

УДК 622.73:681.5:004.163
№ держреєстрації 0111U002816
Инв. №

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Державний вищий навчальний заклад
„Національний гірничий університет”
(Державний ВНЗ „НГУ”)
49005, м. Дніпропетровськ, пр. К.Маркса, 19; тел./факс (0562) 47-32-09; телекс
143457 « AGAT SU »; E-mail Shevchsergey@gmail.com

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи,
чл.-кор. НАН України, проф.
_____ О.С. Бешта
« ___ » _____ 2012 р.

ЗВІТ
ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ
РОЗРОБКА МЕТОДІВ ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ
СТАЛОГО РЕЖИМУ ПОДРІБНЕННЯ В КУЛЬОВОМУ МЛИНІ
(заключний)
ГП – 446

Начальник НДЧ,
канд. техн. наук, доц.

Р.О. Дичковський

Головний науковий співробітник,
науковий керівник теми,
д-р техн. наук

І.К. Младецький

Рукопис роботи закінчено 10 грудня 2012р.
Результати роботи розглянуті науково-технічною радою.
Протокол № 2 від 12.12.2012р.

2012

СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР, гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	І.К. Младецький (редагування звіту, розділи 1-7)
Гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	В.М. Куваєв (редагування розділу 2,7)
Гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	М.О. Алексєєв (редагування розділу 7)
Відповідальний виконавець, ст. наук. співробітник, канд. техн. наук, доц.	Я.Г. Куваєв (розділи 1-7)
Пров. науковий співробітник, канд. техн. наук	Ю.П. Карпинський (розділ 1, 7)
Ст. науковий співробітник, д-р техн. наук, проф.	Т.В. Бабенко (редагування розділу 2)
Ст. науковий співробітник, канд. техн. наук	О.Б. Владико (розділ 1, 4, 6)
Ст. науковий співробітник	Д.О. Іванов (розділи 2, 3, 5, 7)
Ст. науковий співробітник	І.В. Політов (розділ 2, 3, 5, 7)
Ст. науковий співробітник	І.І. Пельтек (розділ 1)
Науковий співробітник	О.В. Худа (розділ 1, 4, 5)
Науковий співробітник	А.О. Сьомін (розділ 1)
Науковий співробітник	Л.В. Бешта (розділ 2)
Молодший науковий співробітник	С.С. Худолій (розділ 7)
Молодший науковий співробітник	О.О. Бешта (систематизація матеріалів до розділів 1, 2, 4, 7)
Молодший науковий співробітник	А.І. Прохоров (систематизація матеріалів до розділів 1, 2, 4)

Молодший науковий співробітник	К.В. Уліцький (систематизація матеріалів до розділів 1-4, 5)
Молодший науковий співробітник	С.Г. Фурса (систематизація матеріалів до розділів 1, 2)
Молодший науковий співробітник	В.В. Ленда (оформлення звіту розділу 1-5, 7)
Молодший науковий співробітник	С.О. Дашевський (систематизація матеріалів до розділу 3)
Молодший науковий співробітник	І.О. Єрмалаєв (систематизація матеріалів до розділу 7)
Молодший науковий співробітник	А.А. Албу (систематизація матеріалів до розділу 7)
Молодший науковий співробітник	В.В. Огеєнко (систематизація матеріалів до розділу 7)
Молодший науковий співробітник	В.М. Константінова (систематизація матеріалів до розділу 6)
Інженер I категорії	М.В. Рибалкін (систематизація матеріалів до розділу 6)
Технік I категорії	Н.В. Чумакова (оформлення заключного звіту)
У роботі брали участь студенти:	Т.Б. Антоненко, К.О. Глаткий, С.О. Ільченко, К.І. Корніленко, М.В. Павленко, С.О. Павленко, Е.О. Сафронов, А.В. Сичов, В.В. Твердохлебов, М.Г. Фурса
Нормоконтролер	Л.С. Шломіна

РЕФЕРАТ

Звіт про НДР: 205 с., 32 рис., 16 табл., 6 додатків, 67 джерел.

Об'єктом дослідження є режими роботи кульового млина, що працює в замкнутому циклі.

Метою роботи є визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення першої стадії, що відповідає поточній технологічній ситуації, й на цій підставі прийняття рішення щодо управління процесом подрібнення.

Методи дослідження: імітаційне моделювання, вирахування предикатів, метод від протилежного.

На основі аналітичного аналізу роботи замкнутого циклу подрібнення залізної руди обґрунтовані сукупності факторів, які визначають момент початку та завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, за наявності або відсутності контролю корисного мінералу у потоці після етапу магнітної сепарації.

Теоретично обґрунтована сукупність параметрів, якої достатньо для визначення моменту початку і завершення сталого режиму роботи. Усі параметри, які увійшли до складу вектору ідентифікації сталого режиму, визначаються в реальному масштабі часу протікання технологічного процесу.

Визначена методика знаходження приростів параметрів в автоматичному режимі, що використовуються для ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди, та методика комплексного використання імітаційної моделі сумісно з попереднім досвідом роботи устаткування для визначення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди з мінімальними питомими витратами електроенергії для виробничої ситуації, що склалася.

Проаналізовані взаємозв'язки між суб'єктами, що класифікують сталі режими замкнутого циклу подрібнення. Це дало можливість розробити

структуру реляційної бази даних (БД), яка дозволила організувати взаємодію зі статичною імітаційною моделлю замкнутого циклу подрібнення руди.

Зроблено аналітичний аналіз впливу суб'єктів, що класифікують поточну виробничу ситуацію, та їх атрибутів на енергетичну ефективність сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення руди. Це дозволило обґрунтовано скоротити до чотирьох параметрів сукупність, яка визначають момент початку та завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, за наявності контролю корисного мінералу у потоці після етапу магнітної сепарації.

Розроблена методика автоматичного оперативного визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди. Це дозволило розробити алгоритм для апаратно-програмного комплексу експертного верхнього рівня системи управління процесом подрібнення руди, що забезпечує вибір оптимального управляючого впливу в автоматичному режимі роботи для поточних умов подрібнення.

ЗАМКНУТІ ЦИКЛИ ПОДРІБНЕННЯ, ІМІТАЦІЙНЕ МОДЕЛЮВАННЯ, ІНТЕГРОВАНА ОЦІНКА, ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ, БАРАБАННІ МЛИНИ, СПИРАЛЬНІ КЛАСИФІКАТОРИ, ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНОЇ РУДИ

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1 АНАЛІЗ РЕЖИМІВ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗНОЇ РУДИ	9
1.1 Замкнутий цикл подрібнення залізної руди як об'єкт автоматизації.....	9
1.2 Проблема аналізу режимів роботи замкнутого циклу подрібнення залізної руди в автоматичному режимі.....	31
Висновки до розділу.....	41
2 АНАЛІЗ ВЗАЄМОЗВ'ЯЗКІВ МІЖ ПАРАМЕТРАМИ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ, ЗА ЗНАЧЕННЯМИ ЯКИХ ВИЗНАЧАЄТЬСЯ ТЕРМІН СТАЛОГО РЕЖИМУ	43
2.1 Аналіз взаємозв'язків предметних областей, до яких входять параметри замкнутого циклу подрібнення	43
2.2 Узагальнення ознак, за якими необхідно визначати сталий режим першої стадії збагачення.....	48
2.3 Понятійна і змістовна моделі предметної області «Збагачення залізної руди».....	52
2.4 Вивчення взаємозв'язків між збуджуючими, та управляючими впливами, які їх компенсують.....	55
2.5 Обґрунтування сукупності щодо визначення сталого режиму.....	67
Висновки до розділу.....	71
3 З'ЯСУВАННЯ ЧИСЕЛЬНИХ ВЕЛИЧИН ПРИРОСТІВ КОЖНОГО ІЗ СУКУПНОСТІ ПАРАМЕТРІВ, ЩО ВИКОРИСТОВУЮТЬСЯ ДЛЯ ВИЗНАЧЕННЯ СТАЛОГО РЕЖИМУ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ.....	72
3.1 Точність визначення параметрів, які входять до вектора ідентифікації сталого режиму.....	72
3.2 Необхідний склад вектора ідентифікації замкнутого циклу подрібнення.....	74

3.3	Методика аналізу виробничих ситуацій на промисловому об'єкті.....	75
	Висновки до розділу.....	81
4	ВИВЧЕННЯ ОСОБЛИВОСТЕЙ ВИКОРИСТАННЯ МЕТОДУ ІМІТАЦІЙНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ДЛЯ ВИЗНАЧЕННЯ СТАЛОГО РЕЖИМУ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ.....	83
4.1	Мінімізація неповноти даних про умови подрібнення.....	83
4.2	Наслідки мінімізації неповноти даних.....	86
4.3	Прогнозування тривалості перехідного процесу.....	89
4.4	Загальна методика використання імітаційного моделювання для ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення.....	93
	Висновки до розділу.....	96
5	ВИВЧЕННЯ ВЗАЄМОЗВ'ЯЗКІВ МІЖ СУБ'ЄКТАМИ, ЩО КЛАСИФІКУЮТЬ СТАЛІ РЕЖИМИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ.....	98
5.1	Логічна модель взаємодії суб'єктів, що класифікують сталі режими замкнутого циклу подрібнення.....	98
5.2	Визначення енергоефективності поточної виробничої ситуації.....	108
5.3	Реалізація імітаційної моделі у межах реляційної системи керування даними.....	113
	Висновки до розділу.....	116
6	ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КЛАСИФІКАЦІЙНИХ СУБ'ЄКТІВ, ТА ЇХ АТРИБУТІВ НА ЕНЕРГЕТИЧНУ ЕФЕКТИВНІСТЬ СТАЛИХ РЕЖИМІВ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ.....	118
6.1	Вплив розкриття корисного мінералу на енергоефективність сталого режиму.....	118
6.2	Кваліфікація оператора та енергоефективність сталого режиму.....	130
	Висновки до розділу.....	135
7	РОЗРОБКА АЛГОРИТМУ АВТОМАТИЧНОГО ОПЕРАТИВНОГО ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ СТАЛОГО РЕЖИМУ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ДЛЯ ПОТОЧНИХ УМОВ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ ...	137
7.1	Функціональні вимоги до верхнього рівня системи ситуаційного керування.....	137

7.2 Статичне моделювання верхнього рівня системи ситуаційного керування	143
7.3 Моделювання аспектів поведінки верхнього рівня системи ситуаційного керування.....	148
7.4 Загальний алгоритм роботи верхнього рівня системи ситуаційного керування.....	154
7.5 Оцінка економічної ефективності впровадження верхнього рівня системи керування.....	157
Висновки до розділу.....	162
ВИСНОВКИ	164
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	167
Додаток А Патентні дослідження.....	175
Додаток Б Листінг програми імітаційної моделі першої стадії збагачення.....	184
Додаток В Специфікація відношень БД.....	197
Додаток Г Акт впровадження.....	201
Додаток Д Витяг з протоколу засідання секції науково-технічної ради	202
Додаток Е Рецензія.....	204

ВСТУП

Дослідження режимів роботи замкнутого циклу кульового подрібнювання залізної руди в промислових умовах довели, що ефективність їхньої роботи має залежність від досвіду роботи операторів, які приймають рішення щодо значень управляючих впливів, які компенсують зміну умов подрібнення усередині барабана млина. Раніше доведено, що адекватна статична модель дає можливість на верхньому рівні системи управління визначити витрати первинної руди в млин, яка мінімізує питомі витрати електроенергії на процес подрібнення при відомих параметрах поточного сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Але перед використанням моделі необхідно навчити систему автоматично визначати тип та параметри режиму роботи замкнутого циклу управління. У зв'язку з цим розробка методів визначення енергетичної ефективності сталого режиму подрібнення в кульовому млині є актуальною.

Метою роботи є використання залежностей між параметрами, які спостерігаються вимірювальними приладами, та імовірнісними й гідродинамічними складовими процесів подрібнення, переміщення й класифікації матеріалу в замкнутих циклах подрібнення в умовах невизначеності фізико-механічних властивостей подрібнюваного матеріалу для визначення енергоефективності сталого режиму, що відповідає поточній технологічній ситуації, й на цій підставі прийняття рішення щодо управління процесом подрібнення.

Робота спрямована на зниження питомих витрат електроенергії на збагачення залізорудної сировини за рахунок оперативного вибору такого технологічного режиму, який забезпечує мінімум питомих енерговитрат, для поточних умов подрібнення й класифікації на підставі методів прикладної теорії розпізнавання образів.

1 АНАЛІЗ РЕЖИМІВ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ ЗАЛІЗНОЇ РУДИ

1.1 Замкнутий цикл подрібнення залізної руди як об'єкт автоматизації

1.1.1 Технологія – мета та завдання

Гірничо-збагачувальний комбінат (ГЗК) – комплекс з відкритого видобутку і збагачення руди з низьким вмістом магнітного заліза. Типова виробничо-технічна структура комплексу представлена трьома переробками: гірничотранспортною, дробильно-збагачувальною і агломераційною. В гірничотранспортну переробку, як правило, входять рудоуправління, гірничотранспортний цех, управління залізничного транспорту. Дробильно-збагачувальна переробка включає дробильні і рудозбагачувальні фабрики (ДФ і РЗФ). Агломераційна переробка представлена агломераційними цехами (АЦ).

Гірничотранспортна переробка займається безпосереднім видобутком залізної руди в кар'єрах та її транспортуванням після крупного дроблення на ДФ. На виході ДФ після середнього та дрібного дроблення крупний клас розміром від +25 до +16 мм, як правило, повинен складати не більш 15% [1]. На РЗФ процес розкриття та видобутку корисного мінералу проходить за дві – п'ять стадій подрібнення та магнітної сепарації (збагачення). Після останньої стадії сепарації вакуумні фільтри виводять зайву вологу з концентрату, тобто доводять його до товарного вигляду. Частина залізорудного концентрату поступає на агломерацію.

З усіх технологічних переробок подрібнення є найбільш енергоємним процесом як в збагаченні, так і в інших галузях, де є виробнича необхідність в помелі сировини перед основним технологічним процесом. Таке положення зберігається достатньо довго. Наприкінці п'ятдесятих років минулого сторіччя

на флотаційних фабриках процеси подрібнення поглинали 45 – 65 % загальної витрати електроенергії, в цементній промисловості більш 50 % [2]. В середині 80 років енергоспоживання процесів подрібнення сировини складало 55 – 60 % від всього споживання ГЗК [3]. Питомі витрати електроенергії на подрібнення в першій стадії на порядок більші ніж на дроблення. Вона є найбільш енерговитратна з усіх стадій зменшення крупності залізної руди. Аналіз літературних джерел дозволяє зробити висновок, що на сьогодні ситуація не змінилася [4, 5].

Зменшення питомих витрат електроенергії на подрібнення не повинно заважати виконанню основного завдання секції збагачення: забезпечення заданого вмісту корисного мінералу в концентраті незалежно від зміни збагачувальних ознак залізної руди, яка подається на вхід секції збагачення, в межах числових значень, які допускає технологія. До ознак збагачуваності залізної руди відносяться наступні параметри:

- середній вміст цінного мінералу;
- середнє вкращення цінного мінералу;
- фізичні властивості руди (твердість, міцність, пластичність);
- середня крупність руди.

Відомо, що зміна збагачувальних ознак сировини, що подається на вхід секції збагачення, призводить до суттєвої зміни показників збагачення вздовж всієї технологічної лінії [6]. При виникненні відхилення вхідних показників якості сировини необхідно провести перенастроювання режимних параметрів технології збагачення з метою виведення якості концентрату і проміжних продуктів до заданих показників. Таким чином, з точки зору технології, для управління технологічною лінією збагачення необхідно мати рішення проблеми вирахування вмісту корисного мінералу в проміжних продуктах (промпродуктах) після кожної стадії збагачення залежно від збагачувальних ознак залізної руди.

Фахівцями кафедри збагачення корисних копалин Державного ВНЗ „Національний гірничий університет” задача вирахування вмісту корисного мінералу у промпродуктах сформульована у наступному вигляді:

$$\beta_{\text{III}i} = f(\alpha_B, d_{BK}, \sigma_B, d_B), \quad (1.1)$$

де $\beta_{\text{III}i}$ – вміст цінного мінералу у продукті збагачення після i -ї стадії;

α_B – середній вміст цінного мінералу у вихідній руді;

d_{BK} – середнє вкrapлення цінного мінералу;

σ_B – інтегрована оцінка фізичних властивостей вихідної руди (твердість, міцність, пластичність – подрібнюваність);

d_B – середня крупність вихідної руди.

Визначено чотири підзадачі.

Перша – передбачає визначення потрібного помелу руди для досягнення заданої якості концентрату [7]. Алгоритм її рішення дозволяє установити кратність подрібнення вихідної руди:

$$n = \frac{d_B}{d_{K3}}, \quad (1.2)$$

d_{K3} – потрібна крупність помелу залізної руди.

Друга підзадача спрямована на вирахування потрібної крупності помелу для кожної стадії збагачення. Її рішення полягає у визначенні кратності подрібнення для кожної стадії, яка може бути змінена підстроюванням режимних параметрів роботи барабанних млинів:

$$n_1 + n_2 + \dots + n_k = n. \quad (1.3)$$

Звідси потрібна крупність помелу в кожній стадії збагачення складе:

$$d_1 = \frac{d_B}{n_1}, d_2 = \frac{d_1}{n_2}, \dots, d_{k-1} = \frac{d_{k-2}}{n_{k-1}}. \quad (1.4)$$

Третя підзадача полягає у визначенні розкриття цінного мінералу в кожній стадії збагачення. Ідентифікувати функцію розподілу частинок за крупністю $f(d)$ на основі одного параметра – середньої крупності помелу d_j можливо, якщо допустити, що розподіл підкоряється закону Пуассона:

$$f_j(d) = \frac{1}{d_j} \cdot \exp\left(-\frac{d}{d_j}\right), \quad (1.5)$$

де $d_j \rightarrow 0$ тому, що крупність помелу в технологічних лініях збагачення ГЗК Криворізького басейну вельми мала: вміст класу 0,05 мм > 95%.

Таке допущення дозволяє обчислити показники розкриття і функцію розподілу зростків в першій стадії подрібнення [8]. Додатково, для існуючої технології з визначеною схемою сепарації, нам відомі сепараційні характеристики розділяючого блока. В результаті неважко визначити якісно-кількісні показники операції розділення: вихід промпродукту, вміст в ньому цінного мінералу і втрати у хвостах [9].

Четверта підзадача полягає у визначенні показників розкриття в другій і подальших стадіях збагачення. Відомий алгоритм обчислення функції розподілу зростків для умов, коли початкова структура руди зруйнована і розмір вкраплення визначається розміром рудної частини у зростках, які поступають на подрібнення [9]. На основі відомих функцій розподілу зростків і сепараційних характеристик можна знайти вміст цінного мінералу після кожної стадії збагачення та в концентраті.

Зміну збагачувальних властивостей руди в повної мірі можна зафіксувати в першій стадії подрібнення та магнітній сепарації. Вони можуть фіксуватися в автоматичному режимі по зміні значень наступних параметрів: витрата пісків та вилучення заліза на першій стадії магнітної сепарації. Останній параметр на вітчизняних ГЗК визначають в лабораторних умовах декілька разів за зміну. Таким чином, впровадження контролю магнітного

заліза в потоці є одним із актуальних завдань автоматизації процесу збагачення залізної руди. Її рішення лежить поза межами цього дослідження.

На сьогодні залишається відкритим питання щодо залежностей між збагачувальними властивостями руди і відповідних режимних параметрах роботи замкнутого циклу подрібнення першої стадії та їх використанні для прийняття рішень в системах автоматизованого управління. Ці питання вирішені в площині розробки та оптимізації технології збагачення. Сучасна техніка дозволяє впровадити весь позитивний досвід технологів для розпізнавання збагачувальних властивостей руди без участі оператора.

З іншого боку зміна збагачувальних властивостей залізної руди, які автоматизованою системою сприймаються як збурюючі впливи, зазвичай відзначається зміною режиму роботи першої стадії подрібнення зі сталого на перехідний. Вихід на інший сталий режим забезпечується керуючими впливами, що компенсують збурення. Рішення задачі розпізнавання режиму роботи замкнутого циклу подрібнення та вилучення заліза на першій стадії сепарації в автоматичному режимі дасть можливість визначити момент зміни збагачувальних властивостей залізної руди.

Рішення задачі розпізнавання режиму роботи першої стадії збагачення має ще один важливий аспект, який стосується визначення енергоефективності подрібнення руди в виробничих умовах, що склалися. Конструктори подрібнювального устаткування, визнають, можливості поліпшення основних показників барабанних млинів, в число яких входить енергоспоживання, витрата куль і футерівки, практично вичерпані [10]. Але на вітчизняних ГЗК використовуються традиційні барабанні млини, тому проблему зниження питомих витрат електроенергії, футерування, а для кульових млинів – куль, необхідно вирішувати. Очевидно, що окрім вдосконалення конструкції і поліпшення технології переробки руди, знизити

питомі енерговитрати та витрати матеріалів можливо за рахунок енергозберігаючого управління.

1.1.2 Типові критерії управління і їх реалізація

Аналіз критеріїв управління замкнутим циклом подрібнення [6, 11 – 17] дозволяє зробити висновок, що є можливість розділити їх на дві групи: технологічні і економічні. Перші визначаються подальшого технологією обробки подрібнювального продукту, а другі – витратами на процес подрібнення. У зв'язку з тим, що в нашому випадку подрібнення сировини виконується з метою розкриття рудного зерна, то у відповідності з [12], до технологічного критерію управління подрібнювального агрегату, потрібно віднести одержання гранулометричного складу продукту помелу, який забезпечує розкриття корисного мінералу. До економічного – зниження до мінімуму питомих витрат на виробництво подрібнювального продукту заданого гранулометричного складу. Для кульового подрібнення витрати визначаються витратами електроенергії, куль і футерівки млина.

Виходячи з цього для побудови типової автоматизованої системи управління зазвичай вибирали наступну цільову функцію:

$$Q_{d_{zom}} \rightarrow \max, d_{zom} = d_{zad}, \quad (1.6)$$

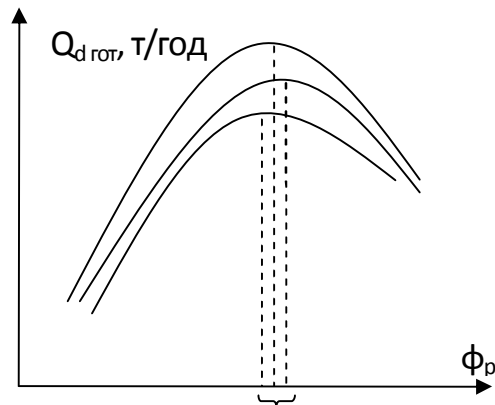
де $Q_{d_{zom}}$ – продуктивність замкнутого циклу подрібнення за готовим класом;

d_{zom} – розмір частинок готового класу, що виводяться з циклу подрібнення класифікатором в подальші стадії технологічного процесу;

d_{zad} – заданий розмір частинок готового класу.

Така цільова функція забезпечує мінімізацію питомих витрат електроенергії і матеріалів при заданих технологічних обмеженнях, що забезпечують максимум загального критерію ефективності секції збагачення в цілому. Це

видно по формі узагальнених статичних характеристик млина (рис. 1.1), опис



яких наведено у [3, 6, 17], де φ_p – заповнення барабана млина рудою.

Рисунок 1.1 – Узагальнені статичні характеристики барабанних млинів

Експлуатація систем автоматичного управління замкнутими циклами подрібнення на вітчизняних ГЗК, що задовольняють критерію (1.6), показала їх сильні сторони: відносна простота реалізації, надійна робота по стабілізації готового класу в зливні класифікатора, можливість підтримки максимальної продуктивності за готовим класом. Основним недоліком цих систем є залежність ефективності їх роботи від кваліфікації персоналу, який визначає завдання наступним локальним системам [3]: система стабілізації вмісту готового класу в зливні класифікатора, система стабілізації транспортування матеріалу в середині млина і система підтримки оптимального завантаження барабана млина матеріалом, що подрібнюється (рис 1.2).

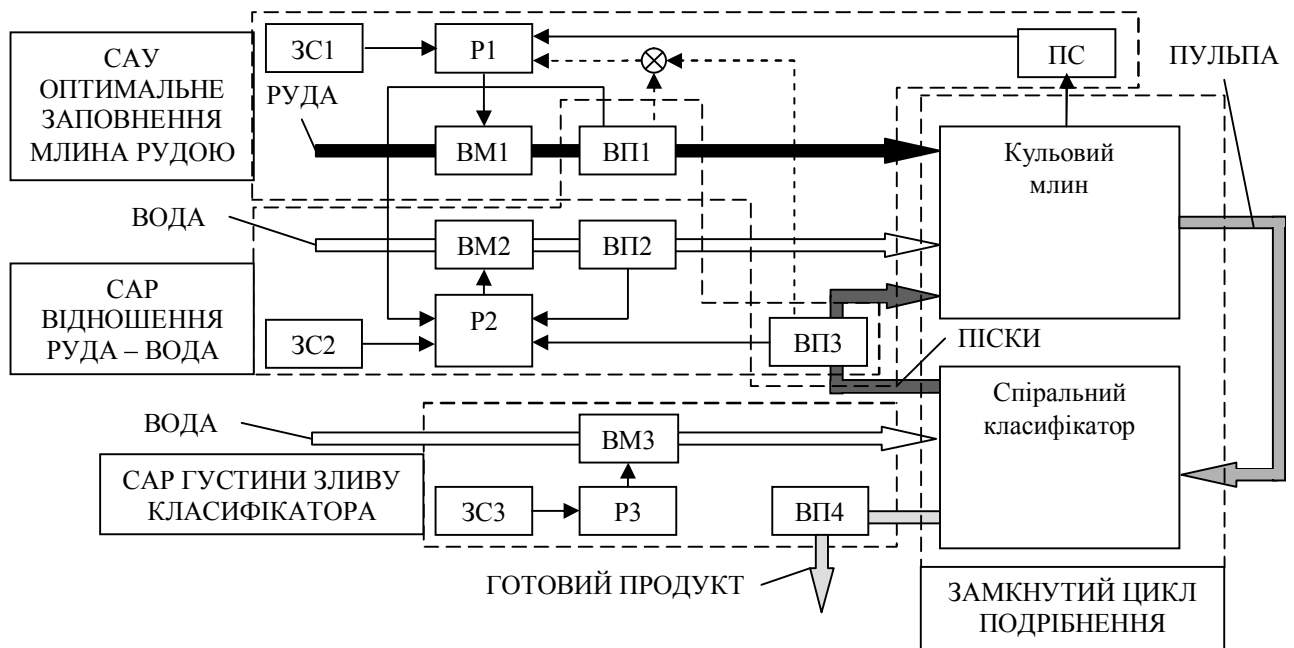


Рисунок 1.2 – Структурна схема автоматизованої системи управління замкнутого циклу подрібнення

Заданий вміст частинок готового класу $-d_{зад}$, які виводяться з циклу подрібнення в подальші стадії технологічного процесу, залежить від густини зливу класифікатора [1, 3, 6]. У загальному випадку, чим більша густина зливу, тим крупніші частинки, що виводяться, крупніші та навпаки. Тут управляючим впливом є витрата води в класифікатор, а збурюючим впливом, витрата пісків в завантаженні млина, яка змінює густину пульпи в розвантаженні млина.

Зміна витрати пісків є також наслідком зміни фізичних властивостей вихідної руди. Так при збільшенні міцності руди, при усіх інших рівних умовах, збільшується витрата пісків та навпаки. Таким чином, зміна витрати пісків є індикатором прояву одного зі збурень, що впливає на процеси у замкнутому циклі подрібнення. Аналогічний вплив спричиняє зміна крупності кусків вихідної руди: збільшення крупності збільшує кількість пісків та навпаки.

Система автоматичного регулювання (САУ) вмісту готового класу в зливні класифікатора (рис. 1.2) базується на вимірюванні густини (ВП4), сигнал з якого

надається на регулюючий прилад (РЗ) з задатчиком сигналу (ЗСЗ), що визначає необхідне значення густини зливу. Якщо з'явиться непогодження між заданим і поточним значенням РЗ надасть відповідний сигнал для усунення непогодженості на виконавчий прилад (ВПЗ), який регулює витрату води у ванну класифікатора.

Використання систем стабілізації густини пульпи у середині барабана млина обумовлено тим, що при постійній густині матеріал транспортується і подрібнюється більш рівномірно [1]. Такі системи базуються на підтримці постійної густини пульпи в розвантаженні млина або регулюванні заданого відношення твердого до рідкого (T/P , руда-вода) на вході млина:

$$T / P = (Q + \Pi) / B_M = b = const, \quad (1.7)$$

де Q – витрата первинної руди;

Π – витрата пісків;

B_M – витрата води у млин;

b – коефіцієнт, що визначає задане відношення T/P на вході млина.

До САР відношення руда-вода входять (рис. 1.2): конвеєрні ваги (ВП1), виконавчий механізм (ВМ2), регулюючий прилад (Р2) з задатчиком (ЗС2), вимірювачем витрати води в завантажувальну горловину млина (ВП2) і вимірювач потужності приводу спіралей класифікатора (ВП3), сигнал якого пропорційний витраті пісків в завантажувальну горловину млина. При зміні витрати первинної руди Q або пісків Π змінюється співвідношення $(Q + \Pi) / B_M$. Відповідні сигнали з витратоміра води (ВП2), конвеєру ваг і вимірювача потужності приводного двигуна спіралей класифікатора (ВП3) подаються на вхід регулятора Р2. Задатчиком сигналу ЗС2 задається відношення руда-вода (b). На виході регулюючого приладу формується управляючий вплив для виконавчого механізму ВМ2, який відповідно змінює витрату воду у млин.

Зазвичай для усунення впливу на витрату води коливань тиску у трубопроводі встановлюють систему регулювання витрати води. Для типової схеми автоматичної системи управління (рис. 1.2) необхідно дві таких системи, які забезпечать стабілізацію витрати води в млин і класифікатор. Вони повинні отримувати завдання відповідними сигналами з P2 і P3. На рисунку вони не зображенні з метою усунення завантаження структурної схеми.

Для стабільної густини пульпи в розвантаженні млина, яку забезпечує САР співвідношення Т/Р, на процес подрібнення позначаються наступні збурюючі впливи: гранулометричний склад і міцність руди, кількість і гранулометричний склад кульового завантаження. Організувати об'єктивний контроль цих впливів в реальному режимі часу не має можливості. Тому типові системи автоматичної підтримки оптимального завантаження барабана млина рудою будуються на основі непрямих методів визначення всієї сукупності цих збурюючих впливів.

Слід відмітити закордонний досвід контролю завантаження млина і динамічного кута укусу в режимі реального часу прямим методом [18]. Він полягає у використанні вбудованих тензометричних датчиків виміру деформації гумових ліфтерів, коли вони проходять через заповнення барабана подрібнювальними тілами, та матеріалом, який подрібнюється. Ця деформація пов'язана як з об'ємом завантаження, так і з кутом його укусу.

Стабілізація Т/Р не тягне за собою стабілізацію витрати пульпи. Це її основний недолік. Якщо збільшити витрату твердого, то система збільшить витрату води, що потягне за собою збільшення об'єму пульпи, який проходить через млин. В наслідок чого збільшується крупність помелу та розкриття рудного мінералу, а значить й якість промпродукту. Таким чином, якщо стабілізувати витрату води й руди у млин, то зміна витрати пісків (показання датчика ВПЗ) свідчить про зміну крупності руди або її фізичних властивостей.

Для барабанного кульового млина застосовують декілька непрямих методів ступеня заповнення барабана рудою. По-перше, за сумарною витратою руди і пісків в завантажувальну горловину. По-друге, контролюють потужність приводного двигуна млина [3, 6, 19, 20]. По-третє, вимірюють параметри шуму, що виникає при переміщенні рудно-кульового завантаження в середині барабана млина [3, 21 – 23]. По-четверте, комплексне використання контролю параметрів шуму, який виникає при переміщенні рудно-кульового завантаження, і потужності приводного двигуна млина [3].

Метод непрямого контролю ступеня заповнення барабана млина матеріалом, що подрібнюється, за сумарною витратою руди і пісків в завантажувальну горловину базується на ствердженні, що при стабільних умовах транспортування матеріалу в середині барабана млина його сумарна витрата на виході млина буде пропорційна заповненню барабана млина цим матеріалом [3]:

$$G_M = k(Q + \Pi), \quad (1.8)$$

де G_M – заповнення барабана млина матеріалом, який подрібнюється;

k – постійний коефіцієнт, який залежить від конструктивних особливостей млина і властивостей матеріалу, що подрібнюється.

Q – витрата первинної руди;

Π – витрата пісків.

Для врахування розбіжностей властивостей матеріалу (гранулометричного складу), що подрібнюється і подається з вихідним живленням і пісковим навантаженням вираз (1.8) трансформують наступним чином:

$$G_M = k_1 \cdot Q + k_2 \cdot \Pi, \quad (1.9)$$

k_1 і k_2 – постійні коефіцієнти.

САУ на базі методу, який описується виразами (1.9) або (1.10), працює наступним чином (рис. 1.2): з електроприводу спіралей класифікатора (ВПЗ) знімають сигнал, який пропорційний витраті пісків Π в завантажувальну горловину млина. Від конвеєрних ваг (ВП1) отримують сигнал, який пропорційний витраті первинної руди Q . Після підсумовування сигнали подають до входу регулятора (Р1) з задатчиком (ЗС1). На задатчику встановлюють необхідне значення добутку $k \cdot (Q + \Pi)$ або $k_1 \cdot Q + k_2 \cdot \Pi$. При зміні витрати пісків поточне значення $k \cdot (Q + \Pi)$ або $k_1 \cdot Q + k_2 \cdot \Pi$ відхилиться від заданого, після чого для усунення розбіжності регулятор дає команду приводу конвеєра (ВП1), що змінює витрату первинної руди Q .

Непрямий контроль заповнення барабана млина матеріалом, що подрібнюється, на базі виміру акустичних характеристик шуму, який виникає при переміщенні рудно-кульовим завантаженням барабана млина під час його обертання, базується на визначенні обернено-пропорційної залежності амплітуди сигналу на виході мікрофону від заповнення барабана млина матеріалом, що подрібнюється [23]. Для заглушення впливу зовнішніх шумів використовують декілька мікрофонів. Один – направляють на барабан млина, а інші – на джерела завад. В систему регулювання подають різницю між вихідними сигналами акустичних антен (мікрофонів), що дозволяє позбутися паразитних сигналів.

САУ на базі аналізу характеристик шумів, які виникають при переміщенні рудно-кульового завантаження млина, працює наступним чином: перетворювач сигналу (ПС) подає на вхід регулятора (Р1) з задатчиком (ЗС1) сигнал, який пропорційний рівню шуму. Якщо між прийнятим і заданим значеннями сигналу є розбіжність, то видається управляючий вплив приводу конвеєра (ПК).

В Національному гірничому університеті велика увага приділялась розробці екстремальних систем управління, які визначали кількість матеріалу,

який знаходиться в середині барабану млина, по поточній величині активної потужності приводного двигуна млина [19, 20, 23 – 29]. Для автоматичної підтримки кульового і рудного завантаження на оптимальному рівні пропонувалося використовувати два вузькосмугових фільтри, які налаштовані на низькочастотну складову сигналу потужності приводного двигуна млина [4, 30]. Аналіз статичних характеристик, що встановлюють залежність між потужністю, яку споживає приводний двигун млина, і величиною заповнення барабана млина рудою показав принципову можливість створення таких систем [3, 6].

1.1.3 Сучасні рішення, що впроваджені на ГЗК

На сьогодні дуже важко отримати достовірну інформацію щодо впровадження тих або інших конкретних технічних рішень на ГЗК як вітчизняних, так і закордонних. Для розуміння рівня автоматизації замкнених циклів подрібнення використовувались лише відкриті джерела. Ліва частина інформації отримана з сайтів вітчизняних і зарубіжних компаній, які займаються автоматизацією технологічних процесів збагачення корисних копалин.

Еквівалент типової системи автоматизованого управління замкнутого циклу першої стадії мокрого кульового подрібнення був впроваджений на ВАТ «Інгулецький ГЗК» у 2002 році вітчизняною компанією “CTS Group” [31]. Вихідна руда подається у цикл подрібнення з бункера 1 через течку 2 (рис. 1.3). Живильник 3 подає руду на конвеєр 4. Витрата руди у млин 7 регулюється швидкістю руху конвеєрної стрічки живильника шляхом зміни швидкості обертання приводного двигуна живильника 5. Витрата вихідної руди контролюється конвеєрними вагами 6. В завантажувальну горловину млина подається вода. Витрата руди регулюється поворотною дисковою засувкою, яка оснащена виконавчим механізмом 8. Значення витрати води в

завантажувальну горловину млина визначається витратоміром 9. З розвантажувальної горловини млина подрібнена руда поступає в спіральний класифікатор 10. Для виведення готового класу подрібненої руди на магнітну сепарацію у ванну класифікатора подається вода, витрата якої регулюється поворотною дисковою засувкою з виконавчим механізмом 11. Витрата води у ванну класифікатора визначається витратоміром 12. Додатково контролюється витрата пісків за потужністю, що споживає приводний двигун спіралей класифікатора 13, потужність приводного двигуна млина, шум, який виникає в результаті переміщення рудно-кульового завантаження барабана млина.

Система управління замкнутим циклом першої стадії мокрого кульового подрібнення входить до системи управління секцією збагачення, яка включає пристрій зв'язку з об'єктом (PCO) 16, табло 17, яке встановлене на посту оператора технологічного процесу і персональний комп'ютер в індустриальному виконанні, який встановлено у диспетчерській РЗФ-1. Зв'язок між PCO 16 і персональним комп'ютером виконано по витій телефонної парі за допомогою модему, який на схемі не показаний. Зміна технологічних режимів процесу збагачення руди можливо задавати як з табло 17, так і з персонального комп'ютера 18. Параметри регуляторів, що входять до контурів управління локальних систем автоматичного регулювання, корегуються тільки з персонального комп'ютера 18. Там же організовано ведення архівів з інтервалом 5 секунд за останні 19 днів роботи, включаючи поточну. Управляюче програмне забезпечення побудоване на базі SCADA-системи фірми «Шнайдер електрик».

На першій стадії подрібнення (рис. 1.3) працюють локальні САР, які традиційно використовуються для забезпечення виконання цільової функції (1.6). Вони виконані на ПІД-регуляторах. Для компенсації збурень, а саме: подрібнюваності руди і крупності вкраплення корисного мінералу, використовують наступні управляючі впливи: витрати руди і води в

завантажувальну горловину млина і відповідно витрати води у ванну класифікатора.

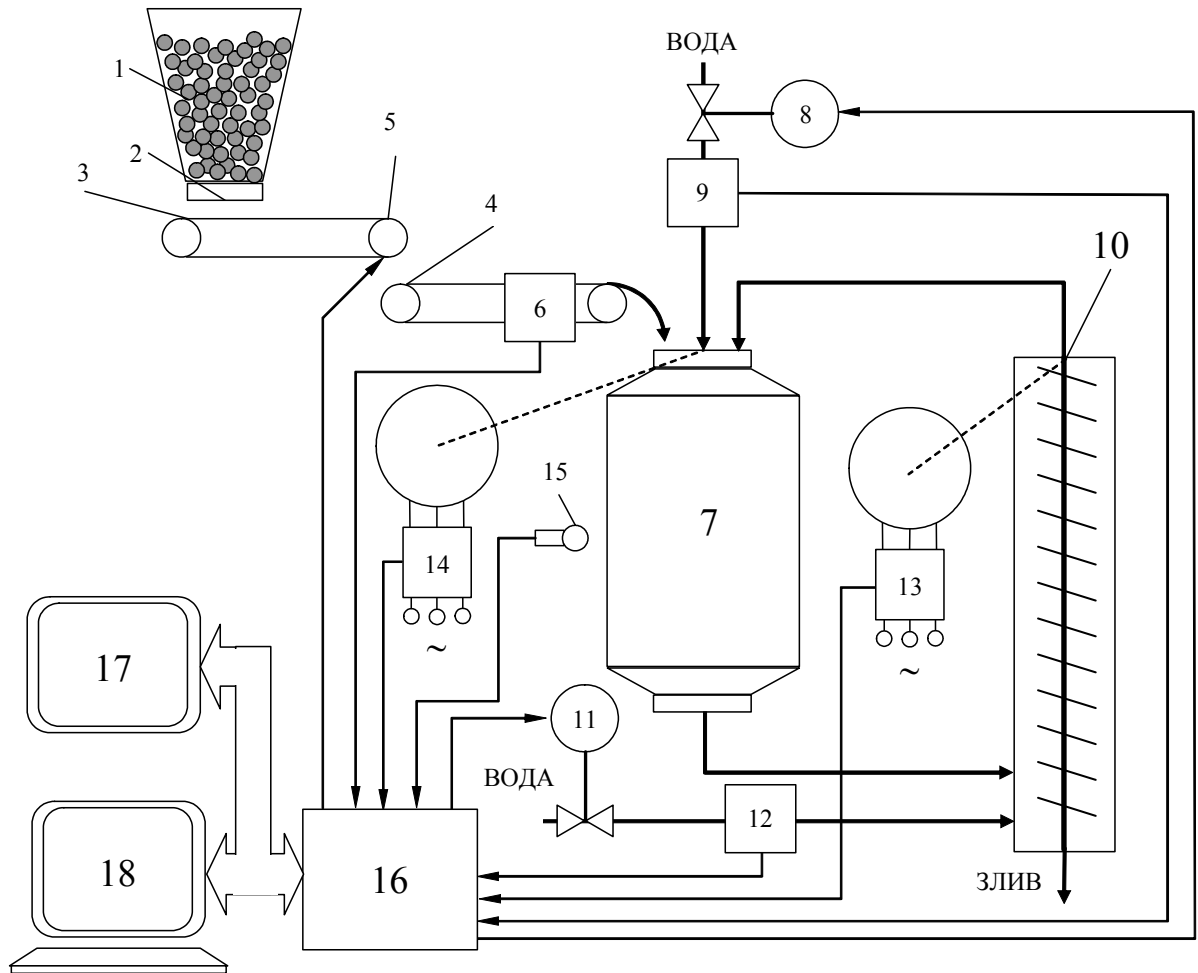


Рисунок 1.3 – Блок-схема системи автоматизованого управління замкнутого циклу подрібнення першої стадії 6 секції РЗФ-1 Ігулецького ГЗК

Для запобігання переповнення млина подрібнювальним матеріалом система управління замкнутим циклом подрібнення першої стадії використовує два параметри: амплітуду шуму, який виникає при переміщенні рудно-кульового завантаження, і потужність, яку споживає приводний двигун млина. Оператор технологічного процесу встановлює для цих параметрів порогові значення, при яких система управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення першої стадії замкнутим циклом мокрого кульового

подрібнення знижує подачу вихідної руди в завантажувальну горловину млина наполовину. Чим ближчі до точки перевантаження встановлені пороги спрацьовування відсічення задля зниження вихідної руди в завантажувальну горловину млина, тим нижчі питомі витрати електроенергії і матеріалів на подрібнення руди.

За даними компанії „Сатурн” дейта интернешенл” [32] на Північному ГЗК впроваджені на 19 секціях типові системи автоматизованого управління процесом збагачення залізної руди. Порівняльний аналіз структури і складових частин систем автоматизації замкнутого циклу першої стадії подрібнення, що впроваджена на Інгулецькому (рис. 1.3) та Північному ГЗК (рис. 1.4) показує ідентичність підходів до питань автоматизації в першому і другому випадках.

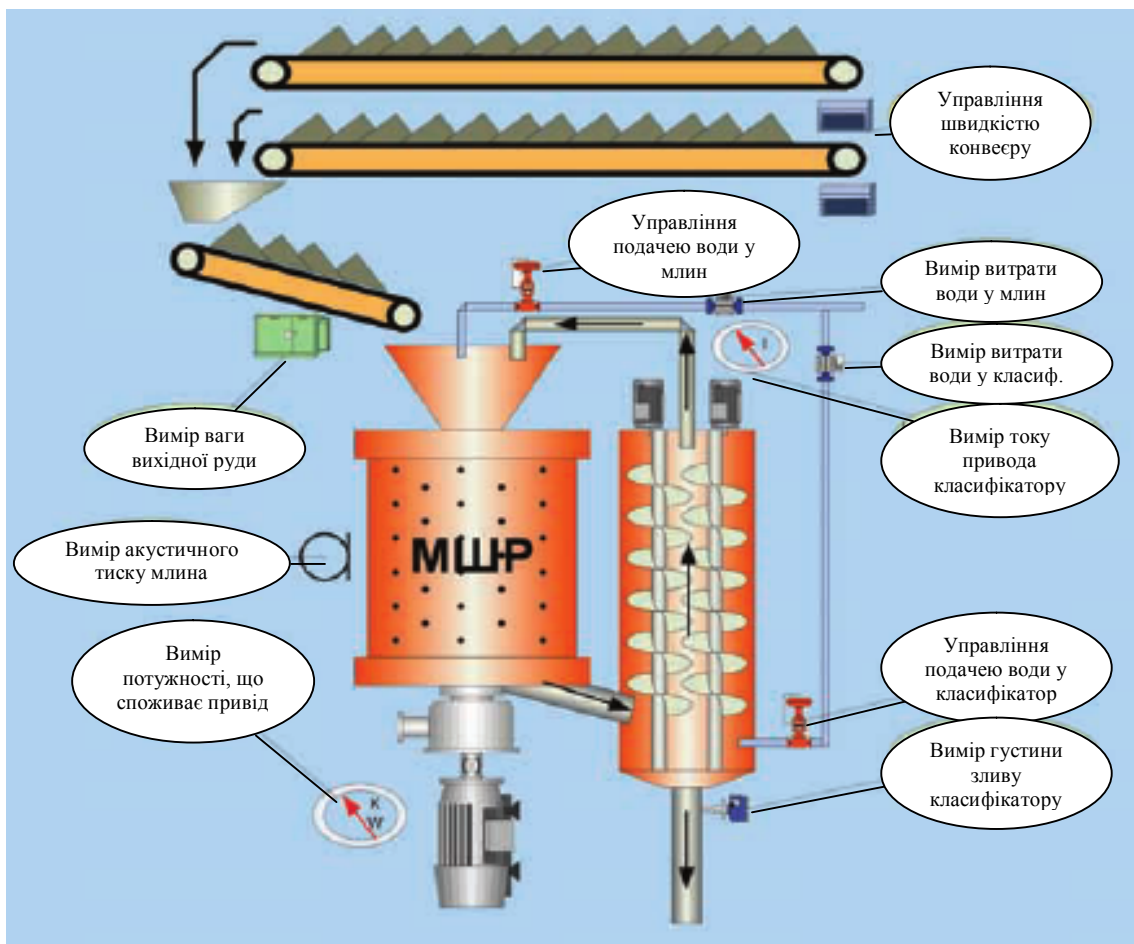


Рисунок 1.4 – Блок-схема системи автоматизованого управління замкнутого циклу подрібнення першої стадії Північного ГЗК

Аналіз досвіду російських компаній по впровадженню автоматизації процесів збагачення руди мало відрізняється від вітчизняного [33]. На сайті компанії «ПРОМТЕХ» надана структурна схема автоматизації секції збагачення (рис. 1.5). На жаль, не вказано, на якому підприємстві працює наведена система автоматизації процесів збагачення залізної руди, але її аналіз виявляє наявність типових локальних систем автоматики, що надані раніше (рис. 1.2). Різниця полягає в використанні приладів, що прямими методами виявляють гранулометричний склад продуктів після подрібнення і вміст металу, що є метою збагачення. Наявність цих приладів є безперечною перевагою, яка полягає в можливості компенсації зміни крупності вкраплення корисного мінералу.

Відсутність таких приладів на вітчизняних ГЗК пояснюють складнощами одержання ліцензії на використання радіоактивних матеріалів, які використовуються для визначення вмісту металу в пульпі і складнощами в обслуговуванні приладів типу „МІКРОН”, що використовуються для визначення гранулометричного складу твердої частини пульпи.

Ще одним важелем, який запобігає впровадженню таких приладів, є їхня висока ціна, яка обумовлювалась тим, що надійних приладів для визначення вмісту металів, у тому числі і вмісту загального заліза, і гранулометричного складу пульпи в потоці вітчизняна промисловість не мала, і всі вони були закордонного виробництва. В колишньому СРСР такі прилади могли собі дозволити лише комбінати, що збагачували руди кольорових металів. Лише там окупалися кошти, які на них витрачені.

Закордонні компанії, що мають досвіт впровадження рішень з автоматизації процесів скорочення крупності руди у замкнутих циклах, використовують на нижньому рівні аналогічні системи, що й вітчизняні та російські (рис. 1.6) [34, 35]. При однаковому загальному підході до автоматизації замкнутих циклів подрібнення, який використовується в усьому світі, і методів контролю технологічних змінних в подальших дослідженнях будемо використовувати типову схему автоматизації (рис. 1.2) як базову. Це

дає нам право визначити загальні переваги та недоліки наведеного підходу і шляхи їх усунення.

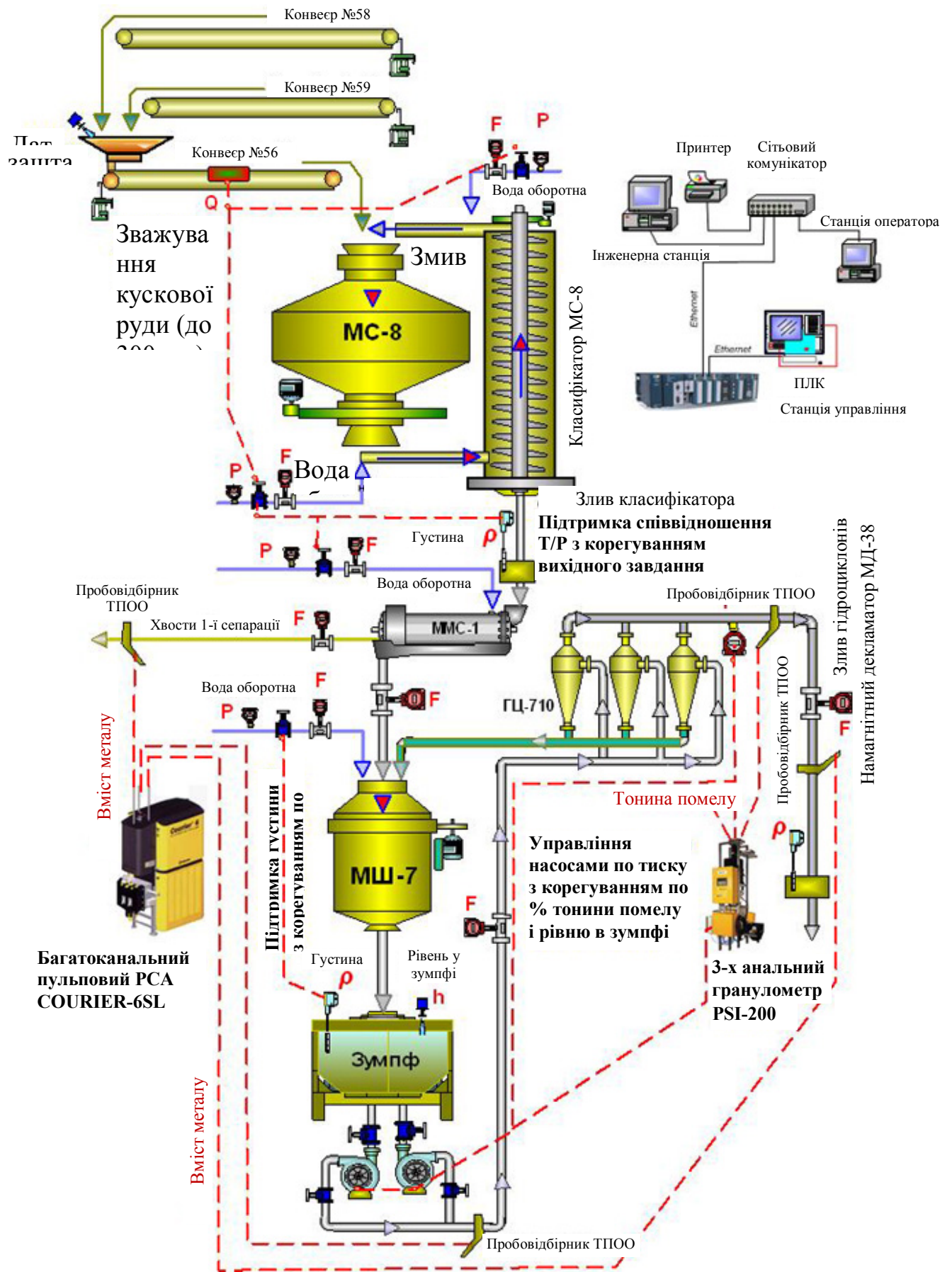


Рисунок 1.5 – Блок-схема системи автоматизованого управління секцією збагачення залізної руди, що пропонується компанією «ПРОТЕХ»

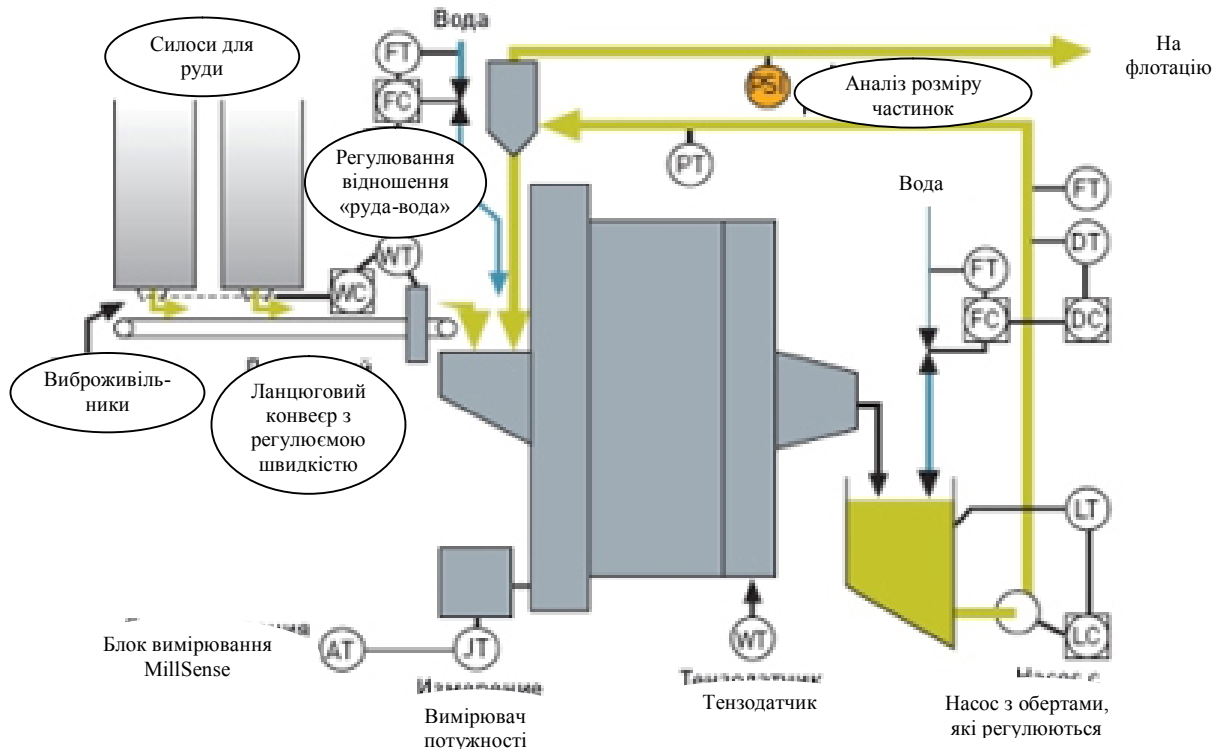


Рисунок 1.6 – Блок-схема системи автоматизованого управління замкнутим циклом подрібнення, що пропонується компанією «Outotec» (Фінляндія)

1.1.4 Верхній рівень як перспективний напрям розвитку автоматизації процесів подрібнення

Безперечною перевагою використання типової схеми автоматизації (рис. 1.2) є її відпрацьованість та перевіреність на чисельних об'єктах, які працюють в реальних промислових умовах. Такий стан речей дозволяє компаніям, які працюють на ринку автоматизації процесів збагачення, з одного боку стандартизувати свої рішення, а з іншого, впроваджуючи загальні перевірені принципи і методи, що використовуються, адаптувати їх до будь-якої технологічної схеми підготовки руди до збагачення.

Додатково відмітимо наступні переваги:

1. Простота реалізації, яка є наслідком тривалого терміну відпрацювання інженерних рішень, що забезпечують впровадження відповідних наукових досягнень.

2. Блочна конструкція, яка дозволяє компонувати практично будь яку систему за допомогою промислового обладнання, що пропонується різними виробниками.

У середині 80-х років ХХ сторіччя структура системи управління замкнутим циклом подрібнення стала довідковим матеріалом [3]. Доки не було можливості отримувати (записувати до бази даних) в автоматичному режимі інформацію про роботу локальних систем автоматизації замкнутих циклів подрібнення у вигляді, який би дозволив її аналізувати, суперечки між вченими та інженерами велись в площині порівняння методів і технічних рішень на їх основі, які дозволяли контролювати той чи інший параметр технологічного процесу. Аналіз масивів даних виявив якісно нові недоліки класичного підходу до автоматизації процесів подрібнення руди в замкнутому циклі.

1. Завдання локальним системам, які складають автоматизовану систему управління замкнутим циклом подрібнення, встановлюються оператором технологічного процесу залежно від особистого досвіту та суб'єктивних уявлень про його хід.

2. Використання пошукових методів з метою досягнення оптимальних показників технологічного процесу для однієї і тієї ж технологічної ситуації в незалежності від того зустрічалась або не зустрічалась вона раніше.

3. Відсутність можливостей і механізмів прийняття рішення за апріорною інформацією про очікувані амплітудні, частотні і термінові характеристики збурювальних впливів, які б визначали доцільність використання управляючих впливів, для переводу об'єкта управління з поточного до нового сталого режиму роботи.

Наявність цих недоліків свідчить про використання консервативної стратегії у підходах до побудови систем управління замкнутими циклами подрібнення на діючих промислових об'єктах по збагаченню корисних

копалин в усьому світі. Консервативний підхід пов'язаний насамперед з тим, що досі триває пошук адекватних вирішень прикладних наукових завдань, які нададуть можливість на інжиніринговому рівні будувати ієрархічні системи автоматичного управління процесами підготовки сировини до збагачення. Таке ускладнення системи управління потрібно для компенсування зміни фізичних властивостей і вмісту корисного мінералу, які є збурювальним впливами і змушують операторів змінювати завдання локальним системам управління.

Саме на верхніх рівнях систем управління можливо: по-перше, відпрацьовувати динамічну зміну завдань всім локальним системам управління, з яких складається система управління секцією збагачення в цілому; по-друге, ідентифікація режимів роботи і класифікація поточної технологічної ситуації; по-третє, прийняття рішень за наявною апріорною інформацією щодо визначення доцільності втручання в технологічний процес, для переведення об'єкта управління з поточного до нового сталого режиму роботи.

Прийняття рішень про доцільність втручання у хід технологічного процесу повинно базуватися на адекватному прогнозуванні розвитку подій. Розуміння цього віддзеркалюється у напрямках розвитку моделювання процесів, що відбуваються в замкнутому циклі подрібнення [36 - 38]. Моделювання спрямовано на прогнозування вихідних параметрів роботи трьох стадій збагачення [36], визначення і оптимізацію величини заповнення млина матеріалом, що подрібнюється [37], і визначення чисельного значення завдання локальній системі подачі руди у млин, що забезпечує мінімальні витрати електроенергії на подрібнення у виробничій ситуації, що склалася [38]. Приклади наукової роботи у цьому напрямі можна подовжити.

За ствердженням авторів [36], підхід інтелектуального управління процесами збагачення на базі нейронної мережі дозволяє виконувати

візуальне моделювання технологічних процесів збагачення магнітного заліза для прискорення роботи на стадії проектування та налагодження системи управління з сучасними контролерами, використовувати алгоритми, які розроблені, для налаштування ПІД-регуляторів, будувати робастні системи розподіленого управління лініями збагачення руд шляхом формування закону управління і проведення ідентифікації в темпі протікання процесу.

Завданням дослідників [37] є формування оцінки значення заповнення і режиму роботи млина, що працює у замкнутому циклі зі спіральним класифікатором, на базі виміру вихідного продукту. Алгоритм, який пропонується для виміру вихідного продукту, базується на кореляції між його кількістю і ступенем заповнення барабана млина матеріалом, що подрібнюється [39]. Для контролю якості вихідного продукту пропонується використовувати один з відомих способів [40]. Автори доводять, що синтезована модель замкнутого циклу подрібнення на основі фільтра Калмана дозволяє сформулювати достовірну оцінку ступеня заповнення і режиму роботи подрібнювального агрегату, і може використовуватися для створення алгоритму оптимального управління подрібнювальною переробкою на збагачувальній фабриці.

Сучасний стан програмно-апаратних комплексів, що використовуються для побудови автоматизованих систем управління, дозволив розглянути задачу оптимального управління кульовим млином, що працює в замкнутому циклі зі спіральним класифікатором, з метою мінімізації питомої витрати електроенергії на процес подрібнення в наступному вигляді [38]:

$$d_{\text{zom}} = d_{\text{зад}}, P_{\text{num}} \rightarrow \min, V_{i,j} = \text{const}, j \rightarrow \min, \quad (1.10)$$

де P_{num} – питома витрата електроенергії;

V_{ij} – вектор, що описує сталий режим процесу подрібнення мінімально обґрунтованою кількістю значень j технологічних змінних, які вимірюються в автоматичному режимі, і вихідних параметрів імітаційної моделі;

i – кількість розпізнаних виробничих ситуацій.

Поставлена задача вирішена шляхом визначення максимального значення витрати руди в млин при незмінних густинних режимах млина і класифікатора методом імітаційного моделювання (рис. 1.7). Вхідні параметри моделі: конструктивні параметри млина, поточні значення технологічних змінних, які визначаються в автоматичному режимі і характеризують сталий режим роботи млина і класифікатора, та результати генеральних випробувань об'єкта управління. Модель враховує імовірнісний характер процесу подрібнення.

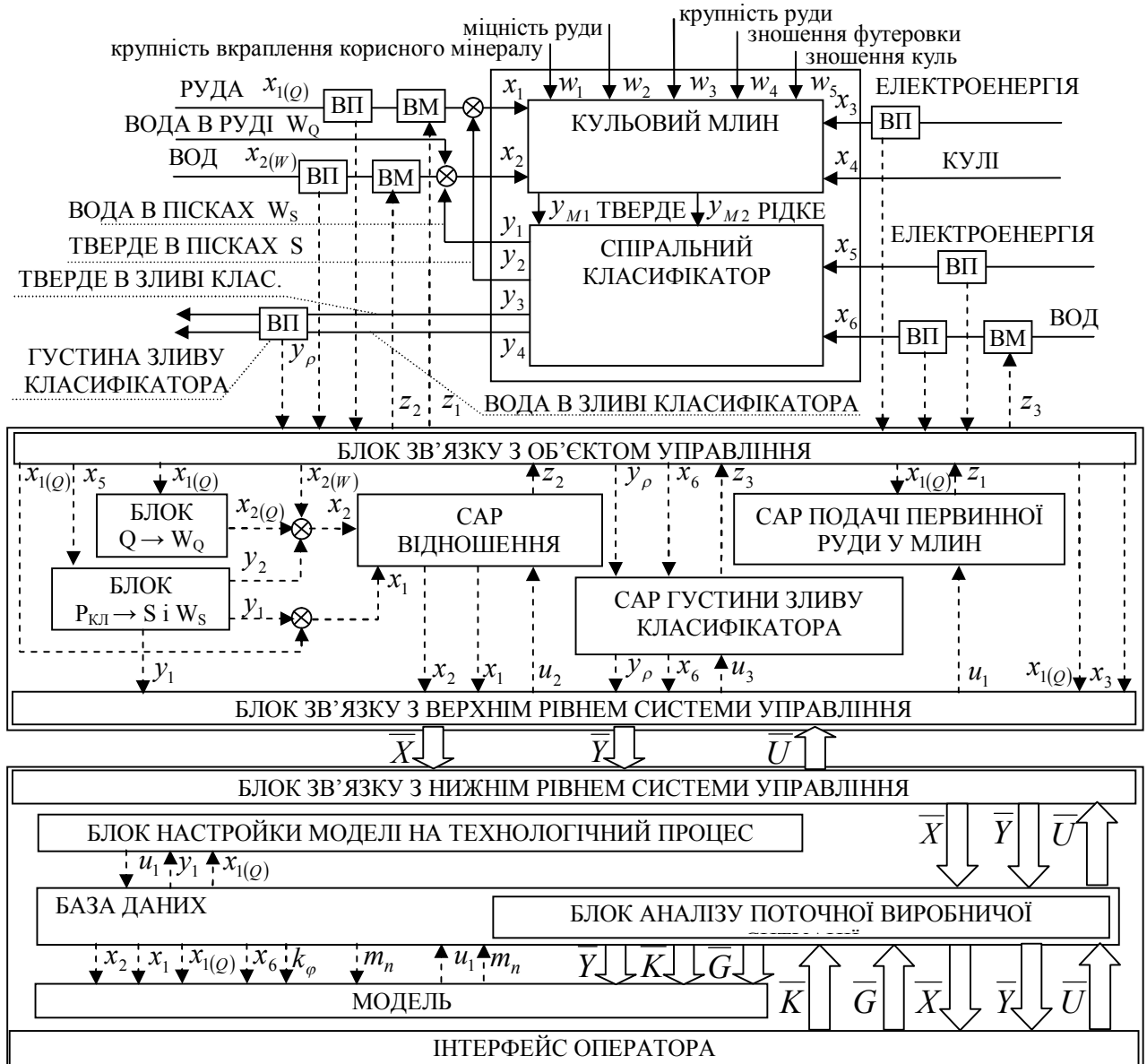


Рисунок 1.7 – Структура ситуаційної системи управління на основі імітаційної моделі замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення

Для досягнення поставлених цілей одержані аналітичні вирази, які пов'язують умови подрібнення у середині барабана млина з технологічними змінними, які вимірюються в автоматичному режимі і які дозволяють знайти оптимальне заповнення млина рудою, що відповідає мінімумові питомих витрат електроенергії на процес подрібнення [41, 42]. Після розрахунку й експериментальної перевірки вектор V_{ij} зберігається в базі даних. Мінімізація

кількості параметрів, що входять у вектор $V_{i,j}$, досягається за рахунок скорочення розмірності масиву вихідних значень імітаційної моделі, що пов'язують умови подрібнення у середині барабана млина з технологічними змінними, які вимірюються в автоматичному режимі.

Вихідними параметрами моделі є коефіцієнт використання кульового завантаження або витрата вихідної руди у млин, які відповідають мінімуму питомих витрат електроенергії на процес подрібнення руди у поточній технологічній ситуації (див. вхідні параметри моделі). Для відомого коефіцієнта використання кульового завантаження можливо розрахувати витрату вихідної руди у млин, та навпаки.

У структурі ситуаційної системи управління показано місце імітаційної моделі на верхньому рівні, її взаємодія з локальними системами, які розміщені на нижньому рівні, і оператором технологічного процесу [38]. Результати наукових досліджень, які лягли в основу даної системи, є черговим кроком у напрямі до виключення оператора з контуру управління процесами збагачення залізної руди та скорочення його функцій лише до моніторингу технологічного процесу.

1.2 Проблема аналізу режимів роботи замкнутого циклу подрібнення залізної руди в автоматичному режимі

1.2.1 Аналіз мотивів прийняття рішень оператором замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення першої стадії

Аналіз замкнутого циклу подрібнення залізної руди як об'єкта автоматизації доводить, що на сьогодні у АСУ ТП, що впроваджені, завдання традиційним локальним системам управління замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення задає оператор технологічного процесу. Зрозуміло, що за для цього він повинен оперативно аналізувати поточний режим роботи замкнутого циклу подрібнення як за значеннями технологічних змінних, які

вимірюються в режимі реального часу, так і за показниками результатів лабораторного аналізу сировини та готового продукту.

Управління процесом оператор веде в умовах неповної інформації. Такий стан речей відбувається з різних причин. По-перше, на сучасних вітчизняних системах управління збагаченням залізної руди майже ніде не ведеться вимірювання видобутку заліза у потоці. Тому рішення – щодо корегування завдання САР густини зливу класифікатора, приймається на підставі лабораторного аналізу, який відбувається два рази за зміну. По-друге, повільне зміщення статичних характеристик об'єкта управління (рис. 1.1) призводить до підвищення питомих витрат електроенергії на подрібнення за рахунок пошукових дій оператора або системи управління новою робочою точкою, яка відповідає цільовій функції системи управління. Такий стан речей призводить до необхідності корегування завдання САР заповнення млина матеріалом, який подрібнюється. В обох випадках персонал змушений виконувати потрібні корегування, спираючись на власний досвід.

Аналіз роботи замкнутих циклів подрібнення показав, що питомі витрати електроенергії на цей процес коливаються у межах 5-11% у бік збільшення для однакових умов подрібнення. Це пов'язано з тим, що відсутні дієві методи автоматичного визначення енергоефективного режиму процесу подрібнення в промислових умовах. Таке положення справ ставить визначення енергоефективності подрібнення у замкнутих циклах в залежність від кваліфікації оператора, який визначає завдання локальним системам автоматики.

Параметри процесу подрібнення можливо уявити у вигляді наступних векторів (рис. 1.4): \bar{X} – вхідні параметри; \bar{Y} – вихідні параметри; \bar{W} – збурюючі впливи; \bar{U} – завдання локальним САР; \bar{K} – конструктивні параметри обладнання і \bar{G} – результати генеральних випробувань. Вектор \bar{W}

складається з наступних параметрів: крупність вкраплення корисного мінералу (w_1), міцність руди (w_2), крупність руди (w_3), знос футерівки (w_4), знос куль (w_5). Вектор \bar{U} включає до себе наступні параметри: подача вихідної руди у млин (u_1), завдання САР співвідношення руда-вода (u_2) і густина зливу класифікатора (u_3).

Отже, система управління кульовим млином, який працює у замкнутому циклі зі спіральним класифікатором, не потребує втручання оператора технологічного процесу до моменту, коли зміна умов подрібнення у середині барабана млина (рис. 1.8) дозволяє вести технологічний процес у сталому режимі. Відпрацьовувати задану цільову функцію управління оператору доведеться, якщо одне або декілька неконтрольованих збурюючий впливів $w_1 - w_5$, змінять умови подрібнення або виникне необхідність змінити одне із значень $x_1 - x_4$ [15]. У будь-якому випадку він змушений компенсувати зміну умов подрібнення вибором нових завдань локальним САР і САУ (вектор \bar{U}).

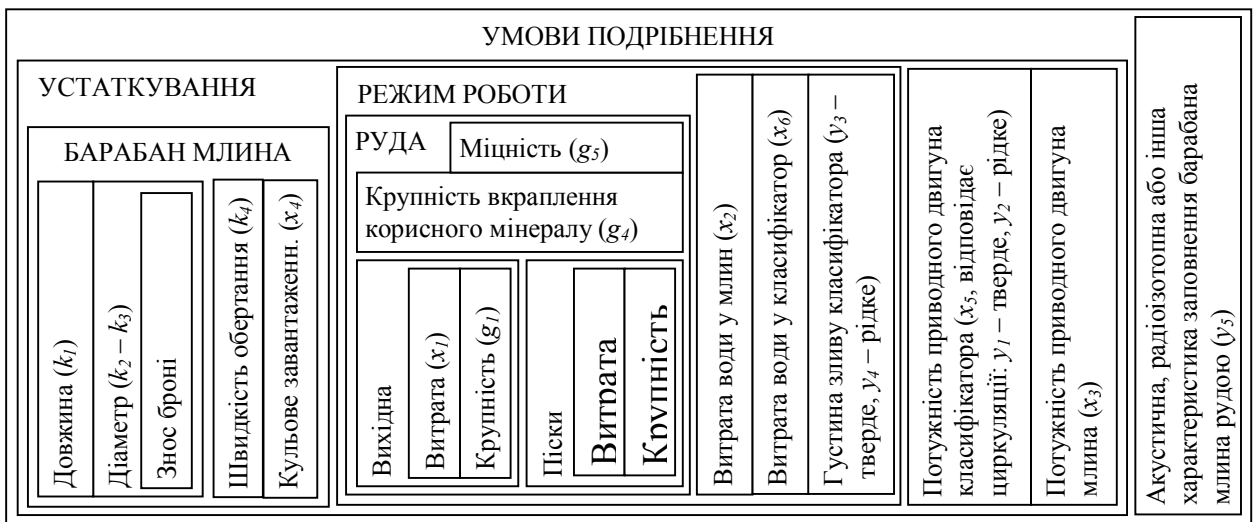


Рисунок 1.8 – Взаємозв'язки параметрів процесу подрібнення

У загальному випадку дії оператора полягають у отриманні значень вихідного вектора \bar{Y} , які визначаються цільовою функцією управління, при будь яких значеннях збурюючий впливів \bar{W} . Інформація про значення вектора

\bar{W} оператору недоступна. Про зміну умов подрібнення у середині барабана млина оператор може судити лише за сукупністю значень x_3 , x_5 і y_5 . Щодо вектора \bar{X} , оператор може впливати лише за допомогою змін завдань локальним САР і САУ (вектор \bar{U}). Таким чином замість співвідношення $\bar{Y} = f(\bar{X}, \bar{W})$ виникає співвідношення $\bar{Y} = f(\bar{X}, \bar{U}, \bar{W})$.

Очевидно, що оператори технологічного обладнання мають різницю в евристичних правилах, які визначають значення вектора \bar{U} . Такі відмінності можуть викликатися двома основними причинами: досвідом роботи та індивідуальними особливостями мислення. Тем не менш можливо виділити дві стратегії прийняття рішень, які дозволяють визначити оптимальне значення вектора \bar{U}_n при неповноті інформації щодо умов подрібнення в середині барабана млина. Перша – промисловий експеримент для досягнення цілі управління за мінімально можливий час, якщо ситуація ані разу не зустрічалась (сполучення значень векторів \bar{Y}_k, \bar{X}_l і \bar{U}_n оператор раніше не спостерігав або за якихось причин не запам'ятав). Друге – запам'ятовування стандартних ситуацій, що описані значеннями $\bar{Y}_k, \bar{X}_l, \bar{U}_n$, їх розпізнавання й використання у майбутньому [43].

1.2.2 Завдання аналізу режимів роботи замкнутого циклу подрібнення залізної руди в автоматичному режимі

Задля мінімізації ролі операторів технологічного процесу в контурі управління, або навіть виключення, найбільш очевидним є повторення їх дій верхнім рівнем управління. Такі підстави дають дві загальні стратегії, які використовують оператори, незважаючи на розбіжності щодо ефективності прийнятих ними рішень по відпрацюванню цільової функції управління, яка обумовлена різним досвідом роботи та індивідуальними особливостями

мислення. Додатковим важелем є розвиток сучасних методів інтелектуального управління та апаратних засобів їх реалізації.

Критика першої стратегії, яка використовується операторами для відпрацювання цільової функції і стосується промислового експерименту, полягає у матеріальних та енергетичних витратах на навчання персоналу. Розуміння цього веде сучасних дослідників у напрямки заміни промислового експерименту на моделювання або методи інтелектуального управління [36 – 38, 41, 42]. Але усі вони започатковують свою роботу після початку перехідного режиму роботи або усвідомлення того, що поточний сталий режим роботи об'єкта управління має резерви щодо відпрацювання цільової функції управління. Таким чином, актуальними залишається проблема автоматичного визначення початку і завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення та їх класифікації за ознаками, які визначаються цільовою функцією управління.

Декомпозиція цієї проблеми показує, що її вирішення лежить в послідовному вирішенні *трьох* задач:

- 1) розробка методу ідентифікації початку та завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення;
- 2) декомпозиція сукупності параметрів, що ідентифікують сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення;
- 3) класифікація сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення руди за енергоефективністю в автоматичному режимі.

Розробка методу автоматичної ідентифікації початку та завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення дозволить реалізувати більш гнучкі стратегії управління за рахунок, наприклад, зміни цільової функції управління, використання різних прогнозуючих або інших моделей, прийняття рішень на базі експертних знань та інше. Зважена комбінація наведених прикладів дозволить не тільки автоматично

виконувати вибір методів управління, а і робити їх відбір та зіставлення результатів їх роботи для різних технологічних ситуацій, що виникають на об'єкті управління. Причому маємо на увазі не тільки статичні, а і динамічні технологічні ситуації.

Вище показано, що момент роботи замкнутого циклу визначався сукупністю значень відповідних векторів: $\bar{X}, \bar{Y}, \bar{W}, \bar{U}, \bar{K}, \bar{G}$ (рис. 1.4). Всього 29 значень, які належать до різних предметних областей: «машинобудування», «збагачення корисних копалин» та «автоматизація збагачення залізної руди» (рис. 1.8). Таким чином, декомпозиція сукупності параметрів, що ідентифікують сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, є актуальними завданнями. Вона спрямована, перш за все, на скорочення кількості параметрів, за якими автоматично можливо визначити поточний режим роботи об'єкта управління.

Мова йдеться про необхідний і достатній рівень інформаційного забезпечення верхнього рівня системи управління, який забезпечує сучасний стан розвитку апаратного забезпечення, математичного забезпечення методів штучного інтелекту і відповідного програмного забезпечення. Усі без винятку дослідники визнають, що управління замкнутими циклами подрібнення ведеться в умовах неповної інформації про хід технологічного процесу. До того ж, зменшення кількості параметрів спрощує класифікацію технологічних ситуацій, які зустрічаються на об'єкті управління.

Класифікація сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення руди за енергоефективністю в автоматичному режимі є частиною загального завдання класифікації режимів роботи об'єкта управління. Відомо, що динаміка процесів завжди формалізуються, а тож, класифікується складніше, ніж статика. Тому починати треба зі сталих режимів. Актуальність завдання класифікації сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення за енергоефективністю впливає з досліджень роботи лінії збагачення, які

показали відхилення у бік збільшення питомих витрат електроенергії на процес подрібнення на 5-11 %. Розгляд актуальності завдання класифікації перехідних режимів роботи замкнутого циклу подрібнення і саме завдання лежить за межами даної роботи.

1.2.3 Вимоги до методики аналізу режимів роботи замкнутого циклу подрібнення залізної руди в автоматичному режимі

Кінцевою метою аналізу режимів роботи замкнутого циклу подрібнення є визначення в автоматичному режимі енергоефективності сталого режиму, що відповідає поточній технологічній ситуації, й на цій підставі прийняття рішення щодо управління процесом подрібнення, в умовах невизначеності фізико-механічних властивостей подрібнюваного матеріалу. Механізм і алгоритм прийняття рішень в технологічній ситуації, яка склалося на об'єкті управління лежить за межами методики аналізу режимів роботи замкнутого циклу подрібнення залізної руди в автоматичному режимі. Таким чином, методика стосується лише завдання класифікації сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення руди за енергоефективністю в автоматичному режимі.

Декомпозиція завдання аналізу класифікації роботи об'єкта управління у сталому режимі показала, що це завдання у загальному випадку можливо розділити на три частини, які вказані у порядку їх виконання.

1) Визначення моменту початку сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення в автоматичному режимі.

2) Визначення моменту закінчення сталого режиму роботи об'єкта управління в автоматичному режимі.

3) Визначення ефективності поточного режиму сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення за ознаками, які відповідають цільовій функції управління, відносно технологічних ситуацій, які зустрічалися раніше під час експлуатації об'єкта управління.

Методика повинна відповідати наступним загальним вимогам:

1) Усі дії, які вибрані для аналізу режимів роботи замкнутого циклу управління, та їх послідовність повинні однозначно визначатися за для їх подальшого використання для написання алгоритму роботи верхнього рівня системи управління секції збагачення.

2) Усі дії, які вибрані для аналізу режимів роботи замкнутого циклу управління, та їх послідовність повинні прописуватися таким чином, щоб, у кращому випадку, виключити втручання обслуговуючого персоналу на будь-якій стадії.

3) Значення усіх технологічних змінних, які використовуються для визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, повинні вимірюватись, розраховуватись або визначатись в режимі реального часу без втручання операторів технологічного процесу.

Відзначимо деякі специфічні вимоги, які стосуються особливостей роботи замкнутого циклу першої стадії мокрого кульового подрібнення і повинні бути віддзеркалені у методиці.

1) Врахування взаємозв'язків трьох предметних областей: параметри устаткування, збагачення корисних копалин, автоматизація замкнутого циклу подрібнення.

2) Використання відомих адекватних моделей технологічного процесу для визначення значень технологічних змінних з взаємопов'язаних предметних областей, які використовуються для класифікації поточної технологічної ситуації, але не можуть бути визначені прямими або непрямими методами в реальному режимі часу технологічного процесу, без втручання обслуговуючого персоналу.

3) При визначенні максимальної продуктивності замкнутого циклу по руді враховувати обмеження, які не дозволять призвести процес подрібнення до

аварійної ситуації, що виникає з причини перевантаження барабана млина матеріалом, який подрібнюється.

З проведеного аналізу можливо зробити висновок, що такі збурення як зміна вкраплення цінного мінералу і його вміст не ідентифікуються системами, які впроваджені на вітчизняних ГЗК. Зміна цих збурень управління проявляється вже після магнітної сепарації. Підвищення якості промпродукту свідчить про покращення розкриття цінного мінералу, тобто є реакцією на:

- збільшення вмісту цінного мінералу (α_n);
- збільшення крупності вкраплення ($\alpha_{вк}$);
- зниження крупності частинок у зливні класифікатора (зниження міцності руди).

Додатковий контроль проміжних змінних дає можливість виділити вплив α_n та $\alpha_{вк}$ на якість промпродукту.

Відомо, що зміна вмісту цінного мінералу тягне за собою підвищення якості промпродукту і втрат цінного мінералу у хвості [9], тобто викликає однонаправлені зміни показників розділення. Аналогічне явище спостерігається, якщо змінювати режимні параметри розділових апаратів. Якщо змінювати розкриття, то спостерігаються різноспрямовані зміни показників розділення: якість промпродукту збільшується, а втрати у хвості зменшуються, та навпаки. Таким чином, при належній організації контролю вмісту корисного мінералу у промпродукту і хвостах є можливість фіксувати момент зміни розкриття по зміні знака коефіцієнта кореляції між цими величинами.

1.2.4 Причини та особливості змін режимів роботи замкнутого циклу подрібнення

Задля вивчення причин та особливостей змін режимів замкнутого циклу подрібнення необхідно визначитись з напрямками класифікації причин зміни

поточної технологічної ситуації, яка має місто при роботі замкнутого циклу подрібнення. Такий підхід дозволить звужити рамки описання особливостей, які стосуються критеріїв реакції системи управління на зміну параметрів технологічного процесу, за значеннями яких автоматично визначається початок та закінчення сталого режиму роботи замкнутого циклу управління. На наш погляд, інтерес представляє визначення рішення щодо втручання системи управління в технологічний процес, на виникнення таких перехідних режимів, які на варті реакції системи управління та природним чином виводять замкнутий цикл подрібнення до нового сталого режиму, а не до аварійної ситуації. На даному етапі відокремлюємо питання оптимальності нового сталого режиму з погляду на його енергоефективність.

На наш погляд, аналіз доцільності прийняття рішення щодо втручання системи управління у технологічний процес треба починати з визначення причин зміни режиму роботи замкнутого циклу подрібнення зі сталого на перехідний. За для цього необхідно класифікувати причину зміни режиму роботи за причиною та частотою виникнення. Додатково представляє інтерес термін тривалості сталого режиму, який змінюється на перехідний. А також, його класифікація за енергоефективністю або за іншим параметром, який відповідає цільовій функції управління.

Причина виникнення перехідного режиму роботи замкнутого циклу подрібнення важлива, якщо на верхньому рівні системи управління використовується один з методів інтелектуального управління. Відомо, що можливо два варіанта виникнення перехідного режиму процесу подрібнення: зміна завдань локальним системам управління та збурюючий вплив. Отже, перша ознака класифікації – це походження причини зміни сталого режиму роботи об'єкта управління на перехідний. На наш погляд, потрібне детальне розглядання цих причин: кваліфікація оператора технологічного процесу, під час роботи якого виникла зміна режимів роботи, для якої або яких локальних

систем змінене завдання, який збурюючий вплив або їх комбінація призвели до зміни режиму і таке інше.

Класифікація за частотою виникнення причини дає не лише аналітичну інформацію для керівництва про якість роботи попередньої технологічної переробки, вона надає можливість верхньому рівню системи управління стандартизувати процедури визначення причини зміни режиму, починаючи аналіз з тих, які частіше зустрічаються. Це повинно вплинути на прийняття рішення щодо втручання в управління технологічним процесом і перевірки доцільності їх використання.

Кожна причина має за собою наслідки. Тому вважаємо за доцільне класифікувати зміни сталого режиму на перехідний за наслідками. Під наслідками розуміємо наступне: потрібність втручання системи управління щодо корегування перехідного процесу, до чого веде некорегований перехідний процес (аварійна ситуація, неоптимальний сталий режим, оптимальний сталий режим).

Представляє інтерес терміни тривалості окремо сталого режиму, який змінюється, та низки перехідних і сталих режимів до визначення моменту досягнення цільової функції управління. Таким моментом треба вважати досягнення такого сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, який має найменші питомі витрати електроенергії на процес подрібнення або класифікований як оптимальний за будь-якою ознакою або ознаками, що відповідають цільовій функції управління. З огляду на це може бути потрібним класифікація причини зміни режиму роботи об'єкта управління за кількістю послідовно прийнятих управляючих рішень (низка перехідних і сталих режимів).

Висновки до розділу

1. На сьогодні є актуальними прикладні наукові дослідження, які направлені на зведення до моніторингу ролі оператора технологічного процесу подрібнення руди у замкнутому циклі за рахунок комплексного підходу до використання методів інтелектуального управління і моделювання на верхньому рівні управління секції збагачення.

2. Прийняття рішення щодо використання тих або інших методів на верхньому рівні системи управління необхідно починати з послідовного вирішення трьох завдань актуальної проблеми автоматичного визначення початку і завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення та їх класифікації за ознаками, які визначаються цільовою функцією управління.

3. Завдання аналізу класифікації роботи об'єкта управління у сталому режимі можливо розділити на три частини, порядок виконання яких можливо застосувати для відповідної методики, яка повинна увійти до частини верхнього рівня управління, що відповідає за вибір стратегії управління для поточної технологічної ситуації.

4. Для формалізації критеріїв реакції системи управління на зміну режиму роботи об'єкта управління за значеннями параметрів, які дають можливість автоматично її визначати, необхідно класифікувати причину зміни за наступними ознаками: походження змін, частота виникнення, наслідки, терміни тривалості вихідного сталого режиму та низки перехідних і сталих режимів до визначення моменту досягнення цільової функції управління та кількістю послідовно прийнятих управляючих рішень задля цього.

2 АНАЛІЗ ВЗАЄМОЗВ'ЯЗКІВ МІЖ ПРАМЕТРАМИ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ, ЗА ЗНАЧЕННЯМИ ЯКИХ ВИЗНАЧАЄТЬСЯ ТЕРМІН СТАЛОГО РЕЖИМУ

2.1 Аналіз взаємозв'язків предметних областей, до яких входять параметри замкнутого циклу подрібнення

У загальному випадку процес підготовки сировини повинен розглядатися з процесом виділення корисного мінералу, який іде безпосередньо після стадії підготовки. Саме останній процес показує ефективність роботи процесу підготовки сировини до збагачення. Тому розгляд замкнутого циклу подрібнення залізної руди необхідно виконувати в комплексі зі стадією магнітної сепарації, яка ведеться безпосередньо за ним. Тому в секції збагачення треба розглядувати послідовно стадії збагачення, до яких входять цикли подрібнення залізної руди. Тоді далі ми будемо говорити про взаємозв'язки предметних областей, до яких входять параметри відповідної стадії збагачення залізної руди.

За цільовою функцією управління стадії збагачення не відрізняються, але конструкція устаткування і методи класифікації між першою і подальшими стадіями різні. Але саме значення цільової функції залежить від збагачувальних ознак руди. Питання доцільності створення загальної картини взаємозв'язки предметних областей стадії збагачення лежить поза межами даної роботи. Більш половини витрат електроенергії припадає на першу стадію подрібнення. Тому аналіз взаємозв'язків предметних областей, до яких входять параметри збагачення залізної руди, почнемо виконувати з першої стадії збагачення.

Щоб далі говорити про процес збагачення, залишилось додати до переліку параметрів процесу подрібнення (рис. 1.8) технологічну змінну, яка стосується магнітної сепарації: вилучення корисного мінералу. Параметри

процесу збагачення у першій стадії можливо віднести до різних предметних областей. Усе залежить від мети виконавця завдання. У нашому випадку мета полягає у визначенні і доведенні можливості класифікувати сталий режим роботи першої стадії збагачення автоматично за значеннями технологічних змінних, які контролюються в реальному часі технологічного процесу.

Предметна область «автоматизація збагачення залізної руди» лежить у середині більш загальної області «автоматизації збагачення корисних копалин» і має спільні поняття з такими предметними областями: «геологія», «автоматизація», «машинобудування». Але наше завдання визначити мінімальний обсяг інформації, за якою можливо визначити та класифікувати сталий режим першої стадії збагачення. Тому в нашому випадку необхідно виявляти вузькі предметні області, які входять до складу «автоматизації збагачення залізної руди» та можуть бути частинами предметних областей, про які велася розмова вище.

Отже, почнемо з властивостей сировини, яка подається на вхід першої стадії збагачення. До «геології» відносяться фізичні властивості вихідної руди: міцність, крупність вкраплення та вміст корисного мінералу. Перші два параметра впливають на умови подрібнення в середині барабана млина. Останній – є числовою характеристикою, яка показує ефективність рудопідготовки, тобто процесу подрібнення залізної руди в замкнутому циклі задля розкриття вкраплень корисного мінералу. Є ще один параметр, який характеризує фізичні властивості руди, але не стосується «геології» і залежить від попередніх процесів рудопідготовки: гранулометричний склад вихідної руди. Останній параметр дуже впливає на умови подрібнення. Таким чином, є потреба оперувати у подальшому «фізичними властивостями вихідної руди» замість предметної області «геологія».

На виході першої стадії збагачення маємо два технологічних потоки: магнітний продукт і хвости. По аналогії введемо дві предметні області:

«фізичні властивості магнітного продукту» та «фізичні властивості хвостів». Параметри, які входять до цих предметних областей і з якими має сенс працювати, візьмемо з предметної області «збагачення корисних копалин». Для магнітного продукту на виході стадії збагачення нас буде цікавити лише наступне: вміст корисного мінералу, кількість нерудних та рудних зерен, кількість багатих та бідних зростків. Для хвостів має значення вміст корисного мінералу. Відмітимо, що для подальшої стадії збагачення магнітний продукт стає сировиною, як для першої стадії вихідна руда. Тому його властивості необхідно описувати у контексті відповідної предметної області.

Процес переробки вихідної руди на магнітний продукт проходить за технологією збагачення залізної руди, яку будемо відображати в однойменній предметній області. До неї входять параметри устаткування, які стосуються технології збагачення. Для млина це конструкція розвантажувальної горловини, довжина та діаметр барабана, ступінь зносу броні, швидкість обертання барабана, діаметр куль, які завантажують у млин, маса та гранулометричний склад кульового завантаження. Для спірального класифікатора: кількість спіралей, довжина спіралі, занурення спіралей у пульпу, кут нахилу корита, робочий об'єм барабана, швидкість обертання спіралі. Для магнітного сепаратора: діаметр робочої частини барабана, довжина барабана, магнітна індукція робочій зони на поверхні барабана.

Процес перетворення вихідної залізної руди на магнітний продукт йде шляхом транспортування сировини за допомогою води по ланцюгу технологічних переділів (подрібнення, класифікація, магнітна сепарація). Ефективність роботи кожної переробки досягається за рахунок підтримки значень технологічних змінних, які дозволяють сировину з поточними фізичними властивостями (див. предметну область «фізичні властивості вихідної руди») переробити у магнітний продукт з максимально можливим

вмістом корисного мінералу з мінімальними втратами корисного мінералу у хвості (див. відповідні предметні області).

Технологи розглядають у комплексі подрібнення й класифікацію як процес підготовки залізної руди до процесу вилучення корисного мінералу методом магнітної сепарації. Тому до предметної області «технологія збагачення залізної руди» будуть входити наступні предметні області: «рудопідготовка» та «магнітна сепарація». До «рудопідготовки» відносяться наступні параметри: витрата руди, води, пісків у млин, гранулометричний склад пісків, витрата води у класифікатор та їх похідні: коефіцієнт циркуляції, співвідношення твердого до рідкого у зливі млина та густина зливу класифікатора. Для «магнітної сепарації» нас буде цікавити лише вилучення корисного мінералу. Інші параметри магнітної сепарації є константами і залежать від паспортних даних магнітного сепаратора.

Низка технологічних змінних «рудопідготовки» і «магнітної сепарації» визначається прямими і непрямими методами в автоматизованій системі управління. Прямими методами визначаються: витрата води у млин, витрата вихідної руди у млин, витрата води у класифікатор, густина зливу класифікатора, співвідношення твердого до рідкого. Непрямими методами визначають: витрати пісків у завантажувальну горловину млина, умови подрібнення в середині барабана млина. Для цього прямими методами вимірюють: активну потужність приводного двигуна спірального класифікатора, активну потужність приводного двигуна млина, акустичну, радіоізотопну або іншу характеристику заповнення барабана млина рудою. Отже, предметна область «визначення чисельних значень технологічних змінних» є частиною предметної області «автоматизація процесу збагачення залізної руди».

Необхідно відмітити, що до предметної області «автоматизація процесу збагачення залізної руди» входить поняття про її структуру, параметри САР та

САУ, інформація про апаратні та програмні засоби, алгоритми та таке інше. Але для класифікації поточного сталого режим роботи першої стадії збагачення автоматично за значеннями технологічних змінних, які контролюються в реальному часі технологічного процесу, достатньо розглянути взаємозв'язки наступних предметних областей: «фізичні властивості вихідної руди», «фізичні властивості магнітного продукту», «фізичні властивості хвостів», «рудопідготовка», «магнітна сепарація» та «визначення чисельних значень технологічних змінних» (рис. 2.1).

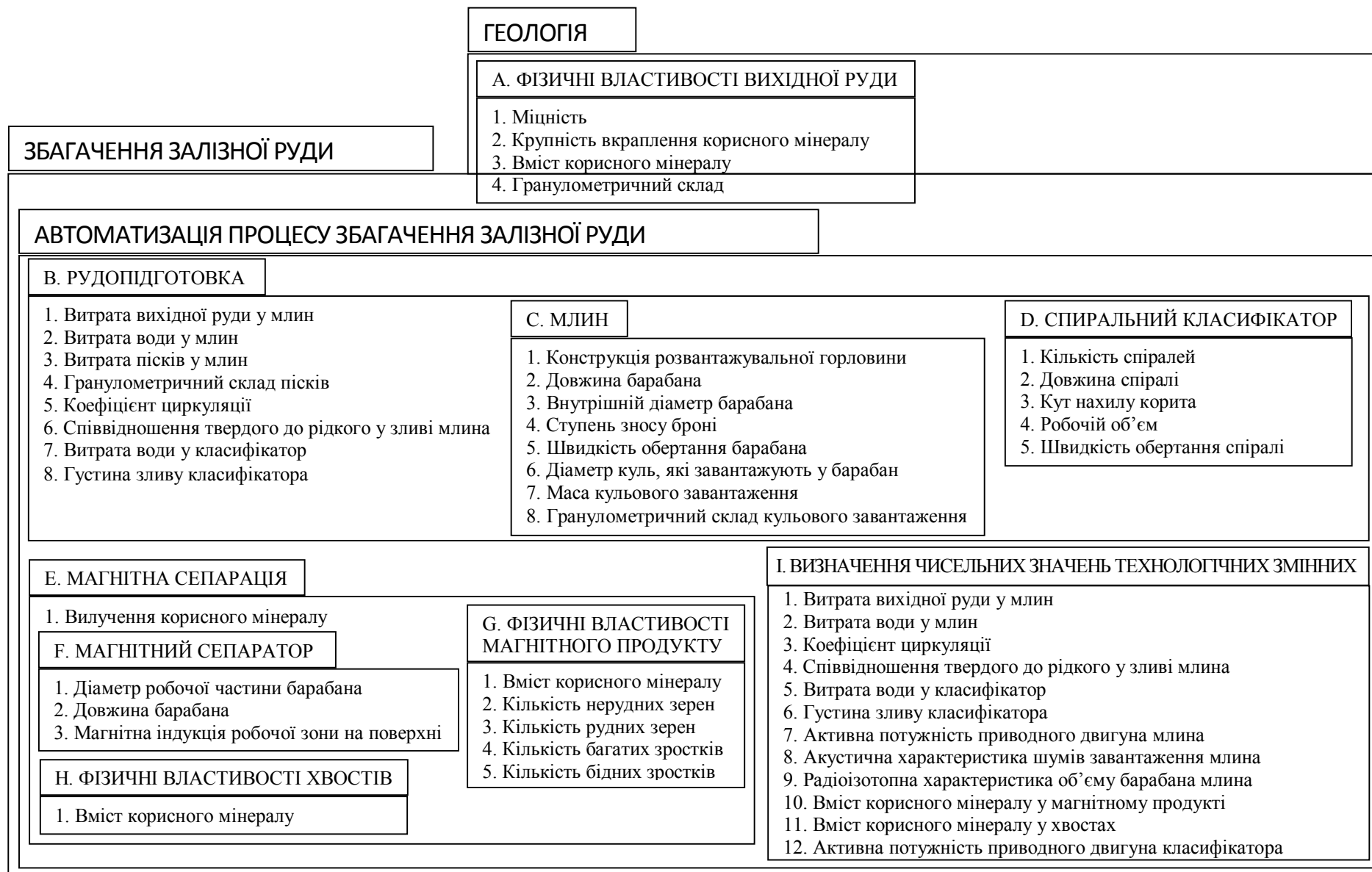


Рисунок 2.1 – Взаємозв'язки предметних областей, до яких входять параметри замкнутого циклу подрібнення

2.2 Узагальнення ознак, за якими необхідно визначати сталий режим першої стадії збагачення

Технологія збагачення передбачає отримання продукту з заданими параметрами (G.1) при фактичних фізичних властивостях вихідної руди (A.1 – A.3), які визначаються родовищем залізної руди та результатами зменшення її крупності (A.4) на етапі дрібного подрібнення (рис. 2.1). Відмітимо, що вміст корисного мінералу (A.3) можливо стабілізувати методами усереднення на відкритих промислових площадках. Але граничні значення діапазонів, у яких змінюються значення A.1 – A.3, обумовлені геологією родовища.

Ланцюг технологічних апаратів та їх параметри (C.*, D.*, F.*) визначені на стадії проектування ГЗК виходячи з фізичних властивостей сировини. Їх параметри незмінні за винятком тих, на які впливають абразивні властивості сировини (C.4, C.7, C.8). Знос броні (C.4) збільшує внутрішній діаметр барабана млина (C.3). Це в свою чергу збільшує продуктивність замкнутого циклу по готовому класу, яка дорівнює продуктивності по вихідній руді (B.1). Зменшення маси (C.7) та зміна гранулометричного складу кульового завантаження (C.8), яка відбувається у напрямку зменшення середнього діаметра куль, навпаки знижує продуктивність замкнутого циклу по готовому класу.

Перетворення вихідної руди (A) на магнітний продукт (G) відбувається за рахунок послідовного проходження залізної руди скрізь процес рудопідготовки (D) та магнітної сепарації (E). Зміни фізичних властивостей руди на вході рудопідготовки компенсуються зміною значень її параметрів (B.1 – B.8) для забезпечення максимуму вилучення корисного мінералу (E.1), який дорівнює вмісту корисного мінералу у магнітному продукті (G.1) і продуктивності по вихідній руді при мінімумі питомих витрат енергії на процес збагачення та мінімальних втратах корисного мінералу у хвості (H.1).

Компенсація змін А.1 – А.4 прямує до оптимального розкриття рудних зерен (G.3). Оптимальність полягає у тому, щоб тонина помелу призводила до максимального вилучення корисного мінералу на етапі магнітної сепарації. Принцип роботи магнітного сепаратора такий, що існує межа за якою зменшення тонини помелу призводить до підвищення втрат корисного мінералу у хвості (Н.1). Це відбувається за рахунок зменшення магнітного тяжіння частинки (магнітної сприйнятливості) до барабана магнітного сепаратора настільки, що воно не може протистояти силі, яка діє на площу проекції частинки з боку транспоруючого агента (у нашому випадку – води).

Відомо, що розмір готового класу замкнутого циклу подрібнення визначається густиною зливу класифікатора (В.8). Для кожної секції збагачення, відбудованій на певному технологічному устаткуванні, прослідковується наступний статичний причинно-наслідковий зв'язок:

1) При незмінних міцності та крупності вихідної руди максимальна продуктивність замкнутого циклу подрібнення по готовому класу, яка дорівнює витраті вихідної руди у млин, напряду залежить від густини зливу класифікатора:

$$(B.8\uparrow\downarrow)\rightarrow(B.1\uparrow\downarrow); A.1, A.2 - const. \quad (2.1)$$

2) Чим вище вміст корисного мінералу у вихідній руді, тим більше корисного мінералу можливо вилучити у магнітний продукт:

$$(A.3\uparrow)\rightarrow(G.1\uparrow). \quad (2.2)$$

Для секції збагачення при незмінному вмісті корисного мінералу у вихідній руді прослідковуються наступний динамічні причинно-наслідкові зв'язки:

1) Відхилення розміру вкраплення корисного мінералу у вихідній руді потребує зміни густини зливу класифікатора у бік відхилення розміру

вкраплення корисного мінералу для отримання максимуму вилучення корисного мінералу у магнітний продукт та мінімізації вмісту корисного мінералу у хвостах:

$$(A.2\uparrow\downarrow)\rightarrow(B.8\uparrow\downarrow)\rightarrow(G.3\uparrow, G.4\uparrow)\rightarrow(G.1\uparrow)\rightarrow(H.1\downarrow); A.3 - const. \quad (2.3)$$

2) Відхилення вмісту корисного мінералу у вихідній руді змінює у той же бік вміст корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах, при незмінній крупності вкраплення корисного мінералу у вихідній руді:

$$(G.3\uparrow)\rightarrow(G.2\uparrow, G.4\uparrow)\rightarrow(G.1\uparrow)\rightarrow(H.1\downarrow); A.2 - const. \quad (2.4)$$

Параметри А.2 та А.3 визначають максимальні можливі значення G.1. Якщо вони та решта параметрів, які визначають максимальне вилучення корисного мінералу у магнітний продукт при його мінімальних залишках у хвостах, незмінні, то процес ведеться у сталому режимі. При незмінній решті параметрів, які визначають максимальне вилучення корисного мінералу у магнітний продукт, вихід зі сталого режиму можливий у трьох випадках: змінюється А.2, змінюється А.3, змінюються обидва. Аналіз причинно-наслідкових зв'язків (2.1) – (2.4) показує, що у будь-якому випадку це фіксується через зміну G.1 та H.1. У свою чергу G.1 = I.10 та H.1 = I.11. Тому I.10 та I.11 є кандидатами у сукупність технологічних змінних, за значеннями яких визначається режим роботи стадії збагачення: сталий або перехідний.

Відомо, що з точки зору збуту готової продукції на ринку залізорудної сировини, підприємству вигідніше отримувати прибутки за рахунок валу готової продукції, яка відповідає якості (вмісту заліза). В контрактах зі споживачами прописують доплати за перевищення вмісту заліза. Але частка отриманих коштів по цих пунктах незначна. Тому при підвищенні вмісту заліза у зливні класифікатора технологи встановлюють більшу його густину таким чином, щоб вміст заліза у магнітному продукті встановився на рівні,

який дозволяє гарантовано отримувати заданий вміст заліза у концентрати на виході секції збагачення.

Чим більша густина зливу класифікатора (В.8), тим більша продуктивність замкнутого циклу подрібнення по готовому класу, а значить й вихідній руді (В.1). Іншими словами, підвищення густини зливу класифікатора покращує умови подрібнення у середині барабана млина. Індикатором зміни умов подрібнення у середині барабана млина є витрата пісків у завантажувальну горловину млина (В.3) при незмінній витраті вихідної руди у млин. З цього приводу варто розглянути вплив усіх параметрів на направлення зміни умов подрібнення (рис. 1.8), які відносяться до предметної області «автоматизація процесу збагачення залізної руди» (рис. 2.1), та з'ясувати які з них повинні увійти до сукупності, що дозволить розрізнити сталий і перехідний режими роботи першої стадії збагачення автоматично.

Параметри предметної області «автоматизація процесу збагачення залізної руди» (рис. 2.1) розділимо на три групи. До першої групи віднесемо параметри, які є незмінними упродовж всього періоду експлуатації устаткування: С.1, С.2, С.5, D.1–D.5, F.1 – F.3. Усі вони відносяться до конструкцій устаткування, на які не впливають абразивні властивості руди.

До другої групи віднесемо параметри, які є індикаторами зміни умов подрібнення: В.3 – В.5, G.1 – G.5, H.1. Зміна значень В.3 – В.5 говорить, що відбулась зміна подрібнюваності руди. Зміна значень G.1 – G.5, H.1 говорить про зміну розкриття корисного мінералу, яке може відбуватись, у тому числі і за рахунок зміни умов у середині барабана млина, на які скоріше відреагують В.3 – В.5. Тому фізичні властивості магнітного продукту (G.1 – G.5) і хвостів (H.1) не варті уваги у питанні контролю за змінами умов подрібнення у середині барабана млина.

До третьої групи віднесемо параметри, зміна яких безпосередньо впливає на умови подрібнення у середині барабана млина: А.1, А.4, В.1, В.2, В.6 – В.8, С.3, С.4, С.6 – С.8. Відома їх класифікація, яка надається фахівцями з автоматизації технологічних процесів: впливи, які збурюють (А.1, А.4, С.3, С.4, С.6 – С.8.), та впливи, які компенсують збурення (В.1, В.2, В.6 – В.8). Також їх поділяють на ті, які можливо вимірювати прямими (В.1 = І.1, В.2 = І.2, В.6 = І.4, В.7 = І.5, В.8 = І.6) та непрямыми ({С.6, С.7, С.8} ~ {І.3, І.6, І.8, І.9}) методами у масштабі протікання технологічного процесу з прийнятною похибкою та інші, що піддаються визначенню лише в лабораторних умовах. До множини {С.6, С.7, С.8} необхідно додати масу рудного завантаження барабана млина, яка не показана, тому що є похідною від параметрів В.1 – В.5 (рис. 2.1).

Вплив параметрів на умови подрібнення, які віднесені до третьої групи, буде різний. Збільшенням С.1, який дає можливість підвищення витрати вихідної руди у млин (В.1) за рахунок збільшення внутрішнього діаметра барабана млина (С.3), можливо нехтувати на досить значному терміні часу (порядку 10 діб). Зміною значень С.7 та С.8, які знижують потенціал замкнутого циклу по продуктивності за В.1 завдяки зниженню потенціальної енергії, що накопичують кулі, можливо зневажати на меншому проміжку часу (2 – 4 години залежно від абразивності руди). Таким чином, процес зміни умов подрібнення у середині барабана млина будемо вважати квазістаціонарним протягом часу, за який є можливість нехтувати зміною значень С.7 та С.8.

Таким чином, ідентифікацію режиму роботи першої стадії збагачення треба проводити за значеннями параметрів, які належать до двох класів: фізичним властивостям магнітного продукту і хвостів, які визначають вміст корисного мінералу на виході стадії збагачення, та умовами подрібнення у

середині барабана млина, які залежать від стану технологічного устаткування та фізичних властивостей вихідної руди.

2.3 Понятійна і змістовна моделі предметної області «збагачення залізної руди»

Прийняття рішень щодо управління технологічним процесом оператором або верхнім рівнем системи управління базуються на інформації про об'єкт управління. Порівняльний аналіз понятійної та змістовної моделей, які доступні оператору та верхньому рівню системи управління, дає уяву про потенціал можливостей обох джерел прийняття рішень щодо управління процесом збагачення руди у першій стадії збагачення.

Понятійна модель першої стадії збагачення (рис. 2.2) містить дев'ять понять, які характеризуються числовими значеннями атрибутів предметної області «збагачення залізної руди» (рис. 2.1). Огляд стану питання доводить, що на сьогодні лише меншою частиною з них оперує оператор технологічного процесу при прийнятті рішень щодо відпрацювання цільової функції управління першої стадії збагачення: «управляючі впливи», «режими роботи», «магнітний продукт» та «хвости». Це є наслідком обмеження інформації, яку можливо отримати про протікання процесу за рахунок використання сучасних вимірювальних приладів. Розширення змістовної моделі для оператора можливо лише шляхом доповнення змістовної моделі лабораторними дослідженнями властивостей вихідної руди та результатами досліджень тенденцій роботи устаткування при різних ступенях зносу.

На цьому шляху є перешкода, яка полягає у кінцевому обсязі інформації, яку може обробляти людина для адекватного прийняття рішень [44]. До наведених досліджень можливо апелювати лише зі сторони порівняння кількості інформації для передпольотної підготовки та управління процесом

збагачення у першій стадії. Але це нівелюється різницею в освіті та тренуванні операторів.

Сучасні апаратно-програмні засоби побудови систем управління знімають цю перешкоду для верхнього рівня системи управління. Цей потенціал можливо використовувати у наступних напрямках:

- використання попереднього досвіду експлуатації секції збагачення з урахуванням стану устаткування, параметрів вихідної руди і параметрів концентрату на виході секції;

- моделювання процесу збагачення для чисельних змінних поточної технологічної ситуації задля визначення оптимальності поточного режиму роботи за заданими критеріями.

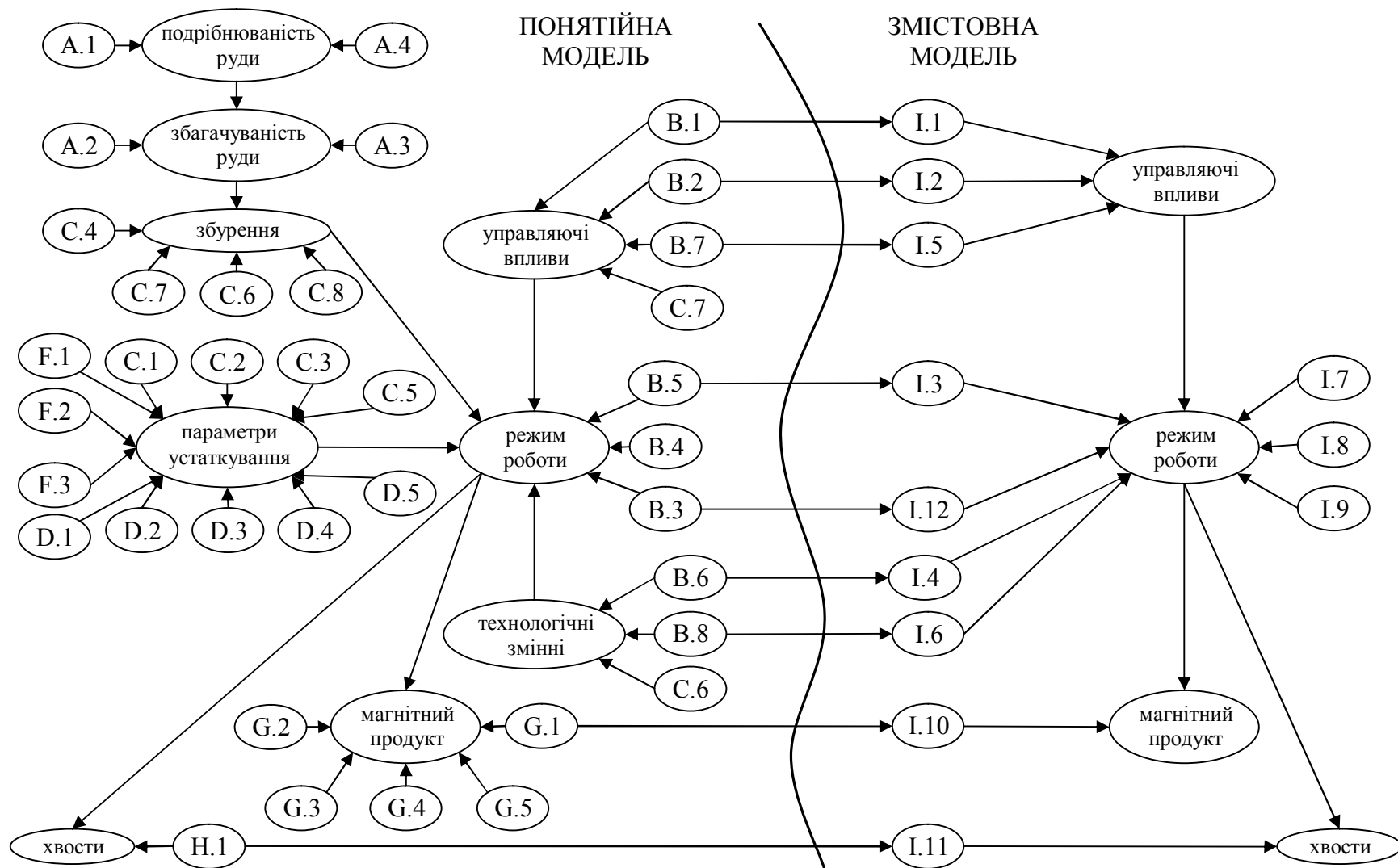


Рисунок 2.2 – Понятійна та змістовна моделі предметної області першої стадії збагачення

2.4 Вивчення взаємозв'язків між збурюючими, та управляючими впливами, які їх компенсують

Аналіз понятійної та змістовної моделей показав, що за походженням збурення відносяться до двох джерел: фізичні властивості вихідної руди та параметри устаткування (рис. 2.2). Зв'язок між збуреннями та управляючими впливами відбувається через режим роботи замкнутого циклу подрібнення. Зміна режиму роботи, яка відбувається без втручання оператора, сигналізує про зміну параметрів збурень. Такий стан простежується як у понятійній, так і у змістовній моделях предметної області першої стадії збагачення.

Таким чином, контролюючи зміну режиму подрібнення за числовими значеннями технологічних змінних, що вимірюються прямими методами (І.1 – І.12), маємо можливість характеризувати сталий режим роботи першої стадії збагачення. Покажемо їх зв'язок з властивостями вихідної руди, магнітного продукту та хвостів за допомогою імітаційної моделі першої стадії збагачення, яка інтегрує у собі процеси подрібнення, класифікації та вилучення корисного мінералу.

Як відомо, на вході першої стадії збагачення усі три збагачувальних ознаки руди (вміст корисного мінералу α_b , його вкраплення $d_{вк}$ та твердість руди (подрібнюваність)) у випадку зміни своїх значень тягнуть зміну якості збагаченого продукту і втрат корисного мінералу у хвостах. Це впливає на параметри концентрату, який отримують на виході секції збагачення. Ці збурення підлягають компенсації за допомогою режиму параметрів подрібнення і сепарації.

Сепарація є індикатором розкриття, а подрібнення здійснює це розкриття. Найбільш істотний вплив на розкриття робить густина пульпи зливу класифікатора: зменшення густини збільшує кількість пісків і, отже, розкриття та навпаки. Таке перетворення було нами промодельоване за допомогою математичних співвідношень.

Для моделювання подрібнення використаний закон Ріттингера по перетворенню частинок із середньою крупністю $d_{\text{вх}}$ в продукт на виході млина із середньою крупністю $d_{\text{вих}}$:

$$d_{\text{вих}} = \frac{d_{\text{вх}} \cdot Q_{\text{м}}}{k_{\text{р}} \cdot d_{\text{вх}} \cdot P_{\text{м}} \cdot \delta_{\text{п}} + Q_{\text{м}}}, \quad (2.4)$$

де $Q_{\text{м}}$ – продуктивність млина;

$k_{\text{р}}$ – коефіцієнт твердості руди;

$P_{\text{м}}$ – потужність, споживана приводом;

$\delta_{\text{п}}$ – густина пульпи у млині.

Інші моделі подрібнення дають можливість оцінити закономірності руйнування корисної копалини за кінцевими результатами, а не шляхом прогнозу. Відповідно до моделі Лінча [11], за значенням середньої крупності помелу двох визначається інтегральна функція розподілу частинок по крупності:

$$F(d) = 1 - \exp\left(-\frac{d}{d_{\text{вих}}}\right). \quad (2.5)$$

Для обчислення показників поділу в класифікаторі необхідне задання функції розподілу частинок по крупності $F(d)$ і по густині $F(\delta_r)$, тобто знати розкриття в зливні млина для кожного класу крупності. Тобто модель використовується для розрахунку параметрів технології для заданих кінцевих показників. На базі цієї моделі побудована імітаційна модель процесів подрібнення у замкнутому циклі. Вона апробована в промислових умовах [41, 42]. Але в неї на закладена можливість розрахунку вилучення корисного мінералу на стадії магнітної сепарації. З цієї причини нами була прийнята модель Ріттингера.

Для моделювання класифікації використовувалася турбулентна модель Нессе [45]. Вона визначає імовірність переходу частинок заданої крупності у злив заданої густини:

$$P_o = \exp\left(-g(\delta_k - \delta_{\text{пкл}}) \frac{d_k^2 \cdot h_1}{18\mu \cdot \omega \cdot h^2}\right), \quad (2.6)$$

де d_k – задана крупність частинок;

δ_r – задана густина зливу класифікатора;

$\delta_{гкл}$ – густина зливу класифікатора; $g = 9,8 \text{ м/с}^2$ – прискорення вільного падіння;

h – висота грибка спіралі класифікатора;

h_1 – висота занурення спіралі;

μ – коефіцієнт динамічної в'язкості середовища; ω – частота обертання спіралей.

У зливі млина мається досить широкий спектр крупності частинок. Тому серед частин є усі фракції з вмістом магнетиту $0 \leq \alpha \leq 1$, тобто відкриті рудні і нерудні зерна, багаті і бідні зростки (всього чотири фракції). Для моделювання розкриття корисного мінералу розіб'ємо діапазон зміни крупності частин на вузькі класи, інтервал зміни яких буде кратним елементарній довжині вкраплення $L_{BK} = d_{BK} + r_{BK}$:

$$r_{BK} = d_{BK} \cdot \left(\sqrt[3]{\frac{0,65}{\alpha_{\Pi}}} - 1 \right). \quad (2.7)$$

В інтервалі $0 \leq d \leq L_{BK}$ будуть усі чотири фракції. Щоб визначити кількість кожної фракції отримані наступні вирази.

Розкриті рудні зерна:

$$P_{pз} = \alpha_{\varepsilon} \cdot \sum_{d=0}^{d_{BK}} \left(1 - \frac{d}{d_{BK}} \right) \cdot \Delta F(d), \quad \alpha_{pз} = 1. \quad (2.8)$$

Багаті зростки:

$$P_{pзр} = \alpha_{\varepsilon} \cdot \left(\sum_{d=0}^{d_{BK}} \frac{d}{d_{BK}} \cdot \Delta F(d) + \sum_{d_{BK}}^{10L_{BK}} \Delta F(d) \right) + (1 - F(10L_{BK})), \quad \alpha_B < \alpha_{pзр} < 1. \quad (2.9)$$

Відкриті нерудні зерна:

$$P_{нз} = (1 - \alpha_B) \cdot \sum_{d=0}^{r_{BK}} \left(1 - \frac{d}{r_{BK}} \right) \cdot \Delta F(d), \quad \alpha_{нз} = 0. \quad (2.10)$$

Бідні зростки:

$$P_{\text{нзр}} = (1 - \alpha_{\text{в}}) \cdot \left(\sum_{d=0}^{r_{\text{БК}}} \frac{d}{r_{\text{БК}}} \cdot \Delta F(d) + \sum_{r_{\text{БК}}}^{10L_{\text{БК}}} \cdot \Delta F(d) \right), \quad 0 < \alpha_{\text{нзр}} < \alpha_{\text{в}}. \quad (2.11)$$

В інтервалі $d > L_{\text{БК}}$ будуть знаходитися тільки зростки, у кількості: багаті зростки – $P_{\text{рзр}} \equiv \alpha_{\text{в}}$; бідні зростки – $P_{\text{рзр}} \equiv 1 - \alpha_{\text{в}}$. Вміст корисного мінералу в них буде відповідати:

$$\alpha_{\text{в}} < \alpha_{\text{рз}} < \alpha_{\text{мак}}, \quad \alpha_{\text{мак}} = \left(\frac{(n+1) \cdot d_{\text{БК}}}{d_{\text{БК}} + n \cdot L_{\text{БК}}} \right), \quad n = \frac{d}{L_{\text{БК}}}; \quad (2.12)$$

$$\alpha_{\text{мін}} < \alpha_{\text{нзр}} < \alpha_{\text{в}}, \quad \alpha_{\text{мін}} = \left(\frac{n \cdot d_{\text{БК}}}{r_{\text{БК}} + n \cdot L_{\text{БК}}} \right)^3. \quad (2.13)$$

Вміст багатих зростків у вузькому класі крупності складе:

$$P_{\text{рзр}} = \alpha_{\text{в}} \cdot (F(n+1)L_{\text{БК}}) - F(n \cdot L_{\text{БК}}). \quad (2.14)$$

Бідних зростків:

$$P_{\text{нзр}} = (1 - \alpha_{\text{в}}) \cdot (F(n+1)L_{\text{БК}}) - F(n \cdot L_{\text{БК}}). \quad (2.15)$$

Для двох останніх виразів n обчислюється як показано в (2.12).

Для візуалізації двовимірної функції розподілу частинок за крупністю і вмістом корисного мінералу визначаються наступні параметри: вміст багатих та бідних зростків і щільність цих частинок. Вміст корисного мінералу у частинках руди, які класифікуються як багаті зростки, вираховується наступним чином:

$$\alpha_{\text{рзр}} = \frac{\alpha_{\text{мак}} + \alpha_{\text{в}}}{2}. \quad (2.16)$$

Вміст корисного мінералу у частинках руди, які класифікуються як багаті зростки, відповідний:

$$\alpha_{\text{нзр}} = \frac{\alpha_{\text{в}} + \alpha_{\text{мін}}}{2}. \quad (2.17)$$

Щільність цих частинок буде залежати від вмісту корисного мінералу в них:

$$\delta_{\text{рз}} = \frac{\delta_{\text{м}} \cdot \delta_{\text{к}}}{\delta_{\text{м}} - \alpha_{\text{рз}} (\delta_{\text{м}} - \delta_{\text{к}})}, \quad \delta_{\text{нз}} = \frac{\delta_{\text{м}} \cdot \delta_{\text{к}}}{\delta_{\text{м}} - \alpha_{\text{нз}} (\delta_{\text{м}} - \delta_{\text{к}})}, \quad (2.18)$$

де $\delta_{\text{рз}}$ – щільність частинок, які класифікуються як багаті зростки;

δ_{nc} – щільність частинок, які класифікуються як бідні зростки;

δ_m – щільність магнетиту ($\delta_m = 5000 \text{ кг/м}^3$);

δ_k – щільність кварцу ($\delta_k = 2800 \text{ кг/м}^3$);

$\alpha_{рзр}$ – вміст корисного мінералу у частинках руди, які класифікуються як багаті зростки;

$\alpha_{нзр}$ – вміст корисного мінералу у частинках руди, які класифікуються як бідні зростки.

У такий спосіб двовимірна функція розподілу частинок по крупності і вмісту корисного мінералу буде виглядати відповідно до рисунку 2.3.

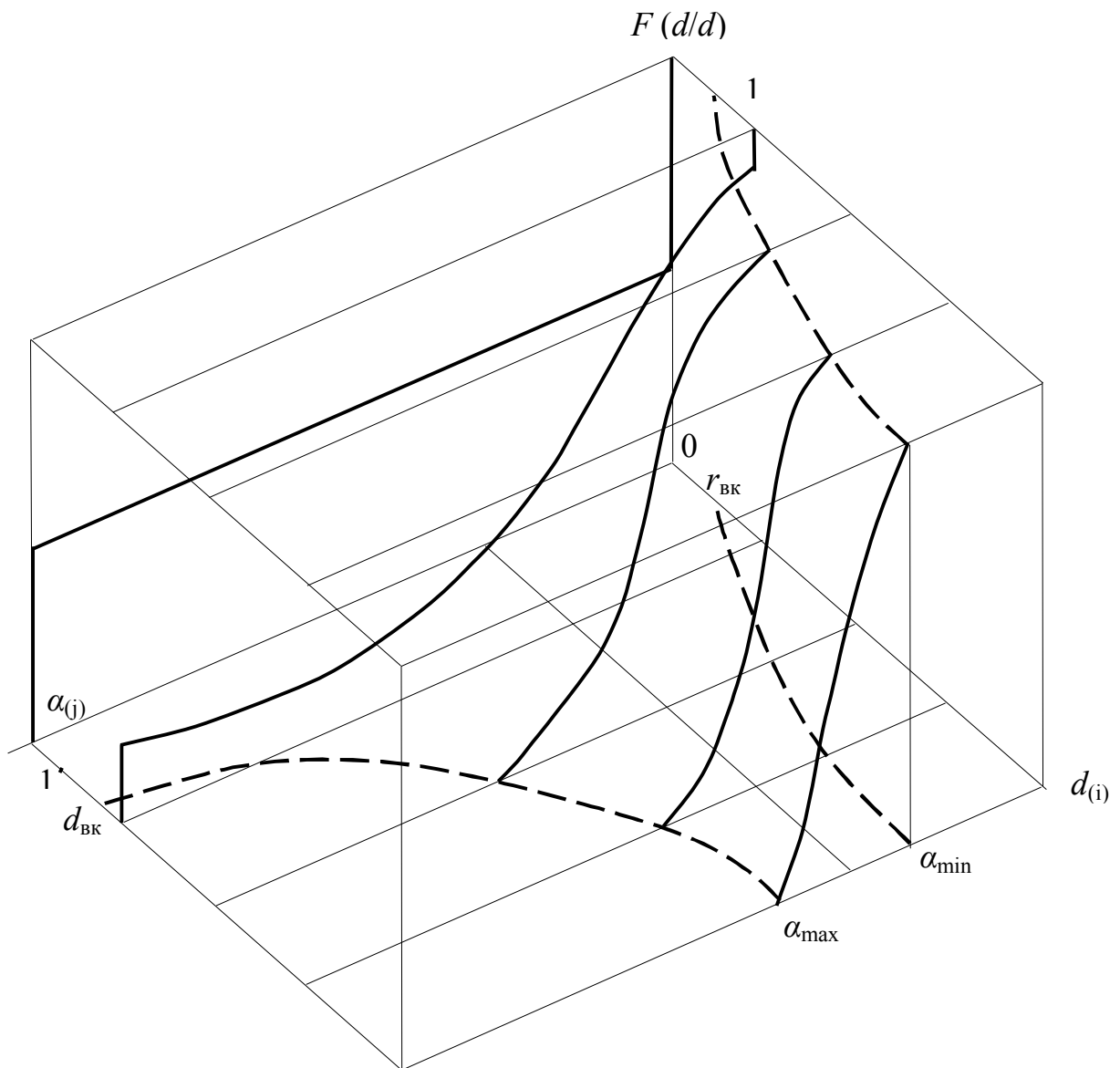


Рисунок 2.3 – Двовимірна функція розподілу частинок по крупності і вмісту корисного мінералу

Формування зливу класифікатора здійснюється за таким алгоритмом. Спочатку задаються значення розміру частинок класу крупності (d_i), визначаються максимальний ($\alpha_{\min i}$) і мінімальний ($\alpha_{\max i}$) вміст корисного мінералу для цього класу та вміст цього класу крупності ($\Delta F(d_i)$). Потім визначають вміст j -ї фракції у цьому класі ($(\Delta F(d_i / \alpha_i), P_{рзрїј}, P_{нрзїј}, P_{рзїј}, P_{нзїј})$). Далі знаходять імовірність P_{ij} переходу відповідних фракцій у злив класифікатора. Остаточню вираховують наступне:

Кількість фракції, що перейшла в злив складе:

$$\Delta F_{\text{сл}j} = \sum_{i=1}^n \Delta F(d_i / \alpha_j) P_{ij}. \quad (2.19)$$

Усього продукту, що перейшов у злив:

$$P_{\text{сл}} = \sum_{i=1}^k \Delta F_{\text{сл}j}. \quad (2.20)$$

Розподіл фракцій у зливі:

$$\Delta F_{\text{сл}}(\alpha) = \frac{\Delta F_{\text{сл}j}}{P_{\text{сл}}}. \quad (2.21)$$

Крупність у зливі буде відповідати підсумовуванню по іншому індексу:

$$\Delta F_{\text{сл}j} = \sum_{j=1}^k \Delta F(d_i / \alpha_j) \cdot P_{ij}. \quad (2.22)$$

Кількість частинок заданої крупності в зливі складе:

$$P_{\text{кл сл}} = \sum_{i=1}^k \Delta F_{\text{сл}i}. \quad (2.23)$$

Розподіл у зливі:

$$\Delta F(d) = \frac{\Delta F_{\text{сл}j}}{P_{\text{кл сл}}}. \quad (2.24)$$

Крупність у зливі класифікатора:

$$d_{\text{сл}} = \sum_{i=1}^n d_i \cdot \Delta F(d_i). \quad (2.25)$$

Розділення продукту, який потрапив у злив класифікатора, моделювалось за результатами випробовування сепаратора і подальшого фракційного аналізу. За результатами випробовування визначалася сепараційна характеристика ($P(\alpha)$). На підставі розподілу у зливні магнітного сепаратора ($\Delta F_{\text{зл}}(\alpha)$) визначаємо його показники:

– вихід:

$$\gamma = \sum_{\alpha=0}^1 \Delta F_{\text{сл}}(\alpha) \cdot P(\alpha); \quad (2.26)$$

– вміст корисного мінералу у продукті, який збагачується:

$$\beta = \frac{1}{\gamma} \cdot \sum_{\alpha=0}^1 \alpha \cdot \Delta F_{\text{сл}}(\alpha) \cdot P(\alpha); \quad (2.27)$$

– втрати у хвостах:

$$v = \frac{1}{1-\gamma} \cdot \sum_{\alpha=0}^1 \alpha \cdot \Delta F_{\text{сл}}(\alpha) \cdot (1-P(\alpha)). \quad (2.28)$$

Моделювання замкнутого циклу подрібнення, класифікації та вилучення корисного мінералу здійснювалось з використанням виразів (2.4) – (2.28) на С# 2010 від корпорації Microsoft (додаток В). У ролі інтерфейсу використовувалася електронна таблиця Excel. Це надало можливість вести розрахунок технологічного процесу збагачення руди у інтерактивному режимі.

Спочатку вводяться вихідні дані (рис. 2.4). Є можливість їх змінювати після кожного розрахунку моделі. Далі визначається середня крупність у розвантаженні млина. Модель процесу класифікації визначає кількість продукту, що перейшов до зливу та повернувся з пісками на повторне подрібнення. Спираючись на дані про піски перераховується середня крупність матеріалу на вході млина та його витрата. Знову здійснюється розрахунок подрібнення. Всі його етапи повторюються до тих пір, доки витрати матеріалу

до зливу класифікатора на почнуть дорівнюватися витратам вихідної руди у млин із заданою похибкою. Після останньої ітерації по черзі розраховується розкриття корисного мінералу та його вилучення до промпродукту.

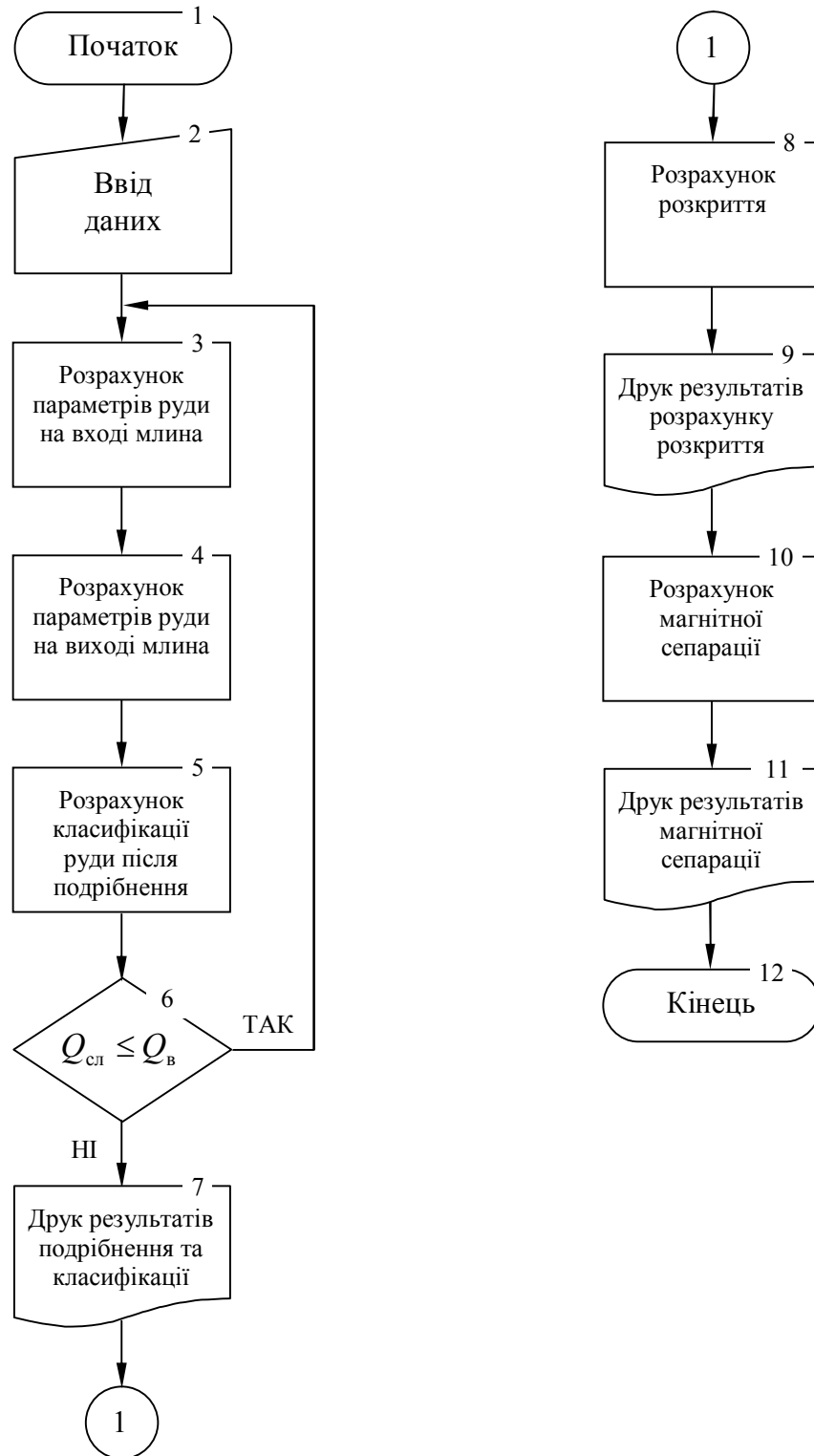


Рисунок 2.4 – Алгоритм моделювання першої стадії збагачення

Як відзначалося вище, збурюючими впливами є вміст корисного мінералу у вихідній руді, його крупність вкраплення та подрібнюваність руди. Технологи визначають збагачуваність руди за інтегрованою оцінкою всіх цих показників. Моделювання першої секції збагачення відбувалося для родовища, яке вмістить три типи руди: бідну, середньої збагачуваності та багату відповідно зліва направо (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Характеристика типів руди у родовищі

Параметр руди	Тип збагачуваності руди		
	Важкий	Середній	Легкий
Діаметр вкраплення (d_{BK}), мм	0,05	0,12	0,2
Вміст корисного мінералу (α_M), %	0,25	0,32	0,37
Коефіцієнт подрібнюваності (k)	$5 \cdot 10^{-6}$	10^{-5}	10^{-4}

Для вивчення впливу збурень використовували детермінований підхід: прораховано модель для всіх комбінацій параметрів, що характеризують руду у родовищі при незмінних усіх інших чинників. Вивчалися сукупний вплив коефіцієнта подрібнення руди та вмісту корисного мінералу на коефіцієнт циркуляції (рис. 2.5), та сукупний вплив цих параметрів з крупністю вкраплення корисного мінералу на вилучення цього мінералу на стадії магнітної сепарації та його втрату у хвості (рис. 2.6, 2.7).

З алгоритму роботи моделі видно, що обчислення розкриття матеріалу відбувається безпосередньо перед магнітною сепарацією. Це з'ясувалося безпосередньо під час роботи з обрахуванням даних. Таким чином, на даному етапі не маємо можливості показати вплив крупності вкраплення корисного мінералу на коефіцієнт циркуляції. Але теоретичні передумови для цього існують. Доробка моделі на подальших етапах досліджень надасть можливість це з'ясувати.

Як і очікувалося, найбільший вплив на коефіцієнт циркуляції має коефіцієнт подрібнюваності руди (рис. 2.5). Зміна коефіцієнта подрібнюваності від максимального значення, яке використовується для характеристик руди родовища, призводить зниження коефіцієнта циркуляції у межах 30%. Подальше зниження коефіцієнта подрібнення на порядок призводить до зниження коефіцієнта циркуляції ще на 30%. Це корелює з даними експлуатації першої стадії подрібнення у промислових умовах.

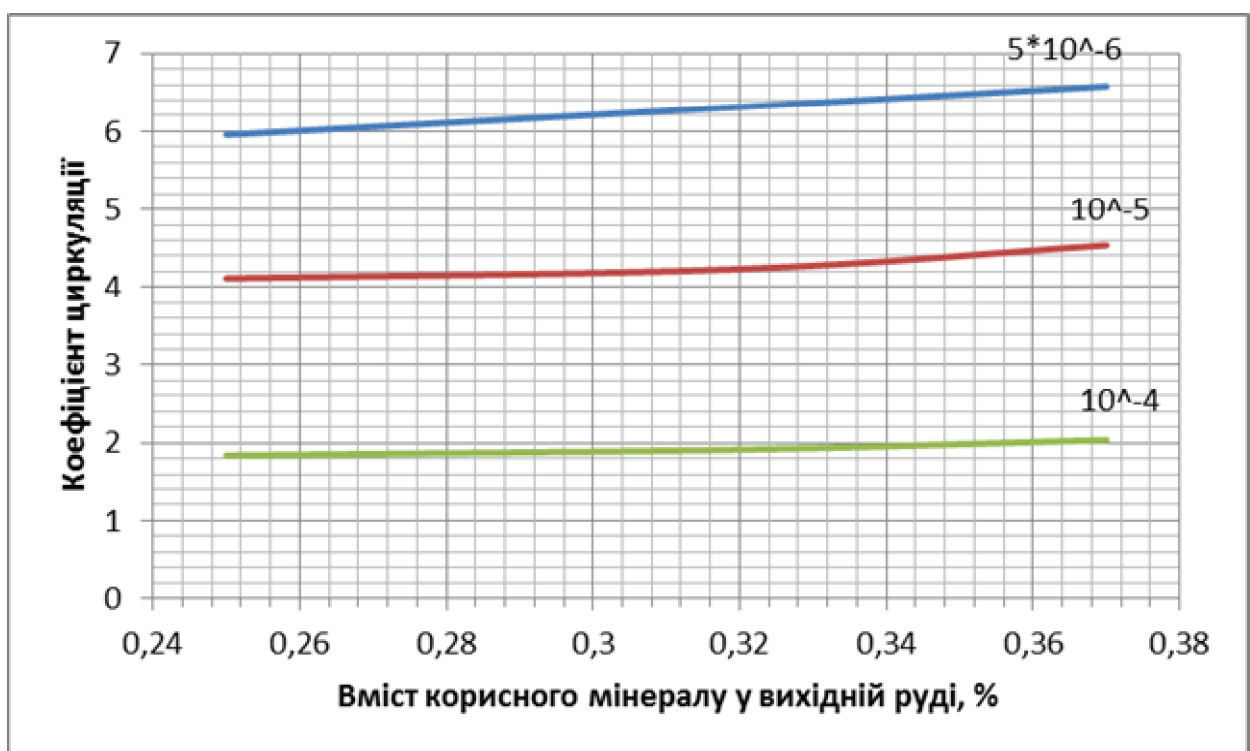


Рисунок 2.5 – Вплив параметрів руди на коефіцієнт циркуляції

З іншого боку відбувається підвищення коефіцієнта циркуляції в межах 10% при зміні вмісту корисного мінералу на 32%, якщо за 100% брати максимальний вміст корисного мінералу, що потрапляє на збагачення. З теоретичної точки зору це пояснюється збільшенням вмісту магнетиту, в якого щільність удвічі більше ніж у пустої породи. Таким чином, повільна зміна коефіцієнта циркуляції з достатньою імовірністю буде свідчити про зміну вмісту корисного мінералу в

руді. Але ще раз привернемо увагу до необхідності зміни алгоритму задля обчислення розкриття матеріалу перед його класифікацією.

При фіксованому вмісті корисного мінералу зменшення міцності руди на порядок тягне за собою відповідне підвищення вмісту корисного мінералу у магнітному продукті та хвостах (рис. 2.6). Це відбувається тому, що менш міцні руди при однакових умовах подрібнення подрібнюються до меншої крупності чим міцніші руди. Це призводить до більшого розкриття корисного мінералу. Але більш показним є вплив крупності вкраплення корисного мінералу на вміст корисного мінералу у магнітному продукті та хвостах. Зміна крупності вкраплення корисного мінералу на 75% підвищує вміст корисного мінералу на 28% при незмінному коефіцієнті подрібнюваності руди.

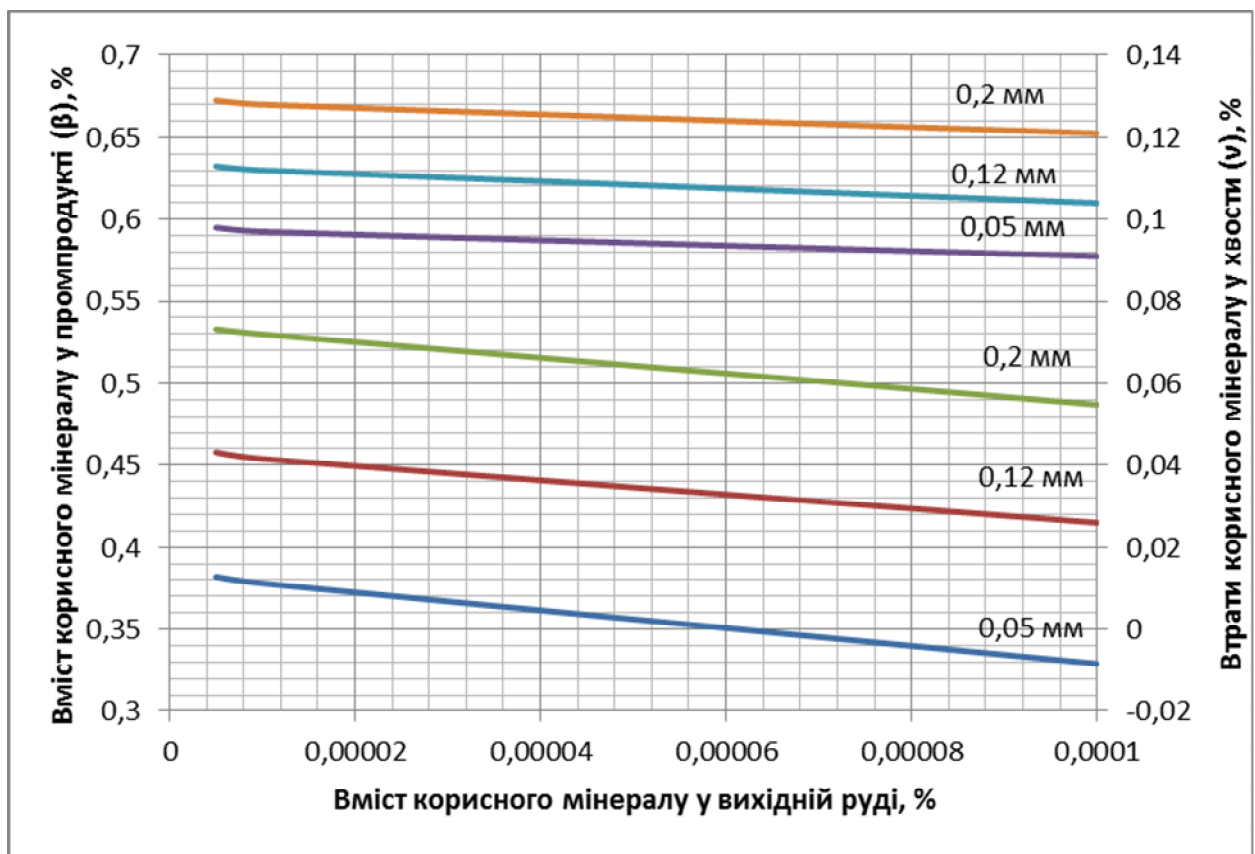


Рисунок 2.6 – Вплив параметрів руди на вміст корисного мінералу при фіксованому вмісті корисного мінералу у вихідній руді

Повільне зростання вмісту корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах може свідчити про зниження міцності вихідної руди. Цей показник не є суттєвим. Але його можливо використовувати сумісно з коефіцієнтом циркуляції, швидка зміна якого говорить про зміну типу руди за міцністю. З іншого боку швидке зростання вилучення корисного мінералу після магнітної сепарації може вказувати на зміну крупності його вкраплення у вихідній руді.

При фіксованій міцності вихідної руди та вмісту корисного мінералу у ній зростає вилучення корисного мінералу у магнітний продукт та його втрата у хвості на 19% при зміні крупності вкраплення на 75% (рис 2.7). З іншого боку, при фіксованій міцності вихідної руди та крупності вкраплення корисного мінералу зростання його вмісту на 32% призводить до зростання вилучення корисного мінералу у магнітний продукт на ті ж самі 32%. Таким чином, контроль вмісту корисного мінералу у магнітному продукті є більш чутливим до вмісту корисного мінералу у руді, ніж до крупності його вкраплення.

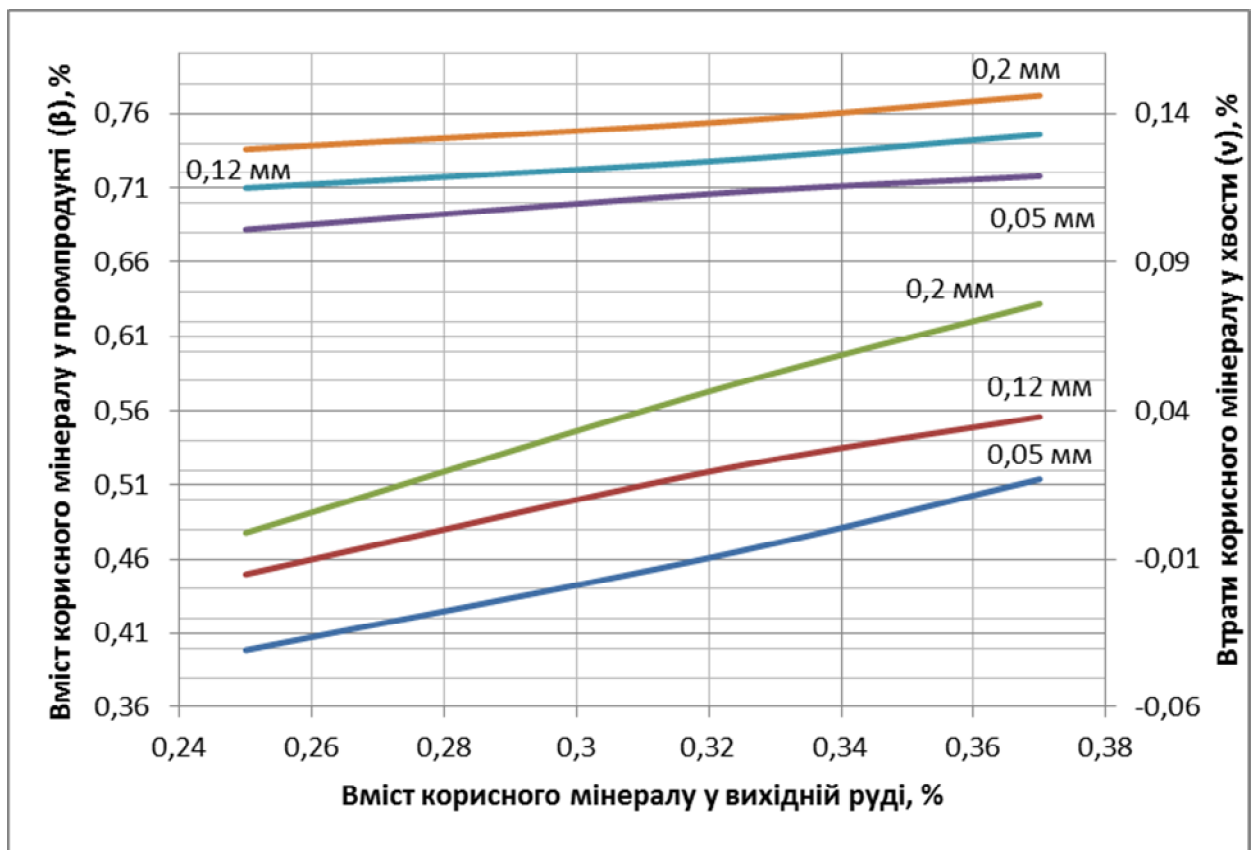


Рисунок 2.7 – Вплив параметрів руди на вміст корисного мінералу при фіксованій міцності вихідної руди

З першого погляду виникає проблема розпізнавання причини зміни вилучення корисного мінералу на стадії магнітної сепарації та втрати його у хвості. Розпізнавання причини необхідне для прийняття рішення щодо використання управляючого впливу для дотримання технології збагачення, яка відповідає заданій цільовій функції управління. Зміна крупності вкраплення дає підстави на початок корегування з густини зливу класифікатора, яка безпосередньо впливає на розкриття корисного мінералу. Зміна вмісту корисного мінералу може вимагати коригування як витрати первинної руди у млин, так і густини зливу класифікатора.

Вирішення проблеми визначення причини зміни вилучення корисного мінералу на стадії магнітної сепарації може полягати у визначенні динаміки зміни вилучення корисного мінералу на етапі магнітної сепарації та втрати його у хвості. Це завдання лежить за межами даного дослідження, тому що стосується перехідного режиму роботи. Але для ідентифікації сталого режиму роботи вміст корисного мінералу в магнітному продукті та у хвостах потрібно використовувати.

2.5 Обґрунтування сукупності щодо визначення сталого режиму

Для того, щоб класифікувати поточний режим роботи замкнутого циклу подрібнення без участі оператора спочатку потрібна сукупність чисельних значень, за якими він може бути ідентифікований та порівняний з попереднім досвідом роботи циклу управління. Отже, теоретично обґрунтована сукупність параметрів, яка дозволить ідентифікувати і порівнювати з попередніми сталими режимами роботи замкнутого циклу подрібнення, повинна відповідати наступним вимогам.

1. Усі параметри, що входять до сукупності, яка ідентифікує сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, повинні визначатися у реальному масштабі часу технологічного процесу.

2. Сукупність повинна повноцінно характеризувати сталий режим.

3. Кількість параметрів повинна бути мінімальною з врахуванням другої вимоги за рахунок використання найбільш інформативних.

Для відповідності першій вимозі до сукупності мають увійти параметри, які відносяться до предметної області «Визначення чисельних значень технологічних змінних» (рис. 2.1). Аналіз понятійної та інформативної моделей показує, що ці параметри характеризують увесь комплекс понять, якими оперують технологи та спеціалісти з автоматизації, щодо процесу збагачення залізної руди: властивості руди (подрібнюваність та збагачуваність), збурення, параметри устаткування, режими роботи, які залежать від параметрів устаткування, збурень, управляючих впливів, що їх компенсують та технологічних змінних, до яких віднесено T/P у розвантаженні млина, густина зливу класифікатора, діаметр куль, які завантажуються у барабан. Все це впливає на кінцевий результат процесу: властивості магнітного продукту та хвосту.

Під повнотою характеристики сталого режиму будемо розуміти наявність наступної інформації:

- характеристика густинних режимів роботи млина та класифікатора;
- характеристика умов подрібнення у середині барабана млина;
- характеристика ефективності роботи замкнутого циклу подрібнення.

Таким чином, параметри понятійної моделі та відповідні параметри інформаційної моделі потрібно розділити на три групи, кожна з яких повинна надавати інформацію за означеними характеристиками.

Перша група параметрів описує густинні режими роботи устаткування. До неї входять: вода, вихідна руда та тверда частина пісків, яка поступає у

завантажувальну горловину млина, вода, яка поступає у класифікатор, густина зливу класифікатора. Вода, що поступає у завантажувальну горловину млина, складається з води з вихідною рудою, пісків та технологічної води для транспортування руди через барабан млина. Вологість води складає близько 3%, вологість пісків близько 15%. Ці частини рідкого одержані за результатами генеральних випробувань і вважаються константами. Але при підрахунку водного балансу враховуються. Зміна абсолютних значень обумовлена зміною витрат руди і пісків, які контролюються у реальному масштабі часу роботи технологічного процесу.

Усі перераховані параметри є претендентами на визначення сталого режиму з боку технології подрібнення руди. Всі шість можна звести до двох: відношення твердого до рідкого (Т/Р) у розвантажені млина та густина зливу класифікатора. Останні два є похідними від параметрів, які перераховані у попередньому абзаці. Таким чином, будемо вважати теоретично обґрунтованими два перших параметри, які увійдуть до сукупності, що характеризує сталий режим замкнутого циклу подрібнення, та відповідають заданим вимогам.

Зміна Т/Р та густини зливу класифікатора мають безпосередній вплив на зміну умов подрібнення у середині барабана млина (рис 1.5). До цієї групи входить найбільша кількість параметрів, при цьому визначення чисельних значень більшості з них вельми проблематична. Одночасна зміна чисельних показників різних параметрів може компенсувати одна одну та у поодинокому випадку залишити умови подрібнення без змін. Наприклад, під станом устаткування мається на увазі знос футерівки, який з часом збільшує внутрішній діаметр барабана млина, що тягне підвищення продуктивності по вихідній руді зі стабільним показником її подрібнюваності та кульового завантаження, яке з часом зменшується, отже, зменшує продуктивність по вихідній руді. Аналогічно можливо казати про крупність та міцність вихідної руди.

Виходячи з інформаційної моделі умови подрібнення визначаються за значеннями наступних параметрів (рис. 1.8): потужність, що споживає приводний двигун спірального класифікатора (непрямий метод виміру витрати пісків у завантажувальну горловину млина), потужність приводного двигуна млина та радіоізотопна, акустична або інша характеристика заповнення матеріалом, що подрібнюється, внутрішнього об'єму барабана млина. Критика останнього параметра наведена у розділі 1, тому розглянемо витрату пісків та потужність приводного двигуна млина.

Досвід побудови систем локальної автоматики довів ефективність визначення точці перевантаження млина матеріалом, що подрібнюється, за комплексним використанням числових значень піскового навантаження та потужності, що споживає приводний двигун млина (рис. 1.2). Але для нашого випадку більш інформативними будуть саме ці параметри, якщо їх привести до витрати первинної руди у млин: коефіцієнт циркуляції та питомі витрати електроенергії на подрібнення руди.

З іншого боку, моделювання, що проведено у рамках наших досліджень, показало, що зміна коефіцієнта подрібнення вихідної руди має відповідний суттєвий відгук коефіцієнта циркуляції (рис. 2.5). Таким чином, збурення, яке стосується подрібнюваності вихідної руди і яке впливає на умови подрібнення у середині барабана млина, відслідковується за допомогою коефіцієнта циркуляції. Отже, найбільш інформативним з двох останніх параметрів є коефіцієнт циркуляції. Тому будемо вважати, що теоретично достатньо використовувати один параметр для характеристики умов подрібнення у середині барабана млина.

Валовий вихід концентрату формує левову частку прибутку підприємства. Тому питомі витрати енергії є показником якості роботи першої стадії збагачення. Доплати за перевищення вмісту корисного мінералу у концентраті у порівнянні з основним джерелом прибутку незначні. З іншого боку, якщо вміст

корисного мінералу не вийде на технологічний мінімум, то такий концентрат реалізувати на ринку немає можливості. Цей показник на першій стадії збагачення контролюється вмістом корисного мінералу у магнітному продукті. Отже, сумісне використання чисельних значень питомих витрат енергії та вмісту корисного мінералу у магнітному продукті характеризує сталий режим подрібнення за ефективністю.

Вміст корисного мінералу у хвостах додамо у сукупність параметрів виходячи з того, що він є індикатором виникнення аварійної ситуації на етапі магнітної сепарації. При незмінному вмісті корисного мінералу у магнітному продукті зростання його у хвостах сигналізує про вихід з ладу одного або декількох магнітних сепараторів. Таким чином, теоретично обґрунтований останній параметр, який буде входити до сукупності, що ідентифікує сталий режим подрібнення.

Висновки до розділу

1. Сепарація є індикатором розкриття, а подрібнення здійснює це розкриття. Тому замкнутий цикл подрібнення неможливо розглядати відокремлено від комплексу магнітної сепарації в межах відповідної стадії збагачення.

2. Для ідентифікації сталого режиму першої стадії збагачення, а тому і замкнутого циклу подрібнення першої стадії, необхідно мати вектор, до якого входять числові значення наступних параметрів: відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (Т/Р), густина зливу класифікатора, коефіцієнт циркуляції, питомі витрати електроенергії на процес збагачення у першій стадії, вміст корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах. Всього шість параметрів.

3. Усі параметри, які увійшли до складу вектора ідентифікації сталого режиму, визначаються в реальному масштабі часу протікання технологічного

процесу. Тому їх аналіз можливо проводити в автоматичному режимі, виключивши з цього процесу оператора.

4. Повнота образу сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення забезпечується за рахунок охоплення усіх характеристик, які впливають або визначають роботу замкнутого циклу подрібнення та усієї першої стадії збагачення залізної руди. Коефіцієнт циркуляції є інтегральною оцінкою умов подрібнення у середині барабана млина. Відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (T / P) та густини зливу класифікатора достатньо для опису технологічного режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Питомі витрати електроенергії на вихід магнітного продукту у першій стадії збагачення та вміст корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах повністю характеризують ефективність роботи замкнутого циклу за споживанням електроенергії та якості магнітного продукту.

3 З'ЯСУВАННЯ ЧИСЕЛЬНИХ ВЕЛИЧИН ПРИРОСТІВ КОЖНОГО ІЗ СУКУПНОСТІ ПАРАМЕТРІВ, ЩО ВИКОРИСТОВУЮТЬСЯ ДЛЯ ВИЗНАЧЕННЯ СТАЛОГО РЕЖИМУ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ

3.1 Точність визначення параметрів, які входять до вектора ідентифікації сталого режиму

Усі параметри, які складають вектор, що ідентифікує сталий режим роботи першої стадії подрібнення, є детермінованими. Вони визначаються прямими методами (потужності, що витрачає двигун приводу млина, витрата вихідної руди, густина зливу класифікатора, вміст корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах), непрямыми методами (витрати пісків) та розраховуються (відношення твердого до рідкого в розвантаженні млина, питомі витрати електроенергії на процес збагачення).

Сучасні вимірювальні прилади дають можливість визначати параметри з точністю до 1% відносної похибки. Витрата вихідної руди у завантажувальну горловину млина вимірюється за допомогою конвеєрних ваг з точністю $\pm 1,0\%$ від номінальної продуктивності конвеєра. Витрата води вимірюється за допомогою електромагнітних витратомірів з точністю $\pm 0,5\%$ від номінальної витрати. Густина зливу класифікатора вимірюється за допомогою буйкового щільноміра з приведеною похибкою вимірювання $\pm 0,5\%$. Похибка виміру потужності, що витрачає двигун приводу млина та спіралей класифікатору не перевищує 0,5%. За даними потужності приводу спіралей класифікатора визначається витрата пісків з похибкою до 1%.

Коефіцієнт циркуляції, відношення твердого до рідкого в розвантаженні млина (T/P) та питомі витрати електроенергії вираховуються (табл. 3.1). Залежно від виду виразу відповідним чином вираховуються похибки визначення цих технологічних змінних [46]. Результати розрахунків за відповідними виразами похибок визначення технологічних змінних коефіцієнт циркуляції, відношення

твердого до рідкого в розвантаженні млина (Т / Р) та питомі витрати електроенергії показали, що вони не перевищують 2 %.

Таблиця 3.1 – Похибки визначення чисельних значень параметрів, які беруть участь у ідентифікації сталого режиму

№ п/п	Параметри технологічного процесу	Метод визначення або вираз для розрахунку		δ, %
		Параметр	Похибка	
1	Витрата вихідної руди (Q), т	прямий	паспорт приладу	1
2	Витрата пісків (Π), т	прямий	паспорт приладу	1
3	Витрата води у млин (W_M), т/год	прямий	паспорт приладу	0,5
4	Вода у вихідній руді (W_Q), т/год	прямий	лабораторний аналіз	0,5
5	Вода у пісках (W_Π), т/год	прямий	лабораторний аналіз	0,5
6	Витрати електроенергії на ТП (P), кВт·ч/год	прямий	паспорт приладу	0,5
7	Коефіцієнт циркуляції (C)	$C = \frac{\Pi}{Q}$	$\delta_C = \sqrt{\delta_\Pi^2 + \delta_Q^2}$	1,4
8	Відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (T/P)	$T/P = \frac{\Pi + Q}{W_M + W_\Pi + W_Q}$	$\delta_{T/P} = \sqrt{\delta_\Pi^2 + \delta_Q^2 + \delta_{W_M}^2 + \delta_{W_\Pi}^2 + \delta_{W_Q}^2}$	1,7
9	Питомі витрати електроенергії (P_{num}), кВт·год/(г·т)	$P_{num} = \frac{P}{Q}$	$\delta_{P_{num}} = \sqrt{\delta_P^2 + \delta_Q^2}$	1,2

3.2 Необхідний склад вектора ідентифікації замкнутого циклу подрібнення

Для аналізу сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення використовувались дані, які отримані на Інгuleцькому ГЗК (ІнгЗК). Система управління першою стадією подрібнення секції збагачення через кожні 5с записує у вільне відношення формату DBF наступні параметри роботи замкнутого циклу подрібнення: витрата руди, води і пісків у млин, густина зливу класифікатора, значення потужності приводного двигуна млина. Додатково фіксується час визначення миттєвих значень цих параметрів.

Таким чином, на практиці ми не маємо можливості ідентифікувати сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення за наступними параметрами: витрата вихідної руди, відношення твердого до рідкого в розвантаженні млина (Т / Р), густина зливу класифікатора, питомі витрати електроенергії на процес збагачення у першій стадії. Покажемо, що названі параметри складають необхідну сукупність для визначення сталого режиму замкнутого циклу подрібнення.

Задля цього потрібно зробити наступне припущення: густина зливу класифікатора відповідає максимуму можливості вилучення корисного мінералу на етапі магнітної сепарації. Припущення базується на тому, що зміну вмісту та крупності вкраплення корисного мінералу у вихідній руді технологам достатню відпрацювати раз у чотири години за даними лабораторного аналізу вмісту корисного мінералу у магнітному продукті та хвостах. Отже, режим роботи замкнутого циклу з цієї точки зору є оптимальним. Усі інші чинники, які на нього впливають (рис. 2.2), входять до необхідного складу вектора ідентифікації замкнутого циклу подрібнення.

Остаточно отримано наступний необхідний склад вектора ідентифікації замкнутого циклу подрібнення: відношення твердого до рідкого в розвантаженні млина, густина зливу класифікатора, коефіцієнт циркуляції і питомі витрати електроенергії на процес подрібнення.

3.3 Методика аналізу виробничих ситуацій на промисловому об'єкті

Метою аналізу є визначення тенденції розподілу термінів режимів роботи замкнутого циклу подрібнення, відповідно класифікації, що запропонована. А також визначити ефективність цих режимів з точки зору питомих витрат електроенергії. Задля цього проведені дослідження роботи замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення. Дослідження проводилося у два етапи: ідентифікація ситуацій, які відповідають сталому режиму та класифікація за параметрами технологічного процесу.

Для автоматичної ідентифікації сталого режиму був розроблений алгоритм на базі визначення середнього значення пісового навантаження і керуючих впливів: витрати вихідної руди, води в млин і класифікатор за певний проміжок часу. При цьому вважалося, що коливання миттєвих значень контрольованих величин навколо їх математичних сподівань розподілено за нормальним законом.

Для нормального закону розподілу довірчий інтервал $m^* \pm \varepsilon$, де ε помилка визначення оцінки математичного очікування m^* чисельного значення технологічної змінної, яка вимірюється та записується через рівні проміжки часу, з заданою довірчою ймовірністю α , можна визначити з виразу [47]:

$$\varepsilon = t_{\alpha} \cdot \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - m^*)^2}{n \cdot (n-1)}}, \quad (3.1)$$

де t_{α} – коефіцієнт Ст'юдента, що визначається за прийнятим значенням надійної ймовірності α та кількості ступенів свободи $n - 1$ з таблиць [48].

У даному випадку сталим вважався такий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, при якому помилка визначення миттєвого значення будь-якого з перерахованих параметрів оцінки математичного очікування (3.1) при 120 вимірах не перевищувала б 2%. Враховуючи, що результати вимірів оновлюються раз на 5 секунд, то часовий інтервал усереднення дорівнює 10 хв. Коефіцієнт

Ст'юдента для 120 ступенів свободи при довірчій ймовірності 0,1 дорівнює 1,658 [48].

Ідентифікацію сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення починаємо з отримання нового відношення на базі вільного відношення формату DBF, до якого система управління через кожні 5с записує чисельні значення технологічних змінних впродовж одного місяця. Нове відношення (AvgValues) має наступні атрибути: час виміру (DateTime), усереднені значення витрати руди (Ore), пісків (Sands) та води (WaterInMill) у млин, густини зливу класифікатора (CIDrDensity), значення потужності (Power), яка споживається приводним двигуном млина, а також помилки визначення оцінки математичного очікування миттєвого значення будь-якого з перерахованих параметрів (3.1) (e_{Ore} , e_{Sands} , $e_{WaterInMill}$, $e_{CIDrDensity}$, e_{Power}). Якщо помилка усіх параметрів не перевищує 2%, то режим роботи замкнутого циклу подрібнення вважається сталим.

Аналіз виробничих ситуацій проведено із застосуванням операцій реляційної алгебри, яка є основою мови SQL, що використовується для обробки у реляційній моделі даних. У 1971 році Кодд запропонував вісім операторів для реляційної алгебри: п'ять основних - вибірка (selection), проекція (projection), декартів добуток (cartesian product), об'єднання (union), різниця (set difference) і три додаткових – з'єднання (join), перетин (intersection), ділення (division) [49]. Вихідними даними для кожного оператора є одне або кілька відношень. В результаті роботи кожного оператора виходить відношення. Тому результати роботи однієї операції можуть стати вихідними даними для наступної операції.

З AvgValues визначимо нове відношення SSP, скориставшись операторами вибірки і проекції:

$$SSP = \Pi_{\substack{DateTime, Ore, \\ Sand, WInMill, \\ CIDrDensi, Power}} \left(\sigma_{\substack{(eOre < 2) \text{ AND } (eSands < 2) \text{ AND } \\ (eWInMill < 2) \text{ AND } (eCIDrDensity < 2) \text{ AND } \\ (ePower < 2)}} (AvgValues) \right). \quad (3.2)$$

Для дослідження часових і енергетичних показників встановили режимів роботи замкнутого циклу подрібнення доцільно перейти від усереднених миттєвих значень до середніх значень за режим. Для цього визначимо нове відношення AvgSSP. Воно буде складатися з атрибутів відношень SSP, за винятком DateTime, до яких додадуться: початок режиму (StartTime), закінчення режиму (StopTime), коефіцієнт циркуляції (C), питома витрата електроенергії (PowerO), відношення T/P у розвантаженні млина (IOSWater), ім'я параметра, який призвів до виходу з усталеного режиму (WhyExit).

Значення WhyExit, StartTime і StopTime визначимо з відношення SSP для кожного кортежу AvgSSP. Спираючись на середні значення витрати руди, пісків, води у млин, а також потужності, яка споживається його приводним двигуном, розрахуємо значення C, PowerO і IOSWater для кожного кортежу AvgSSP. Аналіз даних у відношенні AvgSSP показує, що за досліджуваний період замкнутий цикл мокрого кульового подрібнення першої стадії секції збагачення працював у сталому режимі 27% часу, 6% часу обладнання простоювало, а в 67% - мав місце перехідний режим. Середня тривалість сталого режиму роботи склала 10 хв 53 с, максимальна тривалість – 8 год 50 хв 10 с. Якщо взяти за 100% час роботи замкнутого циклу в сталому режимі, то 70% становитимуть сталі режими, тривалість яких становить більше ніж 10 хв 53 с.

Залишимо для подальшого дослідження сталі режими роботи, тривалість яких вище або дорівнює середній. Для цього скористаємося оператором вибірки, щоб отримати нове відношення:

$$AvgSSPT = \sigma_{(Power > 701) \text{ AND } (StopTime - StartTime > 653)}(AvgSSP), \quad (3.3)$$

де 701 – значення потужності, споживаної приводним двигуном млина, яка прописується у таблицю, якщо приводний двигун зупинений; 653 – середня тривалість сталого режиму роботи замкнутого циклу у секундах. В результаті було отримано 151 сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення.

Для класифікації виробничих ситуацій, які відповідають сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, розіб'ємо діапазони значень коефіцієнта циркуляції, Т/Р у завантаженні млина, густини зливу класифікатора і питомої витрати електроенергії на рівні числові відрізки (табл. 3.2). Довжина кожного такого відрізка становить 4% від максимального абсолютного значення для кожної величини. У підсумку, для коефіцієнта циркуляції отримано 11 числових відрізків, що укладаються в заявлений діапазон, для Т/Р у завантаженні млини – 3, густини зливу класифікатора – 9 і, нарешті, питомої витрати електроенергії – 10 відрізків. Діапазони не є лінгвістичними змінними [50]. Їх передбачається використовувати для внутрішніх потреб системи. Оператору на монітор виводитимуться звичні значення технологічних параметрів.

Таблиця 3.2 – Діапазони величин ТП для визначення виробничих ситуацій

№ п/п	Параметр технологічного процесу	Знач. параметрів ТП		К-сть діап.
		min	max	
1	Коефіцієнт циркуляції	1,153	1,95	11
2	Т/Р у развантаженні млина	5,618	6,22	3
3	Густина зливу класифікатора, кг/м ³	1513,727	2249,3	9
4	Питомі витрати електроенергії, кВт·год/рік	8,066	12,95	10

Додамо для відношення AvgSSPT два атрибути з тим, щоб прописати для кожного з 151 встановлених режимів коди виробничих ситуацій: в DSName запишемо код виробничої ситуації з урахуванням питомих витрат електроенергії, а в DS - код, що не враховує питомі витрати електроенергії. Код виробничої ситуації складається з номерів діапазонів значень коефіцієнта циркуляції, Т/Р у розвантаженні млина, густини зливу класифікатора і питомої витрати електроенергії, розділених пробілами. Чим менше номер діапазону, тим значення, яке до нього входять, менше.

Без урахування питомих витрат електроенергії (атрибут DS) в 151 розглянутому режимі розпізнано 57 виробничих ситуацій, а з їх урахуванням (атрибут DSName) – 94. Вісім з них мають загальну тривалість більше двох годин, що складає 34,1% від тривалості усіх сталих режимів, які зафіксовані за період роботи замкнутого циклу подрібнення, що досліджувався. Найбільший інтерес для аналізу представляють виробничі ситуації з кодами «3 2 7», «4 2 6», «4 2 7» і «6 1 6» (табл. 3.3). Вони мають сукупну тривалість 30 годин 1 хвилину, що складає 24,2% від розглянутих встановлених режимів роботи замкнутого циклу подрібнення за період, який досліджувався.

Таблиця 3.3 – Результати аналізу виробничих ситуацій, що відповідають сталому режиму роботи циклу подрібнення

№ п/п	Виробничі ситуації						Середнє значення параметрів				
	Код	Дата	К-сть	Тривалість	Заг. кільк.	Заг. трив.	Q , т/г	C	T/P	$\rho_{кл}$, кг/м ³	P_M/Q , кВт·год ² /т
1	3 2 7 1	10.02	2	1год 53хв 25с	2	1год 53хв 25с	135,178	1,339	5,954	2074,216	8,316
2	3 2 7 2	08.02	3	4год 33хв 25с	4	6г 54хв 10с	130,865	1,376	5,923	2101,018	8,827
		10.02	1	2г 20хв 45с							
3	3 2 7 3	08.02	2	43хв 50с	2	43хв 50с	125,02	1,343	5,888	2096,529	9,277
4	4 2 6 2	07.02	1	11хв 20с	3	9год 12хв 55с	127,054	1,443	5,931	2000,336	8,845
		09.02	1	8год 50хв 10с							
		10.02	1	11хв 25с							
5	4 2 6 3	01.02	1	24хв	1	24хв	119,962	1,395	5,951	2014,835	9,510
6	4 2 7 1	10.02	2	4г 37хв 35с	4	5год 46хв 45с	134,704	1,448	5,950	2086,646	8,402
		11.02	2	1год 09хв 10с							
7	4 2 7 2	01.02	1	12хв 15с	3	56хв	128,344	1,413	5,904	2101,371	8,864
		18.02	2	43хв 45с							
8	6 1 6 2	11.02	1	14хв 45с	1	14хв 45с	127,511	1,579	5,843	2037,275	8,705
9	6 1 6 3	09.02	2	2год 21хв 40с	2	2год 21хв 40с	119,443	1,615	5,732	2005,989	9,565
10	6 1 6 4	11.02	1	1год 33хв 30с	1	1год 33хв 30с	116,784	1,579	5,754	2016,627	9,771

Різниця питомих витрат електроенергії складає від 5,2 до 10,9%. Для цього достатньо розглянути енергетичні показники ідентичних за густинними режимами та умовам подрібнення всередині барабана млина виробничих ситуацій: «3 2 7 1» і «3 2 7 3», «4 2 6 2» і «4 2 6 3», « 4 2 7 1 » і « 4 2 7 2 », «6 1 6 2» і «6 1 6 4».

Додатково для кожного сталого режиму роботи визначалася причина, яка призвела до його завершення. Задля цього використовувався атрибут WhyExit. З цього питання контролювалися всі параметри, які контролюються: витрати води у млин та класифікатор, витрати вихідної руди у млин та класифікатор, густина зливу класифікатора, потужність приводного двигуна млина. Акустична характеристика шуму, який виникає при переміщенні рудно-кульового завантаження, не використовувалася у зв'язку з тим, що до таблиці не записувалося її нормоване значення.

Аналіз причин виходу зі сталого режиму замкнутого циклу подрібнення показав, що за період досліджень, який дорівнював одному місяцю, лише у двох випадках замкнутий цикл подрібнення завершив роботу у сталому режимі завдяки зміні умов подрібнення у середині барабана млина: зміна витрати пісків у завантажувальну горловину млина. Немає можливості прямо оцінити зміну крупності вкраплення та вміст корисного мінералу у вихідній руді. Але лєвова частка виходу замкнутого циклу зі сталого режиму роботи була за рахунок зміни густини класифікатора. На третю причину (зміна витрати первинної руди) припадає лише 21 випадок.

Такий результат є наслідком побудови алгоритму взаємодії локальних систем управління. При одночасному зменшенні амплітуди шуму та потужності, яку споживає приводний двигун млина, система визначає аварійну ситуацію: переповнення барабану млина матеріалом, що подрібнюється. Оператор технологічного процесу встановлює для цих параметрів порогові значення. Для виходу з неї автоматично у два рази змінюється подача вихідної руди у млин.

Цим пояснюється вихід зі сталого режиму за рахунок зміни подачі вихідної руди (21 випадок за місяць).

Часту зміну густини зливу класифікатора можливо пояснити корегуванням завдання відповідної САР раз у чотири роки. Це є наслідком зміни крупності вкраплення та вміст корисного мінералу у вихідній руді, яка зафіксована при лабораторному аналізі магнітного продукту на вміст корисного мінералу. Це є наслідком відсутності на вітчизняних ГЗК заходів щодо усереднення руди по вмісту заліза. Таке становище говорить про актуальність контролю у потоці вмісту корисного мінералу у магнітному продукті та хвостах.

Аналіз виробничих ситуацій, у яких замкнутий цикл подрібнення працював у сталому режимі, і виявив наступні джерела зменшення питомих витрат електроенергії на процес подрібнення: використання попереднього досвіду експлуатації замкнутого циклу подрібнення, визначення резервів для поточної виробничої ситуації, яка відповідає сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, скорочення роботи замкнутого циклу подрібнення у перехідних режимах роботи.

Використання усіх названих джерел можливо лише при побудові верхнього рівня управління, основною метою якого є скорочення функції оператора лише до моніторингу процесу і реакції на аварійні ситуації, для яких не прописаний протокол автоматичного усунення. Це дозволить встановлювати завдання локальним САР незалежно від досвіту оператора, який віддзеркалений у різниці питомих витрат електроенергії, складає від 5,2 до 10,9% для однакових умов подрібнення та густинних режимів роботи устаткування.

Висновки до розділу

1. Виходячи з проведеної класифікації виробничої ситуації, мінімальна кількість параметрів, що може її ідентифікувати для організації ситуаційного

управління з метою зниження питомої витрати електроенергії в автоматичному режимі, дорівнює чотирьом: відношення твердого до рідкого в розвантаженні млина, щільність зливу класифікатора, коефіцієнт циркуляції і питома витрата електроенергії на процес подрібнення.

2. Задля більш об'єктивної ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, пов'язання виробничої ситуації зі збагачуваністю руди та встановлення оптимальної густини зливу класифікатора є необхідність оснащення системи управління приладами, що вимірюють у потоці вміст корисного мінералу у магнітному продукті та хвостах.

3. Використання попереднього досвіду експлуатації технологічного обладнання дозволяє організувати енергозберігаюче ситуаційне управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення. При цьому питомі витрати електроенергії знижуються на 5 - 11%.

4 ВИВЧЕННЯ ОСОБЛИВОСТЕЙ ВИКОРИСТАННЯ МЕТОДУ ІМІТАЦІЙНОГО МОДЕЛЮВАННЯ ДЛЯ ВИЗНАЧЕННЯ СТАЛОГО РЕЖИМУ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ

4.1 Мінімізація неповноти даних про умови подрібнення

У сталому режимі роботи продуктивність замкнутого циклу подрібнення (ЗЦП) по готовому класу дорівнює витраті вихідної руди в завантажувальну горловину млина. У свою чергу продуктивність замкнутого циклу максимальна при оптимальному заповненні млина рудою. Цей режим відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії. Тому на модель може покладатися завдання реалізації адаптивного ситуаційного управління по каналу «Витрата вихідної руди - питомі витрати електроенергії на процес подрібнення» відповідно до цільової функції (1.10). При цьому використовується необхідний склад вектора, за яким характеризують виробничу ситуацію (див. п.3.2).

Адаптація відбувається до сукупної зміни умов подрібнення матеріалу всередині барабана кульового млина. З одного боку умови визначаються густинним режимом роботи та станом футерівки й кульового завантаження, а з другого – властивостями вихідної руди (рис. 1.8). Для прогнозування розвитку подій в замкнутому циклі подрібнення система повинна постійно контролювати параметри у поточній виробничій ситуації, інтерпретувати їх та ідентифікувати впливи, які потягли за собою зміну режиму роботи. Прогнозування розвитку подій полягає у визначенні майбутнього режиму роботи млина: аварійний або штатний. Наступним кроком система повинна вибрати один із закладених в неї алгоритмів виходу на робочий режим експлуатації замкнутого циклу подрібнення, який відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії.

До виключення невизначеності умов подрібнення усередині барабана млина задача, яка розв'язується, кваліфікується як задача з неповними даними. Це призводить до того, що будь-яка виробнича ситуація, яка відповідає сталому

режиму роботи технологічного устаткування, не може бути однозначно визначена через те, що відсутня вірогідна інформація про запас продуктивності замкнутого циклу по готовому продукту. Зняття невизначеностей про стан мозольних тіл, і броні млина, а головне, про тип руди, що характеризується сукупністю її фізичних властивостей, завдання, яка розв'язується, може характеризуватися малим простором пошуку виробничих ситуацій, аналогічних поточній, і надійними даними про стан устаткування і тип руди, що подрібнюється.

Усі невизначеності, що включаються до імітаційної моделі замкнутого циклу подрібнення, відносяться до умов подрібнення усередині барабана кульового млина [51]. Очевидно, що їх можна розділити на дві групи. До першої групи віднесемо параметри умов подрібнення, які стосуються технологічного устаткування: стан футерівки, розвантажувальної решітки і кульового завантаження млина. Тоді друга група буде мати відношення до властивостей матеріалу, що подрібнюється: міцності, текстурно-структурним властивостям і гранулометричному складу руди, яка подрібнюється.

Стан футерівки і кульового завантаження млини можна характеризувати трьома періодами часу, які пройшли з моменту заміни футерівки, пересортовування куль і останнього довантаження куль в млин. Досвід експлуатації кульових млинів показує, що зі зносом футерівки і розвантажувальної решітки їх продуктивність зростає [1]. Продуктивність підвищується у результаті збільшення об'єму барабана млинів, зміни форми футеровки та інших факторів. Досвід експлуатації секції збагачення підтверджує цей факт (рис. 4.1). Апроксимуючи експериментальну залежність прямою, ми можемо отримувати на початку кожної доби поправковий коефіцієнт для продуктивності замкнутого циклу за вихідною рудою щодо події заміни футеровки і розвантажувальної решітки млинів МШР 36x50.

Тим не менш, правильніше було б враховувати при розрахунку моделі для поточної виробничої ситуації збільшення радіусу робочого простору в барабані млина. Для цього необхідні вірогідні дані, які визначали б щомісячне збільшення радіусу внутрішнього простору млина, отримане внаслідок зносу футерівки. Дані можуть бути отримані в такий же формі, як і продуктивність млина (рис. 4.1).

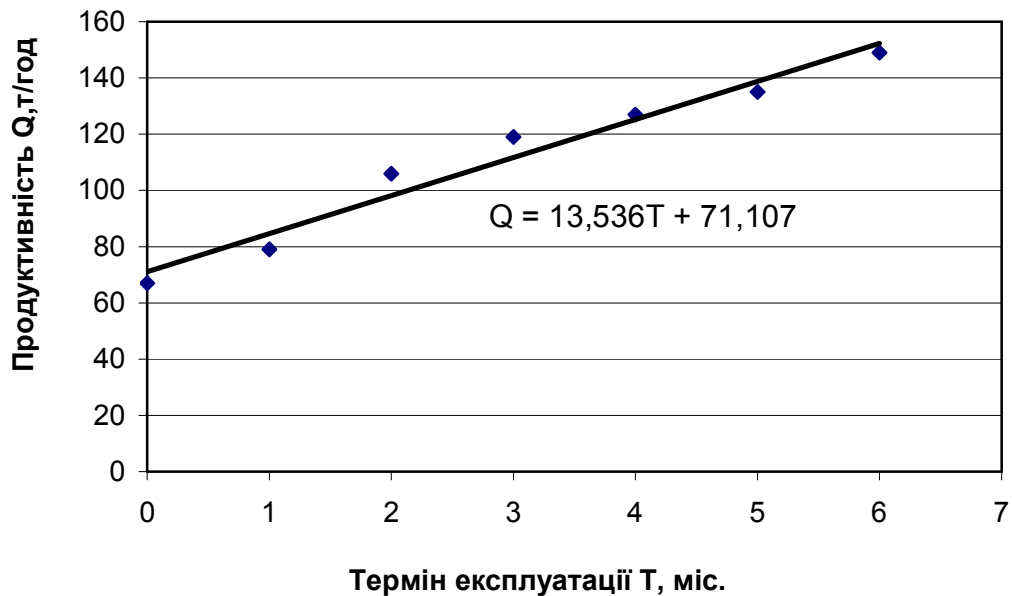


Рисунок 4.1 – Продуктивність млина МШР 3600x5000 залежно від терміну експлуатації

Процес повної заміни кульового завантаження називають пересортовуванням [52]. Його рекомендується проводити через кожні 2-3 місяці. Цей захід дозволяє стабілізувати продуктивність млина. При наявності даних про стан кульового завантаження пропонується вводити поправковий коефіцієнт, отриманий таким же методом, як при обліку зносу футерівки млина. Коригування продуктивності замкнутого циклу по готовому продукту, зумовлене об'ємно-масовим зносом куль, може бути отримане шляхом урахування зміни коефіцієнта заповнення млина кулями та використання середнього діаметра куль, які подрібнюють руду у момент виникнення виробничої ситуації.

Відповідність умов подрібнення усередині барабана млина параметрам імітаційної моделі [50] показує, що необхідно виділити вплив стану подрібнювального устаткування, деяким іншим способом, крім моделювання. Тоді для кожної технологічної ситуації параметри імітаційної моделі $p(L_k)$, m_n , D_n , m_k , D_k будемо визначати тип руди, що характеризується її гранулометричним складом, міцністю і текстурно-структурними властивостями (табл. 4.1). Виділення окремими методами невизначеностей стану устаткування призведе до того, що навчання системи управління зведеться тільки до ідентифікації типу руди, що подрібнюється. Для цього введена фіксація часу трьох подій: заміна футерівки, пересортовування кульового завантаження і довантаження куль у млин. Корекцію варто робити з огляду на динамічні зміни факторів, що впливають на умови подрібнення усередині барабана кульового млина в часі. Детальний порівняльний аналіз наведених методик лежить за межами даної роботи.

Таблиця 4.1 – Відповідність невизначеностей і параметрів моделі, їх що виключають

№ з/п	Невизначеність	Параметр моделі
1	Стан футерівки	R_m
2	Стан кульового завантаження	φ, k_φ
3	Гранулометричний склад, міцність і текстурно-структурні властивості руди	$p(L_k), m_n, D_n, m_k, D_k$

4.2 Наслідки мінімізації неповноти даних

Покажемо, що після зв'язку методом імітаційного моделювання контрольованих і неконтрольованих параметрів, які впливають на умови подрібнення всередині барабана млина, задача ситуаційного енергозберігаючого управління характеризується малим простором пошуку

виробничих ситуацій, аналогічних поточним, і надійними даними про стан устаткування і типи подрібнюваної руди. Щоб завдання відносилася до даного типу, воно повинне задовольняти трьом вимогам: по-перше, дані і знання повинні бути надійними, по-друге, дані і знання повинні бути стаціонарними і, по-третє, простір можливих рішень має бути мінімально можливим [53].

Виконання першої вимоги гарантує адекватне моделювання замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення. Друга вимога виконується виходячи з того, що процес подрібнення можна вважати квазістаціонарним протягом однієї виробничої ситуації. Більш за все на умови подрібнення всередині кульового млина впливатиме масово-вагова витрата куль. Таким чином, дані і знання про поточну виробничу ситуацію будуть незмінними, доки витратою куль можна знехтувати. Виконання третьої вимоги покажемо, оцінивши простір пошуку рішень.

При використанні процедур пошуку рішення допустимий розмір простору пошуку рішень залежить від часу, що витрачається на цю процедуру. Корисною оцінкою максимального часу є $10! \approx 3628800$. Якщо на розгляд або пошук одного рішення витратити трохи менше 24 мілісекунд, то за добу буде оброблено $10!$ рішень [53]. Оцінимо розмір простору пошуку рішень N_{npp} для визначення продуктивності замкнутого циклу по готовому класу, що відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії:

$$N_{npp} = N_{T\phi} \cdot N_{Tпк} \cdot N_{Tдж} \cdot N_{mp}, \quad (4.1)$$

де $N_{T\phi}$ – кількість періодів часу, протягом якого є можливість нехтувати збільшенням радіуса робочого простору барабана млина та який укладається між сусідніми подіями заміни футерівки млина;

$N_{Tпк}$ – кількість періодів часу, протягом якого є можливість нехтувати зниженням продуктивності млина та який укладаються між сусідніми подіями пересортовування кульової завантаження;

$N_{ТДК}$ – кількість періодів часу, протягом якого є можливість нехтувати зниженням продуктивності млина за рахунок втрати мозольних тіл, та який укладається між сусідніми подіями довантаження куль у млин;

$N_{Тр}$ – кількість ідентифікованих типів руди, які ідентифіковані та потрапляють на збагачення.

Густинні режими не враховані тому, що в ідеальному випадку кожному типу руди повинен відповідати оптимальний густинний режим роботи замкнутого циклу подрібнення [13]. Очевидно, що три перших співмножника будуть постійними для одного і того ж діаметра куль і типу футерівки. Змінним буде четвертий співмножник. Він буде збільшуватися доти, доки модель не ідентифікує усі можливі поєднання фізичних властивостей руди, що потрапляє на збагачення. Очевидно, що стабілізація гранулометричного складу руди на вході збагачувальної фабрики дозволить визначати тип руди за місцем його видобутку у кар'єрі. Даний захід допоможе скоротити розмірність простору пошуку для прийняття рішень.

Оцінимо постійну складову розміру простору пошуку рішень, виходячи з того, що футерівку млини змінюють раз на 6 місяців, пересортовування кульового завантаження роблять кожні 2 місяці, довантаження куль в млин щодоби.

З рис. 4.1 видно, що продуктивність млина за рахунок зносу футерівки щомісяця зростає на 9,6% порівняно з продуктивністю, одержуваної відразу після її заміни. Якщо реагувати на 1% зростання продуктивності, тоді коригування доцільно проводити 1 раз на три доби. Звідки: $N_{Тф} = 180 / 3 = 60$. Припустимо, що такий же період в добі можна нехтувати зменшенням продуктивності млина внаслідок зміни гранулометричного складу куль. Тоді $N_{Тпк} = 60 / 3 = 60$. Відомо, що об'ємно-масовою витратою куль можна нехтувати протягом 2 годин. Отже, $N_{Тдк} = 60 / 3 = 60$. Остаточо з (4.1) отримаємо:

$$N_{mp} = 7200 \cdot N_{mp}. \quad (4.2)$$

Розділивши 3628800 на 7200 з (4.1) – отримаємо 504 типів руди. Така кількість типів руди на жодному родовищі технологами не ідентифікується. Таким чином, методом від протилежного доведено, що простір пошуку рішень невеликий.

4.3 Прогнозування тривалості перехідного процесу

Для замкнутого циклу подрібнення постійна часу складає більш ніж десять хвилин [6]. На сучасній обчислювальній техніці розрахунок для моделі процесу збагачення руди у першій стадії подрібнення час обчислювання не перевищує двох хвилин. Необхідно відмітити, що автори не вклали зусилля в оптимізацію алгоритму з метою мінімізації цього параметра. Такі дії виправдані лише на етапі використання моделі на промисловому об'єкті. Тому час обчислювання може лише скорочуватися. Це надає можливість прогнозування не лише параметрів роботи замкнутого циклу подрібнення у поточній виробничій ситуації з мінімальними питомими витратами електроенергії, а і прогнозування часу завершення перехідного режиму роботи після відпрацювання змін управляючих впливів.

Це має значення для побудови системи управління. На етапі початку корегування режимів роботи замкнутого циклу подрібнення ми не маємо апріорної інформації про можливі збурення, які можуть відбутися у період протікання перехідного процесу. Але якщо спрогнозований час його тривалості не відповідає дійсному часу, то це може говорити про надходження неврахованих збурень під час відпрацювання визначених управляючих впливів. Це з одного боку попередить аварійну ситуацію, з іншого боку надасть сигнал про можливість отримання не оптимального сталого режиму за відпрацьованою функцією управління.

Метод імітаційного моделювання використовувався нами для вивчення зв'язків збурень з контрольованими параметрами технологічного процесу. Моделювання показало, що для руди з різною подрібнюваністю змінюється кількість циклів повернення матеріалу для повторного подрібнення з пісковим навантаженням. Це збігається з теорією подрібнення у замкнутих циклах [11]. Отже, якщо знати час транспортування пісків по циклу подрібнення (рис. 4.2), теоретично можливо визначити час тривалості перехідного процесу. Для перевірки гіпотези порівняємо час перехідного процесу, який визначений за моделлю та за допомогою передатних функцій.

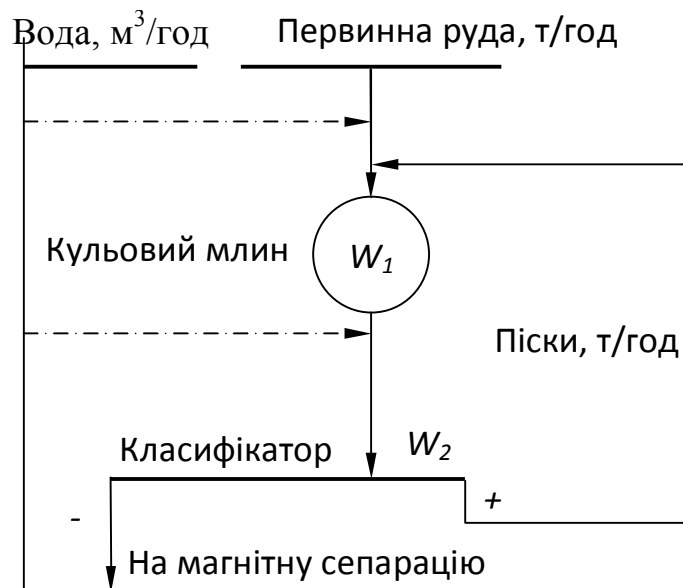


Рисунок 4.2 – Схема замкнутого циклу подрібнення

Кульовий млин та спіральний класифікатор достатньо описати аперіодичною ланкою першого порядку [6]:

$$W_1 = \frac{1}{T_1 p + 1}, \quad (4.3)$$

$$W_2 = \frac{\gamma}{T_2 p + 1}, \quad (4.4)$$

де T_1 , T_2 – постійні часу відповідно млина та класифікатора;

γ – коефіцієнт посилення класифікатора.

Постійні млина та спірального класифікатора відповідно знайдемо як:

$$T_1 = \frac{V_m}{W_m}, \quad (4.5)$$

$$T_2 = \frac{V_{кл}}{W_{кл}}, \quad (4.6)$$

де $V_m, V_{кл}$ – внутрішній об'єм млина та спірального класифікатора;

$W_m, W_{кл}$ – витрати твердого та рідкого у млин та спіральний класифікатор.

Лише частина внутрішнього об'єму барабану млина заповнена твердим та рідким. Ця частина визначається коефіцієнтом заповнення, який дорівнює 0,4. Виходячи з відомої формули задля визначення об'єму циліндра, отримаємо:

$$V_m = 0,4 \cdot \pi \cdot D_B^2 \cdot \frac{1}{4} \cdot L_B, \quad (4.7)$$

де D_B, L_B – відповідно внутрішній діаметр та довжина робочого простору барабану млина;

Задля визначення внутрішнього об'єму спірального класифікатора скористаємося ескізною схемою його ванни (рис. 4.3):

$$V_{кл} = \frac{1}{2} \cdot b \cdot \sqrt{c^2 - b^2} \cdot l, \quad (4.8)$$

де a, b – довжина сторін прямокутного трикутника, що утворюється перетином вздовж ванни;

α – кут між площиною, на який змонтовано класифікатор, та стороною a прямокутного трикутника, що утворює стінку ванни;

l – ширина ванни спірального класифікатора.

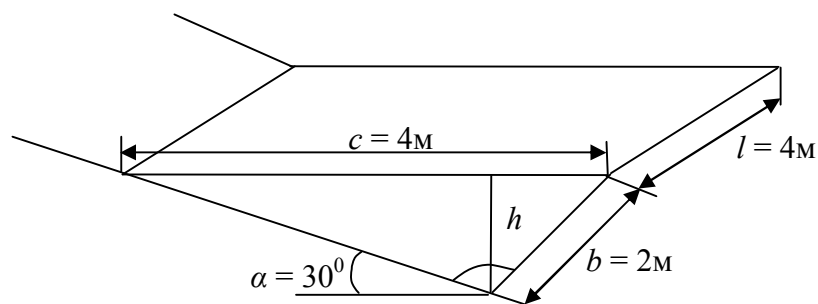


Рисунок 4.3 – Ескіз ванни класифікатора

Об'ємні витрати твердого у млин та класифікатор однакові, але витрати рідкого відрізняються (рис. 4.2). До ванни спірального класифікатора додається вода, яка стабілізує густину його зливу до значення, що відповідає технологічному регламенту. Отже, об'ємні витрати на вході апаратів, що утворюють замкнутий цикл подрібнення, визначаються наступним чином:

$$W_M = \frac{Q + \Pi}{\delta_T} + \frac{Q_{\text{ВМ}}}{\delta_B}, \quad (4.9)$$

$$W_{\text{КЛ}} = W_M + \frac{Q_{\text{ВКЛ}}}{\delta_B}, \quad (4.10)$$

де δ_T, δ_B – щільність твердого та рідкого відповідно;

Q, Π – витрата твердого відповідно з рудою та пісками у завантажувальну горловину млина;

$Q_{\text{ВМ}}, Q_{\text{ВКЛ}}$ – витрати води у млин та класифікатор;

З використанням виразів (4.3) та (4.4) отримано передатну функцію замкнутого циклу подрібнення:

$$W_{\text{зцп}} = \frac{\gamma}{T_1 \cdot T_2 \cdot p^2 + (T_1 + T_2) \cdot p + 1 - \gamma}. \quad (4.11)$$

Усі параметри, які входять до (4.11) показано як розраховувати у (4.3) – (4.10). Після рішення характеристичного рівняння, яке отримано з (4.11), з'ясувалося, що час перехідного процесу у замкнутому циклі подрібнення, параметри якого вводилися до імітаційної моделі для дослідження збурень, дорівнює 13 хвилинам. Це відповідає практиці подрібнення.

З іншого боку, ітераційний розрахунок замкнутого циклу подрібнення показав, що зміна витрати у злив класифікатора відбувається практично по експоненційній залежності, яку можливо апроксимувати як відношення витрати твердого у злив класифікатора до витрати твердого у зливі млина, яке потрапляє

цілком у ванну спірального класифікатора. Кожна ітерація відповідає одному обороту рудного навантаження ЗЦП. Причому витрата твердого в циклі увесь час збільшується і тягне за собою те, що час обертання навантаження з кожною ітерацією зменшується.

За перший оборот час складає $(T_1 + T_2) \cdot \left(1 - \frac{Q_{c1}}{Q_M}\right)$, де T_1, T_2 – постійні часу відповідно млина та класифікатора, Q_{c1}, Q_M – витрати твердого у злив класифікатора на етапі першої ітерації та витрата твердого у вигляді руди у млин відповідно. Далі, за другий оборот: $(T_1 + T_2) \cdot \left(1 - \frac{Q_{c2}}{Q_M}\right)$ та за i -й оборот $(T_1 + T_2) \cdot \left(1 - \frac{Q_{ci}}{Q_M}\right)$. Таким чином час перехідного процесу складе:

$$T_{\text{пп}} = (T_1 + T_2) \cdot \sum_{i=1}^n \left(1 - \frac{Q_{ci}}{Q_M}\right). \quad (4.12)$$

Час перехідного процесу, що розрахований за методикою, яка відображає вираз (4.12), і параметрами, які вводяться до імітаційної моделі для дослідження збурень, дорівнює 12 хвилинам.

4.4 Загальна методика використання імітаційного моделювання для ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення

Загальна методика використання імітаційного моделювання для ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення повинна відповідати місцю і ролі імітаційної моделі у системі управління замкнутим циклом подрібнення у першій стадії збагачення залізної руди. Покажемо, що повна назва системи управління, що використовує імітаційну модель, звучатиме так: дворівнева автоматизована адаптивна енергозберігаюча система ситуаційного управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення [38, 54, 55].

Теоретичні та практичні результати досліджень [38, 41, 42, 54-56], підтверджують правильність вибору місця імітаційної моделі в структурі ситуаційної системи управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення, визначеного на етапі постановки завдання досліджень (рис. 1.7). Залишилося розглянути принципи і методи роботи моделі як джерело знань адаптивної енергозберігаючої системи ситуаційного управління. При цьому необхідно врахувати її взаємодію з іншими підсистемами верхнього рівня. Також візьмемо до уваги той факт, що ситуаційне управління реалізується тільки на верхньому рівні системи. Воно реалізується як додаток реального часу, що працює під управлінням операційної системи. Апаратна частина, на базі якої реалізується верхній рівень та у його рамках процес імітаційного моделювання, від звичайного комп'ютера відрізняється тільки індустріальним виконанням. Нижній рівень системи складається з САР, традиційно застосовуваних для підтримки густинних режимів експлуатації замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення (рис. 1.2). Наукові та інженерні основи цих систем давно відомі. Тому їх розгляд наданий у оглядовій частині.

У сталому режимі роботи продуктивність замкнутого циклу по готовому класу дорівнює витраті вихідної руди в завантажувальну горловину млина. У свою чергу продуктивність замкнутого циклу максимальна при оптимальному заповненні млина рудою. Цей режим відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії. Отже, одним з завдань, яке покладається на модель, є реалізація адаптивного ситуаційного управління по каналу «Витрата вихідної руди – питомі витрати електроенергії на процес подрібнення» відповідно до цільової функції (1.10). Таким чином, система управління замкнутим циклом подрібнення у першій стадії збагачення, що пропонується, є енергозберігаючою.

У нашому випадку адаптація відбувається до сукупної зміни умов подрібнення матеріалу всередині барабана кульового млина і до властивостей вихідної руди: гранулометричного складу, міцності, крупності вкrapлення та

вмісту корисного мінералу. Адаптування до останніх двох параметрів можливо лише при наявності контролю вмісту корисного мінералу у потоці після магнітної сепарації. Раніше показано, що контроль необхідно впроваджувати як для магнітного продукту, так і для хвостів. Без його впровадження за допомогою імітаційного управління можлива адаптація лише до подрібнюваності руди при заданих густинних режимах млина та спірального класифікатора, які за даними лабораторного аналізу магнітного продуктів та хвостів визначають якість розкриття та вилучення корисного мінералу.

Задля адаптації система повинна постійно контролювати параметри виробничої ситуації, інтерпретувати їх або, іншими словами, ідентифікувати впливи, які потягли за собою зміну виробничої ситуації, прогнозувати розвиток подій в замкнутому циклі подрібнення. Під цим мається на увазі визначення майбутнього режиму роботи млина: аварійний або штатний. Наступним кроком система повинна вибрати один із закладених в неї алгоритмів виходу на робочий режим експлуатації замкнутого циклу подрібнення, відповідний мінімуму питомих витрат електроенергії.

Важливою властивістю моделі є визначення часу перехідного режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Вона дає можливість визначати зміну умов подрібнення впродовж відносно тривалого перехідного процесу замкнутого циклу подрібнення при переході з поточного сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення до оптимального з точки зору мінімізації питомих витрат електроенергії. Якщо після корегування завдань локальним САР перехідний процес триває більше ніж визначено за моделлю, то необхідно реагувати на таку ситуацію як на аварійну.

Роль оператора технологічного процесу необхідно звести лише до функції контролю над роботою системи ситуаційного управління. Для цього необхідно розробити алгоритм настроювання моделі на технологічний процес. Також необхідно розробити алгоритм ідентифікації причин і величин збурень, щоб далі

визначити значення і знак керуючого впливу для їх компенсації. Вирішення даних питань дозволить покласти процес компенсації збурень впливів на імітаційну модель, якщо ситуація раніше не зустрічалася. Властивість моделі, яка дозволяє пов'язувати параметри руди, що подрібнюється та збагачується, з режимами роботи технологічного обладнання, надасть можливість організувати повторне використання знань про енергозберігаючі режимах роботи. Іншими словами, моделювання треба проводити один раз коли сукупність параметрів, що ідентифікують сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, зустрілася вперше.

Таким чином, сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення буде характеризуватися не лише поточними параметрами його роботи, а і інформацією про результати роботи імітаційної моделі, якщо ситуація зустрічалася раніше. Є логічним пов'язати кожну промодельовану виробничу ситуацію з тією, яка відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії на подрібнення для поточних умов подрібнення. При приведенні поточних умов подрібнення за допомогою імітаційного моделювання (див. мінімізацію неповноти даних про умови подрібнення) до базових, з'являється можливість пов'язати технологічні змінні зі збагачуваністю руди. Надалі навчання системи повинне закінчитись після визначення відповідності кожного типу руди технологічним змінним, які відпрацьовують задану цільову функцію управління.

Очевидно, що база даних є ключовим елементом верхнього рівня системи ситуаційного управління, через який замкнуті всі інформаційні потоки як усередині нього, так і ті, які забезпечують обмін інформацією з нижнім рівнем системи. Виходить, що усі алгоритми управління необхідно реалізовувати всередині бази даних. Таку можливість надає лише система управління базою даних (СУБД) архітектури клієнт-сервер, в якій є можливість розміщувати керуючий код у збережених процедурах і тригерах [57]. Цей підхід дозволяє, навчивши одну систему управління, використовувати отримані знання для

управління аналогічними технологічними апаратами інших збагачувальних секцій у рамках одного ГЗК. Отже, для проектування верхнього рівня системи ситуаційного управління, в тому числі необхідно використовувати методи, застосовувані для розробки систем реального часу розподілених і паралельних програмних комплексів [58].

Висновки до розділу

1. Імітаційна модель реалізується сумісно з СУБД на верхньому рівні дворівневої автоматизованої адаптивної енергозберігаючої системи ситуаційного управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення, яка трансформується в однойменну систему управління першої стадії збагачення залізної руди при наявності поточного контролю вмісту корисного мінералу у магнітному продукті та хвостах.

2. Основним завданням методу імітаційного моделювання у системі управління першою стадією збагачення є мінімізація питомих витрат електроенергії на одержану тонну магнітного продукту, яка відповідає такому вмісту корисного мінералу, який потребує цільова функція управління.

3. За допомогою імітаційного моделювання є можливість розпізнавати дві групи збурень, які не контролюються та впливають на зміну умов у середині барабана млина: конструктивні параметри устаткування та властивості вихідної руди.

4. Розпізнавання окремих груп збурень дозволяє визначити відповідність кожному типу руди чисельні значення технологічних змінних, які відпрацьовують задану цільову функцію управління.

5. Метод імітаційного моделювання надає можливість оцінки часу перехідного процесу при зміні завдань локальним САР. Це дозволяє розпізнати наявність збурень під час перехідного режиму роботи, який мав місце після корегування системою завдань локальним САР.

6. Аналіз загальної методики використання методу імітаційного моделювання показує, що усі її етапи можливо виконувати в автоматичному режимі при наявності засобів контролю відповідних параметрів технологічного процесу. Це дає перспективу побудови автоматичної системи управління першою стадією подрібнення зі зведенням ролі оператора технологічного процесу лише до моніторингу аварійних ситуацій.

5 ВИВЧЕННЯ ВЗАЄМОЗВ'ЯЗКІВ МІЖ СУБ'ЄКТАМИ, ЩО КЛАСИФІКУЮТЬ СТАЛІ РЕЖИМИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ

5.1 Логічна модель взаємодії суб'єктів, що класифікують сталі режими замкнутого циклу подрібнення.

На вітчизняних ГЗК залізорудний концентрат отримує товарні властивості як правило після трьох стадій збагачення залізної руди. Відмінності між стадіями полягають у схемах збагачення та устаткуванні. Можливі відмінності по методах розкриття корисного мінералу: на перших стадіях використовується самоподрібнення, на подальших – кульове подрібнення. Але для усіх стадій збагачення можливо вказати наступні спільні риси:

- на вхід стадії подається сировина (вихідний продукт);
- на виході стадії отримують промпродукт та хвости;
- розкриття корисного мінералу відбувається у млині;
- подрібнений матеріал розділяється за допомогою класифікуючого апарата;
- вилучення магнітного заліза відбувається за допомогою сепарації у декілька прийомів.

Отже, спільні риси надають можливість узагальнити список суб'єктів для усіх стадій збагачення залізної руди. Розпочнемо з першої стадії збагачення та покажемо, що для інших стадій суб'єкти, що класифікують сталі режими замкнутого циклу подрібнення, залишаться незмінними. Суб'єкти визначимо для випадку, коли немає можливості отримувати об'єктивну інформацію про вміст магнітного заліза у промпродукті та хвостах.

Згідно з технологією розробки реляційних БД після етапів логічного моделювання та нормалізації відношень був отриманий список суб'єктів технологічного процесу мокрого кульового подрібнення першої стадії збагачення залізної руди. Відповідно до реляційної моделі даних список суб'єктів відповідає

списку відношень, які на етапі фізичного моделювання подаються як двомірні таблиці.

Відношення «Виробничі ситуації» призначено задля зберігання даних про виробничі ситуації, які виникали раніше під час експлуатації замкнутого циклу першої стадії подрібнення упродовж визначеного терміну. «Оператори технологічного обладнання» забезпечує ідентифікацію та авторизацію користувачів системи управління. «Параметри розподілу фрагментів частинок, які зруйновані» містить вхідні параметри імітаційної моделі. «Параметри розподілу продуктів подрібнення за результатами генеральних випробувань» – містить параметри функцій розподілу вихідної руди продуктів подрібнення, які отримані з генеральних випробувань. У відношенні «Параметри технологічного обладнання» задані параметри технологічного обладнання, які необхідні для розрахунку імітаційної моделі. «Продукти подрібнення, гранулометричний склад яких визначаються під час генеральних випробувань» – довідник найменувань продуктів подрібнення. Відношення «Дата генеральних випробувань» з єдиним однойменним атрибутом, що реалізує зв'язок «багато до багатьох» між відношеннями «Параметри розподілу продуктів подрібнення за результатами генеральних випробувань» та «Параметри розподілу фрагментів частинок, які зруйновані» за допомогою двох зв'язків «один до багатьох». «Діапазони параметрів ТП, які описують виробничі ситуації» визначає усі образи виробничих ситуацій, які відповідають сталому режиму подрібнення та можуть виникати на об'єкті. «Джерела впливів, які збурюють» – довідник джерел впливів, які збурюють та призводять до виходу зі сталого режиму роботи замкнутий цикл подрібнення.

Відношення ManufSit – «Виробничі ситуації» призначено для зберігання даних про виробничі ситуації, які виникали під час експлуатації замкнутого циклу мокрого кульового здрібнювання з початку роботи верхнього рівня системи управління, до складу якого входить база даних (БД) (табл. В.1). Після повного

навчання системи ситуаційного управління, коли до БД перестануть надходити дані про виробничі ситуації, які відрізняються від попередніх за своїми параметрами, моніторинг виробничих ситуацій не закінчується. Він повинен здійснюватися увесь час промислової експлуатації системи ситуаційного управління. Для відстеження періоду навчання передбачається використовувати атрибути `StartTime` і `StopTime`, в які заносяться початок сталого режиму та виходу з нього, відповідно.

Атрибут `ClockNumber` пов'язує виробничу ситуацію з оператором технологічного обладнання (рис. 5.1). Він необхідний для отримання залежності якості прийнятих рішень по керуванню з метою зниження питомих витрат електроенергії від досвіду оператора, який вимірюється стажем його роботи. При переході системи ситуаційного управління у автоматичний режим після повного циклу навчання атрибут дає можливість замовнику та розробнику визначити економічну ефективність роботи верхнього рівня управління відносно кваліфікованого персоналу.

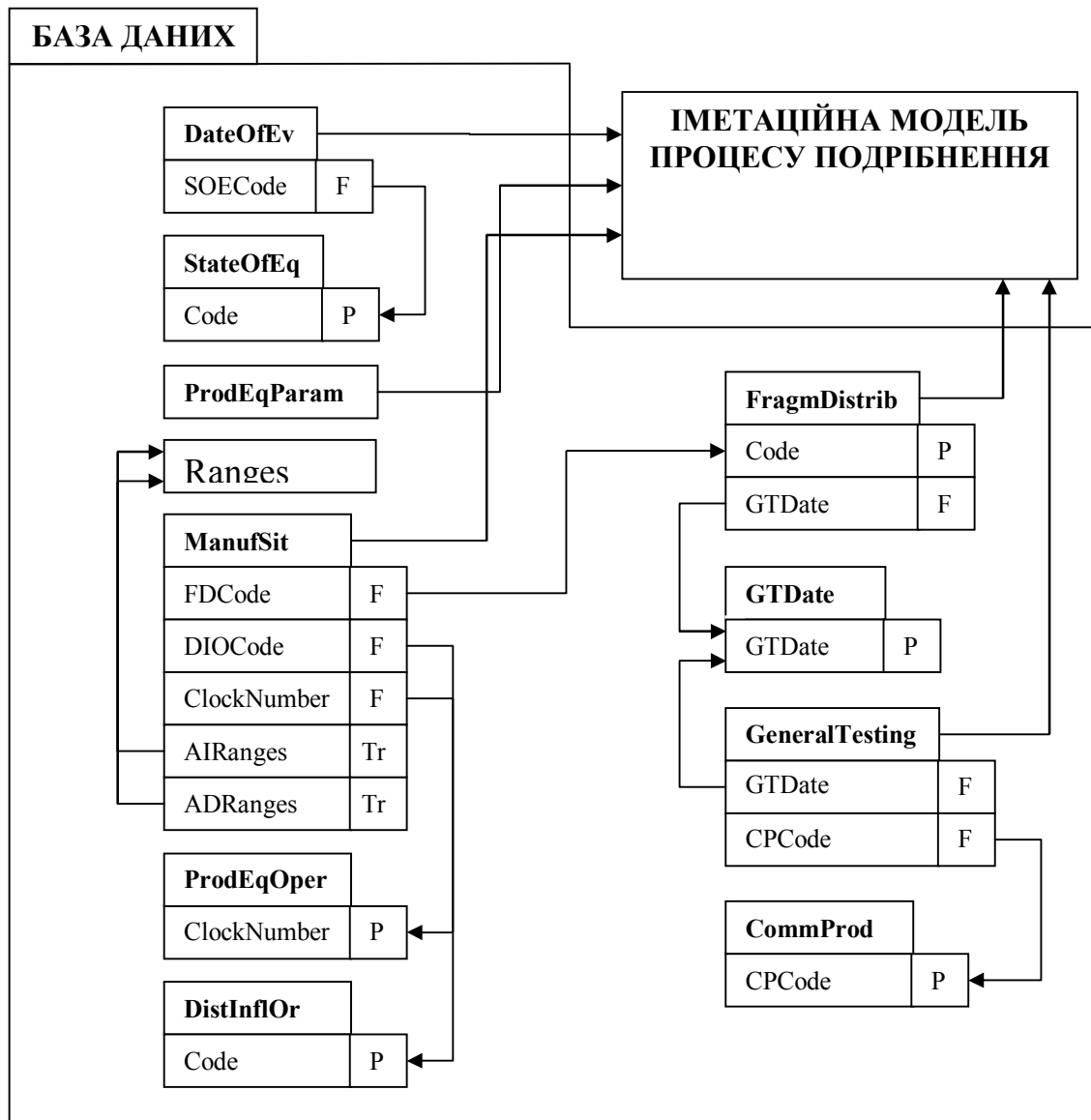


Рисунок 5.1 – Діаграма зв'язків між відношеннями БД

Атрибут DIOCode пов'язує виробничу ситуацію з довідником збурюючих впливів, які зафіксовані на об'єкті під час експлуатації та є причинами зміни режиму роботи технологічного процесу зі сталого на перехідний (рис. 5.1). Фіксація збурюючого впливу дозволяє виробляти стратегії управління з метою мінімізації питомих витрат на подрібнення виходячи з причини зміни режиму роботи устаткування. Такий підхід дає можливість додатково зменшити питомі витрати за рахунок скорочення часу перехідних процесів.

У сукупності з атрибутом DIOCode атрибут ClockNumber допомагає визначити ефективність роботи системи ситуаційного управління. У перспективі, коли помилки роботи системи управління, що виникають на етапі її

впровадження та дослідної експлуатації, перестануть виправляти оператори технологічного устаткування, і керування замкнутим циклом подрібнення буде цілком здійснюватися без втручання обслуговуючого персоналу, ці атрибути будуть не потрібні.

Атрибути OreDisch, SandDisch, WaterInMill, WaterInClass, Power, ClDrDensity, IOSWater, C і PowerO характеризують виробничу ситуацію. Тільки останні чотири використовуються в кодуванні виробничої ситуації, а отже, в описі її образу і розпізнаванні системою, у випадку коли немає автоматичного контролю вмісту корисного мінералу у промпродукті та хвостах. Атрибути FDCCode, Plausibility і Coefficient характеризують виробничу ситуацію з боку імітаційної моделі [41, 42]. За значенням коефіцієнта використання кульового завантаження (Coefficient) визначається оптимальне значення витрати вихідної руди в завантажувальну горловину млини, що забезпечує вибрану цільову функцію енергозберігаючого управління (1.10). Такий зв'язок між моделлю і БД повинен забезпечити безошуковий спосіб прийняття рішення щодо значень керуючих впливів, які забезпечать мінімальні питомі витрати електроенергії у спрогнозованій виробничій ситуації.

Відношення ProdEqOper – «Оператори технологічного устаткування» забезпечує ідентифікацію (атрибути ClockNumber, LastName, Name, Patron) і авторизацію (атрибут Password) користувачів, що працюють з системою управління (табл. В.2). Відношення «Виробничі ситуації» (ManufSit) підтримує посилання на відношення ProdEqOper через ключові поля ManufSit.ClockNumber і ProdEqOper.ClockNumber (табельні номери операторів), забезпечуючи ідентифікацію оператора для всіх виробничих ситуацій, розглянутих за період навчання системи (рис. 5.1).

Персоналізація щодо прийнятих рішень підвищує відповідальність та вмотивованість персоналу. Таким чином, ще на етапі навчання ситуаційної системи управління починає проявлятися її ефективність. З іншого боку кінцевий

результат навчання системи буде порівняний з більш високими результатами щодо прийняття керуючих рішень обслуговуючим персоналом.

Відношення FragmDistrib – «Параметри розподілів фрагментів зруйнованих часток» містить вхідні параметри імітаційної моделі замкнутого циклу мокрого кульового здрібнювання, при яких вона адекватна реальній виробничій ситуації (табл. В.3). Зв'язок з виробничими ситуаціями, описаними у відношенні ManufSit, здійснюється через ключові поля ManufSit.FDCode і FragmDistrib.Code (рис. 5.1). Зв'язок типу один до багатьох (низка виробничих ситуацій може мати однакові параметри розподілів фрагментів зруйнованих частин).

Атрибути L_{min} , L_{max} , C , N містять значення відповідних величин аналітичного виразу, який описує розподіл фрагментів зруйнованих частинок крупного класу відповідного продукту для кожної виробничої ситуації. Розподіл фрагментів описується за допомогою модифікованого закону Розіна-Рамлера [59]:

$$R = e^{-c \cdot \frac{(L_d - L_{min})^n}{L_{max} - L_d}}, \quad (5.1)$$

де L_{min} – мінімальний розмір частинок, що утворюються при руйнуванні частинки крупного класу розміром L_d ;

L_{max} – максимальний розмір частинок, що утворюються при руйнуванні частинки класу розміром L_d .

Значення c і n визначаються по відомих формулах:

$$n = \frac{\ln\left(\frac{\ln R_1}{\ln R_2}\right) - \ln\left(\frac{L_{max} - L_d}{L_{max} - L_{d-1}}\right)}{\ln\left(\frac{L_{d-1} - L_{min}}{L_d - L_{min}}\right)}, \quad (5.2)$$

$$c = -\frac{\ln R_1}{(L_{d-1} - L_{min})^n} \cdot (L_{max} - L_{d-1}), \quad (5.3)$$

де R_1 – залишок на ситі з отворами, що дорівнюють L_{d-1} (клас за розміром на один крок при імітаційному моделюванні менший за крупний);

R_2 – залишок на ситі з отворами, що дорівнюють L_d .

В атрибуті `ExpcttnOfFN` зберігають математичне сподівання кількості фрагментів зруйнованої частинки, яка потрапила у зону руйнування усередині барабана млина. У атрибуті `DsprsnOfFN` зберігають величину відповідної дисперсії. Атрибут `ExpcttnOfDC` зберігає значення математичного очікування коефіцієнта ділення частинки, яка потрапила у зону руйнування. В атрибуті `DsprsnOfDC` зберігається величина відповідної дисперсії. За допомогою чотирьох величин описують закон руйнування матеріалу, який подрібнюється, для низки виробничих ситуацій, що мала місце на об'єкті управління. В ідеальному випадку кількість строк у відношенні `FragmDistrib` повинна співпадати з типами руди за текстурно-структурними та міцнісними властивостями, що поступають на збагачення.

Відношення `GeneralTesting` – «Параметри розподілів продуктів подрібнення за результатами генеральних випробувань» містить параметри функцій розподілу вихідної руди, продуктів подрібнення, отриманих шляхом генеральних випробувань замкнутого циклу мокрого кульового подрібнювання (табл. В.4). В атрибутах `Lmin`, `Lmax`, `C`, `N` містять значення відповідних величин аналітичного виразу (5.1), який описує розподіл продуктів подрібнення. Такий підхід дозволяє скоротити об'сяг даних та забезпечити відповідний їх вид для введення до імітаційної моделі.

Для опису розподілів продуктів подрібнення за результатами генеральних випробувань спочатку необхідно визначити чотири величини, що входять до складу виразу (5.1): коефіцієнти c та n , максимальний розмір частинки L_{max}

мінімальний розмір частинки L_{min} . З рівнянь для трьох залишків на ситах з різними отворами чарунок $d_1 < d_2 < d_3$ [59]:

$$R_1 = e^{-c \cdot \frac{(d_1 - L_{min})^n}{L_{max} - d_1}}, R_2 = e^{-c \cdot \frac{(d_2 - L_{min})^n}{L_{max} - d_2}}, R_3 = e^{-c \cdot \frac{(d_3 - L_{min})^n}{L_{max} - d_3}} \quad (5.4)$$

одержимо:

$$\frac{\ln\left(\frac{d_2 - L_{min}}{d_3 - L_{min}}\right)}{\ln\left(\frac{d_1 - L_{min}}{d_2 - L_{min}}\right)} = \frac{\ln\left(\frac{\ln R_2 \cdot (L_{max} - d_2)}{\ln R_3 \cdot (L_{max} - d_3)}\right)}{\ln\left(\frac{\ln R_1 \cdot (L_{max} - d_1)}{\ln R_2 \cdot (L_{max} - d_2)}\right)}. \quad (5.5)$$

Тоді для будь-яких трьох залишків на ситі продукту, що бере участь у процесі подрібнення, з різними чарунками $d_1 < d_2 < d_3$ (5.4), якщо задаватися L_{max} , можна отримати множину значень L_{min} , при яких буде виконуватись рівність (5.5). А з виразів (5.2) та (5.3) для будь-якої пари значень L_{min} та L_{max} можна визначити значення коефіцієнтів c та n . Для того щоб модифіковане рівняння Розіна-Рамлера (5.1) адекватно описувало залишки на ситах, скористаємось методом найменших квадратів [60]. Так як в нашому випадку можна рахувати, що значення залишків на ситах визначені з однаковою точністю, то критерій буде мати вигляд:

$$S = \sum_{k=1}^m \left(R_k - e^{-c \cdot \frac{(d_k - L_{min})^n}{L_{max} - d_k}} \right)^2 \rightarrow \min, \quad (5.6)$$

де m – кількість залишків на ситі, що отримані експериментальним шляхом.

Найменування продуктів, що беруть участь у технологічному процесі, вказані у відношенні CommProd – «Продукти подрібнення, гранулометричний склад яких визначається під час генеральних випробувань» (табл. В.8). Це відношення має всього два атрибути: CPCode та CPName. Це відповідно код та назва продукту, який бере участь у подрібненні. Відносини GeneralTesting і

CommProd пов'язані між собою за значеннями однойменних ключових полів – CPCode (рис. 5.1).

Для того, щоб усунути зв'язок «багато до багатьох» між відношеннями GeneralTesting і FragmDistrib за однойменними ключовими атрибутами GTDate, було введено додаткове відношення GTDate з єдиним однойменним атрибутом GTDate, де записуються дати генеральних випробувань (табл. В.5). Таким чином, GeneralTesting і FragmDistrib пов'язані між собою через відношення GTDate двома зв'язками «один до багатьох» (рис. 5.1). Даний крок дозволяє підтримувати зв'язки між відношеннями стандартними методами, вбудованими в реляційні СУБД.

У відношенні ProdEqParam (табл. В.6) задані параметри технологічного обладнання, необхідні для розрахунку імітаційної моделі замкнутого циклу мокрого кульового подрібнювання [41, 42]. Для зв'язку з імітаційною моделлю використовується атрибут Code. Для кожного параметра він має унікальне значення. Унікальним є назва параметра (атрибут Name). Таким чином унеможлиблюється занесення одного параметра декілька разів. Для кожного параметра технологічного устаткування вказується його значення (атрибут Value) та одиниці виміру (атрибут Measure). Дане відношення не бере участь у формуванні образу виробничої ситуації. Воно пов'язане з іншими відношеннями БД тільки через імітаційну модель.

Відношення Ranges – «Діапазони параметрів ТП, які описують виробничі ситуації» (табл. В.7), зберігає для кожного параметра, за яким класифікується виробнича ситуація, усі діапазони значень, які виникали на об'єкті керування під час моніторингу його промислової експлуатації верхнім рівнем ситуаційної системи управління. Для кожного параметра, за яким класифікується виробнича ситуація, може бути від одного до декількох діапазонів. Для кожного параметра кількість діапазонів визначається індивідуально. Вона залежить від того скільки

значень абсолютної похибки визначення параметра укладається між мінімальним та максимальним його значення.

На початку моніторингу об'єкта керування кількість діапазонів будь якого параметра зростає. Після того, як максимальне та мінімальне значення остаточно стабілізуються, їх кількість перестає змінюватися. Такий підхід дозволяє адаптуватися до умов експлуатації будь якого об'єкта керування з мінімальними втратами ресурсів, які відповідають за зберігання інформації.

В атрибуті DName визначений номер діапазону. У AName – визначений один з чотирьох атрибутів відношення ManufSit, які беруть участь у формуванні образу виробничої ситуації. У нашому випадку це: ClDrDensity, IOSWater, C, PowerO (табл. В.1). Такий підхід дозволяє розширювати кількість параметрів, за яким класифікується виробнича ситуація, не змінюючи специфікації відношення Ranges.

В атрибуті LLimit визначені ліві межі діапазонів, а у RLimit – праві. Найменше значення параметра діапазону є мінімальне значення, що спостерігалось під час моніторингу мінус абсолютна його похибка. Найбільше значення параметра діапазону є максимальне значення, що спостерігалось під час моніторингу плюс абсолютна його похибка. Мінімальне значення зберігається у LLimit, а максимальне – у RLimit.

У відношенні StateOfEq - «Довідник подій стану устаткування» (табл. В.9) знаходиться всього три кортежу, що відповідають трьом подіям, які визначають умови подрібнення усередині барабана млина. Для зв'язку з відношенням DateOfEv використовується атрибут Code. Для кожної події він має унікальне значення. Унікальною є назва події (атрибут Name): „Заміна футерування”, „Пересортування кульового завантаження”, „Довантаженням куль у млин”. Таким чином унеможлиблюється занесення одного параметра декілька разів.

У відношення DateOfEv – «Подія, яка визначає стан устаткування» (табл. В.10) записуються дати подій, що впливають на умови подрібнення усередині

барабана млина. StateOfEq і DateOfEv пов'язані між собою через відповідні ключові атрибути: StateOfEq.Code і DateOfEv.SOECode. З рештою відносинами БД зв'язок підтримується через імітаційну модель.

Відношення DistInflOr - «Джерела збурюючих впливів» (табл. В.11) є довідником джерел збурень, які призводять або призводили до виходу технологічного обладнання зі сталого режиму роботи. Воно пов'язане з відношенням ManufSit (табл. В.1) за значеннями ключових атрибутів ManufSit.DIOCode і DistInflOr.Code, що визначають код джерела збурюючої дії. В атрибуті Name надані унікальні назви для кожного джерела збурюючих впливів.

Отже, реляційна модель даних БД верхнього рівня системи ситуаційного управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення підтримує реляційну цілісність між відносинами за допомогою первинних та зовнішніх ключів (рис. 5.1). Винятком є зв'язок між відношеннями ManufSit і Ranges. Тут посиальна цілісність даних забезпечується двома тригерами: AIRanges і ADRanges, визначеними для відносини ManufSit. Це зроблено для динамічного визначення образів виробничих ситуацій, що відповідають сталому режиму технологічного обладнання, які залежать від діапазонів значень чотирьох технологічних змінних: ClDrDensity, IOSWater, C, PowerO (табл. В.1).

Раніше показано, що невід'ємною частиною визначення ефективності роботи стадії збагачення в цілому є контроль у потоці вмісту корисного мінералу у промисловому продукті та хвостах. При наявності такої можливості у відношення ManufSit необхідно додати два відповідних атрибути: UsMinInMnfctPord та UsMinInTailings. У відношення Ranges почнуть додаватися діапазони, у межах яких змінюються ці параметри. Після цього кожна виробнича ситуація буде класифікуватися за шістьма параметрами: ClDrDensity, IOSWater, C, PowerO, UsMinInMnfctPord та UsMinInTailings.

Як бачимо, додавання ще двох параметрів до класифікації виробничих ситуацій не суттєво змінює структуру БД. Структурні зміни стосуються лише

одного відношення – ManufSit. Вони виконуються за допомогою стандартних SQL-операторів.

5.2 Визначення енергоефективності поточної виробничої ситуації

Взаємозв'язки між суб'єктами, що класифікують сталі режими замкнутого циклу подрібнення надають можливість визначати енергоефективність поточної виробничої ситуації за допомогою методів реляційної алгебри. Такий підхід надає можливість реалізації визначення енергоефективності поточної технологічної ситуації вести в межах БД, яка реалізована на верхньому рівні системи ситуаційного керування.

Визначення енергоефективності поточної виробничої ситуації починається з її розпізнавання. Метою розпізнавання поточної виробничої ситуації є визначення завдання SAP витрати вихідної руди, яке відповідає режиму роботи замкнутого циклу подрібнення з мінімальною питомою витратою електроенергії, для поточної виробничої ситуації до її моделювання. У цьому випадку процес моделювання є перевіркою прийняття рішення, заснованого на попередньому досвіді експлуатації технологічного устаткування.

Очевидно, що розпізнавання виробничої ситуації в рамках розв'язуваної задачі з наперед відомими максимальним і мінімальним значеннями для кожної величини складається з визначення режиму роботи технологічного устаткування і знаходження аналогічної ситуації у БД. Методика та параметри алгоритму розпізнавання сталого режиму роботи визначені у попередніх дослідженнях [59]. Друга частина розпізнавання базується на аналізі роботи секції збагачення під час промислової експлуатації і зводиться до операції вибірки реляційної алгебри:

$$R_{DS} = \sigma_{DSName=DSNow}(R_{XP}), \quad (5.7)$$

де R_{DS} – відношення з виробничими ситуаціями, які зустрічалися раніше при експлуатації технологічного обладнання та є еквівалентні поточній виробничій ситуації;

R_{XP} – відношення з виробничими ситуаціями, раніше зустрічалися при експлуатації технологічного обладнання;

DSName – атрибут відносини R_{XP} , в якому записані коди виробничих ситуацій;
DSNow – код поточної виробничої ситуації.

При організації розпізнавання поточної виробничої ситуації на об'єкті управління в масштабі реального часу необхідно враховувати динаміку зміни максимального і мінімального значень кожного параметра, що формує її образ, а значить – враховувати зміну кількості діапазонів та їх меж. Для таких умов вираз (5.7) не підходить. Він працює тільки у випадку, коли межі діапазонів незмінні.

Єдиним механізмом реляційної СУБД, здатним впоратися з поставленим завданням, є подання даних. «Представлення – це динамічний результат однієї або більше реляційних операцій, виконаних над відносинами бази даних з метою отримання нового ставлення» [49, стор. 476]. В основі представлення даних лежить визначає оператор SELECT, декомпозиція якого являє собою перетворення запиту в вираз реляційної алгебри.

Сформулюємо умову задачі. Поточна виробнича ситуація відповідає сталому режиму роботи технологічного обладнання. Відомі значення всіх технологічних змінних, що беруть участь у формуванні образу виробничої ситуації: коефіцієнт циркуляції, відношення твердого до рідкого, густина зливу класифікатора і питомі витрати електроенергії. Виходячи з попереднього досвіду експлуатації об'єкта управління, необхідно визначити максимальне значення подачі руди в млин, яке забезпечує виконання цільової функції управління (1.10). Процес подрібнення в кульовому млині вважаємо квазістаціонарним. Стан футерівки кульового завантаження млина не враховуємо.

Для вирішення поставленого завдання розглянемо БД (додаток В) як один з варіантів організації структури даних для дворівневої автоматичної адаптивної ситуаційної енергозберігаючої системи керування замкнутим циклом мокрого кульового подрібнювання. Тоді в процесі ідентифікації поточної виробничої ситуації будуть брати участь два відношення: *ManufSit* (табл. В.1) та *Ranges* (табл. В.7). У цьому випадку визначальний оператор SELECT повинен вибрати з

відношення ManufSit усі кортежі, для яких діапазони значень атрибутів C, IOSWater і ClDrDensity збігаються з діапазонами, в яких лежать значення відповідних параметрів поточної виробничої ситуації. Праві і ліві межі діапазонів для всіх параметрів, що беруть участь у формуванні образу виробничої ситуації, зберігаються у відношенні Ranges.

Позначимо для поточної виробничої ситуації значення параметрів, які формують її образ (коефіцієнт циркуляції, відношення твердого до рідкого у завантаженні млини, густина зливу класифікатора та питомі витрати електроенергії) A1, A2, A3 і A4, відповідно. Тоді за допомогою операції вибірки з відношення Ranges можна отримати кортежі, в яких визначені значення меж діапазонів для коефіцієнта циркуляції:

$$C_{LIMIT} = \sigma_{(AName = 'C') \text{ and } (LLimit \leq A1) \text{ and } (RLimit \geq A1)}(Ranges), \quad (5.8)$$

відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина:

$$IOSWater_{LIMIT} = \sigma_{(AName = 'IOSWater') \text{ and } (LLimit \leq A2) \text{ and } (RLimit \geq A2)}(Ranges), \quad (5.9)$$

густини злива класифікатора:

$$ClDrDensity_{LIMIT} = \sigma_{(AName = 'ClDrDensity') \text{ and } (LLimit \leq A3) \text{ and } (RLimit \geq A3)}(Ranges), \quad (5.10)$$

та питомих витрат електроенергії:

$$PowerO_{LIMIT} = \sigma_{(AName = 'PowerO') \text{ and } (LLimit \leq A4) \text{ and } (RLimit \geq A4)}(Ranges). \quad (5.11)$$

Завдяки тому, що діапазони не перетинаються, неважко зрозуміти, що в результаті виконання кожної операції вибірки у виразах (5.8) – (5.11) буде мати місце відношення з одним кортежем. Тоді операція проєкції дозволить вибрати нам кожне значення з восьми меж діапазонів параметрів, які нас цікавлять та формують образ поточної виробничої ситуації. Покажемо це на прикладі коефіцієнта циркуляції. Ліва межа визначається наступним чином:

$$CLLimit = \Pi_{LLimit} \left(\sigma_{(AName = 'C') \text{ and } (LLimit \leq A1) \text{ and } (RLimit \geq A1)} (Ranges) \right), \quad (5.12)$$

тоді права межа

$$CRLimit = \Pi_{RLimit} \left(\sigma_{(AName = 'C') \text{ and } (LLimit \leq A1) \text{ and } (RLimit \geq A1)} (Ranges) \right). \quad (5.13)$$

З виразів (5.9) – (5.11) аналогічним чином отримаємо ліві – IOSWaterLLimit, CIDrDensityLLimit і праві – IOSWaterRLimit, CIDrDensityRLimit межі діапазонів відповідно відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина та густини зливу спірального класифікатора.

Спираючись на вирази (5.8) – (5.13), напишемо вираз реляційної алгебри для ідентифікації виробничої ситуації, в якій питомі витрати електроенергії на процес подрібнення були мінімальними:

$$R_{DS_4} = \sigma_{\substack{C \geq CRLimit \text{ and } C \leq CLLimit \text{ and} \\ IOSWater \geq IOSWaterRLimit \text{ and } IOSWater \leq IOSWaterLLimit \text{ and} \\ CIDrDensity \geq CIDrDensityRLimit \text{ and } CIDrDensity \leq CIDrDensityLLimit \text{ and} \\ MIN(PowerO)}} (ManufSit), \quad (5.14)$$

де R_{DS_4} – представлення даних з виробничою ситуацією, яка класифікується за чотирма параметрами та у якій питома витрата електроенергії на процес подрібнення мінімальний;

MIN – агрегатна функція, що визначає мінімальне значення атрибута;

$PowerO$ – атрибут відносини $ManufSit$, в якому визначено значення питомої витрати електроенергії.

Дослідження виробничих ситуацій, що виникають під час промислової експлуатації замкнутого циклу подрібнення, дозволяє записати, використовуючи результати, отримані з (5.14), вираз для визначення величини оптимального значення керуючого впливу, що забезпечує виконання цільової функції управління (1.10):

$$Q_{\max} = \Pi_{\text{OreDisch}} (R_{DS}), \quad (5.15)$$

де OreDisch – атрибут відносини ManufSit, в якому визначено значення витрати вихідної руди для виробничої ситуації, що мала місце під час попередньої експлуатації об'єкта управління.

Даний вираз може використовуватися для визначення оптимальної витрати вихідної руди в завантажувальну горловину млини, що забезпечує мінімальні питомі витрати електроенергії на підставі попереднього досвіду експлуатації замкнутого циклу мокрого кульового здрибнювання. Застосування реляційної моделі даних для створення бази даних ситуаційної системи управління замкнутим циклом подрібнення дозволяє істотно спростити її реалізацію за рахунок використання стандартного програмного забезпечення.

У випадку, коли є об'єктивні засоби контролю вмісту корисного мінералу у промпродукті та хвостах, необхідно перейти до шести параметрів, за якими визначається сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, а точніше стадії збагачення до якої він входить: 1) відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (T/P), 2) густина зливу класифікатора, 3) коефіцієнт циркуляції, 4) питомі витрати електроенергії на процес збагачення у першій стадії, 5) вміст корисного мінералу у магнітному продукті і 6) хвостах.

З урахуванням структури реляційної БД (Додаток В) додавання двох параметрів не є складним. По-перше, додається два атрибута до відношення ManufSit: FelnEnrichedPrd (вміст корисного мінералу у магнітному продукті), FelnTailings (вміст корисного мінералу у хвостах). По-друге, додаються відповідні кортежі у відношення Ranges. Ці зміни дозволяють модифікувати відповідне представлення даних.

Позначимо поточні значення FelnEnrichedPrd та FelnTailings A5 і A6, відповідно. Тоді за аналогією з (5.8) – (5.11) можна отримати кортежі, в яких визначені значення меж діапазонів для вмісту корисного мінералу у магнітному продукті:

$$FeInEnrichedPrd_{LIMIT} = \sigma_{(AName = 'FeInEnrichedPrd') \text{ and } (LLimit \leq A5) \text{ and } (RLimit \geq A5)}(Ranges), \quad (5.16)$$

вмісту корисного мінералу у хвостах:

$$FeInTailings_{LIMIT} = \sigma_{(AName = 'FeInTailings') \text{ and } (LLimit \leq A6) \text{ and } (RLimit \geq A6)}(Ranges). \quad (5.17)$$

Ліва та права межі діапазонів визначаються аналогічно лівій та правій межі коефіцієнту циркуляції, як це показано у (5.12) та (5.13).

Спираючись на вираження (5.8) – (5.13), (5.16), (5.17) взявши за основу (5.15) напишемо вираз реляційної алгебри для ідентифікації виробничої ситуації, в якій питомі витрати електроенергії на процес подрібнення були мінімальними для випадку, коли є об'єктивні засоби контролю вмісту корисного мінералу у промпродукті та хвостах:

$$R_{DS_6} = \sigma_{\substack{C \geq CRLimit \text{ and } C \leq CLLimit \text{ and} \\ IOSWater \geq IOSWaterRLimit \text{ and } IOSWater \leq IOSWaterLLimit \text{ and} \\ CIDrDensity \geq CIDrDensityRLimit \text{ and } CIDrDensity \leq CIDrDensityLLimit \text{ and} \\ FeInEnrichedPrd \geq FeInEnrichedPrdRLimit \text{ and } FeInEnrichedPrd \leq FeInEnrichedPrdLLimit \text{ and} \\ FeInTailings \geq FeInTailingsRLimit \text{ and } FeInTailings \leq FeInTailingsLLimit \text{ and} \\ MIN(PowerO)}} \quad (\text{ManufSit}). \quad (5.18)$$

Відомо, що ГЗК отримує лівову частку прибутку за рахунок обсягів продажу залізорудного концентрату з заданим вмістом заліза. Отже, цільова функція (1.10) буде відповідати меті функціонування ГЗК при будь-якій кількості параметрів, що класифікують сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення.

У (5.18) вміст заліза враховується параметром FeInEnrichedPrd. Він задається технологіями для кожної стадії збагачення. Отже, для кожної стадії збагачення вираз (5.15) визначає оптимальне значення керуючого впливу, що забезпечує виконання цільової функції управління (1.10). Причому вираз (5.15) буде працювати при будь-якій кількості параметрів, за якими класифікують сталі режими роботи замкнутих циклів подрібнення та стадій збагачення в цілому.

Аналіз виразів (5.15) та (5.18) показує, що кількість параметрів, за якими класифікується виробнича ситуація, що відповідає сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення та стадії збагачення в цілому, не ускладнює формування визначального запиту, на якому базується представлення даних. Необхідним є присутність останнього предикату пошуку $MIN(PowerO)$, який

визначає мінімальні питомі витрати електроенергії, які відомі з попереднього досвіду експлуатації. Порівняння поточних та відомих питомих витрат електроенергії і визначає енергоефективність, а значить і резерви по зниженню питомих витрат електроенергії, поточної технологічної ситуації.

5.3 Реалізація імітаційної моделі у межах реляційної системи керування даними

Метою використання моделі [59] в ситуаційній системі управління є визначення оптимального значення витрати руди в млин при заданих густинних режимах млина і класифікатора для виробничих ситуацій, які ще не зустрічалися під час моніторингу технологічного процесу верхнім рівнем цієї системи. Для виконання цієї задачі модель повинна послідовно виконувати низку процедур або окремі процедури за заданим алгоритмом. Початок виконання процедури або їх низки залежить від моменту отримання базою даних інформації про поточну виробничу ситуацію, яка відповідає сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення.

Чим більший термін роботи верхнього рівня ситуаційної системи управління, тим менше використовується модель. Через деякий час усі виробничі ситуації будуть занесені до БД та почнуть повторюватись. Це буде означати, що верхній рівень системи ситуаційного управління перейде тільки до використання попереднього досвіду роботи технологічного обладнання. Визначення тривалості терміну навчання системи не представляє інтересу у зв'язку з тим, що він буде визначений автоматично для кожної технологічної лінії та кінцевого переліку властивостей сировини, яку вона збагачує.

Мета реалізації імітаційної моделі в межах реляційної СКБД є підвищення надійності верхнього рівня системи ситуаційного управління за рахунок скорочення програмного забезпечення та механізмів взаємодії між прикладними програмами. Після завершення терміну навчання модель стає за побігачем виникнення нештатних ситуацій, які визначаються як нові в умовах

остаточно навченої системи керування. Фактично, для реалізації моделі в межах реляційної СКБД необхідно мати наступні засоби: структуру для збереження даних, механізми обробки даних, механізм обробки подій додавання, зміни або вилучання даних та реалізації алгоритмів на процедурній мові.

Вхідні дані моделей діляться на два класи [61]: детерміновані та стохастичні змінні. До першого класу імітаційної моделі [59] відносяться: витрата руди в млин, витрати води в млин і класифікатор, густина зливу класифікатора, гранулометричний склад вихідної руди, пісків і зливу класифікатора, піскове навантаження. Також відомі: внутрішній діаметр і робоча довжина барабана млина, ступінь заповнення млина кулями і їх діаметр. При цьому в автоматичному режимі можна визначати витрату руди в млин, витрати води в млин і класифікатор, густину зливу класифікатора. До другого класу відносяться: ймовірність попадання частинок крупного класу в зони руйнування і щільність розподілу фрагментів зруйнованої частин на більш дрібні класи.

Вихідним параметром імітаційної моделі [59] є коефіцієнт використання кульового завантаження або витрата руди в млин. Для відомого коефіцієнта використання кульове завантаження можна розрахувати витрату руди в млин і навпаки.

Структура БД (рис. 5.1, додаток В) надає можливість зберігати як вхідні (відношення ManufSit, FragmDistrib, GeneralTesting), так і вихідні параметри моделі (відношення ManufSit). Маніпулювання даними забезпечує мова SQL, яка є невід'ємною частиною реляційної СКБД та в основі якої лежить математичний апарат реляційної алгебри.

Додавання до відношення ManufSit нового кортежу з даними про поточну виробничу ситуацію, яка відповідає сталому режиму – це подія, яка може ініціювати початок роботи процедур, що входять до складу імітаційної моделі. У реляційних СКБД тригер є стандартний механізм, який дозволяє розпочати процедуру обробки події додавання нового кортежу у відношення. Саме в його

тілі необхідно розміщувати перевірку умов використання імітаційної моделі залежно від інформації про поточну технологічну ситуацію.

Алгоритми роботи самої моделі необхідно розміщувати у збережених процедурах, механізми реалізації яких є невід'ємною частиною сучасних реляційних СКБД. Простота алгоритмічної мови, яку дозволяють використовувати в межах цих процедур, може виявитися недоліком при реалізації складних математичних алгоритмів імітаційної моделі. Але цей недолік усувається за рахунок використання функцій користувача, які реалізуються на алгоритмічних мовах з використанням сучасних технологій об'єктного програмування та підключаються до збережених процедур і передають їм результати своєї роботи.

Реалізація імітаційної моделі в межах реляційної СКБД надає їй роль важливого механізму створення метаданих про поточну технологічну ситуацію. Цей механізм дозволяє визначити на базі неповного образу виробничої ситуації, який є з точки зору класифікації метаданих по можливості логічного виводу є сирими даними, описати умови подрібнення у середині млина. Останні за класифікацією є середнім шаром даних, який дозволяє отримати інформацію про величину витрати первинної руди у млин, що відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії на подрібнення. Величина витрати первинної руди – це третій шар метаданих. Після його отримання маємо сказати, що отримали повний образ поточної технологічної ситуації.

Після отримання цих метаданих відносно неповного образу технологічної ситуації визначення керуючого впливу, що відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії на подрібнення можливо виконувати за допомогою виразу (5.15). Таким чином, імітаційна модель підводить базу для реалізації пошуку оптимального керуючого впливу без використання промислового експерименту, який необхідний при використанні класичного підходу до керування замкнутими циклами подрібнення. Це додатково мінімізує питомі витрати електроенергії за рахунок зменшення роботи технологічного обладнання у перехідних режимах.

Висновки до розділу

1. Взаємозв'язки між суб'єктами, що взаємодіють у межах стадії збагачення та замкнутого циклу подрібнення, відносяться до трьох категорій: один до одного, один до багатьох та багато до багатьох. Категорії взаємозв'язків можливо однозначно визначити для кожної пари суб'єктів, атрибути яких використовуються для визначення енергоефективності поточної технологічної ситуації. Причому не один суб'єкт не опинився за межами системи реляційних зв'язків. Це довело доцільність використання реляційної системи керування даними на верхньому рівні системи ситуаційного управління замкнутим циклом подрібнення, що входить до кожної стадії збагачення.

2. Надійність ситуаційної системи управління замкнутим циклом подрібнення та стадією збагачення в цілому можливо підвищити за рахунок реалізації імітаційної моделі технологічного процесу засобами сучасних реляційних СКБД. Таким чином, імітаційна модель стає метаданими, які дозволяють робити висновок про величину оптимального впливу, що забезпечує мінімум питомих витрат електроенергії на процес подрібнення, для виробничої ситуації, що зустрічається вперше за період моніторингу технологічного процесу верхнім рівнем ситуаційної системи управління.

3. Класифікація виробничих ситуацій, які відповідають сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, за допомогою чотирьох параметрів дозволяє визначити енергоефективність поточної виробничої ситуації за допомогою математичного апарата реляційної алгебри для випадку, коли немає об'єктивних засобів вимірювання вмісту корисного мінералу у промпродукті та хвостах. Це дає можливість визначити запас по зниженню питомих витрат електроенергії на подрібнення та визначити максимальну величину витрати первинної руди у млин, яка відповідає мінімуму питомих витрат електроенергії для поточної технологічної ситуації.

4. Зміна кількості або списку параметрів, за якими класифікується сталий режим технологічного процесу завдяки використанню уявлень даних не впливає на взаємодію верхнього та нижнього рівнів системи управління замкнутим циклом подрібнення та стадії збагачення.

5. Визначення оптимальної величини керуючого впливу для кінцевої кількості діапазонів технологічних змінних додатково знижує питомі витрати електроенергії за рахунок зменшення часу перебування технологічної лінії у перехідних режимах, які використовуються для пошуку зазначеної величини при класичних підходах у системах автоматизованого управління.

6 ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КЛАСИФІКАЦІЙНИХ СУБ'ЄКТІВ, ТА ЇХ АТРИБУТІВ НА ЕНЕРГЕТИЧНУ ЕФЕКТИВНІСТЬ СТАЛИХ РЕЖИМІВ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ

6.1 Вплив розкриття корисного мінералу на енергоефективність сталого режиму

Порівняємо дві сукупності, що класифікують виробничі ситуації, які відповідають сталому режиму замкнутого циклу подрібнення або стадії збагачення в цілому. Перші чотири параметри в них однакові: відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (T/P), коефіцієнт циркуляції, густина зливу класифікатора та питомі витрати електроенергії на процес подрібнення у замкнутому циклі або збагачення у стадії, до складу якої входить цей цикл. Далі до сукупності, яка використовується при наявності засобів виміру вмісту корисного мінералу промпродукті та хвостах, додатково входять ще два параметри: вміст корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах.

Введення останніх двох параметрів було справедливим на етапі аналізу взаємодії предметних областей процесу збагачення руди. Однак, якщо для класифікації виробничих ситуацій, що відповідають сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, використовуються параметри, що характеризують процес з різних боків, то з точки зору технології у сукупності параметрів, що класифікують виробничу ситуацію, яка відповідає сталому режиму стадії збагачення в цілому є три параметри, які характеризують один і той же бік цього процесу. Мова йдеться про розкриття корисного мінералу, який одночасно віддзеркалюється густиною зливу класифікатора, вмістом корисного мінералу у магнітному продукті і хвостах. Отже, є перспективи скорочення сукупності з шести до чотирьох параметрів.

З метою скорочення параметрів контролю оцінимо залежність кількості збагаченого продукту β і збідненого продукту ν . Відомо [62], що така залежність

існує, і найімовірніше, при малих змінах режимних параметрів абсолютні значення відхилень v – малі, а β – значні. З параметрів, які входять до сукупності, що класифікує сталі режими роботи замкнутого циклу подрібнення, безпосередній вплив на зміни кількості збагаченого продукту і збідненого продукту має густина зливу класифікатора. Необхідно оцінити відхилення кількості збагаченого продукту і збідненого продукту на всьому можливому діапазоні змін густини зливу класифікатора.

Управління густиною зливу класифікатора ведеться шляхом подачі води в його ванну. Таким чином буде змінюватися R_u – розкриття цінного мінералу. Готовим класом вважається такий клас, у якому присутня відкрита фракція. Ця фракція з'являється в класі крупності $d < d_{BK}$ меншим розміру вкраплення. Вона характеризується технологами двома показниками: $P_{PЗ}$ – вмістом рудних зерен та $P_{НЗ}$ – вмістом нерудних зерен. Отже, якщо $R_u = 0$, то продукт непідготовлений, розкриття немає і при поділі збагачений і збіднений продукти будуть мати однаковий вміст корисного мінералу, який дорівнює α_0 – вміст корисного мінералу, який поступає на вхід стадії збагачення:

$$\beta = v = \alpha_0. \quad (6.1)$$

Зі збільшенням R_u ($R_u > 0$), буде спостерігатися тенденція до

$$\beta > \alpha_0, v < \alpha_0 \quad (6.2)$$

і при $R_u = 0,5$ буде наявність зростків, що мають вміст цінного мінералу у всьому діапазоні можливих значень:

$$0 < \alpha < 1. \quad (6.3)$$

Таким чином, підготовлений продукт матиме $R_u \geq 0,5$. Коли $R_u \rightarrow 1$, то будуть тільки відкрите рудне та нерудне середовище:

$$P_{PЗ} = \alpha_B, P_{НЗ} = 1 - \alpha_0. \quad (6.4)$$

Методика розрахунку очікуваних показників поділу базується на тому, що при зміні крупності частинок, яке досягається регулюванням густини зливу класифікатора функція розподілу зростків має розриви першого роду у точках, де

$\alpha = 0$ та $\alpha = 1$. Це означає, що з'являються відкриті зерна. Кількість зростків знижується, і на межі діаметра частинки, що наближається до нуля, усі частинки мають бути відкритими зернами: при $\alpha = 0$ – нерудними, а при $\alpha = 1$ – рудними.

Відомо, що функція розподілу випадкової величини є її повною характеристикою. Як тільки починає ця функція зменшувати похідну в точці перегину, то можна вважати, що розкриття починає збільшуватися. Таким чином, інтегральним показником розкриття приймемо величини

$$\alpha_p = \frac{\int_{\alpha_0}^1 \alpha f(\alpha/d) d\alpha}{\int_{\alpha_0}^1 f(\alpha/d) d\alpha}, \quad (6.5)$$

$$\alpha_n = \frac{\int_0^{\alpha_0} \alpha f(\alpha/d) d\alpha}{\int_0^{\alpha_0} f(\alpha/d) d\alpha}. \quad (6.6)$$

Виходячи з того, що аргумент функції розподілу зростків має обмеження (6.3), його дисперсія теж має обмеження. Таким чином, ця функція розпадається на дві функції, а тому показником розкриття має сенс узяти різницю:

$$R_u = \alpha_p - \alpha_n. \quad (6.7)$$

Коли функція розподілу зростків має розриви першого роду, то

$$\int_0^1 f(\alpha/d) d\alpha + P_{pзр} \neq 1, \quad (6.8)$$

де $P_{pзр}$ – вміст багатих рудних зростків.

З урахуванням цього величини α_p та α_n необхідно доповнити кількістю відкритих рудних та нерудних зерен відповідно:

$$\alpha_p = \frac{\int_{\alpha_0}^1 \alpha f(\alpha/d) d\alpha}{\int_{\alpha_0}^1 f(\alpha/d) d\alpha + P_{pз}}, \quad (6.9)$$

$$\alpha_n = \frac{\int_0^{\alpha_g} \alpha f(\alpha/d) d\alpha}{\int_0^{\alpha_g} f(\alpha/d) d\alpha + P_{нз}}. \quad (6.10)$$

Таким чином, якщо усі властивості вкраплення охарактеризувати $d_{вк}$ – середньою крупністю то функцію розподілу зростків, можна охарактеризувати шістьма числовими характеристиками: $P_{рз}$ – вмістом відкритих рудних зерен, $P_{нз}$ – вмістом відкритих нерудних зерен, $P_{рзр}$ – вмістом багатих рудних зростків, $P_{нзр}$ – вмістом бідних рудних зростків, $\alpha_{рз}$ – вмістом цінного мінералу у багатих зростках та $\alpha_{нз}$ – вмістом цінного мінералу у бідних зростках. Виходячи з цього:

$$\alpha_p = \frac{P_{рз} + P_{рзр} \alpha_{рз}}{P_{рзр} + P_{рз}}, \quad (6.11)$$

$$\alpha_n = \frac{P_{нзр} \alpha_{нз}}{P_{нзр} + P_{нз}}. \quad (6.12)$$

Отже методика обчислення показників розкриття руди полягає у наступному. Підготовлений матеріал надходить на сепарацію. Для можливості подальшого розрахунку необхідно здійснити перетворення характеристик крупності в характеристики за роздільною ознакою. Це здійснюється обчисленням кривої збагачуваності (або її називають кривою фракційного складу або ж функцією розподілу зростків) або, в загальному випадку, показником розкриття. Після подрібнення достатньою інформацією для розрахунків є $X_{вк}$ – розмір вкраплення, що мав місто у руді до її подрібнення, α_v – вміст цінного мінералу і $F(X)$ – функція розподілу частинок за крупністю.

Якщо розрахунки виконуються для вже подрібненої руди, то вкраплення буде відрізнятися від того значення, що існує в моноліті. Це дає підстави по іншому позначати розмір вкраплення. Таким чином вирази будуть відрізнятися та розрахункові співвідношення є аналогічними до тих, що наведені у розділі 2. Для швидкого аналізу розділових процесів з допустимою похибкою

скористуємось кінцевими сумами для обчислення показників $F(\alpha)$ – функції розподілу зростків від вмісту корисного мінералу:

$$P_{pz} = \alpha_{\epsilon} \sum_{i=1}^k \left(1 - \frac{X_i}{X_{\epsilon k}}\right) \Delta F(X_i). \quad (6.13)$$

$$P_{nz} = (1 - \alpha_{\epsilon}) \sum_{i=1}^{k_1} \left(1 - \frac{X_i}{r_{\epsilon k}}\right) \Delta F(X_i). \quad (6.14)$$

$$P_{nzp} = (1 - \alpha_{\epsilon}) \left(\sum_{i=1}^{k_1} \frac{X_i}{r_{\epsilon k}} \Delta F(X_i) + \sum_{i=k_1}^{k_2} \Delta F(X_i) \right). \quad (6.15)$$

$$P_{pzp} = \alpha_{\epsilon} \left(\sum_{i=1}^k \frac{X_i}{X_{\epsilon k}} \Delta F(X_i) + \sum_{i=k}^{k_3} \Delta F(X_i) \right) + \sum_{i=k_3}^{k_4} \Delta F(X_i). \quad (6.16)$$

Граничні значення для обчислення сум (6.13) – (6.14) округляються до найближчого цілого числа:

$$k = \frac{X_{\epsilon k}}{\Delta X}; \quad (6.17)$$

$$k_1 = \frac{r_{\epsilon k}}{\Delta X}; \quad (6.18)$$

$$k_2 = \frac{10L_{\epsilon k} - r_{\epsilon k}}{\Delta X}; \quad (6.19)$$

$$k_3 = \frac{10L_{\epsilon k} - X_{\epsilon k}}{\Delta X}; \quad (6.20)$$

$$k_4 = \frac{15L_{\epsilon k}}{\Delta X}; \quad (6.21)$$

$$L_{\epsilon k} = X_{\epsilon k} + r_{\epsilon k}. \quad (6.22)$$

Величина ΔX підбирається експериментально залежно від заданої точності обчислення показників розкриття.

Виконаємо дослідження залежності енергоспоживання від розкриття цінного мінералу. Для цього при незмінних умовах поділу ($P(\alpha)$ – сепараційна характеристика постійна) промодельюємо процес сепарації для різної підготовки сировини (різні $F(\alpha)$ – функції розподілу зростків) (рис. 6.1). Розкриття характеризувалося показником R_{\square} (6.7) в межах від $R_{\square} = 0,5$ до $R_{\square} = 0,9$.

Розкриття цінного мінералу забезпечується зміною густини злива класифікуючого апарата, що тягне за собою зміну режимів роботи замкнутого циклу подрібнення. Таким чином, забезпечення зміни розкриття суттєво впливає не тільки на кінцевий результат роботи секції збагачення, а і на витрати електроенергії. Тому вирішено промоделювати розділовий процес при зміні розкриття цінного мінералу. Результати моделювання для руди з середнім вмістом цінного мінералу ($\alpha_{ц}$) 0,35 %, вмістом цінного мінералу у багатих зростках ($\alpha_{пз}$) 0,67 % та вмістом цінного мінералу у бідних зростках ($\alpha_{нз}$) 0,17 % наведені у таблиці 6.1.

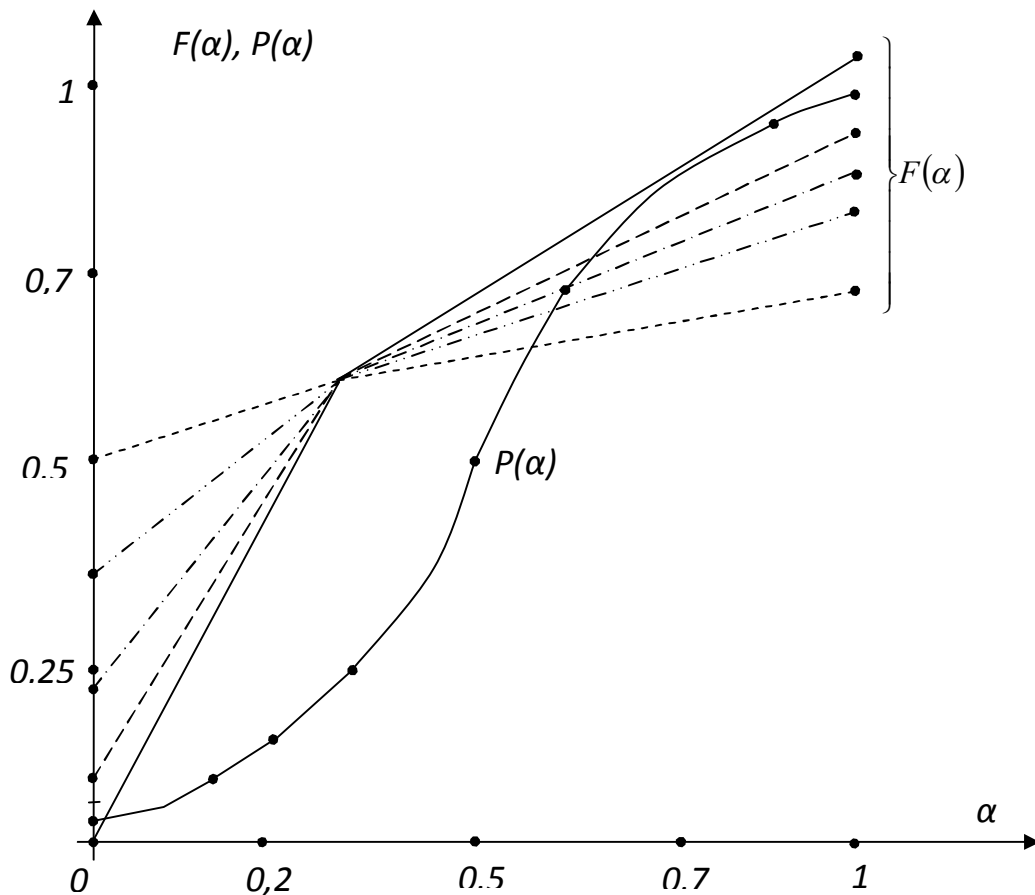


Рис. 6.1 – Сепараційна характеристика $P(\alpha)$ та функції розподілу зростків $F(\alpha)$

Результати розрахунків диференційних функції розподілу зростків для різного розкриття цінного мінералу наведені у табл. 6.2 – 6.6. ($R_{ц} = 0,5$ (табл. 1)

... $R_{ц} = 0,913$ (табл. 5)). Показники поділу наведені під кожною таблицею. За результатами розрахунків побудовані графіки $\theta_{пп} = f(R)$ і $v_{хв} = f(R)$ (рис. 6.2).

З графіків випливає, що зі збільшенням R якість промпродукту і втрати в хвостах змінюються різноспрямовано. Чутливість зміни пропорційна: для $\theta_{пп} \equiv (1 - \alpha_i)$ для $v_{хв} \equiv \alpha_i$. Однак ця чутливість на різних ділянках R залежить від положення сепараційної характеристики і можна підібрати таким чином, що чутливість $v_{хв} = f(R)$ на робочому діапазоні густини пульпи зливу класифікатора буде несуттєва.

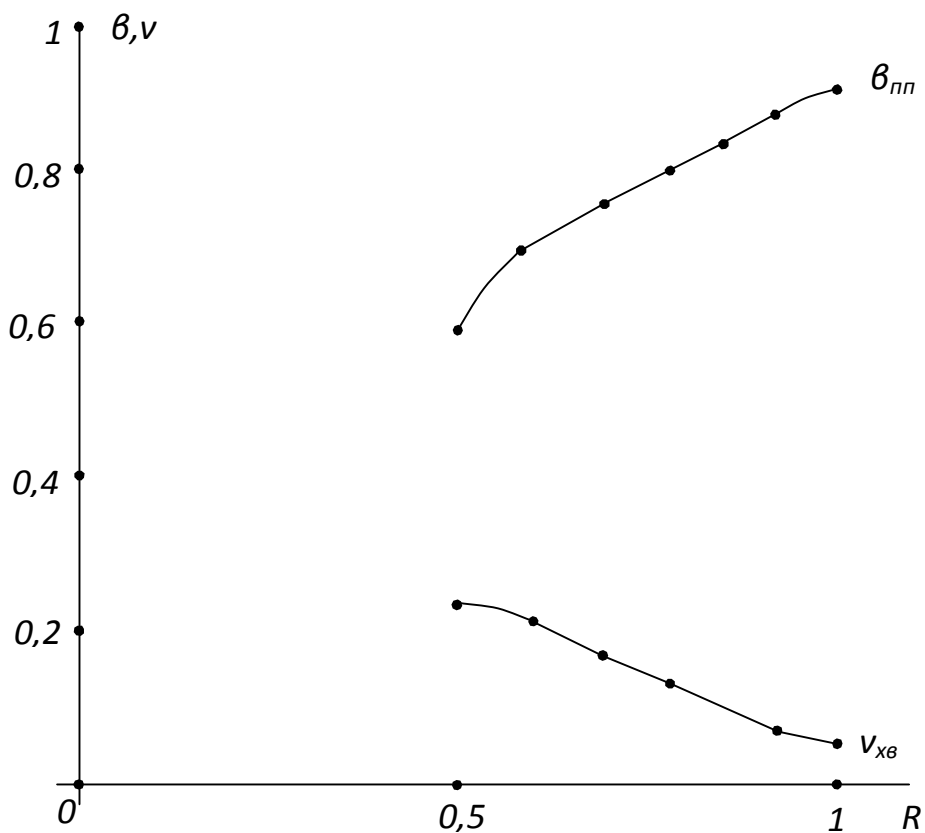


Рис. 6.2 – Показники якості розділення залежно від розкриття

Таблиця 6.1. – Інтегральні та диференційні функції розподілу зростків

α	0	0,125	0,375	0,625	0,875	1
$F_1(\alpha)$	0	0,47	0,73	0,87	1,0	1
$F_2(\alpha)$	0,1	0,49	0,71	0,81	0,91	1
$F_3(\alpha)$	0,2	0,52	0,69	0,77	0,85	1

$F_4(\alpha)$	0,3	0,56	0,68	0,74	0,80	1
$F_5(\alpha)$	0,5	0,62	0,67	0,68	0,70	1
$\Delta F_1(\alpha)$	0	0,47	0,26	0,14	0,13	0
$\Delta F_2(\alpha)$	0,1	0,39	0,22	0,10	0,10	0,09
$\Delta F_3(\alpha)$	0,2	0,32	0,17	0,08	0,08	0,15
$\Delta F_4(\alpha)$	0,3	0,26	0,12	0,06	0,06	0,20
$\Delta F_5(\alpha)$	0,5	0,12	0,08	0,01	0,02	0,30

Таблиця 6.2 – Розрахунки показників розподілу для R = 0,5

α	ΔF	P	$1 - P$	$2 * 3$	$2 * 4$	$1 * 5$	$1 * 6$
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0	0,05	0,95	0	0	0	0
0,125	0,47	0,08	0,92	0,037	0,43	0,0046	0,0516
0,375	0,26	0,24	0,76	0,062	0,198	0,023	0,071
0,625	0,14	0,7	0,3	0,098	0,04	0,061	0,025
0,875	0,13	0,92	0,08	0,12	0,01	0,1	0,00875
1	0	0,95	0,05	0	0	0	0
				0,317	0,678	0,188	0,156

 $\beta = 0,59; \nu = 0,23$

Таблиця 6.3 – Розрахунки показників розподілу для R = 0,58

α	ΔF	P	$1 - P$	$2 * 3$	$2 * 4$	$1 * 5$	$1 * 6$
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,1	0,05	0,95	0,005	0,095	0	0
0,125	0,39	0,08	0,92	0,031	0,359	0,0039	0,045
0,375	0,22	0,24	0,76	0,053	0,167	0,02	0,062
0,625	0,1	0,7	0,3	0,07	0,03	0,043	0,019
0,875	0,1	0,92	0,08	0,092	0,008	0,08	0,007
1	0,09	0,95	0,05	0,085	0,0045	0,085	0,0045
				0,333	0,654	0,2319	0,137

 $\beta = 0,696; \nu = 0,21$

Таблиця 6.4 – Розрахунки показників розподілу для R = 0,69

α	ΔF	P	$1 - P$	$2 * 3$	$2 * 4$	$1 * 5$	$1 * 6$
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,2	0,05	0,95	0,01	0,19	0	0
0,125	0,32	0,08	0,92	0,0256	0,29	0,003	0,036
0,375	0,17	0,24	0,76	0,041	0,13	0,015	0,049
0,625	0,08	0,7	0,3	0,056	0,024	0,035	0,015
0,875	0,08	0,92	0,08	0,074	0,0064	0,063	0,0056
1	0,15	0,95	0,05	0,1425	0,0075	0,1425	0,0075
				0,345	0,645	0,258	0,113

$\theta = 0,75; \nu = 0,175$

Таблиця 6.5 – Розрахунки показників розподілу для R = 0,78

α	ΔF	P	$1 - P$	$2 * 3$	$2 * 4$	$1 * 5$	$1 * 6$
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,3	0,05	0,95	0,015	0,225	0	0
0,125	0,26	0,08	0,92	0,021	0,24	0,0026	0,03
0,375	0,12	0,24	0,76	0,029	0,09	0,011	0,034
0,625	0,06	0,7	0,3	0,042	0,018	0,026	0,01
0,875	0,06	0,92	0,08	0,055	0,0048	0,048	0,0042
1	0,2	0,95	0,05	0,19	0,01	0,19	0,01
				0,35	0,65	0,278	0,088

$\theta = 0,794; \nu = 0,13$

Таблиця 6.6 – Розрахунки показників розподілу для R = 0,913

α	ΔF	P	$1 - P$	$2 * 3$	$2 * 4$	$1 * 5$	$1 * 6$
1	2	3	4	5	6	7	8
0	0,5	0,05	0,95	0,025	0,47	0	0
0,125	0,12	0,08	0,92	0,0096	0,11	0,0012	0,013
0,375	0,05	0,24	0,76	0,012	0,037	0,0037	0,014
0,625	0,01	0,7	0,3	0,007	0,003	0,0044	0,0019
0,875	0,02	0,92	0,08	0,018	0,0016	0,016	0,0014
1	0,3	0,95	0,05	0,285	0,015	0,285	0,015
				0,356	0,644	0,31	0,0453

$\theta = 0,87; \nu = 0,07$

З досвіду експлуатації замкнених циклів подрібнення відомі залежності вмісту цінного мінералу у промпродукті та хвостах від розкриття [6]. Вони представляються у вигляді залежностей вмісту цінного мінералу в промпродукті та хвостах від густини зливу класифікатора та вмісту твердого у зливі класифікатора (рис. 6.3). З графіків видно, що чим більше вміст твердого у зливі класифікатора тим менший вміст цінного мінералу у промпродукті та більший у хвостах. Це говорить про те, що збільшення твердого у зливі класифікатора погіршує розкриття.

Робочій діапазон зміни вмісту твердого у зливі класифікатора становить від 26 до 46 %. Відповідний діапазон густини зливу класифікатора 1,23 – 1,5 кг/м³. Значення густини зливу класифікатора, що забезпечує оптимальне розкриття цінного компонента, забезпечується подачею води у класифікатор. Вона є управляючим впливом, що змінює як вміст цінного мінералу у промпродукті, так і його вміст у хвостах. Зміна цих показників розподілу різноспрямована: якість промпродукту знижується, а втрати збільшуються (як і при моделюванні).

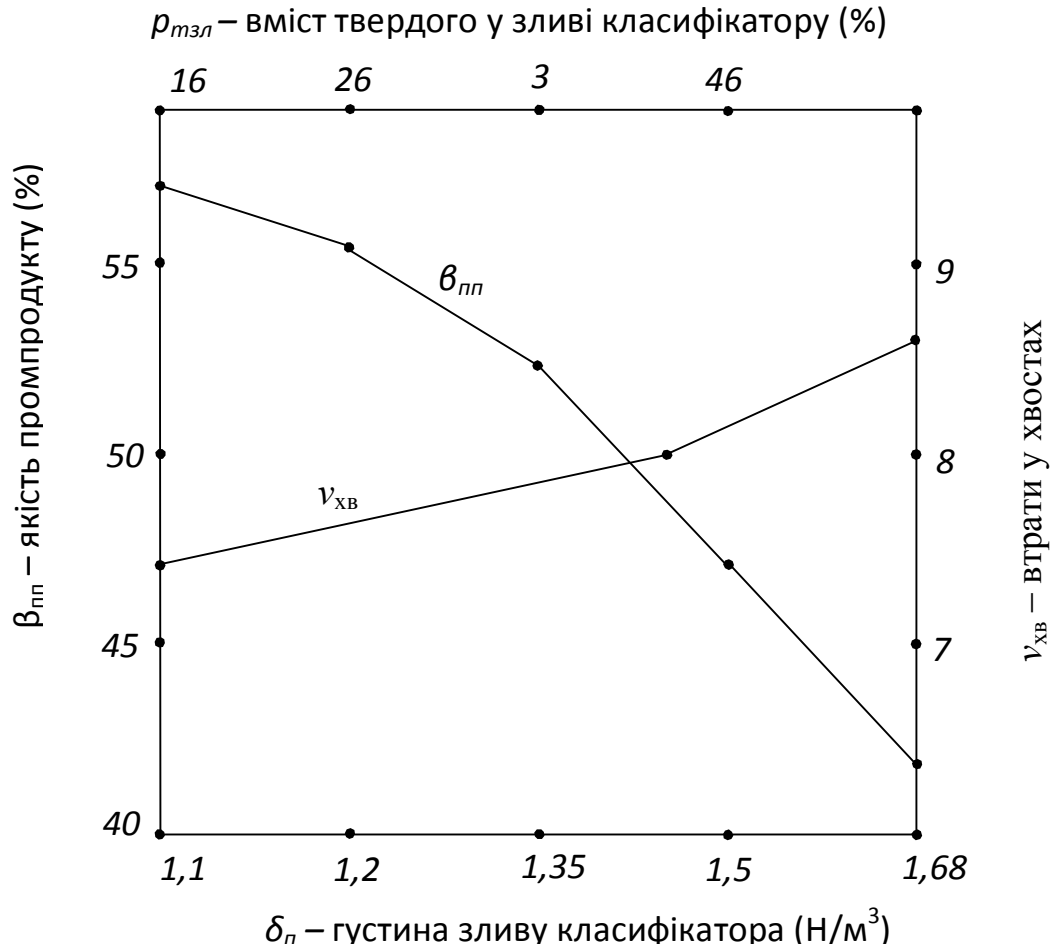


Рис. 6.3 – Експериментальні залежності магнітного розподілу першої стадії сепарації

Виявлення залежності між параметрами, що входять до сукупності, яка визначає сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, дають можливість виключити з неї густину зливу класифікатора. Таким чином, при наявності можливості вимірювання вмісту цінного мінералу у промпродукті та хвостах у потоці автоматично кількість параметрів ідентифікації сталого режиму можна скоротити до п'яти.

Для подальшого скорочення кількості параметрів у сукупності, за якою ідентифікується сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, необхідно або вибрати між вмістом цінного мінералу у промпродукті та вмістом у хвостах, або визначити такий параметр, що спільно характеризує два останніх. Таким

параметром може бути коефіцієнт кореляції між вмістом цінного мінералу у промпродукті та хвостах.

Різнострямована зміна цих показників означає, що змінилися збагачувальні параметри руди. Іншими словами, на вході замкнутого циклу подрібнення з'явився збурюючий вплив. Зафіксувати момент появи цього збурюючого впливу можливо за рахунок контролю $k_{\beta v}$ – коефіцієнта кореляції між вмістом цінного мінералу у промпродукті та хвостах.

У сталому режимі величини $v_{\text{пп}}$ та $v_{\text{хв}}$ коливаються біля своїх середніх значень, що відповідають показникам поділу. Отже, кореляція між ними нульова ($k_{\beta v} \approx 0$). Коли з'являються зміни властивостей руди коефіцієнт починає змінюватися у негативну сторону ($k_{\beta v} < 0$) і буде знаходитися в області негативних значень до моменту закінчення перехідного процесу. Нові сталі значення $v_{\text{пп}}$ та $v_{\text{хв}}$ знову дадуть нульову кореляцію $k_{\beta v}$. Закономірності розділення в магнітних сепараторах такі, що будь-яка зміна режимних параметрів призводить до односпрямованій зміні значень вмісту цінного мінералу у промпродукті та хвостах. У цьому випадку кореляція між ними позитивна ($k_{\beta v} > 0$). Позитивна кореляція буде мати місце до тих пір, поки не закінчиться перехідний процес в циклі поділу. Отже, якщо $k_{\beta v} > 0$, то слід говорити про зміну режиму поділу, а $k_{\beta v} < 0$ – про зміну властивостей руди.

Оскільки час перехідного процесу в циклі подрібнення і поділу більше часу перехідного процесу в циклі поділу, то період коли $k_{\beta v} < 0$ більше періоду, коли $k_{\beta v} > 0$. Таким чином, визначаючи знак коефіцієнта кореляції $k_{\beta v}$ можна зафіксувати тільки моменти появи збурень. Визначити період дії збурення не представляється можливим, тому що у сталому режимі $k_{\beta v} \approx 0$.

Для того, щоб фіксувати потужність збурення необхідно визначати рівняння регресії, для чого будуть потрібні початкові і кінцеві значення $v_{\text{пп}}$ та $v_{\text{хв}}$, що збільшує кількість змінних, прийнятих для ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Крім того, значення $k_{\beta v}$ не відображають

потужності збурення та ступеня його впливу на якість концентрату. Даний метод хоча і розділяє вплив режимів поділу і показників збагачувальності сировини, не може бути використаний для об'єктивної ідентифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення.

Таким чином, скорочення сукупності параметрів, що класифікують сталий режим роботи замкнутого циклу подрібнення, необхідно вирішувати у площині вибору між вмістом цінного мінералу у промпродукті та його вмістом у хвостах. Відповідь на це питання надамо виходячи з чутливості цих параметрів до зміни густини зливу класифікатора.

Графічне відображення цих параметрів (рис. 6.3) показують, що при зміні густини зливу класифікатора у межах робочого діапазону вміст цінного мінералу у промпродукті знижується більш ніж у два рази зростає вміст цінного мінералу у хвостах. Похідна вмісту цінного мінералу у промпродукті по густині зливу класифікатора дорівнює 31.5, похідна вмісту цінного мінералу у хвостах – 2,2. Отже за критерієм чутливості до управляючого впливу (витраті води у класифікатор) вибираємо вміст цінного мінералу у промпродукті.

Необхідно відмітити, що вміст корисного мінералу у хвостах теж необхідно контролювати. У сучасних системах управління технологією збагачення цей параметр використовується як індикатор аварійної ситуації. Стрибкоподібне підвищення його значення свідчить про суттєве порушення технології або про вихід з ладу сепараційного обладнання.

Виходячи з того, що процес магнітної сепарації є індикатором розкриття корисного мінералу та доказу факту еквівалентної заміни густини зливу класифікатора на вміст корисного мінералу у промпродукті для ідентифікації сталого режиму замкнутого циклу подрібнення, можна говорити про доцільність оснащення стадій збагачення засобами визначення вмісту корисного мінералу як у промпродукті так і хвостах. Це дає можливість використовувати для ситуаційного управління наступну сукупність технологічних змінних: відношення

твердого до рідкого у розвантаженні млина (Т/Р), коефіцієнт циркуляції, вміст корисного мінералу у промпродукті та питомі витрати електроенергії на процес подрібнення у замкнутому циклі або збагачення у стадії.

6.2 Кваліфікація оператора та енергоефективність сталого режиму

У загальному випадку кваліфікація – це комплекс знань та умінь, які необхідні для виконання роботи відповідної складності. Рівень кваліфікації визначаються освітою та досвідом практичної роботи. Як з'ясувалося, рівень освіти операторів замкнутих циклів мокрого кульового подрібнення майже однаковий. Тому найбільша увага приділялася дослідженню впливу досвіду роботи оператора технологічного процесу на енергоефективність сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Метою дослідження було встановлення кореляційного зв'язку між рішеннями по керуванню технологічним процесом, які приймалися операторами різної кваліфікації та питомими витратами електроенергії на процес подрібнення залізної руди у сталому режимі, який є наслідком цих рішень по компенсації збурюючі впливів.

Вивчення впливу кваліфікації оператора здійснювалося у тому числі з використанням архівних даних, які отримані під час експлуатації замкнутого циклу подрібнення в промислових умовах. Дані про вміст корисного мінералу у промпродукті отримуються раз на чотири години методом лабораторного аналізу. Тому співставляти з іншими даними, які отримуються у реальному режимі часу, не має можливості. Тому для класифікації сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення замість вмісту корисного мінералу у хвостах використовувалась густина зливу класифікатора.

В промислових умовах з урахуванням стану автоматизації технології збагачення є проблематичним визначення максимально можливої продуктивності замкнутого циклу подрібнення залізної руди методом

експерименту для кожного окремого випадку порівняння рішення, яке прийняв оператор технологічного процесу. Тому була зроблена перевірка адекватності моделі [59] реальному процесу мокрого кульового подрібнення у першій стадії збагачення, що дозволило натурний експеримент замінити розрахунковим.

Таким чином у ході дослідження порівнювалися оптимальні значення витрат вихідної руди в млин, що визначаються операторами технологічного процесу різної кваліфікації, зі значеннями, отриманими шляхом моделювання процесу подрібнення в одних і тих же виробничих ситуаціях [63]. Метою порівняння є визначення у цифровому еквіваленті енергозберігаючої складової системи ситуаційного управління.

Попередня обробка даних, що відображають досвід експлуатації замкнутого циклу подрібнення, проводилася так само, як для аналізу виробничих ситуацій, які відповідають сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Отже, були враховані найбільш поширені виробничі ситуації, в яких приймалися рішення операторами технологічного обладнання, і які зустрічалися за досліджуваний період роботи замкнутого циклу подрібнення (табл. 3.3) перед проведенням серії експериментів.

Використання «сліпого методу» дозволило виключити суб'єктивну складову при побудові кваліфікаційної шкали операторів технологічного устаткування [63]. Спочатку оператор не попереджався про початок експерименту. Потім його спеціально просили вибрати оптимальну витрату руди для поточної виробничої ситуації так, щоб з його точки зору замкнутий цикл працював з мінімальними витратами електроенергії. Таким чином вдалося уникнути усереднення кваліфікації операторів технологічного обладнання, яке викликане загальноприйнятими гарантовано безаварійними режимами роботи замкнутого циклу подрібнення.

Після зняття показань режиму роботи технологічного обладнання, який визначений оператором як оптимальний з точки зору максимуму продуктивності замкнутого циклу по готовому класу і мінімуму питомих витрат електроенергії на процес подрібнення, проводилося настроювання і розрахунок імітаційної моделі та визначався оптимальна витрата руди. При цьому вважалось, що параметри функції розподілу, а, отже, крупність, міцність, текстурно-структурні властивості руди та інші умови подрібнення усередині барабана млина для всіх дослідів залишаються незмінними. Наступним кроком розрахована витрата руди встановлювала завдання відповідної САР.

Методика експерименту дає можливість проаналізувати взаємодію оператора і системи керування у режимі «порадник технолога». Він відрізняється від ручного режиму участю моделі експерта, який дозволяє зробити порівняльний аналіз ефективності прийняття рішень оператором щодо максимального значення витрати вихідної руди у поточній технологічній ситуації.

На жаль, неможливо визначати ефективність роботи всіх операторів, які мають доступ до керування уздовж тривалого відрізка часу. Це пов'язано з тим, що інформація про проведення такого експерименту стає додатковою мотивацією для ефективної роботи операторів. Це з'ясувалося після опитування п'ятого оператора, який, як виявилось, очікував опитування. Це унеможливило подальше використання «сліпого методу», а значить не вдалося виключити суб'єктивну складову при побудові кваліфікаційної шкали операторів технологічного устаткування.

Три групи дослідів, які проведені, розміщені в хронологічному порядку (табл. 6.7). Кваліфікації операторів зі стажем роботи 7 та 9 років відповідно, будемо вважати рівними і назвемо середньою. Кваліфікація оператора зі

стажем роботи 23 роки і більше будемо називати високою. У непарних експериментах показаний режим роботи замкнутого циклу до того, як попросили оператора встановити оптимальну, з його точки зору, витрату вихідної руди в завантажувальну горловину млина. У парних експериментах – значення витрати вихідної руди після виконання оператором її оптимізації, з метою мінімізації питомих витрат електроенергії на подрібнення. Парний і непарний експерименти, проведені з одним оператором, назвемо групою дослідів.

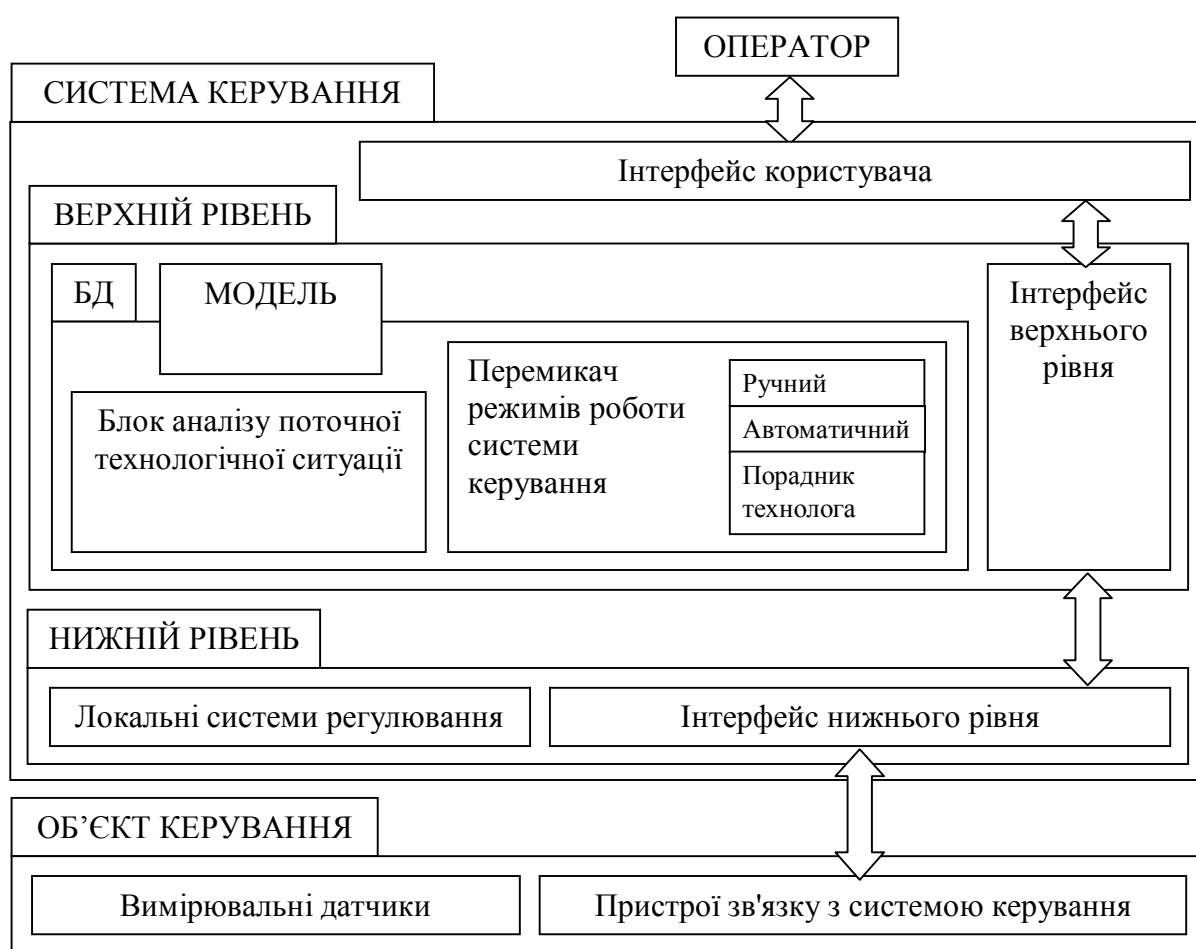


Рис. 6.4 – Схема взаємодії між рівнями системи ситуаційного управління

У двох перших групах дослідів спостерігається чітко виражена тенденція підтримки заниженої продуктивності замкнутого циклу подрібнення по вихідній руді на 7,45 і 6,85 % відповідно. Порівняння робилося з оптимальною

продуктивністю замкнутого циклу по вихідній руді, отриманої в результаті моделювання процесу подрібнення. Виняток становить заключна група дослідів, у якій оператор заявив, що вибрана ним витрата вихідної руди є оптимальної і її збільшення недоцільно. Тут продуктивність знижена на 4.25 %.

Таблиця 6.7 – Аналіз ефективності прийняття рішень операторами різної кваліфікації

Параметри ТП		№ експерименту					
		1.	2.	3.	4.	5.	6.
Оператор	Q_O , т/год	125,53	128,16	127,34	132,29	129,39	129,39
	P_O , кВт·год	1149,7	1152,3	1148,2	1151,6	1154,9	1154,9
	$P_{уд.O}$, кВт·год /т	9,159	8,991	9,017	8,705	8,926	8,926
	Стаж роботи, років	7		23		9	
Модель	Q_M , т/год	135,64		136,71		135,13	
	P_M , кВт·год	1156,2		1153,7		1156,8	
	$P_{уд.M}$, кВт·год /т	8,629		8,439		8,561	
$P_{уд.O} - P_{уд.M}$, кВт·год /т		0,635	0,467	0,578	0,266	0,365	0,365
Економія $P_{уд.}$, %		6,93	5,1	6,4	2,95	4,09	4,09

У всіх трьох випадках модель дозволила збільшити продуктивність замкнутого циклу по готовому класу порівняно з продуктивністю, яку оператори вважали оптимальною. Приріст продуктивності склав 5,51, 3,23 і 4,25 % відповідно, в першій, другій і третій групах дослідів. У середньому приріст продуктивності замкнутого циклу подрібнення по готовому класу склав 4,33 %. Дані порівнянні з 3 – 5 % збільшенням продуктивності, які отримані при використанні імітаційної моделі процесу подрібнення для адаптивного управління замкнутим циклом мокрого подрібнення [13, 64].

Така ситуація може бути пояснена низькою причин. По-перше, досвід людей, які в момент експерименту працювали з технологічним обладнанням, не дозволяє точніше визначити продуктивність циклу по вихідній руді. По-друге,

технолог встановлює величину завдання CAP завантаження руди в млин таким чином, щоб гарантовано уникнути переповнення млина матеріалом, що подрібнюється. У кожному випадку використання моделі процесу подрібнення дозволили виключити «людський фактор».

Необхідно відзначити, що дані експериментів можна називати тільки попередньою оцінкою прийняття рішень операторами технологічного процесу щодо керування замкнутим циклом мокрого кульового подрібнювання зважаючи на невелику їх кількості. Тим не менш, зниження питомих витрат електроенергії склали від 7 до 3 %.

Висновки до розділу

1. Сукупність технологічних змінних для визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення при наявності устаткування, що вимірює вміст корисного мінералу та хвостах, вдалося скоротити до чотирьох параметрів: відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (T/P), коефіцієнт циркуляції, вміст корисного мінералу у промпродукті та питомі витрати електроенергії на процес подрібнення у замкнутому циклі або у стадії збагачення.

2. Контроль вмісту корисного мінералу у хвостах дозволяє оперативно виявляти аварійні ситуації в збагачувальній секції, які пов'язані з виходом з ладу насамперед сепараційного обладнання. Індикатором аварійної ситуації є стрибкоподібне підвищення вмісту корисного мінералу у хвостах.

3. Використання сукупності технологічних змінних для визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення при наявності устаткування, що вимірює вміст корисного мінералу та хвостах, дає можливість на пряму пов'язати економічний критерій максимального виходу

концентрату з заданими властивостями з технологічними параметрами, які дозволяють вибирати значення керуючих впливів вздовж всієї технологічної лінії залежно від властивостей сировини на її вході.

4. Виключення людського фактору з контуру керування технологічного процесу дозволить знизити питомі витрати електроенергії від 3 до 7 відсотків лише за рахунок використання експертних знань, які є на рівні оператора технологічного процесу високої кваліфікації.

7 РОЗРОБКА АЛГОРИТМУ АВТОМАТИЧНОГО ОПЕРАТИВНОГО ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ СТАЛОГО РЕЖИМУ РОБОТИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛУ ДЛЯ ПОТОЧНИХ УМОВ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ

7.1 Функціональні вимоги до верхнього рівня системи ситуаційного керування

Результати досліджень показують, що місцем алгоритму автоматичного оперативного визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу для поточних умов подрібнення руди є верхній рівень експертної системи ситуаційного керування. У якості основ експертних знань має сенс використовувати статичну модель та операторів технологічного процесу. Останнє джерело поступово формується у БД як попередній досвід експлуатації технологічного устаткування.

Почнемо з найпростішого випадку, коли для кожного циклу подрібнення, що входить до складу секції збагачення, використовується окремий програмно-апаратний комплекс. Сучасний стан техніки дає можливість задіяти для реалізації цього комплексу окрему робочу станцію оператора промислового виконання під керуванням стандартної операційної системи. Вибір операційної системи лежить за межами поточних досліджень. Тому розробка програмно-апаратного комплексу верхнього рівня експертної системи ситуаційного керування була проведена у загальному вигляді.

Для формування функціональних вимог до верхнього рівня системи ситуаційного керування він розглядався як чорний ящик, тобто до уваги приймалися лише зовнішні характеристики. Вони описувалися як взаємодія верхнього рівня з зовнішніми користувачами (далі акторами) та послідовностями взаємодій між одним або декількома акторами (далі прецедентами). Усі прецеденти документувалися згідно стандартів, прийнятих в UML [58]. У ролі акторів визначені оператори технологічного процесу та нижній рівень системи

керування замкнутим циклом подрібнення руди. Для скорочення опису функціональних вимог до системи у звіті не описані стандартні прецеденти, наприклад: «Авторизація користувача», «Ввід інформації про користувачів», «Визначення режиму роботи верхнього рівня» та ін.

Прецедент «Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення»

Ім'я: Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення.

Актор: Контролер нижнього рівня системи керування замкнутими циклами подрібнення руди (далі контролер), оператор.

Передумова: Верхній рівень експертної системи ситуаційного керування працює у автоматичному режимі.

Опис:

1. Контролер записує у БД миттєві значення чотирьох параметрів, що входять до сукупності технологічних змінних, яка використовується для класифікації та визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення (параметри сукупності).

2. Контролер записує у БД миттєві значення інші параметри роботи технологічного.usакування, які визначені замовником для моніторингу його роботи.

3. Верхній рівень для кожного параметра сукупності методом простого ковзного середнього визначає прирости зазначених величин між сусідніми моментами вимірів.

4. Якщо прирости між сусідніми моментами вимірів для всіх параметрів сукупності дорівнюють або менші за помилки визначення, то верхній рівень видає повідомлення «Замкнутий цикл подрібнення руди працює у сталому режимі».

5. Якщо видано повідомлення «Замкнутий цикл подрібнення руди працює у сталому режимі», то верхній рівень перевіряє статус задачі «Визначення оптимального керуючого впливу» для поточних параметрів сталого режиму.

6. Якщо задача «Визначення оптимального керуючого впливу» для поточних параметрів сталого режиму не активна, то верхній рівень надає команду на її виконання.

7. Якщо приріст між сусідніми моментами вимірів хоча б для одного параметра більший помилки його визначення, то верхній рівень видає повідомлення «Замкнутий цикл подрібнення руди працює у перехідному режимі».

8. Якщо видано повідомлення «Замкнутий цикл подрібнення руди працює у перехідному режимі», то верхній рівень перевіряє статус задачі «Визначення оптимального керуючого впливу».

9. Якщо задача «Визначення оптимального керуючого впливу» активна, то верхній рівень надає команду на її завершення.

Альтернативи:

1. Якщо перестала надходити інформація про миттєві значення чотирьох параметрів, що входять до сукупності технологічних змінних, то верхній рівень видає повідомлення «Відсутній зв'язок з локальними САР» та переходить у режим очікування реакції оператора.

2. Якщо задача «Визначення оптимального керуючого впливу» не відповідає на запитання, то верхній рівень видає повідомлення «Відсутній зв'язок з задачею „Визначення оптимального керуючого впливу“».

3. Якщо оператор перевів верхній рівень у «Ручний режим» або у «Режим порадника технолога», то верхній рівень перевіряє статус задачі «Визначення оптимального керуючого впливу».

4. Якщо задача «Визначення оптимального керуючого впливу» в режимі виконання, то верхній рівень виводить діалогове вікно, що дозволяє користувачу продовжити або завершити виконання цієї задачі.

Постумова: Верхній рівень працює автоматичному режимі. Режим роботи замкнутого циклу подрібнення є визначеним.

Прецедент «Визначення оптимального керуючого впливу»

Ім'я: Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення.

Актор: Контролер нижнього рівня системи керування замкнутими циклами подрібнення руди (далі контролер), оператор технологічного процесу.

Передумова: Верхній рівень експертної системи ситуаційного керуючого працює у автоматичному режимі. Замкнутий цикл подрібнення працює у сталому режимі.

Опис:

1. Якщо є можливість визначення вмісту корисного мінералу у потоці промпродукту після магнітної сепарації, то верхній рівень у БД веде пошук інформації про поточний сталий режим за значеннями коефіцієнта циркуляції відношення Т/Р та вмісту корисного мінералу у промпродукті після магнітної сепарації.

2. Якщо немає можливості визначення вмісту корисного мінералу у потоці промпродукту після магнітної сепарації, то верхній рівень у БД веде пошук інформації про поточний сталий режим за значеннями коефіцієнта циркуляції відношення Т/Р та густиною злива класифікатора.

3. Якщо у БД знайдена інформація про поточний сталий режим роботи, то верхній рівень визначає найбільш ефективну виробничу ситуацію за питомими витратами електроенергії.

4. Якщо для поточного сталого режиму подрібнення проводилося імітаційне моделювання, то витрата первинної руди в млин для найбільш ефективної виробничої ситуації за питомими витратами електроенергії вважається оптимальним завданням для САР витрати первинної руди у млин.

5. Контролер одержує величину завдання для САР витрати первинної руди у млин.

6. Контролер підтвердив одержання завдання для САР витрати первинної руди у млин.

7. Якщо інформація про поточний сталий режим роботи у БД не знайдена, то верхній рівень надає команду на імітаційне моделювання процесу подрібнення руди у замкнутому циклі.

8. Якщо для поточного сталого режиму подрібнення, знайденого у БД, не проводилося імітаційне моделювання, то верхній рівень надає команду на імітаційне моделювання процесу подрібнення руди у замкнутому циклі.

9. Якщо надана команда на імітаційне моделювання, то поточне значення витрати руди в завантажувальну горловину млина визначається верхнім рівнем як початкове для пошуку максимальної продуктивності замкнутого циклу для поточних величин технологічних змінних.

10. Контролер одержує початкову величину завдання для САР витрати первинної руди у млин, збільшену на дельту, що визначає крок його зміни.

11. Контролер підтвердив одержання завдання для САР витрати первинної руди у млин.

12. Якщо контролер підтвердив одержання завдання САР, то верхній рівень починає підрахунок часу до моменту закінчення перехідних процесів у замкнутому циклі подрібнення руди.

13. Якщо верхній рівень завершив підрахунок часу, а перехідні процеси у замкнутому циклі не завершилися, то контролер одержує завдання САР витрати первинної руди у млин, яке гарантовано виведе замкнутий цикл з аварійного режиму роботи.

14. Якщо до завершення підрахунку часу верхнім рівнем перехідні процеси у замкнутому циклі завершилися, контролер отримує наступну величину завдання для САР витрати первинної руди у млин, що збільшена на дельту від попереднього значення завдання.

15. Остання величина завдання САР витрати первинної руди у млин, яка не призвела до аварійного режиму роботи замкнутого циклу подрібнення,

передається верхнім рівнем контролеру як оптимальне, після виходу замкнутого циклу з аварійного режиму (див. п. 14).

16. Коефіцієнт циркуляції, який мав місце при оптимальній величині завдання CAP витрати первинної руди у млин, є базовим для розрахунку верхнім рівнем параметрів функції розподілу фрагментів зруйнованої частинки.

17. Верхній рівень задається початковим значенням математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки.

18. Верхній рівень проводить розрахунок імітаційної моделі.

19. Верхній рівень запам'ятовує розрахункове значення коефіцієнта циркуляції.

20. Якщо розрахункове значення коефіцієнта циркуляції дорівнює або відрізняється від значення базового коефіцієнта циркуляції на задану величину абсолютної помилки, то верхній рівень заносить до БД вихідні параметри імітаційної моделі, які описують процес руйнування для поточних умов ведення технологічного процесу.

21. Якщо розрахункова абсолютна помилка визначення коефіцієнта циркуляції більше заданої, верхній рівень приймає рішення щодо наступного значення математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки та напрямку руху до оптимального значення.

Альтернативи:

1. Якщо контролер не підтвердив одержання завдання CAP, то видати повідомлення «Відсутній зв'язок з локальними CAP».

2. Якщо задача «Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення» не відповідає на запити, то верхній рівень видає повідомлення «Відсутній зв'язок з задачею „Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення”».

3. Якщо оператор перевів верхній рівень у «Ручний режим» або у «Режим поради технолога», то верхній рівень виводить діалогове вікно, що дозволяє користувачу продовжити або завершити виконання прецеденту.

Постумова: Контролер підтвердив отримання оптимальної величини завдання для САР витрати первинної руди у млин.

Можливість визначення максимальної продуктивності замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення руди для поточних умов, які склалися усередині барабана млина, невід'ємно пов'язана з результатами досліджень, які дозволили скоротити до чотирьох параметрів сукупності, за котрими визначається енергоефективність поточного сталого режиму. Класифікація сталих режимів за енергоефективністю, параметри яких занесено до БД, дозволила вести безпошукове визначення оптимального керуючого впливу, за рахунок скорочення кількості виробничих ситуацій.

7.2 Статичне моделювання верхнього рівня системи ситуаційного керування

На ранньому етапі аналізу була побудована статична модель розуміння предметної області розв'язуваної задачі і контексту системи (інтерфейсу між системою і зовнішнім середовищем). «Мета полягає у тому, щоб зосередити увагу на тих аспектах предметної області, які найбільш помітні в статичній моделі, зокрема на фізичних і інформаційно насичених класах, які називаються сутностями» [58, стор. 161].

Проводилося три етапи статичного моделювання: побудова статичної моделі предметної області за допомогою фізичних класів, побудова статичної моделі контексту системи і побудова статичної моделі предметної області за допомогою сутнісних класів. До зовнішніх фізичних класів, взаємодіючим з верхнім рівнем системи ситуаційного керування, віднесемо: оператора технологічного устаткування та контролер, на якому реалізовані локальні системи автоматичного регулювання технологічними змінними, які беруть участь у підтриманні необхідних режимів роботи замкнутого циклу подрібнення.

У нашому випадку виходить дуже проста статична модель предметної області, побудована з використанням фізичних класів (рис. 7.1). Оператор технологічного процесу, використовуючи стандартні засоби вводу/виводу, взаємодіє з комп'ютером, на якому реалізований верхній рівень системи ситуаційного керування замкнутим циклом подрібнення. У свою чергу комп'ютер верхнього рівня взаємодіє з контролером, на якому реалізовані локальні системи регулювання технологічних змінних (нижній рівень системи керування). Взаємодія між ними здійснюється за допомогою стандартної комп'ютерної мережі, наприклад, Ethernet.

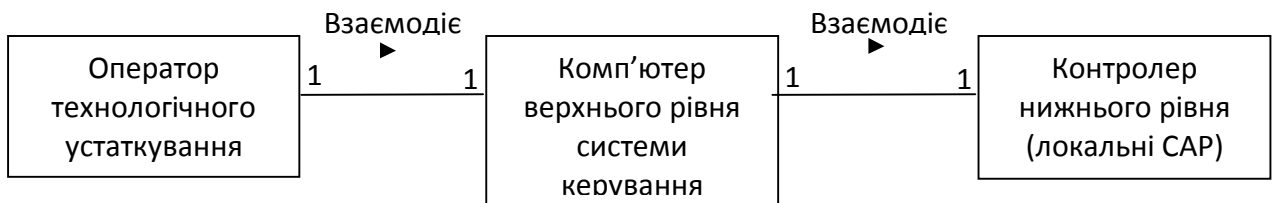


Рисунок 7.1 – Статична модель предметної області: фізичні класи

Верхній рівень системи ситуаційного керування пов'язаний тільки з двома «користувачами», які представлені на діаграмі зовнішніми класами (рис. 7.2): «Оператор технологічного устаткування» та «Локальні САР». Вони взаємодіють з «системою» за допомогою стандартних мережевих пристроїв та пристроїв вводу / виводу. Згідно з рекомендаціями [61] ці пристрої на діаграмі контексту системи не показані.



Рисунок 7.2 – Діаграма контексту верхнього рівня системи ситуаційного керування

Зовнішні класи предметної області «Оператор технологічного устаткування» та «Комп'ютер нижнього рівня (локальні САР)» відображені сутнісними класами «Оператор» та «Локальні САР» (рис. 7.3). Джерела знань системи ситуаційного керування замкнутим циклом подрібнення відображені сутнісними класами «Оператор» і «Модель замкнутого циклу подрібнення».

Перед початком експлуатації верхнього рівня системи ситуаційного керування оператор вводить інформацію про користувачів системи. На діаграмі вона представлена агрегованим класом «Інформація про користувачів», який складається з трьох класів «Ім'я», «Пароль» та «Права». Введення сутності «Інформація про користувачів» переслідує дві мети. По-перше, виключити несанкціонований доступ до керування обладнанням осіб, які не мають на те повноважень. По-друге, персоніфікувати прийняті рішення щодо визначення оптимальної продуктивності замкнутого циклу подрібнення у виробничій ситуації, що склалася.

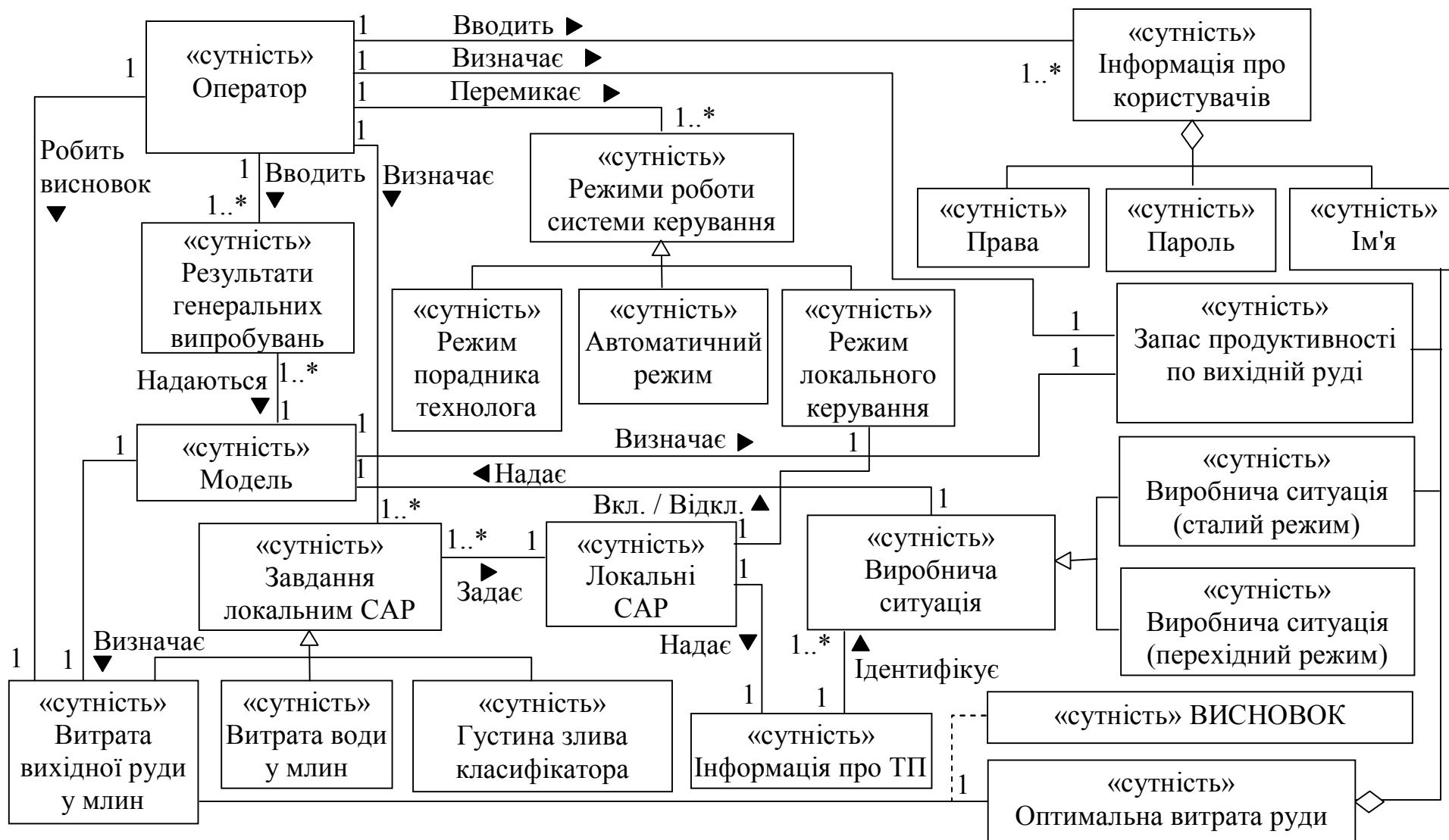


Рисунок 7.3 – Статична модель предметної області: сутнісні класи

Оператор може перемикає режим роботи системи ситуаційного керування замкнутим циклом подрібнення, зображений на діаграмі узагальненим класом «Режими роботи системи керування». Він може вибрати один з режимів роботи: «Режим локального керування», «Автоматичний режим» і «Режим поради технолога». Кожен з перерахованих режимів є підкласом батьківського класу «Режим роботи системи керування».

Взаємодію з верхнім рівнем системи ситуаційного керування, оператор може визначати завдання локальним системам регулювання технологічних параметрів, відображених на діаграмі складовим класом «Завдання локальним САР». Він включає наступні три частини: «Витрата вихідної руди в млин», «Витрата води в млин» і «Густина зливу класифікатора». Інтерфейс користувача з системою дозволяє змінювати їх у будь-якому порядку.

Для спрощення статична модель предметної області виконана лише для випадку, коли немає можливості вимірювати вміст корисного мінералу у промпродукті та хвостах. За наявності відповідного устаткування клас «Завдання локальним САР» включає замість частини «Густина зливу класифікатора» - «Вміст корисного мінералу у промпродукті». У цьому випадку густина зливу класифікатора стає керуючим впливом, який гарантує вміст корисного мінералу у промпродукті, відповідний технології збагачення.

Повернемося до джерел визначення оптимальної витрати руди, що відповідає мінімуму енерговитрат на подрібнення, системи ситуаційного керування замкнутим циклом мокрого кульового подрібнювання, які на діаграмі позначені класами «Оператор» та «Модель замкнутого циклу подрібнення». Взаємодія між ними починається з введення «Оператором» результатів генеральних випробувань замкнутого циклу мокрого кульового подрібнювання, який відображений однойменним класом, що надається класу «Модель замкнутим циклом подрібнення» як вхідна інформація.

Якщо поточний режим роботи системи керування позначений класом «Режим поради технолога», тоді «Оператор» може скористатися своїм досвідом і знаннями, щоб визначити для поточної виробничої ситуації, що відповідає сталому режиму роботи (на діаграмі клас «Виробнича ситуація (сталий режим)», який є підкласом «Виробнича ситуація»), запас продуктивності замкнутого циклу подрібнення по вихідній руді, який позначений на діаграмі класом «Запас продуктивності по вихідній руді».

Узагальнення трьох класів «Виробнича ситуація (сталий режим)», «Запас продуктивності по вихідній руді» і «Ім'я» користувача є персоніфікованим знанням, позначеним узагальненим класом «Оптимальна витрата руди». На підставі знання «Користувач» робить висновок про те, яким має бути завдання САР подачі вихідної руди в завантажувальну горловину млина. На діаграмі воно позначено класом «Витрата вихідної руди в млин», який складає частину агрегованого класу «Завдання локальним САР».

Якщо поточний режим роботи позначений класом «Автоматичний режим», тоді для поточної виробничої ситуації («Виробнича ситуація (сталий режим)») клас «Модель замкнутого циклу подрібнення» визначає «Запас продуктивності по вихідній руді». Потім на підставі цього робиться висновок про «витрати вихідної руди» в завантажувальну горловину млина. Відзначимо два моменти. По-перше, в автоматичному режимі клас «Оптимальна витрата руди» також персоніфікований. По-друге, в «Режимі поради технолога» «Користувач» може скористатися результатами моделювання замкнутого циклу подрібнення для визначення «Запасу продуктивності по вихідній руді» і «Витрати вихідної руди в млин».

Зовнішній клас «Локальні САР» надає в режимі реального часу верхньому рівню системи ситуаційного керування інформацію про технологічний процес, яка позначена на діаграмі класом «Інформація про ТП». Даний клас ідентифікує поточну «Виробничу ситуацію», що представлена двома підкласами «Виробнича

ситуація (сталий режим)» та «Виробнича ситуація (перехідний режим)». В системі зберігаються відомості тільки про ті виробничі ситуації, які відповідають сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення.

Зовнішній клас «Локальні САР» може ініціювати «Локальний режим керування», який є підкласом «Режимів роботи системи керування». У цьому режимі керування замкнутим циклом подрібнення здійснюється на нижньому рівні системи. Керування з верхнього рівня недоступно, але вся інформація про поточну виробничу ситуацію надходить на верхній рівень системи керування в реальному режимі часу. «Локальний режим керування» може бути відключений тільки класом «Локальні САР». У цьому випадку система перейде в той режим, який був активний до включення «Локального режиму керування».

7.3 Моделювання аспектів поведінки верхнього рівня системи ситуаційного керування

Для спрощення моделювання аспектів поведінки верхнього рівня ситуаційного керування аналіз прецедентів надав підстави (див. п. 7.1) виділити три абстрактних прецеденти: «Надання завдань для САР» (п. 6, 7; 10, 11), «Вихід у базовий режим» (п.п. 9 – 15) та «Імітаційне моделювання» (п.п. 16 – 21). Усі вони входять до прецеденту «Визначення оптимального керуючого впливу» (рис. 7.4). У свою чергу його можливо представити як розширення прецеденту «Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення», яке виконується лише коли замкнутий цикл подрібнення працює у сталому режимі.

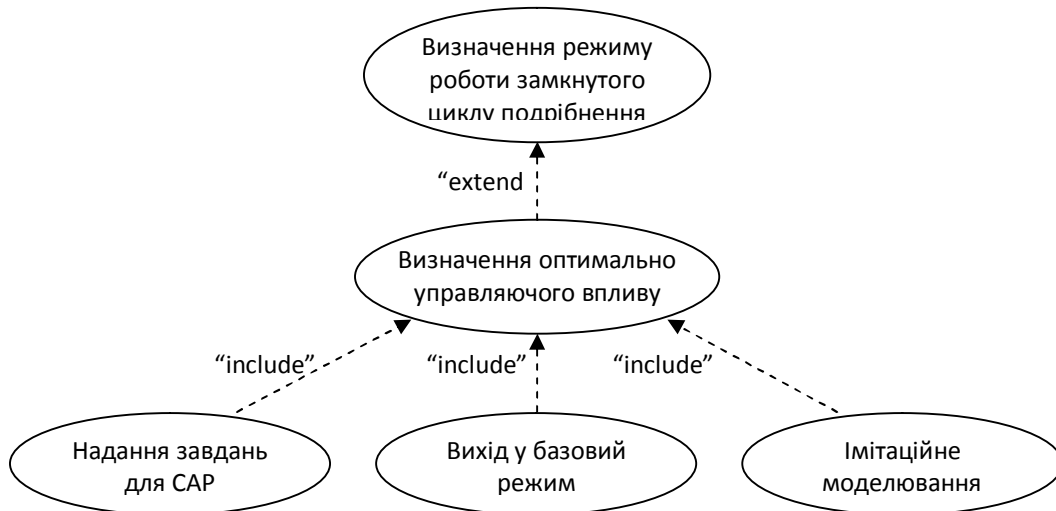


Рисунок 7.4 – Відношення між прецедентами верхнього рівня системи ситуаційного керування

Визнаючи, що постійні часу процесів подібнення руди мають чималі значення. Тим не менш керування цим процесом треба вести у реальному масштабі часу. Такі системи залежать не тільки від даних, які поступають на її вхід, а й від її внутрішнього стану та попередніх подій. Виділення абстрактних прецедентів надало можливість спростити діаграми станів верхнього рівня системи ситуаційного керування, які використовувалися для висвітлення аспектів динаміки її поведінки.

Робота прецеденту «Вихід у базовий режим» починається з виконання прецеденту «Надання завдань для САР» після події «Команда на імітаційне моделювання надана» (рис. 7.5). Будувати діаграму його станів немає сенсу, тому що він є простим (містить всього два пункти). Тому він відображений на діаграмах стану інших прецедентів як зовнішня відповідна подія. Отже, прецедент «Вихід у базовий режим» має 7 станів. З одного до іншого стану верхній рівень системи ситуаційного керування у цьому прецеденті переводить всього чотири події. Подія «Контролер не підтвердив одержання завдання для САР» буде відображена у діаграмі стану прецеденту «Визначення оптимального керуючого впливу».

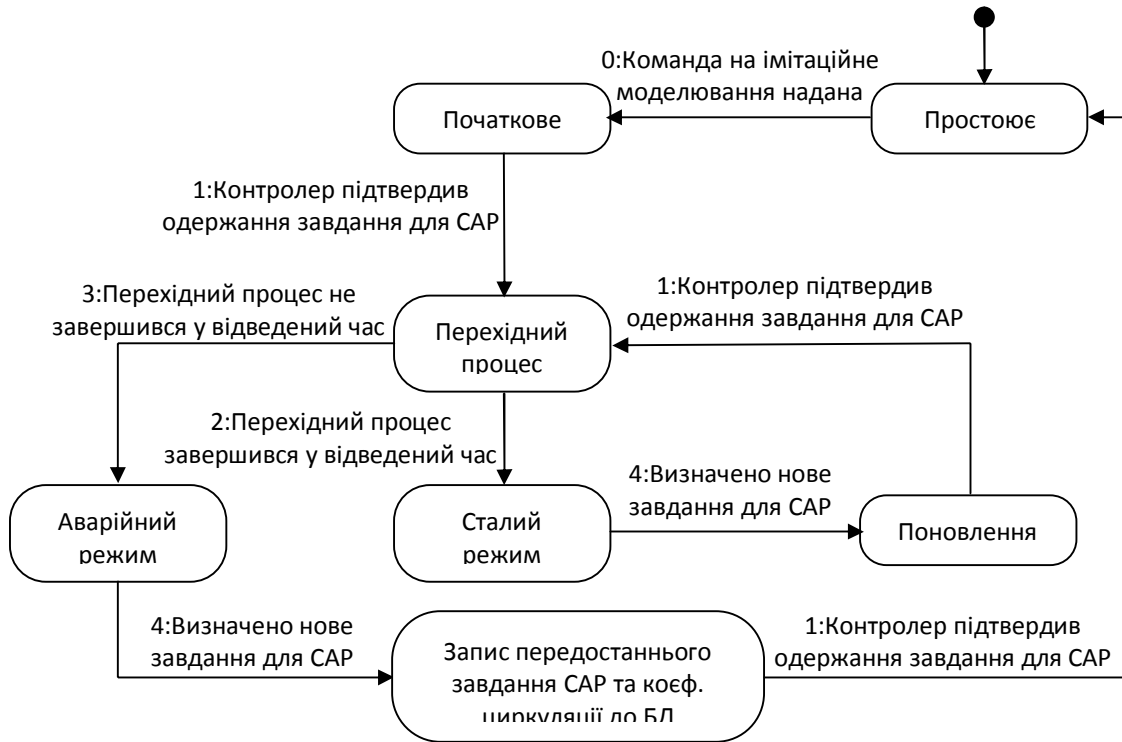


Рисунок 7.5 – Діаграма стану прецеденту «Вихід у базовий режим»

Формально робота прецеденту «Імітаційне моделювання» починається після події «Базовий коефіцієнт циркуляції визначено» (рис. 7.6). Ця подія ініціалізується або зовнішньою командою на імітаційне моделювання або завершенням прецеденту «Вихід у базовий режим». Простота прецеденту, який містить 5 станів та чотири події, пояснюється інкапсулюванням відповідних процесів у однойменному стані «Імітаційне моделювання».

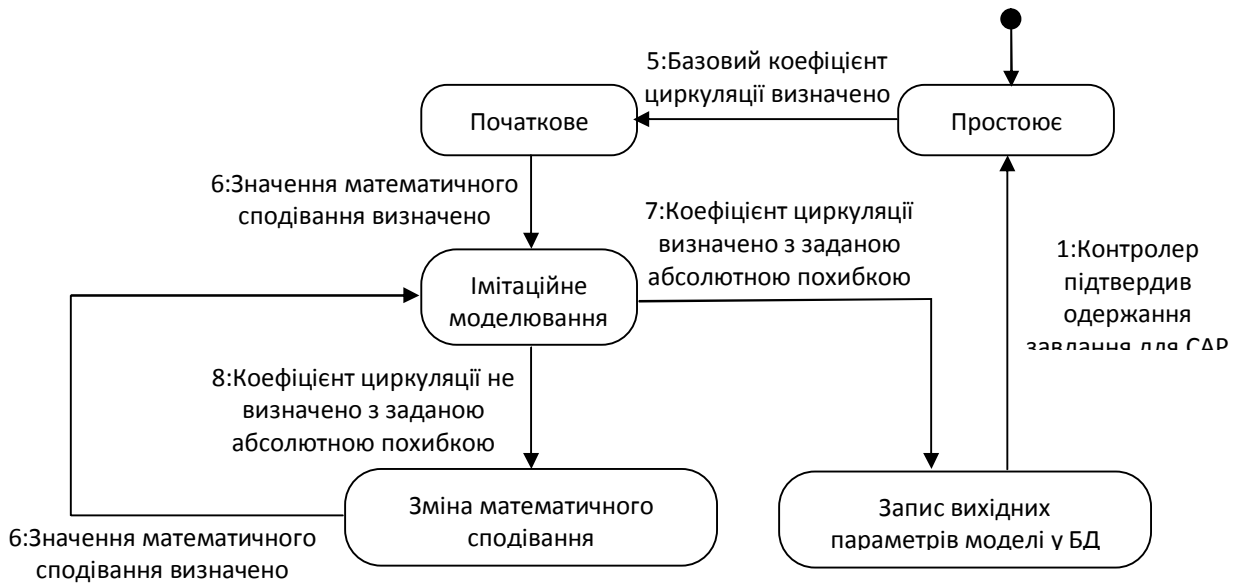


Рисунок 7.6 – Діаграма стану прецеденту «Імітаційне моделювання»

Діаграма стану прецеденту «Визначення оптимального керуючого впливу» є найбільш складною за рахунок взаємодії джерел експертних знань верхнього рівня ситуаційної системи керування (рис. 7.7). По-перше, визначається наявність виробничої ситуації у БД, яка мала місце ще до впровадження верхнього рівня та була подібною до поточного сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення. Ці експертні знання надають верхньому рівню оператори технологічного процесу. По-друге, якщо ситуація мала місце, то її енергоефективність перевіряється імітаційною моделлю замкнутого циклу подрібнення руди. По-третє, для ситуацій, у яких залишилися незмінними умови подрібнення, витрата руди, яка забезпечує мінімум питомих витрат, визначається безошуковим способом (промисловий експеримент замінений розрахунковим).

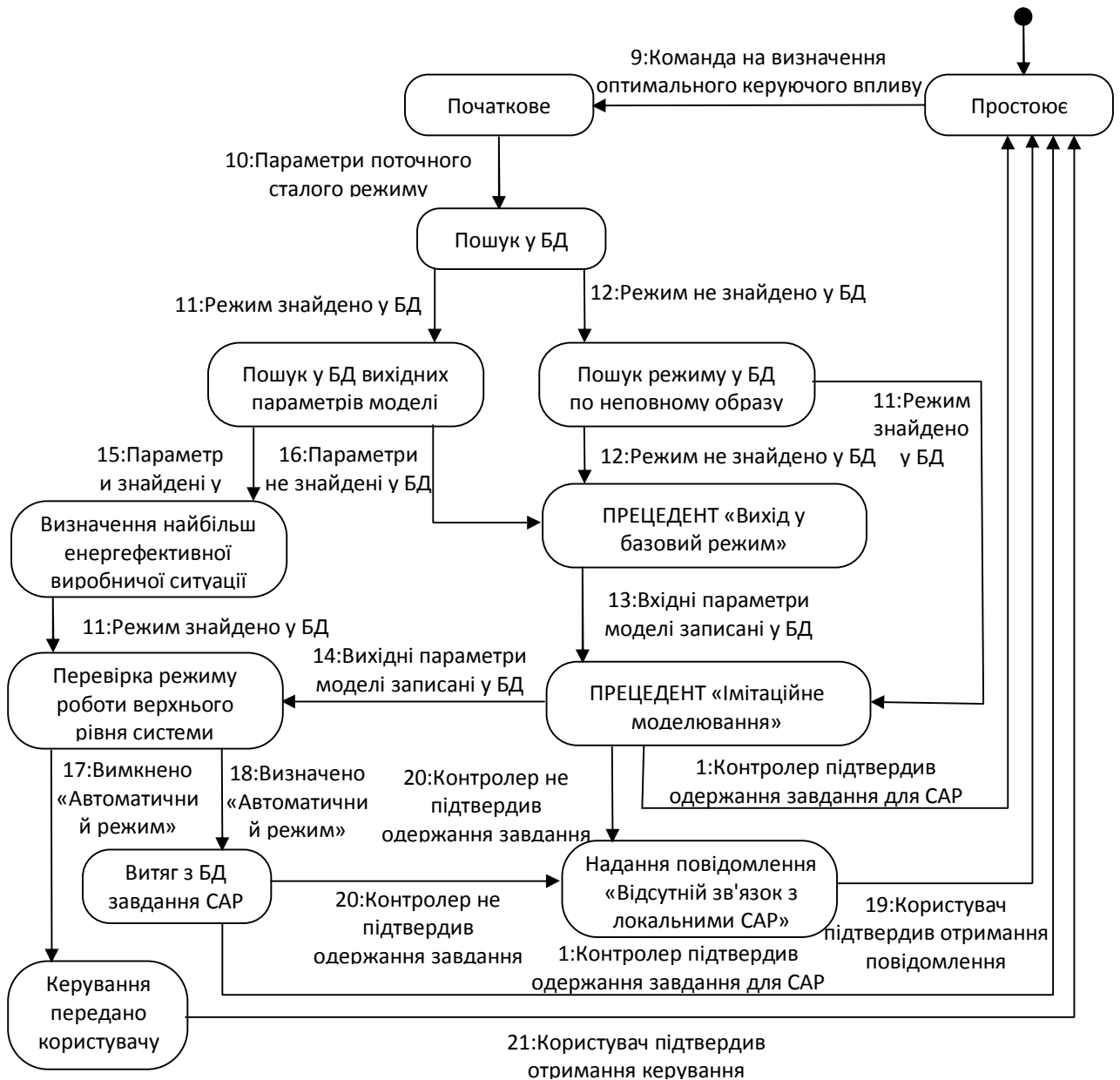


Рисунок 7.7 – Діаграма станів прецеденту «Визначення оптимального керуючого впливу» з врахуванням абстрактних прецедентів

Додатково прецедент ускладнюють реалізації альтернативних подій, які пов'язані з перевіркою режиму роботи верхнього рівня та організації гарантованої передачі оптимального керуючого впливу контролеру, на якому базуються САР, що входять до нижнього рівня керування. Загалом діаграма стану станів прецеденту «Визначення оптимального керуючого впливу» з врахуванням

абстрактних прецедентів додала ще 13 подій, які необхідно обробляти на верхньому рівні системи.

Діаграма станів прецеденту «Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення» показує, що доки верхній рівень ситуаційної системи керування працює у автоматичному режимі постійно (в масштабі реального часу), ведеться моніторинг технологічних змінних (рис. 7.8).

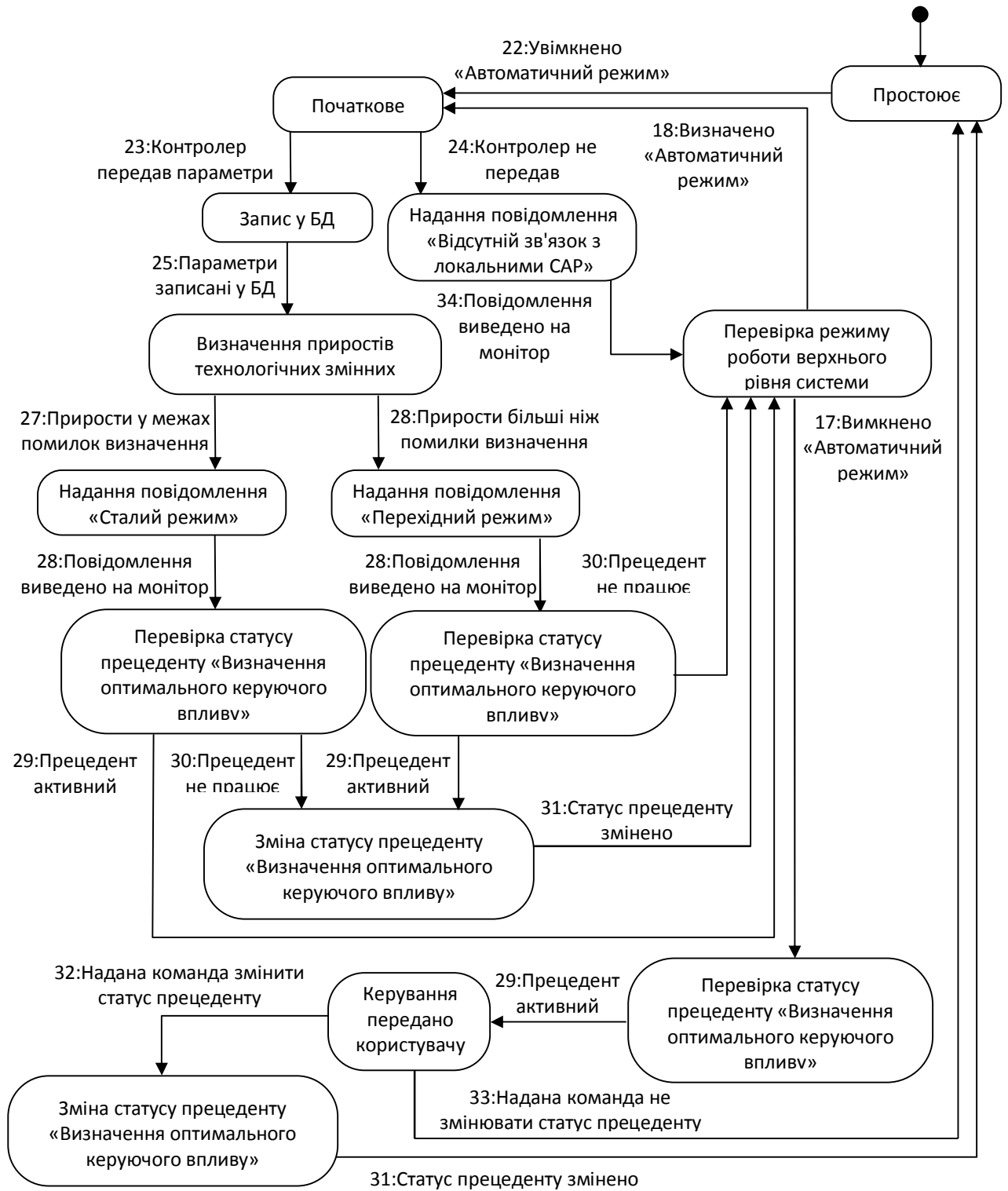


Рисунок 7.8 – Діаграма стану прецеденту «Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення»

Прецеденту «Визначення режиму роботи замкнутого циклу подрібнення» у реальному масштабі часу інформує оператора технологічного процесу про режим роботи замкнутого циклу подрібнення та наявність зв'язку з нижнім

рівнем системи ситуаційного керування. У будь-який момент часу оператор може взяти керування замкнутим циклом на себе. Це дозволяє підвищити надійність системи за рахунок зменшення імовірності виникнення аварійного режиму роботи устаткування.

Важливою особливістю роботи прецеденту є постійна взаємодія з прецедентом «Визначення оптимального керуючого впливу». Вона дозволяє уникнути надання завдання САР нижнього рівню, якщо вхідні дані перестали бути актуальними. Такий стан речей може бути при зміні режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди зі сталого на перехідний, а час для визначення керуючого впливу, який забезпечує мінімум питомих витрат електроенергії на подрібнення, був меншим ніж час, упродовж якого мав місце сталий режим. Якщо склалася така ситуація, користувач має визначити потребу у продовженні роботи прецеденту «Визначення оптимального керуючого впливу». Якщо оператор не відмінив його виконання, то оптимальний керуючий вплив буде наданий при будь-якому поточному режимі роботи замкнутого циклу.

Взагалі прецедент додав до верхнього рівня 11 нових подій. Використання подій з однаковими номерами для всіх прецедентів на стадії більш детального проектування програмно-апаратного комплексу верхнього рівня надасть можливість визначення типів повідомлень, якими будуть взаємодіяти програмні задачі між собою. Аналіз станів прецедентів надасть можливість використовувати один програмний код для різних програмних задач. Усі ці особливості реалізації необхідно визначати на стадії проектних робіт з урахуванням усіх особливостей як технологічного процесу, так й умов реалізації та типів устаткування. Додатково треба враховувати наявність ліцензій на програмне забезпечення, які має замовник у своєму розпорядженні.

7.4 Загальний алгоритм роботи верхнього рівня системи ситуаційного керування

Аналіз аспектів поведінки верхнього рівня системи ситуаційного керування замкнутим циклом подрібнення руди дозволив розробити загальний алгоритм роботи верхнього рівня системи ситуаційного керування, який розкриває роботу системи з поточною виробничою ситуацією, яка відповідає сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди.

Розглянемо виробничу ситуацію, яка описана неповним образом «6 1 6» (табл. 3.3). Застосувавши вираз (5.15) для знаходження витрати вихідної руди в млин, яка забезпечить мінімум питомих витрат електроенергії для цієї виробничої ситуації, отримуємо 127,511 т/год. Така витрата має місце у виробничій ситуації, описуваної повним чином «6 1 6 2». Аналіз показав, що вона тривала менше 15 хвилин, і замкнутий цикл перейшов в перехідний режим після того, як почали рости піски. З цього можна зробити висновок, що значення 127,511 т/год близьке до оптимальної витрати руди в завантажувальну горловину млини, але не є робочим, тому що найменше збурення виводить об'єкт керування зі сталого режиму в аварійний, за рахунок переповнення млина матеріалом, що подрібнюється.

При використанні імітаційної моделі замкнутого циклу мокрого кульового здрибнювання значення оптимальної витрати для густинного режиму «6 1 6» можна було знайти ще 09.02 (табл. 3.3). Справедливо припущення, що воно лежить в проміжку [116,784; 127,511]. Ця обставина ще раз доводить доцільність використання імітаційної моделі в якості джерела знань енергозберігаючої системи ситуаційного керування. Різниця між витратою руди у виробничій ситуації «6 1 6 2» з виробничою ситуацією «6 1 6 4» становить 10,9%, при відносній похибці визначення витрати вихідної руди, встановленої шляхом моделювання не перевищує 3,5%.

Таким чином, для побудови алгоритму роботи верхнього рівня системи ситуаційного керування замкнутим циклом мокрого кульового подрібнювання в

автоматичному режимі, що використовує як джерело знань імітаційну модель цього технологічного процесу, необхідно розглянути наступні варіанти (рис. 7.9).

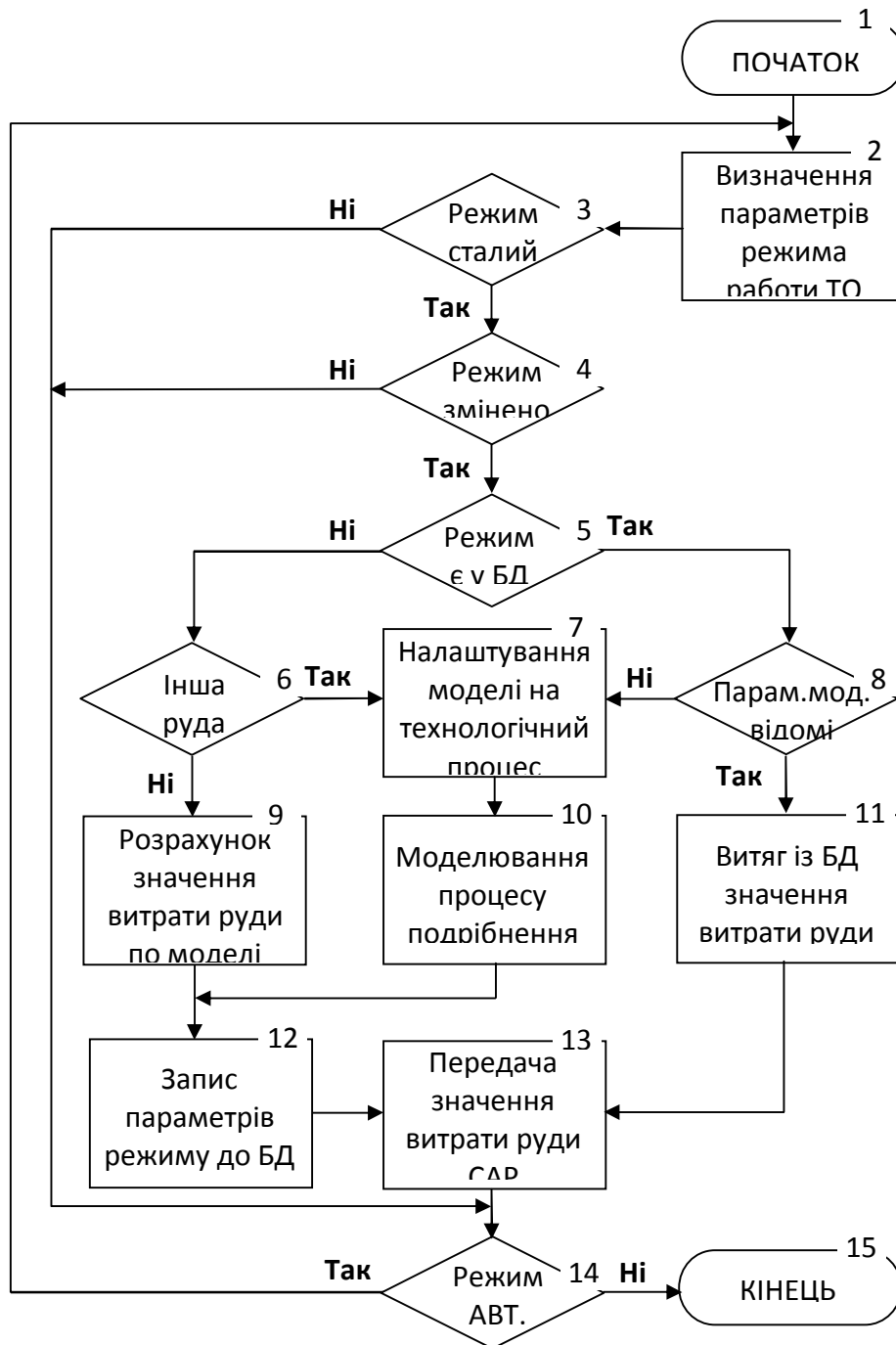


Рисунок 7.9 – Алгоритм роботи верхнього рівня системи ситуаційного керування

– Поточна виробнича ситуація раніше не зустрічалася.

– Поточна виробнича ситуація зустрічалася раніше, але для неї не визначені параметри функції розподілу фрагментів зруйнованої частинки.

– Поточна виробнича ситуація зустрічалася раніше і параметри функції розподілу фрагментів зруйнованої частинки відомі.

Перших два варіанти мають загальну властивість: для них невідомі параметри налаштування імітаційної моделі на технологічний процес. У всіх випадках мається на увазі густинний режим роботи технологічного обладнання або вміст корисного мінералу у промпродукті (якщо є така можливість), тобто неповний образ технологічної ситуації.

Робота алгоритму починається з аналізу роботи технологічного обладнання (блок 2). Якщо режим роботи технологічного обладнання усталений (блок 3), тоді перевіряється, чи змінилися його параметри (блок 4). Якщо режим роботи об'єкта керування перехідний або параметри встановленого режиму роботи не змінилися, тоді переходимо на блок аналізу поточного режиму роботи системи ситуаційного керування (блок 14). У разі ідентифікації сталого режиму з іншими параметрами проводимо його пошук в базі даних. При успішному пошуку з використанням виразу (5.15) (блок 5) перевіряємо наявність налаштування моделі на знайдений режим (блок 8).

Наявність налаштувань моделі на технологічний режим говорить про те, що його моделювання проводилося, і значення оптимальної витрати руди для цього режиму відомо і записано у БД. Після вилучення (блок 11) воно передається SAP витрати руди в завантажувальну горловину млина (блок 13). Потім перевіряється режим роботи системи керування (блок 14). Якщо він автоматичний, то виконується аналіз режиму роботи (блок 2). Інакше, робота алгоритму завершується.

Якщо режим відсутній у БД (блок 5), тоді перевіряється наявність змін умови подрібнення (блок 6). Умови подрібнення залишаються незмінними, якщо змінився неповний образ виробничої ситуації за рахунок параметрів, що

описують густинні режими млина або класифікатора. Ще однією причиною є зміна довантаження барабана млина кулями внаслідок їх зношення або повна заміна кульового завантаження. У цьому випадку розраховується оптимальна витрата руди у млин для сформованої виробничої ситуації з відомою оцінкою математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки (блок 9). Тривалість такого розрахунку на сучасній обчислювальній техніці дає можливість працювати алгоритму у реальному масштабі часу. Потім результати розрахунку і параметри виробничої ситуації заносяться у БД (блок 12). Далі розрахункове значення витрати руди передається SAP витрати руди в завантажувальну горловину млина (блок 13).

Якщо режим відсутній у БД (блок 5), і умови подрібнення змінилися (блок 6), тоді необхідно провести настроювання моделі на технологічний процес (блок 7), а потім провести моделювання технологічного процесу (блок 10) з метою визначення параметрів функції розподілу фрагментів зруйнованої частинки. Результати настроювання моделі на технологічний процес разом з результатами моделювання та параметрами виробничої ситуації записуються у БД (блок 12). Витрата руди в млин, визначеної на етапі настроювання моделі на технологічний процес, вважається оптимальною і передається SAP витрати руди в завантажувальну горловину млина (блок 13).

Запропонований алгоритм роботи системи ситуаційного керування показує, що використання імітаційної моделі для визначення оптимальної витрати руди дозволяє в ряді випадків зводити навчання системи керування до обчислювального експерименту (блок 9). Термін розрахунку оптимального значення витрати руди дозволяє використовувати алгоритм у реальному масштабі часу. Таким чином, якщо перехідний процес по каналу витрата руди – витрата пісків триває 1 годину, а оптимальне значення витрати руди в млин визначено з першого разу, то при застосуванні імітаційної моделі для цієї ж виробничої ситуації скорочує час навчання у рази.

7.5 Оцінка економічної ефективності впровадження верхнього рівня системи керування

Оцінка економічної ефективності впровадження верхнього рівня системи керування замкнутим циклом подрібнення виконана з метою визначення перспектив повернення інвестицій потенційним замовником. Розрахунки проводилися для ГЗК, що входять до гірничодобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ». Додатково використовувалася довідникова література, яка розкриває особливості технології збагачення та споживання електроенергії на вітчизняних гірничо-збагачувальних комбінатах компанії.

Для кожного з трьох гірничо-збагачувальних комбінатів грошовий еквівалент зменшення питомих витрат електроенергії на подрібнення руди у замкнутих циклах було розрахований за наступною методикою:

1. Для кожної з трьох стадій збагачення залізної руди розраховувалася річна сума, яку витратив ГЗК на оплату споживаної електроенергії на кульове подрібнення:

$$C_{E1} = C \cdot E_C \cdot E_{\Pi} \cdot K_{\Pi K} \cdot E_{\Pi 1}, \quad (7.1)$$

$$C_{E2} = C_{E3} = C \cdot E_C \cdot E_{\Pi} \cdot K_{\Pi K} \cdot E_{\Pi 2}, \quad (7.2)$$

де C – собівартість реалізації продукції за рік;

E_C – частка електроенергії, яка споживана ГЗК, у собівартості продукції;

E_{Π} – частка електроенергії, яка витрачена на кульове подрібнення, від усієї споживаної електроенергії комбінатом за рік;

$K_{\Pi K}$ – частка кульового подрібнення у переробці руди;

$E_{\Pi 1}$, $E_{\Pi 2}$ – частка по стадіях процесу збагачення (відповідно перша та подальші) електроенергії від її загального обсягу, що витрачається на кульове подрібнення.

$C_{E2} = C_{E3}$ – річна сума, яку витратив ГЗК на оплату електроенергії, яка споживана на кульове подрібнення у другій та третій стадіях однакові, виходячи з того що $E_{П2} = E_{П3}$.

2. Для кожної стадії розраховується вартість електроенергії, яка витрачена на подрібнення однієї тонни руди:

$$C_{Ei \text{ п}} = C_{Ei} / (K_{Qi} \cdot K_{ПК} \cdot Q), \quad (7.3)$$

де C_{Ei} – річна сума, яку витратив ГЗК на оплату споживаної електроенергії на кульове подрібнення у i -й стадії;

K_{Qi} – коефіцієнт, який визначає частку руди від загального обсягу, яка переробляється на i -й стадії збагачення.

3. Визначаємо мінімальну, максимальну та середню оцінки зменшення вартості електроенергії, яка витрачається на одну тонну руди, якщо усі оператори, які працюють на комбінаті, мають вищу кваліфікацію або при застосуванні ситуаційного керування замкнутими циклами подрібнення для кожної стадії збагачення залізної руди:

$$\Delta C_{Ei \text{ п min}} = C_{Ei \text{ п}} \cdot K_{\downarrow \text{min}}, \quad (7.4)$$

$$\Delta C_{Ei \text{ п max}} = C_{Ei \text{ п}} \cdot K_{\downarrow \text{max}}, \quad (7.5)$$

$$\Delta C_{Ei \text{ п avg}} = (\Delta C_{Ei \text{ п min}} + \Delta C_{Ei \text{ п max}}) / 2, \quad (7.6)$$

$K_{\downarrow \text{min}}$, $K_{\downarrow \text{max}}$ – відповідно мінімальне й максимальне значення скорочення питомих витрат електроенергії на розкриття корисного мінералу, яке очікується.

4. Розраховуємо середню оцінку річного економічного ефекту:

$$P = K_{ПК} \cdot Q \cdot (\Delta C_{E1 \text{ п avg}} \cdot K_{Q1} + \Delta C_{E2 \text{ п avg}} \cdot K_{Q2} + \Delta C_{E3 \text{ п avg}} \cdot K_{Q3}), \quad (7.7)$$

де Q – річний обсяг переробки руди.

З практики збагачення корисних копалин на вітчизняних ГЗК [1] відома частина електроенергії від загального обсягу, яка споживається на подрібнення руди, розподіл цієї електроенергії між стадіями збагачення, кількість стадій збагачення для кожного ГЗК, частина руди від загального обсягу переробки, яка подрібнюється у кожній стадії збагачення (табл. 7.1). Дослідження показали, що

якби усі оператори технологічного процесу подрібнення у замкнутих циклах мали вищу кваліфікацію то можливе досягнення зменшення питомих витрат електроенергії від 3 % до 7 %. При використанні верхнього рівня системи ситуаційного керування цей показник зростає від 7 до 11 %. Ці дані приймалися однакові для усіх ГЗК, що входять до складу гірничодобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ».

За основу бралися показники роботи комбінатів за 2011 рік [65 – 67]. У відкритих джерелах інформації не вказана загальна кількість споживаної електроенергії. Тому оцінка економічної ефективності впровадження верхнього рівня ситуаційної системи керування замкнутими циклами вираховувалася у грошовому еквіваленті, спираючись на наступні дані: частка електроенергії у собівартості реалізації продукції, річний обсяг переробки руди, частка кульового подрібнення у переробці руди, собівартість реалізації продукції (табл. 7.2).

Таблиця 7.1 – Загальні початкові дані для розрахунку економічного ефекту впровадження верхнього рівня ситуаційного керування

№ п.п.	Найменування параметра, одиниця виміру	Знач.
1	Частка електроенергії від загального обсягу, яка споживається на подрібнення руди, %	52,5
2	Частка електроенергії від загального обсягу (рядок 1, табл. 7.1), яка споживається на подрібнення руди у I стадії, %	50
3	Частка електроенергії від загального обсягу (рядок 1, табл. 7.1), яка споживається на подрібнення руди у II стадії, %	25
4	Частка електроенергії від загального обсягу (рядок 1, табл. 7.1), яка споживається на подрібнення руди у III стадії, %	25
5	Частка руди від загального обсягу переробки, яка подрібнюється у I стадії, %	100
6	Частка руди від загального обсягу переробки, яка подрібнюється у II стадії, %	55
7	Частка руди від загального обсягу переробки, яка подрібнюється у III стадії, %	45

Таблиця 7.2 – Показники ефективності роботи гірничо-збагачувальних комбінатів у 2011 р.

№ п.п.	Найменування параметра, одиниця виміру	ІнГЗК	ПівнГЗК	ЦГЗК
1	Частка електроенергії у собівартості реалізації продукції, %	20	23,2	20,17
2	Річний обсяг переробки руди, тис. т	36526,7	31863,7	14732,6
3	Частка кульового подрібнення у переробці руди, %	50	100	100
4	Собівартість реалізації продукції, тис. грн	3654118	5308264	2571816

Розрахунки абсолютних та питомих витрат електроенергії на подрібнення руди для кожної стадії показали переваги самоподрібнення у барабанних млинах, яке використовується лише на ІнГЗК (табл. 7.3). У двох останніх ГЗК питомі витрати електроенергії співставні.

Таблиця 7.3 – Витрати ГЗК на електроенергію у кожній стадії подрібнення залізної руди

№ п.п.	Найменування параметра, одиниця виміру	ІнГЗК	ПівнГЗК	ЦГЗК
1	Частка електроенергії у собівартості реалізації продукції, %	95920,6	323273,3	136168
2	Річний обсяг переробки руди, тис. т	47960,3	161636,6	68084
3	Частка кульового подрібнення у переробці руди, %	47960,3	161636,6	68084
4	Питомі витрати ГЗК на електроенергію у I стадії ($C_{E1п}$), грн/т	5,25	10,15	9,24
5	Питомі витрати ГЗК на електроенергію у II стадії ($C_{E2п}$), грн/т	4,77	9,22	8,4
6	Питомі витрати ГЗК на електроенергію у III стадії ($C_{E3п}$), грн/т	5,84	11,27	10,27

Спираючись на дані вартості питомих витрат електроенергії на подрібнення розрахували їх зменшення для випадків, як щоб на всіх комбінатах подрібнення,

руди на всіх стадіях вели оператори вищої кваліфікації або було впроваджено верхній рівень ситуаційного керування (табл. 7.4).

Для кожного комбінату за виразом (7.7), спираючись на визначені оцінки зменшення витрат на подрібнення однієї тонни руди, розраховані оцінки річного економічного ефекту для операторів вищої кваліфікації та при використанні верхнього рівня ситуаційного керування. Отже, якщо на Інгулецькому ГЗК усі оператори мали вищу кваліфікацію, то річна собівартість залізного концентрату могла бути скорочена на 9,59 млн грн. Для Північного та Центрального ГЗК скорочення собівартості складає відповідно 32,33 та 13,62 млн грн. Впровадження верхнього рівня ситуаційного керування дозволило би скоротити річну собівартість для Інгулецькому ГЗК на 15,35, Північного – 51,72 та Центрального – 21,79 млн грн.

Таким чином, виключення людського фактора з контуру прийняття рішень щодо керування замкнутими циклами подрібнення дає можливість скоротити собівартість продукції усіх ГЗК, що входять до гірничодобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ», на 0,77%. У грошовому еквіваленті це складає 88,9 млн грн.

Таблиця 7.4 – Оцінки зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди від бази
2011 р.

№ п.п.	Найменування параметра, одиниця виміру	ІнГЗК		ПівнГЗК		ЦГЗК	
		О	ВР	О	ВР	О	ВР
1	Мінімальна оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E1n \min}$), грн/т	0,16	0,26	0,3	0,51	0,28	0,46
2	Максимальна оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E1n \min}$), грн/т	0,37	0,58	0,71	1,12	0,65	1,02
3	Середня оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E1n \min}$), грн/т	0,26	0,42	0,51	0,81	0,46	0,74
4	Мінімальна оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії	0,14	0,23	0,28	0,46	0,25	0,42

	($C_{E2п \text{ min}}$), грн/т						
5	Максимальна оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E2п \text{ min}}$), грн/т	0,33	0,53	0,65	1,01	0,59	0,92
6	Середня оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E2п \text{ min}}$), грн/т	0,24	0,38	0,46	0,74	0,42	0,67
7	Мінімальна оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E3п \text{ min}}$), грн/т	0,18	0,29	0,34	0,56	0,31	0,51
8	Максимальна оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E3п \text{ min}}$), грн/т	0,41	0,64	0,79	1,24	0,72	1,13
9	Середня оцінка зменшення витрат на подрібнення 1 тонни руди у I стадії ($C_{E3п \text{ min}}$), грн/т	0,29	0,47	0,56	0,9	0,51	0,82

Висновки за розділом

1. Використання сукупності технологічних змінних для визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення за наявності або відсутності устаткування, що вимірює вміст корисного мінералу у промпродукті та хвостах, дає можливість замінити промисловий експеримент розрахунковим за умови зміни лише параметрів вкраплення корисного мінералу.

2. Результати досліджень дозволили об'єднати загальному алгоритму роботи верхнього рівня ситуаційної системи керування замкнутим циклом подрібнення руди три джерела експертних знань: попереднього досвіду експлуатації технологічного устаткування, імітаційної моделі та оператора технологічного процесу.

3. Розроблений алгоритм може стати базою для подальших досліджень у напрямку скорочення ролі оператора у керуванні технологічним процесом за рахунок подальшого рішення задач по визначенню величин технологічних змінних у потоці в автоматичному режимі.

ВИСНОВКИ

1. Аналіз сучасних систем автоматизованого керування замкнутими циклами подрібнення залізної руди, впроваджених на гірничо-збагачувальних комбінатах, та напрями сучасних наукових досліджень, які спрямовані на вдосконалення цих систем керування, довів актуальність прикладних наукових досліджень, які спрямовані на комплексне використання методів інтелектуального керування й імітаційного моделювання на верхньому рівні системи керування.

2. Аналіз сукупності технологічних змінних, величини яких вимірюються або визначаються в реальному масштабі часу, довів, що актуальну проблему автоматичної ідентифікації початку і завершення сталого режиму роботи та класифікації виробничих ситуацій, які відповідають сталому режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди, можливо вирішити за допомогою використання мінімальної сукупності з чотирьох параметрів, яка обґрунтовано зменшує простір пошуку.

3. У сучасних системах автоматизованого керування замкнутими циклами подрібнення залізної руди, впроваджених на вітчизняних гірничо-збагачувальних комбінатах, для ідентифікації сталого режиму першої стадії збагачення технічно можливо використовувати вектор, до якого входять числові значення наступних параметрів: 1) відношення твердого до рідкого у розвантаженні млина (Т/Р), 2) густина зливу класифікатора, 3) коефіцієнт циркуляції, 4) питомі витрати електроенергії на процес збагачення у відповідній стадії.

4. Оснащення кожної стадії збагачення залізної руди пристроями, які вимірюють вміст корисного мінералу промпродукті та хвостах, дозволить у векторі ідентифікації сталого режиму використовувати замість густини зливу класифікатора вміст корисного мінералу у магнітному продукті. Такий підхід надає можливість оперативно реагувати на зміну параметрів розкриття корисного мінералу, використовуючи густину зливу класифікатора керуючого впливу.

5. Різка зміна вмісту корисного мінералу у хвостах є індикатором аварійної ситуації у стадії збагачення.

6. Результати досліджень доводять наявність технічних можливостей для побудови експертного верхнього рівня ситуаційної системи керування, який як джерело знань комплексно використовує: попередній досвід експлуатації технологічного устаткування, статичну імітаційну модель замкнутого циклу подрібнення та особистий досвід операторів технологічного процесу.

7. Використання методу імітаційного моделювання надає верхньому рівню системи ситуаційного керування замкнутим циклом подрібнення руди наступні можливості: розпізнавати дві групи збурень, які не контролюються та впливають на зміну умов у середині барабана млина (конструктивні параметри устаткування та властивості вихідної руди); розпізнавання окремих груп збурень дозволяє визначити відповідність кожному типу руди, чисельні значення технологічних змінних, які відпрацьовують задану цільову функцію управління; оцінити час перехідного процесу при зміні завдань локальним САР, а значить розпізнати наявність збурень під час перехідного режиму роботи, який мав місце після корегування системою завдань локальним САР.

8. Надійність роботи верхнього рівня ситуаційної системи керування можливо підвищити за рахунок скорочення програмних елементів. Для цього пропонується статичну імітаційну модель реалізувати у межах СУБД. Таким чином, імітаційна модель стає метаданими, які дозволяють робити висновок про величину оптимального впливу, що забезпечує мінімум питомих витрат електроенергії на процес подрібнення, для виробничої ситуації, що зустрічається вперше за період моніторингу технологічного процесу верхнім рівнем ситуаційної системи управління.

9. Комплексне використання попереднього досвіду експлуатації технологічного устаткування, статичної імітаційну моделі замкнутого циклу подрібнення та особистого досвіду операторів технологічного процесу знижує

питомі витрати електроенергії не тільки за рахунок гарантованого визначення величини оптимальних керуючих впливів, а і за рахунок зменшення часу перебування технологічної лінії у перехідних режимах, які використовуються для їх пошуку при класичних підходах у системах автоматизованого управління, та які обґрунтовано замінені для значного ряду випадків пошуком у БД або розрахунковим експериментом.

10. Дослідження довели, що застосування розробленої методики комплексного використання методу імітаційного моделювання сумісно з попереднім досвідом роботи устаткування для визначення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди з мінімальними питомими витратами електроенергії для поточної виробничої ситуації дозволяє скоротити питомі витрати електроенергії на 5 – 11 %.

11. Економічна ефективність впровадження результатів досліджень виключення людського фактора з контуру прийняття рішень щодо керування замкнутими циклами подрібнення дає можливість скоротити собівартість продукції усіх ГЗК, що входять до гірничодобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ», на 0,77%. У грошовому еквіваленті це складає 88,9 млн грн.

12. Оснащення всіх стадій збагачення секції устаткуванням, що вимірює вміст корисного мінералу у промпродукті та хвостах, дає можливість напряму пов'язати економічний критерій максимального виходу концентрату з заданими властивостями та технологічними параметрами, які дозволяють вибирати значення керуючих впливів вздовж всієї технологічної лінії залежно від властивостей сировини на її вході. У комплексі з розробленими методикою та загальним алгоритмом роботи верхнього рівня ситуаційної системи управління це може стати базою для подальших досліджень у напрямкі скорочення ролі оператора у керуванні технологічним процесом за рахунок подальшого рішення задач по визначенню величин технологічних змінних у потоці в автоматичному режимі.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е.П. Белецкий, А.А. Ширяев [и др.] – 2-е изд., переб. и доп. / Под ред. С.Ф. Шинкоренко. – М.: Недра, 1980. – 527 с.
2. Андреев С.Е. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава / С.Е. Андреев, В.В. Товаров, В.А. Перов. – М.: Металлургиздат, 1959. – 437 с.
3. Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях: Справочное пособие / Под ред. В.С. Виноградова. – М.: Недра, 1984. – 167 с.
4. Півняк Г.Г. Ресурсозбереження та інтенсифікація процесів подрібнення: монографія / Г.Г. Півняк, В.І. Кириченко. – Дніпропетровськ: Національна гірнична академія України, 2001. – 163 с.
5. Півняк Г.Г. Енерго та ресурсозбереження гірничо-металургійного комплексу України / Г.Г. Півняк, В.В. Кириченко // Збагачення корисних копалин: науково-технічний збірник – Д.: Національна гірнична академія України. – 2001. – №11 (52). – С. 3-7.
6. Марюта А.Н. Автоматическая оптимизация процесса обогащения руд на магнитообогатительных фабриках / А.Н. Марюта. – М.: Недра, 1975. – 231с.
7. Младецкий И.К. Определение требуемой крупности помола руды / И.К. Младецкий, А.А. Павленко // Збагачення корисних копалин: науково-технічний збірник – 2008. – №35(76) – С.53–57.
8. Младецкий И.К. Аналитическое определение показателей раскрытия руд / И.К. Младецкий, Ю.С. Мостыка. – Днепропетровск: Системные технологии, 1999. – 106 с.
9. Кармазин В.В. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / В.В. Кармазин, И.К. Младецкий, П.И. Пилов. – М.: изд-во Московского гос. горного ун-та, 2006. – 221с.
10. Пивняк Г.Г. Горное предприятие как объект энергосбережения / Г.Г. Пивняк // Горный журнал. – 2004. – Спец. выпуск. – С. 6-10.

11. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление / А. Дж. Линч – М.: Недра, 1981. – 343 с.
12. Младецкий И.К. Моделирование процесса магнитной сепарации руд / И.К. Младецкий, А.Н. Марюта. – Киев; Донецк: Вища школа. 1984. – 135 с.
- Воронов В.А. Синтез систем автоматического управления сложными объектами обогатительной технологии: / дис... доктора техн. наук: 05.13.07 / В.А. Воронов:– Л., 1990. – 350 с.
14. Тихонов О.Н. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках / О.Н. Тихонов: учебник для вузов. – М.: Недра, 1985. – 272 с.
15. Автоматизация обогатительных фабрик / Кошарский Б.Д., Рабинович Г.А., Красномовец А.В., Ситковский А.Я. – М.: Недра, 1966. – 412 с.
16. Автоматизированные системы управления подготовкой металлургического сырья и доменным переделом / Под ред. д.т.н. Шумилова К.А. – М.: Металлургия, 1979. – 184 с.
17. Блюмкин Г.В. Некоторые закономерности и автоматизация регулирования одностадийного замкнутого цикла мокрого измельчения: автореф. дис. на здобуття наук, ступеня канд. техн. наук / Г.В. Блюмкин.. – Л.: ЛГИ, 1955. – 16 с.
18. Непрерывный контроль загрузки [Электронный ресурс]: за даними компанії “Metso”. – Режим доступу:
[http://www.metsominerals.ru/inetMinerals/russia/mm_rus_home.nsf/FR?ReadForm&ATL=/inetMinerals/russia/mm_rus_home.nsf/](http://www.metsominerals.ru/inetMinerals/russia/mm_rus_home.nsf/FR?ReadForm&ATL=/inetMinerals/russia/mm_rus_home.nsf/WebWID/WTB-041026-2256F-F1D6A)
WebWID/WTB-041026-2256F-F1D6A – Назва з екрану
19. Марюта А.Н., Теоретическое обоснование, расчёт и исследование зависимости энергетических параметров приводного двигателя шаровой мельницы от загрузки её шарами и измельчаемым материалом / А.Н. Марюта, Е.В. Кочура // Изв. вузов. Горный журнал. – 1973. – №3. – С. 167-171.
20. Марюта А.Н. Анализ статических характеристик шаровых мельниц мокрого измельчения / А.Н. Марюта, Е.В. Кочура // Горный журнал. – 1974. – №12. – С. 53-55.

21. Гольдин М.Л. Контроль и автоматизация процессов дробления и измельчения руд / М.Л. Гольдин. – М.: Атомиздат, 1965. – 530 с.
22. Трошин А.А. Звукометрический регулятор загрузки шаровых мельниц / А.А. Трошин. – Алма-Ата: ЦИНТИ, 1958. – 36 с.
23. Продуто В.С. Автоматизированные системы управления технологическими процессами обогатительных фабрик / В.С. Продуто. – М.:Недра, 1987. – 253 с.
24. Андреев Е.Е. Современное состояние автоматизации процессов самоизмельчения руд / Е.Е. Андреев, П.В. Кузнецов // Обогащение руд. – 1972. – №5. – С. 28-31.
25. Диаконенко В.В. Техническая диагностика процесса измельчения на обогатительных фабриках / В.В. Диаконенко // Системы управления горными машинами. – Новочеркасск, 1979. – С. 63-68.
26. Марюта А.Н. Разработка способа автоматического контроля внутримельничного заполнения и его практическая реализация / А.Н. Марюта, И.В. Новицкий // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 1982. – №2. – С. 119-124.
27. Марюта А.Н. О сигнале активной мощности приводных двигателей барабанных мельниц в узкой полосе инфранизкого диапазона частот / А.Н. Марюта, И.В. Новицкий // Горная электромеханика и автоматика. – Киев: Техника, 1982. – Вып. 40. – С. 81-83.
28. Марюта А.Н. Цифровой экстремальный регулятор для управления процессом измельчения / А.Н. Марюта, И.В. Новицкий, С.Г. Мамонов // Системы управления технологическими процессами. – Новочеркасск: НПИ, 1984. – С.62-65.
29. Хан Г.А. Автоматизация обогатительных фабрик / Г.А. Хан, В.П. Картушин, Л.В. Сорокин и др. – М.: Недра, 1974. – 280 с.
30. Марюта А.Н. О повышении технико-экономической эффективности энергосберегающей технологии управления измельчения руд в промышленных барабанных мельницах / А.Н. Марюта // Горная электромеханика и автоматика. – Киев: Техника. – 1982. – Вып. 41. – С. 79-82.

31. АСУ ТП линии магнитного обогащения железных руд [Электронный ресурс]: за данными компании “CTS Group”. – Режим доступа:
<http://www.cts.com.ua/ru/solutions/solution4/> – Назва з екрану
32. Решения для горно-обогатительного комплекса [Электронный ресурс]: за данными компании „Сатурн” дейта интернешенл”. – Режим доступа:
http://www.saturn-data.com/img/forall/file/Mining_rus_mod.pdf – Назва з екрану
33. Система автоматизации передела измельчения и классификации обогатительной фабрики [Электронный ресурс]: за данными компании „ПРОМТЕХ”. – Режим доступа:
<http://www.promtex.ru/decision/avtoizmeliklassif> – Назва з екрану
34. Измельчение: управление процессом [Электронный ресурс]: за данными компании „Outotec”. – Режим доступа:
http://www.outotec.com/pages/Page___38114.aspx?epslanguage=RU – Назва з екрану
35. Оптимизация системы управления [Электронный ресурс]: за данными компании „Metsominerals”. – Режим доступа:
http://www.metsominerals.ru/inetMinerals/russia/mm_rus_home.nsf/FR?ReadForm&ATL=/inetMinerals/russia/mm_rus_home.nsf/WebWID/WTB-041026-2256F-F1D6A – Назва з екрану
36. Хорольский В.П. Искусственный интеллект в системах управления технологическими процессами / В.П. Хорольский, Е.К. Бабец // Горная электромеханика и автоматика: научн. техн. сб.– 2003. – №70. – С. 66-70.
37. Моделирование процесса формирования оценки режима работы замкнутого цикла измельчения руды с использованием фильтра Калмана в среде Matlab / В.С. Моркун, И.В. Касаткина, В.М. Шевченко, В.С. Подгорецкий // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог. – 2010. – Вып.93.
38. Иванов А.Б. Перспективные направления автоматизации процессов дробления и измельчения руды / А.Б. Иванов, В.Н. Куваев, Я.Г. Куваев // Горный журнал. – 2010. – №11. – С. 74-77.

39. Моркун В.С. Адаптивные системы оптимального управления технологическими процессами / В.С. Моркун, А.А. Цокуренько, И.А. Луценко. – Кривой Рог: Минерал. – 2009. – 261 с.
40. Моркун В.С. Измерение количества выходного продукта мельницы / В.С. Моркун, В.Н. Потапов // Обогащение руд. - 1990. - № 6. - С. 43-45.
41. Куваев Г.Н. Имитационная модель замкнутого цикла измельчения / Г.Н. Куваев, Я.Г. Куваев // Теория и практика металлургии. – Днепропетровск: РИА «Днепр – VAL», 2003. – №2. – С.21-25.
42. Куваев Г.Н. Компьютерное моделирование процесса мокрого шарового измельчения руды в замкнутом цикле / Г.Н. Куваев, Я.Г. Куваев // Матер. междунар. конф. «Форум горняков – 2005» – Д.: НГУ, 2005. – том 3. – С. 25-31.
43. Поспелов Д.А. Ситуационное управление: теория и практика / Д.А. Поспелов. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1986. – 288 с.
44. Артеменко А.В. Анализ математической модели памяти человека-оператора при обработке предполетной информации / А.В. Артеменко, Т.Ф. Шмелева // Сб. науч. пр. / ДВНЗ «КНГУ». – Кировоград, 2011. – №1 (24) – С.152-163
45. Neese Th Der aufbereitungstechnische klassiervorgang im turbulenten, wasrigen medium. Freiburger Forschungshette. VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie. Seipsig 1969, A465.S5-50
46. Тейлор Дж. Введение в теорию ошибок / Дж.. Тейлор. – М.: Мир, 1985. – 272 с.
47. Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. – М.: Гос. изд. физ.-мат. лит., 1958. – 464 с.
48. Корн Г. Справочник по математике (для научных работников и инженеров) / Г. Корн, Т. Корн. – М.: Наука, 1973. – 832 с.
49. Коннолли Томас Базы данных: проектирование, реализация и сопровождение. Теория и практика, 2-е изд: Пер. с англ. / Томас Коннолли, Каролин Бегг, Анна Страчан – М.: Изд. дом «Вильямс», 2001. – 1120 с.
50. Заде Л. Понятие лингвистической переменной и его применение к принятию приближенных решений / Л. Заде. – М.: Мир, 1976. – 165 с.

51. Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу України: звіт про НДР / Державний ВНЗ “НГУ”. – № ДР 0109U002809 – Дніпропетровськ, 2010. – 241 с.
52. Вайсберг В.М. Влияние конструктивных параметров барабанных мельниц на технологические показатели. Совершенствование и развития процесса подготовки руд к обогащению / В.М. Вайсберг, Л.П. Корниенко // Труды ин-та Механобр. –Л., 1975. – Вып. 140. – С. 87-91.
53. Распознавание, классификация, прогноз: [Сб. ст.] / АН СССР, ВЦ; Отв. ред. Журавлев Ю.И. – М.: Наука, 1992.
54. Кузнецов Г.В. Энергосберегающее управление процессом измельчения руды на основе компьютерной стохастической модели / Г.В. Кузнецов, Г.Н. Куваев, Я.Г. Куваев // Матер. междунар. конф. «Форум горняков – 2005». – Д.: НГУ, 2005. – Том 3. – С. 32-39.
55. Куваев Я.Г. Автоматическая экспертная энергосберегающая система управления замкнутым циклом мокрого шарового измельчения / Я.Г. Куваев // Наука и инновации. – 2006. – №3. – С. 48-53.
56. Куваев Г.Н. Управление мельничными трактами с целью снижения затрат энергии / Г.Н. Куваев, Я.Г. Куваев // Metallургическая теплотехника. – Днепропетровск. – 2001. – Том 4. – С.69-75. – (Тр. НМетАУ).
57. Коннолли Томас Базы данных: проектирование, реализация и сопровождение. Теория и практика. – 2-е изд: Пер. с англ. / Томас Коннолли, Каролин Бегг, Анна Страчан. – М.: Изд. дом «Вильямс», 2001. – 1120 с.
58. Гома Х. Проектирование систем реального времени, параллельных и распределенных приложений: Пер. с англ. / Х. Гома – М.: ДМК Пресс, 2002. – 704 с. (Серия «Объектно-ориентированные технологии в программировании»).
59. Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу України: звіт про НДР (заключний) / НГУ; кер. В.В. Ткачов – № ДР 0109U002809. – Д., 2010. – 241 с.

60. Линник Ю.В. Метод наименьших квадратов и основы математической теории обработки наблюдений / Ю.В. Линник. – М.: Наука. Гос. изд. физ.-мат. лит., 1962. – 352 с.
61. Математическое моделирование / Под. ред. Дж. Эндрюса и Р. Мак-Лоуна: Пер. с англ. / Под ред. Ю.П. Гупало. – М.: Мир, 1979. – 250 с.
62. Младецкий И.К. Связь выходных показателей бинарного разделения / И.К. Младецкий // Збагачення корисних копалин: науково-технічний збірник – 1999. – №5 (46). – С. 18-23.
63. Построение экспертных систем / Ф. Хейес-Рот, Д. Уотерман, Д. Ленат и др.; Ред. Хейес-Рот и др.: Пер. с англ. Ю.И. Крюкова и др. / Под ред. [и с предисл.] В.Л. Стефанюка– М.: Мир, 1987. – 438 с.
64. Воронов В.А. Многоуровневая оптимизация процессов обогащения / В.А. Воронов. – М.: Недра, 1991. – 154 с.
65. Річна інформація емітента цінних паперів за 2011 рік [Електронний ресурс]: за даними компанії ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ». – Режим доступу: http://ingok.metinvestholding.com/upload/ingok/shareholders/rjguljarnaia_informacija_pao_ingok_za_2011_god.pdf – Назва з екрану
66. Річна інформація емітента цінних паперів за 2011 рік [Електронний ресурс]: за даними компанії ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ». – Режим доступу: http://sevgok.metinvestholding.com/upload/sevgok/shareholders/pjsc_northern_gok_godovoj_otchet.pdf – Назва з екрану
67. Річна інформація емітента цінних паперів за 2011 рік [Електронний ресурс]: за даними компанії ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ». – Режим доступу: http://cgok.metinvestholding.com/upload/cgok/shareholders/godovoj_otchet_pao_cgok_za_2011_god.pdf – Назва з екрану

ДОДАТКИ

ДОДАТОК А

Міністерство освіти і науки, молоді та спорту України
Державний вищий навчальний заклад
„Національний гірничий університет”
(Державний ВНЗ „НГУ”)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи,
чл.-кор. НАН України, проф.
О.С. Бешта

" _____ " _____ 2012 р.

ЗВІТ

ПРО ПАТЕНТНІ ДОСЛІДЖЕННЯ
РОЗРОБКА МЕТОДІВ ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ
СТАЛОГО РЕЖИМУ ПОДРІБНЕННЯ В КУЛЬОВОМУ МЛИНІ

шифр ГП–446

Етап – заключний

Начальник НДЧ	Р.О. Дичковський
Керівник НТП АТП ГМВ	В.М. Куваєв
Завідувачка ПЛВ	О.О. Філонова
Керівник НДР	І.К. Младецький
Нормоконтролер	Л.С. Шломіна

2012

СПИСОК АВТОРІВ

Старший науковий співробітник

Я.Г. Куваєв

ЗАГАЛЬНІ ДАНІ ПРО ОБ'ЄКТ ДОСЛІДЖЕННЯ

Організація-виконавець розробки: Державний ВНЗ „НГУ”

Початок розробки – 2011, січень

Кінець розробки – 2012, грудень

Призначення, галузь використання та короткий опис об'єкта:

Мета НДР – використання залежностей між параметрами, які спостерігаються вимірювальними приладами, та імовірнісними й гідродинамічними складовими процесів подрібнення, переміщення й класифікації матеріалу в замкнутих циклах подрібнення в умовах невизначеності фізико-механічних властивостей подрібнюваного матеріалу для визначення енергоефективності сталого режиму, що відповідає поточній технологічній ситуації, й на цій підставі прийняття рішення щодо керування процесом подрібнення.

Актуальність проекту полягає в необхідності скорочення простору пошуку сукупності класифікаційних параметрів, та забезпечує максимальну енергоефективність для поточних умов подрібнення у замкнутому циклі.

Основний предмет науково-дослідної роботи – режими роботи кульового млина, що працює в замкнутому циклі.

Галузь використання – підприємства гірничовидобувного комплексу України, наукові заклади, що займаються дослідженнями технології збагачення чорних та кольорових металів та розробкою систем керування технологічними процесами.

ЗМІСТ

1. Техніко-економічні показники ОГД та об'єктів аналогічного призначення (Ф. Г. 1.4).....	179
2. Аналіз новизни, винахідницького рівня та промислового використання ОГД (Ф. Г. 1.5.).....	180
3. Аналіз можливостей застосування в ОГД відомих об'єктів промислової власності (Ф. Г. 2.4.).....	181
4. Висновки.....	182
5. Довідка про оцінку науково-технічного рівня результатів НДР ГП – 446.....	183

**1. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ ОГД ТА ОБ'ЄКТІВ
АНАЛОГІЧНОГО ПРИЗНАЧЕННЯ (Ф.Г.1.4)**

Найменування та одиниці виміру	Техніко-економічні показники			
	Гірничо-збагачувальні комбінати, що входять до гірничо-видобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ»	Гірничо-збагачувальні комбінати, що входять до гірничо-видобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДИНГ»	Оператори високої кваліфікації	Верхній рівень ситуаційного керування
1	2	3	4	5
1. Зменшення питомих витрат електроенергії на подрібнення руди у замкнутому циклі, %	0	0	5	8
2. Зменшення річної собівартості виробництва концентрату, млн грн	0	0	55,5	88,9

2. АНАЛІЗ НОВИЗНИ, ВІНАХІДНИЦЬКОГО РІВНЯ ТА
ПРОМИСЛОВОГО ВИКОРИСТАННЯ ОГД (Ф.Г.1.5.)

ОГД, Спосіб керування замкнутими циклами подрібнення		Прототип		Очікуваний результат	Можливість використання в промисловості або іншій сфері діяльності	Номер поданої заявки, дата подання заявки
Назва	Сукупність ознак	Бібліографічні данні	Сукупність ознак			
Спосіб керування замкнутим циклом подрібнення	Спосіб керування замкнутим циклом подрібнення, що включає використання достатньої сукупності параметрів, які вимірюються у режимі реального часу.	Авторское свидетельство СССР №1378128, 1987г. Способ управления измельчителем агрегатом.	Способ управления измельчителем агрегатом, содержащим барабанную мельницу и классификатор, включающий измерение расхода руды и воды в мельницу, расхода воды в классификатор, циркулирующей нагрузки, степени заполнения мельницы, плотности пульпы в сливе классификатора, крупности исходной руды и выходного продукта цикла, изменение подачи руды и воды в классификатор	Зниження собівартості виробництва концентрату за рахунок зменшення витрат електроенергії на подрібнення руди у замкнутих циклах на 7 % – 11 %	Доцільне використання для зниження питомих витрат електроенергії на подрібнення в замкнутих циклах на гірничозбагачувальних комбінатах	Підготовлено заявку на винахід

**3. АНАЛІЗ МОЖЛИВОСТЕЙ ЗАСТОСУВАННЯ В ОГД
ВІДОМИХ ОБ'ЄКТІВ ПРОМИСЛОВОЇ ВЛАСНОСТІ
(Ф.Г. 2.4.)**

ОГД, її складові частини	Документи на об'єкт промислової власності	Суть об'єкта промислової власності	Очікувані результати від застосування промислової власності
Способ управления измельчительным агрегатом	<p style="text-align: center;">Авторское свидетельство СССР №1378128, 1987г.</p> <p style="text-align: center;">Авторское свидетельство СССР №1378130, 1987г.</p>	<p style="text-align: center;">Способ управления измельчительным агрегатом, содержащим барабанную мельницу и классификатор, включающий измерение расхода руды и воды в мельницу, расхода воды в классификатор, циркулирующей нагрузки, степени заполнения мельницы, плотности пульпы в сливе классификатора, крупности исходной руды и выходного продукта цикла, изменение подачи руды и воды в мельницу и воды в классификатор</p>	<p style="text-align: center;">Часткове використання цих відомих винаходів з новими технічними рішеннями (НОУ-ХАУ) дозволить зменшити питомі витрати електроенергії на подрібнення у замкнутому циклі на 7 % – 11 %</p>

4. ВИСНОВКИ

Фактично розроблені основи ситуаційного керування замкнутими циклами подрібнення, з метою мінімізації питомих витрат електроенергії, на базі мінімальної сукупності параметрів технологічного процесу, яка не має аналогів у світі.

Результати досліджень, які містять нові технічні рішення захищені заявкою на винахід „Спосіб керування замкнутим циклом подрібнення”.

Розробка має відомості "ноу-хау", які містять особливості процесу керування замкнутим циклом подрібнення.

Крім того, технічно-економічні показники перевищують рівень близьких аналогів.

Науково-технічний рівень НДР відповідає сучасному світовому рівню науки і техніки.

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи,
чл.-кор. НАН України, проф.
О.С. Бешта

" _____ " _____ 2012 р.

5. ДОВІДКА
ПРО ОЦІНКУ НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО РІВНЯ РЕЗУЛЬТАТІВ НДР
ГП-446

"Визначення методу та розробка методики визначення сталого режиму роботи замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення руди в автоматичному режимі та ідентифікація значень його параметрів"

Технічно-економічні показники

Найменування та одиниця виміру	Значення техніко-економічних показників	
	Оператор технологічного процесу високої кваліфікації	Верхній рівень ситуаційного керування
1. Зменшення питомих витрат електроенергії на подрібнення руди у замкнутому циклі, %	3 – 7	7 – 11
2. Зменшення річної собівартості виробництва концентрату, млн. грн.	55,5	88,9

ПЕРЕЛІК ПАТЕНТІВ (Заявок):

Заявка на винахід „Спосіб керування замкнутим циклом подрібнення” (автори Я.Г. Куваєв та ін.)

Відомості НОУ-ХАУ містять параметри щодо особливості процесу керування замкнутим циклом подрібнення.

ЗАГАЛЬНА ОЦІНКА НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО РІВНЯ НДР

Науково-технічний рівень результатів НДР відповідає сучасному світовому рівню науки і техніки.

Погоджено:

Зав. ПЛВ

" _____ О.О. Філонова

Керівник НДР

" _____ І.К. Младецький

" _____ " _____ 2012 р.

ДОДАТОК Б

```

using System;
using System.Collections.Generic;
using System.Linq;
using System.Text;
using Excel = Microsoft.Office.Interop.Excel;

namespace IKM_Separation
{
    class Program
    {
        static void Main(string[] args)
        {
            ConsoleKeyInfo PressKeyNow;

/*
 * Створюємо об'єкт для розрахунку показників першої стадії
 * подрібнення.
 */
            SeparationV002 Separation = new SeparationV002();

            do
            {
/*
 * ПЕРЕВІРКА АЛГОРИТМУ КЛАСИФІКАЦІЇ
 *
 * ПРАЦЮЄ З ФІКСОВАНИМИ ЗНАЧЕННЯМИ ПЕРЕМІННИХ
 * РЕЗУЛЬТАТИ ПИШЕ В ОДНОІМЕННИЙ ТЕКСТОВИЙ ФАЙЛ.
 *
 * ПІСЛЯ ПЕРЕВІРКИ РАСКОМЕНТУВАТИ ІНШІ МЕТОДИ
 */

/*
 * З файлу одержуємо вихідні дані для розрахунку першої
 * стадії подрібнення.
 */
                Separation.GetFromExcel();

/*
 * Розраховуємо подрібнення першої стадії і прописуємо в
 * файл результати розрахунку.
 */
                Separation.FirstStageComminutionV001();

/*
 * Розраховуємо розкриття в першій стадії і прописуємо в
 * файл результати розрахунку.
 */
                Separation.FirstStageUncovering();

/*
 * Розраховуємо магнітну сепарацію в першій стадії і прописуємо
 * у файл результати розрахунку.
 */
                Separation.FirstStageMSeparation();

                PressKeyNow = Console.ReadKey();
            } while (PressKeyNow.Key != ConsoleKey.Escape);
        }
    }
}

using System;
using System.IO;
using System.Collections.Generic;
using System.Linq;
using System.Text;
using Excel = Microsoft.Office.Interop.Excel;

namespace IKM_Separation
{
    public class SeparationV002
    {
        Excel.Application excelApp;
        // Посилання на додаток Excel
    }
}

```

```

Excel.Worksheet workSheet;
// Посилання на лист книги Excel, у якому прописані вихідні дані.

//ВХІДНІ ДАНІ...

/* [001]
 * Вхідні дані для розрахунку подрібнення першої стадії.
 * Вхідні дані для розрахунку розкриття в першій стадії.
 */

// ВХІДНІ ДАНІ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ ПОДРІБНЕННЯ ПЕРШОЇ СТАДІЇ...
public double Q_InitialOre { get; set; } // кг/с.
// Продуктивність по вихідній руді 30 кг/с = 100 т/ч.
public double d_DisseminationSize { get; set; } // м.
// Розмір вкраплення 100 мкм = 0.0001 м.
public double FeQuantityInInitialOre { get; set; }
// Вміст заліза у вихідній руді 30% = 0.3.
public double k_Grindability { get; set; }
// Коефіцієнт подрібнення 10-5 = 0.00001.
public double SolidQuantityInClass;
// Вміст твердого в класифікаторі 40% = 0.4.
public double SolidQuantityInMill { get; set; }
// Вміст твердого в зливі млина 60% = 0.6.
public double d_InitialOreSize { get; set; } // м.
// Крупність кусків вихідної руди 10 мм = 0.01.
public double DensityOfUsefulMineral { get; set; } // кг/м3.
// Щільність рудної частини 5000 кг/м3 = 5000.
public double DensityOfEmptyMineral { get; set; } // кг/м3.
// Щільність нерудної частини 2800 кг/м3 = 2800.
public double DensityOfWater { get; set; } // кг/м3.
// Густина води 1000 кг/м3 = 1000.
public double k_Z { get; set; }
// Імперичний коефіцієнт = 2.
public double k_DinamicViscosityOfWater { get; set; }
// Коефіцієнт динамічної в'язкості води 103 Н/м2 = 0.001.
public double h_ClassSpiral { get; set; } // м
// Висота спіралі класифікатора 2 м = 2.
public double h_ClassSpiralImmersion { get; set; }
// Висота занурення спіралі класифікатора = 1.3 м.
public double w_ClassSpiral { get; set; } // об/с.
// Частота обертання спіралі класифікатора 0.06 об/с = 0.06.
public double d_NowOreSize { get; set; }
// Поточна крупність = 0.00001.
// ДОРІВНЮЄ КРУПНОСТІ ВИХІДНОЇ РУДИ.
public double PowerOfMill { get; set; }
// Потужність приводного двигуна млина.

// ВХІДНІ ДАНІ ДЛЯ РОЗРАХУНКУ РОЗКРИТТЯ В ПЕРШІЙ СТАДІЇ...
public double SR { get; set; }
// ФІЗИЧНИЙ ЗМІСТ ВЕЛИЧИНИ НЕОБХІДНО З'ЯСУВАТИ!!!
public double d_avg;
// Середнє значення крупності подрібненої руди.
// Розрахунок розкриття ведеться в зливі класифікатора
public double k1 { get; set; }
// Імперичний коефіцієнт = 1. Названа верхня бокова межа 4.
public double d_delta { get; set; }
// Крок зміни крупності руди для розрахунку розкриття = 0.00002.
public double r_Dissemination { get; set; }
// Радіус вкраплення корисного мінералу.
public double L_Dissemination { get; set; }
// Довжина вкраплень корисного мінералу.
public int iEnd { get; set; }
// Визначаємо кількість значень вмісту заліза для
// яким будемо розраховувати магнітну сепарацію.
public double FeQuantityInOreSTEP { get; set; }
// Визначаємо крок зміни вмісту корисного мінералу
// для розрахунку магнітної сепарації.

// [001]

// ВИХІДНІ ДАНІ...

/* [002]
 * Вихідні і проміжні дані розрахунку подрібнення
 * першої стадії.
 */

public double Q_SolidInSands;
// Витрата твердого в піски.

```

```

public double Q_SolidInGutter;
// Витрата твердого в злив.
public double d_OreSizeInMill;
// Крупність кусків, що надходять у млин.
public double d_OreSizeInSands;
// Крупність часток у пісках.
public double d_OreSizeInClassGutter;
// Крупність часток у зливі класифікатора.
public double DensityOfOre;
// Щільність твердого (руди).
public double Q_WaterInMill;
// Витрата води в млин.
public double d_SizeOfGrindedOre;
// Середня крупність подрібненої руди = 0.
// СЕРЕДНЯ КРУПНІСТЬ ПОДРІБНЕНОЇ РУДИ В ЗЛИВІ МЛИНА.
public double d_MaxSizeOfGrindedOre;
// Максимальна крупність кусків вихідної руди, що надходять
// на подрібнення.
public double d_MaxSizeInMillGrinded;
// Максимальна крупність руди в зливі млина.
public double DensityOfPulpInMill;
// Густина пульпи в млині.
public double DensityOfPulpInClass;
// Густина пульпи в класифікаторі.
public double RoonMeanSquareSize;
// Середньоквадратичне відхилення крупності.
public double p0, p, p1, p2, p3, p4, p5, p6, p7;
// Проміжні перемінні, що використовувалися при розрахунку
// першої стадії подрібнення.

// ВИХІДНІ ДАНІ РОЗРАХУНКУ РОЗКРИТТЯ В ПЕРШІЙ СТАДІЇ...
public double p3 { get; set; }
// Кількість нерозкритих зерен = 0.
public double p3 { get; set; }
// Кількість розкритих зерен = 0.
public double pPC { get; set; }
// Кількість розкритих зростків = 0.
public double pHC { get; set; }
// Кількість нерозкритих зростків = 0.
public double FeQuantityInPC;
// Вміст заліза в розкритих зростках.
public double FeQuantityInHC;
// Вміст заліза в нерозкритих зростках.

// ВИХІДНІ ДАНІ ПО МАГНІТНІЙ СЕПАРАЦІЇ.
public double Q_Concentrate;
// Вихід концентрату.
public double FeInConcentrate;
// Вміст заліза в концентраті.
public double FeInTails;
// Втрати заліза в хвостах.
public double Out { get; set; }
// ФУНКЦІЯ ЗВАГАЧЕННЯ/
public double Out_p3_After1 { get; set; }
// Кількість нерозкритих зерен = 0.
public double Out_p3_After1 { get; set; }
// Кількість розкритих зерен = 0.
public double Out_pPC_After1 { get; set; }
// Кількість розкритих зростків = 0.
public double Out_pHC_After1 { get; set; }
// Кількість нерозкритих зростків = 0.

// [002]

public SeparationV002()
{
    if (excelApp == null)
        // Перевіряємо посилання на додаток 'EXCEL'
        {
            excelApp = new Excel.Application();
            excelApp.Workbooks.Open(@"D:\kjpg\Projects\C\GP446\Comminution\IKM_Separation\
                IKM_Separation\obj\x86\Debug\Separation.xlsx");
            excelApp.Visible = true;
            workSheet = (Excel.Worksheet)excelApp.ActiveSheet;
        }
}

public void GetFromExcel()

```

```

{
    PowerOfMill = excelApp.Range["A2"].Value; // Вт.
    // Потужність приводного двигуна млина.
    Q_InitialOre = excelApp.Range["A4"].Value; // кг/с.
    // Продуктивність по вихідній руді 30 кг/с = 100 т/год.
    d_DisseminationSize = excelApp.Range["A5"].Value; // м.
    // Розмір вкrapлення 100 мкм = 0.0001 м.
    FeQuantityInInitialOre = excelApp.Range["A6"].Value;
    // Вміст заліза у вихідній руді 30% = 0.3.
    k_Grindability = excelApp.Range["A7"].Value;
    // Коефіцієнт подрібнення 10-5 = 0.00001.
    SolidQuantityInClass = excelApp.Range["A8"].Value;
    // Вміст твердого в класифікаторі 40% = 0.4.
    SolidQuantityInMill = excelApp.Range["A9"].Value;
    // Вміст твердого в зливі млина 60% = 0.6.
    d_InitialOreSize = excelApp.Range["A10"].Value; // м.
    // Середня крупність часток руди, що поступає на подрібнення 10 мм = 0.01.
    DensityOfUsefulMineral = excelApp.Range["A11"].Value; // кг/м3.
    // Щільність рудної частини 5000 кг/м3 = 5000.
    DensityOfEmptyMineral = excelApp.Range["A12"].Value; // кг/м3.
    // Щільність нерудної частини 2800 кг/м3 = 2800.
    DensityOfWater = excelApp.Range["A13"].Value; // кг/м3.
    // Густина води 1000 кг/м3 = 1000.
    k_Z = excelApp.Range["A14"].Value;
    // Імперичний коефіцієнт = 2.
    k_DynamicViscosityOfWater = excelApp.Range["A15"].Value;
    // Коефіцієнт динамічної в'язкості води 103 Н/м2 = 0.001.
    h_ClassSpiral = excelApp.Range["A16"].Value; // м
    // Висота спіралі класифікатора 2 м = 2.
    h_ClassSpiralImmersion = excelApp.Range["A17"].Value;
    // Висота занурення спіралі класифікатора = 1.3 м.
    w_ClassSpiral = excelApp.Range["A18"].Value; // про/с.
    // Частота обертання спіралі класифікатора 0.06 про/с = 0.06.
    d_NowOreSize = excelApp.Range["A19"].Value;
    // Поточна крупність = 0.00001.
    // ДОРІВНЮЄ КРУПНОСТІ ВИХІДНОЇ РУДИ.
    d_MaxSizeInMillGrinded = excelApp.Range["A22"].Value;
    // Максимальний розмір часток у зливі млина.

    k1 = excelApp.Range["A20"].Value;
    // Емпіричний коефіцієнт. Названий верхній боковий вівтар 4.
    d_delta = excelApp.Range["A21"].Value;
    // Крок зміни крупності руди для розрахунку розкриття.

    iEnd = (int) excelApp.Range["A37"].Value;
    // Визначаємо кількість значень вмісту заліза для
    // яким будемо розраховувати магнітну сепарацію.
    FeQuantityInOreSTEP = excelApp.Range["A38"].Value;
    // Визначаємо крок зміни вмісту корисного мінералу
    // для розрахунку магнітної сепарації.
}

public void DisplayInExcel()
{
    excelApp.Range["C1"].Value = Q_InitialOre + d_DisseminationSize;
    workSheet.Columns[3].AutoFit();
}

public void FirstStageComminution001()
// Розрахунок замкнутого циклу подрібнення.
{
    double d;
    // Значення класу крупності часток, по яких ведеться класифікація
    // Перемінна зроблена заради висновку проміжних результатів класифікації
    // у EXCEL. d = d_NowOreSize = excelApp.Range["A19"].Value;

    string NmRg1, NmRg2;
    // NmRg1 - запам'ятовуємо адреса осередку EXCEL перед входженням у цикл класифікації

    NmRg2 = "AB8";
    // Запам'ятовуємо адресу осередку, що знаходиться в колонці для запису
    // останнього проміжного результату класифікації, але на рядок
    // вище першої групи проміжних значень.

    p = 0; p0 = 0; p1 = 0; p2 = 0; p3 = 0; p4 = 0; p5 = 0; p6 = 0;
    // Проміжні перемінні, використувані при розрахунку першої стадії подрібнення.

    d_SizeOfGrindedOre = 0;
    // Середня крупність подрібненої руди.

```



```

    Q_SolidInSands = 0;
    // Визначаємо початкове значення витрати твердого в піски.
    d_OreSizeInSands = 0;
    // Визначаємо початкове значення крупності часток у пісках.
/*
* DensityOfUsefulMineral - Щільність корисного мінералу.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A11;
*     НЕ ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* DensityOfEmptyMineral - Щільність порожньої породи.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A12;
*     НЕ ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* FeQuantityInInitialOre - Вміст заліза в руді.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A6;
*     НЕ ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/
    DensityOfOre = DensityOfUsefulMineral * DensityOfEmptyMineral / (DensityOfUsefulMineral
        - FeQuantityInInitialOre * (DensityOfUsefulMineral - DensityOfEmptyMineral));
    // Щільність твердого (руді).
/*
* DensityOfOre - Щільність руди.
*     РОЗРАХОВУЄТЬСЯ В ПОПЕРЕДНЬОМУ РЯДКУ.
*     НЕ ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* DensityOfWater - Густина води.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A13;
*     НЕ ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* SolidQuantityInClass - Вміст твердого в зливі класифікатора.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A8;
*     НЕ ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/
    DensityOfPulpInClass = DensityOfOre * DensityOfWater / (DensityOfOre -
        SolidQuantityInClass * (DensityOfOre - DensityOfWater));
    // Розраховуємо густина пульпи в класифікаторі.
/*
* Для розрахунку води, подаваної в млин використовуємо наступні перемінні.
* Q_InitialOre - Продуктивність замкнутого циклу по вихідній руді.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A4;
*     НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* SolidQuantityInMill - Вміст твердого в зливі млина.
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A9;
*     НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/
    Q_WaterInMill = Q_InitialOre * (1 - SolidQuantityInMill) / SolidQuantityInMill;
    // Розрахунок води, що подається в млин.
/*
* Для визначення густини пульпи в зливі млина використовуємо наступні перемінні.
* DensityOfOre - щільність руди;
*     РОЗРАХОВУЄТЬСЯ ВІДРАЗУ ПЕРЕД ЦИКЛОМ;
*     НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ
* DensityOfWater - густина води;
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A13;
*     НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ
* SolidQuantityInMill - вміст твердого в зливі млина;
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A9;
*     НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ
*/
    DensityOfPulpInMill = DensityOfOre * DensityOfWater / (DensityOfOre -
        SolidQuantityInMill * (DensityOfOre - DensityOfWater));
    // Розраховуємо густину пульпи в млині.

    excelApp.Range["N5"].Select();
    // Робимо активним осередок, що знаходиться в колонці для запису
    // середньої крупності часток у зливі класифікатора (остання
    // стовпчик), але на рядок вище першого квартету проміжних значень.
    do
    {
/*
* Для визначення середньої крупності руди, що подрібнюється, використовуються наступні
перемінні.
* Q_SolidInSands - витрата твердого в пісках;
*     ПРИ ВХОДІ В ЦИКЛ ДОРІВНЮЄ 0;
*     ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ ПІСЛЯ РОЗРАХУНКУ КЛАСИФІКАЦІЇ.
* d_OreSizeInSands - середній розмір часток у пісках;
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ ДОРІВНЮЄ 0;
*     ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ ПІСЛЯ РОЗРАХУНКУ КЛАСИФІКАЦІЇ.
* Q_InitialOre - продуктивність по вихідній руді;
*     ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A4;
*     НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* d_InitialOreSize - середня крупність часток руди, що надходить на подрібнення;

```

```

*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A10;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/

    d_OreSizeInMill = (Q_SolidInSands * d_OreSizeInSands + Q_InitialOre *
                      d_InitialOreSize) / (Q_SolidInSands + Q_InitialOre);
    // Визначаємо середню крупність кусків матеріалу, що подрібнюється,
    // що надходить в млин.
/*
* Для визначення середньої крупності подрібненої руди використовуємо наступні перемінні
* Q_SolidInSands - витрата твердого в пісках;
*           ПРИ ВХОДІ В ЦИКЛ ДОРІВНЮЄ 0;
*           ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ ПІСЛЯ РОЗРАХУНКУ КЛАСИФІКАЦІЇ.
* Q_InitialOre - продуктивність по вихідній руді;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A4;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ
* d_OreSizeInMill - середня крупність кусків матеріалу, що подрібнюється, що надходить у млин;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ ІНІЦІАЛУЄТЬСЯ;
*           ПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ ПРИ В ПОПЕРЕДНІМ ВИРАЖЕННІ.
* k_Grindability - коефіцієнт подрібнення;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A7;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* PowerOfMill - потужність приводного двигуна млина;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A2;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* DensityOfPulpInMill - густина пульпи в млині;
*           РОЗРАХОВУЄТЬСЯ ПЕРЕД ТІЛОМ ЦИКЛУ;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/

    d_SizeOfGrindedOre = (Q_SolidInSands + Q_InitialOre) * d_OreSizeInMill /
(k_Grindability * d_OreSizeInMill * PowerOfMill * DensityOfPulpInMill + Q_SolidInSands +
Q_InitialOre);
    // Розраховуємо середню крупність подрібненої руди.

    d_MaxSizeInMillGrinded = d_SizeOfGrindedOre * 6;
    // Визначаємо максимальну крупність часток у зливні млина.
    // Використовується в умові виходу з циклу класифікації.

    p3 = 0; p4 = 0; p5 = 0; p6 = 0;
    // Перед циклом класифікації обнуляємо інтегральні ваги і виходи класів
    // крупності в зливні класифікатора і пісках.

    d = d_NowOreSize;
    // Установлюємо мінімальний розмір часток що класифікуються.

    NmRg1 = excelApp.ActiveCell.Address;
    // Запам'ятовуємо адресу осередку для печатки проміжних даних циклу подрібнення.
    excelApp.Range[NmRg2].Select();
    // Робимо активним осередок, що знаходиться в колонці для запису
    // останнього проміжного результату класифікації, але на рядок
    // вище поточної групи проміжних значень класифікації для поточного
    // значення середньої крупності часток у зливні млина.

    do
    {
/*
* DensityOfOre - щільність руди;
*           РОЗРАХОВУЄТЬСЯ ВІДРАЗУ ПЕРЕД ЗОВНІШНІМ ЦИКЛОМ;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* DensityOfPulpInClass - густина пульпи в зливні класифікатора;
*           РОЗРАХОВУЄТЬСЯ ВІДРАЗУ ПЕРЕД ЗОВНІШНІМ ЦИКЛОМ;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* d_NowOreSize - поточний розмір крупності, що класифікується;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A19;
*           РОЗРАХОВУЄТЬСЯ В ОСТАННІМ ВИРАЖЕННІ ПОТОЧНОГО ЦИКЛУ;
* h_ClassSpiralImmersion - висота занурення спіралей класифікатора;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A17;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* k_DinamicViscosityOfWater - коефіцієнт динамічної в'язкості води;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A15;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* w_ClassSpiral - частота обертання спіралі класифікатора;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A18;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* h_ClassSpiral - висота занурення спіралі класифікатора;
*           ПРИ ПЕРШОМУ ВХОДІ В ЦИКЛ БЕРЕМО З A16;
*           НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/
    }
*/

```

```

    p0 = Math.Exp(-9.8 * (DensityOfOre - DensityOfPulpInClass) * Math.Pow(d, 2) *
h_ClassSpiralImmersion * 0.2 / (18 * k_DinamicViscosityOfWater * w_ClassSpiral *
Math.Pow(h_ClassSpiral, 2)));
    // Розрахунок параметра класифікації. СЕПАРАЦІЙНА ХАРАКТЕРИСТИКА КЛАСИФІКАТОРА.
    // Імовірність переходу часток у злив класифікатора.
/*
* DensityOfOre - щільність руди;
*          РОЗРАХОВУЄТЬСЯ ВІДРАЗУ ПЕРЕД ЗОВНІШНІМ ЦИКЛОМ;
*          НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
* d_SizeOfGrindedOre - середня крупність подрібненої руди в зливі млина;
*          РОЗРАХОВУЄТЬСЯ ВІДРАЗУ ПЕРЕД ЦИКЛОМ;
*          НЕПЕРЕРАХОВУЄТЬСЯ.
*/
    p = Math.Exp(-d * k_Z / d_SizeOfGrindedOre) - Math.Exp(-d * k_Z * Math.Sqrt(3) /
d_SizeOfGrindedOre);
    // Розрахунок параметра класифікації.
    // Кількість часток поточного класу крупності
    // (вибірка з розподілу вузького класу крупності).

    p1 = p0 * p;          // зливи...
    // Кількість вузького класу крупності, що перейшли в зливі класифікатора.

    p2 = (1 - p0) * p;   // піски...
    // Кількість вузького класу крупності що перейшов в піски.

    p3 = p3 + p1 * d;   // зливи...
    // Інтегральна (сумарна) вага вузького класу крупності в зливі класифікатора.

    p4 = p4 + p2 * d;   // піски...
    // Інтегральна (сумарна) вага вузького класу крупности в пісках.

    p5 = p5 + p1;      // зливи...
    // Інтегральний (сумарний) вихід вузького класу крупності в злив класифікатора.

    p6 = p6 + p2;      // піски...
    // Інтегральний (сумарний) вихід вузького класу крупності в піски.

    // ДРУК ПРОМІЖНИХ РЕЗУЛЬТАТІВ ЦИКЛУ КЛАСИФІКАЦІЇ.
    excelApp.ActiveCell.Offset[1, -12].Select();
    // Робимо активний осередок таблиці для запису наступного
    // значення витрати твердого в пісках.

    excelApp.ActiveCell.Value = d;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p * d;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p0;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = 1 - p0;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p1;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p2;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p1 * d;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p2 * d;
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

    excelApp.ActiveCell.Value = p3;

```

```

excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

excelApp.ActiveCell.Value = p4;
excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного параметра

excelApp.ActiveCell.Value = p5;
excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активної осередок таблиці для запису наступного параметра

excelApp.ActiveCell.Value = p6;
// Останнє значення, тому немає необхідності зрушуватися на
// наступний стовпець.

d = d * Math.Sqrt(3);
// Розрахунок розміру крупності для наступної ітерації циклу класифікації.
}
while (d < d_MaxSizeInMillGrinded);

excelApp.ActiveCell.Offset[1, 0].Select();
// Пропускаємо рядок перед записом наступного блоку проміжних
// значень класифікації.
NmRg2 = excelApp.ActiveCell.Address;
// Запам'ятовуємо адресу осередку для друку проміжних даних
// наступного циклу класифікації.

excelApp.Range[NmRg1].Select();
// Відновлюємо позиціонування в EXCEL для друку проміжних
// результатів циклу подрібнення.

Q_SolidInSands = (Q_SolidInSands + Q_InitialOre) * p6;
// Розрахунок витрати твердого в пісках.
Q_SolidInGutter = (Q_SolidInSands + Q_InitialOre) * p5;
// Розрахунок витрати твердого в злив класифікатора.
d_OreSizeInSands = Math.Sqrt(3) * p4 / p6;
// Розрахунок крупності часток у пісках.
d_OreSizeInClassGutter = p3 / p5;
// Розрахунок крупності часток у зливі класифікатора.

// ДРУК ПРОМІЖНИХ РЕЗУЛЬТАТИВ
excelApp.ActiveCell.Offset[1, -4].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
// значення витрати твердого в пісках.
excelApp.ActiveCell.Value = Q_SolidInSands;
// Заносимо витрату твердого в пісках.
excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
// значення витрати твердого в зливі класифікатора.
excelApp.ActiveCell.Value = Q_SolidInGutter;
// Заносимо витрату твердого в зливі класифікатора.
excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
// значення середньої крупності часток у пісках.
excelApp.ActiveCell.Value = d_OreSizeInSands;
// Заносимо значення середньої крупності часток у пісках.
excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
// значення середньої крупності часток у пісках.
excelApp.ActiveCell.Value = d_OreSizeInClassGutter;
// Заносимо значення середньої крупності часток у зливі класифікатора.
excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
// Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
// значення середньої крупності часток у пісках.
excelApp.ActiveCell.Value = d_SizeOfGrindedOre;
// Заносимо значення середньої крупності часток у зливі млина.
}
while (Q_SolidInGutter <= 0.97 * Q_InitialOre);

// ДРУК РЕЗУЛЬТАТИВ:
excelApp.Range["A24"].Value = Q_SolidInSands;
// Тверде в пісках.
excelApp.Range["A25"].Value = Q_SolidInGutter;
// Тверде в зливі класифікатора.
excelApp.Range["A26"].Value = d_OreSizeInSands;
// Середня крупність часток у пісках.
excelApp.Range["A27"].Value = d_OreSizeInClassGutter;
// Середня крупність часток у зливі класифікатора.

```

```

    excelApp.Range["A28"].Value = d_SizeOfGrindedOre;
    // Середня крупність руди в зливні млина.
}

public void FirstStageUncovering()
// Розрахунок розкриття в першій стадії.
{
    p1 = 0; p2 = 0; p3 = 0; p4 = 0; p5 = 0; p6 = 0; p7 = 0;
    // ПРОМІЖНІ ПЕРЕМІННІ...

    p3 = 0; // Кількість нерудних зерен.
    p3 = 0; // Кількість рудних зерен.
    pPC = 0; // Кількість багатих зростків.
    pHC = 0; // Кількість бідних зростків.
    SR = 0;
    // Для нормування розрахунків у плані корекції балансу розкриття.

    d_avg = d_OreSizeInClassGutter;
    // Середнє значення крупності подрібненої руди.
    // Розрахунок розкриття ведеться в зливні класифікатора.
    d_NowOreSize = 0.00001;
    // Поточна крупність руди, для якої розраховується.
    RoonMeanSquareSize = d_NowOreSize;
    // Середньоквадратичне відхилення крупності.
    r_Dissemination = d_DisseminationSize * (Math.Pow(0.65 / FeQuantityInInitialOre, 1/3));
    // Розраховуємо радіус вкраплень корисного мінералу.
    L_Dissemination = d_DisseminationSize + r_Dissemination;
    // Розраховуємо довжину вкраплень корисного мінералу.
    r_Dissemination = 1.1 * L_Dissemination - d_DisseminationSize;
    // Уточнюємо радіус вкраплень корисного мінералу.
    do
    {
        if (d_NowOreSize <= r_Dissemination)
        {
            p1 = p1 + (1 - FeQuantityInInitialOre) * Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg),
                2) / (2 * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
                RoonMeanSquareSize) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2 *
                Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta * Math.Pow(1 - d_NowOreSize /
                r_Dissemination, k1);
            p3 = p3 + (1 - FeQuantityInInitialOre) * Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg),
                2) / (2 * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
                RoonMeanSquareSize) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2 *
                Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta * Math.Pow(d_NowOreSize /
                r_Dissemination, k1);
        }
        else
        {
            p2 = p2 + FeQuantityInInitialOre * Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2
                * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
                RoonMeanSquareSize) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2 *
                Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta * Math.Pow(1 - d_NowOreSize /
                r_Dissemination, k1);
            p4 = p4 + FeQuantityInInitialOre * Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2
                * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
                RoonMeanSquareSize) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2 *
                Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta * Math.Pow(d_NowOreSize /
                r_Dissemination, k1);
        }
        d_NowOreSize = d_NowOreSize + d_delta;
        // Розрахунок розміру наступної крупності.
    }
    while (d_NowOreSize < d_DisseminationSize);

    pP3 = p2;
    pH3 = p1;

    do
    {
        p5 = p5 + (1 - FeQuantityInInitialOre) * Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2)
            / (2 * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg),
            2) / (2 * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
            RoonMeanSquareSize);
        p6 = p6 + FeQuantityInInitialOre * Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2 *
            Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) /
            (2 * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
            RoonMeanSquareSize);

        d_NowOreSize = d_NowOreSize + d_delta;
        // Розрахунок розміру наступної крупності.
    }
}

```

```

}
while (d_NowOreSize < 10 * L_Dissemination);

do
{
    p7 = p7 + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) / (2 *
        Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) + Math.Exp(-Math.Pow((d_NowOreSize - d_avg), 2) /
        (2 * Math.Pow(RoonMeanSquareSize, 2))) * d_delta / (Math.Sqrt(2 * Math.PI) *
        RoonMeanSquareSize);

    d_NowOreSize = d_NowOreSize + d_delta;
    // Розрахунок розміру наступної крупності.
}
while (d_NowOreSize < 20 * L_Dissemination);

pPC = p4 + p6 + p7;
pHC = p3 + p5;
SR = pPC + pHC + p3 + p3; // Приблизно = 1.
pP3 = pP3 / SR;
pH3 = pH3 / SR;
pHC = pHC / SR;
pPC = pPC / SR;

FeQuantityInPC = (3 + FeQuantityInInitialOre) / 4;
// Вміст заліза в розкритих зростках.
FeQuantityInHC = FeQuantityInInitialOre / 4;
// Вміст заліза в нерозкритих зростках.

// ДРУК РЕЗУЛЬТАТІВ:
excelApp.Range["A30"].Value = p3;
// Кількість розкритих зерен.
excelApp.Range["A31"].Value = p3;
// Кількість нерозкритих зерен.
excelApp.Range["A32"].Value = pHC;
// Кількість нерозкритих зростків.
excelApp.Range["A33"].Value = pPC;
// Кількість розкритих зростків.
excelApp.Range["A34"].Value = FeQuantityInPC;
// Вміст заліза в розкритих зростках.
excelApp.Range["A35"].Value = FeQuantityInHC;
// Вміст заліза в нерозкритих зростках.

/* [001] РОЗРАХУНОК ФУНКЦІЇ ЗБАГАЧУВАННЯ ЗРОСТКІВ ПО ВМІСТУ
* КОРИСНОГО МІНЕРАЛУ.
*
* Функція збагачування зростків складається з двох прямих,
* які мають загальну точку. На графіку функції ця точка
* перелому: A[FeQuantityInInitialOre, pHC+p3].
* До неї від осі ординат ведеться пряма з точки
* B[0, p3], а від неї іде пряма до точки C[1, pHC+p3+pPC].
*
* Для визначення проміжних точок функції збагачування
* зростків по вмісту корисного мінералу для кожної з
* прямих скористаємося рівнянням прямої по двом точкам:
* (x-X1)*(Y2-Y1)=(y-Y1)*(X2-X1) =>
* x*(Y2-Y1)-X1*(Y2-Y1)=y*(X2-X1)-Y1*(X2-X1) =>
* y = (x*(Y2-Y1)-X1*(Y2-Y1) + Y1*(X2-X1)) / (X2-X1) =>
* y = ((x-X1)*(Y2-Y1)) / (X2-X1) + Y1
*
* x - FeQuantityInOre: вміст заліза в зростках.
* y - F(FeQuantityInOre): функція збагачування зростків
* по вмісту корисного мінералу.
*
*/

double iStep = 0;
// Перемінна з поточним вмістом корисного мінералу, для
// якої розраховується функція збагачування зростків.

/*
* У циклі розраховуємо значення для побудови функції
* збагачування зростків по вмісту корисного мінералу.
* ЗВІЛЬШЕННЯ ФУНКЦІЇ delta ВВАЖАЄТЬСЯ БЕЗПОСЕРЕДНЬО
* У ТАБЛИЦІ ЕКСЕЛ ПО РІЗНИЦІ ВІДПОВІДНИХ ЗНАЧЕНЬ
* ФУНКЦІЇ F.
*/

excelApp.Range["C46"].Select();
// Робимо активним осередок таблиці з першим значенням вмісту
// корисного мінералу в руді, що бере участь у розрахунку.

```

```

for (int i = 1; i <= iEnd; i++)
{
    excelApp.ActiveCell.Value = iStep;
    // Передаємо в Excel поточний вміст корисного мінералу,
    // для якого проводиться розрахунок функції збагачування
    // зростків.
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, -2].Select();
    // Активізуємо осередок для запису значення що розраховується
    // функції збагачування зростків.
    if (iStep < FeQuantityInInitialOre)
    // Поки не досягли точки перелому FeQuantityInInitialOre
    // пряма проходить через дві точки з наступними координа-
    // тами B[0, p3] - A[FeQuantityInInitialOre, pHС+p3].
    {
        excelApp.ActiveCell.Value = (iStep - 0) * (pHС + pH3 - pH3) / (FeQuantityInInitialOre
            - 0) + pH3;
    }
    else
    // Після точки перелому FeQuantityInInitialOre пряма проходить
    // через наступні точки A[FeQuantityInInitialOre, pHС+p3] -
    // C[1, pHС+pH3+pPC].
    {
        excelApp.ActiveCell.Value = (iStep - FeQuantityInInitialOre) * (pHС + pH3 + pPC - pHС
            - pH3) / (1 - FeQuantityInInitialOre) + pHС + pH3;
        //((x-X1)*(Y2-Y1)) / (X2-X1) + Y1
    }
    if (i == 1 || i == iEnd - 1)
    // Для першого й останнього кроку розрахунку використовуємо одинарний крок.
    // Для інших випадків подвійний крок.
    {
        iStep = iStep + FeQuantityInOreSTEP;
        // Визначаємо наступне значення вмісту заліза, для
        // якого ведемо розрахунок функції збагачування зростків по
        // вмісту корисного мінералу.
    }
    else
    {
        iStep = iStep + 2 * FeQuantityInOreSTEP;
        // Визначаємо наступне значення вмісту заліза, для
        // якого ведемо розрахунок функції збагачування зростків по
        // вмісту корисного мінералу.
    }
    excelApp.ActiveCell.Offset[1, 2].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
    // значення вмісту корисного мінералу в руді, що
    // бере участь у розрахунку.
}
}
// [001]
}

```

```

public void FirstStageMSeparation()
// Розрахунок магнітної сепарації в першій стадії.
{
    double d;
    // Поточне значення збільшення функції збагачування -
    // розподілу зростків по вмісту корисного мінералу.
    double P;
    // Поточне значення сепараційної характеристики.
    double Alfa;
    // Поточний вміст заліза точки сепараційної характеристики
    // для якого ведеться розрахунок вмісту заліза в концентраті і
    // у хвостах.

    Q_Concentrate = 0;
    // Ініціалізуємо початкове значення виходу концентрату.
    excelApp.Range["B46"].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці з першим значенням вмісту
    // корисного мінералу в руді, що бере участь у розрахунку.
    for (int i = 1; i <= iEnd; i++)
    // У циклі розраховуємо вихід концентрату.
    {
        d = excelApp.ActiveCell.Value;
        // Визначаємо поточне значення збільшення функції збагачування -
        // розподілу зростків по вмісту корисного мінералу.
        excelApp.ActiveCell.Offset[0, 2].Select();
        // Робимо активним осередок таблиці для запису наступного
        // значення вмісту корисного мінералу в руді, що
    }
}

```

```

// бере участь у розрахунку.
P = excelApp.ActiveCell.Value;
// Значення сепараційної характеристики, для визначеного
// вище значення збільшення функції збагачування -
// розподілу зростків по вмісту корисного мінералу.
Q_Concentrate = Q_Concentrate + d * P;
// Розраховуємо вихід концентрату.
excelApp.ActiveCell.Offset[1, -2].Select();
// Активізуємо осередок у EXCEL з наступним значенням приро-
// щення функції збагачування - розподілу зростків по
// вмісту корисного мінералу.
}

excelApp.Range["B46"].Select();
// Робимо активним осередок таблиці з першим значенням вмісту
// корисного мінералу в руді, що бере участь у розрахунку.

FeInConcentrate = 0;
// Ініціалізуємо вміст заліза в концентраті.
FeInTails = 0;
// Ініціалізуємо вміст заліза в хвостах.
for (int i = 1; i <= iEnd; i++)
// У циклі розраховуємо вміст заліза в концентраті й у хвостах.
{
    d = excelApp.ActiveCell.Value;
    // Визначаємо поточне значення збільшення функції збагачування -
    // розподілу зростків по вмісту корисного мінералу.
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активної осередок таблиці для запису наступного
    // значення вмісту корисного мінералу в руді, що
    // бере участь у розрахунку.
    Alfa = excelApp.ActiveCell.Value;
    // Запам'ятовуємо вміст заліза сепарационной характеристики
    // для якого ведеться розрахунок.
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці для запису значення сепара-
    // ційної характеристики.
    P = excelApp.ActiveCell.Value;
    // Значення сепараційної характеристики, для визначеного
    // вище значення збільшення функції збагачування -
    // розподілу зростків по вмісту корисного мінералу.
    FeInConcentrate = FeInConcentrate + Alfa * d * P / Q_Concentrate;
    FeInTails = FeInTails + Alfa * d * (1 - P) / (1 - Q_Concentrate);
    // Розраховуємо вміст заліза в концентраті і хвостах.
    excelApp.ActiveCell.Offset[0, 1].Select();
    // Робимо активним осередок для запису прирощення функції збагачування -
    // розподілу зростків по вмісту корисного мінералу, отриманий
    // після магнітної сепарації першої стадії.
    excelApp.ActiveCell.Value = d * P / Q_Concentrate;
    // Для поточного вмісту заліза розраховуємо прирощення функції
    // збагачування розподілу зростків по вмісту корисного мінералу,
    // отриману після магнітної сепарації першої стадії.
    excelApp.ActiveCell.Offset[1, -3].Select();
    // Активізуємо осередок у EXCEL з наступним значенням приро-
    // щення функції збагачування -розподілу зростків по
    // вмісту корисного мінералу.
}

excelApp.Range["C47"].Select();
// Робимо активним осередок таблиці з другим значенням вмістом
// заліза.
Out_pPC_After1 = 0;
Out_pNC_After1 = 0;
// Ініціалізуємо початкові значення кількості багатих і
// бідних зростків.
// КІЛЬКІСТЬ РОЗКРИТИХ І НЕРОЗКРИТИХ ЗЕРЕН ВИЗНАЧАЄТЬСЯ В EXCEL.
// ЯКЩО ЗМІНИТЬСЯ КІЛЬКІСТЬ РЯДКІВ У ТАБЛИЦІ (iEnd) АБО ТАБЛИЦЯ ЗМІСТИТЬСЯ
// НА ЛИСТІ, ТО В ОСЕРЕДКИ "A40" И "A41" ПОТРАПЛЯТЬ НЕ КОРЕКТНІ ЗНАЧЕННЯ.

// Робимо активним осередок таблиці з першим значенням збільшення функції
// збагачування розподілу зростків по вмісту корисного мінералу,
// отриману після магнітної сепарації першої стадії.
for (int i = 2; i <= iEnd - 1; i++)
// У циклі розраховуємо кількість багатих і бідних зростків.
{
    if (excelApp.ActiveCell.Value < FeInConcentrate)
    // Поки поточний вміст
    {
        excelApp.ActiveCell.Offset[0, 2].Select();
    }
}

```



```
        Out_pHC_AfterS1 = Out_pHC_AfterS1 + excelApp.ActiveCell.Value;
    }
    else
    {
        excelApp.ActiveCell.Offset[0, 2].Select();
        Out_pPC_AfterS1 = Out_pPC_AfterS1 + excelApp.ActiveCell.Value;
    }

    excelApp.ActiveCell.Offset[1, -2].Select();
    // Робимо активним осередок таблиці зі значенням вмісту
    // заліза для наступної ітерації розрахунку.
}

excelApp.Range["A42"].Value = Out_pPC_AfterS1;
// Заносимо значення кількості розкритих зростків у таблицю EXCEL.
excelApp.Range["A43"].Value = Out_pHC_After1;
// Заносимо значення кількості НЕ розкритих зростків у таблицю EXCEL.
excelApp.Range["H40"].Value = Q_Concentrate;
excelApp.Range["H41"].Value = FeInConcentrate;
excelApp.Range["H42"].Value = FeInTails;
}
}
```

Специфікація відношень БД

Таблиця В.1 – Відношення «Виробничі ситуації» (ManufSit)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Табельний номер оператора	ClockNumber	F
2	Час початку сталого режиму	StartTime	U
3	Час завершення сталого режиму	StopTime	U
4	Джерело збурюючого впливу, яке призвело до виходу зі сталого режиму	DIOCode	F
5	Витрата руди	OreDisch	
6	Витрата пісків	SandDisch	
7	Витрата води у млин	WaterInMill	
8	Витрата води у класифікатор	WaterInClass	
9	Потужність, яку споживає приводний двигун млина	Power	
10	Густина зливу класифікатора	CIDrDensity	
11	Відношення твердого до рідкого у завантаженні млина	IOSWater	
12	Коефіцієнт циркуляції	C	
13	Питомі витрати електроенергії	PowerO	
14	Номер параметрів кількості фрагментів	FDCode	F
15	Імовірність влучання крупного класу у зону руйнування	Plausibility	
16	Коефіцієнт використання кульового завантаження	Coefficient	

Таблиця В.2 – Відношення «Оператори технологічного устаткування»
(ProdEqOper)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Табельний номер оператора	ClockNumber	P
2	Фамілія	LastName	
3	Ім'я	Name	
4	По батькові	Patron	
5	Пароль	Password	

Таблиця В.3 – Відношення «Параметри розподілів фрагментів зруйнованих частинок» (FragmDistrib)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Для зв'язку з відношенням «Виробничі ситуації»	Code	P
2	Дата генеральних випробувань	GTDate	F
3	Математичне очікування кількості фрагментів	ExpcttnOfFN	
4	Дисперсія кількості фрагментів	DsprsnOfFN	
5	Математичне очікування коефіцієнта ділення	ExpcttnOfDC	
6	Дисперсія коефіцієнта ділення	DsprsnOfDC	
7	Мінімальний розмір частинки	Lmin	
8	Максимальний розмір частинки	Lmax	
9	Коефіцієнт С	C	
10	Коефіцієнт N	N	

Таблиця В.4 – Відношення «Параметри розподілів продуктів подрібнення за результатами генеральних випробувань» (GeneralTesting)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Дата генеральних випробувань	GTDate	F
2	Назва продукту подрібнення	CPCode	F
3	Мінімальний розмір частинки	Lmin	
4	Максимальний розмір частинки	Lmax	
5	Коефіцієнт С	C	
6	Коефіцієнт N	N	
8	Вода у руді	OWater	
9	Вода у пісках	SWater	

Таблиця В.5 – Відношення «Дата генеральних випробувань» (GTDate)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Дата генеральних випробувань	GTDate	F

Таблиця В.6 – Відношення «Параметри технологічного обладнання»
(ProdEqParam)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Для зв'язку з імітаційною моделлю	Code	P
2	Назва параметра	Name	U
3	Значення параметра	Value	
4	Одиниця виміру	Measure	

Таблиця В.7 – Відношення «Діапазони параметрів технологічного процесу, які описують технологічні ситуації» (Ranges)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Номер діапазону	DName	U
2	Ім'я атрибута відношення ManufSit (табл. В.1)	AName	
3	Ліва межа діапазону	LLimit	
4	Права межа діапазону	RLimit	

Таблиця В.8 – Відношення «Продукти подрібнення, гранулометричний склад яких визначається під час генеральних випробувань» (CommProd)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Код продукту, який приймає участь у подрібненні	CPCode	P
2	Назва продукту, який приймає участь у подрібненні	CPName	U

Таблиця В.9 – Відношення «Довідник подій стану устаткування» (StateOfEq)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Код події	Code	P
2	Назва події	Name	U

Таблиця В.10 – Відношення «Подія, яка визначає стан устаткування»
(DateOfEv)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Для зв'язку з поточним станом устаткування	SOECode	F
2	Час події	DateTime	

Таблиця В.11 – Відношення «Джерела збурюючих впливів» (DistInflOr)

№ п/п	Найменування атрибуту	Назва атрибуту	Ключ
1	Для зв'язку з виробничою ситуацією	Code	P
2	Назва джерела збурюючих впливів	Name	U

АКТ

впровадження на ВАТ ППКІ „Металургавтоматика” методичних рекомендацій науково-дослідної роботи (НДР) ГП-446, що до використання при проектуванні систем автоматичного контролю та управління процесами збагачення руд.

Методичні рекомендації, які розроблені в рамках НДР „Розробка методів визначення енергетичної ефективності сталого режиму подрібнення в кульовому млині”, прийняті для використання розробки математичного та алгоритмічного забезпечення при проектуванні систем автоматичного контролю та управління процесами збагачення руд.

Головний інженер
ВАТ ППКІ „Металургавтоматика”

В.З. Гресов

Керівник НДР ГП-446
д-р техн. наук, проф., головний співробітник
Державного вищого навчального закладу
„Національний гірничий університет”

І.К. Младецький

Державний вищий навчальний заклад
„Національний гірничий університет”

ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 2

засідання секції науково-технічної ради за науковим напрямом
„Проблеми гірничої та металургійної електроенергетики, енергозбереження”

м. Дніпропетровськ

12 грудня 2012р.

ПРИСУТНІ: Голова – професор Іванов О.Б., заст. голови – професор Випанасенко С.І., вчений секретар – доц. Рухлов А.В., члени секції – професори Корсун В.І., Шкрабець Ф.П., Казачковський М.М., керівник теми ГП-436 – професор Младецький І.К.

СЛУХАЛИ: повідомлення д.т.н. Младецького І.К., керівника теми ГП-446 „Розробка методів визначення енергетичної ефективності сталого режиму подрібнення в кульовому млині” про завершення виконання заключного етапу робіт по темі, передбачених календарним планом на 2012 р.

Доповідачем розкриті отримані результати.

Основними з них є:

1. На основі взаємозв'язків між суб'єктами, що класифікують сталі режими замкнутого циклу подрібнення дозволило визначити структуру реляційної бази даних.
2. Аналітичний аналіз впливу суб'єктів, що класифікують, та їх атрибутів на енергетичну ефективність сталих режимів роботи замкнутого циклу подрібнення руди дозволили обґрунтовано скоротити до чотирьох параметрів сукупність, яка визначають момент початку та завершення сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення, при наявності контролю корисного мінералу у потоці після етапу магнітної сепарації.
3. Розроблено методика та алгоритм автоматичного оперативного визначення енергоефективності сталого режиму роботи замкнутого циклу подрібнення руди.

За результатами роботи надруковано 1 навчальний посібник, 11 статей, зроблено 9 доповідей на міжнародних симпозіумах, конференціях та отримано 1 патент.

ВИСТУПИЛИ: професор Корсун В.І., який дав позитивну оцінку результатам виконаного заключного етапу роботи та відзначив, що зміст

досліджень відповідає етапам календарного плану на 2012 р., а наукові та практичні результати НДР цілі, яка поставлена. Він рекомендував заключний звіт з НДР схвалити до затвердження.

- УХВАЛИЛИ:**
1. Науково-дослідна робота виконана відповідно до технічного завдання і етапів календарного плану робіт на 2012 рік.
 2. Науково-технічний рівень роботи відповідає сучасному рівню науки і техніки. Робота містить важливі наукові і практичні результати.
 3. Матеріали звіту не містять відомостей, які можуть бути віднесені до державної таємниці.
 4. Заключний звіт схвалити і рекомендувати до затвердження.

**Голова секції,
професор**

О.Б. Іванов

**Вчений секретар секції,
доцент**

А.В. Рухлов

РЕЦЕНЗІЯ

На звіт по науково-дослідній роботі ГП-446
«Розробка методів визначення енергетичної ефективності сталого режиму
подрібнення в кульовому млині»

Заключний звіт по науково-дослідній роботі ГП-446 «Розробка методів визначення енергетичної ефективності сталого режиму подрібнення в кульовому млині» відповідає календарним планам.

У звіті виконаний аналітичний аналіз сучасних систем автоматизованого керування замкнутим циклом подрібнення (ЗЦП) залізної руди, які впроваджені на гірничо-збагачувальних комбінатах (ГЗК), та напрямки сучасних наукових досліджень, які спрямовані на вдосконалення цих систем управління. Звернута увага на те, що ЗЦП необхідно управляти в комплексі з контролем вмісту корисного мінералу у промпродукту та хвостах після магнітної сепарації.

На основі аналізу доведена актуальність прикладних наукових досліджень, які направлені на зведення до моніторингу ролі оператора технологічного процесу подрібнення руди у замкнутому циклі за рахунок комплексного використання трьох джерел знань експертного верхнього рівня системи ситуаційного керування: попереднього досвіду експлуатації технологічного устаткування, статичної імітаційної моделі замкнутого циклу подрібнення та особистого досвіду операторів технологічного процесу.

Розроблена загальна методика комплексного використання попереднього досвіду експлуатації технологічного устаткування, статичної імітаційної моделі ЗЦП та особистого досвіду операторів технологічного процесу для класифікації, визначення початку та завершення сталого режиму роботи ЗЦП. Методика дозволяє визначати оптимальні керуючі впливи для систем автоматичного регулювання (САР) нижнього рівня системи керування замкнутим циклом для гарантованого виходу на довготривалий сталий режим з мінімальними питомими витратами електроенергії для умов подрібнення та розкриття корисного мінералу, що склалися у поточній виробничій ситуації.

За наданим аналізом предметних областей, до яких входять параметри ЗЦП, та результатами досліджень взаємозв'язків між збуреннями та управляючими впливами, які їх компенсують, теоретично обґрунтовані сукупності параметрів визначення моменту початку і завершення сталого режиму роботи при відсутності або наявності контролю у потоці вмісту корисного мінералу у промпродукту та хвостах після магнітної сепарації. Усі параметри, які увійшли до складу векторів ідентифікації сталого режиму, визначаються в реальному масштабі часу протікання технологічного процесу.

Результати досліджень показують шлях до підвищення надійності верхнього рівня ситуаційної системи керування за рахунок реалізації статичної імітаційної моделі реалізувати у межах СУБД. Отже модель виступає як метадані, які дозволяють роботи висновок про величину оптимального впливу, що забезпечує мінімум питомих витрат електроенергії на процес подрібнення,

для виробничої ситуації, що зустрічається вперше за період моніторингу технологічного процесу верхнім рівнем ситуаційної системи керування.

Гнучкість загального алгоритму керування ЗЦП досягнута за рахунок використання методу імітаційного моделювання, що надає верхньому рівню наступні можливості: розпізнавати дві групи збурень, які не контролюються та впливають на зміну умов у середині барабану млина (конструктивні параметри устаткування та властивості вихідної руди); розпізнавання окремих груп збурень дозволяє визначити відповідність кожному типу руди чисельні значення технологічних змінних, які відпрацьовують задану цільову функцію управління; оцінити час перехідного процесу при зміні завдань локальним САР, а значить розпізнати наявність збурень під час перехідного режиму роботи, який мав місце після корегування системою завдань локальним САР.

Проведені дослідження довели можливість зменшення питомих витрат електроенергії не тільки за рахунок гарантованого визначення величини оптимальних керуючих впливів, а і за рахунок зменшення часу перебування технологічної лінії у перехідних режимах, які використовуються для їх пошуку при класичних підходах у системах автоматизованого керування, та які обґрунтовано замінені для значного ряду випадків пошуком у БД або розрахунковим експериментом.

Дослідження роботи ЗЦП у промислових умовах показали, що використання попереднього досвіду експлуатації технологічного обладнання дозволяє організувати енергозберігаюче ситуаційне управління ЗЦП. При цьому питомі витрати електроенергії знижуються на 5 - 11%. Економічна ефективність впровадження результатів досліджень оцінена для ГЗК, що входять до Гірничовидобувного дивізіону ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ». Впровадження дає можливість скоротити собівартість продукції усіх ГЗК на 0,77%, що відповідає 88,9 млн. грн.

Заключний звіт виконаний на високому науково-технічному і математичному рівні, містить важливі системні висновки, які можуть служити основою при створенні систем ситуаційного управління ЗЦП. Звіт викладений зрозумілою мовою, належним чином оформлений і, в цілому, заслуговує високої оцінки.

Завідувач кафедри
системного аналізу
та управління, д.т.н.

В.В. Слесарев