишнього середовища.

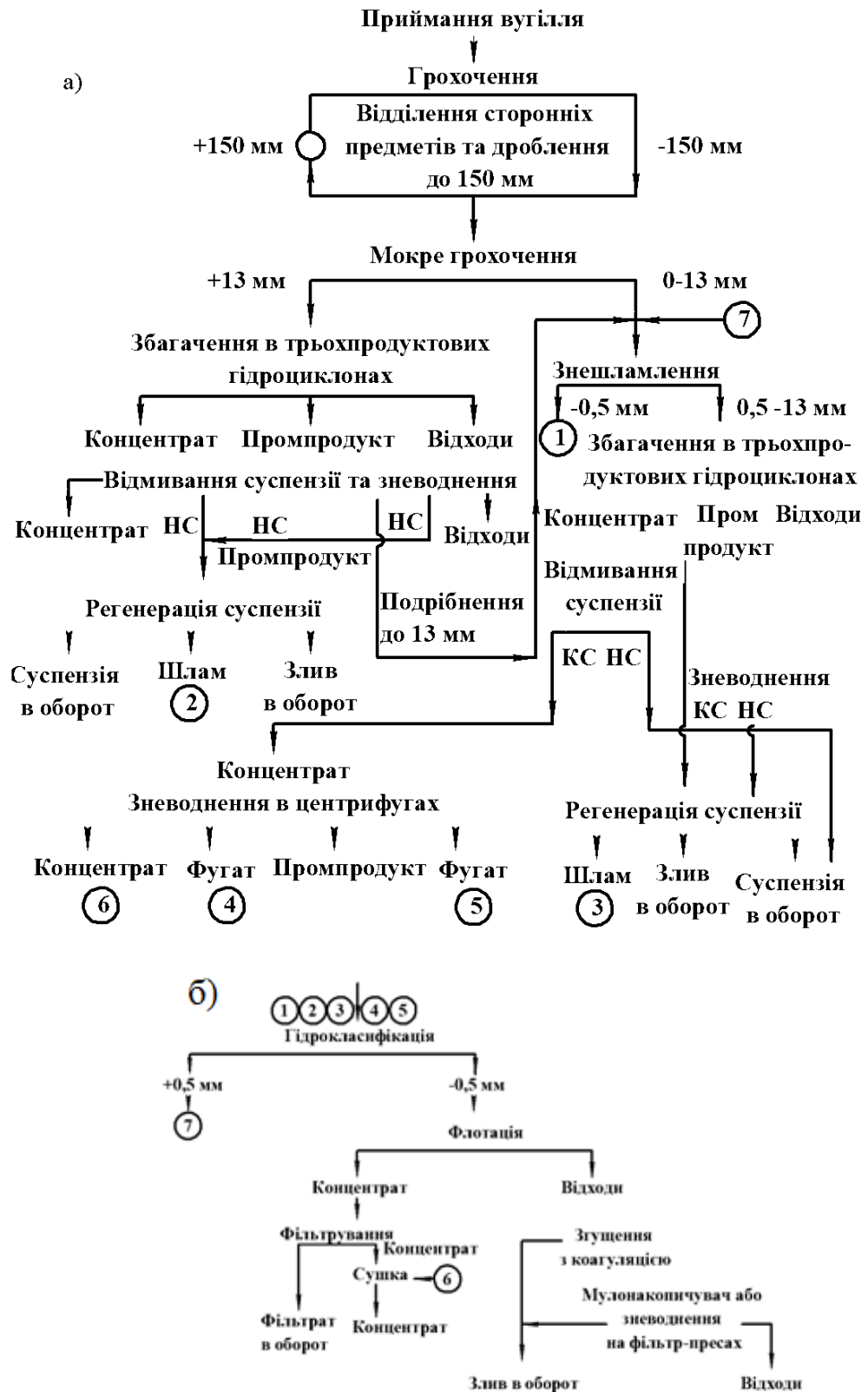
При виборі технологічної схеми збагачувальної фабрики, основних (збагачувальних) і допоміжних операцій та їх апаратурного оснащення виходять

з наступних умов: максимального вилучення органічної маси в товарні продукти при допустимому їх засміченні баластними домішками; мінімального (але достатнього для виконання першої умови) числа процесів і операцій в технологічному ланцюгу; максимального використання особливо цінних сортів вугілля (коксівного, технологічного, сортового) і найбільш повного вилучення їх у відповідні товарні сорти.

Для збагачення коксівного вугілля важкою і вельми важкою збагачуваністю застосовують схему, показану на рис. 1.1, крупний клас вугілля збагачується в трьохпродуктових важкосередовищних сепараторах або в двопродуктових сепараторах за двома щільностями поділу, а дрібний клас і подрібнений промпродукт сепараторів — в трьохпродуктових важкосередовищних гідроциклонах.

У деяких випадках для збагачення дрібного вугілля в цих умовах використовують відсаджувальні машини з подальшим перепромиванням промпродукту в важкосередніх гідроциклонах. Шлами без попереднього згущення, а іноді після часткового згущення надходить на флотацію. Флотаційний концентрат після фільтрації або дрібний концентрат після зневоднення в центрифугах піддають термічній сушці.

Відходи флотації згущують в радіальних або циліндроконічних згущувачах із застосуванням коагулянту. Освітлена вода використовується на виробничі цілі, а згущені відходи перекачуються й ілонакопичувач або після зневоднення в фільтр-пресах приєднуються до відходів збагачення великого і дрібного вугілля.



КС кондиційна суспензія, НС – некондиційна суспензія

Рисунок 1.1 – Схеми збагачення коксівного вугілля важкої та дуже важкої збагачуваності: а – крупних та мілких класів; б – шламів

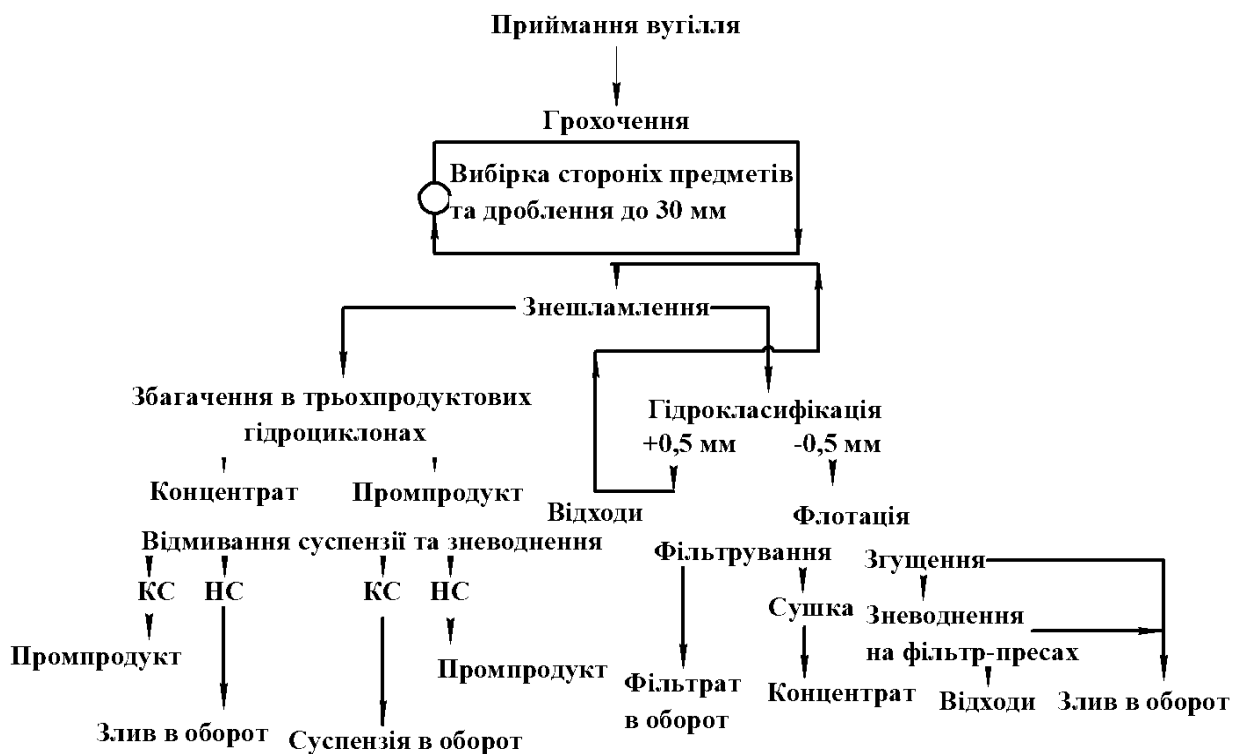


Рисунок 1.2 – Схема збагачення крихкого коксівного вугілля

Некондиційна суспензія надходить в електромагнітні сепаратори на регенерацію. Магнетитовий концентрат щільністю 2100-2300 кг/м³ направляється в збірники кондиційної суспензії, а немагнітний продукт — в цикл обробки шламів. Описані схеми збагачення вугілля характеризуються наступними особливостями: використанням для збагачення великих класів процесу поділу у важких середовищах; застосуванням для важкозбагачуємого дрібного вугілля поділу у важкосередніх гідроциклонах, для легко- і середнєзбагачуємого дрібного вугілля - відсадки; застосуванням для операцій знешламлювання і класифікації по крупності 0,5 мм дугових сит, конічних грохотів, багер-зумпфів і низьконапірних гідроциклонів; переходом на повністю замкнуту водно-шламову схему з використанням коагулянтів при згущенні і зневодненні; широким застосуванням флотації при збагаченні шламів [5-7].

Сировиною для приготування концентрату вугілля є рядове вугілля, що відповідає вимогам ДСТУ 537-79. Готова продукція збагачувальної фабрики – концентрат вугілля для проведення подальшого коксування. Якісні показники концентрату повинні відповідати ТУ 14-6-130-90. Для концентрату всіх марок бракувальною ознакою є перевищення встановлених в технічних умовах граничних норм зольності, масової частки вологи та сірки.

Вугільний концентрат для коксування складається з розрахунком отримання рівномірного і якісного коксу за фізико-механічними властивостями та технічним аналізом, норми якого наводяться у таблиці 1.2.

Таблиця 1.1 – Якість вугільного концентрату

Вміст концентрату	Відсоток
За зольністю	$\pm 0,5\%$
За сіркою	$\pm 0,5\%$
За леткими речовинами	$\pm 0,7\%$
За вологою	$\pm 1,0\%$

Таблиця 1.2 - Норми технічного аналізу для концентрату вугілля

Найменування показника	Норма для марки		Метод випробування
	ШДУ	ЩДЗ	
Зольність A^d , не більше	8,5	8,7	По ДСТУ 11022
Масова доля загальної сірки S^d_t , не більше	2,3	2,0	По ДСТУ 8606 або ДСТУ 2059
Масова доля загальної вологи W^r_t , не більше	10	10	По ДСТУ 11014
Вихід летючих речовин V^{daf} , не більше	31	31	По ДСТУ 6382

Рівномірність якості готового концентрату регламентується коефіцієнтами, наведеними у таблиці 1.4

Таблиця 1.4 – Коефіцієнти рівномірності якості готового концентрату

За вмістом	Коефіцієнт	Значення
Золи	Кз	Не нижче 0,9
Сірки	Кс	Не нижче 0,8
Летких речовин	Кл	Не нижче 0,8
Вологи	Кв	Не нижче 0,8

Таблиця 1.5 - Ситовий склад рядового вугілля

Клас	%	
+25	16,4	
13-25	20,7	
3-13	26,0	
1-3	15,2	
0-1	21,7	
Всього	100	

Таким чином, на процес флотації потрапляє 21,7 % від загального потоку рядового вугілля, що визначає важливу роль у проведенні якісного збагачення вугільної маси. Розглянемо схеми флотації більш детально.

Схеми флотації визначаються багатьма факторами: характеристика шламів, які потрапляють на флотацію: марка вугілля, зольність, вміст тонких класів та проміжних продуктів, розмочуваність мінеральних домішок, вимоги до кінцевого продукту та техніко-економічні показники процесу. В тих або інших випадках, коли пульпа сильно розбавлена та зольність вихідного шламу не перевищує 20 %, рекомендується пряма схема флотації (рис. 1.3).

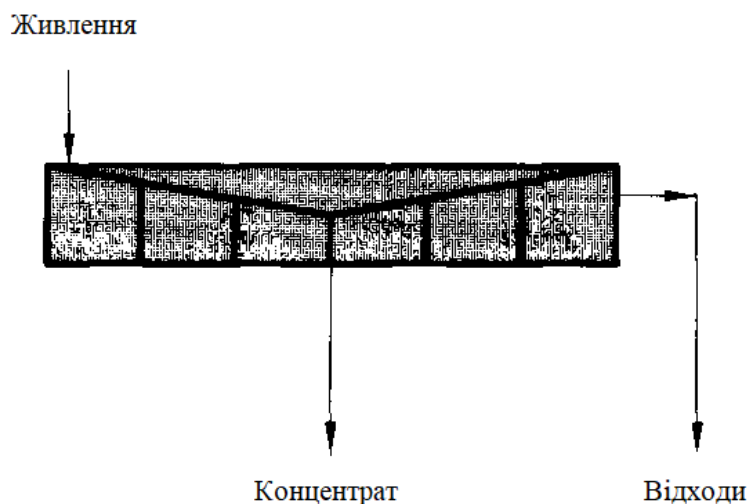


Рисунок 1.3 – Пряма схема флотації

При зольності шламів більше 20 %, які містять багато мілкодисперсних частинок, отримати кондиційні продукти за допомогою прямої схеми проблематично. В цьому випадку рекомендується схема флотації з більш складним варіантом або здійснювати флотацію з розбавленими пульпами, що дозволить здійснити регенерацію великого об'єму оборотної води і тим самим вивести з водно-шламової системи максимальну масову долю мулистих частинок. Існують декілька варіантів схем з додатковим очищенням концентрату. Найбільш розповсюджена схема з очищенням концентрату, коли пінний продукт двох або трьох останніх камер направляється на перезбагачення в одну з перших камер (рис.1.4).

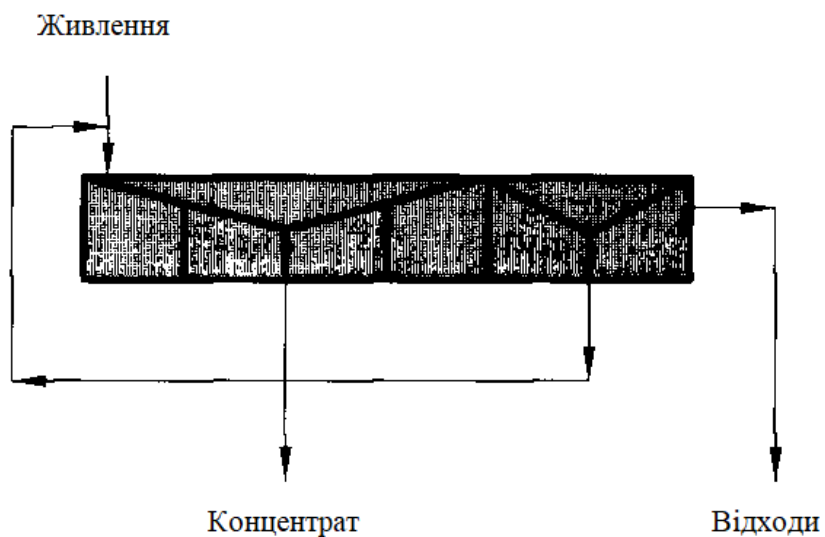


Рисунок 1.4 – Схема флотації з додатковим очищенням частини флотоконцентрату в машині

При флотації значного об'єму високосольних шламів, особливо коли флотується газове або довгополум'яне вугілля, перечищення концентрату проводиться в окремій флотаційній машині (рис 1.5).

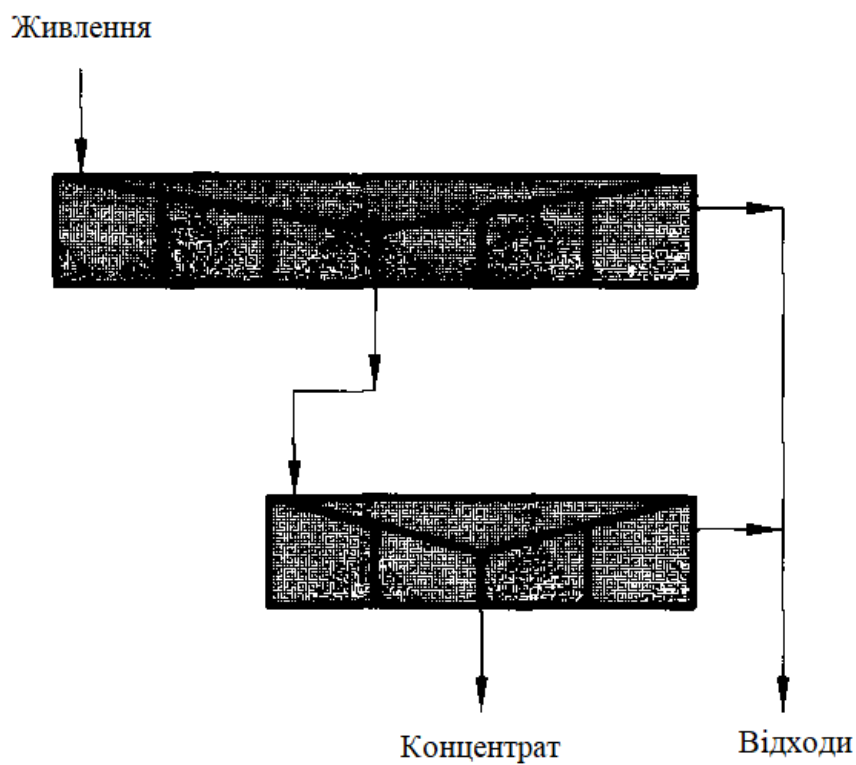


Рисунок 1.5– Схема флотації з додатковим очищенням концентрату в флотомашині

Відходи з перетищувальної флотації в залежності від зольності спрямовують на перезбагачення. Витрати реагентів на перетищувальній флотації нижче, а продуктивність флотаційної машини на 30-50% більше ніж для основної флотації [1,5-7].

Таким чином розглянуто основні схеми збагачення коксівного вугілля різного ступеню збагачуваності, основні властивості вугільного концентрату; головні схеми проведення процесу флотації.

1.3 Теоретичні основи флотації

Флотаційний процес здійснюється в результаті взаємодії трьох фаз: водної, твердої частинки мінералів та газоподіної. В основі лежать фізико-хімічні явища, що проходять на межі розділу фаз. Найбільш важливе з цих явищ – змочування поверхні твердої фази та зміни її властивостей внаслідок взаємодії з реагентами [1,5-10].

Властивість поверхні мінерала характеризується величиною її енергією, яка знаходиться на поверхні. Відомо, що молекули речовини взаємно притягуються, причому дія сил притягіння залежить від того чи розташована молекула в об'ємі речовини або на її поверхні. Так молекула води, що знаходиться в об'ємі, рівномірно притягується навколишніми іншими молекулами. В цьому випадку сили притягіння молекул взаємно врівноважені. На межі розділу фаз вода-повітря молекули води випробовують притягіння молекул води та повітря. Але сили притягіння молекул повітря менше ніж молекул води. Тому неврівноважені сили намагаються втягнути молекулу, розташовану на поверхневому прошарку, в напрямку глибини. Таким чином в поверхневому прошарку води існують неврівноважені сили, які можуть здійснити роботу, тобто молекули рідини на поверхні мають запас вільної енергії, яку називають поверхневою. Поверхнева енергія чисельно дорівнює зусиллю, що діє на 1 см довжини та напрямленої в площині поверхні, називається поверхневим натягінням. Поверхня твердого тіла також має запас вільної поверхневої енергії.

Для двох будь-яких фаз, які стикаються між собою, поперневу енергію вимірюють на поверхні їх розділення, наприклад, на поверхні розділення фази рідини та газової фази. Вона має позначення $\sigma_{(P-G)}$.

Кінцеві результати взаємодії мінералу з водою залежать не тільки від величини вільної поверхневої енергії мінералу, але і від взаємодії молекул води між собою. Взаємне притяжіння молекул однієї речовини, наприклад, води, називається когезією. Це притяжіння характеризується величиною роботи когезії, яку необхідно провести для розриву стовба рідини перетином 1 м^2 на два стовба такого перетину. Взаємне притяжіння молекул двох фаз, наприклад, води та мінералу, що проявляється на поверхні їх розділення, називається адгезією. Притяжіння, що створюється однією фазою на іншу крізь поверхню їх розділення, потребує витрати енергії на розділення цих фаз. Цю роботу, віднесену до одиниці площі поверхні розділу, називають роботою адгезії. Вона дорівнює сумі поверхневих енергій двох фаз мінус міжфазова. Поверхнева енергія на поверхні їх розділення. Так, наприклад, якщо мова йде про адгезію в газовому середовищі між водою та поверхнею мінералу, то робота адгезії W може бути виражена наступним чином:

$$W = \sigma_{(P-G)} + \sigma_{(T-G)} - \sigma_{(T-P)};$$

де $\sigma_{(P-G)}$ - поверхнева енергія на поверхні розділення фаз: рідина – газ, Н/м;

$\sigma_{(T-G)}$ – поверхнева енергія на поверхні розділення фаз: тверда речовина – газ, Н/м;

$\sigma_{(T-P)}$ - поверхнева енергія на поверхні розділення фаз: тверда речовина – рідина, Н/м.

Необхідною умовою розтікання води на поверхні мінералу є перевищення роботи адгезії між водою та мінералом над роботою когезії для води.

Першою стадією молекулярної взаємодії води з поверхнею мінералу є гідратування поверхні, що обумовлює змочування її водою.

Гідратування поверхні мінералів – це утворення впорядкованих гідратних прошарків товщиною до $0,1 \text{ мкм}$ на поверхні мінералу в результаті адсорбції води. В наступних прошарках між молекулами води діють сили водневого зв'язку.

Загальна гідратованість поверхні мінералу визначається не стільки товщиною гідратного прошарку, скільки його стійкістю. Змочування звичайно спостерігається на межі дотику трьох фаз, одна з яких є твердою речовиною, а дві інші представлені рідиною та газом або двома рідинами, які не змішуються між собою. При змочуванні крапля рідини повністю або частково розтікається по твердій поверхні в залежності від ступеню змочування цією поверхнею рідиною. Степінь змочуваності поверхні якісно оцінюється величиною крайового куту змочування (θ), який прийняти відліковувати в сторону рідкої фази, при контакті води, як більш полярної рідини.

Крайовий кут змочування визначається рівнянням Юнга:

$$\cos\theta = \frac{\sigma_{\text{Т-Г}} - \sigma_{\text{Т-Р}}}{\sigma_{\text{Р-Г}}}.$$

При флотації, коли взаємодіють три фази – повітря, вода та мінерал, крайові кути змочування можуть вимірюватися як при нанесенні на поверхню мінералу краплини води в оточенні повітря, так і при підведенні під мінерал повітряної бульбашки в об'ємі води (рис. 1.6).

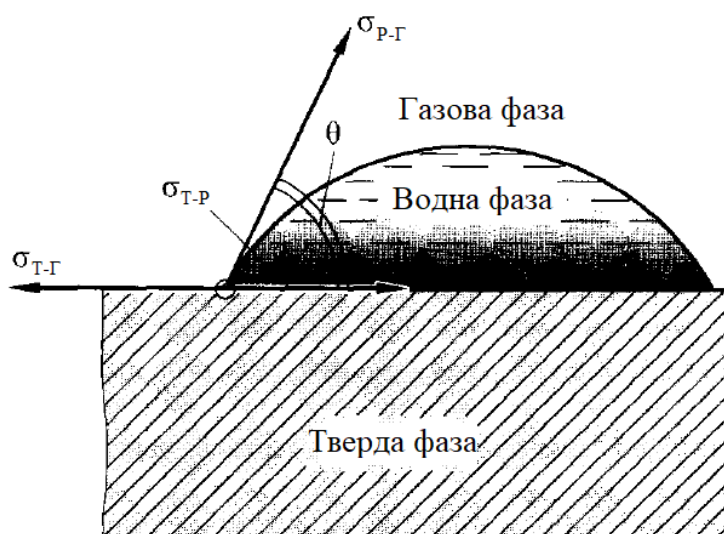


Рисунок 1.6 – Схема дії сил поверхневого натягу та крайовий кут змочування

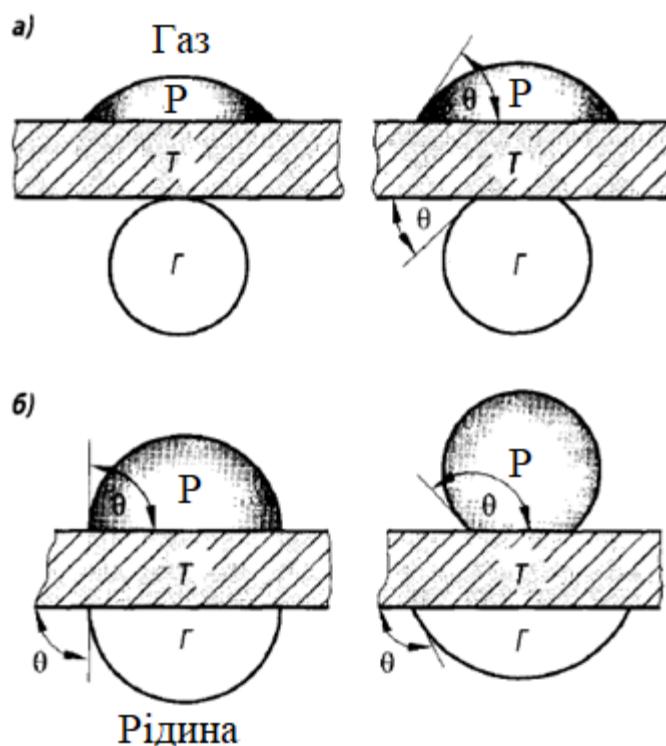


Рисунок 1.7 – Різні випадки змочуваності: а – крапля води, що нанесена на поверхню мінералів зі змочуваністю, яка поступово знижується; б - бульбашка повітря, що піднесена над поверхнею мінералів у водному середовищі

По ступені змочуваності поверхні мінерали прийнято розділяти на гідрофільні, які добре змочуються водою, та гідрофобні, які погано змочуються водою.

У випадку флотації вугілля до гідрофільних відносяться поверхні мінеральних домішок у вугіллі, а саме глина, кварц, сланці, кальцит та інші мінерали, а також окислені вугільні поверхні. Наприклад, змочуваність глини настільки велика, що вони іноді розмокають до крупності частинок, розмір яких становиться менше 1 мікрон.

До гідрофобних відносяться поверхні вугільних частинок, однак ступінь їх гідрофобності залежить від багатьох факторів: ступені окислюваності їх поверхні, петрографічного складу. Це пояснює різну ступінь флотаційної

здатність шламів різних марок вугілля, так і шламів, які довгий час зерігаються на повітрі або у воді.

Схематично процес флотації показаний на рис. 1.8:

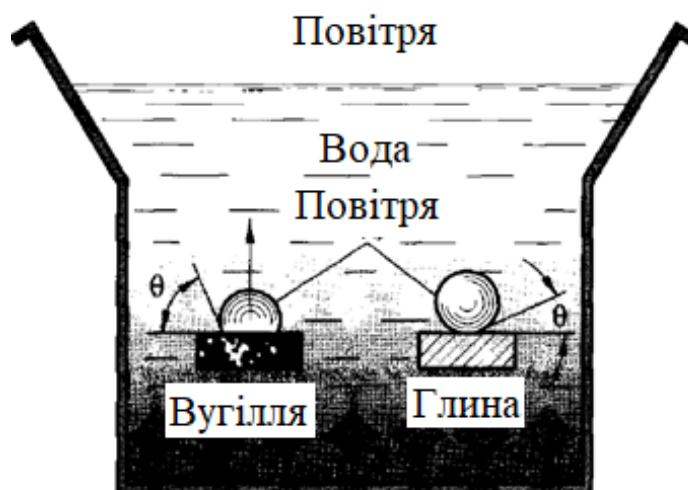


Рисунок 1.8 – Процес флотації для вугілля та глини

З рисунку добре видно, що бульбашка повітря, яка підведена до поверхні, яка погано змочується водою вугільної частинки, легко витискає з поверхні воду та прилипає до неї. При відповідних розмірах повітряних бульбашок та частинок агрегатована частинка впливає на поверхню. Контакт бульбашки повітря з частинкою глини не призводить до його закріплення на поверхні, вона залишається в об'ємі пульпи, яка піддається процесу флотації. Не дивлячись на різні властивості щодо змочування між вугіллям та породою, для проведення процесу флотації цього не достатньо. У зв'язку з цим з метою зміни природньої гідрофобності вугілля в пульпу додають відповідні реагенти. Перша категорія підвищує гідрофобність вугільної поверхні, такі реагенти прийнято називати збирачі. Інша категорія допомагають формуванню повітряних бульбашок з необхідними властивостями, такі реагенти називають піноутворювачами.

Розглянемо взаємодію реагентів з компонентами флотації. При проведенні процесу флотації вугільних шламів в якості збирачів використовують аполярні

вуглеводні рідини з такими властивостями: хімічно малоактивні, не розчинні у воді. В якості піноутворюючих реагентів – гетерополярні, поверхнево-активні речовини, це речовини, молекули яких складаються з гідрофобної аполярної та гідрофільної полярної групи. В якості таких груп виділяють групи – OH, - COOH, - CO частин. Закріплення аполярних та гетерополярних реагентів на поверхні вугілля проходить по різних механізмах. Аполярні рідини закріплюються у вигляді окремих крапельок або плівок, а розтікання такого типу реагентів проходить ефективніше, чим поверхня має гідрофобні властивості [1-3,11].

Гетерополярні реагенти закріплюються на поверхні чатинок орієнтовно, вуглеводневою віткою, а полярні групи направлені в сторону водної фази, що дещо знижує гідрофобність поверхні. Однак в реальних умовах наявність частинок з тією поверхнею незначна, до того функціональні групи, що утворюються на поверхні, є активними центрами адсорбції полярної частини гетерополярного реагента. Одночасне введення в пульпу аполярного та гетерополярного реагентів призводить до закріплення аполярного реагента, що показано на рисунку 1.9.

Гетерополярні реагенти – піноутворювачі, закріплюючись на поверхні повітряних бульбашок, забезпечують необхідну крупність бульбашок. Крупність бульбашок не перевищує 1,5 мм, реагенти підвищують їх міцність та стійкість. Частинки вугілля краще флотирують при мілких розмірах бульбашок. Наявність великої кількості бульбашок підвищує загальну довжину периметру змочування, що збільшує міцність прилипання бульбашки

При закріпленні гетерополярних реагентів на поверхні повітряних бульбашок аполярна частина направлена в сторону води. Такий характер зчеплення молекул сприяє утворенню стійких бульбашок, внаслідок зниження поверхневого натягу на поверхні розділу фаз рідина – газ.

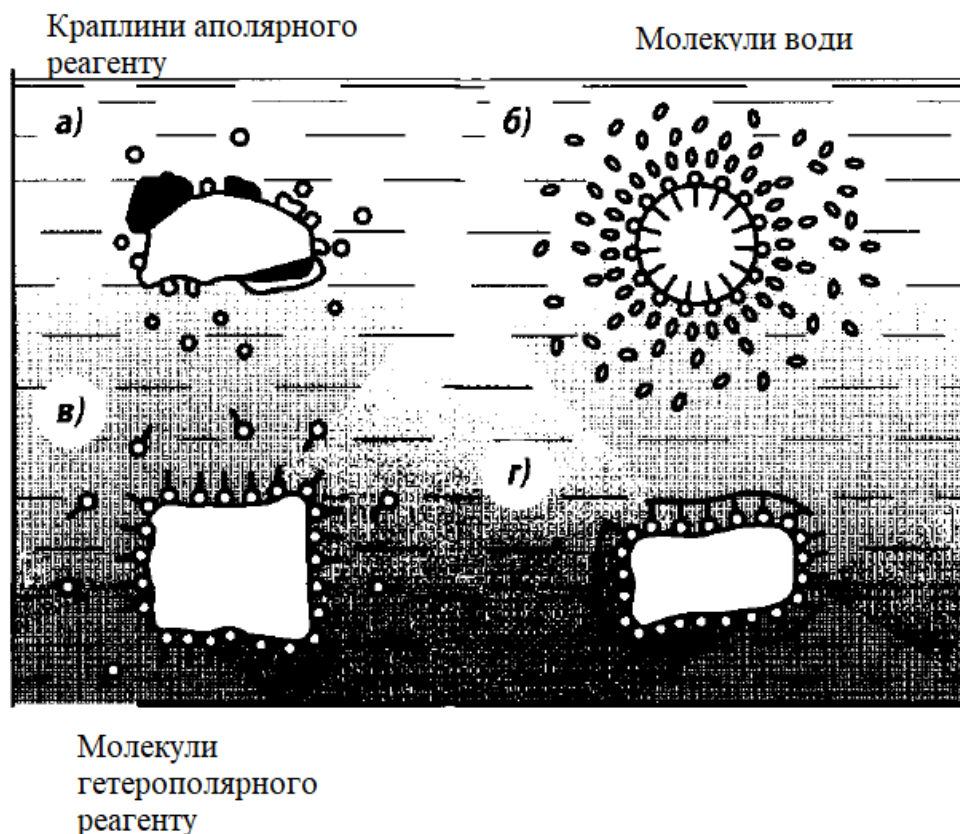


Рисунок 1.9 – Схема закріплення реагентів на поверхні вугілля та поверхні повітряних бульбашок: а – краплини аполярного реагенту, б – молекули гетерополярного реагенту на поверхні повітряних бульбашок, в – молекули гетерополярного реагента; г – закріплення на поверхні частинок вугілля гетерополярного та аполярного реагентів

Таким чином, піноутворювач не тільки запобігає коалесценції бульбашок, але і сприяє їх диспергуванню.

Зі схеми стабілізуючої дії реагенту-піноутворювача видно, що молекули реагенту орієнтуються полярною віткою в сторону води, а не полярною – в середину бульбашки повітря. Полярні групи, які мають спорідненість із водою, зміцнюють гідратні оболонки навколо бульбашок повітря і таким чином запобігають поєднанню та руйнуванню бульбашок повітря. Адсорбція реагентів на поверхні вугільних компонентів флотації сприяє утворенню мінералізованого комплексу бульбашка-частинка вугілля. При зіткненні частинки вугілля з

бульбашкою повітря, гідратна плівка розривається на межі контакту трьох фаз, з утворенням плівки реагенту, яка сприяє підвищенню міцності закріплення частинки на бульбашці повітря.

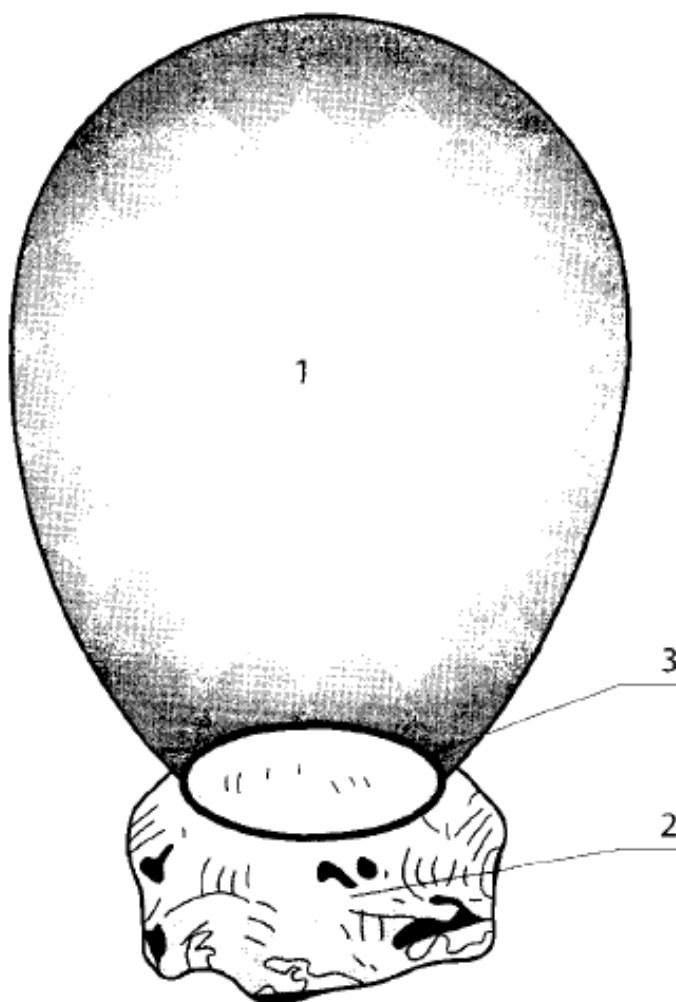


Рисунок 1.10 – Схема утворення облямівки реагенту по периметру контакту

У флотаційних машинах мінералізований комплекс бульбашка-частка випробовує дію руйнучих сил – сили тяжіння частки, гідродинамічні сили потоку пульпи, інерційні сили. Для переведу комплексу в пінний продукт необхідна умова, щоб діючі сили прилипання були більшими ніж сили відривання частинки від бульбашки.

Бульбашка повітря утримується на поверхні мінералізованої частинки силою, яка дорівнює добутку вертикальної складової поверхневого натягнення та периметру трьох фазного контуру прилипання.

Сили, які здатні відірвати бульбашку в статичних умовах, врівноважуються гідростатичним тиском повітря всередині бульбашки.

Умова рівноваги визначається рівнянням [1-3,12]:

$$\pi \cdot d \cdot \sigma_{p-g} \cdot \sin \vartheta = \nu \cdot g \cdot \delta + \frac{\pi \cdot d^2}{4} \left(\frac{2\sigma_{p-g}}{R} - H \cdot g \cdot \delta \right),$$

де d – діаметр контуру змочування, м;

σ_{p-g} – поверхнєве натягнення, Н/м;

ϑ – крайовий кут змочування, °;

δ – щільність пульпи, кг/м³;

R – радіус кривизни верхньої частини бульбашки, м;

H – висота бульбашки, м;

g – прискорення сили тяжіння, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$

Рівняння підкреслює, що міцність прилипання бульбашки повітря до твердої частинки збільшується із підвищенням крайового кута змочування, тобто зі зменшенням гідратованої поверхні збагачуваного мінералу.

Структура та роль піни для проведення флотаційного процесу. Піна, яка утворюється в процесі флотації, відіграє досить важливу роль, оскільки від її властивості залежать якісні та кількісні результати процесу. Розрізняють три різновиди піни: плівково-структурна, плівкова, агрегатна.

Плівково-структурні піни складаються із прошарків бульбашок різної крупності, головним чином, крупних, покритих мілкими органічними частками. Даний різновид піни характерний для флотації з недостатньою витратою збирача. Піни містять значну кількість води або іншої рідини, що визиває ускладнення при їх фільтрації.

Плівкові піни представляють із себе тонкий прошарок спливаючих відносно крупних мінеральних часток, що поєднані мілкими бульбашками повітря.

Агрегатні піни є найбільш ефективні при збагаченні вугілля. Цей різновид піни складаються із маленьких бульбашок повітря, які зв'язують мінеральні зерна різної крупності та їх структурні об'єднання – флокули. Ці піни добре мінералізовані та мають в собі менший склад рідини ніж інші різновиди піни.

При збагаченні вугілля отримують достатньо стійкі піни лише до моменту видалення їх з камери. Після цього вони повинні легко руйнуватися, бо стійкі піни погано перекачуються насосним обладнанням і зменшують можливість для проведення їх фільтрації. Отримання піни необхідної якості досягають підбором реагентів піноутворювачів та регулюванням реагентного режиму. Стійкість трьохфазної флотаційної піни посилюється наявністю тонких часток вугілля, які значно стабілізують структуру піни.

1.4 Аналіз існуючих конструкційних рішень обладнання для флотації

Технологічна ефективність флотації вугілля залежить від конструкції, конструктивних особливостей, типу машин, кількість камер флотації. Основні вимоги, яким повинні відповідати флотаційні машини: гарна степінь аерації пульпи, інтенсивне перемішування всього об'єму пульпи, виділення газів з розчину, створення великої зони для відстоювання піни, своєчасне видалення пінних продуктів з камер, невелика висота впливання флотаційних комплексів. Всі існуючі флотаційні машини розрізняються по конструктивним особливостям та способу аерації пульпи. В залежності від способу аерації пульпи флотаційні машини діляться на механічні, пневматичні та комбіновані. До флотаційних машин з пневматичним способом аерації пульпи відносяться ерліфтні, ерліфтно-відцентрові, ежекторні. По руху пульпи флотаційні машини можливо розділити на камерні та прямоточні. Камерні машини мають різну

кількість камер, а прямоточні машини представляють з себе конструктивно оформлену довгу ванну з вільним проходженням пульпи [1-4,8].

На практиці проведення процесу флотації вугілля найбільше розповсюдження отримали механічні машини. В машинах механічного типу проходить засмоктування повітря, його диспергування та змішування з пульпою проводиться за допомогою імпелерів. Принцип дії багатокамерних механічних флотаційних машин заключається у подаванні пульпи в першу камеру, в зону імпелеру, який обертається. В цій зоні проводяться аерування у вигляді пульпоповітряної суміші та розкидання по колу у міжлопатеві канали статору, який підвищує витрату повітря, що засмоктується, та добре його диспергує. В подальшому пульпа потрапляє до камери, де відбувається прилипання часток вугілля до бульбашок повітря та впливають комплекси, які утворилися на поверхню пульпи, утворюючи пінний мінералізований продукт.

До флотаційних машин механічного типу відносяться машини ФМУ-6, ФМУ-12, ФМУ-25, МФМ-36, ФМ-8, ФМ-1, ФМ-25 (табл. 1.6). Головна особливість таких машин – повне розподілення зон аерації та флотації, в яких можливо здійснювати різні гідродинамічні режими, відповідно до технологічного призначення.

Конструкція відцентрового імпелеру дозволяє роздільно вводити в нього пульпу та повітря, тим самим забезпечуючи стабільне потрапляння повітря в флотомашину. Конструкція аераційного пристрою складається з блоку-аератора, аераційної камери, пульповоду з пульповідділювачем. Рух пульпи по машині полупрямотоковий.

Довгий фронт флотації дозволяє застосовувати різні схеми флотації. У розвитку конструкції флотаційних машин пріоритетним напрямком залишається вдосконалення машин з механічним принципом аерації.

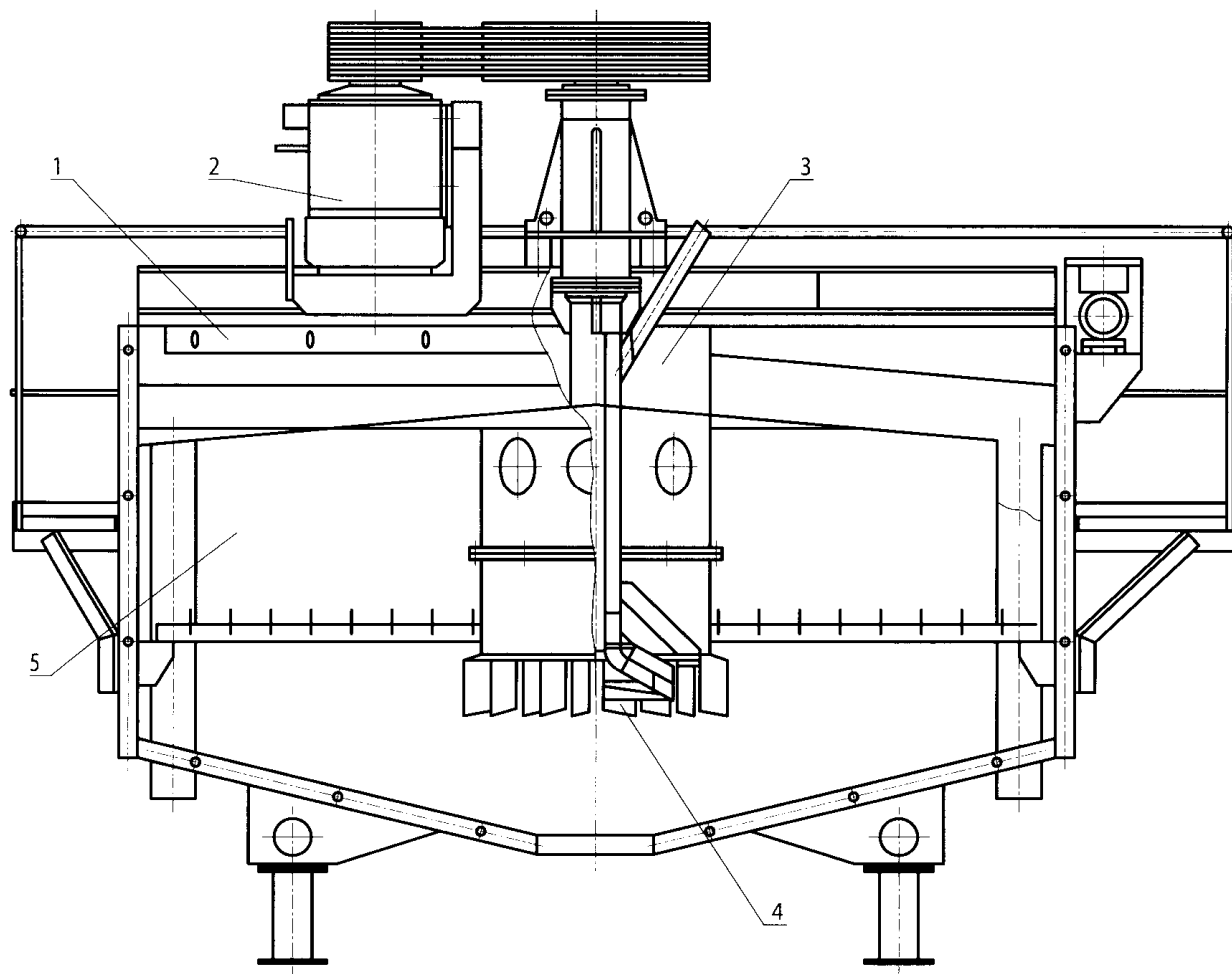
Флотаційна машина МФУ-25 складається з шести послідовно з'єднаних між собою камер ємністю 25 м^3 кожна. В кожній камері розташований аератор з відцентровим імпелером діагонального типу, який забезпечує рівномірне насичення пульпи повітрям та необхідне зваження твердої фази в камері, що

напрявлене на циркуляцію пульпи до днища камери та ефективно перемішування пульпо-повітряної суміші в неї. Конструкція аератора дозволяє встановлювати його високо над днищем камер, що призводить до різкого зниження потужності, що витрачається, зменшення інтенсивності зношування внаслідок розташування в зоні з найменшою циркуляцією крупнозернистих часток. Видалення піни з камер здійснюється однорядними пінкознімачами з індивідуальними приводами [3-9].

Таблиця 1.6 - Технічні характеристики флотаційних машин

Параметри	Механічні							Пневмо-механічні		Пневматичні	
	ФМ У-6	ФМ У-12	ФМ У-25	МФ М-36	Ф М-8	Ф М-16	Ф М-25	ФП М-12,5	ФПМ У-25	ФПП Л-20	ФПП М-40
Продуктивність, м ³ /год	350	700	1000	250	400	800	1000	400	750	600	800
Об'єм камери, м ³	6,3	12,5	25	36	8	16	25	12,5	25	20	40
Кількість камер, шт	6	6	6	1	6	6	6	6	6	6	6
Потужність електродвигуна, кВт	180	240	240	65	130	220	270	270	250	200	200
Габаритні розміри, м											
Довжина	14,7	19,2	24,8	6,8	15,	19,	21,	15,6	23,4	9,5	9,0
Ширина	3,5	3,45	4,25	6,7	5	7	0	1,8	3,7	4,0	4,1
Висота	3,0	3,3	4,0	4,5	3,2	3,7	4,3	6,4	6,4	6,6	6,6
					3,1	3,8	4,4				
Маса, т	23,5	37	58,2	18,0	24,0	30,0	45,0	27,0	36,0	22,0	22,0

Флотаційна машина МФУ-25 відрізняється від відомих машин механічного типу конструкцією та принципом дії аератора, циркуляцією в середині камери, що створює висхідні потоки пульпи та забезпечують необхідну зважену здатність середовища.

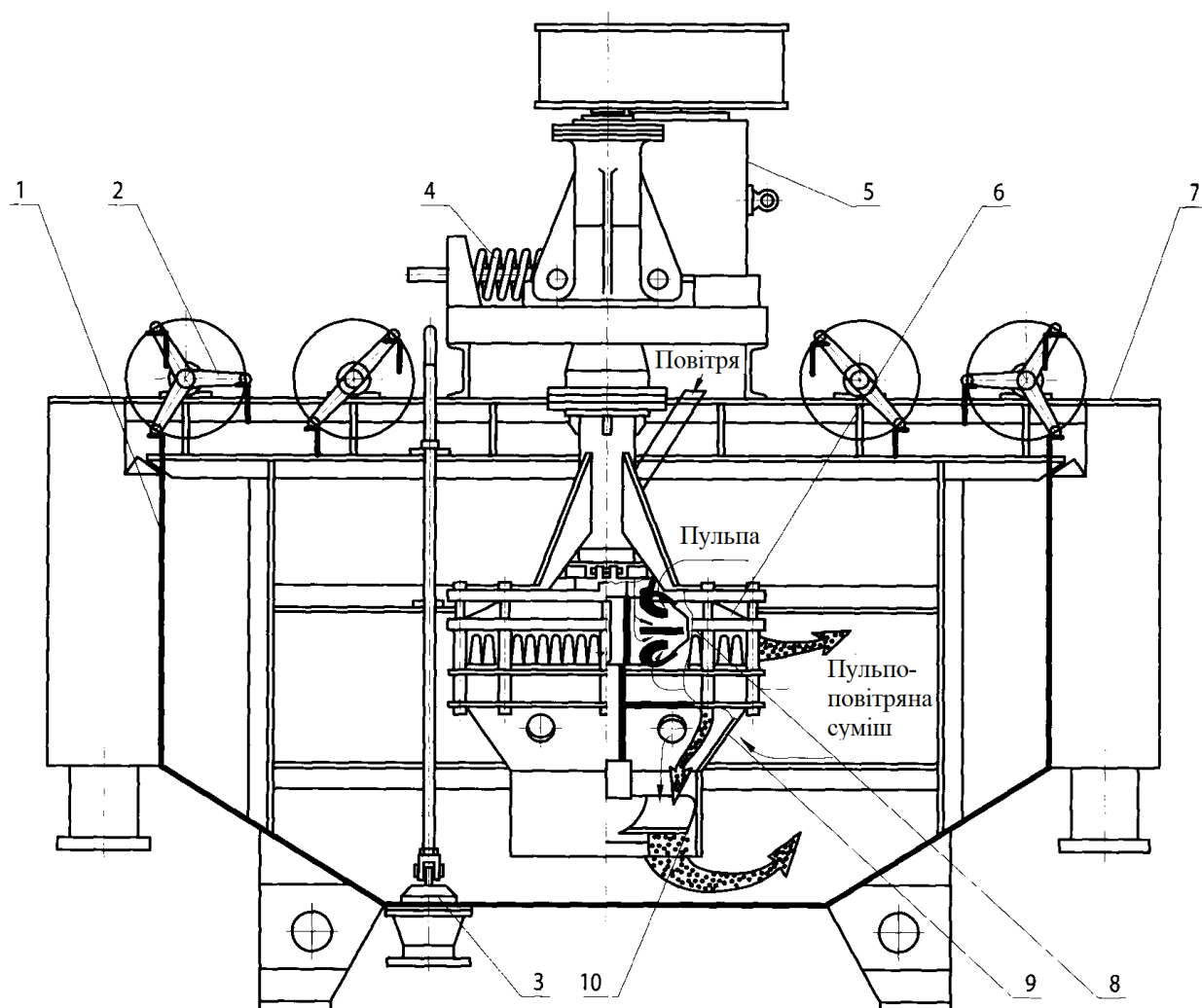


1 - піногон; 2 – привод імпелеру; 3 – блок статора; 4 – імпелер; 5 – камера

Рисунок 1.11 - Флотаційна машина типу МФУ-25

Додаткові конструктивні особливості: розташування піногонів поперек машини з облаштуванням індивідуального приводу до кожного та можливістю регулювання висоти підйому пінного прошарку, що дозволяє більш гнучке керування процесом видалення піни з машини та конструктивним оформленням

карману, який забезпечує стабілізацію рівня пульпи в машині без застосування засобів автоматики. Машина має покращені аераційні параметри та зменшені питомі витрати електроенергії.



1 – камера; 2 – піногон двохрядний; 3 – випускна пробка; 4 – натяжний пристрій приводу; 5 – електродвигун; 6 – блок-аератор; 7 – приймач концентрату; 8 – відцентровий імпелер; 9 – отвір для циркуляції пульпи; 10 – осьовий імпелер

Рисунок 1.12 - Флотаційна машина типу МФУ 12

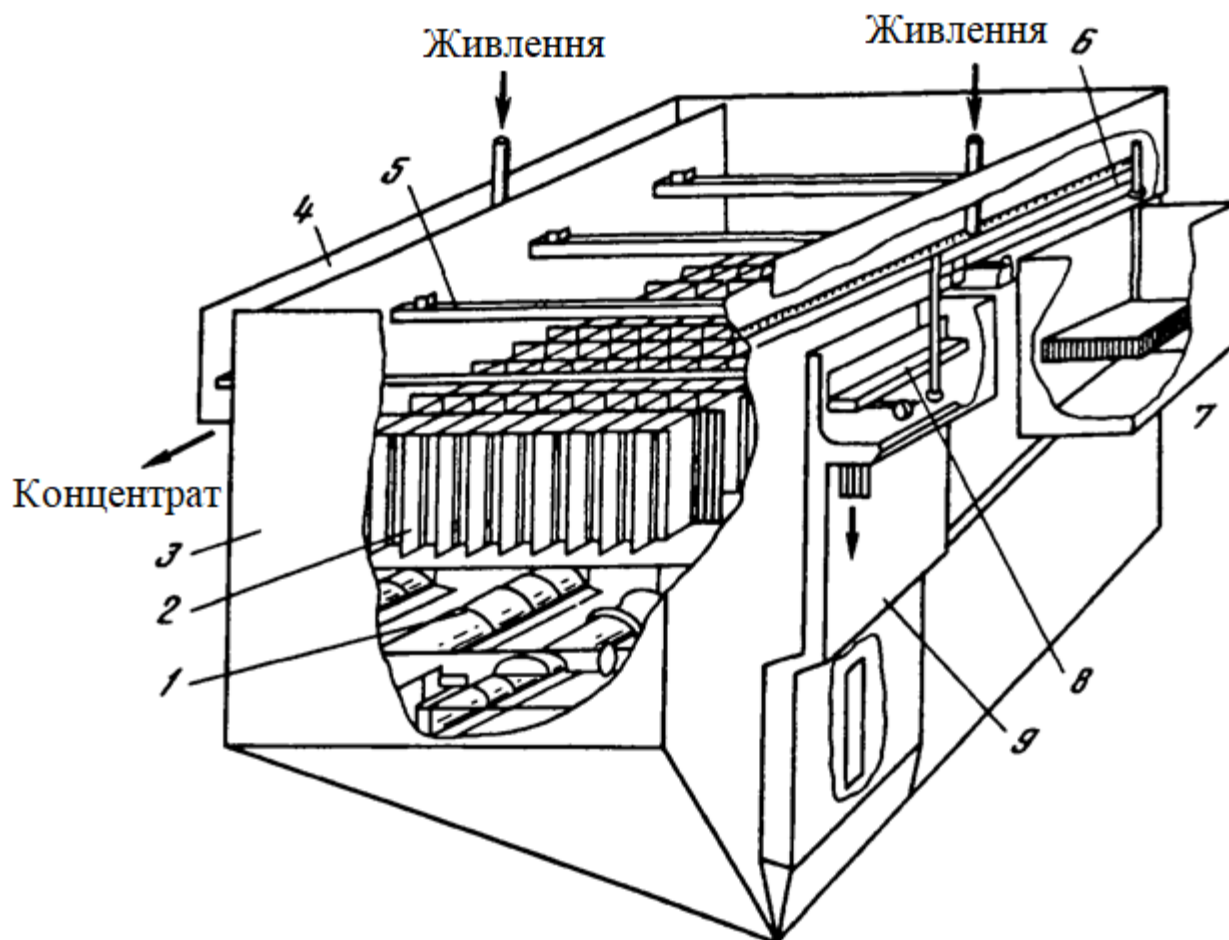
На рисунку 1.12 показані конструктивні елементи флотаційної машини МФУ-12, що експлуатується на багатьох збагачувальних фабриках. Машина

прямоточна, складається з двох трикамерних секцій, які з'єднані між собою шиберним пристроєм з перепадом по висоті 300 мм. Оснащена двохранними піногонами з автоматичним регулюванням рівня пульпи в кожній секції.

В машині використаний принцип двошарової аерації пульпи по висоті камери та розділення зон аерації та сегрегації. Наявність відцентрового та осьового імпелерів дозволяє отримати високу ступінь аерації пульпи по всьому об'єму камери, високу продуктивність блоку аератора по повітрю та достатнє ефективне його диспергування. Основні деталі машини, що експлуатуються в умовах інтенсивного абразивного зношування виконані зі зносостійких сплавів та матеріалів.

З пневматичних флотаційних машин можливо виділити наступні види: ерліфтна з мілкою ванною, ерліфтна з більш глибокою ванною, з щільним аератором, ерліфтно-відцентрова та ежекторна. Деякі конструктивні розробки були у напрямку застосування тільки ерліфтних машин з мілко ванною, ежекторних, ерліфтно-відцентрових. Якщо в механічних флотаційних машинах перемішування, аерація та флотація відбувається безпосередньо в камері, то в пневматичних флотаційних машинах ці процеси відділені один від одного.

Після аналізу і випробування різних систем стабілізації рівня пульпи обрана система прямого регулювання, застосована в машині ФППМ-40 [5-7]. Камера, в якій знаходиться поплавок, з'єднана трубопроводом з шиберною кишенею. Поплавок з'єднаний з шиберною заслінкою за допомогою кінематичних тяг. При збільшенні або зменшенні витрати пульпи рівень в камері змінюється, що супроводжується зміною рівня в камері поплавця. Поплавок переміщається і за допомогою кінематичних тяг передає обертання шиберній заслінці в ту чи іншу сторону. Для зміни рівня у флотаційній машині передбачено зміну положення поплавка в камері.



1 - диспергатори повітря; 2 - заспокійливі решітки; 3 - камера; 4 - приймач пінного продукту; 5,6 - розподільники живлення; 7 – поплавок; 8 - шиберна заслінка; 9 - шиберна кишеня

Рисунок 1.13 - Флотаційна протиточна пневматична машина з камерою об'ємом 40 м^3 ФППМ-40

Флотаційна машина ФППМ-40 з камерою об'ємом 40 м^3 (перетин $2,2 \times 4,4 \text{ м}$, висота $5,5 \text{ м}$), продуктивністю по пульпі $600\text{-}800 \text{ м}^3/\text{год}$. Загальний вигляд наведено на рис.1.13.

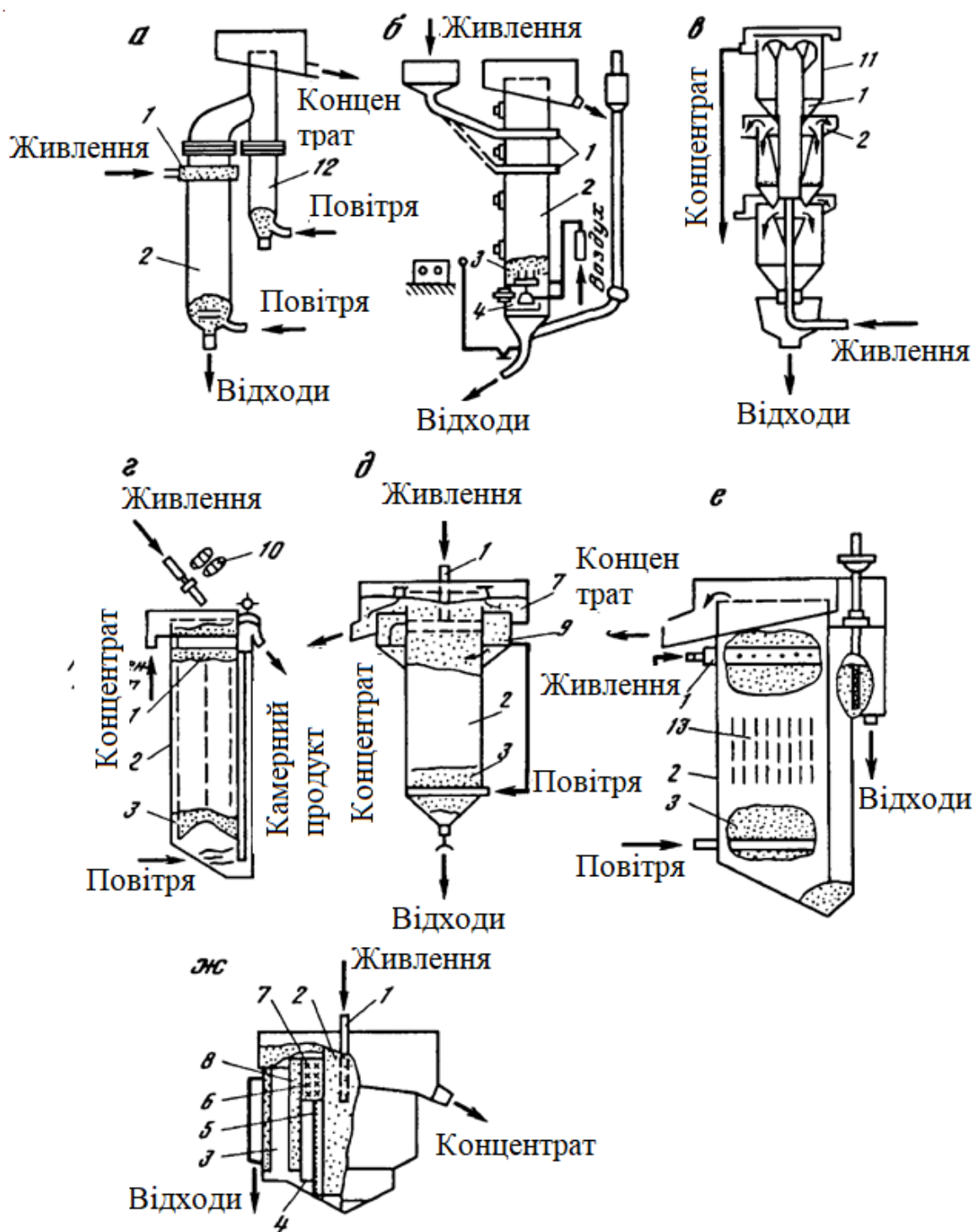
Для оптимізації гідродинамічного режиму в протиточних пневматичних машинах в камерах великого перерізу слід встановлювати заспокоювачі, які поміщають в зоні мінералізації колони і розділяють потоки.

До комбінованих флотаційних машин відносяться восьмикамерна прямоточна флотаційна машина ФПМ-16,5. Головна її відмінність від інших полягає в принципі подаванні повітря та конструкцією блока-аератора. Пульпа подається в першу камеру та далі крізь переливні вікна потрапляє в наступні камери. Флотаційна машина має прямоточний рух пульпи в нижній частині камер, вертикальний канал в кожній камері для переміщення пульпи догори та насосну установку для її транспортування. Для диспергування повітря використовують роторний пальцевий диспергатор. Розподілення потоку здійснюють за допомогою дифузорного пристрою.

Практика роботи пневматичних флотаційних машин показала, що вони можуть застосовуватися для проведення процесу флотації лише надтонких шламів та розріджених пульп. Однак по причині значної витрати реагенту та низької ефективності флотації вугілля крупністю до 0,2 мм ці машини не знайшли широкого вжитку на вуглезбагачувальних фабриках [4-8,14].

Пневматичні флотомашини є перспективним типом обладнання для збагачення тонких часток. Конструювання їх проводиться в напрямку підвищення питомої продуктивності, зменшення енергоємності, спрощення конструкції, зменшення виробничих площадок, здійснення оптимальної аерації.

Характеристика роботи флотаційних машин визначається, в основному, напрямком руху потоку пульпи і деспергованого повітря. Отримали розвиток пневматичні флотаційні машини, засновані на принципі протитечії руху пульпи і повітря. Протитечія дозволяє для розриву гідратів оболонок, що оточують мінерали і повітряні бульбашки, використовувати гравітаційні сили частинок і підйомну силу повітряних бульбашок; протитечія збільшує час контакту, і ймовірність зіткнення частинки з бульбашкою, ступінь мінералізації. Імовірність зіткнення частинок з бульбашкою і закріплення її визначається, зокрема, величиною нормальної складової відносно швидкості руху, часом контакту, величиною інерційних сил. При швидкості низхідного потоку пульпи 2 см/с і середній великій бульбашок 1,5-2,5 мм відносна швидкість становить приблизно 10-12 см/с, що відповідає оптимальним умовам зіткнення.



1 – розподільувач живлення; 2 – камера; 3 – диспергатор повітря; 4,6 – ерліфтні камери; 5,8 – перфорована частина стінки; 7 - поріг; 9 – зона пінної сепарації; 10 – механізми приводів; 11 – відбивач; 12 – камера перечищення концентрату; 13 – пристрої для зменшення турбулентності

Рисунок 1.14 – Пневматичні машини різних конструкцій

Протитечія пульпи та повітря призводить до зниження групової швидкості спливання бульбашок, це подовжує час перебування їх в машині, підвищує коефіцієнт використання повітря і продуктивність одиниці об'єму машини.

Ефективність роботи флотаційної колони багато в чому визначає надійність системи регулювання в стабілізації рівня пульпи в камері. При створенні машин зі значним об'ємом, в яких час перехідних процесів значно, особливого значення для технології процесу набуває робота таких систем.

У колоні в зв'язку з відсутністю перемішування з низькою турбулентністю потоків пульпи інерційні сили, що руйнують комплекс мінерал-бульбашка, незначні. Нарешті, важливе значення має те, що ймовірність зіткнення частинок з бульбашками більша ніж в інших машин, внаслідок великого аерування об'єму камери, а також довгого шляху частинок і бульбашок назустріч один одному по висоті машини.

Безперечні переваги колонних апаратів сприяли інтенсивному розвитку досліджень в галузі створення і застосування машин такого типу

Ступінь аерації залежить від конструкції диспергаторів повітря, які здійснюють його пропуск крізь пористі перепонки. Випробування різних матеріалів дозволили обрати для аераторів резинові трубки з перфорованими стінками. Аератори такого типу мають однакові здатністю по всій поверхні та початковим опором проникненню рідини та тонких часток всередину після вимкнення повітря, зносостійкі при роботі в агресивних та абразивних середовищах. При виготовленні ефективних та надійних аераторів велике значення мають властивості гуми. Дослідження роботи трубок різної твердості показали, що при одному і тому ж тиску газопроникність або питомі витрати повітря на одиницю площі аераторів, зменшується від м'якої до твердої гуми, а при підвищенні тиску при одній і тій же витраті повітря дисперсність бульбашок вище.

Встановлені тип гуми, діаметр трубки, товщина стінки, кількість проколів. Для експлуатації рекомендуються трубки середньої жорсткості, типу КЛ –

кислотно-лужні, ДСТУ 5496 – 2007, внутрішній діаметр від 0 до 12 мм, товщина стінки 2-3 мм, кількість проколів 60-70 на 1 см довжини. Термін служби від 8 до 12 місяців в залежності від характеру пульпи [3,6-10].

Низька щільність вугільних і породних частинок призводить до неселективного механічного винесення надтонких частинок в пінний шар внаслідок макроциркуляції пульпи в колонних машинах. Для зниження інтенсивності цього процесу, а також з метою підвищення ймовірності закріплення тонких вугільних частинок на бульбашках при отриманні надчистих вугільних концентратів розроблена оригінальна конструкція насадкової флотаційної колони. Весь обсяг колони (крім зон поблизу подачі живлення і повітря) заповнений насадкою. Вона являє собою пакети квадратних рифлених пластин, встановлених вертикально. Ріфлення виконані під кутом до вертикалі (зазвичай він близький до 45°); глибина ріфлення 3 мм. Пакети набираються таким чином, щоб сусідні пластини мали наріфлення, спрямовані в протилежні сторони. Пластини в суміжних пакетах розташовані у взаємно перпендикулярних площинах. Насадкою заповнюють зони мінералізації і очищення колони. Вільними залишаються зони пінного шару (зрошуваного водою) і подачі живлення і повітря.

Дроблення повітряних бульбашок відбувається при їх підйомі по наріфленням, тому повітря в колону подають у вигляді більших бульбашок, що зменшує вимоги до аератора, дозволяє збільшити термін його служби і знизити тиск повітря, що подається практично до величини гідростатичного тиску пульпи в колоні. Наведені швидкості рівні, см/с: пульпи 0,3; повітря 6-10; промивної води 0,1—0,15. Збільшенню вилучення шламів сприяють тісний контакт частинок з бульбашками і мікротурбулентність. Відсутність великомасштабного перемішування і велика глибина пінного шару виключають механічний винос і забезпечують можливість отримання кондиційних концентратів тонкозернистого матеріалу в одну стадію. Оскільки структура потоків в насадковій колоні визначається потоками фаз і параметрами насадки, то при збереженні глибини наріфлень, висоти апарату і наведених швидкостей

фаз показники флотації незмінні і не залежать від перетину колони і від її продуктивності

Доцільно застосування насадкової колони для збагачення тонких вугільних частинок. У ряді випадків насадкова барботажна колона висотою 7 м забезпечує більш високі показники, ніж чотири стадії звичайної флотації при збагаченні надтонких вугільних шламів. У двостадійних дослідях флотації надтонкого вугілля з додатковим подрібненням і перечисткою грубого концентрату з вугілля зольністю 6 % отриманий концентрат зольністю 0,7—1 % при виході 80 %. Крім традиційних реагентів, для депресії і пептизації породи і піриту подавали соду (1,6 кг/т), крохмаль (200 г/т), рідке скло (1 кг/т), сірчистий натрій (80 г/т).

Досліди проводили при подрібненні вугілля до 50 і 90 % класу 22 мкм. Показники флотації в насадковій колоні близькі до результатів аналізу вугілля у важких рідинах; зольність концентрату відповідає фракції 1,4 г/см³. Подача реагентів-пептизаторів істотно покращує показники флотації надтонких шламів в насадковій колоні. Для високомінералізованого вугілля оптимальна ступінь подрібнення визначається крупністю вкрапленості мінеральних зерен.

Для оцінки режиму руху необхідно визначити інтенсивність перемішування в машині. Перемішування відбувається в усіх напрямках, однак для колонної машини характерна спрямованість потоку, тому можна обмежитися урахуванням поздовжнього перемішування, яке різко посилюється при переході від лабораторних машин до промислових, що обумовлює значну розбіжність результатів поділу в них.

Для колонних флотаційних машин найбільш характерна висота 4-7 м, для канадських і американських машин – 10 - 16 м, а для флотації вугілля фірма Control International Inc. використовує колони висотою до 20 м при діаметрі 4 м. Флотаційні колони, вироблені в Китаї, мають висоту від 5 до 9 м при діаметрі від 1 до 4 м. Подача живлення в колонні машини здійснюється із застосуванням різних пристроїв і зводиться в основному до наступних варіантів: в верхню частину по центру або по периметру колони - при протиточному русі; в нижню

частину - при прямоточному; одночасна подача зверху і знизу. Подача живлення зверху є основним рішенням для колон з пневматичним аеруванням. При цьому швидкість низхідного руху пульпи вибирають таким чином, щоб виключити винесення тонкодисперсних бульбашок і в той же час забезпечити необхідну продуктивність апарату. На практиці швидкість спадного потоку в різних колонних машинах в залежності від виду сировини коливається в інтервалі 0,5 - 3,7 см/с. Високі швидкості спадного потоку (3 – 3,7 см/с) встановлюють при флотації відносно великими бульбашками повітря (2-4 мм). Малі швидкості низхідного потоку пульпи (0,5 – 1 см/с) створюють, як правило, при флотації тонкодисперсного продукту дрібними бульбашками. При подачі живлення знизу вміст повітря в камері флотації в 1,5-2 рази нижче, ніж при подачі зверху, що пов'язано з меншим часом перебування бульбашок в колоні, однак при цьому збільшується час перебування в ній твердої фази, що особливо актуально при флотації великих частинок. Суміщення подачі у верхню і нижню частини колони доцільно при флотації частинок широкого діапазону крупності. Ефективність роботи колонних флотомашин в чималому ступені також залежить від способу диспергування повітря і надійності пристроїв для його реалізації.

Найпростішим способом аерування пульпи є пневматичний - продавлювання газу через отвори диспергатора. Найбільш поширені аераційні пристрої цього типу – перфоровані трубки, пластини, диски, в які під тиском подається повітря. Загальним недоліком пневматичних аераторів є їх швидкий знос, складність отримання великої кількості дрібних бульбашок, малий термін служби (кілька місяців). При флотації тонких частинок все більшого поширення набувають гідравлічні впливові способи аерування. Вони дають можливість отримувати бульбашки меншої крупності, ніж при використанні пневматичних аераторів. В якості диспергуючих пристроїв застосовуються струменеві аератори - поверхневі і погружні – в яких аерування відбувається за рахунок захоплення газової фази поверхнею струменів рідини. У поверхневих аераторах водоповітряна суміш погружається в пульпу зі швидкістю 10 - 15 м/с при тиску 50 - 70 кПа, що забезпечує захват оптимальної кількості повітря [8-11].

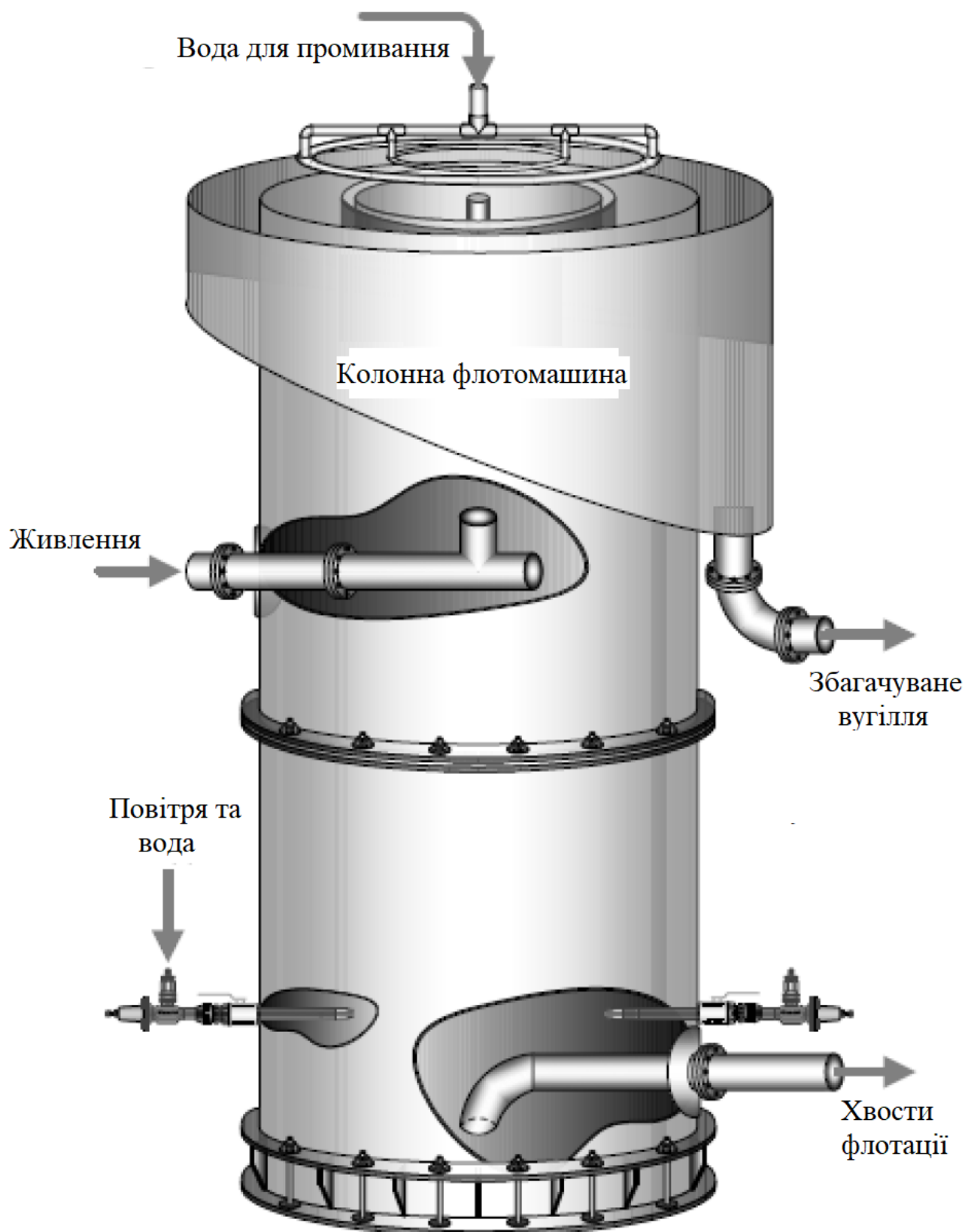


Рисунок 1.15 - Колонна флотомашина CoalPro

Більш результативні занурювальні струменеві аератори, які подають струмінь води при напорі до 200 кПа в повітряний дзвін у придонній частині флотомашини на додаткову перегородку або в днище камери.

У зв'язку з появою зносостійких матеріалів все більше поширення отримують аератори пневмогідравлічного (інжекторного) типу. Такий тип аераторів встановлений на флотаційні колони CoalPro, які експлуатуються на збагачувальній фабриці ЗАТ «Донецьксталь».

Принцип дії колонних флотаційних машин CoalPro наступний: завантажувана пульпа подається в колону через завантажувальний колектор, розташований у верхній третині корпусу колони, і змішується з піднімаються дрібними бульбашками, які генерує повітряно-барботажна система. Частинки, які утворили флотаційний комплекс, піднімаються у верхню частину колони, досягаючи, в кінцевому рахунку, межі розділу між пульпою (зона уловлювання) і піною (зона очищення) [4, 14-16].

Розташування межі розділу, яке може регулювати оператор, підтримується незмінним за допомогою контуру автоматичного регулювання, який управляє клапаном в лінії відведення з колони хвостів. Міняти розташування межі розділу, можна збільшувати або зменшувати висоту зони піноутворення.

Повітря для проведення флотаційного процесу подається в зовнішній колектор і вдувається черга ряд повітряних форсунок (16 барботажних трубок), розташованих у днища колони (рис.1.15).

Одним з основних елементів колонної флотомашини CoalPro є повітряно-барботажна система SlamJet ® моделі SLJ-75, яка включає в себе повітряний і водяний колектори, що оточують колонну камеру і забезпечують подачу суміші повітря з невеликою кількістю води в ряд барботерів SlamJet ®. У верхній частині колектора передбачені з'єднання для подачі повітря, для установки манометра і датчика тиску. Збоку на колекторі є ряд з'єднувальних муфт, призначених для приєднання водяного колектора до повітряного колектора. У нижній частині колектора передбачений ряд втоплених з'єднувальних муфт, призначених для приєднання барботажних трубок. Водяний колектор з'єднаний

в чотирьох місцях з повітряним колектором з метою забезпечення рівномірного розподілу води всередині повітряного колектора [4].

Повітря надходить в колектор через з'єднання, розташовані у верхній частині колектора, і виходить через ряд з'єднувальних муфт, розташованих на нижній частині колектора. Суміш повітря з водою проходить по з'єднувальному рукаву в барботажну трубку і впорскується в колону через поодинокі сопла з керамічними вкладишами барботерів. Кожен барботер приєднується до колектора за допомогою одного гнучкого рукава, забезпеченого швидкороз'ємною сполучною муфтою, що дозволяє без особливих зусиль зняти його з метою проведення огляду або технічного обслуговування. Барботерні елементи сконструйовані таким чином, щоб їх можна було без особливих зусиль зняти з колони. Складальний вузол, що складається з повнопрохідного кульового клапана і ущільнення, яке не пропускає рідину, включає в себе отвір для вставки барботера і не дає можливості технологічним пульпам залишати колону в той час, коли барботер знятий. Кожен барботер, крім того, укомплектований встановленим в форсунці голчастим клапаном, який забезпечує регулювання витрати повітря, а також забезпечує автоматичну герметизацію форсунки перед зняттям. Ефективність управління процесом флотації в колоною флотомашині CoalPro визначається наступними факторами: швидкість подачі і витрата повітря; рівень кордону розділу між зонами піноутворення і пульпи; витрата промивної води і флотаційних реагентів [4].

Швидкість потоку повітря в колоні являє собою найбільш часто регульовану і найбільш ефективну керуючу змінну. Реакція на зміни швидкості потоку повітря буде дуже швидкою (від секунд до хвилин). Стандартні робочі рівні для швидкостей потоку повітря, що вводиться для колонних камер коливаються від 0,5 см/с до 2,0 см/с в залежності від конкретного випадку застосування. Оптимальна швидкість потоку буде змінюватися в залежності від розміру бульбашок, навантаження на бульбашки і швидкостей пульпи і повинна визначатися в ході стандартної експлуатації.

Наведені швидкості газу (см/с) в колоні діаметром 4,27 м можна перетворити в витрати вільного повітря наступним чином.

Площа поперечного перерізу колоні

$$S_K = \pi D^2 / 4 = 14,3 \text{ м}^2.$$

Швидкість проходження газу $V = 1,5 \text{ см/с}$ переводимо у м/год, отримуємо 54,0 м/год.

Розрахуємо витрату газу:

$$Q_G = S_K \cdot V;$$

$$Q_G = 14,3 \text{ м}^2 \cdot 54,0 \text{ м/год} = 772,2 \text{ м}^3 / \text{год}.$$

Збільшення витрати повітря, як правило, матиме наступні наслідки:

- якість пінного продукту знизиться (більший захоплення золи);
- щільність (процентний вміст сухої речовини) в концентраті знизиться (більше виведення води);
- відділення твердого в верхній продукт колоні збільшиться.

Ці наслідки справедливі лише в межах певного діапазону витрат. Триваюче підвищення швидкості потоку повітря призведе до виникнення коалесценції бульбашок, яке надасть вкрай небажаний вплив на якість роботи. Певними вказівками на надмірно високі швидкості потоку повітря є зникнення чітко визначеної межі розділу або надмірна турбулентність в зоні піноутворення. Збільшення кількості повітря призведуть до збільшення виходу верхнього продукту (зливу) і зажадають відповідного збільшення швидкостей потоку промивної води, щоб підтримувалося позитивне відхилення. Об'ємні швидкості потоку повітря нижче 0,5 см/с можуть стати причиною руйнування пінного ліжка. В такому випадку глибина зони піноутворення зменшиться.

Місцезнаходження рівня межі розділу між зонами піноутворення і пульпи може впливати як на якість концентрату, так і на виведення збагаченого вугілля в верхній продукт. Якщо пінний шар буде глибше, то наслідком цього стане підвищення ступеня чистоти піни за рахунок надання більшого часу на те, щоб захоплені забруднюючі домішки могли покинути піну. Однак це, крім усього

іншого, призведе до зменшення вилучення збагаченого вугілля внаслідок збільшення "зворотного скидання". Рівень в колоні зазвичай повинен регулюватися в діапазоні від 0,5 м до 1,5 м, але він може коливатися в залежності від стабільності піни. Більш низькі пінні шари можливі, якщо потрібен високий вихід і може бути допущена висока зольність.

Озолення пінного продукту високозольними частинками можна знизити, запобігши потраплянню завантажувальної води у верхній продукт (слив). Домогтися цього можна при застосуванні промивної води. Збільшення потоку промивної води призведе до підвищення якості піни і зниження вилучення збагаченого вугілля. Підвищена витрата призведе до просочування промивної води і руйнування піни, що зведе нанівець всі переваги додавання промивної води.

Необхідно підтримувати об'ємну швидкість потоку хвостів флотації на рівні, як мінімум, трохи вище об'ємної швидкості потоку живлення за рахунок регулювання витрати промивної води. Витрата і дозування флотаційних реагентів дія піноутворювача полягає в стабілізації зони піноутворення. Збільшення дозування піноутворювача призводить до:

- зменшення розміру бульбашок;
- зниження процентного вмісту твердого в концентраті;
- збільшення затримки повітря в зоні уловлювання;
- зниження максимальної швидкості потоку повітря.

Наявність збирача в пульпі сприяє ефективному закріпленню частинок вугілля на бульбашках повітря і, таким чином, безпосередньо впливає на відділення збагаченого вугілля. Як правило, збільшення дозування збирача призводить до:

- збільшення вилучення твердого в концентрат;
- збільшення вмісту мінеральних домішок в пінному продукті;
- зниження затримки газу в зоні уловлювання;
- збільшення максимальної швидкості потоку повітря.

У зв'язку з цим, при експлуатації колоною флотомашины особливу увагу необхідно приділяти не тільки підбору ефективних флотореагентів, але і їх дозуванню, способам подачі. Одним з варіантів підвищення ефективності дії піноутворювача є можливість вводити його в колону, разом з барботуючим повітрям. В цьому випадку піноутворювач додається в барботажну воду і, таким чином, рівномірно розподіляється всередині колони. Результатом застосування такої практики може стати поліпшення якості одержуваних бульбашок повітря, а також скорочення витрати піноутворювача. Використання системи автоматичного контролю рівня межі розділу між зонами піноутворення і пульпи, оперативний контроль систем подачі повітря, промивної води і реагентів дозволяє ефективно управляти процесом флотації в колонних машинах, отримувати високі технологічні результати. Аналіз роботи флотомашин при переробці різних корисних копалин показує, що використання колонної флотації сприяє підвищенню вмісту корисного компонента в концентраті на 1-2 %, скороченню витрат на ремонт і електроенергію на 40 %, а займані площі – на 60 %, в порівнянні з імпелерними флотомашинами. Розвиток пневматичних колонних флотомашин є, як і раніше, провідним напрямком вдосконалення флотаційного обладнання.

1.5 Постановка задачі дослідження

Таким чином розглянуто фізико-механічні властивості рядового вугілля класу 0-1 мм та основні технологічні схеми збагачення вугілля різних ступеню збагачуваності, різні методи проведення процесу флотації. Розглянуто теоретичні основи процесу флотації матеріалів.

Проведено аналіз основних конструкцій машин для проведення флотації, базові конструкції та основні їх елементи, розташування завантажувальних та розвантажувальних потоків.

Мета роботи: обґрунтувати напрями підвищення продуктивності та працездатності обладнання для проведення флотації вугілля в умовах

збагачувального виробництва, базуючись на аналізі функціонування флотаційної машини, що описується за допомогою математичної моделі.

Внаслідок роботи у важких умовах та зі специфічним матеріалом – сумішшю рядового вугілля та породи – конструкція флотаційної машини потребує підвищення продуктивності та працездатності. Для рішення поставленої задачі необхідно:

- визначити фактори, які впливають на роботу флотаційної машини;
- виявити закономірності зміни процесу флотації суміші вугілля та породи від параметрів роботи флотаційної машини;
- обґрунтувати способи підвищення продуктивності та працездатності машини для флотації вугілля.

2. ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ФАКТОРІВ ТА ПАРАМЕТРІВ ДЛЯ МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ФЛОТАЦІЇ

2.1 Фактори які впливають на процес флотації вугілля

Флотаційний процес досить багатофакторний, найбільш істотний вплив на процес вугільної флотації мають такі фактори та показники: ефективність підготовки пульпи перед флотацією, фізико-хімічні властивості твердої фази пульпи та самої пульпи, вміст твердої фази у пульпі, реагентний режим, тривалість та швидкість флотації, степінь аерації пульпи та інші.

Кінцеві показники процесу визначаються прийнятою технологічною схемою флотації.

Фактори слід розділити на керовані та некеровані [1-3, 12-14]. До керованих можливо віднести ті фактори, які можливо регулювати. Некеровані фактори – зворотній відклик про проведенні технологічного процесу. До них можливо віднести петрографічний склад, степінь окисленості поверхні, гранулометричний склад всередині флотаційної машини. У зв'язку з цим перед флотацією стоїть завдання за допомогою регулюючих факторів компенсувати негативний вплив зворотного відклику до такого ступеню, щоб забезпечити випуск продукції належної якості.

Підготовка пульпи до флотації – важлива операція перед процесом, від якого залежить ефективність процесу. Вона включає в себе ряд етапів змішування всіх потоків шламів, які потрапляють на флотацію, у спеціальному збірнику, наприклад, радіальний згущувач; класифікацію матеріалу по крупності 0,5 мм, наприклад, в гідроциклонах або на дуговому ситі; кондиціонування пульпи та розподілення її по флотомашині з врахування їх продуктивності.

Схема підготовки пульпи повинна містити елементи автоматичного контролю об'ємної витрати пульпи, вмісту твердої фази, що необхідно для раціонального дозування реагентів.

Фізико-хімічні властивості твердої фази. До даних властивостей відносяться гранулометричний, фракційний та петрографічний склад шламів, які поступають на флотацію.

Гранулометричний склад шламів, які потрапляють на флотацію, визначається рядом факторів – маркою вугілля, їх міцністю, існуючою схемою збагачення на фабриці, ефективністю класифікації шламів перед флотацією. Практично шлами всіх збагачувальних фабрик характеризуються високим вмістом тонких високозольних часток з розмірами менше 0,04 мм. Для коксівних марок вугілля К, Ж, ОС вміст даного класу складає від 25 до 60 %. В цьому класі концентруються в основному високозольні глиняні частинки. Наявність тонких шламів погіршує процес флотування вугілля. Шлами знижують швидкість та селективність флотації, особливо у перших камерах машини. Маючи значну питому поверхню тонкі шлами займають більшу частину флотаційної поверхні бульбашок, ускладнюючи флотацію більш крупних частинок вугілля. Для зменшення шкідливого впливу тонких глиняних шламів, при наявності їх у початковій пульпі більше 6 %, можливо додавати в пульпу спеціальні реагенти – пептизатори, до яких відносяться деякі різновиди спиртів. Негативний вплив тонких глиняних шламів на флотацію може бути значно зменшений шляхом флотування більш розбавлених пульп. Наявність у пульпі вугільних часток більше 0,5 мм практично завжди призводить до їх втрати разом з відходами. Тому необхідно проведення ефективна класифікація пульпи, що подається на флотацію. В деяких випадках злив класифікаційного гідроциклону пропускають крізь дугове сито з розміром щілини 0,5 мм.

Фракційний склад матеріалу флотації характеризує вміст фракцій густиною від 1500 до 1800 кг/м³. При значному вмісті та високій зольності отримати два кондиційних продукти досить складно тому, що данні фракції погано флотуються та частково підвищують зольність концентрату. В деяких випадках можливо виділяти проміжний продукт із вмістом золи 30-35 % з останніх камер флотомашини [3-5,14].

Петрографічний склад вугілля для флотації має вплив. Флотаційні властивості вугілля змінюються в залежності від степені вуглефікації. Мікроскопічний аналіз показує, що вугільна фракція складається в основному з вітрени та фюзену. Коксівне вугілля Донбасу складається з вітрени. Від степні метаморфізму залежить крайовий кут змочування, що характеризує степінь гідрофобності поверхні, отже флотованість часток. Наприклад, крайовий кут змочування для вугілля марки К складає 83-90°. Дані показники можуть бути основою для флотаційного збагачення за петрографічним показником [12-16].

Флотованість вугілля із збільшенням степені окиснюваності поверхні частинок. Вона знижуються із збільшенням степені метаморфізму. Вважається, що флотація окисненого вугілля покращується в кислому середовищі, однак регулювання рН вугільної пульпи досить проблематично по причині буферних властивостей вугільних часток.

Значний вплив на результати флотації спричинює наявність неорганічних домішок у вугіллі. Неорганічні домішки у вугіллі відрізняються складом та дисперсністю. Із зменшенням крупності зерен зольність породних фракцій підвищуються. Однак навіть при тонкому подрібненні до 0,1 мм чиста порода повністю не виділяється.

Параметри початкової пульпи, вміст твердих фракцій, концентрація водневих іонів рН, температура пульпи впливають на процес флотації. Вміст твердих фракцій в початковій пульпі, тобто відношення маси твердої речовини до об'єму води здійснює вплив на процес при значних змінах. В сучасних регламентах флотації вугільних шламів вміст твердого в пульпі коливається в межах від 80-120 кг/м³, такий діапазон є найбільш раціональним. При коливаннях вмісту твердої речовини в діапазоні, що вказаний вище, істотних змін в показниках процесу не спостерігається за умови витримки необхідної витрати реагентів.

При підвищенні вмісту твердої речовини в пульпі підвищується продуктивність флотаційних машин, дещо знижується витрата реагентів.

Однак при надмірному підвищенні твердої речовини значення параметру знижується степінь аерації пульпи, порушується селективність процесу, таким чином знижується ефективність процесу.

Флотація розбавлених пульп забезпечує кращу якість концентрату, особливо у випадку значного вмісту тонких шламів, але при цьому знижується продуктивність флотомашин по твердій речовині. Розбавлення надлишково щільних пульп ефективніше проводити чистою технічною водою. Однак на ряді фабрик застосовують фільтрат та зливну фракцію зовнішніх відстійників.

Концентрація водневих іонів у вихідній пульпі впливає не сильно. Хоча для кожної марки вугілля існує раціональний показник рН, який покращує показники флотації. Приблизний діапазон рН вугільної пульпи знаходиться в межах 7-8,2.

Підвищення температури вихідної пульпи може істотно підвищити всі показники флотації. Підвищується ефективність контактних взаємодій між частинками вугілля та повітряними бульбашками, підвищується швидкість флотації, продуктивність флотомашин. Однак практичне застосування даного ефекту стримується економічними показниками.

Реагентний режим флотації – найбільш гнучкий та оперативний канал керування процесом. Під реагентним режимом розуміють метод подачі реагентів в процес: одноразовий або роздроблений по фронту проведення флотації. Питомі витрати реагентів агрегатний стан реагенту: рідина, аерозоль, емульсія.

Одноразова подача 100 % реагентів у вузол підготовки пульпи сприяє більш активному протіканню процесу, підвищенню продуктивності, має застосування при короткому фронті флотації.

Більш розповсюджена та раціональна подача реагентів у 2 або три точки: 70 % у вузол підготовки пульпи, остання частина в камери флотаційної машини. Кількість точок подачі залежить від фронту машини. Такий метод подачі реагентів рекомендовано використовувати для шламів з високим вмістом дріб'язку, який представлений у вигляді мулистого матеріалу та для машин з довгим фронтом. При роздробленій подачі реагентів спостерігається більш

висока селективність процесу при невеликому зниженні продуктивності. Режим роздробленої подачі реагентів підбирається у кожному конкретному випадку в залежності від флотованого вугілля та параметрів пульпи.

При флотації вугілля істотне значення має агрегатний стан аполярних реагентів, які при простому перемішуванні утворюють в пульпі відносно крупні краплі масла. Для підвищення ефективності дії цих реагентів та зниженні витрати такий тип реагентів можливо вводити у вигляді грубих емульсій або аерозолів. Питомі витрати реагентів залежать від багатьох факторів, в тому числі і властивостей самого реагенту та визначаються експериментально для конкретних умов. Раціональне регулювання співвідношення витрат збирача та піноутворювача може забезпечити оперативний вплив на якість продуктів флотації. Для отримання низько зольного концентрату при високозольному вихідному продукту флотації необхідно підвищити витрату збирача та знизити витрату піноутворювача. При підвищенні вмісту у вихідному продукті крупнозернистих продуктів також необхідно підвищити витрату збирача. У розріджених пульпах зростає загальні витрати реагентів та першочергове значення набуває витрата піноутворювача [1-3, 10-12].

Розглянемо вплив тривалість проведення процесу флотації. Слід розрізнявати необхідний час флотації – це тривалість процесу, за який досягається затребуване видалення органічної маси до пінного продукту. Фактична тривалість флотації – це час знаходження в одиниці об'єму пульпи в активній зоні флотаційної машини на ділянці від завантаження пульпи до зливного порогу.

На необхідний час флотації впливають багато факторів, зокрема при однакових схемах підготовки та однакових конструкціях машин, головними з них є характеристика флотованості вугілля, властивості застосованих реагентів, вміст твердої фази в пульпі та гідроаеродинамічний режим роботи машин. При підвищенні вмісту тонких класів у вихідному матеріалі час флотації зростає, також це відбувається для розбавлених пульп. При зношуванні блоку-аератору флотаційних машин погіршуються їх аерогідродинамічні параметри, що

призводить до збільшення необхідного часу флотації, як наслідок зниженню продуктивності. Час флотації коливається від 5 до 9 хвилин для сучасних флотаційних машин. Фактичну тривалість флотації в конкретній флотаційній машині визначають за формулою:

$$T = n \cdot V_1 \frac{k}{Q}$$

де n – кількість камер у флотаційній машині;

V_1 – об'єм однієї камери, м^3 ;

k – відношення корисного об'єму камери до геометричного, знаходиться в межах 0,65-0,75;

Q – витрата пульпи, $\text{м}^3/\text{год}$;

Аналізуючи складові формули можна прийти до висновку, що єдиний спосіб зміни фактичної тривалості флотації – зміна об'ємного навантаження на флотомашину. Отже істотним фактором, який впливає на процес флотації є об'ємне навантаження на флотомашину.

На кінцеві результати флотації має вплив остання операція – ефективне видалення мінералізованої піни. Якість концентрату залежить від швидкості та умов видалення піни з флотаційних машин. З одного боку тривале перебування пінних продуктів в камерах призводить до зниження продуктивності, а з іншої швидке видалення піни погіршує якість концентрату. Це пов'язано із вторинною концентрацією, тобто до збагаченням концентрату в пінному прошарку. Процес вторинної концентрації заключається у тому, що в прошарку піни виникає поєднання бульбашок, що в свою чергу призводить до зменшення загальної поверхні розділу фаз рідина – газ. В результаті цього на бульбашках утримуються найбільш гідрофобні частинки вугілля, випадкові видалені в піну породні частинки крізь рідкі прошарки піни випадають у пульпу. Кількість частинок, які випали з піни, зростає із підвищенням часу її відстоювання.

2.2 Реагенти для проведення процесу флотації

Істотне значення для флотаційного процесу відіграють реагенти, які обумовлюють селективність розділення вугілля та породи, підвищують швидкість сепарації. Реагенти по місцям концентрації їх в процесі флотації розділяють на:

- реагенти-збирачі, які адсорбують поверхнею твердих часток;
- реагенти–піноутворювачі, що концентруються на межі рідини та газу;
- реагенти–модифікатори, які залишаються в суспензії та виконують функції регуляторів рН рідкої фази або агрегації вугільних зерен або інші функції.

На практиці вугільного збагачення застосовують в основному два реагента – збирач та піноутворювач, іноді один комплексний реагент, який містить в собі потрібні сукупні властивості.

Подібне розділення умовне, оскільки одним і тим же реагентам часто притаманні обидві властивості. Поєднання в реагентах різних властивостей пояснюються тим, що в хімічному складі цих реагентів є багато загального. Наприклад, гідроксильна та амінова групи входять у склад молекул ряду збирачів та піноутворювачів. Реагенти повинні відповідати наступним вимогам: висока ефективність та селективність дії, відносно невеликі витрати, помірна міцність піни, що утворюється, низька вартість, недифіцитність, непожежонебезпечність, значні ресурси та сприятливе географічне розташування постачальника, постійність хімічного складу та низька температура застигання, незначна токсичність та відсутність неприємного запаху, відсутність корозійної дії на металеві деталі обладнання, зручність застосування та зберігання.

Флотаційні реагенти регламентовані технічними умовами, що дозволяє виготовляти їх зі стабільного хімічного складу із зберіганням необхідних флотаційних властивостей [1-5, 14-18].

Механізм дії реагентів-збирачів приводиться до вибіркової адсорбції аполярної рідини вугільної поверхні без хімічної взаємодії при цьому з

мінеральними частиками. У більшості випадків в якості збирачів застосовуються вуглеводневі з'єднання та їх похідні, які мають виражені аполярні властивості. Аполярні збирачі хімічно неактивні та малорозчинні у воді. В процесі їх інтенсивного перемішування з вугільною пульпою при підготовці її до флотації вони здатні до часткового емульгування. Ця властивість значно підвищує кількість контактів реагенту з вугільною поверхнею та зміцнює їх зв'язок. Найбільший ефект закріплення збирача на куті досягається, якщо реагент подається в пульпу у вигляді емульсії або аерозолів. Однак при надлишковому дисперсному емульгуванні підвищується вірогідність міграції тонких часток реагенту в середину порового простору вугільних часток, що підвищить його витрату.

Найбільше розповсюдження реагенти-збирачі для вугільної флотації отримали продукти переробки газового конденсату та нафти – АФ-2, ААР-1, ААР-2, а також різні види керосину.

Реагент ААР-1 – аполярний ароматизований реагент, який виготовляється на нафтопереробних заводах за спеціальною технологією, що регламентує виключення зі складу легких фракції з температурою менше 190 °С, та мінімальний вміст важких фракцій з температурою більше 270 °С. Ці реагенти мають високу збиральну здатність, відрізняються вузьким інтервалом температур кипіння, нетоксичні, пожежобезпечні, не мають неприємного запаху, не розчинні у воді, зберігають високу текучість навіть при низьких температурах. Витрати ААР-1 та ААР-2 коливаються в межах 0,6 – 2,5 кг/т продукту.

Реагент АФ-2 – аполярний флотаційний реагент з вираженою збиральною здатністю. Цей реагент є продуктом переробки газового конденсату Шебелинського газового родовища. Він є важким продуктом - крекінг-залишком. АФ-2 не містить водорозчинних кислот, лугів, води та механічних домішок, малотоксичний, не має неприємних запахів. Витрати реагенту АФ-2 в залежності від характеру матеріалу для флотації коливаються від 0,8 до 2 кг/т продукту [1-3].

Керосин – суміш рідких вуглеводнів, продукт прямої перегонки нафти в інтервалах температур 150-300 °С, має щільність 0,82-0,84 кг/м³. В склад керосина входять ароматичні вуглеводні, похідні бензолу та нафталіну, від 10 до 30 %, нафтени 25-75 % та метанова група від 10 до 60 %. Розрізняють наступні різновиди керосину: сульфований, окислений, освітлений, тракторний.

Механізм дії реагентів–піноутворювачів пов'язаний із створенням стійких гідратних оболонок навколо бульбашки та покращенням диспергування повітряних бульбашок внаслідок зниження поверхневого натягу на межі розділу рідина-газ. В якості реагентів-піноутворювачів використовують гетерополярні з'єднання, які мають властивості до вираженої поверхневої активності. Піноутворювачі мають високу пінну здатність, добре розчиняються у воді, містять підвищену кількість функціональних груп –ОН, СО, СОО, СООН, NH, N, складаються з гетерополярних молекул, які містять довгі аполярні радикали. Найбільше розповсюдження в якості піноутворювачів отримали спирти та їх похідні, в яких найбільшій кількості набуває група –ОН. На вуглезбагачувальних фабриках можуть застосовуватися піноутворювачі Т-66 – це кубові залишки при виробництві диметилдіоксану. Реагент складається із суміші діоксанових та піранових гетероциклінових спиртів та інших речовин. Його щільність дорівнює 1020-1050 кг/м³, температура кипіння 260 °С, температура застигання -57 °С, добре розчинний у воді, не має неприємного запаху, добре текучий, пожежобезпечний. Витрати його складають 0,06-0,2 кг/т продукту [1-4].

Один із реагентів, який дає гарні результати до піноутворення, є реагент – мастило Х – однорідна темна рідина, щільністю 980-1010 кг/м³, температура застигання -40 °С. Витрати масла Х складають 0,15-0,2 кг/т продукту.

В наш час більшість реагентів, яка використовувалась на збагачувальних фабриках, була розроблена на основі дефіцитних нафтохімічних продуктів, поставка такого роду реагентів була різко зменшена. Одним з напрямків пошуку нових реагентів є використання в якості вихідного матеріалу продуктів коксохімічного виробництва, наприклад, поглинального мастила, полімерів бензольного відділення.

2.3 Визначення основних параметрів процесу флотації

Розглянемо необхідні формули для проведення розрахунків технологічних показників процесу флотації [1-10].

Вихід флотаційного концентрату визначають за формулою:

$$\gamma_K = \frac{A_B^d - A_{\Pi}^d}{A_B^d - A_K^d},$$

де A_B^d – зольність відходів, %;

A_{Π}^d – зольність початкового шламу, %;

A_K^d – зольність концентрату, %.

Селективність розділення флотаційної машини розраховують за формулою:

$$K = \frac{A_B^d - A_K^d}{100 - A_{\Pi}^d} \cdot 100, \%$$

Вміст твердої фази в пульпі розраховують за формулою:

$$\rho = \frac{M_{\Pi}}{V_{\Pi}},$$

де M_{Π} – маса пульпи, кг;

V_{Π} – об'єм пульпи, м³.

Продуктивність флотаційної машини по початковому шламу:

$$Q_{ТВ} = \frac{Q_{\Pi} \cdot \rho}{1000},$$

де $Q_{ТВ}$ – продуктивність флотомашини по твердому шламу, т/год;

Q_{Π} – продуктивність флотомашини по пульпі, м³/год;

ρ – вміст твердої фракції у пульпі, кг/м³

При по камерному взятті проб концентрату продуктивність однієї камери флотаційної машини по концентрату визначають за формулою:

$$Q_k = \frac{q_k \cdot n}{1000 \cdot m},$$

де q_k – маса концентрату за одне пробування, кг;

n – кількість знімань одним греком за годину;

m – кількість знімань одним гребком в одній пробі.

Продуктивність флотомашины по початковому шламу в цьому випадку складає:

$$Q_{\text{ТВ}} = \frac{Q_k}{\gamma_k} \cdot 100, \text{ т/год}$$

Питома витрата реагентів розраховуються за формулою:

$$q_p = \frac{P_p}{Q_{\text{ТВ}}}, \text{ кг/год}$$

де P_p – вага реагента, кг

Таким чином розглянуті основні формули для визначення параметрів процесу флотації, що дають змогу розрахувати всі технологічні складові.

2.4 Аналіз надійності обладнання для проведення процесу флотації методом «дерева відмов»

Надійність - властивість об'єкта зберігати в часі у встановлених межах значення всіх параметрів, які характеризують здатність об'єкта виконувати задані необхідні функції в заданих режимах й умовах експлуатації, техобслуговування й ремонту, зберігання й транспортування. Основне завдання надійності - підвищення надійності об'єктів, ефективного функціонування, безпеки й т.д. Найбільш ефективним методом перевірки надійності устаткування є метод «дерева відмов», що полягає в повному дослідженні елементів даного комплексу.

В даному розділі для визначення надійності обладнання для флотації

вугілля побудуємо «дерево відмов» і за допомогою математичного апарата проведемо якісний і кількісний аналіз всього комплексу.

Вихідні дані для розрахунку надійності. В якості вихідних даних прийняті відмови елементів електронасосного агрегату та колони флотації. Це пояснюється тим, що деталізація дерева відмов до елементарних складових веде до надмірної громіздкості його конфігурації, великого об'єму статистичної інформації та довгих термінів спостережень за роботою комплексу.

Таблиця 2.1 – Параметри розподілення Вейбула для комплексу уловлення бензольних вуглеводнів

Події (відмови)	Параметри розподілення	
	A	B
A1	0,008	0,98
A2	$2 \cdot 10^{-4}$	0,978
A3	$2,5 \cdot 10^{-4}$	0,985
A4	$2 \cdot 10^{-4}$	0,978
A5	$2,5 \cdot 10^{-4}$	0,985
A6	0,004	0,14
A7	0,009	7,1
A8	$2,2 \cdot 10^{-4}$	0,978
A9	0,013	1,2
A10	0,0012	0,57
A11	0,001	0,2
A12	0,02	0,7

Враховуючи, що категорювання елементів виконується для оптимізації системи ТОіР, при побудові дерева відмов не розглядаються вихідні події, які пов'язані з відмовою контрольно-вимірювальних пристроїв та помилок персоналу.

Обробка статистичних даних при напрацюванні на відмову елементів комплексу показала, що цей параметр має розподілення близьке до розподілення Вейбула. Імовірність відмови елементів комплексу визначили за формулою:

$$Q(t) = e^{-A \cdot t^B},$$

де А, В - параметри розподілення, які приведені в табл. 3.1.

«Відмова виробничого процесу» Z, пов'язана з невиконанням функцій уловлення бензольних вуглеводнів трапиться при настанні подій (рис. 3.1):

- «Відмова агрегату електронасосного» - T1;
- «Відмова колони» - T2;
- «Відмова металоконструкцій» - A1;
- «Відмова трубопроводів подання повітря» - A2;
- «Відмова трубопроводів відведення повітря» - A3;
- «Відмова трубопроводів подання суміші вугілля та порода» - A4;
- «Відмова трубопроводів відведення суміші вугілля та порода» - A5.

$$Z = T1 \cup T2 \cup A1 \cup A2 \cup A3 \cup A4 \cup A5.$$

«Відмова електронасосного агрегату» T1 відбудеться при невиконанні власних функцій наступних елементів:

- «Відмова підшипникових опор насосу» - A6;
- «Відмова ущільнення насосу» - A7;
- «Відмова з'єднувальної муфти» - A8;
- «Відмова електродвигуна» - A9.

Підставляючи отримані тотожності у вираз, отримуємо:

$$T1 = A6 \cup A7 \cup A8 \cup A9.$$

«Відмова колони» $T2$ виникне в результаті невиконання функцій заданих елементів :

- «відмова (забивання) форсунок подачі повітря» - $A10$;
- «відмова внутрішніх металоконструкцій колони» - $A11$;
- «відмова корпусу скрубера (ерозійне зношування)» - $A12$.

Підставляючи отримані тотожності у вираз, отримаємо:

$$T2 = A10 \cup A11 \cup A12.$$

Підставляючи отримані тотожності для $T1$ та $T2$ у вираз для Z , отримаємо відмову комплексу уловлення у вигляді булевої тотожності:

$$Z = A1 \cup A2 \cup A3 \cup A4 \cup A5 \cup (A6 \cup A7 \cup A8 \cup A9) \cup (A10 \cup A11 \cup A12).$$

Застосовуючи основні закони булевої алгебри щодо тотожності отримаємо:

$$Z = A1 \cup A2 \cup A3 \cup A4 \cup A5 \cup A6 \cup A7 \cup A8 \cup A9 \cup A10 \cup A11 \cup A12.$$

Так як події незалежні, імовірність появи події визначається за формулою:

$$Q(Z) = Q(A1) \cdot Q(A2) \cdot Q(A3) \cdot Q(A4) \cdot Q(A5) \cdot Q(A6) \cdot Q(A7) \cdot Q(A8) \cdot Q(A9) \cdot Q(A10) \cdot Q(A11) \cdot Q(A12).$$

Отриманий вираз дозволяє провести послідовний аналіз надійності функціонування з врахуванням кожного виду відмови елементів, встановити значущість відмов для розробки оптимальної стратегії ТО і Р. З отриманого дерева відмов видно, що кінцева подія «відмова виробничого процесу» може статися при різному сполученні вихідних та проміжних подій. Отже, за для зменшення імовірності відмови необхідно виявити види відмов, які найбільш часто виникають. Це можна визначити за допомогою принципу мінімальних аварійних сполучень.

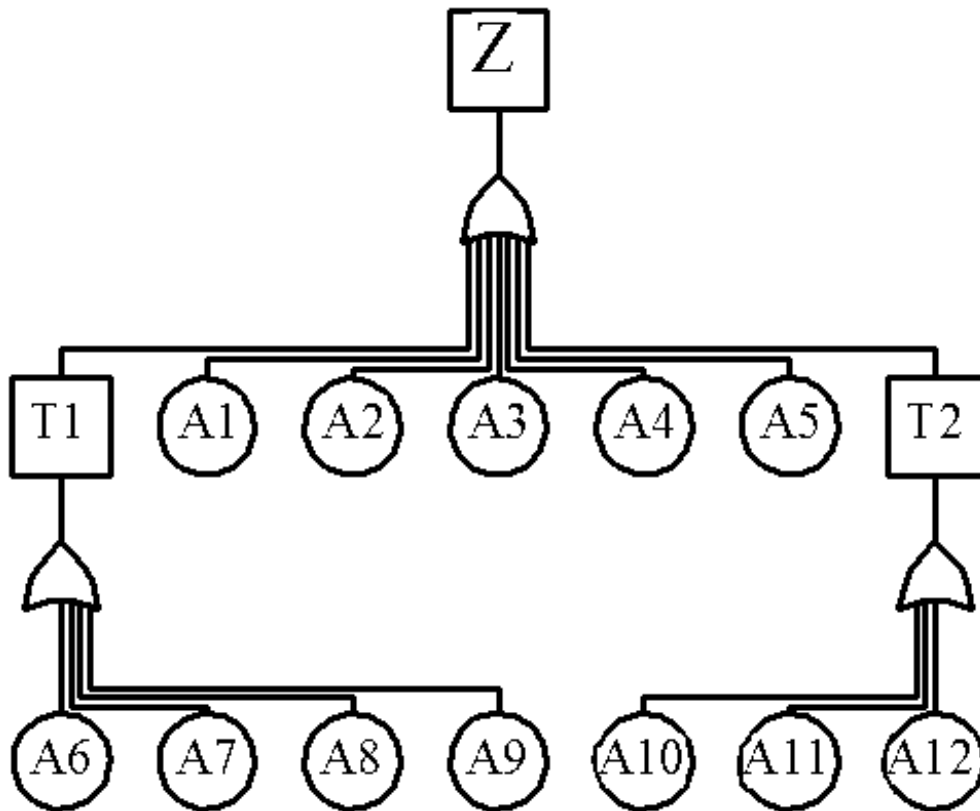


Рисунок 2.1 – Дерево відмов обладнання для флотації

Для даного дерева відмов загальна кількість аварійних сполучень – 12, які являються сполученням відмов комплексу уловлення (табл. 3.2).

Імовірність кожної події визначається за формулою:

$$P(t) = 1 - e^{-\lambda \cdot t},$$

де t - час роботи елементів обладнання, за яке необхідно оцінити імовірність його відмови, $t = 5$ років;

λ - постійна інтенсивність відмови.

Інтенсивність відмови вважається по наступній формулі:

$$\lambda = \frac{N}{t},$$

де N - кількість відмов.

Таблиця 2.2 – Імовірність відмов для елементів комплексу флотації

Подія (відмова)	Імовірність
A1	0,991
A2	0,995
A3	0,995
A4	0,996
A5	0,996
A6	0,985
A7	0,982
A8	0,98
A9	0,987
A10	0,975
A11	0,998
A12	0,98

$$Q(Z) = 0,991 \cdot 0,995 \cdot 0,995 \cdot 0,996 \cdot 0,996 \cdot 0,985 \cdot 0,982 \cdot 0,98 \cdot 0,987 \cdot 0,975 \cdot 0,998 \cdot 0,98 = 0,868.$$

За для оптимізації ТО і Р важливим являється визначення категорії елементів , тобто визначення їх внеску у відмову виробничого процесу.

Визначення впорядкованого розташування елементів за структурною значущістю проводимо на основі кількості відмов цих елементів у аварійних сполученнях з одним або з двома елементами, з розрахунком коефіцієнту структурної значущості елементів.

Тепер можливо провести категорювання елементів за методом Фусселля-Везели.

$$F(X_i)_t = \frac{P(X_i) + \sum_{j=1}^k P_j^{AC}}{P(Z)_t},$$

де $F(X_i)_t$ – коефіцієнт значущості події;
 $P(X_i)$ – вірогідність події;
 P_j^{AC} – вірогідність появи j -го аварійного поєднання, в якому присутній
 j -тий елемент;
 K – кількість аварійних поєднань, в яких присутня i -й елемент;
 $P(Z)_t$ – вірогідність завершального події.

Таблиця 2.3 – Коефіцієнти структурної значущості відмов та категорії елементів комплексу уловлення

Події (відмови)	Поява аварійних ситуацій з однією подією	F_i	F_{cp}	Категорії елементів
A1	1	1,084	1,152	2
A2	1	1,171		2
A3	1	1,171		2
A4	1	1,158		2
A5	1	1,158		2
A6	1	1,167		2
A7	1	1,071		2
A8	1	1,171		2
A9	1	1,157		2
A10	1	1,155		2
A11	1	1,021		2
A12	1	1,195		2

Шукаємо середній за величиною коефіцієнт значущості для кожного елемента за формулою і заносимо в таблицю 2.3

$$F_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n F(X_i)}{n}$$

На практиці всі елементи діляться на дві категорії.

Перша категорія - це відносні елементи, що входять до аварійного сполучення з одним подією, а також елементи, у яких коефіцієнт значущості більше середнього по системі. Друга категорія - це всі інші події.

В таблиці 2.3 приведені результати розрахунку величини значущості відмов за їх внеском до невиконання виробничого процесу та розподілення за категоріями.

2.5 Висновки по розділу

Таким чином визначено основні фактори, які впливають на проведення процесу флотації вугілля. Фактори розділяються на керовані та некеровані. До керованих можливо віднести ті фактори, які можливо регулювати. Некеровані фактори – зворотній відклик про проведенні технологічного процесу. До них можливо віднести петрографічний склад, степінь окисленості поверхні, гранулометричний склад всередині флотаційної машини, фізико-хімічні властивості твердої фази пульпи та самої пульпи, вміст твердої фази у пульпі, реагентний режим, тривалість та швидкість флотації, степінь аерації пульпи суміші, флотованість вугільної маси. Степінь очищення суміші регулюється використанням апаратного оформлення, часом знаходження у флотомашині, способом подачі реагенту та його морфологічним складом.

Розглянуто типи реагентів та їх вплив на протікання процесу флотації, механізм дії на суміш, степінь піноутворення.

Визначено основні формули для розрахунку параметрів флотації продуктивність флотації, селективність розділення, вихід твердої фази, витрати реагентів.

Проаналізовано за допомогою методу «дерева відмов» флотаційну машину колонного типу, визначено основні події, що призводять до відмови всього комплексу.

Таким чином визначено основні параметри для проведення математичного моделювання процесу у колонних флотаційних машинах.

3. МОДЕЛЮВАННЯ РОБОТИ КОЛОННИХ ФЛОТАЦІЙНИХ МАШИН

3.1 Математичні моделі флотаційних процесів у колонних машинах

При моделюванні флотаційних процесів у колонних машинах використовуються оптимальні параметри роботи, для якої необхідно враховувати наступні фактори: вплив гідродинамічних умов на елементарний акт флотації; зв'язок параметрів процесу з інтенсивністю перемішування пульпи і дисперсією часу перебування частинок в камері; вплив умов процесу на вторинне збагачення в пінному шарі; кінетичні особливості флотації в вільних і обмежених умовах; винос мінералізованих бульбашок потоком в хвосты [3, 12-16].

При аналізі гідродинамічного етапу елементарного акту флотації розраховують траєкторію частинки на основі балансу сил тяжіння, інерції і в'язкого опору без урахування пульсаційної складової швидкості. Оціночні розрахунки, однак, показують, що навіть для колонних апаратів, в яких відсутні механічні перемішуючі пристрої, внаслідок дисипації енергії спливаючих бульбашок частинкам повідомляється пульсаційна швидкість, порівняна зі швидкістю їх седиментації. Відомо, що вже при $Re_b=20$ за бульбашкою виникає вихрова течія, яка здатна "засмоктувати" відносно дрібні частинки. При зміні типорозміру флотаційної машини може змінюватися не тільки швидкість осадження частинок на бульбашки, але і його механізм. Неможливість створення флотаційної машини, оптимальної при збагаченні сировини різного гранулометричного і хімічного складу, обумовлена відмінностями необхідних гідродинамічних умов процесу.

Для визначення константи швидкості флотації в однофазному наближенні (елементарний акт флотації незворотній) при відсутності перемішування слід підставити отримані значення E_c у формулу:

$$K_{CN}=1,5v_g E_c/d_b.$$

Перемішування впливає на механізм флотаційного закріплення. Дрібні частинки при інтенсивному перемішуванні зіштовхуються з бульбашкою або внаслідок дрейфу в турбулентному потоці (описується рівняннями турбулентної дифузії), або при "катапультуванні" з турбулентних вихорів (рівняння Дж. Абрахамсона застосоване для розрахунку флотації Х. Шубертом). При зменшенні дисипації енергії визначальним є механізм осадження частинок на бульбашки в результаті дії гравітаційних і інерційних сил [2-5].

Методи розрахунку одночасної дії дифузійного і седиментаційно-інерційного механізмів осадження частинок з потоку не спрацювали. Прийmemo, що при відносно слабкому перемішуванні, характерному для колонних флотаційних машин, інерційно-седиментаційний механізм здійснює визначальний вплив на закріплення мінеральних частинок, а турбулентні пульсації швидкості впливають лише на відносну швидкість руху частинок і бульбашок. У випадку $\lambda_0 \approx d_b \gg d_p$ для колонних машин П. Саффманом і Дж.Тернером отримана наступна формула [1-8]:

$$K_{CN} = 2,5 \left[E_c \varphi \left(1 + \frac{d_p}{d_b} \right)^2 \right] \left\{ 1,3(\tau_p + \tau_b)^2 \left(\frac{\varepsilon^3}{\nu} \right)^{\frac{1}{2}} + \left[\frac{(\tau_p + \tau_b)^2 g^2}{3} \right] + \frac{d_b^2 \left(1 + \frac{d_p}{d_b} \right)^2 \varepsilon}{36\nu} \right\}^{\frac{1}{2}} d_b^{-1},$$

де τ_p, τ_b – час релаксації відповідно частки і бульбашки, $\tau=u/g$;

u – швидкість вільного руху частинки (бульбашки) в пульпі;

ε – питома дисипація енергії $\sim g\nu_g$;

ν – кінематична в'язкість.

Перший доданок в квадратних дужках відображає інтенсивність зіткнень в полі відцентрових сил, що виникають при русі частинки і бульбашки всередині турбулентного вихору, розмір якого близький до внутрішнього масштабу турбулентності λ_0 ; другий доданок – число зіткнень в одиницю часу в результаті дії сили тяжіння; третій доданок - інтенсивність коагуляції в полі постійного зсуву з градієнтом швидкості, рівний $\sqrt{\varepsilon/\nu}$ вважаючи, що ймовірність стійкого закріплення P_α визначається в основному властивостями матеріалу і реагентним режимом і слабо залежить від типорозміру апарату, можна записати:

$$K_2 = K_1 K_{CN2} / K_{CN1},$$

де K_1, K_2 – константи швидкості флотації частинок даного класу флотованості і крупності відповідно в лабораторній і промислової флотаційних машинах;

K_{CN1}, K_{CN2} – розрахункові значення інтенсивності зіткнень частинок даного розміру в тих же апаратах.

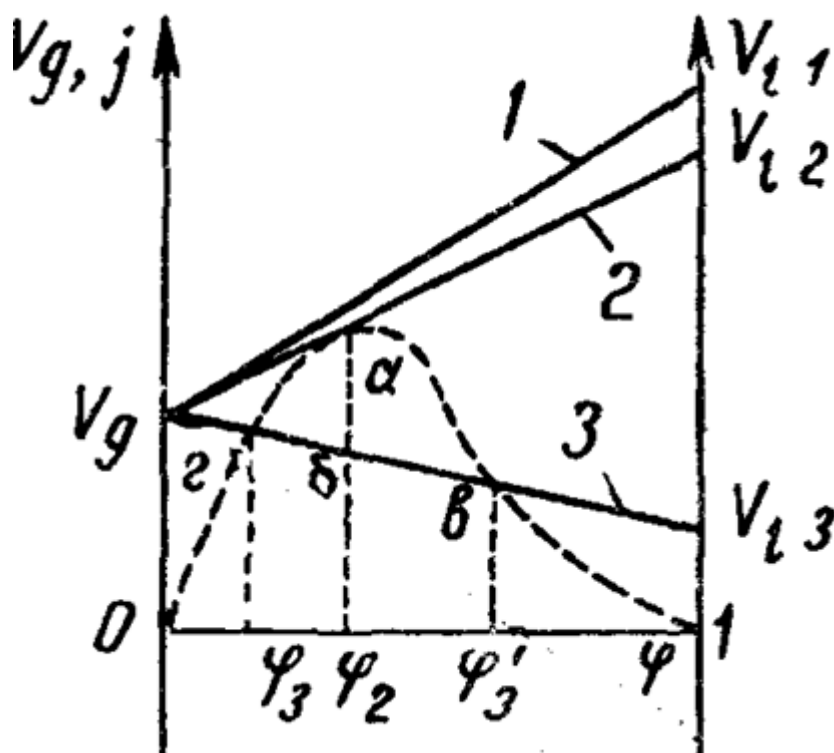
Вплив мікроструктури потоків на результати процесу передбачає розрахунок газовмісту в камері при даних витратах фаз, визначення режиму потоку (гомо- або гетерогенний барботажний, снарядний або струменевий) і інтенсивності перемішування, а також оцінку показників процесу з урахуванням неідеальності течії.

Заданий витяг компонента або якість концентрату може бути досягнуто при різних наборах конструктивних і технологічних параметрів (висота і діаметр колони, витрата повітря, подача і щільність пульпи). Однак при зміні режимів потоку будуть змінюватися інші показники флотації. З урахуванням цього доцільна наступна послідовність розрахунку оптимальних умов:

- вибір декількох значень параметрів (наприклад, витрати повітря і діаметра апарату);
- розрахунок інших параметрів (висоти), що забезпечують задане вилучення цінних компонентів;

– порівняння можливих наборів параметрів і виявлення оптимального відповідно до певного критерію.

Для оцінки газовмісту в колонні флотаційної машині доцільно побудувати діаграму, аналогічну наведеній на рисунку 3.1.



1 - 3 – режим протитечії

Рисунок 3.1 – Діаграма для оцінки газовмісту ϕ при різних режимах роботи колонного апарату з використанням потоку дрейфу (штрихова лінія)

По осі ординат відкладається значення наведеної швидкості повітря v_g ; $\phi = v_l$; при $v_l > 0$, що характерно для протитечійного режиму. Абсциси точок перетину прямої, що з'єднує два зазначення точки, з кривої потоку дрейфу $u_b\phi(1-\phi)^2$ визначають значення газовмісту ϕ . У зоні мінералізації реалізується режим з меншим значенням ϕ . Якщо побудована пряма лежить над кривою потоку дрейфу, то гомогенна барботажна структура при даних значеннях v_l і v_g не

утворюється. В цьому випадку треба повторити розрахунок при меншому значенні v_1 або v_g , знижуючи продуктивність або підвищуючи щільність пульпи.

Після вибору витрати повітря, визначення газовмісту і розрахунку константи швидкості флотації в промисловому апараті слід врахувати негативний вплив перемішування пульпи на показники поділу.

Внаслідок перемішування пульпи в камері машини безперервної дії час перебування частинки в апараті (час флотації) - випадкова величина, розподіл якої характеризується ненульовою дисперсією.

Для прогнозування показників процесу з урахуванням зворотного перемішування розроблені дві різні методики. У першій з них враховується щільність розподілу часу перебування $f(t)$. Значення цієї функції характеризує частку матеріалу, що знаходиться в камері флотаційної машини, час, близький до t . Функція $f(t)$ залежить від структури потоків в апараті і не пов'язана з флотаційним процесом. Для її експериментального визначення зазвичай використовують метод трасера. Якщо відома кінетика флотації частинок в промисловому апараті, то показники процесу з урахуванням перемішування можна розрахувати за формулою [4-13]:

$$\varepsilon_n = \int_0^{\infty} f(t) \varepsilon(t) dt$$

Ця формула справедлива в тому випадку, коли швидкість флотації не змінюється при переході від періодичного до безперервного режиму і флотація кожної частинки не залежить від щільності пульпи (взаємовплив частинок відсутній).

Особливістю колонних флотаційних машин є неможливість проведення досліду в періодичному режимі внаслідок седиментації частинок. При розрахунку функції $\varepsilon(t)$ слід провести кінетичний дослід в лабораторній механічній машині або в колонній машині малого діаметра з декількома перемішувачами концентрату.

Нижче наведено розрахунок показників флотації в безперервному апараті великого обсягу за даними дослідів в періодичному режимі.

Кінетичний флотаційний дослід був проведений з визначенням гранулометричного складу і розподілу по флотуємості цінного компонента (табл. 4.2 і 4.3). Для кожного класу крупності була розрахована ймовірність зіткнення з бульбашкою повітря в лабораторній і промисловій машинах. Результати розрахунку графічно представлені на рис. 3.2.

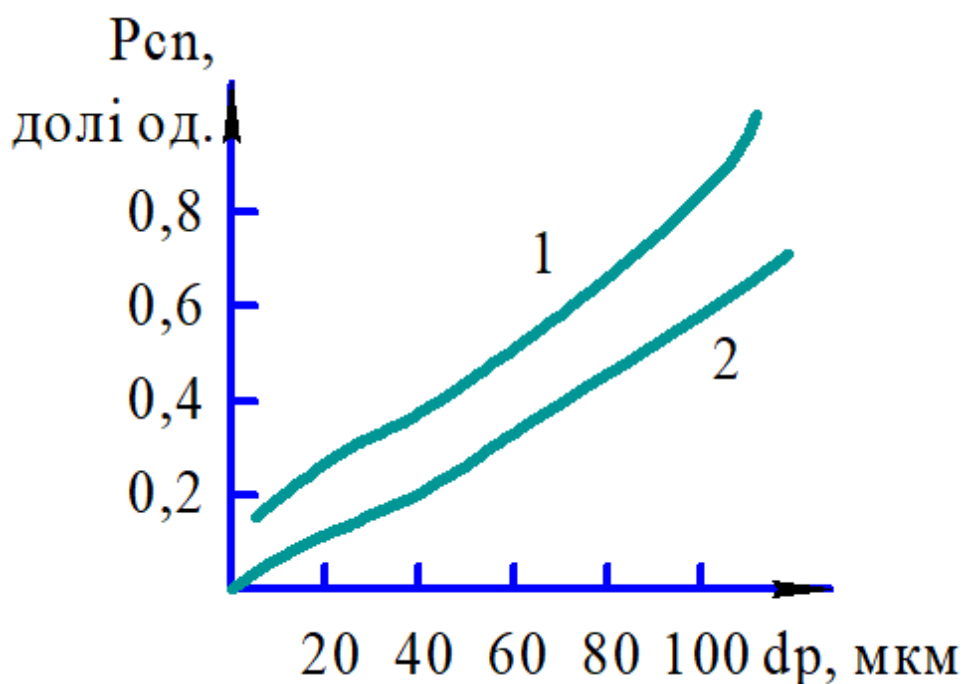


Рисунок 3.2 - Залежність ймовірності P_{CN} зіткнення частинки з бульбашкою від її розміру d_p в лабораторній (крива 1) і промисловою колоною (крива 2) флотаційних машинах

Значення кінетичної константи K_2 спектрів флотуємості вузьких класів крупності частинок, деформованих в результаті масштабного переходу, розраховані за формулою:

$$K_2 = K_2 = K_1 K_{CN2}(d_p) / K_{CN1}(d_p)$$

для середніх значень інтервалів K_1 і наведені в табл. 4.3. На рис. 4.18 відображено розподіл f_θ безрозмірного часу перебування $\theta = t\sqrt{t}$ в колонній машині діаметром 0,5 м при $v_g = 1,5$ см/с, отримане в результаті дослідів з

трассером. Прогнозовані значення виходів і витягів за класами крупності в апараті великого об'єма розраховували за формулами:

$$\begin{cases} \gamma_d = 1 - \sum_i \sum_j \varphi_{\gamma di} f(t_j) \exp(-K_{2di} t_j) \\ \varepsilon_d = 1 - \sum_i \sum_j \varphi_{\varepsilon di} f(t_j) \exp(-K_{2di} t_j) \end{cases}$$

де $\varphi_{\gamma di}$, $\varphi_{\varepsilon di}$ – розподілу класу крупності матеріалу, і цінного компонента відповідно по флотуємості.

Таблиця 4.2 Флотуємість частинок в промисловому апараті, хв⁻¹

Клас крупності, мкм	K ₁		
	0,15	0,65	2
– 20	0,04	0,16	0,50
– 40+20	0,08	0,33	1,00
– 70+40	0,10	0,43	1,33
– 100+70	0,11	0,49	1,50
+100	0,13	0,57	1,75

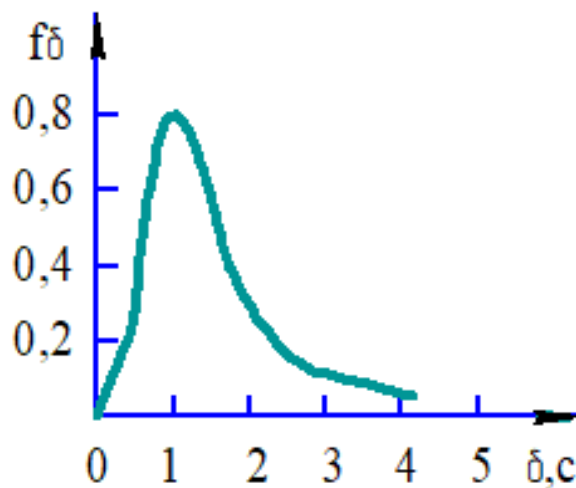


Рисунок 3.3 - Розподіл f_θ безрозмірного часу θ перебування в колонній флотаційній машині при $d_c = 0,5$ м і $v_g = 1,5$ см/с

Результати розрахунків при $t_{\text{фл}} = 3$ хв зведені в табл. 4.4. Вихід і витяг цінного компонента без урахування взаємовпливу частинок, підраховані по співвідношеннях:

$$\gamma = \sum_i f_{\gamma}(d_{pi} \gamma_{di}) i$$

$$\varepsilon = \sum_i f_{\varepsilon}(d_{pi} \varepsilon_{di}),$$

рівні відповідно 18,3 і 32,8 %, в той час як експериментальні значення цих величин при тому ж середньому часу флотації складають відповідно 28,2 і 47,7 %. Кожен клас крупності характеризується своїм значенням коефіцієнта масштабного переходу, що визначається структурою потоків в апараті та ймовірністю елементарного акту флотації.

Отже, неможливо зберегти показники флотації всіх класів крупності при вимірюванні розміру апарату. Для вибору параметрів промислового процесу можна запропонувати два підходи. Перший з них полягає у визначенні параметрів, які забезпечують незмінні показники флотації частинок середньої крупності. Більш правильно використовувати інший підхід, згідно з яким слід обчислити залежності показників флотації матеріалу даної флотуємості і гранулометричного складу від регульованих параметрів і з їх допомогою вибрати оптимальні умови процесу.

При збільшенні висоти колони перемішування змінюється незначно, тому форма розподілу часу перебування не змінюється, тобто значення $\bar{t}f(t/\bar{t})$ не залежить від висоти апарату:

$$H = \bar{t}(u_p + u_l).$$

На рисунку 3.4 представлені розрахункові криві показників флотації при різних висоті зони мінералізації, отримані на основі зазначених припущень без урахування обмеженості поверхні бульбашок.

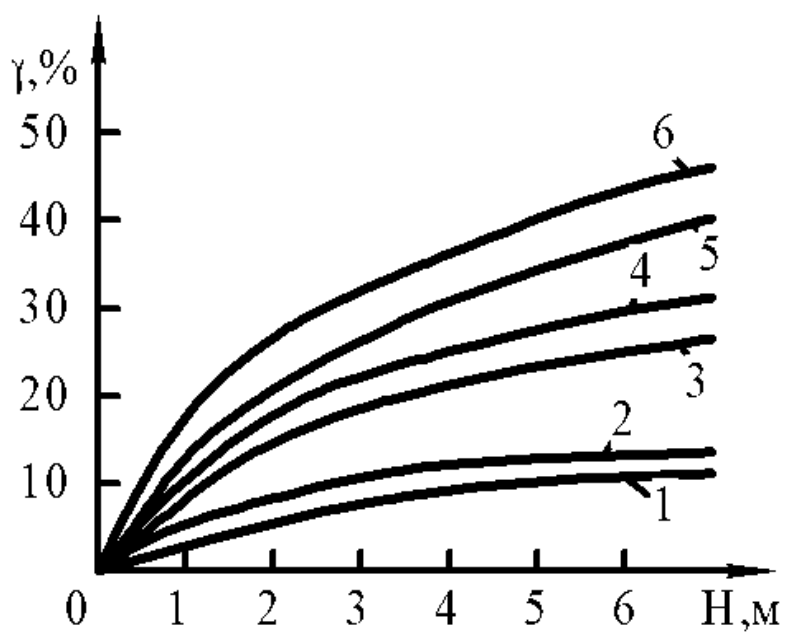
Альтернативний метод обчислення інтенсивності перемішування при розрахунку флотаційних машин – рішення рівнянь локального балансу фаз. На відміну від методу, заснованого на використанні розподілу часу перебування, даний спосіб вимагає опису структури потоків всередині апарату. Найчастіше

для опису перенесення частинок в колонних апаратах використовують одновимірну дифузійну модель. Ця модель справедлива при відсутності макроциркуляції пульпи в колоні, тобто, при великому відношенні висоти колони до її діаметру, рівномірному розподілі повітря по перетину апарату і не дуже інтенсивної аерації. В іншому випадку для опису перенесення мінеральних частинок слід застосовувати більш складні моделі, розроблені в хімічній технології для опису барботажних апаратів. Фактором, що істотно обмежує область практичних розрахунків за цими моделями, є складність визначення їх параметрів на основі експериментальних даних.

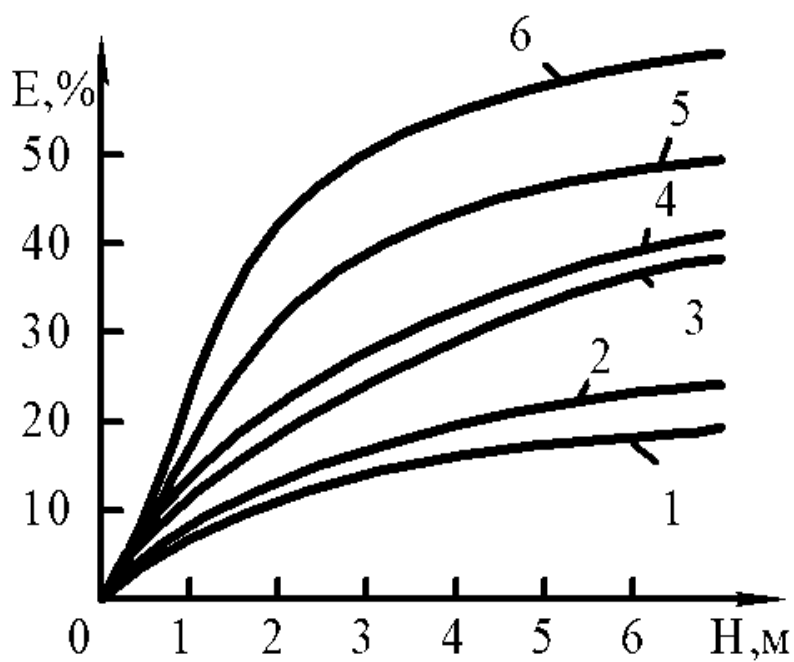
Таблиця 4.3 - Визначення по флотуємості і гранулометричний склад цінного компонента в живленні флотації, %

Клас крупності, мкм	Інтервал флотуємості K , хв^{-1}				Вміст класу %
	0	0-0,3	0,3-1	1-3	
-20	30	40	20	10	40
40+20	20	30	30	20	20
-70+40	10	30	30	30	20
100+70	30	50	10	10	15
+100	60	30	10	0	5
Вихідний продукт	25,5	37	22	15,5	100

Більшість процесів, що відбуваються у флотаційній пульпі, відносяться за своїми властивостями до марковських процесів, тобто ймовірність їх здійснення для даної частинки не залежить від її передісторії, числа інших частинок і часу. У цьому випадку процес флотації частинок з однаковою флотоактивністю можливо описати системою параболічних рівнянь. Аналогічні системи можна записати для кожного класу частинок.



а



б

Фракції: 1 – -20 мкм; 2 – $300 + 100$ мкм; 3 – $300 + 0$ мкм; 4 – $-100 + 70$ мкм;
5 – $-40 + 20$ мкм; 6 – $-70 + 40$ мкм

Рисунок 3.4 - Розрахункові залежності виходу (а) і вилучення (б) частинок різних класів крупності від висоти зони мінералізації H

Якщо в ході флотації знехтувати взаємним впливом частинок не можна, то отримані системи стають залежними, що ускладнює їх аналіз і рішення. Для аналізу стаціонарного режиму роботи флотаційної машини слід прийняти ліву частину рівнянь локального балансу рівною нулю і вирішити систему лінійних звичайних диференціальних рівнянь другого порядку.

Таблиця 4.4 - Експериментальні (чисельник) і розрахункові (знаменник) показники флотації в лабораторній колонній машині при $H=3$ м і $t_{\text{фл}}=3$ хв, %

Показник	Клас крупності, мкм				
	-20	-40+20	-70+40	-100+70	+100,
Вихід концентрату	19,4/7	40,3/26,5	41,6/30,8	28/21,2	12,2/10,1
Витяг цінного компоненту	41,6/19,2	56,5/39,8	66,5/53,4	36,7/29,4	22,7/19,4

Якщо інтенсивність елементарного акту флотації значно перевищує швидкість демінералізації бульбашок і механічного виносу частинок, то для опису усталеного процесу флотації частинок, що характеризуються значенням кінетичної константи K , можна використовувати рівняння [8-13]:

$$(u_l + u_p)(dc/dz) + D(d^2c/d^2z) - Kc = 0$$

Це рівняння має аналогічне рішення:

$$e = 1 - c/c(-4a \exp(Pe/2)[(1+a)^2 \exp(a Pe/2) - (1-a)^2 \exp(-a Pe/2)],$$

$$\text{де } a = \sqrt{1 + 4K\bar{t}/Pe}; Pe = (u_l + u_p)^2 \bar{t}/D$$

Останній вираз являє собою в зазначених наближень сепараційних характеристик колонної флотації, оскільки відображає залежність розподілу матеріалу між продуктами сепарації від параметра поділу K . За розрахунковими даними, сепараційна характеристика в точці $\varepsilon = 0,5$ крутіше, ніж характеристика імпелерних машин

$$\varepsilon = 1 - 1/(1 + Kt),$$

що свідчить про переваги гідродинамічних колоною флотації порівняно з флотацією в великооб'ємних машинах з інтенсивним перемішуванням.

Практичне застосування рівняння можливе з використанням модифікованої номограми [3,8] (рис. 3.5).

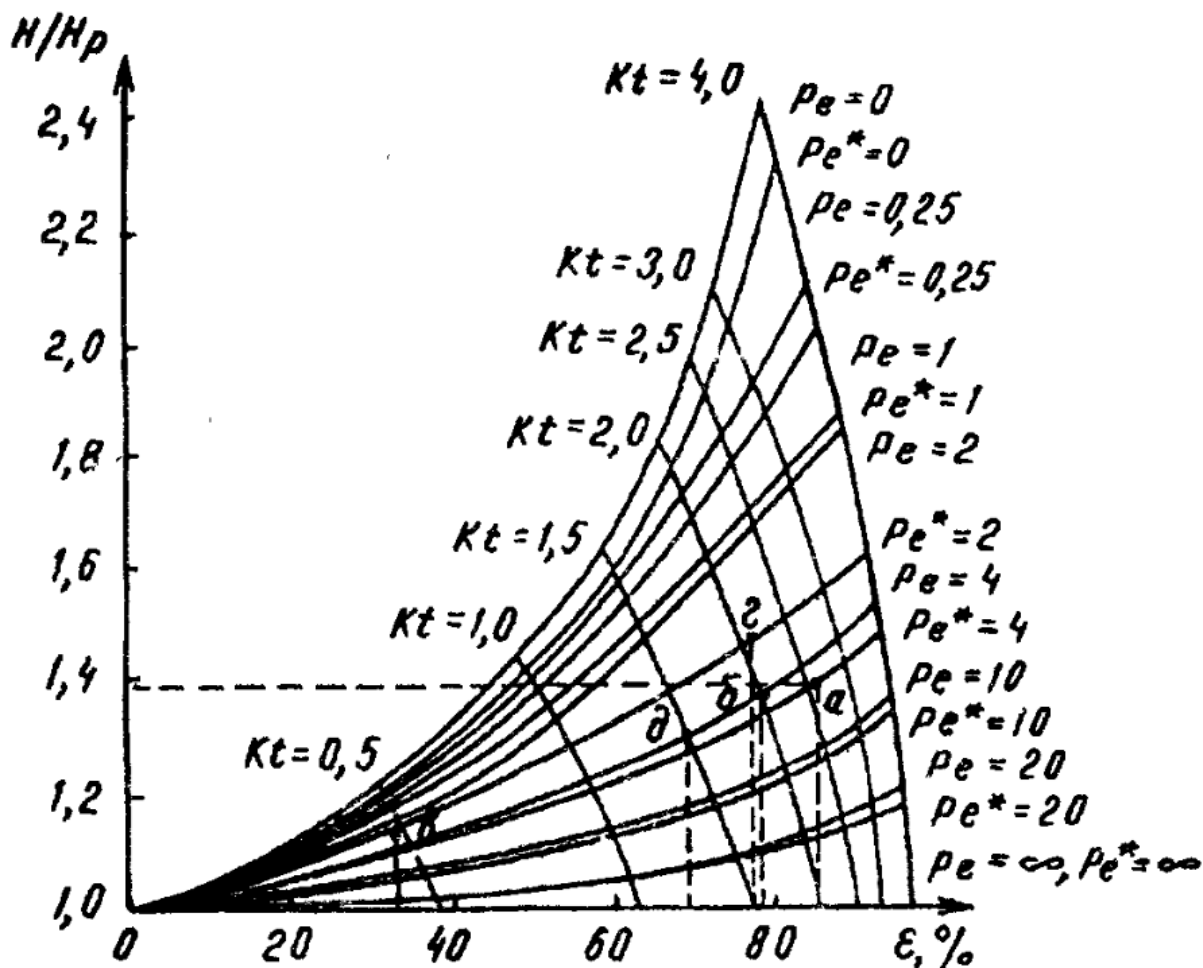


Рисунок 3.5 - Номограма для розрахунку колонної флотаційної машини

Розглянемо тепер більш складний випадок, коли флотуємість різних фракцій відрізняється значно. В цьому випадку необхідну висоту колони слід визначати в кілька етапів.

Спочатку проводять експеримент. Для цього порцію матеріалу, обробленого реагентами, імпульсно вводять в потік рідкої фази, що безперервно надходить в лабораторну колонну машину малого діаметра. Визначають витяг

матеріалу в концентрат $\varepsilon_{\text{л}}(t)$. Хвости флотації знову подають в апарат і знаходять $\varepsilon_{\text{л}}(2t)$. Подібним чином визначають n значень

$$\varepsilon_{\text{л}}(jt); j = \overline{1, n}.$$

Розрахунок здійснюють за наступною методикою [2-7,17]. Якщо значення критерія Пеклі для лабораторної колони $Re_{\text{л}} = u_{\text{рл}} H_{\text{л}} / D_{\text{л}} > 20$, то режим течії близький до ідеального витіснення і $\varepsilon(jt) = \varepsilon_{\text{л}}(jt)$. Якщо $Re_{\text{л}} \leq 20$, то слід враховувати перемішування в лабораторній колоні, для чого необхідно на діаграмі знайти лінію, відповідну $Re_{\text{л}}$, відмітити на ній точки з абсцисами $\varepsilon(t)$, $\varepsilon(2t)$, ..., $\varepsilon(nt)$ і за значеннями (Kjt) в цих точках простежити зміна середньої флотуємості $(\bar{K}t)$. Рівняння кінетики флотації матеріалу описується виразом

$$\varepsilon(t) = 1 - \exp[-\bar{K}(t)t].$$

Після цього одним з чисельних методів визначають розподіл матеріалу по флотуємості $f(K)$ на основі рівняння

$$\int_0^{K_{\text{max}}} f(K) \exp(-Kt) dK = \exp[-\bar{K}(t)t].$$

У найпростішому випадку рівняння кінетики флотації можна апроксимувати формулою А. Келсалла:

$$1 - \varepsilon(t) = a_f \exp(-K_f t) + a_s \exp(-K_s t)$$

де a_f , a_s – частки швидко- і повільно флотуємих фракцій в подачі

K_f , K_s – флотуємості цих фракцій; $a_f = 1 - a_s$.

Мінімізуючи суму квадратів різниць експериментальних і розрахункових витягів і варіюючи значення K_f , K_s в допустимих інтервалах, розраховують:

$$a_s = \left[\sum_{j=1}^n \varepsilon_j c_j - \sum_{j=1}^n c_j + \sum_{j=1}^n \exp(-K_f t_j c_j) \right] / \sum_{j=1}^n c_j^2$$

де $c_j = \exp(-K_f t_j) - \exp(-K_s t_j)$.

Потім обчислюють витяг швидко- і повільно флотуємої фракції в залежності від висоти H промислової колони. Для цього визначають значення u_r і D при даних d_c , Q_l і Q_g і обчислюють

$$K_s t = \frac{K_s H}{u_p + u_l}; K_f t = \frac{K_f H}{u_p + u_l}.$$

За абсцисою точок перетину ізоліній критерію Пекле з кривими, супутніми значенням $K_s t$ і $K_f t$, визначають значення $\varepsilon_s(H)$, $\varepsilon_f(H)$, і загальне виведення $\varepsilon(H) = a_s \varepsilon_s(H) + a_f \varepsilon_f(H)$ виходячи з цієї залежності, вибирають оптимальне значення висоти зони мінералізації H .

Аналогічним чином прогнозують витяг в колонах інших розмірів. За результатами обчислення функцій можна побудувати криві збагачуваності матеріалу при зміні висоти зони мінералізації.

На основі результатів флотації за допомогою цієї ж номограми можна оцінити значення критерію Пекле.

Кожна з методик розрахунку має свої переваги. До переваг методики, заснованої на застосуванні функції розподілу часу перебування, відносять використання всієї функції розподілу та кінетичної кривої, відсутність апріорно заданої моделі структури потоків, відносну простоту розрахунків. Переваги дифузійної моделі полягають в можливості оцінки параметрів на основі відомих емпіричних співвідношень без постановки трудомістких дослідів з трасером; отримання поля концентрацій фаз всередині апарату; врахуванням різних процесів, що проходять одночасно: швидкої оцінки показників за допомогою діаграм і моделювання динамічних характеристик. Таким чином, вибір методики розрахунку визначається обсягом вихідних даних і метою розрахунку.

3.2 Моделювання структури пінного шару та зони очищення

У протиточних колонних апаратах в точці подачі живлення утворюється зона високого газовмісту - ця зона нагадує пінний прошарок, проте його структура відрізняється від структури поліедричної піни. На думку деяких дослідників, підтверджених експериментальними даними, вторинне збагачення в пінному шарі має першорядне значення при селективній флотації. Однак розроблені моделі не дозволяють прогнозувати зв'язки "параметри процесу-

структура піни-показники флотації". Вилучення в зоні очищення залежить від її висоти і витрати води в під пінний прошарок, а інтенсивність осипання частинок з піни - від товщини, структури і способу видалення концентрату. Загальне вилучення можливо розрахувати за формулою:

$$E_m = \frac{\varepsilon_m \cdot \varepsilon_f \cdot \varepsilon_o}{[1 - \varepsilon_m(1 - \varepsilon_o) - \varepsilon_m \varepsilon_o(1 - \varepsilon_f)]};$$

де ε_o - окремі вилучення в зоні очищення;

ε_f - окремі вилучення в пінному прошарку

Перевірка навантаженості і плавучості бульбашок проводиться на основі порівняння загальної площі поверхні бульбашок і площі поверхні, яка повинна бути заповнена частинками при розрахунковому виході, а також підйомної сили найбільш дрібних бульбашок і сили тяжіння закріпилися на них частинок. При цьому необхідно враховувати, що зі зменшенням розміру бульбашки зростають коефіцієнт гідродинамічного захоплення і ступінь заповненості поверхні. У разі, коли даний аераційний режим не забезпечує необхідної площі поверхні бульбашок або їх плавучості, слід змінити параметри апарату або процесу і провести новий розрахунок.

При розрахунку колонних флотаційних машин обов'язково виконання наступних умов [5-9]:

- при заданих значеннях подачі пульпи і виходу концентрату площа поверхні повітряних бульбашок достатня для закріплення частинок на нижній півсфері;

- підйомна сила бульбашок достатня для транспортування частинок в піну;

- дрібні мінералізовані бульбашки не захоплюються потоком в хвості.

Перша і друга умови обмежують мінімальну ступінь аерації, а третя - найменший розмір транспортуючої бульбашки. Мілкі бульбашки можуть грати роль "носія" при флотації по коалесцентному механізму.

Площа поверхні бульбашок, що утворюються в одиницю часу, повинна бути вдвічі перевищувати швидкість утворення на поверхні. Важливе

значення має, однак, не тільки загальна витрата повітря, але і дисперсний склад бульбашок, оскільки інтенсивна подача великих бульбашок зменшує швидкість флотації і погіршує її гідродинамічні умови. Однак, як показано в роботах Г. Доббі і Дж.Фінча [5-9], конструктори не повинні прагнути до максимальної диспергації повітря, що обумовлює "захлинання" колони при зниженому ступені аерації. Крім того, при нестачі транспортних бульбашок знижується вилучення цінного компонента внаслідок виносу тонкодисперсних навантажених бульбашок в хвості. При малій швидкості несучого потоку пульпи навантажена бульбашка рухається вгору. При заповненій нижній півсфері швидкість подальшої мінералізації різко зменшується, отже, максимальне значення маси мінерального навантаження дорівнює:

$$m(d_b) = \left(\frac{Q_l}{Q_g} \right) \cdot \pi \cdot C_s \cdot \gamma \frac{d_b^3}{6},$$

де $m(d_b)$ – маса часток на бульбашці розміром d_b ;

Q_l – витрата пульпи;

Q_g – витрата повітря.

Згідно схеми колонної флотомашини, що розглядалася раніше (рис.1.15) схема відносного руху рідини та бульбашок повітря, які в ній містяться, протитокова. Для оцінки впливу на ефективність флотації відносного руху бульбашок та рідини (пульпи) розглянемо загальний випадок руху бульбашки та частинки у перетині флотаційної машини (рис. 3.6).

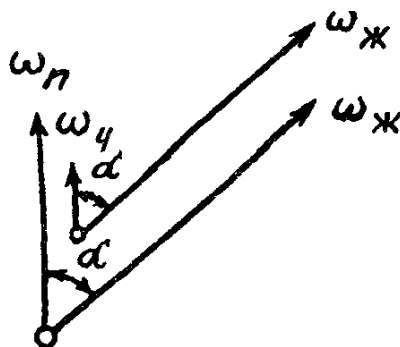


Рисунок 3.6 - Схема руху бульбашки та частинки відносно пульпи

Бульбашка та частинка відносно пульпи рухаються вертикально догори зі швидкістю ω_6 та $\omega_ч$. Рідина та частинки, які переносяться, та бульбашка рухаються відносно стінок машини під деяким кутом α до вертикалі зі швидкістю ω_p . Позитивним приймемо напрям руху бульбашки відносно рідини. Тоді вертикально відносно стінок машини бульбашка буде рухатися зі швидкістю:

$$\omega_6 + \omega_p \cos \alpha,$$

а частинка, що проходить процес флотації

$$\omega_ч + \omega_p \cos \alpha.$$

Поток частинок крізь перетин, що розглядається, буде дорівнювати:

$$\begin{aligned} i_ч &= C(\omega_ч + \omega_p \cos \alpha) + (C_0 - c) \cdot (\omega_6 + \omega_p \cos \alpha) \\ &= C_0 (\omega_6 + \omega_p \cos \alpha) \left\{ 1 - \left[1 - \frac{\omega_ч}{\omega_6} \right] \cdot \exp\left(-\frac{9}{4} C_B \frac{r_ч}{r_6^2} \cdot \omega_{\text{відн}} \cdot \tau\right) \right\} \end{aligned}$$

де C – залишкова концентрація часток;

C_0 – початкова концентрація частинок розміром r ;

C_B – кількість флотованих частинок;

$r_ч$ – розмір частинок;

r_6^2 – розмір бульбашок.

Тривалість обробки пульпи вибирається з умови виходу бульбашки із прошарку пульпи глибиною H :

$$\tau = \frac{H}{\omega_6 + \omega_p \cos \alpha}.$$

Із врахуванням рівності:

$$\omega_{\text{відн}} = \omega_6 - \omega_ч$$

Маємо формулу потоку для протитоку $\alpha = \pi$:

$$i_ч = C_0 \cdot (\omega_6 - \omega_p) \left\{ 1 - \left[1 - \frac{\omega_ч}{\omega_6} \right] \cdot \exp\left(-\frac{9}{4} C_B \frac{r_ч}{r_6^2} \cdot \frac{\omega_6 - \omega_ч}{\omega_6 - \omega_p} \cdot H\right) \right\}$$

Таким чином, моделювання процесу флотації є досить складним у зв'язку із характерним фракційним розподілом мінералізованих частинок, поведінкою та розмірами бульбашок повітря, не стабільним складом пульпи, що подається. Крім того під час флотації можливі стикання мінералізованих часток та бульбашок, які рухаються з ними, що також досить важко спрогнозувати.

3.3 Розрахунок показників колонної флотації

В результаті досліджень на збагачуваність в колоні малого діаметра ($Re \rightarrow \infty$) отримано, що при $t = 5$ хв і $v_g = 1,5$ см/с $\varepsilon = 86$ %. Розрахуємо необхідну для досягнення такого ж вилучення висоту промислової колони діаметром $d = 4,0$ м при обраній витраті повітря $Q_g = 170$ м³/год наведена швидкість повітря в промисловій машині дорівнює:

$$V_g = \frac{Q_g}{9\pi d_c^2} = 1,5 \frac{\text{см}}{\text{с}}.$$

Рівність значень приведених швидкостей повітря і однаковий тип газорозподільних пристроїв в промисловій і лабораторній колонних машинах забезпечують близькі аераційні характеристики: газовміст і дисперсний склад бульбашок цих аераторів. Отже, можна припустити однакову інтенсивність флотаційних субпроцесів колонах різних розмірів при ідентичних реагентних режимах ($K_{CN1} = K_{CN2}$) [12-17].

Розглянемо спочатку найбільш простий випадок: частинки цінного компонента мають рівну флотуємість K , тобто, кінетика флотації в лабораторному періодичному апараті близька до експоненціальної. Об'ємна продуктивність операції по пульпі становить $Q_1 = 10$ м³/год при вмісті твердого в подачі 15 %. Швидкість потоку пульпи:

$$u_l = \frac{Q_l}{9\pi d_c^2 (1 - \varphi)}.$$

По моделі потоку дрейфу встановлено, що при зазначених витратах газівміст $\phi = 10 \%$. Отже, $u_1 = 1,6$ см/с. В умовах протитоку швидкість руху частинки дорівнює $u_1 + u_p$, де u_p – швидкість стисненого осадження згідно з розрахунками і експериментальними даними Г.Доббі і Дж.Фінча, для частинок крупністю 60 мкм і щільністю 4 г/см³ швидкість седиментації $u_p = 0,4$ см/с. Таким чином $u_1 + u_p = 2$ см/с. Якщо в промисловій колонній машині забезпечувався режим ідеального витіснення, то необхідний час флотації дорівнював би $t = 5$ хв, а необхідна висота в зоні мінералізації $H_p = (u_1 + u_p)t = 6$ м, однак внаслідок перемішування (дифузії) висоту апарату слід збільшити. Розрахуємо коефіцієнт дифузії D (м²/с) за однією з відомих апроксимаційних формул, наприклад, за формулою [14,18]:

$$D = 0,063 d_c (v_g / 1,6)^{0,3},$$

згідно з якою $D = 0,03$ м²/с.

Визначимо значення критерію Пекле за формулою:

$$Pe = \frac{(u_1 + u_p) \cdot H}{D};$$

при $H = H_p$ $Pe = Pe = 2 \cdot 6 / 3 = 4$.

Скористаємося тепер номограмою. Шуканому режиму функціонування колонної флотаційної машини відповідає точка перетину вертикальної прямої $\varepsilon = 86 \%$ з лінією $Pe^* = 4$ (тонка а). Ордината цієї точки дорівнює відношенню необхідної висоти зони мінералізації H до висоти реактору ідеального витіснення H_p ($H/H_p = 1,39$). Отже, $H = 6 \cdot 1,39 = 8,4$ м. Таким чином, внаслідок дифузії висоту колони слід збільшити на 2,4 м. Дійсне значення критерію Пекле для колони:

$$Pe = Pe^* H/H_p = 4 \cdot 1,4 = 5,6.$$

Якщо знехтувати впливом перемішування і встановити колону висотою $H = H_p = 6$ м, то значення Kt для лабораторного ($Pe \rightarrow \infty$) і промислового ($Pe = 4$) апаратів будуть рівні. Отже, точка, відповідна цьому режиму роботи знаходиться на перетині ліній $Kt = -\ln(1-\varepsilon) = 2n$; $Pe = 4$ (точка б). За абсцисою точки можна визначити вилучення складе $\varepsilon = 78 \%$. Втрати внаслідок недостатньої висоти складуть 8 %.

В результаті обробки експериментальних даних флотованості в лабораторній колоні отримано, що $K_S = 0,1$ 1/хв, $\alpha_S = 0,2$, $K_j = 0,5$ 1/хв; $\alpha_f = 0,2$,

Промислову флотацію проводили в апараті та при умовах, що описуються вище. Розрахуємо вилучення при висоті зони мінералізації $H=5$ м.

Для цього визначимо час перебування частинки в апараті:

$$\tau = \frac{H}{(u_1 + u_p)} = 4,2 \text{ хв};$$

Отже $K_{st} = 0,42$; $K_{jt} = 2,1$; $Pe = 3,3$. Згідно номограми визначаємо, що $E_S = 33$ % точка В та $E_f = 78$ % точка Г. Таким чином при $H=5$ м,

$$E = 33 \cdot 0,2 + 78 \cdot 0,8 = 69 \text{ \%}.$$

Розрахуємо залежність показників колонної флотації при перетищенні вугільного концентрату ($\alpha_{\text{вуг}} = 20$ %) від висоти апарату. Колона має діаметр $d_c \sim 0,5$ м, витрата пульпи ($Q_l = 5$ м³/год, подача повітря $Q_g = 8$ м³/год, розмір пір аератора при робочому тиску $d_0 = 0,2$ мм, $\sigma = 5 \cdot 10^{-4}$ Н/см.

Для оцінки флотуємості матеріалу використовуємо методику Келсалла, що полягає у визначенні частки швидко-і повільно флотуючихся фракцій в лабораторному апараті.

Виявилося, що $K_{лs} = 0,2$ хв⁻¹, $K_{лf} = 1$ хв⁻¹. Розподіл матеріалу і цінного компонента між фракціями характеризується наступними значеннями: $\alpha_{ys} = 0,8$; $\alpha_{yf} = 0,2$; $\alpha_{es} = 0,3$; $\alpha_{ef} = 0,7$. Вміст твердого в пульпі - 400 г/л, середня крупність частинок - 40 мкм, щільність частинок - 5 г/см³ у лабораторній колонні флотаційної машині малого діаметра встановлений аератор того ж типу, що і в промисловій; при проведенні флотаційного досвіду газовмісту, який виміряний методом відсічення, становило $\phi = 15$ %.

Процес флотації істотно залежить від крупності бульбашок. При відносно невеликій витраті повітря середній діаметр бульбашки можна оцінити за формулою:

$$d_b = \sqrt[3]{\frac{6 \cdot d_0 \cdot \sigma}{\rho \cdot g}} = 0,18 \text{ см}$$

При підніманні бульбашок їх дисперсний склад змінюється внаслідок дроблення і коалесценції, однак при достатній концентрації спінювача і відсутності механічного перемішування інтенсивність цих процесів невелика.

Інтенсивність елементарного акту флотації і значення кінетичної константи при ідентичному дисперсному складі бульбашок пропорційні газовмісту φ . Визначимо на основі моделі потоку дрейфу значення φ в промисловому апараті:

$$V_g (1 - \varphi) + V_l \cdot \varphi = u_{b\infty} \cdot \varphi (1 - \varphi)^n$$

де V_g – приведена швидкість повітря, $V_g = 1$ см/с;

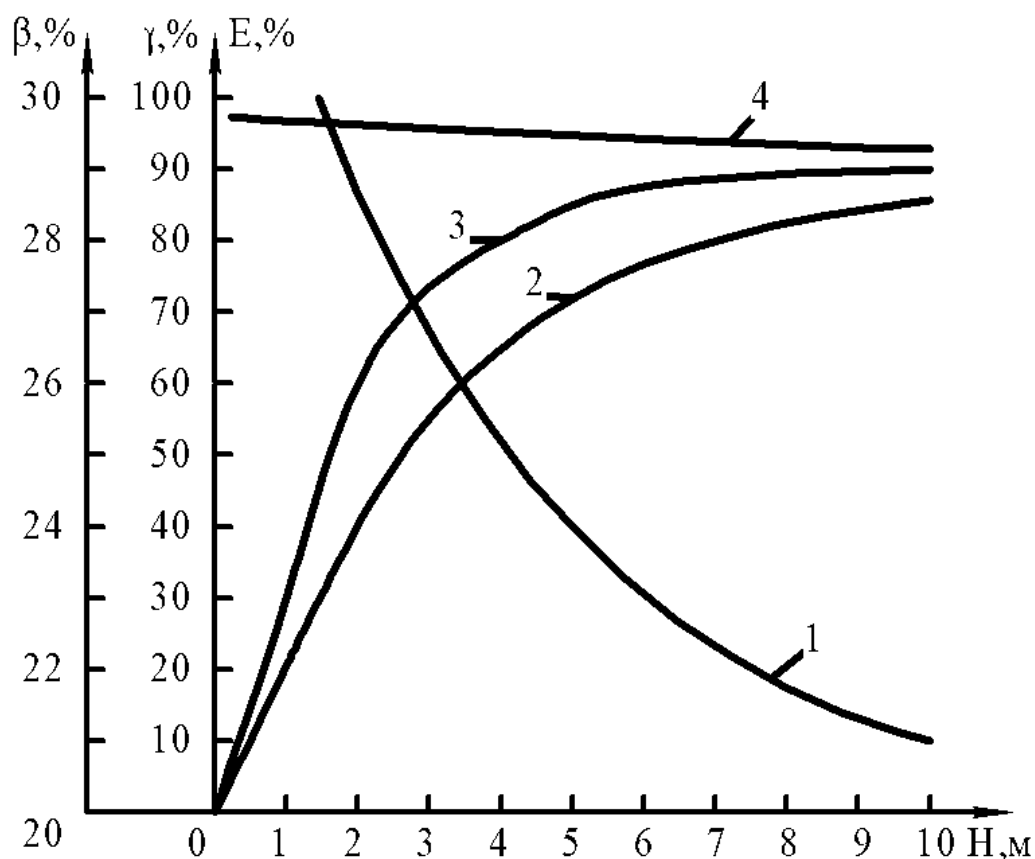
V_l – приведена швидкість пульпи, $V_l = 0,7 \frac{\text{см}}{\text{с}}$.

Для бульбашки розміром $d_b = 1,8$ мм з загальмованою поверхнею $u_{b\infty} = 17$ см/с, $n = 2$. З урахуванням заданих витрат пульпи і повітря і діаметра колони знаходимо з діаграми знаходимо $\varphi_{\text{п}} \sim 9\%$. Отже, в промисловому колонному апараті:

$$K_s = K_{\text{лс}} \varphi_{\text{п}} / \varphi_{\text{л}} = 0,1 \text{ хв}^{-1}$$

$$K_f = K_{\text{лф}} \varphi_{\text{п}} / \varphi_{\text{л}} = 0,6 \text{ хв}^{-1}.$$

Оцінимо тепер коефіцієнти дифузії. За емпіричною формулою $D = 274 \text{ см}^2/\text{с}$. за методикою, описаною вище, за допомогою номограми (див. 4.20) будуємо залежність показників флотації від висоти апарату без урахування обмеженості поверхні (рис. 3.7).



1-вміст цінного компонента в концентраті; 2-вихід концентрату; 3-виведення цінного компонента в концентрат; 4-максимально досяжний при даній аерації вихід концентрату

Рисунок 3.7 - Залежність показників флотації від висоти апарату

Площа поверхні бульбашок, що утворюються в одиницю часу, можна оцінити, виходячи з середньої крупності бульбашок:

$$S_b = \frac{6Q_g}{d_b} = 1,1 \text{ м}^2/\text{с}.$$

Отже, площа, займана в одиницю часу частинками, не повинна перевищувати $0,5 \text{ м}^2/\text{с}$. розрахуємо максимальний вихід концентрату, відповідний даній поверхні. Приймаємо $\epsilon_0 = 0,7$, $\xi = 0,8$, тоді

$$\gamma_m = \frac{2S \cdot \rho_p \cdot \xi \cdot d_p}{3Q_l \cdot C_s (2 - \epsilon_v)} = 99,5\%.$$

Таким чином, поверхня бульбашок не є лімітуючим фактором у розрахунку показників флотації. Визначимо тепер розмір (мм) бульбашок нульової плавучості. Згідно у при $\gamma = 50 \%$ (що відповідає $H = 2,8$ м) бульбашки діаметром дрібніше 0,9 мм будуть тонути. Зі збільшенням висоти колони в спадний рух буде залучатися все більша частка повітря.

4 ОСНОВНІ НАПРЯМКИ ВДОСКОНАЛЕННЯ ФЛОТАЦІЙНИХ МАШИН

4.1 Новітні напрямки вдосконалення флотаційних машин

Найбільш широке поширення в останні 20 років мають великооб'ємні пневмомеханічні флотомашини RCS фінської компанії Metso Minerals [4], заснованої в 2001 р. в результаті об'єднання компаній Svedala (Швеція) і Nordberg (Фінляндія). Фірмою Svedala (організована при злитті американської Denver Equipment і шведської Sala International) створена пневмомеханічна флотомашина RCS (Reactor Cell System) на основі аераційного вузла DV (Deep Vane – глибока лопать), яка поставляється з 1997 р. Камера машини RCS являє собою циліндричний чан, висота якого для машини RCS-200 досягає 9,4 м при діаметрі 7 м. Конструкція аераційного вузла забезпечує потужну радіальну циркуляцію пульпи до стінок камери і інтенсивні зворотні потоки на нижній стороні ротора, що дозволяє уникнути записочування флотомашини. При цьому створюється циркуляція пульпи і в верхню частину камери, на відміну від виробленої раніше стандартної машини Sala AS, що дозволяє ефективно витягувати великі частинки. Машини RCS застосовують при збагаченні мідних, свинцево-цинкових, платинових та інших руд на більш ніж тридцяти об'єктах в різних країнах. Пропонується 12 типорозмірів машин RCS з камерами місткістю 5, 10, 15, 20, 30, 40, 50, 70, 100, 130, 160, 200 м³.

Для флотації фірма продовжує випускати пневмомеханічну машину Denver DR з камерою місткістю 42 м³. Більшість сучасних флотомашин оснащують імпелерами лопатевого типу. Кожен виробник має патенти для виробництва оригінального імпелеру.

Розробка і промислове застосування пневматичних флотаційних машин колонного типу в даний час є одним з основних напрямків розвитку флотаційної техніки і технології. Наприклад, в Бразилії на залізорудних фабриках, введених в експлуатацію з 1990 р. і застосовують флотацію, у всіх операціях

використовують колонні машини. Також ще роки вони використовуються на залізничних підприємствах Канади, США, Індії. Для колонних машин характерне зростання вилучення за рахунок кращої флотації тонких частинок, а також підвищена якість концентрату в зв'язку з зменшенням механічного виносу в піну порожньої породи і зрошенням пінного шару водою. У світовій практиці за останній час накопичено значний досвід розробки і застосування колонних апаратів. Однак при широкому їх впровадженні проявилися деякі проблеми, такі, як необхідність оптимізації висоти камери флотації, створення ефективного аераційного вузла, що забезпечує отримання бульбашок оптимальної крупності, їх мінералізацію і селективне виділення утворених комплексів. Велика висота колони (по відношенню до її діаметру) є принциповою конструктивною відмінністю колонних флотомашин, хоча деякі колонні апарати, частіше звані чановими машинами, мають можна порівняти висоту і діаметр. Питання оптимального співвідношення висоти і діаметра флотаційного колонного апарату, багато в чому залежить від методу диспергування повітря і аерування пульпи, вирішується в кожному випадку по-різному. Ефективна висота колони визначається призначенням апарату і пов'язана з властивостями руди, що переробляється і особливостями операції флотація. В даний час не встановлено універсальний критерій вибору висоти колони для всіх випадків флотації. Для колонних флотаційних машин, , найбільш характерна висота 4-7 м, для канадських і американських машин – 10-16 м, однак для окислених свинцево-цинкових руд оптимальна висота виявилася рівною 4,5 м, а для флотації вугілля фірма Control International Inc. Використовувати флотокамери висотою до 20 м при діаметрі 4 м. флотаційні колони, вироблені в Китаї, діаметром від 0,6 до 4 м, мають висоту від 5 до 9 м, в залежності від операції флотації [12-18].

Найпростішим способом аерування пульпи в промислових пневматичних флотаційних апаратах є пневматичний - продавлювання газу через отвори диспергатора. Загальним недоліком пневматичних аераторів є їх швидкий знос і складність отримання великої кількості дрібних бульбашок, необхідних для ефективної флотації шлаків. Термін служби диспергаторів повітря, як з

жорсткими, так і з еластичними порами, становить кілька місяців. Удосконалення цих аераторів йде по шляху вишукування нових зносостійких матеріалів. Серед машин з пневматичним аератором слід особливо відзначити колонні апарати для флотації грубозернистих пульп, в першу чергу машини пінної сепарації, що відрізняються подачею пульпи на піну, які використовуються, наприклад, при флотації великих алмазів (-2 мм). Для зернистих пульп застосовують також колони, додатково забезпечені декількома імпелерами на вертикальному валу з метою підтримки пульпи у зваженому стані. Такі машини виробляють деякі фірми США. Комбіновані апарати поєднують переваги колонних пневматичних і імпелерних машин і здатні збагачувати руди широкого діапазону крупності, в тому числі сульфідні. При флотації тонких частинок все більшого поширення набувають гідравлічні способи аерування. Вони дають можливість отримувати бульбашки меншої крупності, ніж при використанні пневматичних аераторів. Найбільш наочним прикладом гідравлічного диспергування повітря можна вважати струменеві аератори - поверхневі і занурювальні. Високу ефективність струменевого аерування демонструє завоювала популярність колонна флотомашина, яку розробив дослідник з Австралії G. J. Jameson [12-18]. Мінералізовані бульбашки утворюються в спеціальній вертикальній трубі (аераційній камері) при подачі в неї під тиском пульпи з реагентами у вигляді вільного струменя, яка підсмоктує повітря через отвір в бічній стінці труби. Апарати такого типу найбільш ефективно застосовують при збагаченні вугілля і мінералів малої щільності, а також використовують при флотації руд кольорових металів. У зв'язку з появою зносостійких матеріалів все більшого поширення за кордоном і в нашій країні отримують аератори пневмогідравлічного (інжекторного) типу різних модифікацій, які застосовують в сучасних колонних машинах CPT, CISA, Pneuflo та інших.

При розробці нових флотаційних машин, в тому числі для флотації дуже тонких (5-10 мкм) і великих (до 3-5 мм) частинок, основні цілі - оптимізація фізико-механічних умов флотації відповідно до встановлених закономірностями

теорії мінералізації бульбашок при флотації, інтенсифікація процесу флотації, зменшення енерговитрат, зниження капітальних і експлуатаційних витрат.

Основними напрямками вирішення проблеми оптимізації фізико-механічних умов флотації є:

- створення великорозмірних флотаційних машин високої продуктивності;
- збільшення глибини існуючих і новостворюваних машин;
- перехід в машинах великих розмірів з режиму самозасмоктування повітря на режими з примусовою подачею повітря від повітродувних апаратів;
- модернізація аераторів в напрямку поліпшення диспергування повітря, отримання необхідної характеристики бульбашок по крупності, рівномірного розподілу пульпоповітряної суміші за обсягом камери і ламінаризації потоку;
- модернізація аераторів з метою зниження споживаної ними електроенергії та підвищення терміну служби.

Декілька шляхів рішення цього завдання - подача в аератор циркуляційного потоку пульпи з верхньої зони машини, в якій відсутні великі, найбільш абразивні частинки твердого;

застосування в машинах пристроїв, що прискорюють просування піни до пінного зливного порогу і її зрошення. Інтенсифікація флотаційного процесу може бути досягнута створенням умов, що забезпечують інтенсивне утворення в пульпі мікропухирців повітря і оптимальну для флотуємого матеріалу характеристику крупності бульбашок.

Інтенсивним утворенням в пульпі мікропухирців повітря досягається принципово та ж мета, що і при добавці до основного збирачу емульсії аполярного масла. Чим інтенсивніше тим далі йде утворення мікропухирців повітря, тим вище швидкість флотації і, в ряді випадків, витяг флотоуваного мінералу.

При високій концентрації в пульпі дуже дрібних бульбашок і оптимальному їх співвідношенні з бульбашками звичайної крупності створюються умови для «аерофлукулярної» флотації, запропонованої Г. С.

Бергером, і забезпечується можливість флотації великих зерен, поряд з ефективною флотацією тонких частинок дрібними бульбашками. Подальше підвищення швидкості флотації дрібних і крупних частинок може бути досягнуто утворенням і «активацією» повітряних бульбашок при використанні ультразвуку. Причини "активації" бульбашок при цьому є деагрегування води, що не дозволяє утворюватися на поверхнях розділу фаз стійкого гідратного шару, що неминуче призводить до зменшенню енергетичного бар'єру при елементарному акті флотація.

Для вдосконалення технології застосування флотаційних машин і апаратів перспективно також моделювання технологічної схеми флотації з урахуванням кінетичних закономірностей процесу, одержуваних при оптимальному співвідношенні концентрацій у пульпі (відповідно до фізико-хімічних моделей), підтримуваному системою автоматичного регулювання, оскільки фізико-механічні особливості флотаційного обладнання практично постійні.

Теоретичною базою для отримання кінетичних закономірностей процесу при цьому є рівняння кінетики флотації, де константа швидкості флотації залежить від значення співвідношення концентрацій реагентів в пульпі.

4.2 Системи автоматизації та контроль процесу флотації

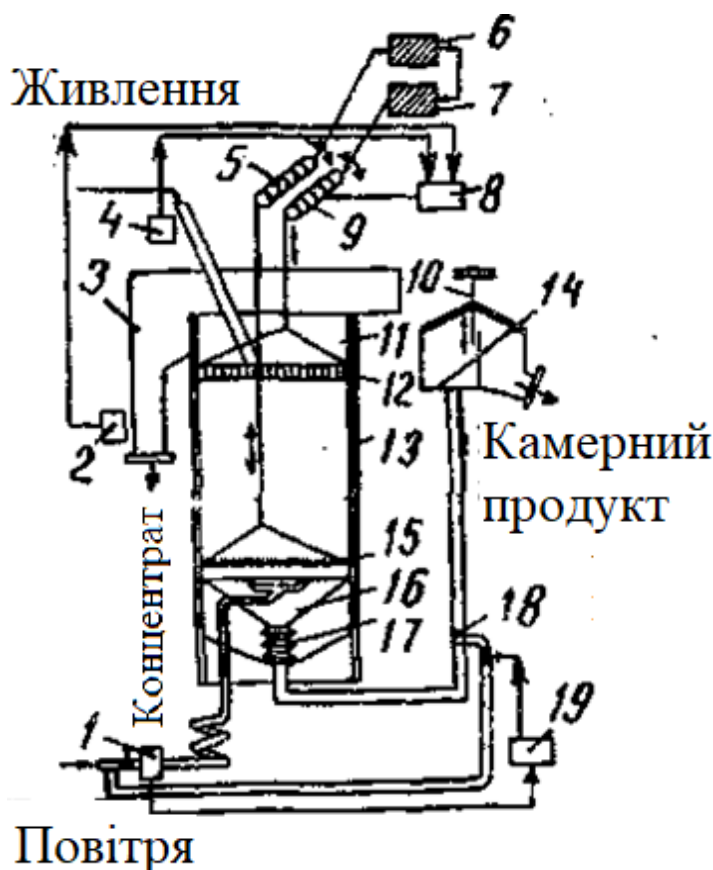
Вдосконалення технологічних процесів збагачення та створення найбільш ефективних флотомашин з камерами великого обсягу неможливі без вирішення питань автоматизації, так як досягнення найкращих техніко-економічних показників, закладених при розробці комплексу "технологія-обладнання", можливо лише за умови, що даний комплекс обладнаний засобами автоматичного контролю і управління [12-15, 18].

Основні напрямки автоматизації пневматичних (колонних) флотаційних машин мають цілий ряд специфічних особливостей, визначених дисперсним складом газової фази по висоті машини; роздільним регулюванням витрати повітря в диспергаторі, висоти пінного шару аеродинамічних параметрів у

кожній камері; положенням завантажувального пристрою на межі розділу пінного шару і пульпоповітряного середовища; щільністю пульпоповітряного середовища; регулюванням без зупинки машини висоти камери та енергетичних впливів (електричних, магнітних полів та ін.) на збагачуваний матеріал, а також роздільною подачею реагентів в різні ємності камери з урахуванням ступеня флотуємості твердих частинок.

В даний час розроблено ряд систем автоматизованого контролю процесу флотації в чанових (колонних) машинах.

На рисунку 4.1 наведена одна з систем автоматичного регулювання витрати повітря в чановій машині, що подається в пристрій для розвантаження камерного продукту, в залежності від витрати повітря в протиточній камері. Вихідна пульпа, оброблена реагентами, надходить в завантажувальний пристрій, який рівномірно розподіляє пульпу по всьому перетину камери машини. Повітря, що подається в камеру через диспергатори, утворює пульпоповітряну суміш. У разі необхідності зміни ступеня аерації пульпи регулюють витрату подається в диспергатори повітря, який фіксується витратоміром, і сигнал надходить на регулятор витрати повітря, що подається в пристрій розвантаження камерного продукту через диспергатори. Регулятор підтримує співвідношення витрати повітря, що подається в камеру машини і в пристрій для розвантаження камерного продукту [11-13, 18].



1 - витратомір повітря; 2 – аналізатор вмісту цінного компоненту; 3 – приймальник пінного продукту; 4 - 6, 8, 18 – датчики; 5 , 9 – приводні пристрої; 7 – функціональний перетворювач; 10, 14 - розвантажувальні пристрої; 11 – камера машини; 12 – завантажувальний пристрій; 14 – напрямні; 15 – диспергатори; 16 – приймальник камерного продукту; 17 – гофрований шланг; 19 – регулятор витрати повітря

Рисунок 4.1 – Система автоматичного регулювання висоти зони мінералізації камери флотомашини

Ступінь аерації пульпи обумовлює зміну висоти пінного прошарку і відповідно співвідношень висот зон очищення і мінералізації.

Система регулювання співвідношення висот зон мінералізації і очищення працює наступним чином. При переміщенні диспергатор приводним пристроєм змінює співвідношення висоти зон очищення та мінералізації. Сигнал,

пропорційний переміщенню диспергаторів по висоті, з датчика переміщення надходить на вхід функціонального перетворювача. Вихідний сигнал з нього подається на вхід приводного пристрою, який по напрямних переміщає завантажувальний пристрій. Система автоматичного регулювання забезпечує задане співвідношення висот зони мінералізації і зони очищення з урахуванням сигналу від регулятора.

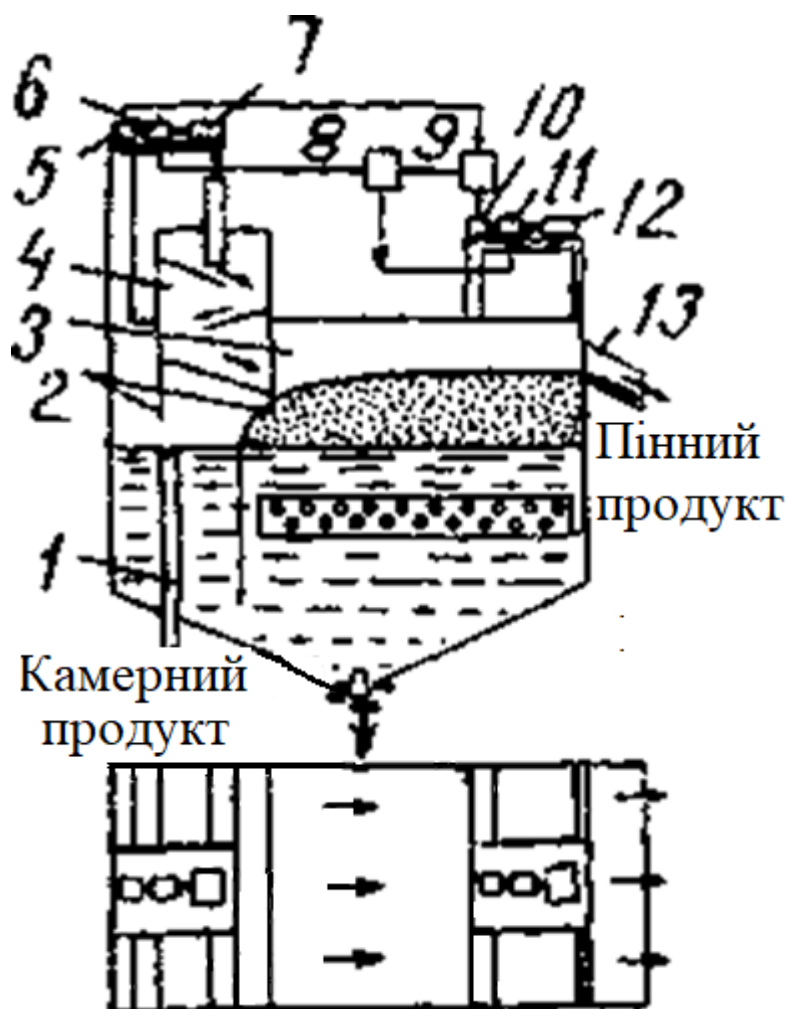
При зміні гранулометричного складу вихідної пульпи, щільності, ступеня аерації та інших параметрів процесу виникає необхідність оперативного регулювання висоти камери машини. Особливості її конструкції: жорстке з'єднання диспергаторів з приймачем камерного продукту, а також з'єднання розвантажувального пристрою з приймачем камерного продукту еластичним гофрованим шлангом.

Диспергатори і пов'язаний з ними приймач камерного продукту встановлюють на попередньо обрану висоту камери машини. Вміст корисного компонента в пінному продукті контролюють витратоміром, розташованим в приймачі пінного продукту, і регулюють його зміною висоти камери. За допомогою пристрою переміщують диспергатори і пов'язаний з ними приймач камерного продукту. Через гофрований шланг здійснюється безпосередній зв'язок приймача камерного продукту з пристроєм для його розвантаження. Для підвищення ефективності цієї системи регулювання процесу флотації в Колонній машині представляється доцільним ввести корекцію на переміщення диспергаторів по висоті камери машини, визначаючи датчиком гранулометричний склад вихідної пульпи.

На рис. 4.2 наведена система автоматичної стабілізації висоти завантаження вихідної пульпи над рівнем пінного шару.

При необхідності зміни висоти пінного шару в камері машини над переливним патрубком включають двигун переміщення зливного пристрою. Через редуктор він переміщує зливний поріг в заданому напрямку (вгору або вниз) і на необхідну відстань, що фіксується по куту повороту ротора сельсина. На блок управління надходять електричні сигнали з сельсина і датчика, що

фіксує напрямок і відстань, на яке переміщається завантажувальний пристрій по напрямних. З виходу блоку сигнал надходить на вхід блоку затримки, який забезпечує витримку часу, необхідну для встановлення нового рівня пінного шару в камері машини.



1 – переливний патрубок; 2 – напрямні; 3 – камера флотомашини; 4 – завантажувальний пристрій; 5 – датчик; 6 – двигун; 7 – редуктор; 8 – блок затримки; 9 – блок керування; 10 – ротор; 11 – двигун; 12 редуктор; 13 – зливний пристрій

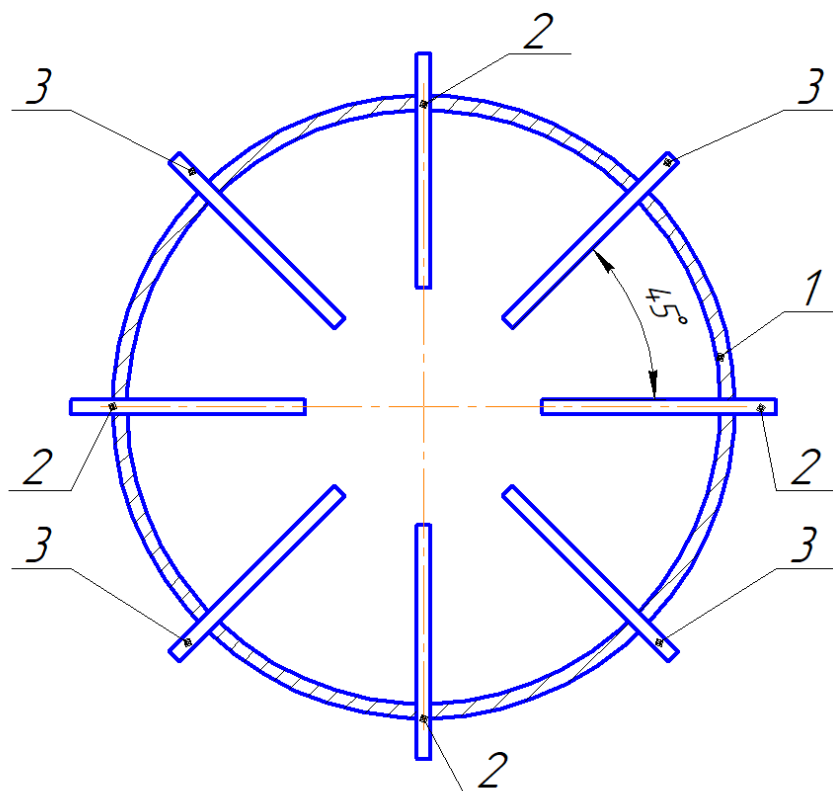
Рисунок 4.2 – Система автоматичної стабілізації висоти завантажування пульпи на рівнем пінного прошарку

Сигнал з блоку впливає на двигун завантажувального пристрою. При цьому двигун через редуктор забезпечує переміщення завантажувального пристрою, аналогічне (в тому ж напрямку і на таку ж відстань) переміщенню зливного порога. У момент, коли завантажувальний пристрій досягає рівня зливного порога, сигнали, що надходять на блок з датчиків, компенсуються, в результаті чого зникає сигнал, що впливає на блок запізнювання, і переміщення завантажувального пристрою припиняється. Сигнал запізнювання обернено пропорційний продуктивності сепаратора по вихідній руді.

Розглянута система автоматичного регулювання, що розроблена з врахуванням специфічних особливостей проведення пінної сепарації та колонної флотації: регулювання висоти пінного прошарку та необхідність стабілізації висоти завантажувального пристрою над пінним прошарком.

4.3 Технічні рішення для підвищення працездатності та продуктивності колонних флотаційних машин

Для підвищення працездатності колонних флотомашин пропонується наступне технічне рішення - рівномірне розташування форсунок по діаметру колонного апарату для подачі повітря або повітря і реагентної флотаційної суміші. Для зменшення годин простою колонної флотаційної машини пропонується рішення, яке показане на рис. 4.3. По робочим соплам подається повітряна суміш, резервні сопла в цей час можуть бути не задіяні або прибрані з конструкції колонної флотомашини.



1 – корпус колонної флотомашини; 2 – робочі сопла для подачі повітряної суміші; 3 – резервні сопла для подачі повітряної суміші

Рисунок 4.3 – Схема розташування сопел для подачі повітря в колонну флотомашину

При проходженні певного часу напрацювання або при екстреному виходу з ладу конструкції сопла через швидко знімальну муфту підключається подача повітря із загального колектору. Тим самим забезпечується безперервне функціонування на протязі тривалого часу експлуатації і можливість проведення заміни сопла без зупинки машини. Маючи на виробництві декілька колонних машин, можливе досить суттєве зменшення часу простою.

Після проведення впроваджень щодо автоматизації та розташування сопел для подачі повітря були отримані наступні результати експерименту по часу флотації для окремих фракцій: менше 0,1 мм, 0,1-0,2 мм, 0,2-0,3 мм, 0,3-0,4 мм, 0,4-0,5 мм. Для порівняння час флотації окремих фракцій було проведено також до впровадження. Щоб отримати середнє значення для кожної фракції кожний

експеримент з вимірювання проводилося не менше 5 раз. В таблиці 5.1 знаходяться середні значення часу флотації.

Таблиця 5.1 - Середні значення тривалості процесу флотації для окремих фракцій до та після впровадження

	Фракції вугільної маси, мм					Середнє значення
Тривалість флотації,с	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,3	0,3-0,4	0,4-0,5	
До впровадження	282	293	317	326	338	311
Після впровадження	223	238	257	263	291	254

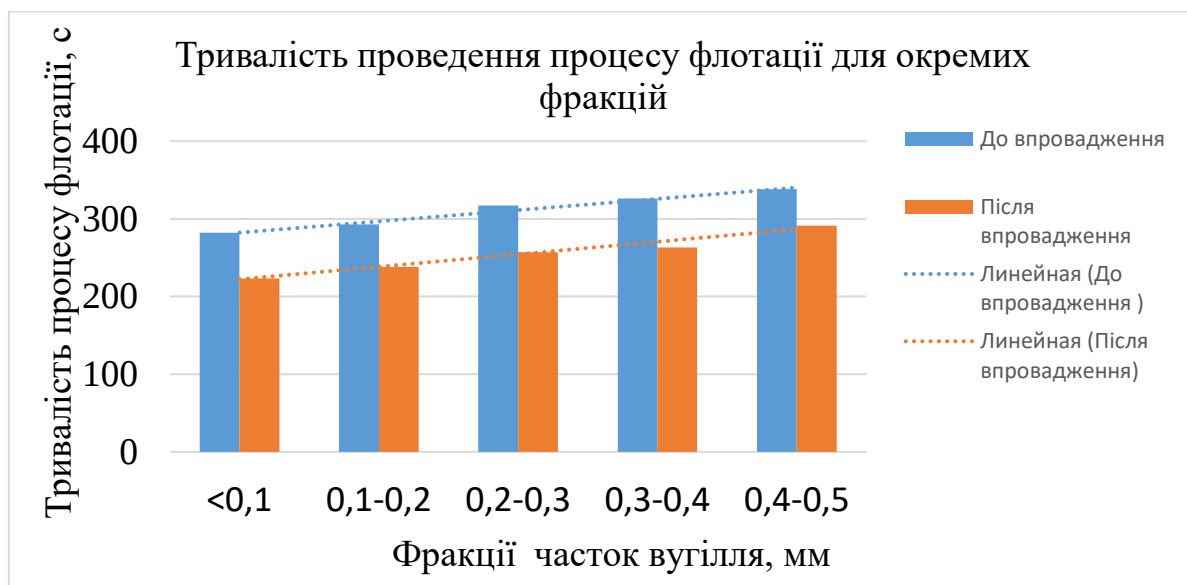


Рисунок 4.4 – Гістограма розподілення часу флотації для окремих фракцій до та після впровадження

Середнє значення тривалості проведення процесу флотації для окремої порції пульпи до впровадження складає 311 с або 5 хвилин ± 10 с; після впровадження 4 хв ± 15 с.

Приблизне підвищення продуктивності згідно тривалості процесу флотації до та після проведення впровадження складе приблизно до 15 % при не змінному гранулометричному складу пульпи.

ВИСНОВКИ

Відповідно до завдання в кваліфікаційній роботі було проведено пошук напрямів підвищення продуктивності та працездатності обладнання для флотації вугілля.

Для розробки напрямів щодо підвищення продуктивності та працездатності обладнання для флотації вугілля був проведений аналіз сировини та різних технологічних процесів її отримання. В якості сировини виступав вугільний концентрат фракцією від 0,05 – 1 мм. Розглянуті теоретичні основи процесу флотації.

Визначено та проаналізовано основні фактори, які впливають на процес флотації. Розглянуто основні реагенти, механізм їх впливу на процес.

З використанням метода «дерева відмов» проведено аналіз надійності колонної флотомашини. Виявлено аварійні ситуації, які мають найбільший вплив на відмови флотомашини.

Розроблено математичну модель та проведено математичне моделювання процесу флотації в колонних апаратах, що використовує оптимальні параметри роботи, моделювання структури пінного шару, зони очищення.

Проаналізовано новітні напрямки вдосконалення флотаційних машин, системи автоматизації та контролю процесу флотації.

Запропоновано розташування сопел для подачі повітря та їх розділення на робочі та резервні, що підвищує працездатність одного із основних швидкозношуваних елементів – сопел, і в цілому колонних флотомашин. Впровадження автоматизації для проведення флотації, основні схеми керування процесом в середині апарату - дозволяють отримати високі показники якості концентрату.

Проведено випробування тривалості знаходження окремих фракцій в флотаційному апараті до та після впровадження розташування та автоматизації керування процесом. Середня тривалість знаходження фракції в середині флотомашини зменшилась на 15-20 %, продуктивність підвищилась в результаті

на 10 - 15 % при постійному фракційного складу сировини для проведення флотації при значних об'ємах переробки вугілля.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. Справочник коксохимика: в 6 т.: Угли для коксования. Обогащение углей. Подготовка углей к коксованию / под ред. Л.Н. Борисова, Г. Шарапова. – Харьков: Издательский дом «Инжек», Т. 1. – 2010. – 536 с.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник. — 4-е изд., переработ. и доп. — М.: Горная книга, 2016. — 595 с.
3. Черных С. И. Создание флотационных машин пневматического типа и опыт их применения на обогатительных фабриках / С.И. Черных. – М: ЦНИИЦЭИ, 1995. – 151 с.
4. Новое поколение флотационного оборудования компании Metso Minerals / [M. Forth, A. Broussaud,] // Горная промышленность. – 2007. – № 3.
5. Новый путь совершенствования флотационной техники / Г.Д. Краснов, А.А.Лавриненко, Д.В. Крапивный, В.К. Кикот // Горный журнал. – 2005. – №4. – С. 63-67.
6. Лавриненко А.А. Пневмопульсационные аппараты для селективного разделения / А.А. Лавриненко, Г.Д. Краснов // Современные технологии освоения минеральных ресурсов: Сб. науч. трудов; Гос. образовательное учреждение «ГАЦМиЗ». – Красноярск, 2003. – С. 169-173.
7. Лавриненко А. А. Современные флотационные машины для минерального сырья / А.А. Лавриненко // Горная техника. – 2008. – С. 186-195.
8. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 1. Обоганительные процессы и аппараты (2-е изд.). — М.: Изд-во МГГУ, 2003. — 492 с.
9. Евменова Г.Л. Технология обогащения полезных ископаемых: практические занятия, уч. пособие / ГУ КузГТУ – Кемерово, 2006. – 75 с.
10. Бочков Ю.Н., Беловолов В.В., Давыдов М.В. Техника и технология обогащения углей. - М.: Наука, 1995. - 622 с.
11. Абрамов А.А. Собрание сочинений. Том 6. Флотация. Физико-химическое моделирование процессов. — М.: Изд-во МГГУ, 2010. —607 с.

12. Соложенкин П.М., Канарский А.В. Взаимодействие антимонита с сульфгидрильными реагентами // Известия ВУЗ. Цветная металлургия, 2014.— № 4. — С. 9–15.
13. Мелик-Гайказян В.И., Емельянова Н.П., Юшина Т.И. Методы решения задач теории и практики флотации. — М.: Изд-во МГГУ, «Горная книга», 2013. — 363 с.
14. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы флотации. — М.: МИСИС, 2011.— 411 с.
15. Abramov A.A., Onal G., Shtoik G.G., 2006b. Mechanism and regularities of mineral hydrophobisation in flotation. Proceed. XXIII IMPC. Vol. 1 / — Istanbul, Turkey. — P. 572–578.
16. Basarova P., Horn D., Hubicka M., Machon V. The hydrodynamic interactions of stationary particles and rising bubbles of comparable size. Proceed. XXIII IMPC. Vol. 1., Istanbul, Turkey. — 2006. P. 593–597.
17. Feris L.A., Gallina C.W., Rodrigues R.T., Rubio J. Optimizing dissolved air flotation design and saturation // Water Science and Technology. 2001.— No 8. — P. 145.
18. Mishchuk N.A. The role of hydrophobicity and dissolved gases in nonequilibrium surface phenomena // Colloids and Surfaces A: Physicochem. Eng. Aspects. 2005.— No 267. — P. 139–152.
19. Грейсх М.В., Зытнер Д.Я. Электрооборудование и автоматизация обогатительных и агломерационных фабрик. — М.: Металлургия, 2001. - 240 с.
21. Йоффе И. Л. Проектирование процессов и аппаратов химической технологии. - Л.: Химия, 1991. – 352 с.
22. Дытнерский Ю. И. Основные процессы и аппараты химической технологии. - М.: Химия, 1991. – 496 с.
23. Остапенко М.А. Технологічне обладнання хімічних цехів коксохімічних заводів: Навч посібн. Для вищих навчальних закладів / М.А. Остапенко. — Донецк : ДонНТУ, 2011. — 166 с.

ДОДАТОК А

Перелік зауважень нормоконтролера
до кваліфікаційної роботи магістра
студента групи ТПМм-19 Ревенка В.О.

Позначення документа	Документ	Условна помітка	Зміст зауваження

Дата _____

Керівник

Кутняшенко І.В.
(ПІБ)

Нормоконтролер

Костіна О.Д.
(ПІБ)

Зав. кафедрою ОВПК

Топоров А.А.
(ПІБ)