

УДК 622.272:621.316.1/3.004.18  
№ держреєстрації 0109U002809  
Інв. №

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. (0562) 47-32-09,  
факс 744-62-14, телекс 143457 „AGAT SU” E-mail: HomenkoO@nmu.org.ua

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи,  
д-р техн. наук, проф.

\_\_\_\_\_ О.С. Бешта

„\_\_\_\_\_” \_\_\_\_\_ 2010 р.

ЗВІТ

ПРО НАУКОВО-ДОСЛІДНУ РОБОТУ  
РОЗРОБКА РЕСУРСО- І ЕНЕРГОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЙ ТА  
УСТАТКУВАННЯ ПІДПРИЄМСТВ ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНОГО І  
ПАЛИВНО-ЕНЕРГЕТИЧНОГО КОМПЛЕКСУ УКРАЇНИ

ГП-429

(заключний)

Начальник НДЧ,  
канд. техн. наук, доцент

О.Є. Хоменко

Науковий керівник НДР,  
д-р техн. наук, професор

В.В. Ткачов

2010

Рукопис закінчено 10.12.2010 р.

Результати роботи розглянуті науково-технічного  
радою, протокол № 2 від 14.12.2010 р.

## СПИСОК АВТОРІВ

Керівник НДР, гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	В.М. Куваєв (редагування розділів 1.1-1.4)
Відповідальний виконавець, ст. наук. співробітник, канд. техн. наук	Я.Г. Куваєв (розділи 1.1-1.4)
Пров. науковий співробітник, канд. техн. наук	Ю.П. Карпинський (розділ 1.1-1.4)
Ст. науковий співробітник	Д.О. Іванов (розділи 1.1- 1.4)
Ст. науковий співробітник	І.В. Політов (розділ 1.3,1.4)
Технік I категорії	Н.В. Чумакова (збір і систематизація даних по вступу)
Ст. науковий співробітник, канд. техн. наук	О.Б. Владико (розділ 1.4)
Науковий співробітник	О.В. Михайленко (розділ 1.4)
Молодший науковий співробітник	О.О. Бешта (розділ 1.4)
Ст. лаборант	І.О. Єрмолаєв (підготовка даних для п.2.1)
Ст. лаборант	М.С. Зуборів (підготовка даних для п.2.1)
Ст. лаборант	Д.В. Мирошнік (підготовка даних для п.2.1)
Ст. лаборант	О.О. Тоткал (підготовка даних для п.2.1)
Ст. лаборант	І.О. Сидорків (підготовка даних для п.2.1)

Керівник НДР, гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	В.І. Кириченко (вступ, аналіз результатів, висновок)
Відповідальний виконавець, канд.техн. наук, ст. науковий співробітник	В.В. Кириченко (вступ, розд. 2, аналіз результатів, висновок)
Виконавець, канд.техн. наук, провідний співробітник	В.Л. Донченко (вступ, розд. 2.2, аналіз результатів)
Ст. науковий співробітник	Р.О. Боровик (розд. 2.3)
Науковий співробітник	О.О. Титова (розд.2.1.2, 2.2.2)
Керівник НДР, гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	В.В.Ткачов (вступ, аналіз результатів, висновок)
Відповідальний виконавець, ст. науковий співробітник	В.В.Надточий, (вступ, аналіз результатів, висновок, розділ 3.1-3.4)
Науковий співробітник	О.О.Бойко (вступ, аналіз результатів, висновок, розділ 3.1-3.4)
Науковий співробітник	П.Ю. Огеєнко (вступ, аналіз результатів, висновок)
Науковий співробітник	Д.О. Бешта (вступ, аналіз результатів)
Науковий співробітник	В.В. Гапон (висновок)
Науковий співробітник	Р.В. Колодийчак (вступ)

Технік I категорії	І.Б. Педенко (висновок)
Керівник НДР, гол. наук. співробітник, д-р техн. наук, проф.	В.Т. Заїка, (4.1 – 4.4, вступ, висновки)
Гол. наук. співробітник д-р. техн. наук, проф	Ю.Т. Разумний (4.1.3, 4.4.1, – 4.4.3, вступ, висновки)
Ст. науковий співробітник, канд. техн. наук, доц.	А.В. Рухлов, (4.1.3, 4.2.3, 4.2.4, 4.4.1, висновки)
Науковий співробітник	А.С. Румянцев (4.2.1, 4.2.3, 4.2.6, 4.3)
Мол. науковий співробітник	Н.Ю. Рухлова (4.1.1, 4.3.4, 4.4.1)
Мол. науковий співробітник	В.М. Прокуда (4.1.2, 4.1.3, 4.4.4)
Мол. науковий співробітник	І.М. Луценко (4.1.2, 4.1.3, 4.4.4)

У виконанні НДР брали участь студенти: В. Ленда, А. Бакутін,  
С. Надточий, Д. Іваненко, С. Котенко, П. Куліков, Є. Кулік, В. Калінніков

Нормоконтроль

Л.С. Шломіна

## РЕФЕРАТ

Звіт по НДР: 241 с., 86 рис., 45 табл., 5 додатків, 120 джерел.

Об'єкт дослідження – процес подрібнення руди в кульовому млині, що працює в замкнутому циклі зі спіральним класифікатором. Мета роботи – отримання залежностей між контрольованими параметрами і імовірнісними й гідродинамічними складовими процесів подрібнення в умовах невизначеності властивостей сировини та стану устаткування. Метод дослідження – імітаційне моделювання, метод по координатного спуска. Запропоновано інтегрована оцінка умов подрібнювання в середини барабану млина і модель руйнування залізорудної сировини в замкненому циклі подрібнення. Обґрунтована можливість використання стохастичної моделі в системі управління замкнутим циклом мокрог кульового подрібнення першої стадії залізної руди.

Об'єкт дослідження – енергетика руйнування та силові впливи на робочі поверхні ресурсозберігаючого млина з обертальним інтенсифікатором. Мета роботи полягає у розробці інженерної методики, алгоритму і програм для визначення раціональних розмірів, швидкісних режимів та силових впливів на робочі поверхні ресурсозберігаючого млина. Наукова новизна роботи в тому, в проекті вперше пропонується визначати конструктивні і режимні параметри ресурсозберігаючих млинів промислового розміру на основі використання розробленої системи відносних одиниць, статистичних моделей енергетичних режимів та експертних оцінок вихідних даних для проектування млина із забезпеченням вимог щодо надійності його конструкції та ефективності використання. Практична цінність роботи – у обґрунтуванні та розробці алгоритму і програмного забезпечення для визначення раціональних розмірів та режимів робочих поверхонь нового млина на основі результатів експериментальних досліджень діючої моделі млина на конкретній сировині, що дасть змогу розробляти технічні вимоги до технічного завдання на створення енергозберігаючих млинів промислового розміру конкретного призначення та продуктивності. Практична цінність проекту і в пропозиції знизити запас встановленої потужності приводу за рахунок використання рекуперативного каскаду. Як приклад використання методики – розрахунки параметрів і режимів роботи робочих поверхонь млина МПС(Р)-3600х3000 для реконструкції секції кульового подрібнювання РЗФ-1 ВАТ «Інгулецький ГЗК». За експертними оцінками реконструкція забезпечує економічний ефект у розмірі \$ 2,6 млн. із терміном окупності 2 роки.

Основним предметом науково-дослідної роботи є дослідження електромагнітних полів і струмів шахтних трифазних силових кабелів. Метою науково-дослідної роботи є розробка датчика струму трифазного кабелю, для одержання об'єктивної інформації про споживання струму видобувною ділянкою шахти. При цьому датчик повинен мати просту конструкцію, малу трудоемність при установці на силову лінію й забезпечувати визначену точність показників. На підставі аналізу літературних джерел, всі датчики струмів були розділені на дві групи: контактні й безконтактні. Для забезпечення простоти й зручності установки датчику на силову лінію був обраний датчик струму безконтактного типу.

Практичний результат роботи складається в розробці безконтактного датчика струму. Для дослідження шахтної силової лінії був розроблений стенд, що реалізує трифазну силову лінію з різними марками силових кабелів і можливістю встановлення необхідного струму навантаження. На базі стенда було виконане дослідження розподілу електромагнітного поля силового кабелю. В результаті виконання роботи була здійснена розробка макету безконтактного датчику струму та проведена перевірка його робота на стенді та на реальних силових кабелях у умовах шахти «Тернівська» об'єднання «Павлоград-Вугілля». Отримані дані показали, що при припустимій загальній несиметричній трифазного навантаження в силовій лінії на рівні 3%, похибка виміру показників струму не перевищує 7%. Основними науковими результатами досліджень є визначення форми електромагнітного поля навколо шахтного силового трифазного кабелю. Для розробленого безконтактного датчик струму створено програмне забезпечення, що дозволяє знімати форму електромагнітного поля навколо шахтного силового трифазного кабелю з можливістю перетворювати його в значення струм кабелю. Датчик має стандартний цифровий інтерфейс RS-485, використовує протокол польової шини MODBUS RTU і може бути відносно легко інтегрований у систему моніторингу роботи видобувної ділянки.

За результатами досліджень визначено, що у зв'язку з певними недоліками централізованого енергопостачання, економічно більш ефективним є варіант децентралізованого енергопостачання шахти або групи шахт від власного автономного джерела енергії з високим ККД і маневреністю, тим більш для його стійкої роботи є паливо – вугілля. Визначено, що мінімальної потужності АБ електропостачання, що вимагається нормативними документами, можна досягти вирівнюванням групового ГЕН шахти, що є необхідною і достатньою умовою, і зниженням споживаної електричної потужності і енергії кожним ЕП АБ за наявності такої можливості, що недостатньо для формування її мінімального рівня. В якості практичного результату досліджень розроблена імітаційна модель визначення потужності АБ електропостачання вугільних шахт, що ураховує гірничо-геологічні умови і технологічні обмеження функціонування вуглевидобувного підприємства і дозволяє моделювати індивідуальні й формувати групові ГЕН, за якими може бути визначена мінімальна потужність АБ.

ЗАМКНУТІ ЦИКЛИ ПОДРІБНЕННЯ, ІМІТАЦІЙНЕ МОДЕЛЮВАННЯ, ІНТЕГРОВАНА ОЦІНКА, ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ, БАРАБАННІ МЛИНИ, СПИРАЛЬНІ КЛАСИФІКАТОРИ, ПРОЦЕСИ ПОДРІБНЮВАННЯ, МЛИНИ, СТАТИКА, АЛГОРИТМИ, БЕЗКОНТАКТНИЙ ДАТЧИК СТРУМУ, ШАХТНА СИЛОВА ТРИФАЗНА ЛІНІЯ, ЕЛЕКТРОМАГНІТНЕ ПОЛЕ, RS-485, MODBUS, ВИДОБУВНИЙ КОМПЛЕКС, АВАРІЙНА БРОНЯ, ВУГІЛЬНА ШАХТА, ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ, АВТОНОМНЕ ДЖЕРЕЛО ЕНЕРГІЇ, ПОТУЖНІСТЬ

## ЗМІСТ

ВСТУП .....	9
1 РОЗРОБКА ІНТЕГРОВАНОЇ ОЦІНКИ УМОВ ПОДРІБНЮВАННЯ І МОДЕЛЕЙ РУЙНУВАННЯ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ В ЗАМКНЕНОМУ ЦИКЛІ ПОДРІБНЕННЯ.....	12
1.1 Аналіз процесу руйнування залізорудної сировини в замкненому циклі кульового подрібнювання.....	12
1.2 Обґрунтування сукупності неконтрольованих параметрів достатньої для оцінки умов подрібнювання та розробка інтегрованої оцінки.....	16
1.3 Розробка моделі подрібнювання окремої частки залізорудної сировини в зоні руйнування в барабані кульового млина.....	19
1.4 Розробка стохастичної моделі процесів з використанням інтегрованої оцінки умов подрібнювання в барабані кульового млина в замкненому циклі.....	27
1.5 Дослідження взаємозв'язків інтегрованої оцінки умов подрібнювання в замкнутому циклі з контрольованими технологічними змінними.....	34
Висновки по розділу.....	63
2 РОЗРОБКА АЛГОРИТМІВ І ПРОГРАМ ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ РОЗМІРІВ ТА РЕЖИМІВ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ МЛИНІВ.....	64
2.1 Аналіз сучасного стану визначення раціональних розмірів та режимів ресурсозберігаючих млинів.....	64
2.2 Дослідження енергетичних режимів млина з обертальним циліндром та розробка їх математичних моделей .....	70
2.3 Розробка інженерної методики вибору режимних та конструктивних параметрів.....	87
2.4 Розробка робочого алгоритму та програми для вибору режимних та конструктивних параметрів ресурсозберігаючих млинів.....	108
Висновки по розділу.....	124
3 РОЗРОБКА СТРУКТУРИ БАЗИ ДАНИХ ТА ПРОГРАМНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ДЕМОНСТРАЦІЙНОЇ ПРОГРАМИ СИСТЕМИ МОНІТОРИНГУ ТА ВИПРОБУВАННЯ ДАТЧИКА СТРУМУ.....	126
3.1 Структура бази даних демонстраційної програми системи моніторингу та випробування датчика струму.....	126
3.2 Демонстраційна програма системи моніторингу з контролем споживаного електричного струму та стану шахтної атмосфери.....	133
3.3 Вибір мережевого інтерфейсу для зв'язку макета датчика із системою моніторингу і його випробування разом з демонстраційною програмою моніторингу.....	143
3.4 Випробування макета датчика струму на стенді.....	150
Висновки по розділу.....	158
4 РОЗРОБКА МЕТОДИЧНИХ РЕКОМЕНДАЦІЙ З ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОГО РІВНЯ КОМПЕНСАЦІЇ РЕАКТИВНИХ НАВАНТАЖЕНЬ В ПІДЗЕМНИХ СИСТЕМАХ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ .....	159

4.1 Дослідження закономірностей формування реактивних навантажень струмоприймачів підземних СЕП.....	159
4.2 Оцінка потенціалу електрозбереження від зниження потоків реактивної енергії .....	167
4.3 Дослідження впливу техніко-економічних факторів на рівень оптимальної компенсації в розподільних мережах.....	187
4.4 Розробка методичних положень та рекомендацій з визначення оптимальної потужності компенсувальних установок .....	199
Висновки по розділу.....	217
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	219
ДОДАТОК А Акт впровадження.....	227
ДОДАТОК Б Звіт про патенті дослідження.....	228
ДОДАТОК В Витяг з протоколу засідання кафедри.....	238
ДОДАТОК Г Витяг з протоколу засідання секції.....	239
ДОДАТОК Д Рецензія.....	240



## ВСТУП

Дослідження режимів роботи замкненого 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 барабану млина. Відсутність опису виявлених раніше закономірностей умов подрібнення усередині барабану млина з контрольованими параметрами не дозволяє вирішити проблеми оперативного вибору енергозберігаючих режимів. У зв'язку з цим наукова задача розробки імітаційної моделі процесу подрібнення матеріалу в замкненому циклі, яка може використовуватися в верхньому рівні системи автоматизованого управління замкненими циклами подрібнення є актуальною.

Основною метою роботи є отримання математично описаних залежностей між контрольованими параметрами і імовірнісними та гідродинамічними складовими процесів подрібнення в умовах невизначеності властивостей сировини та стану устаткування. Математично обґрунтована інтегрована оцінка умов подрібнення усередині барабану млина повинна бути зв'язана з імовірнісними та гідродинамічними складовими в млині, з контрольованими змінними та параметрами устаткування, що не контролюються в автоматичному режимі. Це повинно дозволити проводити налаштування імітаційної моделі на технологічний процес в автоматичному режимі після введення всіх необхідних даних, що відповідають початковим умовам.

Стан рудопідготовки свідчить про невиправдані витрати енергії і матеріальних ресурсів в процесах подрібнювання. Перспективне вирішення проблеми – у використанні технології примусового самоподрібнювання та розробці млинів, які забезпечують економію електроенергії та футерівки, виключають використання металевих куль і знижують вартість технологічного устаткування. Однак їх впровадження стримується відсутністю простої (інженерної) методики визначення їх раціональних розмірів та режимів, проектів технічних вимог та технічних завдань на створення млинів конкретного призначення. Запропонований проект ґрунтується на результатах відомих досліджень технологій подрібнювання руд із вмістом золота та заліза, тальку, графіту та руд із вмістом алмазів в ресурсозберігаючих млинах, які підтвердили підвищення вдвічі і більше питомої продуктивності, економію до 60% футерівок та до 10...30%, а на окремих матеріалах – і більше, питомих витрат електроенергії, причому якість концентрату не погіршується і навіть вища.

Мета роботи полягає у розробці інженерної методики, алгоритму і програм для визначення раціональних розмірів, швидкісних режимів та силових впливів на робочі поверхні ресурсозберігаючого млина, розробці проекту ТЗ на млин для доподрібнювання промпродукту залізовмісних руд.

Ідея роботи – в розробці алгоритму вибору параметрів та режимів роботи ресурсозберігаючих млинів із обертальним інтенсифікатором із наступним його використанням при розробці технічного завдання на створення нового типу млина конкретного призначення. В основі роботи гіпотеза, що використання спеціальної

системи базових одиниць та отриманих за результатами досліджень діючої моделі нового млина лабораторного розміру статистичних моделей корисної потужності та потужності обертання інтенсифікатора для прогнозу параметрів та режимів роботи промислового млина нового типу забезпечують за рахунок використання механічного каскаду зниження встановленої потужності приводу на 20-30% , площі виробничих приміщень та кількості технологічного устаткування за рахунок використання бутари і підвищення ефективності селективного подрібнювання.

Серед основних завдань виконаного проекту – отримання математичних моделей корисної потужності традиційних барабанних млинів та млинів нового типу, оцінка впливів на конструкцію нового млина його внутрішньомлинового завантаження та розробка інженерної методики визначення основних геометричних співвідношень поперечного розрізу млина, визначення раціональних розмірів та режимів робочих поверхонь млинів, розробка алгоритму та програмного забезпечення для практичного використання розробленої інженерної методики проектування млина, що у підсумку дає змогу розробити технічні вимоги та технічне завдання на створення енергозберігаючих млинів конкретних призначення та продуктивності.

Наукова новизна роботи в тому, в проекті вперше пропонується визначати конструктивні і режимні параметри ресурсозберігаючих млинів промислового розміру на основі використання розробленої системи відносних одиниць, статистичних моделей енергетичних режимів та експертних оцінок вихідних даних для проектування млина із забезпеченням вимог щодо надійності його конструкції та ефективності використання.

Практична цінність роботи – у обґрунтуванні та розробці алгоритму і програмного забезпечення для визначення раціональних розмірів та режимів робочих поверхонь нового млина на основі результатів експериментальних досліджень діючої моделі млина на конкретній сировині, розробці технічних вимог та технічного завдання на створення нового млина промислового розміру конкретного призначення. Практична цінність і в пропозиції знизити запас встановленої потужності приводу за рахунок рекуперативного каскаду. Як приклади використання методики – розрахунки параметрів і режимів для млинів МПС(Р)-3600х3000 для реконструкції секції кульового подрібнювання та МПС(Р)-3600х3000 для доподрібнювання промпродуктів РЗФ-1 ВАТ «ІнГЗК». Реконструкції забезпечують економічні ефекти \$ 2,6 млн та \$ 0,83 млн при термінах окупності 2 та 3,72 року відповідно.

Основним предметом науково-дослідної роботи є дослідження електромагнітних полів і струмів шахтних трифазних силових кабелів. Метою науково-дослідної роботи є розробка датчика струму трифазного кабелю, для одержання об'єктивної інформації про споживання струму видобувною ділянкою шахти. При цьому датчик повинен мати просту конструкцію, малу трудоемність при установці на силову лінію й забезпечувати визначену точність показників. На підставі аналізу літературних джерел, всі датчики струмів були розділені на дві групи: контактні й безконтактні. Для забезпечення простоти й зручності установки датчику на силову лінію був обраний датчик струму безконтактного типу.

Практичний результат роботи складається в розробці безконтактного датчика струму. Для дослідження шахтної силової лінії був розроблений стенд, що реалізує трифазну силову лінію з різними марками силових кабелів і можливістю встановлення необхідного струму навантаження. На базі стенда було виконане дослідження розподілу електромагнітного поля силового кабелю. В результаті виконання роботи була здійснена розробка макету безконтактного датчика струму та проведена перевірка його роботи на стенді та на реальних силових кабелях у умовах шахти «Тернівська» об'єднання «Павлоград-Вугілля». Отримані дані показали, що при припустимій загальній несиметричній трифазного навантаження в силовій лінії на рівні 3%, похибка виміру показників струму не перевищує 7%. Основними науковими результатами досліджень є визначення форми електромагнітного поля навколо шахтного силового трифазного кабелю. Для розробленого безконтактного датчик струму створено програмне забезпечення, що дозволяє знімати форму електромагнітного поля навколо шахтного силового трифазного кабелю з можливістю перетворювати його в значення струм кабелю. Датчик має стандартний цифровий інтерфейс RS-485, використовує протокол польової шини MODBUS RTU і може бути відносно легко інтегрований у систему моніторингу роботи видобувної ділянки.

Загальна мета роботи полягає в зменшенні втрат електроенергії за рахунок зниження потоків реактивної енергії в мережах системи підземного електропостачання до оптимального рівня.

З попереднього критичного аналізу стану питань з компенсації реактивних навантажень відомо, що регламентовані умови споживання реактивної енергії методи визначення оптимального рівня КРП спрямовані насамперед на задоволення інтересів енергосистеми – поліпшення її економічних показників. На врахування втрат електроенергії в мережах і витрат на компенсацію у системах електропостачання споживача зверталася увага у недіючих вказівках з компенсації 1974 року затвердження, тобто, більше ніж 35 років назад.

У той же час відомо, що максимальний ефект від зниження потоків реактивної енергії може бути отриманий у випадку наближення технічних засобів КРН безпосередньо до споживачів електроенергії, установка їх безпосередньо в мережах підприємства. Особливе значення при цьому має те, що складнорозгалуженні підземні електричні мережі вугільних шахт мають багаторівневу структуру, а продуктивність очисних комбайнів залежить від якості електроенергії. До цього слід додати, що у конструктивному відношенні обладнання цих мереж має спеціальне виконання і тому воно більш дороге. Безумовно, без урахування цих факторів впливу неможливо використати потенціал електрозбереження, який може бути реалізований за рахунок компенсації реактивних навантажень в підземних електричних мережах.

# 1 РОЗРОБКА ІНТЕГРОВАНОЇ ОЦІНКИ УМОВ ПОДРІБНЮВАННЯ І МОДЕЛЕЙ РУЙНУВАННЯ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ В ЗАМКНЕНОМУ ЦИКЛІ ПОДРІБНЕННЯ

1.1 Аналіз процесу руйнування залізорудної сировини в замкненому циклі кульового подрібнювання

1.1.1 Огляд існуючих моделей процесу подрібнення

До початку вісімдесятих років дослідники складних технологічних процесів, до яких відноситься процес скорочення крупності, віддавали перевагу експериментальним методам [1 – 3] і на основі експериментальних даних описували процес у виді визначених математичних співвідношень [4]. Практично одночасно, закордонні і вітчизняні вчені визнали доцільність створення математичних моделей складних технологічних процесів, зокрема процесу подрібнення [5-7], з метою моделювання їх на ЕОМ.

На сьогоднішній день можна виділити п'ять основних моделей імітаційного типу процесу подрібнення: матрична модель, кінетична модель, багатозонна модель, енергетична модель, емпірична модель. В них подібність із процесом подрібнення досягається штучними прийомами і засобами, тобто змістовне відтворення явищ забезпечується за допомогою математичного апарату, який покладений в основу цих моделей.

В матричній моделі процес подрібнення розглядається як послідовність актів руйнування [5]. У 1956 році Бродбент С.Р. і Каллкотт Т.Г. представили свою матричну модель подрібнювальних процесів, де гранулометричний склад живлення і продуктів подрібнення був виражений розподілом по  $n$  класах і представлений у табличній формі [8]. Виходячи з того, що в будь-який момент процесу подрібнення відбувається руйнування не всіх частинок, а лише їхньої частини, було введено поняття функції відбору. Функція відбору  $S_i$  визначає частину частинок  $i$ -го класу, що відбираються для руйнування. Тоді частина частинок, яка не піддалася руйнуванню, буде дорівнювати  $1 - S_i$ . Якщо через  $f_n$  позначити масову частину частинок  $n$ -го класу, то добуток  $(1 - S_n) \cdot f_n$  буде визначати масову частину не зруйнованих частинок  $n$ -го класу. Масову частину не зруйнованих частинок, що пройшли через процес скорочення крупності, визначить сума  $\sum_{i=1}^n (1 - S_i) \cdot f_i$ , а масова частина зруйнованих частинок буде дорівнювати  $\sum_{i=1}^n S_i \cdot f_i$ .

Розвитку матричної моделі процесу подрібнення велику увагу приділяли закордонні автори: А. Дж. Лінч представив математичні моделі для різних типів подрібнювальних апаратів; Уайтен В.И. розвив у строго теорію матричній моделі подрібнювальних апаратів і показав, що питання зв'язку матричних і кінетичних моделей процесу подрібнення є, в основному, питанням позначень [5, 9]. Матричні моделі використовували Корнієнко В. І. [10] і Качан Ю. Г. [11, 12] у своїх дослідженнях процесів крупного дроблення.

У кінетичних моделях подрібнення матеріалу процес розглядається як безперервний. Отже і ступінь скорочення крупності безупинно зростає по мірі

спливання процесу подрібнення. Кінетичні моделі подрібнення описуються як безперервними функціями, так і дискретними. А. Дж. Линч відзначає [5], що кінетичні моделі, записані в дискретній формі, мають велику подібність з матричними моделями. Застосування кінетичних моделей на практиці зіштовхується з труднощами підбору задовільного виду безперервної функції, що описує розподіл частинок по крупності (табл. 1.1) [13]. У рівняннях прийняті наступні позначення:  $R_t$  і  $R_0$  – вміст великого класу в матеріалі через час  $t$  після початку подрібнення і до початку подрібнення, відповідно;  $k_1, k_2, k_3, k_4$  і  $m_1, m_2, p$  – коефіцієнти, які погоджують рівняння з результатами експериментів (рис. 1.1).

Шинкаренко С.Ф. моделює процес подрібнення в промисловому кульовому млині, використовуючи лабораторний млин [14]. Для порівняння процесів використовується теорія подібності, яка широко застосовується при дослідженні руху рідин і газів.

Таблиця 1.1 – Рівняння кінетики подрібнення

Автор(и)	Літ-ра	Вид рівняння
Тунцов – Загустін	[3, 15]	$\frac{R_t}{R_0} = e^{-k_1 \cdot t}$
Товаров В.В.	[4]	$\frac{R_t}{R_0} = e^{-k_2 \cdot t^{m_1}}$
Андрєєв С.Є.	[4]	$\frac{R_t}{R_0} = \frac{p}{e^{k_3 \cdot p \cdot t} + p - 1}$
Шинкоренко С.Ф.	[14]	$\frac{R_t}{R_0} = e^{-k_4 \cdot [t \cdot \ln(t+1)]^{m_2}}$

Келсалл та ін. [18], а також Хорст і Фрі [19] використовували у своїх роботах багатозонні моделі, де для опису подовжнього переносу матеріалу, що подрібнюється у млині, використовували коефіцієнт дифузії. Каллкотт і Линч [20] для цих же цілей застосовували ефект класифікації наприкінці кожної зони ідеального перемішування. Ефект класифікації еквівалентний функції класифікації в моделі стрижневого млина, викладеної в [5].

Скорочення крупності матеріалу, що подрібнюється, розглядається в енергетичних моделях як функція площі нової утвореної поверхні частинок обсягу подрібненого матеріалу і діаметра утворених частинок. Така модель процесу подрібнення встановлює співвідношення між енергією, що спожита подрібнювальним апаратом, і ступенем скорочення крупності матеріалу.

В емпіричних моделях зазвичай використовується статистичний підхід, який включає збір даних експериментів, спланованих із застосуванням факторних методів. Далі дані обробляються звичайними методами регресивного і дисперсійного аналізу, які дозволяють виявити технологічні змінні, що значно впливають на критерії якості розкриття матеріалу, який подрібнюється.

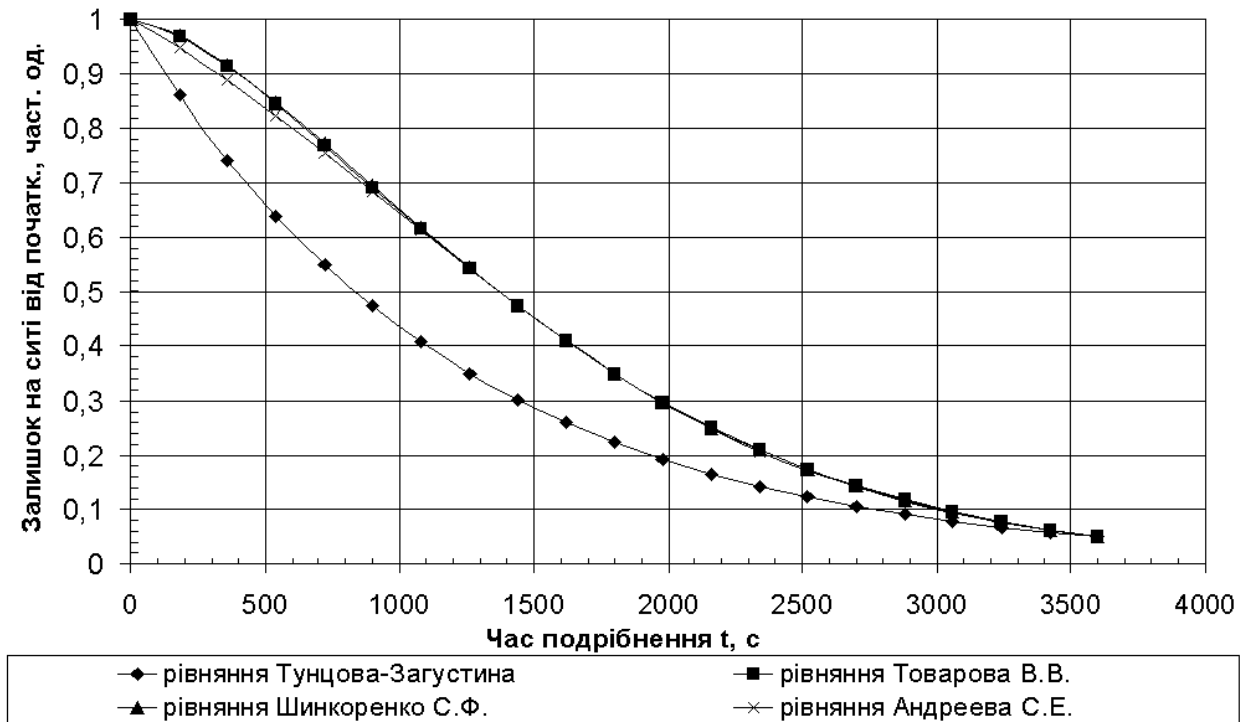


Рисунок 1.1 Кінетика подрібнення:  $R_0 = 95\%$ ,  $R_{1800} = 35\%$ ,  $R_{3600} = 5\%$

Шупов Л.П. відзначає, що широкий клас інженерних і математичних задач можна вирішувати методом статистичних іспитів [6, 7]. При цьому повинна бути відома модель об'єкту, що перетворює вхідні величини у вихідні. На вході моделі випадковий процес визначається законом розподілу, кореляційною функцією та іншими характеристиками. Автор вважає, що головна зручність методу полягає в тому, що власне математичний опис об'єкта потрібен не завжди. Необхідно знати статистичні закони, які впливають на об'єкт, параметри і перетворення цих параметрів у моделі [7]. Недоліком такого підходу є необхідність одержання й обробки величезного обсягу статистичних даних.

Відокремлено стоїть модель замкненого циклу подрібнення руди д.т.н., проф. Воронова В.А., яка є одним із трьох напрямків досліджень його докторської дисертації [19]. Вона не відноситься до імітаційних моделей і заснована на розпізнаванні виробничих ситуацій, що описують замкнений цикл подрібнення в просторі станів цього об'єкта.

### 1.1.2 Область застосування моделей

Аналіз стану питання моделювання процесів руйнування матеріалу в барабанних млинах виявив три основних напрямки їхнього використання: конструювання подрібнювального устаткування, оптимізація технології збагачення руди і управління процесами подрібнення.

Використання моделей для конструювання подрібнювального устаткування дозволяє відпрацьовувати як відомі конструкторські рішення [5], так і апробувати нові ідеї для скорочення крупності руди [20]. В обох випадках моделі дозволяють відробити взаємозв'язок між механічними частинами подрібнювальних агрегатів і їх енергетичними складовими, не виконуючи кошторисних конструкторських робіт, і

уникнути значних фінансових втрат для усунення помилок на етапі виготовлення подрібнювального агрегату.

Оптимізація технології збагачення руди за допомогою моделювання технологічного процесу полягає в оцінці ефективності роботи технологічної схеми, що складається з апаратів, які застосовуються для цього технологічного процесу. Моделі замкнутих циклів подрібнення використовуються для розрахунку їх продуктивності і крупності потоків руди на виході для різних режимів роботи. Результати моделювання порівнюються з експериментальними даними по розкриттю корисного мінералу і проектною продуктивністю збагачувальної фабрики [5].

Використання моделей для управління процесами подрібнення бере свій початок з їх застосування для оптимізації технології збагачення руди. Згідно з [7, стор. 7] «побудова математичної моделі об'єкта є першим етапом синтезу системи управління цим об'єктом». У [5] відзначається, що імітаційне моделювання є одним із кращих методів рішення проблем оптимізації не тільки технологічного процесу, але й автоматичного управління їм. З усіх розглянутих моделей тільки модель, що описує замкнений цикл подрібнення в просторі станів цього об'єкта, спеціально призначена для управління їм [19]. При всіх своїх незаперечних перевагах дана модель не відповідає на запитання про те, скільки необхідно подавати первинної руди в млин, щоб у сформованій виробничій ситуації продуктивність замкненого циклу подрібнення по готовому класу була максимальною. Отже дане питання ще треба буде розв'язати.

### 1.1.3 Вимоги до моделі, яка використовується в системі управління

Розглянемо задачу оптимального управління кульовим млином, що працює в замкненому циклі зі спіральним класифікатором, з метою мінімізації питомої витрати електроенергії на процес подрібнення в наступному вигляді:

$$d_{\text{рот}} = d_{\text{зад}}, \text{ Руд} \rightarrow \min, V_{i,j} = \text{const}, j \rightarrow \min, \quad (1.1)$$

де Руд – питома витрата електроенергії;

$V_{i,j}$  – 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 вирішується шляхом зміни значення витрати руди в млин при незмінних густинних режимах млина і класифікатора. Вхідними параметрами моделі повинні бути 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 повинна враховувати імовірнісний характер процесу подрібнення.

Після розрахунку й експериментальної перевірки вектор  $V_{i,j}$  необхідно зберегти в базі даних. Мінімізація числа параметрів, що входять у вектор  $V_{i,j}$ , досягається за рахунок скорочення розмірності масиву вихідних значень імітаційної

моделі, що зв'язують умови подрібнення усередині барабану млина з технологічними змінними, які вимірюються в автоматичному режимі.

Для досягнення поставлених цілей необхідно одержати аналітичні вирази, які пов'язують умови подрібнення усередині барабану 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.

1.2 Обґрунтування сукупності неконтрольованих параметрів достатньої для оцінки умов подрібнювання та розробка інтегрованої оцінки

1.2.1 Аналіз сукупності неконтрольованих параметрів процесу й імітаційної моделі, яка достатня для інтегрованої оцінки умов подрібнення

В загальному випадку дії оператора полягають в одержанні обумовлених цільовою функцією управління значень вихідного вектора  $Y$  при будь-яких значеннях вектора впливів, які збурюють,  $W$  (рис. 1.2). Нагадаємо, що інформація про значення вектора  $W$  операторові недоступна. Про зміну умов подрібнення усередині барабану млина оператор може судити лише по сукупності значень  $x_3$ ,  $x_5$  і  $y_4$ . На вектор  $X$  він може впливати тільки через зміну завдань локальним САР і САУ (вектор  $U$ ). Іншими словами, замість співвідношення  $Y = f(X, Y)$  виникає співвідношення  $Y = f(X, U, W)$ .

До неконтрольованих параметрів відносяться всі значення технологічних змінних, які формують вектор впливів, що збурюють,  $W$ . Інші параметри технологічного процесу піддаються прямому або непрямому контролю, точність якого достатня, щоб вести процес подрібнення відповідно до заданих технологічних вимог.

Крупність вкраплення корисного мінералу впливає на умови подрібнення усередині барабану млина через регулювання густини зливу класифікатору, яка визначається в автоматичному режимі. Міцність руди є одним з найважливіших фізичних параметрів в значенні впливу на умови подрібнення усередині барабану млина, яка впливає на імовірність влучення частинок в зони руйнування. Знос футерування зменшує можливість накопичення потенційної енергії тілами, що подрібнюють. Але при цьому збільшується внутрішній діаметр барабана, отже збільшується кількість куль, що подрібнюють. Отже, припустимою здається гіпотеза про те, що вплив зносу футерування на імовірність влучення частинок в зону руйнування є незначною. Знос куль знижує імовірність влучення частинок в зони руйнування.

Аналіз впливу неконтрольованих факторів, що збурюють, на умови подрібнення усередині барабану кульового млина показує, що всі вони мають кореляційний зв'язок з імовірністю влучення частинки заданого класу в зону руйнування й імовірністю утворення з частинки, що руйнується, фрагментів визначеного класу крупності. Таким чином, ці імовірності можна вважати інтегрованою оцінкою умов подрібнення усередині барабану млина.



### 1.2.2 Основні поняття, на яких базується імітаційна модель

З метою розробки імітаційної моделі процесу подрібнення [21 – 23] в кульовому млині скористаємося матричною моделлю [5], в якій під імовірністю руйнування частинки будемо розуміти імовірність влучення  $p(L_i)$  частинки класу крупності  $L_i$  в зону руйнування. До класу крупності  $L_i$  віднесемо всі частинки, що проходять через сито з отворами розміром  $L_i + \Delta L_i$  і затримуються ситом з отворами розміром  $L_i$  ( $\Delta L_i \ll L_i$ ).

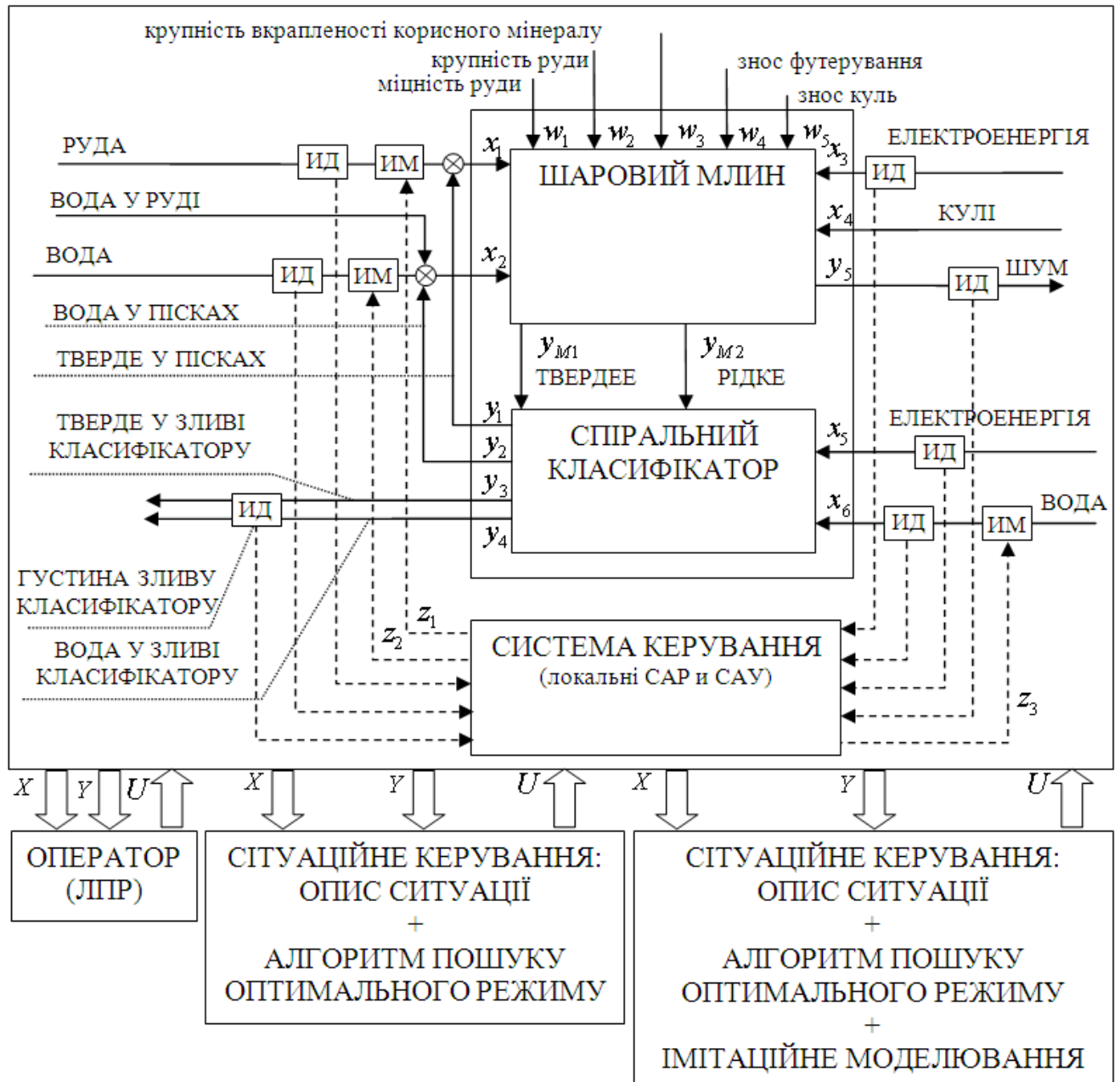


Рисунок 1.2 – Місце імітаційної моделі у системі управління

Обчислення значення  $p(L_i)$  варто здійснювати по виразу:

$$p(L_i) = \frac{M_{шi} - M_{Mi}}{M_{шi}}, \quad (1.2)$$

де  $M_{\text{Ші}}$  – маса частинок класу крупності  $L_i$ , що потрапили в кульове завантаження млина на час  $t_{\text{Ші}}$  за час свого перебування в млині  $t_{\text{Мі}}$ ;

$M_{\text{Мі}}$  – маса частинок класу крупності  $L_i$ , виведених із млина за час  $t_{\text{Мі}}$ .

Тому, якщо в млині в одиницю часу знаходиться  $m_i$  одиниць маси частинок класу крупності  $L_i$ , то на виході млина без врахування фрагментів, що утворилися при руйнуванні частинок більш великих класів, масова витрата частинок класу крупності  $L_i$  буде дорівнювати:

$$A_{\text{Мі}} = m_i \cdot [1 - p(L_i)] \quad (1.3)$$

Очевидно, що  $t_{\text{Мі}} > t_{\text{Ші}}$ , тому що рух частинок матеріалу, які подрібнюються у млині, відбувається як разом з кульовим завантаженням (у поперечному напрямку), де вони мають можливість влучати в зони руйнування, так і з пульпою (у подовжньому напрямку), що транспортує їх до розвантажувальної горловини (рис. 1.3). Великі частинки попадають в кульове завантаження частіше ніж дрібні, а отже,  $t_{\text{Мі}} > t_{\text{Мд}}$ ,  $t_{\text{Ші}} > t_{\text{Шд}}$ , якщо  $L_i > L_d$ . Збільшення часу перебування частинки в кульовому завантаженні підвищує імовірність  $p(L_i)$  її влучення в зону руйнування. Якщо задаватися імовірністю влучення частинки в зону руйнування протягом фіксованого відрізка часу  $p_{t\phi}(L)$ , то цю імовірність можна розглядати як якийсь параметр.

Зоною руйнування в кульовому млині будемо вважати місце контакту кулі з будь-яким елементом середовища, що подрібнює, яке існує протягом короткого часу і при умовах, що ця подія приводить до руйнування частинки матеріалу, яка випадково опинилась в цей момент часу в місці або поблизу місця контакту, що характеризується вищевказаними властивостями. Таке визначення зони руйнування перетворює імовірність  $p_{t\phi}(L)$  у параметр, що реагує, по-перше, на зміну міцності матеріалу, що подрібнюється; по-друге, на зміну сили впливу середовища, яке подрібнює, на матеріал, що подрібнюється, і, по-третє, на зміну кількості тіл, що подрібнюють.

Визначення  $p_{t\phi}(L)$  як імовірності влучення в зону руйнування частинок дуже вузького класу дозволяє їх класифікувати по властивостях і врахувати вплив цих властивостей на значення  $p_{t\phi}(L)$ . Якщо припустити, що

$$p(L_i) = 1 - e^{-\frac{t_i}{b_i}}, \quad (1.4)$$

де  $t_i$  – час перебування класу крупності  $L_i$  в кульовому завантаженні;  
 $b_i$  – параметр, що визначається з виразу:

$$p_{t\phi}(L_i) = 1 - e^{-\frac{t_{\phi i}}{b_i}}, \quad (1.5)$$

де  $t_{\phi i}$  – фіксований час перебування частинки класу крупності  $L_i$  в кульовому завантаженні, то для кожного класу крупності можна за  $t_{\phi i}$  визначати імовірність його влучення в зони руйнування.

Надалі імовірність влучення частинки  $i$ -го класу крупності в зону руйнування будемо позначати  $p_a(L_i)$ , де  $a$  – заданий відрізок часу в хвилинах. Під функцією руйнування будемо розуміти імовірність утворення  $p(L_d / L_i)$  у зонах руйнування з

частинок класу крупності  $L_i$  частинок більш дрібного класу крупності  $L_d$  ( $d < i$ ) із сумарною масою  $m_d < M_i$ , де  $M_i$  – маса зруйнованої частинки класу крупності  $L_i$ .

Обчислюється як відношення маси частинок класу крупності  $L_d$ , що утворилися в зонах руйнування з частинок класу крупності  $L_i$  за час  $t \gg t_M$ , до маси частинок  $L_i$ , що потрапили за цей же відрізок часу в зони руйнування.

1.3 Розробка моделі подрібнювання окремої частинки залізородної сировини в зоні руйнування в барабані кульового млина

1.3.1 Імовірність утворення з частинки, що руйнується, частинок більш дрібних класів

Функція руйнування була визначена як імовірність  $p(L_d/L_i)$  утворення в зонах руйнування з частинок класу крупності  $L_i$  більш дрібного класу  $L_d$ . Як відомо, гранулометричний склад продуктів при дробленні і подрібнюванні корисних копалин описується рівнянням Розина-Рамлера:

$$R = e^{-c \cdot d^n}, \quad (1.6)$$

де  $R$  – сумарний залишок на ситі з отворами  $d$  у частках одиниці;

$e$  – основа натуральних логарифмів;

$c$  і  $n$  – параметри, які визначаються експериментальним шляхом.

Оскільки в нашому випадку при руйнуванні частинок класу  $L_i$  утворюються частинки максимального класу  $L_{max}$ , тобто при  $d = L_{max}$ , залишку на ситі з отворами  $d$  не утвориться, рівняння Розина-Рамлера варто перетворити до виду:

$$R = e^{-c \cdot \frac{d^n}{L_{max} - d}}, \quad (1.7)$$

де  $L_{max}$  – максимальний розмір частинок, що утворюються при руйнуванні частинки класу крупності  $L_i$ .

Не утворюються також і частинки з розмірами, що дорівнюють нулю. Звідси виходить, що залишок на ситі (у частках одиниці) визначати як:

$$R = e^{-c \cdot \frac{(d - L_{min})^n}{L_{max} - d}}, \quad (1.8)$$

де  $L_{min}$  – мінімальний розмір частинок, що утворюються при руйнуванні частинки класу крупності  $L_i$ .

Отже, можна записати, що:

$$p(L_d/L_i) = e^{-c \cdot \frac{(L_d - L_{min})^n}{L_{max} - L_d}} - e^{-c \cdot \frac{(L_{d+1} - L_{min})^n}{L_{max} - L_{d+1}}}. \quad (1.9)$$

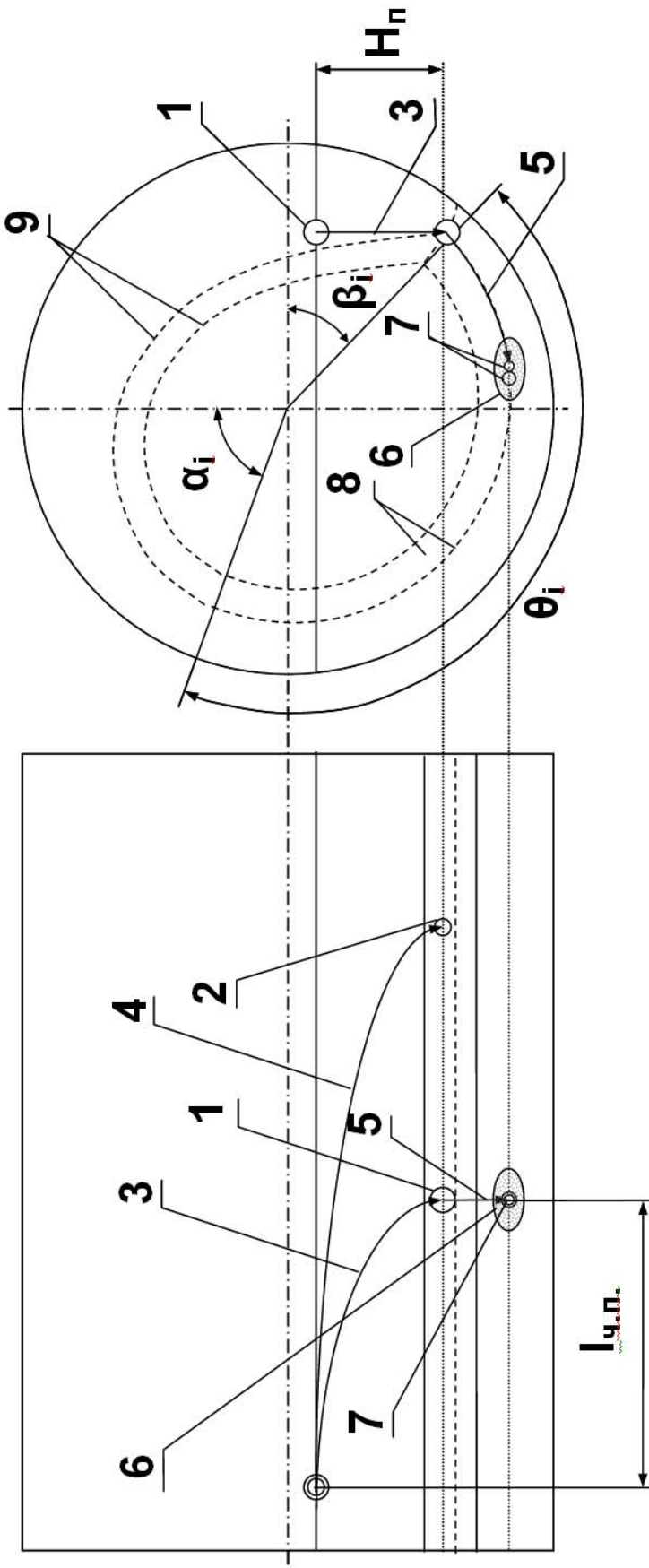
Значення  $c$  і  $n$  визначаються по відомих формулах:

$$n = \frac{\ln\left(\frac{\ln R_1}{\ln R_2}\right) - \ln\left(\frac{L_{max} - L_{d+1}}{L_{max} - L_d}\right)}{\ln\left(\frac{L_d - L_{min}}{L_{d+1} - L_{min}}\right)}, \quad (1.10)$$

$$c = -\frac{\ln R_1}{(L_d - L_{min})^n} \cdot (L_{max} - L_d), \quad (1.11)$$

де  $R_1$  – залишок на ситі з отворами, що дорівнюють  $L_d$ ;

$R_2$  – залишок на ситі з отворами, що дорівнюють  $L_{d+1}$ .



1 – велика частинка; 2 – дрібна частинка; 3 – траєкторія руху в пульті великої частинки; 4 – траєкторія руху в пульті дрібної частинки; 5 – траєкторія руху частинки, що руйнується, у кульовому завантаженні; 6 – зона руйнування частинки; 7 – фрагменти зруйнованої частинки; 8 – траєкторії руху центрів куль разом з барабаном млина; 9 – траєкторії центрів куль, що знаходяться в польоті.

Рисунок 1.2 – Схема руху часток матеріалу, що подрібнюється, усередині барабана млина

### 1.3.2 Модель руйнування окремої частинки

Та частинка, яка потрапила в зону руйнування, поділяється на  $n$  частин. Незаперечно, що величина  $n$  випадкова і характеризується математичним очікуванням і дисперсією. Крім того, процес розподілу можна представити як розпад частинки на фрагменти, які мають деяку масу, що також є числом випадковим і характеризується математичним очікуванням і дисперсією. Незалежно від того, як відбувається розподіл у дійсності, вимоги до чисельного моделювання цього процесу в нашому випадку визначається тільки збігом кінцевих результатів розподілу: математичних очікувань і дисперсій. Розподіл однієї частинки на  $n$  частин, що обираються випадковим образом можна представити як послідовне руйнування від самої великої частинки на дві частини зі співвідношенням мас, яке визначається коефіцієнтом  $k \leq 0,5$ . Далі розподіл частинки будемо іменувати актом руйнування. Тоді кількість актів руйнування частинки буде дорівнювати  $n - 1$ . Позначимо цю величину через  $j$ , і далі будемо говорити про оцінку математичного очікування кількості актів руйнування. Величина  $k$ , назвемо її коефіцієнтом розподілу частинки, випадкова, і, остаточно, також характеризується математичним очікуванням і дисперсією. В нашому ж випадку, оскільки кількість актів руйнування  $- j$  є кінцевим, скористаємося оцінками цих величин. При  $k \rightarrow 0$  маємо справу зі зношенням. При  $k \rightarrow 0,5$  – з подрібненням.

Нехай у зону руйнування потрапила частинка А (рис.1.4). Визначимо для неї кількість актів руйнування, яка дорівнює 4. Тоді оцінку математичного очікування коефіцієнта розподілу частинки А визначимо з наступного виразу [28]:

$$M(k) = \frac{k_A + k_B + k_C + k_D}{j}, \quad (1.12)$$

де  $k_A + k_B + k_C + k_D$  – коефіцієнти розподілу частинок А, В, С і D, відповідно.

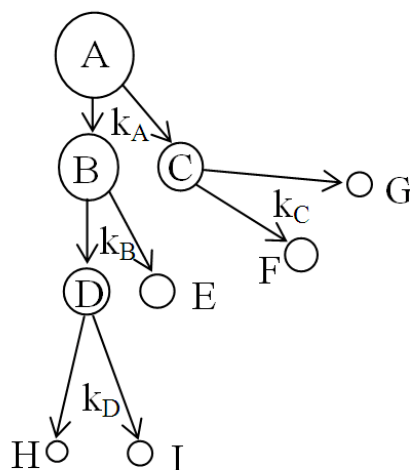


Рисунок 1.4 – Схема розподілу частинки

Тоді оцінка дисперсії коефіцієнта розподілу частинок визначається наступним чином:

$$D(k) = \frac{(k_A - M(k))^2 + (k_B - M(k))^2 + (k_C - M(k))^2 + (k_D - M(k))^2}{j-1}. \quad (1.13)$$

Після першого акта руйнування з частинки «А» утворюється дві частинки «В» і «С», маси яких будуть виражені через масу частинки «А» у такий спосіб:  $m = (1 - k) \cdot m$  і  $m = k \cdot m$ . Так як  $k \leq 0,5$ , то  $m < m$ . У нашій моделі після кожного акту руйнування буде визначатися фрагмент, маса якого, а значить і розмір, є найбільші. Саме цей фрагмент буде руйнуватися наступного разу вже зі своїм коефіцієнтом розподілу. В нашому випадку другий акт руйнування знищить частинку «В». Після руйнування частинки «В» ми одержимо три частинки «С», «D» і «Е» з масами  $m = k \cdot m$ ,  $m = (1 - k) \cdot m = (1 - k) \cdot (1 - k) \cdot m$  і  $m = k \cdot m = k \cdot k \cdot m$ , відповідно.

Очевидно, що маса частинки «С» є найбільшою з фрагментів частинки, що утворилися, після двох актів руйнування частинки «А», отже, у третьому акті - буде зруйнована саме вона. Після руйнування частинки «С» одержимо чотири фрагменти частинки «А» – «D», «Е», «F» і «G». Маси частинок «F» і «G» можна визначити з наступних виразів:  $m = k \cdot m = k \cdot k \cdot m$  і  $m = k \cdot m = k \cdot (1 - k) \cdot m$ . Очевидно, що найбільшу масу з усіх фрагментів частинки «А» має фрагмент «D». Отже, в останньому – четвертому акті руйнування буде брати участь саме він. Після його руйнування утвориться два фрагменти: «H» і «I» з масами  $m = k \cdot m = (1 - k) \cdot (1 - k) \cdot k \cdot m$  і  $m = (1 - k) \cdot m = (1 - k) \cdot (1 - k) \cdot (1 - k) \cdot m$ , відповідно. У підсумку, після чотирьох послідовних актів руйнування, ми одержали п'ять фрагментів частинки «А» – «Е», «F», «G», «H» і «I». Якщо масу частинки, що руйнується, «А» прийняти рівній 1, то маси двох частинок «В» і «С», які утворилися від неї, будуть дорівнювати, відповідно,  $1 - k$  і  $k$ , а їхні еквівалентні розміри  $L \cdot \sqrt[3]{1 - k}$  і  $L \cdot \sqrt[3]{k}$ . Тут  $L$  – розмір частинки «А», яка руйнується. Під еквівалентним розміром будемо розуміти розмір кулі з масою, рівній масі частинки.

Використовуючи результати чисельного моделювання процесу руйнування частинок при  $m_n = 25$ ,  $D_n = 600$ ,  $m_k = 0,3$ ,  $D_k = 0,065$  для обчислення  $n$  і  $s$  з виразів (1.10) і (1.11) відповідно, можна визначити значення  $p(L_d/L_i)$  (рис. 1.5, 1.6).

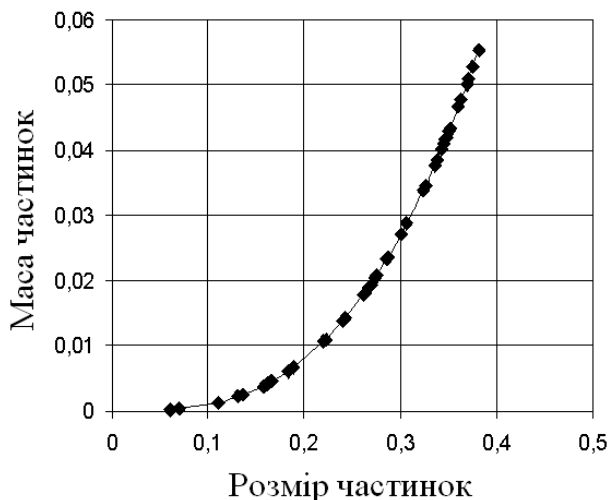


Рисунок 1.5 – Результати чисельного моделювання руйнування частинки

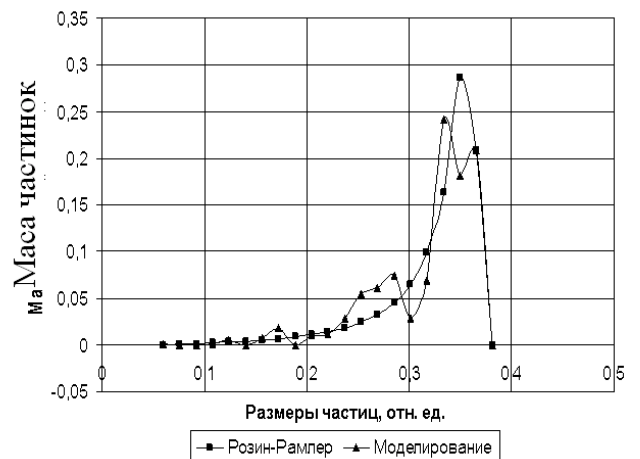


Рисунок 1.6 – Щільність розподілу  $p(L_d/L_i)$

### 1.3.3 Оцінка впливу параметрів моделі руйнування частинок на функцію розподілу фрагментів

Очевидно, що вплив незалежних параметрів на функцію розподілу продуктів руйнування частинок буде визначатися двома факторами: самим алгоритмом, закладеним до моделі руйнування й обмеженнями, що накладаються на кожний з них фізикою процесу руйнування частинок (табл. 1.2). Виходячи з умов процесу подрібнення, функція розподілу значень коефіцієнту розподілу і кількості фрагментів може бути описана нормальним законом розподілу. Ліва границя оцінки математичного очікування коефіцієнту розподілу відповідає матеріалу з високою міцністю. Права границя математичного очікування відповідає руді, що легко подрібнюється, при руйнуванні частинок якої утворюються близькі за розмірами фрагменти.

Оскільки в реальному процесі коефіцієнт розподілу змінюється на всьому діапазоні від 0 до  $3 \cdot \sigma$ , який обумовлений фізикою процесу, то в алгоритм моделі варто закладати максимально припустиме значення дисперсії коефіцієнту розподілу.

Таблиця 1.2 – Обмеження вихідних параметрів моделі руйнування частинок

№ з.п.	Найменування параметру	Обмеження	Джерело обмеження
1.	$m_k$ коеф. розподілу	$0 < m_k < 0,5$	Фізика процесу
2.	$D_k$ коеф. розподілу	$\begin{cases} \text{При } m_k < 0,25, 0 \leq D_k < \left(\frac{m_k}{3}\right)^2 \\ \text{При } m_k \geq 0,25, 0 \leq D_k < \left(\frac{0,5 - m_k}{3}\right)^2 \end{cases}$	Алгоритм, фізика процесу
3.	$m_n$ кількість фрагм.	$2 \leq m_n < \infty$	Алгоритм, фізика процесу
4.	$D_n$ кількість фрагм.	$0 \leq D_n \leq \left(\frac{m_n - 2}{3}\right)^2$	Фізика процесу

Наприклад, при коефіцієнті розподілу 0,25 діапазон його зміни в силу того, що він є випадковою величиною, яка підкоряється нормальному закон розподілу, не може бути більше  $2 \cdot m_k$ , а при коефіцієнті, більшому 0,25, не може бути більш, ніж  $2 \cdot (0,5 - m_k)$ . Звідти і знаходяться значення максимально припустимої дисперсії коефіцієнту розподілу  $\left(\frac{m_k}{3}\right)^2$  і  $\left(\frac{0,5 - m_k}{3}\right)^2$ , де  $\frac{m_k}{3}$  і  $\frac{0,5 - m_k}{3}$  – відповідні середньоквадратичні відхилення.

Права границя математичного очікування кількості фрагментів, що утворилися, визначається мінімальним розміром частинки, яка може утворитись в моделі замкненого циклу руйнування (табл. 1.2). Таким чином, послідовний розподіл частинки припиняється тоді, коли в результаті руйнування утвориться фрагмент частинки з розміром меншим, ніж закладений в модель. Міркуючи так

само, як і при визначенні діапазону зміни коефіцієнту розподілу, можна показати, що діапазон зміни кількості фрагментів не може бути більш ніж  $2 \cdot (m_n - 2)$ .

#### 1.3.4 Чисельне моделювання руйнації окремої частинки залізної руди

Для одержання параметрів функції розподілу фрагментів зруйнованої частинки (1.8) проводилося моделювання одночасного руйнування 1000 частинок, розмір і маса яких приведені до 1 (табл. 1.3, рис. 1.7). Значення дисперсій приймалися максимально можливими, з огляду на обмеження (табл. 1.2). Після одержання розподілу фрагментів руйнування в табличному виді з виразів (1.10) і (1.11) визначалися коефіцієнти  $n$  і  $c$ , відповідно. Розміри чарунок сит обчислювалися з використанням методу найменших квадратів так, щоб крива теоретичної функції розподілу проходила якнайближче до точок функції розподілу, які визначені при моделюванні.

Функція розподілу описується виразом (1.8). Отже, щільність розподілу або щільність імовірностей буде описуватися наступним виразом:

$$(R)' = c \cdot \frac{(d - L_{min})}{(L_{max} - d)^2} \cdot ((d - L_{min}) + n \cdot (L_{max} - d)) \cdot e^{-c \cdot \frac{(d - L_{min})^n}{(L_{max} - d)}} \quad (1.14)$$

Дослідження моделі руйнування частинки показали, що вона найбільш чутлива до оцінки математичного очікування кількості фрагментів (рис. 1.7). Цей параметр дозволяє зміщати гранулометричний склад продуктів руйнування від великих класів до дрібного і, навпаки, в найбільш широкому діапазоні. Отже, він визначає кількість частинок, що буде виведено з замкнутого циклу апаратом, що класифікує, тобто, впливає на розрахунковий коефіцієнт циркуляції. Коефіцієнт розподілу доцільно використовувати для тонкого налагодження моделі на технологічний процес.

Наприклад, при коефіцієнті розподілу 0,25 діапазон його зміни в силу того, що він є випадковою величиною, яка підкоряється нормальному закон розподілу, не може бути більше  $2 \cdot m_k$ , а при коефіцієнті, більшому 0,25, не може бути більш, ніж  $2 \cdot (0,5 - m_k)$ . Звідти і знаходяться значення максимально припустимої дисперсії коефіцієнту розподілу і відповідні середньоквадратичні відхилення.

З погляду фізики процесу подрібнення, в дійсності не має значення, через що змінилися умови подрібнення усередині барабану млина: через зміну гранулометричного складу куль, міцності і гранулометричного складу руди або сукупності цих факторів. Можливо таке їх сполучення, при якому умови подрібнення не зміняться. Таким чином, зміна оцінки математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки, що утворилися, буде достатнім для того, щоб імітаційна модель замкнутого циклу подрібнення була налагоджена на технологічний процес і адекватно імітувала його з погрішністю, яка прийнята для визначення управляючого впливу – витрати первинної руди в завантажувальну горловину млина.



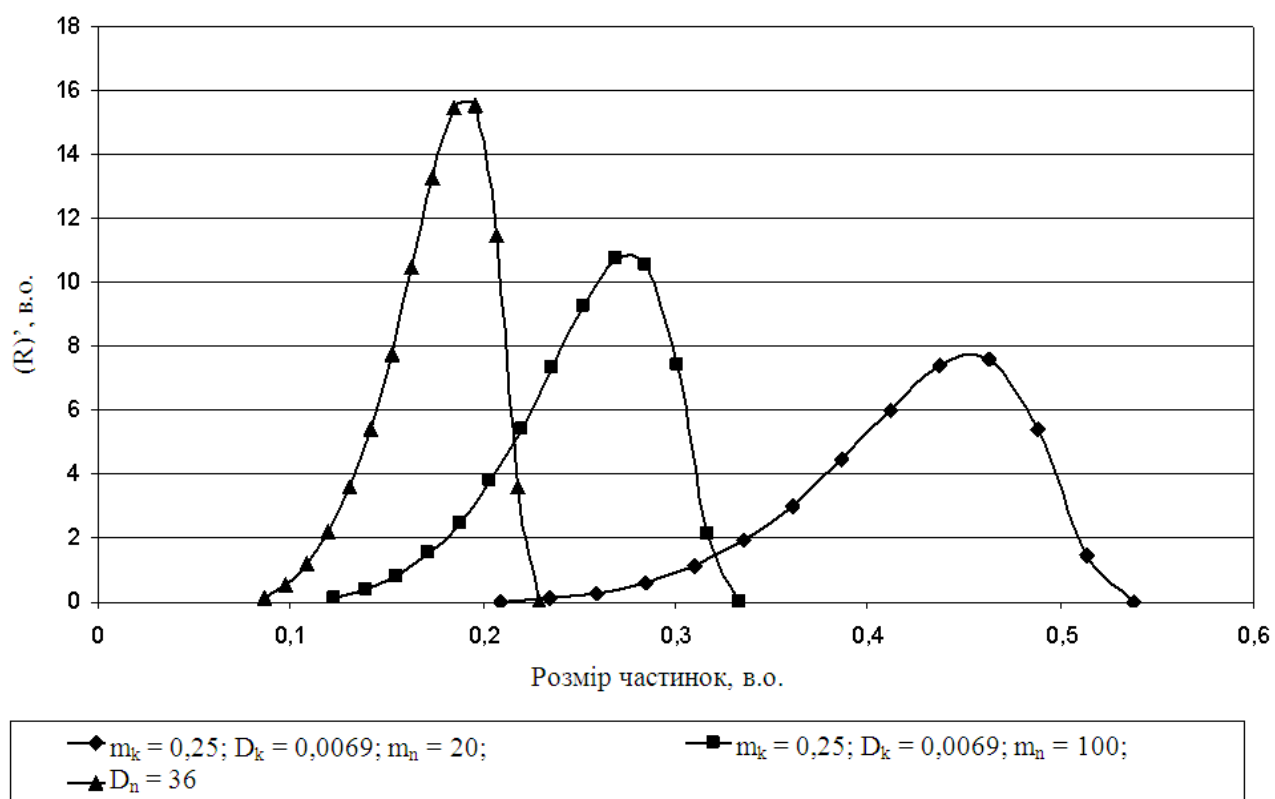
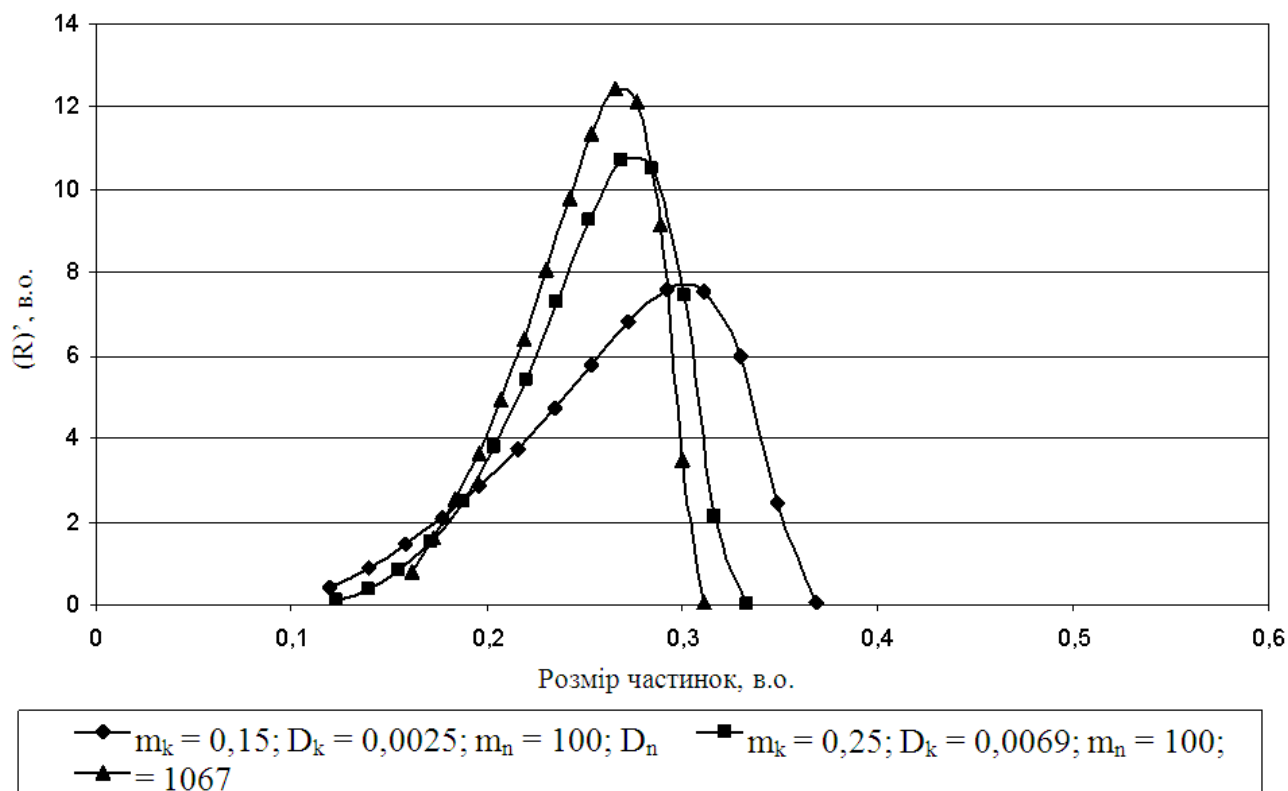


Рисунок 1.7 – Щільність розподілу продуктів руйнування частинок

Таблиця 1.3 – Параметри функцій розподілу фрагментів зруйнованих частинок

№	$m_k$	$D_k$	$m_n$	$D_n$	$L_1$	$L_2$	$R_1$	$R_2$	$L_{\min}$	$L_{\max}$	$c$	$n$
1.	0,15	0,0025	100	1067	0,22815	0,25998	0,7667	0,5998	0,10082	0,38731	1,93357	2,2742
2.	0,25	0,006944	100	1067	0,21461	0,24156	0,8394	0,6682	0,1068	0,34937	2,73877	10,52119
3.	0,4	0,001111	100	1067	0,20741	0,28453	0,8725	0,1273	0,14957	0,32309	1,90825	3,63042
4.	0,25	0,006944	20	36	0,31028	0,43708	0,96	0,4611	0,18348	0,56388	3,24494	8,42269
5.	0,25	0,006944	300	9867	0,14854	0,16691	0,8413	0,6745	0,07507	0,24038	2,69054	17,83783
6.	0,25	0,006944	110	1296	0,2642	0,21093	0,8269	0,355	0,10439	0,3441	2,92117	17,54568

1.4 Розробка стохастичної моделі процесів з використанням інтегрованої оцінки умов подрібнювання в барабані кульового млина в замкненому циклі

#### 1.4.1 Опис гранулометричного складу продуктів руйнування

Позначимо вміст частинок класу крупності  $L_i$  у вхідному навантаженні через  $\alpha_i$  (рис.1.8). Тоді, якщо  $Q$  витрата в млин первинної сировини, то  $\alpha_i \cdot Q$  – масова кількість частинок класу крупності  $L_i$ , що потрапили з первинною сировиною на подрібнення [21].

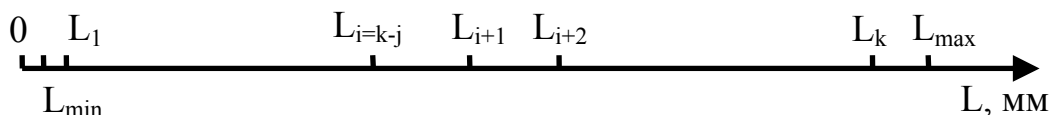


Рисунок 1.8 – Схема розподілу матеріалу, що подрібнюється, на класи

Завжди можна розділити продукт, який подрібнюється, на класи крупності так, що при руйнуванні частинки жоден з її фрагментів не залишиться в класі крупності частинки, яка руйнується. При зазначених умовах розподілу на класи на виході млина, який працює в розімкненому циклі, відповідно до (1.4) маємо масову витрату частинок крупного класу, яка дорівнює:

$$M_{k\{Mp\}} = \alpha_k \cdot Q \cdot [1 - p(L_k)] \quad (1.15)$$

де  $\alpha_k$  – вміст в первинному живленні частинок крупного класу;

$p(L_k)$  – імовірність влучення в зони руйнування частинок крупного класу.

Частинки крупного класу не виводяться апаратом, що класифікує, у кондиційний продукт. Тому, якщо після 1-го проходу через млин масова витрата крупного класу на виході млина зменшиться і буде визначатися з виразу (1.15)  $M_{k1\{M\}} = M_{k\{Mp\}}$ , то після другого проходу через млин вона стане дорівнювати:

$$M_{k2\{M\}} = \alpha_k \cdot Q \cdot [1 - p(L_k)]^2 \quad (1.16)$$

Таким чином, кожен прохід через млин буде скорочувати вміст крупного класу, що потрапляє в млин у  $[1 - p(L_k)]$  раз. Узагальнюючи, для  $n$  го проходу одержимо:

$$M_{kn\{M\}} = \alpha_k \cdot Q \cdot [1 - p(L_k)]^n \quad (1.17)$$

В остаточному підсумку масова витрата крупного класу в розвантаженні млина, що працює в замкненому циклі зі спіральним класифікатором, буде дорівнювати сумі масових витрат крупного класу, що не зруйнований після кожного проходження через класифікатор і млин:

$$M_{k\{M\}} = Q \cdot \alpha_k \cdot \sum_{n=1}^{\infty} [1 - p(L_k)]^n \quad (1.18)$$

Сума в виразі (1.18) є сумою членів нескінченно спадної геометричної прогресії:

$$M_{k\{M\}} = Q \cdot \alpha_k \cdot \frac{[1 - p(L_k)]}{1 - [1 - p(L_k)]} = Q \cdot \alpha_k \cdot \frac{[1 - p(L_k)]}{p(L_k)} \quad (1.19)$$

Поведінка довільного класу крупності відрізняється від поведінки крупного класу в замкнутому циклі подрібнення. Спочатку в замкнений цикл подрібнення

подається масова витрата частинок довільного  $i$ -го кондиційного класу крупності, що визначається добутком:

$$M_i = Q \cdot \alpha_i, \quad (1.20)$$

де  $\alpha_i$  – вміст у первинному живленні частинок крупного класу.

Після першого проходу через млин масова витрата частинок довільного  $i$ -го кондиційного класу крупності зменшиться в  $(1 - p(L_i))$  раз:

$$M_{i\{Mp\}} = \alpha_i \cdot Q \cdot [1 - p(L_i)], \quad (1.21)$$

$p(L_i)$  – імовірність влучення в зони руйнування частинок  $i$ -го класу.

При цьому з частинок, що зруйнувалися, утворяться фрагменти більш дрібних класів з масовою витратою:

$$M_{\phi\{Mp\}} = \alpha_i \cdot Q \cdot [1 - p(L_i)] \cdot p(L_i). \quad (1.22)$$

Для обліку факту класифікації як готового класу деякої частинки довільного  $i$ -го класу позначимо через  $k_i$  частину частинок цього класу крупності, виведених із процесу подрібнення класифікатором. Тоді після першого проходження апарата, який класифікує, масова витрата  $i$ -го довільного класу крупності в зливні класифікатора й у пісковому навантаженні відповідно визначається:

$$M_{i\{K\}} = M_{i\{Mp\}} \cdot k_i = \alpha_i \cdot Q \cdot [1 - p(L_i)] \cdot k_i, \quad (1.23)$$

$$M_{i\{П\}} = M_{i\{Mp\}} \cdot (1 - k_i) = \alpha_i \cdot Q \cdot [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i). \quad (1.24)$$

В остаточному підсумку, в межі, після завершення перехідного процесу масові витрати частинок  $i$ -го класу крупності в розвантаженні млина, пісках і зливні класифікатора визначаються відповідними сумами членів спадних нескінченних геометричних прогресій і виявляються рівними:

$$M_{i\{M\}} = \frac{Q \cdot \alpha_i}{(1 - k_i)} \cdot \frac{[1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} = Q \cdot \alpha_i \cdot \frac{[1 - p(L_i)]}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)}, \quad (1.25)$$

$$M_{i\{П\}} = Q \cdot \alpha_i \cdot \frac{[1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} = M_{i\{M\}} \cdot (1 - k_i), \quad (1.26)$$

$$\begin{aligned} M_{i\{K\}} &= \frac{Q \cdot \alpha_i}{(1 - k_i)} \cdot \frac{[1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i) \cdot k_i}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} = \\ &= Q \cdot \alpha_i \cdot \frac{[1 - p(L_i)] \cdot k_i}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} = M_{i\{M\}} \cdot k_i. \end{aligned} \quad (1.27)$$

А масові витрати фрагментів частинок  $i$ -го класу крупності:

$$M_{\phi\{M\}} = \frac{Q \cdot \alpha_i \cdot p(L_i)}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)}, \quad (1.28)$$

$$M_{\phi\{П\}} = \frac{Q \cdot \alpha_i \cdot p(L_i) \cdot \sum_{l=1}^{i-1} p(L_l/L_i) \cdot (1 - k_l)}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} = M_{i\phi p\{M\}} \cdot \sum_{l=1}^{i-1} p(L_l/L_i) \cdot (1 - k_l), \quad (1.29)$$

$$M_{\phi\{K\}} = \frac{Q \cdot \alpha_i \cdot p(L_i) \cdot \sum_{l=1}^{i-1} p(L_l/L_i) \cdot k_l}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} = M_{i\phi p\{M\}} \cdot \sum_{l=1}^{i-1} p(L_l/L_i) \cdot k_l. \quad (1.30)$$

Можна показати, що при  $k_i = 0$  вирази (1.25) – (1.30) дозволяють визначати масові витрати частинок і фрагментів будь-якого некондиційного класу крупності. Таким чином, вирази (1.25) – (1.30) встановлюють зв'язок між масовою витратою в завантажувальній горловині млина частинок будь-якого  $i$ -го класу крупності і масовими витратами частинок цього класу і фрагментів їхнього руйнування в розвантаженні млина, пісках і зливні класифікатора.

Після врахування того, що, крім  $Q \cdot \alpha$ , у завантажувальній горловині млина присутні джерела  $i$ -го класу, що надходять разом з пісковим навантаженням отримуємо вирази для розрахунку масових витрат частинок довільного  $k - j$ -го класу крупності в розвантаженні млина, пісках і зливні класифікатора:

$$M_{k-j\{M\}} = \frac{[1 - p(L_{k-j})]}{1 - [1 - p(L_{k-j})] \cdot (1 - k_{k-j})} \cdot (Q \cdot \alpha_{k-j} + M_{k-j\{II\} \rightarrow \{3\}}) \quad (1.31)$$

Тоді масові витрати  $k - j$ -го класу крупності в пісках і зливні класифікатора, відповідно до (1.29), (1.30) і (1.31) визначаються так:

$$M_{k-j\{II\}} = M_{k-j\{M\}} \cdot (1 - k_{k-j}) \quad (1.32)$$

$$M_{k-j\{K\}} = M_{k-j\{M\}} \cdot k_{k-j} \quad (1.33)$$

Таким чином, при відомих масових витратах частинок у завантаженні млина, які класифіковані по розмірах, вирази (1.31) – (1.33) дозволяють визначити розрахункові гранулометричні склади продуктів подрібнення в розвантаженні млина, пісках і зливні класифікатора. При цьому враховані всі джерела частинок  $k - j$ -го класу крупності в завантаженні млина.

#### 1.4.2. Імовірність влучання частинок в зону руйнування

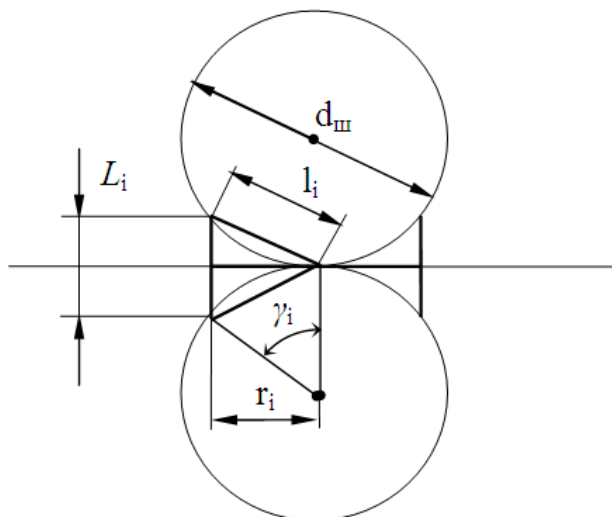
З (1.31) випливає, що визначення масової витрати частинок заданого класу крупності на виході млина неможливо без знання значень  $p(L_i)$  і  $p(L_i/L_i)$ . Відпрацюємо методику розрахунку значення  $p(L_i)$  за умови, що для частинок деякого обраного класу крупності значення імовірності руйнування відоме для заданого відрізка часу  $t_{\phi i}$  перебування частинки в кульовому завантаженні.

$$\text{З (1.5) можна визначити коефіцієнт } b_i = \frac{t_{\phi i}}{\ln(1 - p(L_i))}.$$

Одним з факторів, що впливають на значення  $p(L_i)$ , є площа фрагмента площини, дотичної до куль, які стикаються одна з одною, у точці їхнього контакту. Цей фрагмент площини визначається як коло з центром, який розташований у точці дотику куль, і має радіус, що дорівнює висоті рівностороннього трикутника, основа якого дорівнює розмірові частинки, яка руйнується, (рис.1.9).

$$\text{Очевидно, що } \frac{l_i}{2} = \frac{d_u}{2} \cdot \sin \frac{\gamma_i}{2}, \quad l_i = d_u \cdot \sin \frac{\gamma_i}{2}, \quad \frac{L_i}{2} = l_i \cdot \sin \frac{\gamma_i}{2}, \quad \frac{L_i}{2} = d_u \cdot \sin^2 \frac{\gamma_i}{2},$$

$$\sin^2 \frac{\gamma_i}{2} = \frac{L_i}{2 \cdot d_u}, \quad r_i = \sqrt{l_i^2 - \left(\frac{L_i}{2}\right)^2} = \sqrt{\left(\frac{L_i}{2}\right)^2 \cdot \left(\frac{1}{\sin^2 \frac{\gamma_i}{2}} - 1\right)} = \frac{L_i}{2} \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot d_u^2}{L_i^2} - 1}.$$



$d_{\text{ш}}$  – діаметр кулі;

$L_i$  – розмір частинки, що руйнується, (основа трикутника);

$l_i$  – довжина сторони рівностороннього трикутника;

$r_i$  – радіус кола (висота трикутника);

$\gamma_i$  – кут між двома радіусами, що з'єднують з центром кулі кінці хорди, що збігає з однієї зі сторін рівностороннього трикутника

Рисунок 1.9 – До визначення розмірів зони руйнування частинки

Площа фрагмента площини, який нас цікавить, дорівнює:

$$f_i = \pi \cdot r_i^2 = \pi \cdot \left(\frac{L_i}{2}\right)^2 \cdot \left(\frac{2 \cdot d_{\text{ш}}^2}{L_i^2} - 1\right) = \pi \cdot \left(\frac{d_{\text{ш}}^2}{2} - \left(\frac{L_i}{2}\right)^2\right).$$

Отже, імовірності влучення в зони руйнування частинок, що належать різним класам крупності повинні співвідноситися як:

$$p_{\text{в}i} = \frac{p_a(L_i)}{p_a(L_k)} = \frac{2 - (L_i/d_{\text{ш}})^2}{2 - (L_k/d_{\text{ш}})^2}. \quad (1.34)$$

Оскільки розміри частинок в границях свого класу змінюються в межах, які обмежують цей клас, то вираз (1.34) варто застосовувати до однойменної (нижньої або верхньої) межі класів крупності.

Вираз (1.34) будемо використовувати для визначення значень  $b_i$  класів крупності, що розглядаються, за заданим значенням  $b_i$  для одного з цих класів крупності. При цьому, з метою виключення ситуації, в якій для крупного класу  $p_a(L_k)$  виявиться рівною або більшою одиниці, визначення значення  $b_i$  варто виконувати при  $i=k$ , тобто за заданим значенням  $p_a(L_k)$ .

Якщо конструктивно створені умови, при яких частинки деякого класу крупності не можуть бути виведені з млина до їхнього руйнування, тоді  $p_a(L_k)=1$ . У цьому випадку  $p_a(L_k) \rightarrow 1$  при  $a \rightarrow \infty$ . Значення  $p_a(L_k)$ , як буде показано далі, може служити характеристикою ступеня подрібнення сировини в млині з заданими конструктивними параметрами, які включають і властивості середовища, що подрібнюється.

Визначення часу перебування частинок у кульовому завантаженні почнемо з заповнень млина кулями, при яких спостерігається тільки водоспадний режим руху

куль (малі коефіцієнти заповнення) (рис. 1.10). Будемо вважати, що осад у кульовому заповненні піднімається до точки відриву кулі. Тоді, відповідно до [25], час перебування тшчі кулі в і-ом шарі буде визначатися виразом:

$$t_{uci} = \frac{\theta_i}{\omega}, \quad (1.35)$$

де  $\theta_i$  – кутова відстань,  $\omega$  – кутова швидкість обертання млина.

У [25] показано, що  $\theta_i = 360^\circ - 4 \cdot \alpha_i$ , де  $\alpha_i$  – кут відриву кулі відповідного шару. При водоспадному режимі  $\cos \alpha_i = \psi_{i2} \cdot K_{ri}$ , де коефіцієнт відносної швидкості  $\psi = \frac{\omega}{\omega_{kpi}}$ ;  $\omega_{kpi}$  – умовна кутова критична швидкість ( $\omega_{kpi} = \sqrt{\frac{g}{R_i}}$ , де  $g$  – прискорення вільного падіння,  $R_i$  – відстань від центра млина до центра кулі і-го шару);  $K_{ri}$  – відносний радіус ( $K_{ri} = \frac{2 \cdot R_i}{2 \cdot R_M - d_u}$ , див. рис. 1.11).

Кількість куль шару, які не знаходяться на параболічній траєкторії польоту, дорівнює  $N_{li} = \frac{R_i \cdot \theta_i}{d_u} \cdot \frac{L_M}{d_u}$ , де  $L_M$  – довжина робочого простору барабана млина. У довільному поперечному перерізі млина кількість таких куль визначається виразом  $N_{licce} = \frac{R_i \cdot \theta_i}{d_u}$ . Кількість куль і-го шару, що знаходяться на параболічній траєкторії руху, визначається з виразу [25]:

$$N_{2i} = N_{li} \cdot \frac{4 \cdot K_{ri} \cdot \psi_i^2 \cdot \sqrt{1 - K_{ri} \cdot \psi_i^2}}{2 \cdot \pi - 4 \cdot \arccos(K_{ri} \cdot \psi_i^2)}. \quad (1.36)$$

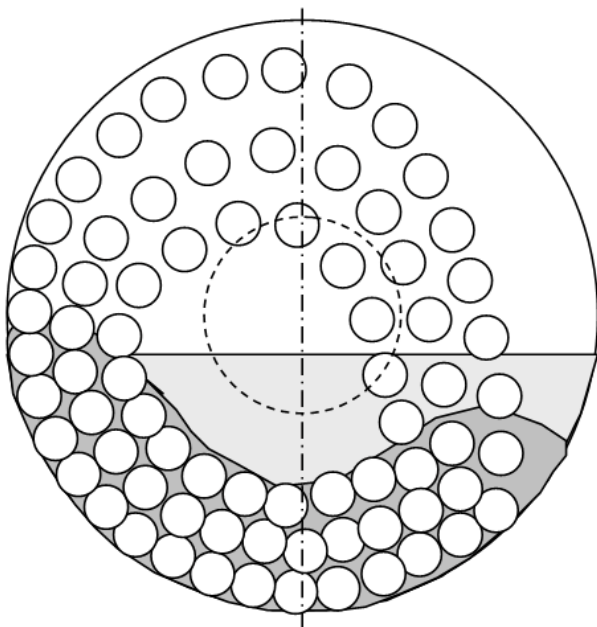


Рисунок 1.10 – Схема заповнення об'єму усередині млина кулями, пульпою й осадом

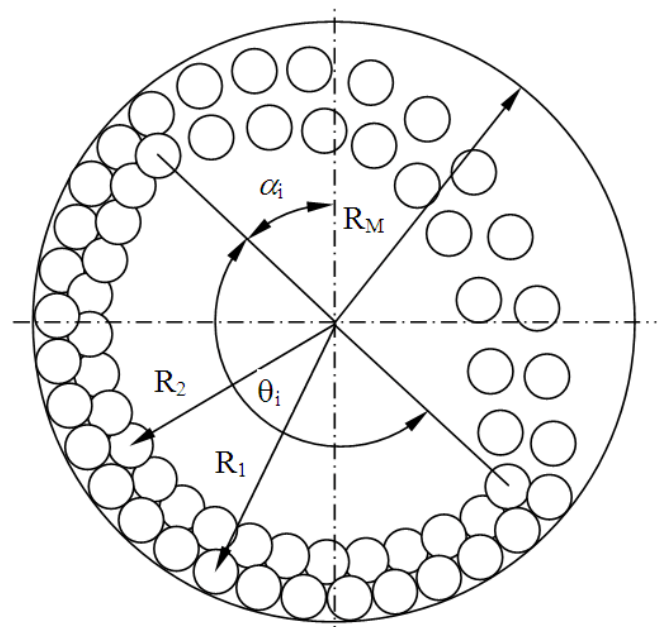


Рисунок 1.11 – До визначення перебування осаду в кульовому завантаженні

З метою визначення частини кульового заповнення млина, яка приймає участь в процесі подрібнення і створена і-тим шаром куль, обчислимо величину кульового заповнення млина, яка створюється одним рядом куль, що покладений уздовж внутрішньої твірної барабану млина. Кількість куль у ряді дорівнює  $\frac{L_M}{d_{uu}}$ . Об'єм кулі

$V_{uu} = \frac{4}{3} \cdot \pi \cdot \frac{d_{uu}^3}{8} = \frac{1}{6} \cdot \pi \cdot d_{uu}^3$ . Об'єм млина  $V_M = \frac{\pi \cdot D_M^2}{4} \cdot L_M$ , де  $D_M$  – внутрішній діаметр барабану млина. Очевидно, що ступінь заповнення млина, яка створюється одним рядом куль дорівнює:

$$\varphi_p = \frac{2}{3} \cdot \frac{d_{uu}^3}{D_M^2 \cdot L_M} \cdot \frac{L_M}{d_{uu}} = \frac{2}{3} \cdot \left( \frac{d_{uu}}{D_M} \right)^2. \quad (1.37)$$

Отже, ступінь заповнення млина і-тим шаром куль при водоспадному режимі:

$$\varphi_i = \varphi_p \cdot (N_{1i} + N_{2i}) = \frac{2}{3} \cdot \left( \frac{d_{uu}}{D_M} \right)^2 \cdot \left( 1 + \frac{4 \cdot K_{ri} \cdot \psi_i^2 \cdot \sqrt{1 - K_{ri} \cdot \psi_i^2}}{2 \cdot \pi - 4 \cdot \arccos(K_{ri} \cdot \psi_i^2)} \right). \quad (1.38)$$

Оскільки в процесі подрібнення беруть участь тільки  $N_{1i}$  куль шару, то для водоспадного режиму роботи можна записати вираз для визначення ступеня заповнення млина кулями, які подрібнюють:

$$\varphi_{uzm} = \varphi_p \cdot \sum_{i=1}^m N_{1i}, \quad (1.39)$$

де  $m$  – кількість шарів куль.

Ступінь заповнення млина кулями:  $\varphi = \sum_{i=1}^m \varphi_i = \varphi_p \cdot \sum_{i=1}^m (N_{1i} + N_{2i}) = \varphi_{uzm} + \varphi_p \cdot \sum_{i=1}^m N_{2i}$ .

Тому

$$\varphi_{uzm} = \varphi - \varphi_p \cdot \sum_{i=1}^m N_{2i}. \quad (1.40)$$

Виведемо вираз для визначення значення  $R_i$ . Будемо вважати, що розташування куль у шарах і рядах відповідає найбільш щільному упакуванню. Очевидно, що чим вище розташований шар, тим менше в ньому куль. На поздовжньому розрізі млина (рис.1.12) видно, що значення радіуса, на якому розташовується наступний зверху шар куль  $R_i$ , не може бути менше радіуса  $R_1$  шару, який лежить під ним, більш ніж на  $h_{max} = \sqrt{d_{uu}^2 - \left( \frac{d_{uu}}{2} \right)^2} = d_{uu} \cdot \sqrt{\frac{3}{4}} = 0,866 \cdot d_{uu}$ .

Окремі ж кулі верхнього шару можуть знаходитися в контакті не з двома (рис. 1.12), з трьома кулями (рис. 1.13). Центр такої кулі збігається з вершиною тригранної піраміди. Довжина всіх ребер цієї піраміди однакова і дорівнює діаметру кулі  $d_{uu}$ . Основа такої піраміди обмежена ребрами, що з'єднують центри трьох куль нижнього шару, які дотикаються одне до одного. Висота цієї піраміди, як впливає з виду «В» на рис. 1.13, дорівнює:  $h_{min} = \sqrt{d_{uu}^2 - \left[ \frac{d_{uu}}{2} \cdot \cos 30^\circ \right]^2} = d_{uu} \cdot \sqrt{0,667} = d_{uu} \cdot 0,816$ .



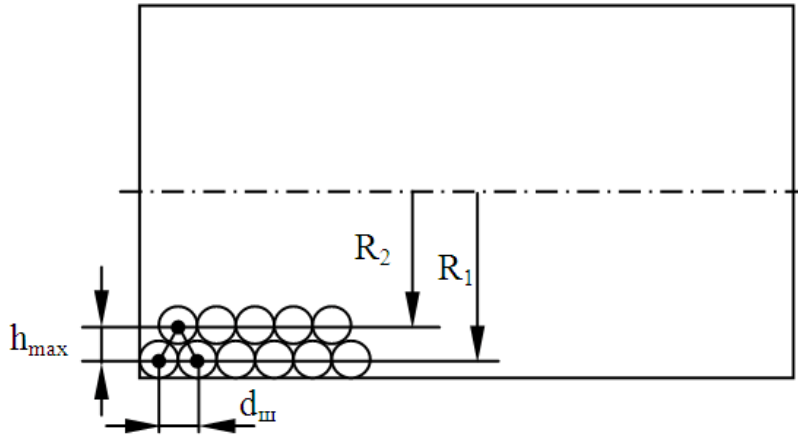


Рисунок 1.12 – До визначення радіуса шаруючи куль

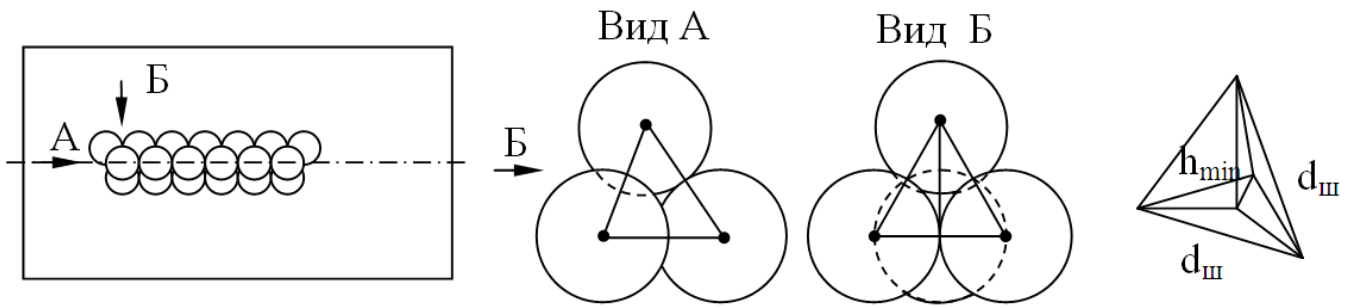


Рисунок 1.13 – Визначення величини мінімальної зміни радіуса шару куль

Нестійким, а отже малоймовірним, варто вважати таке розташування куль верхнього шару, при якому контакт із кулями нижнього шару здійснюється тільки в точці. Крайнім випадком є таке взаємне розташування куль верхнього і нижнього шару як показано на рис. 1.14. При такому розташуванні куль  $R_i = R_{i-1}$ .

З огляду на сказане, будемо виходити з того, що  $R_i = R_{i-1} - d_{ш} \cdot \frac{0,866 + 0,816}{2} = R_{i-1} - d_{ш} \cdot 0,841$ .

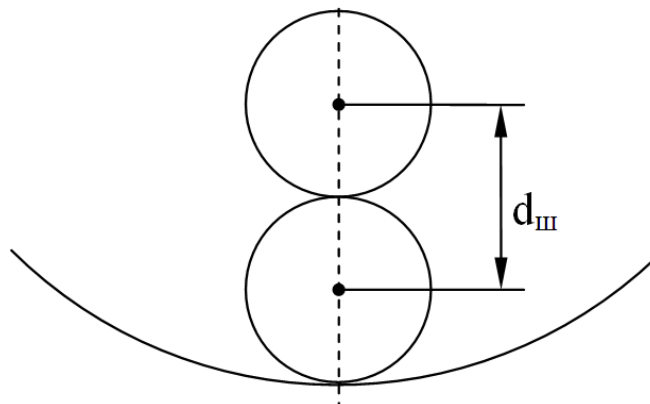


Рисунок 1.14 – Малоймовірний випадок взаємного розташування куль верхнього і нижнього шару

Визначимо кількість куль, що можуть брати участь у процесі подрібнення при водоспадному режимі роботи млина. Позначимо номер самого верхнього шару куль через  $i_{\max}$ . Водоспадний режим у чистому виді можливий, якщо  $K_{r_{i_{\max}}} \leq \frac{0,28}{\psi_i^2}$  [25].

При  $K_{r_{i_{\max}}} > \frac{0,28}{\psi_i^2}$  режим варто відносити до змішаного, тому що кулі верхніх шарів не можуть закінчити своє падіння в точці, де параболічна траєкторія руху кулі закінчується відповідно до гіпотези двофазної схеми її руху, тобто в точці перетинання параболи з окружністю, що проходить через точку відриву кулі.

Якщо відомі три перші величини, то відомі і зв'язок між імовірністю влучення частинки  $i$ -го класу в зону руйнування і ступенем заповнення частини кульового завантаження, яке бере участь у процесі подрібнення.

1.5 Дослідження взаємозв'язків інтегрованої оцінки умов подрібнювання в замкнутому циклі з контрольованими технологічними змінними

1.5.1 Дослідження меж адекватності стохастичної моделі технологічного процесу та визначення мінімально достатньої сукупності значущих змінних, що забезпечує інтегровану оцінку умов подрібнювання з достатньою вірогідністю

1.5.1.1 Методика досліджень

Адекватність моделі досліджено за чотирма позиціями [26].

1. Перевірка адекватності моделі починається з постановки задачі шляхом зіставлення рівнянь або інших математичних співвідношень з вихідною ситуацією. Наприклад, порівняння фізичних розмірностей величин.

2. Модель повинна бути несуперечною та підкорятися усім звичайним математичним законам.

3. Достовірність моделі залежить від її здатності адекватно описувати вихідну ситуацію та розвиток подій в системі після зміни вхідних параметрів.

4. Результати роботи моделі при визначених критеріях і накладених на неї обмежень повинні з задовільною точністю співпадати з експериментальними даними.

Аналіз вище зазначених пунктів доводить, що перші два з них виконані в попередньому розділі. Виходячи з пунктів 3 і 4, для розробленої моделі потрібно довести наступне:

1. Вхідні данні визначаються і вводяться до моделі з похибками, які дають підстави стверджувати, що моделювання відображає реальний процес з точністю, яка дозволяє використовувати модель для побудови верхнього рівня системи управління.

2. Модель адекватно реагує на зміну значень параметрів, які можна отримати шляхом генеральних випробувань замкнутого циклу першої стадії мокрого кульового подрібнення руди.

3. Після настройки моделі на процес вона здатна визначати в сталому режимі максимальну продуктивність замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення по первинній руді з точністю, яка дозволяє її використовувати як основу автоматичної

енергозберігаючої системи управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення.

Для апробації моделі в промислових умовах використовувались дані роботи шостої секції першої збагачувальної фабрики Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату протягом одного місяця. При виборі даної секції в якості експериментальної бази враховувались наступні обставини. По-перше, це діюча промислова секція з типовою технологічною схемою першої стадії подрібнення для гірничо-збагачувальних комбінатів Криворізького басейну. По-друге, для управління цією секцією, використовуються всі САР, які описані в 70-ті роки ХХ століття і реалізовані на базі сучасної обчислювальної техніки.

#### 1.5.1.2 Аналіз похибок вхідних параметрів

Вхідні дані моделі поділяються на два класи [26]: детерміновані та стохастичні. К детермінованим відносять ті величини, які можливо виміряти або визначити хоча б теоретично: витрата руди в млин, витрати води в млин і класифікатор, густина зливу класифікатору, гранулометричні склади первинної руди, пісків та зливу класифікатору, піскове навантаження. К стохастичним – відносяться ті величини, які виміряти неможливо і які мають випадковий характер: імовірність попадання частинок крупного класу в зони руйнування і щільність розподілу фрагментів зруйнованої частинки на більш дрібні класи.

Значення витрати руди в млин, витрат води в млин та класифікатор і густини зливу класифікатора вводяться до моделі з похибками, що обумовлені пристроями, які вимірюють ці величини безпосередньо на об'єкті. Відносна похибка виміру води не перевищує 1,5%. Похибка виміру витрати первинної руди в завантажувальну горловину млина, густини зливу класифікатора, потужності, що витрачає двигун приводу млина та спіралей класифікатору не перевищує 1%.

Для завершення опису замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення в імітаційну модель потрібно ввести дані о гранулометричних складових первинної руди та злива класифікатору. Гранулометричний склад піскового навантаження використовується тільки на стадії доказу адекватності моделі реальному технологічному процесу. Для вводу в модель гранулометричний склад продуктів описується модифікованим рівнянням Розіна-Рамлера (1.8).

Розглянемо просту статистичну сукупність (табл. 1.1), яка одержана при визначенні залишку первинної руди на ситі +25 мм, методом відбору по 20 проб первинної руди, пісків та зливу класифікатору з інтервалом 3 хвилини. Для визначення із експерименту закону розподілу необхідно мати сотні розсівів [24]. Звичайні відхилення якої-небудь випадкової величини відносно її середнього значення підкоряються нормальному закону розподілення [27]. Будемо рахувати, що в нашому випадку відхилення залишків на ситі від середнього значення підкоряється нормальному закону розподілу.

Тому оцінку математичного очікування залишку на ситі частинок класу +25 мм будемо розраховувати наступним чином:

$$m^* = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}, \quad (1.41)$$

де  $x_1, x_2, \dots, x_n$  – залишки на ситові частинок +25 мм, що спостерігаються;  
 $n$  – кількість дослідів.

Незмірнену оцінку дисперсії [24] визначимо з виразу:

$$D^* = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - m^*)^2}{n-1}, \quad (1.42)$$

де  $m$  – оцінка математичного очікування на ситі частинок класу +25 мм.  
 Тоді незміщена оцінка середньоквадратичного відхилення дорівнює:

$$\sigma^* = \sqrt{D^*}. \quad (1.43)$$

Таблиця 1.4 – Залишки на ситі класу +25 мм

№ проби	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Залишок	4,41	4,18 <sup>1</sup>	4,38	4,49	4,39	4,43	4,38	4,39	4,4	4,47
№ проби	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Залишок	4,32	4,47	4,43 <sup>2</sup>	4,41 <sup>3</sup>	4,38	4,44	4,48	4,39	4,45	4,49

Для нормального закону розподілу довірчий інтервал  $m^* \pm \varepsilon$ , де  $\varepsilon$  – похибка визначення оцінки математичного очікування  $m^*$  залишку на ситі з заданою надійною імовірністю  $\alpha$ , можливо визначити з виразу:

$$\varepsilon = t_\alpha \cdot \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - m^*)^2}{n \cdot (n-1)}}, \quad (1.44)$$

де  $t_\alpha$  – коефіцієнт Ст'юдента, який визначається за прийнятою значенням надійної імовірності  $\alpha$  та кількості ступенів свободи  $n - 1$  з таблиць [28].

Якщо в простій статистичній сукупності (табл. 1.4) є значення, яке визначена з грубою похибкою, воно може сильно впливати як на оцінку математичного очікування  $m^*$ , так і на межі довірчого інтервалу  $m^* \pm \varepsilon$ . За звичай промах різко відрізняється за значенням від інших результатів експерименту. Але таке значення не можна кваліфікувати як промах до тих пір, поки не визначено, що воно не є статистичним розкидом.

Є критерій, який дозволяє виявити промах в простій статистичній сукупності [94]. Для рішення питання виключення з ряду статистичної сукупності значення  $x_{\max}$  або  $x_{\min}$ , як грубу похибку необхідно задатися імовірністю  $p$  того, що можна знайти по даному ряду спостережень  $n$  таке  $\xi_n$ , при якому  $P\{v_{\max} \geq \xi_n\} = p$ , для спостереження  $x_{\max}$ , що підозріло відхилилося у праву сторону, або  $P\{v_{\min} \geq \xi_n\} = p$  для спостереження  $x_{\min}$ , що підозріло відхилилося у ліву сторону, де

<sup>1</sup> Послідовний аналіз результатів 13 іспитів показав, що результат іспиту 2 – явний промах.

<sup>2</sup> При включенні в послідовний аналіз даного значення результат іспиту 2 був визначений як явний промах.

<sup>3</sup> Починаючи з цього опиту, результати не потрібні для аналізу.

$$v_{\max} = \frac{x_{\max} - m^*}{\sigma^*}; \quad v_{\min} = \frac{m^* - x_{\min}}{\sigma^*}. \quad (1.45)$$

Для різних  $p$  і  $n$  значення  $\xi_p$  приведені в табл. IV [29].

В нашому випадку застосування методу послідовного аналізу буде наступне [30]. Задамося імовірністю  $p$  для визначення промахів простої статистичної сукупності за критерієм (1.45). Задамося значенням похибки  $\varepsilon\%$  у відсотках від оцінки математичного очікування  $m^*$  залишку на ситі, з якої її необхідно визначати, та  $m^*$  буде знаходитись в межах довірчого інтервалу  $m^* \pm \varepsilon$ . В такому випадку, з однієї сторони, для  $n$  залишків на ситі  $\varepsilon$  визначається з виразу (1.44), з іншого боку, задається виразом:

$$\varepsilon = \frac{m^* \cdot \varepsilon\%}{100}. \quad (1.46)$$

Остаточно одержимо:

$$\varepsilon\% = t_{\alpha} \cdot \frac{100}{m^*} \cdot \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - m^*)^2}{n \cdot (n-1)}}. \quad (1.47)$$

Для перших двох залишків частинок класу +25 мм (табл. 1.4) визначимо з (1.47) значення похибки  $\varepsilon\%$ . Якщо воно більше або дорівнює одержаному значенню з виразу (1.47), іспити завершуємо. Інакше враховуємо третій залишок на ситі класу +25 мм. Тепер у простій статистичній сукупності з трьох залишків визначаємо наявність промаху (1.45). Якщо він знайдений, тоді виключаємо його із сукупності, що підлягає подальшому аналізу. Якщо після послідовного аналізу двадцятого залишку  $\varepsilon\%$  більше заданого, то беремо його або виконуємо послідовний аналіз дослідних даних наново, з більш низькою надійною імовірністю  $\alpha$ .

При обробки простої статистичної сукупності (табл. 1.1) за викладеним алгоритмом задалися надійною імовірністю  $\alpha = 0,99$  та похибкою  $\varepsilon\% = 1$ . Імовірність визначення явного промаху за критерієм (1.50) була прийнята 0,99. Після послідовного аналізу тринадцяти значень було визначено, що  $m^* = 4,4133 \pm 0,0428$ ,  $\varepsilon\% = 0,9698 < 1$ . Таким чином, послідовно визначили вміст частинок заданих класів в гранулометричних складах первинної руди, зливі млина першої стадії подрібнення, пісків та зливі класифікатору. Максимальна кількість проб, яка необхідна для визначення гранулометричного складу первинної руди дорівнює 16 (табл. 1.2). Таким чином послідовний аналіз скорочує витрати на процес відбору проб на 20%.

Щоб одержати залишки продуктів подрібнення на ситі з меншим розміром чарунк, необхідно скласти вмісти класів, які визначені ситами з більш крупними чарунками, та врахувати, що абсолютна похибка алгебричної суми дорівнює сумі абсолютних похибок доданків (табл. 1.5). Відносна похибка суми декількох чисел з однаковими знаками заключна в межах найменшої та найбільшої похибок доданків [27]. Таким чином, відносна похибка залишків на ситі (табл. 1.3) продуктів подрібнення не перевищує 1%.

Для вводу до моделі залишків на ситі спочатку необхідно визначити чотири величини, що входять до складу виразу (1.8): коефіцієнти  $s$  та  $n$ , максимальний

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

$$R_1 = e^{-c \cdot \frac{(d_1 - L_{\min})^n}{L_{\max} - d_1}}, R_2 = e^{-c \cdot \frac{(d_2 - L_{\min})^n}{L_{\max} - d_2}}, R_3 = e^{-c \cdot \frac{(d_3 - L_{\min})^n}{L_{\max} - d_3}} \quad (1.48)$$

одержимо:

$$\frac{\ln\left(\frac{d_2 - L_{\min}}{d_3 - L_{\min}}\right)}{\ln\left(\frac{d_1 - L_{\min}}{d_2 - L_{\min}}\right)} = \frac{\ln\left(\frac{\ln R_2 \cdot (L_{\max} - d_2)}{\ln R_3 \cdot (L_{\max} - d_3)}\right)}{\ln\left(\frac{\ln R_1 \cdot (L_{\max} - d_1)}{\ln R_2 \cdot (L_{\max} - d_2)}\right)}. \quad (1.49)$$

Тоді, для любых трьох залишків на ситі продукту, що приймає участь в процесі подрібнення (табл. 1.5), з різними чарунками  $d_1 < d_2 < d_3$  (1.48), якщо задаватися  $L_{\max}$ , можна отримати множину значень  $L_{\min}$ , при яких буде виконуватись рівність (1.49). А з виразів (1.10) та (1.11) для будь-якої пари значень  $L_{\min}$  та  $L_{\max}$  можна визначити значення коефіцієнтів  $c$  та  $n$ . Для того щоб модифіковане рівняння Розіна-Рамлера (1.8) адекватно описувало залишки на ситах, скористаємось методом найменших квадратів [29]. Так як в нашому випадку можна рахувати, що значення залишків на ситах визначені з однаковою точністю, то критерій буде мати вигляд:

$$S = \sum_{k=1}^m \left( R_k - e^{-c \cdot \frac{(d_k - L_{\min})^n}{L_{\max} - d_k}} \right)^2 \rightarrow \min, \quad (1.50)$$

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

Таким чином, знайдені залишки на ситах, які використовувались для визначення параметрів модифікованого рівняння Розіна-Рамлера (1.8), при мінімальному значенні критерію (1.50), для продуктів, що приймають участь в процесі подрібнення (табл. 1.4). Залежності  $f(L_{\max})$  та  $f(L_{\min})$  (рис. 1.15) для залишків на ситах показують, що для кожного з продуктів, що приймають участь в процесі подрібнення, можна знайти такі пари значень  $L_{\min}$  та  $L_{\max}$ , при яких буде виконуватись рівність (1.49).

В табл. 1.5 приведені параметри  $L_{\min}$ ,  $L_{\max}$ ,  $c$  та  $n$  для кожного продукту, що приймає участь в процесі подрібнення, які вводяться до моделі для опису їх гранулометричних складів. Порівнювальний аналіз залишків на ситах продуктів подрібнювання, які одержані експериментальним та розрахунковим шляхом (табл. 1.7), показує, що максимальне значення відносної похибки даних про їх гранулометричні склади, що вводяться до моделі, не перевищує 3%. Незміщена оцінка середньоквадратичного відхилення для первинної руди дорівнює 1,3%, для зливу млина першої стадії подрібнення – 0,4%, для пісків та зливу класифікатору – 0,8% (табл. 1.7).

Таблиця 1.5 – Гранулометричний склад продуктів за генеральними випробуваннями

Назва продукту	Параметри	Розміри чарунок сита, мм											
		+25	+20	+15	+10	+5	+3	+1	+0,5	+0,28	+0,14	+0,07	+0,05
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Первинна руда	$m^*$ , %	4,4133	7,796	12,328	18,363	24,39	11,439	12,41	3,253	1,4537	0,925	0,4654	0,13
	$D^*$ , % <sub>2</sub>	0,0023	0,0053	0,0168	0,0366	0,0451	0,0181	0,0257	0,0009	0,0004	0,0001	2,7·10 <sup>-5</sup>	0
	$\sigma^*$ , %	0,0477	0,0729	0,1295	0,1913	0,2123	0,1345	0,1604	0,0302	0,0196	0,01	0,0052	0
	$\varepsilon$ , %	0,0428	0,0749	0,1161	0,1828	0,2182	0,1083	0,1182	0,031	0,0145	0,009	0,0044	0
	$\varepsilon$ %, %	0,9698	0,9611	0,9416	0,9955	0,8945	0,9463	0,9523	0,9542	0,9944	0,9693	0,9447	0
	К-сть в.	13	10	12	11	10	14	16	11	16	13	13	7
Злив млин стадії	$m^*$ , %	-	1,2307	2,456	4,688	9,0136	5,9075	12,703	8,0143	6,7031	8,0147	8,0143	3,8933
	$\varepsilon$ , %	-	0,012	0,0243	0,0328	0,0866	0,0494	0,1172	0,0775	0,0647	0,0765	0,0762	0,0372
	$\varepsilon$ %, %	-	0,9757	0,9903	0,6989	0,9607	0,8358	0,9224	0,9672	0,966	0,9549	0,9502	0,9546
Піски класифікатору	$m^*$ , %	-	9,799	9,3	11,800	15,00	9,999	13,7993	6,8013	6,6993	3,5993	4,0008	1,2014
	$\varepsilon$ , %	-	0,0945	0,0859	0,1095	0,1426	0,096	0,137	0,0679	0,0639	0,0356	0,0391	0,0118
	$\varepsilon$ %, %	-	0,9644	0,9231	0,9277	0,9505	0,966	0,9928	0,9989	0,9535	0,9904	0,9761	0,9783
Злив класифікатору	$m^*$ , %	-	-	-	-	-	-	7,649	13,5517	12,1343	13,854	9,9537	3,5493
	$\varepsilon$ , %	-	-	-	-	-	-	0,067	0,1239	0,121	0,1247	0,0959	0,0346
	$\varepsilon$ %, %	-	-	-	-	-	-	0,8764	0,9141	0,9972	0,8999	0,9631	0,9736

Таблиця 1.6 – Залишки на ситі продуктів подрібнення, за генеральними випробуваннями

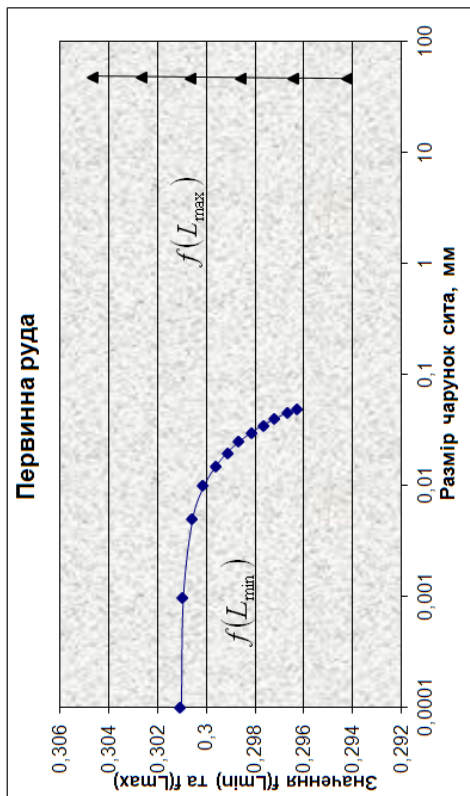
Назва продукту	Параметри, %	Розміри чарунок сита, мм											
		+25	+20	+15	+10	+5	+3	+1	+0,5	+0,28	+0,14	+0,07	+0,05
Первинна руда (PP)	залишок	4,41	12,21 <sup>4</sup>	24,54	42,911	67,291	78,73	91,141	94,39	95,85	96,77	97,24	97,371
	абс. пох.	0,043	0,178	0,234	0,417	0,635	0,743	0,861	0,892	0,907	0,916	0,92	0,92
Злив млина I стадії (PP)	залишок	-	1,23	3,691	8,38	17,391	23,30	36,00	44,02	50,72	58,74	66,75	70,641
	абс. пох.	-	0,012	0,036	0,079	0,165	0,215	0,332	0,409	0,474	0,55	0,627	0,664
Піски класиф. (PP)	залишок	-	9,8	19,11	30,9	45,9	55,9	69,71	76,51	83,2	86,8	90,8	92
	абс. пох.	-	0,095	0,18	0,29	0,433	0,592	0,666	0,734	0,798	0,834	0,873	0,885
Злив класиф. (PP)	залишок	-	-	-	-	-	-	7,651	21,2	33,341	47,19	57,141	60,69
	абс. пох.	-	-	-	-	-	-	0,067	0,191	0,312	0,437	0,533	0,567

Таблиця 1.7 – Порівняльний аналіз залишків на ситі продуктів подрібнення, що одержані, з експерименту та розрахунку

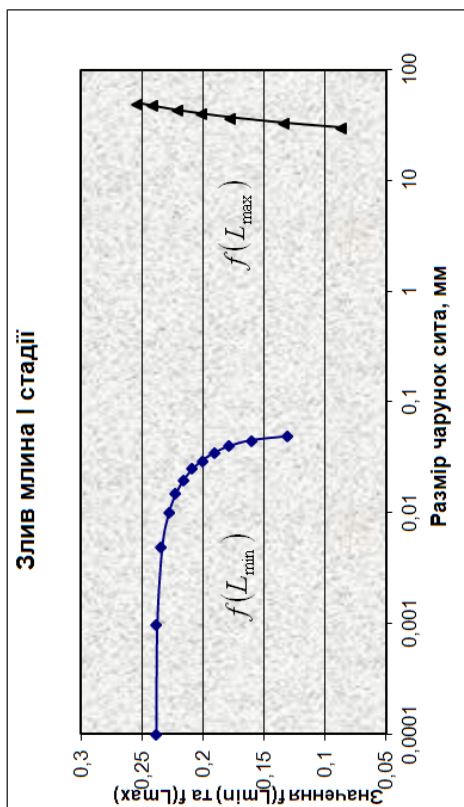
Назва продукту	Параметри, %	Розмір чарунок сита, мм											
		+25	+20	+15	+10	+5	+3	+1	+0,5	+0,28	+0,14	+0,07	+0,05
Первинна руда (PP)	зал. за PP	4,39	12,21	25,00	42,90	66,32	77,70	91,14	95,17	97,15	98,56	99,36	99,61
	абс. пох.	0,02	0	-0,46	0	0,97	1,03	0	-0,77	-1,31	-1,78	-2,12	-2,24
	відн. пох.	0,421	0	1,892	0	1,445	1,313	0	0,82	1,363	1,843	2,177	2,301
Злив млина I стадії (PP)	зал. за PP	-	1,19	3,69	8,47	17,39	23,83	36,92	44,74	51,08	58,54	66,33	70,64
	абс. пох.	-	0,04	0	-0,09	0	-0,53	-0,91	-0,72	-0,35	0,19	0,42	0
	відн. пох.	-	2,948	0	1,055	0	2,253	2,538	1,636	0,699	0,325	0,624	0
Піски класифікатору (PP)	зал. за PP	-	10,02	19,10	30,73	46,34	55,26	69,70	76,50	81,18	85,86	89,83	91,62
	абс. пох.	-	-0,22	0	0,17	-0,44	0,64	0	0	2,02	0,94	0,97	0,38
	відн. пох.	-	2,274	0	0,557	0,96	1,152	0	0	2,422	1,083	1,071	0,408
Злив класифікатору (PP)	зал. за PP	-	-	-	-	-	-	7,65	21,63	33,34	46,04	57,14	61,95
	абс. пох.	-	-	-	-	-	-	0	-0,43	0	1,14	0	-1,26
	відн. пох.	-	-	-	-	-	-	0	2,033	0	2,422	0	2,082

<sup>4</sup> Залишки на ситі, які використовувались для визначення параметрів модифікованого рівняння

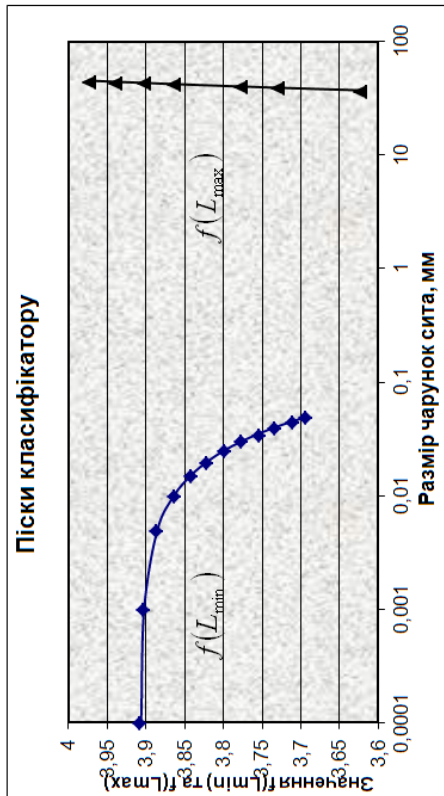




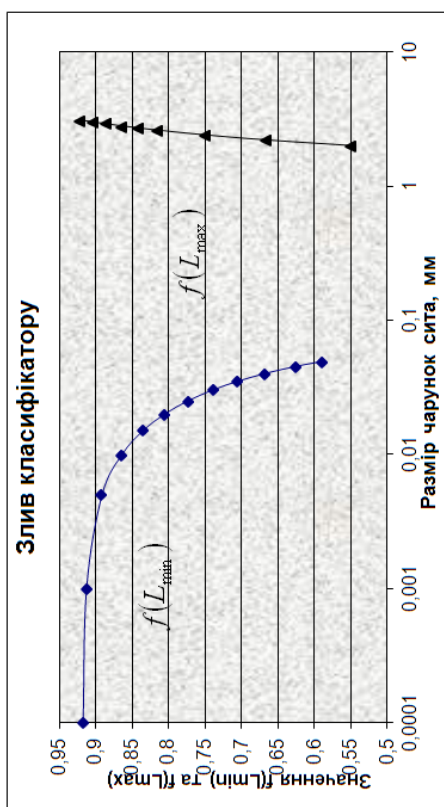
а)



б)



в)



г)

Рисунок 1.15 –  $L_{\min}$  та  $L_{\max}$  продуктів, які беруть участь в процесі подрібнення

Проведені дослідження дозволяють зробити висновок, що відносна похибка визначення детермінованих вхідних даних імітаційної моделі замкнутого циклу подрібнення не перевищує 3%.

Щоб одержати залишки продуктів подрібнення на ситі з меншим розміром чарунок, необхідно скласти вмісти класів, які визначені ситами з більш крупними чарунками, та врахувати, що абсолютна похибка алгебричної суми дорівнює сумі абсолютних похибок доданків (табл. 1.5). Відносна похибка суми декількох чисел з однаковими знаками заключна в межах найменшої та найбільшої похибок доданків [27]. Таким чином, відносна похибка залишків на ситі (табл. 1.3) продуктів подрібнення не перевищує 1%.

### 1.5.1.3 Аналіз похибок вихідних параметрів моделі.

Вихідним параметром імітаційної моделі є коефіцієнт використання кульового завантаження або витрата первинної руди в млин. Модель дозволяє для відомого коефіцієнта кульового завантаження розрахувати витрату первинної руди в млин, та навпаки. Порівнюємо залежність коефіцієнта використання кульового завантаження від продуктивності замкнутого циклу по готовому класу, яка в сталому режимі дорівнює витраті первинної руди в млин, що отримана розрахунковим та експериментальним шляхом.

Якщо за базовий режим роботи замкнутого циклу подрібнення прийняти його роботу з млином, що заповнений кулями на 37% від внутрішнього об'єму барабану, тоді можна прорахувати коефіцієнт використання кульового завантаження для випадку, якщо для подрібнення руди достатньо 20% об'єму млина, який заповнений кулями, 22, 23 та т.д. (табл. 1.7). Додав до позначення величин, що відносяться до базового режиму індекс „Б”, а для позначення величин, що відносяться до інших режимів індекс „Х”, і виходячи з визначення коефіцієнту використання кульового завантаження, можемо записати вираз для його розрахунку:

$$k_{\varphi X} = \frac{\varphi_{здр X}}{\varphi_{здр Б}}, \quad (1.51)$$

де  $\varphi_{здр X}$  – степінь заповнення млина кулями, що подрібнюють, якщо в подрібненні руди приймають участь X % куль від об'єму барабану млина;

$\varphi_{здр Б}$  – степінь заповнення млина кулями, що подрібнюють, в базовому режимі.

Завантажимо млин МШР 3600x5000 кулями так, щоб вони заповнили його об'єм на 20%. Визначимо відповідно відомій методиці, продуктивність замкнутого циклу за готовим класом при коефіцієнті використання кульового завантаження, що дорівнює 1. Потім, приблизно з шагом 0,06, будемо збільшувати коефіцієнт завантаження млина кулями до тих пір, доки він не стане дорівнювати 0,37. Для кожного збільшення коефіцієнту будемо визначати продуктивність замкнутого циклу за готовим класом для режиму, в якому коефіцієнт використання шарового завантаження дорівнює 1. Для всіх випадків густина в зливні млина, класифікатора не змінюється і є така ж сама, як в базовому режимі (рис. 1.16).

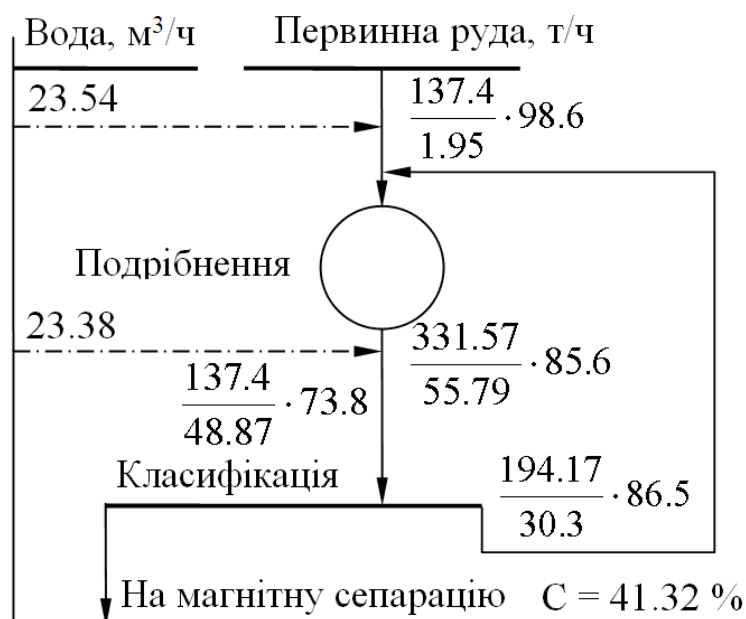


Рисунок 1.16 – Базовий режим роботи замкнутого циклу мокрого подрібнення

Таблиця 1.8 – Порівняння експериментальних та розрахункових значень коефіцієнту використання кульового завантаження і продуктивності замкнутого циклу за готовим класом

Степінь заповнення млина кулями		0.21	0.25	0.315	0.37
Коефіцієнт використання кульового завантаження	експеримент	0.6028	0.7149	0.8923	1
	моделювання	0.5842	0.6906	0.8637	1
	абс. похибка	0.0186	0.0243	0.0286	-
	відн. похибка, %	3.09	3.4	3.21	-
Продуктивність замкнутого циклу за готовим класом, т/год.	експеримент	90.9	103.5	120.7	137.4
	моделювання	88.1	99.9	117	137.4
	абс. похибка	2.8	3.6	3.7	-
	відн. похибка, %	3.05	3.47	3.07	-

Для порівняння експериментальних та розрахункових даних було здійснене налаштування моделі на технологічний процес. В якості базового режиму використовувався режим роботи обладнання при коефіцієнті заповнення млина кулями 37 %. З початку в модель вводились коефіцієнти використання кульового завантаження, що отримані за допомогою виразу (1.51). Для кожного з них визначалось значення продуктивності замкнутого циклу подрібнювання. Одержані результати порівнювались з експериментальними даними. Далі по відомим значенням продуктивності замкнутого циклу по первинній руді використовувались коефіцієнти кульового завантаження.

Результати порівняння експериментальних і розрахункових даних (табл. 1.8) показують, що відносна похибка визначення коефіцієнту кульового завантаження через продуктивність замкнутого циклу подрібнення за готовим класом, та зворотного перерахунку не перевищує 3,5 %. Відомо, що для збагачення відносна похибка в розрахунках 8 % вважається задовільною. Таким чином, можна зробити

висновок, що імітаційна модель адекватно відображує процеси подрібнення та масопереносу руди, що відбуваються в замкнутому циклі мокрого кульового подрібнення, а точність дозволяє використовувати її як джерело знань енергозберігаючої системи ситуаційного управління цим технологічним процесом.

1.5.2 Дослідження взаємозв'язків інтегрованої оцінки умов подрібнювання в замкнутому циклі з контрольованими параметрами

Залежність коефіцієнта використання кульового завантаження від продуктивності млина є статичною характеристикою процесу подрібнення. Визначимо її за допомогою стохастичної моделі. Розрахуємо стохастичні характеристики для руди, подрібнюваність якою в млині характеризується імовірністю влучання крупного класу в зони руйнування, яка дорівнює 0,9 за 1800 с перебування частинок цього класу в кульовому завантаженні. Розрахунок здійснено для процесу подрібнення в кульовому млині МШЦ 3600x4500 при: вмісті твердого в зливні млина 85 %, вмісті в зливні класифікатору (кондиційний продукт) класу -100 мкм – 60 % и -50 мкм – 50 %; степені заповнення барабану млина кулями 37 %; вмісті крупного класу в первинній руді 5%; коефіцієнту поділу частинок 0,3.

Залежності, які отримані розрахунковим шляхом за допомогою імітаційної моделі, не пересікаються, і можна казати, що вони є майже еквідистантними (рис. 1.17). Рівновіддаленість отриманих залежностей говорить про те, що імітаційна стохастична модель циклу подрібнення не має суперечностей з фізикою процесу, який вона описує.

Визначено, що при продуктивності циклу подрібнення, яка дорівнює 140 т/год, коефіцієнт використання кульового завантаження дорівнює 1. Для цього випадку коефіцієнт циркуляції дорівнює 0,7491, а повне навантаження млина по піскам та руді  $(1 + 0,7491) \cdot 140 = 244,874 = \text{const}$  т/ч. Так як при зміні продуктивності циклу без зміни інших умов коефіцієнт циркуляції не змінюється, то степінь використання кульового завантаження зі зниженням продуктивності буде зменшуватися (рис. 1.17). Статична характеристика, що відповідає цьому випадку, відображена на рисунку 1.18.

Проведені дослідження впливу імовірності влучання крупного класу в зону руйнування на залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження при продуктивності млина, що дорівнює 140 т/год. Зміна значення імовірності влучання крупного класу до зон руйнування еквівалентна зміні подрібнюваності руди. На рис. 1.18 представлені залежності коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження при різних  $p(L_k)$  – імовірностях влучання крупного класу в зони руйнування. Тут і далі значення інших неназваних параметрів, такі самі, як у залежностей на рисунку 1.16. З рисунку видно, що зі збільшенням  $p(L_k)$  при незмінній продуктивності коефіцієнт циркуляції зростає. Вплив  $p(L_k)$  на статичні характеристики млина показаний на рисунку 1.17 (криві 1-5). Максимальна продуктивність млина для різних  $p(L_k)$  визначалося з виразу:

$$Q_m \cdot (1 + C) = \text{const}, \quad (1.52)$$

де  $C$  – коефіцієнт циркуляції;

$Q_m$  – максимальна продуктивність млина.

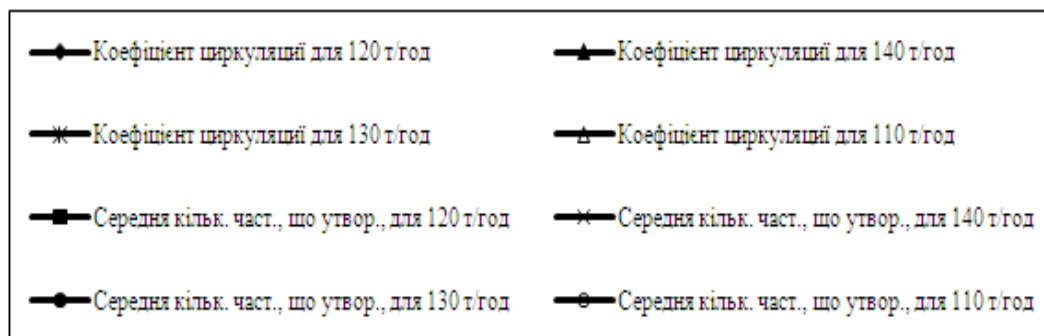
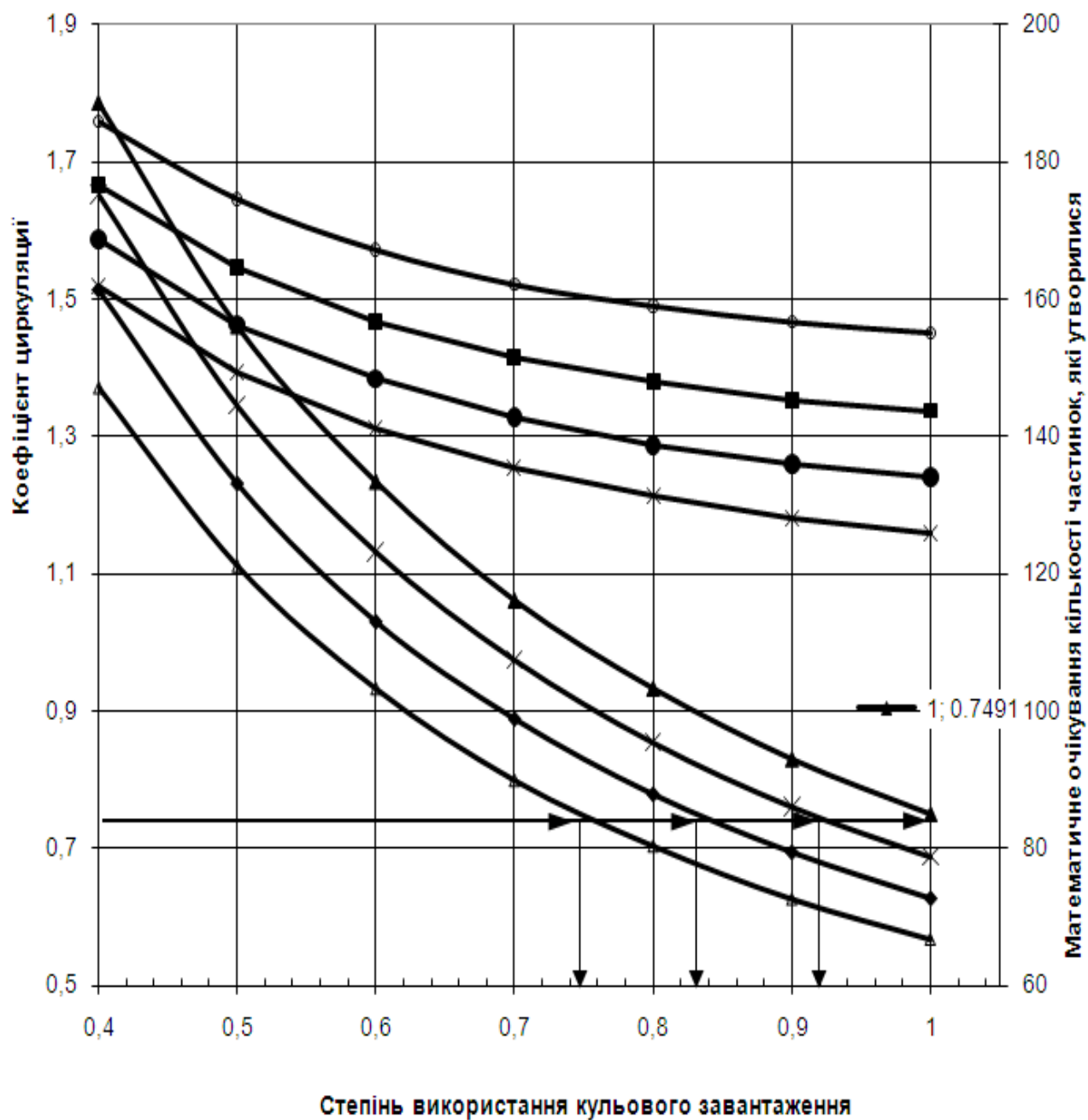
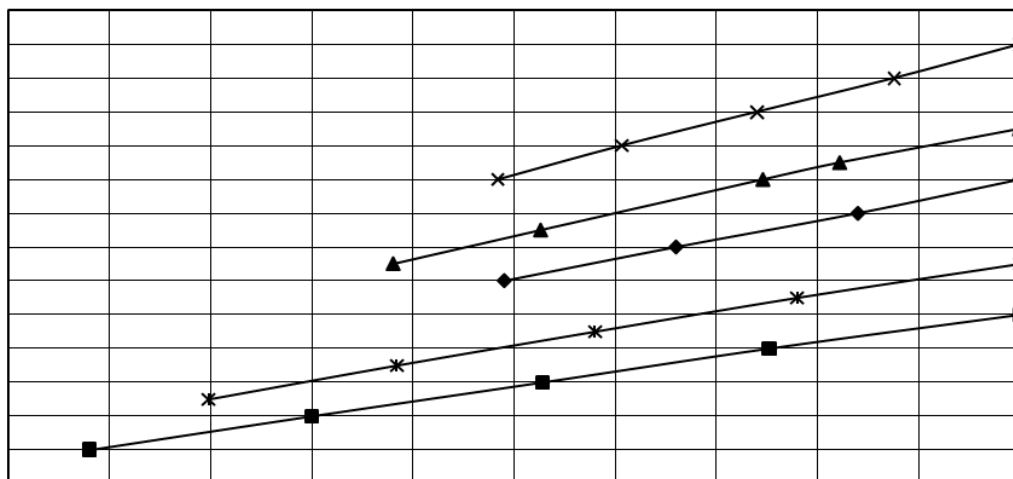


Рисунок 1.17 – Залежність коефіцієнту циркуляції та математичного очікування кількості частинок, які утворюються під час подрібнення, від степені використання кульового завантаження

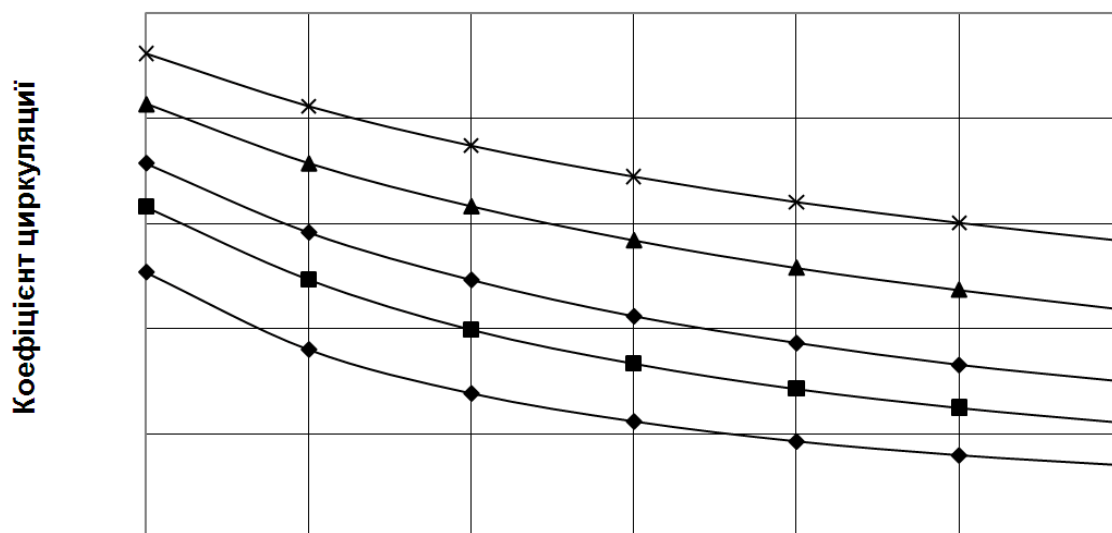
Продуктивність млина, т/год



### Степінь використання кульового завантаження

- ◆ 1. Статична характеристика при  $P(L_k)=0.9$  за 1800 с.
- 2. Статична характеристика при  $P(L_k)=0.7$  за 1800 с.
- \* 5. Статична характеристика при  $P(L_k)=0.8$  за 1800 с.
- ▲ 3. Статична характеристика при  $P(L_k)=0.95$  за 1800 с.
- × 4. Статична характеристика при  $P(L_k)=0.99$  за 1800 с.

Рисунок 1.18 – Статичні характеристики млина



### Степінь використання кульового завантаження

- ◆  $p(L_k)=0,9$
- $p(L_k)=0,95$
- ▲  $p(L_k)=0,8$
- ×  $p(L_k)=0,7$
- ◆  $p(L_k)=0,99$

Рисунок 1.19 – Залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження при різних імовірностях влучання крупного класу в зони руйнування і продуктивності 140 т/год

Проведені дослідження впливу гранулометричного складу в зливні класифікатору на залежність коефіцієнту циркуляції від кульового завантаження. На рисунку 1.19 представлені залежності коефіцієнту циркуляції від кульового завантаження для різних гранулометричних складів кондиційного продукту. Із їх розташування видно, що чим дрібніший кондиційний продукт, тим більший коефіцієнт циркуляції.

Визначено вплив зміни кульового навантаження на залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження. Із залежностей коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження (рис. 1.20) витікає, що при зменшенні кульового завантаження продуктивність млина може не змінюватись лише в тому випадку, якщо буде зростати коефіцієнт циркуляції.

Вплив зміни коефіцієнту ділення частинки на залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження представлена на рисунку 1.21. Коефіцієнт ділення частинки визначає характер руйнування руди. Якщо він прямує до 0, то маємо процес стирання, а якщо він прямує до 0,5, тоді має місце крихке руйнування руди. Збільшення коефіцієнту ділення частинки, призводить до зниження коефіцієнту циркуляції і може розглядатись як еквівалентне збільшення імовірності влучання крупного класу в зони руйнування.

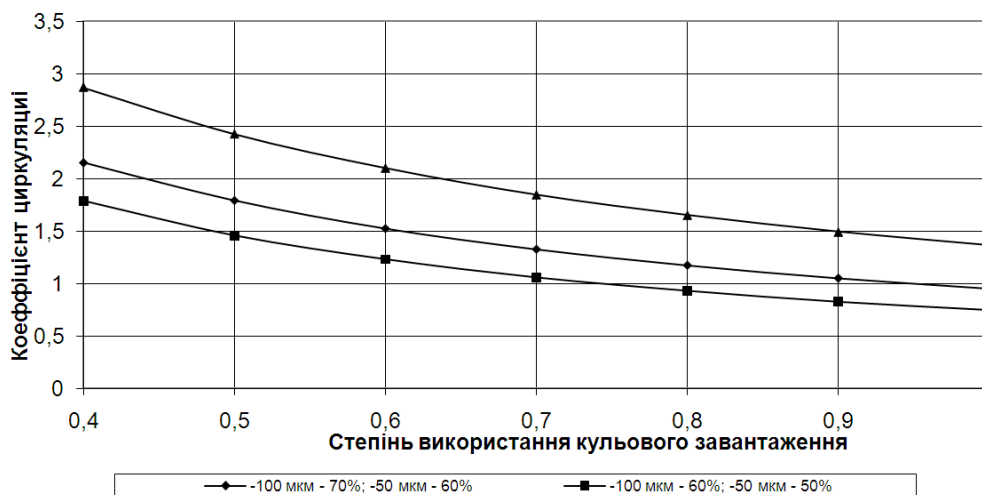


Рисунок 1.20 – Залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження для розрахованих гранулометричних складів кондиційного продукту при продуктивності 140 т/год

Досліджено вплив гранулометричного складу первинної руди на залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження. На рис. 1.22 зображено сімейство залежностей коефіцієнту циркуляції від степені використання шарового завантаження для різних гранулометричних складів первинної руди для продуктивності млина 140 т/год. Із рис. 1.22 видно, що чим крупніше руда, тим вище коефіцієнт циркуляції при однакової степені використання шарового завантаження.

Аналіз впливу неконтрольованих параметрів на залежності коефіцієнту циркуляції від степені використання шарового завантаження показує, що їх вплив може розглядатися як еквівалентна зміна  $p(L_k)$  – імовірності влучання крупного

класу в зоні руйнування. Тому статичні характеристики млина можуть бути однозначно визначені при відомому значенні  $p(L_k)$  і контрольованих параметрів роботи циклу подрібнення: витрати первинної руди в млин; витрати води в млин; витрати пісків; заповнення млина кулями; густини пульпи в зливні класифікатору (гранулометричний склад кондиційного продукту).

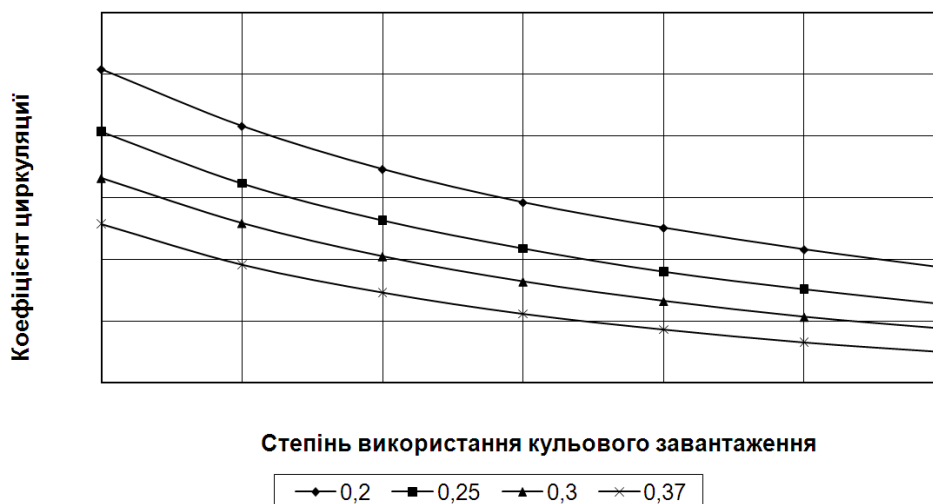


Рисунок 1.21 – Вплив кульового завантаження млина на процес подрібнення при його продуктивності 140 т/год

Значення  $p(L_k)$  визначається для даного млина по заданому кульовому завантаженню (кулям, що приймають участь в процесі подрібнення), по відомому повному навантаженню млина (руда + піски) при ступені використання кульового завантаження, що дорівнює 1. Величина повного завантаження млина при зміні кількості куль, які приймають участь в процесі подрібнення, пропорційне зміні кількості куль, які безпосередньо подрібнюють.

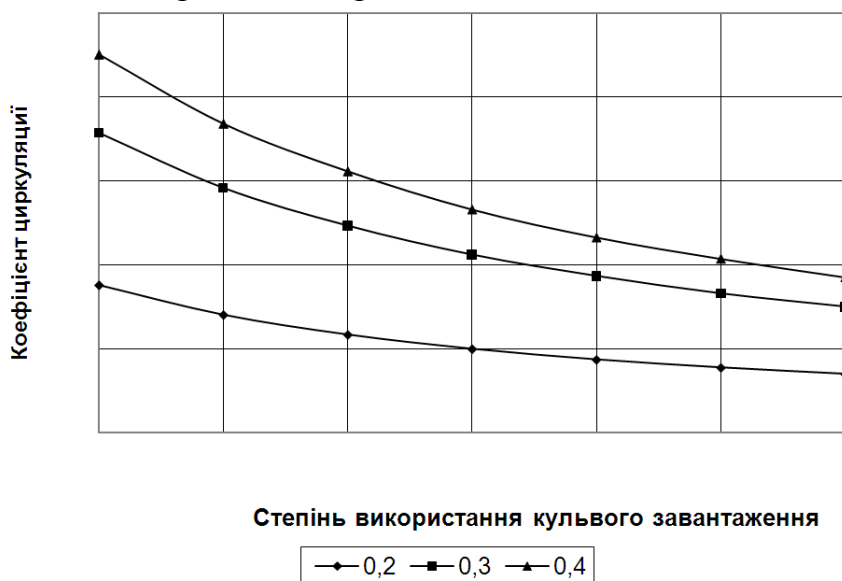


Рисунок 1.22 – Залежність коефіцієнту циркуляції від ступеня використання кульового завантаження для різних коефіцієнтів ділення при продуктивності 140 т/год



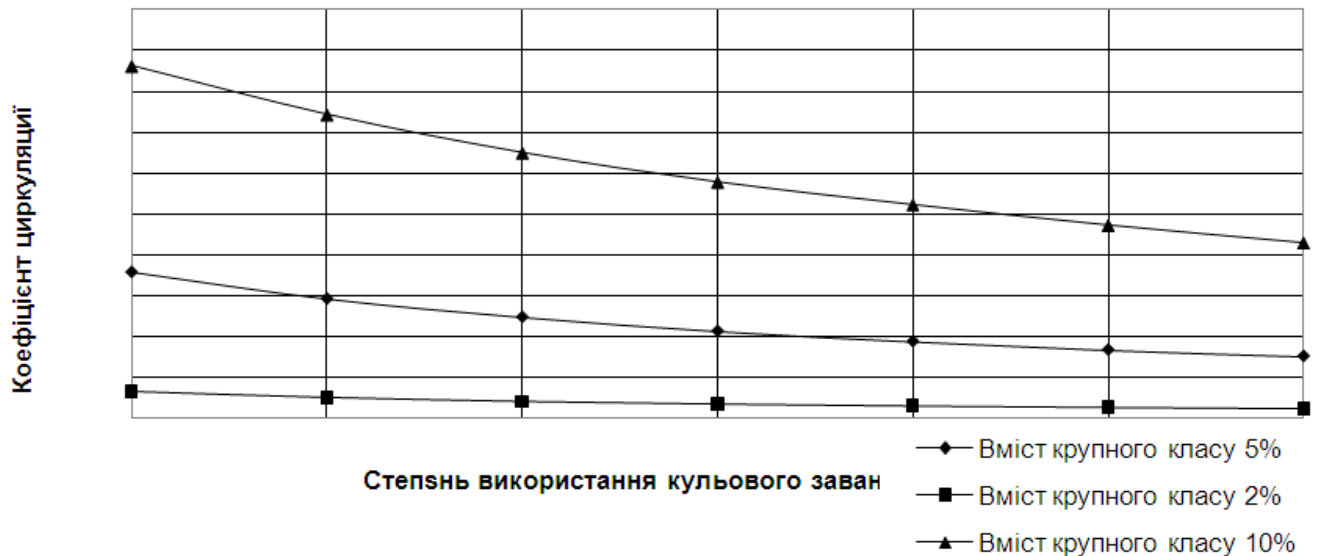


Рисунок 1.23 – Залежність коефіцієнту циркуляції від степені використання кульового завантаження для різних гранулометричних складів первинної руди\ при продуктивності 140 т/год

1.5.3 Розробка алгоритму оперативної ідентифікації умов подрібнювання в кульовому млині із замкненим циклом за допомогою контрольованих параметрів

1.5.3.1 Методика налагодження моделі на технологічний процес

1.5.3.1.1 Задачі і методи налагодження моделі на технологічний процес

Для налаштування моделі на технологічний процес, необхідно послідовно вирішити дві прикладні задачі. По-перше, необхідно визначити максимальну продуктивність замкненого циклу мокрого кульового подрібнення по готовому класу, при якій залишається незмінним значення коефіцієнту циркуляції. По-друге, необхідно підібрати параметри функції розподілу фрагментів зруйнованих частинок таким чином, щоб різниця між значеннями коефіцієнту циркуляції, які вимірювались і розраховувались, була мінімальною.

З формулювання видно, що ці задачі можна віднести до класу екстремальних [38]. Для їхнього рішення обґрунтовано ряд методів [38–41]. Аналіз показує, що для нашого випадку необхідно використовувати метод по координатного спуску.

1.5.3.1.2 Методика спільного визначення імовірності влучення частинок крупного класу в зону руйнування і функції розподілу імовірності утворення фрагментів зі зруйнованої частинки

Після визначення параметрів замкненого циклу подрібнення в базовому режимі роботи ми можемо визначити імовірність  $p(L_d/L_i)$  утворення в зонах руйнування з частинок класу крупності  $L_i$  частинок більш дрібного класу крупності  $L_d$  (1.12). Якщо в зливні млина відсутній крупний клас, то імовірність його влучення в зони руйнування  $p(L_k)$  буде прямувати до 1. Інакше, вона визначається експериментально, виходячи з виразу (1.5). Зв'язок між імовірністю влучення крупного класу в зони руйнування з імовірностями для більш дрібних класів  $p(L_i)$  здійснюється через відношення геометричних розмірів цих класів.

Останнім етапом налаштування імітаційної моделі на технологічний процес є підбір параметрів функції розподілу фрагментів зруйнованої частинки, яка потрапила в зону руйнування. Критерієм оцінки буде служити нестрога рівність масової витрати пісків, яка визначена, відповідно до виразу (1.41), як сума витрат класів від 1-го до k-го, витраті пісків, що визначена експериментальним шляхом (рис. 1.16). «Нестроге» означає, що кількість фрагментів, при якому розрахункова й експериментальна масова витрати пісків будуть відрізнятися друг від друга, визначено значенням відносної похибки.

Точка статичної характеристики кульового млина, коефіцієнт використання кульового завантаження в якій дорівнює 1, відповідає режиму роботи замкненого циклу подрібнення з мінімальними питомими витратами електроенергії для сформованих умов подрібнення усередині її барабану. Вище такий режим позначений як базовий. Так виходить за рахунок того, що практично всю енергію приводний двигун витрачає на забезпечення тіл, що подрібнюють, потенційною енергією, яку вони витрачають на скорочення крупності матеріалу, який подрібнюється. Це видно з форми узагальнених статичних характеристик млина, опис яких приведено в [35-37], де  $\varphi_p$  – заповнення барабану млина рудою.

Кожна експериментальна точка статичних характеристик, які одержані, повинна відповідати сталому режиму роботи замкненого циклу. Коливання миттєвих значень контрольованих величин навколо їх математичних очікувань розподілено за нормальним законом. Робота з даними промислової експлуатації замкнених циклів подрібнення показує, що сталим варто вважати такий режим їх роботи, при якому помилка визначення миттєвого значення кожного з перерахованих параметрів оцінки математичного очікування при 120 вимірах не перевищувала 2 %. Очевидно, що всі перераховані вище дії легко піддаються алгоритмізації. Таким чином, процес налаштування імітаційної моделі на технологічний процес може здійснюватися без участі людини в повному обсязі. Даний факт підтверджує можливість створення автоматичної системи управління замкненим циклом мокрого кульового подрібнення на базі імітаційної моделі цього процесу.

### 1.5.3.1.3 Скорочення розмірності простору незалежних змінних імітаційної моделі

Підставивши в (1.41) вираз (1.39), що визначає масову витрату частинок i-го класу крупності на виході млина, і розділивши праву і ліву частину на Q – витрату первинної руди, одержимо вираз для розрахунку коефіцієнта циркуляції:

$$C = \sum_{i=1}^k \frac{[1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)}{1 - [1 - p(L_i)] \cdot (1 - k_i)} \cdot \left( \alpha_i + (1 - k_i) \cdot \sum_{l=i+1}^k \frac{\alpha_l \cdot p(L_l) \cdot p(L_i / L_l)}{1 - [1 - p(L_l)] \cdot (1 - k_l)} \right) \quad (1.53)$$

У праву частину рівняння входить k імовірностей влучення класів в зону руйнування  $p(L_i)$  і стільки ж функцій розподілу імовірностей утворення фрагментів частинок, що потрапили в зону руйнування, які визначають  $k \cdot (k - 1)$  імовірностей  $p(L_i / L_l)$ . В такому виді вираз (1.53) не може бути використано для практичних розрахунків. Єдиним шляхом рішення даної задачі є скорочення її розмірності.

Раніше показано, як імовірності влучення в зону руйнування більш дрібних класів виражаються через імовірність влучення в зони руйнування крупного класу, що дає змогу записати:

$$p(L_i) = B_{L_i} \cdot p(L_k). \quad (1.54)$$

де  $B_{L_i}$  – коефіцієнт, що залежить від  $L_k$  – розміру крупного класу і  $L_i$  – розміру розглянутого класу. Таким чином, якщо в (1.53) підставити значення  $p(L_i)$  з виразу (1.54), то  $C$  виявиться функцією не  $k$  імовірностей влучення класів у зону руйнування, а лише однієї –  $p(L_k)$ .

Таким чином, використання моделі руйнування частинки, що описана раніше, дозволяє для визначення коефіцієнту циркуляції (1.53) використовувати тільки функцію розподілу фрагментів руйнування частинок одного класу, скорочуючи розмірність задачі в  $k$  раз.

Отже, при відомих  $k_i$  та  $\alpha_i$  розмірність задачі скоротилася до п'яти параметрів: імовірності влучення крупного класу в зону руйнування, оцінки математичного очікування коефіцієнту розподілу, оцінки дисперсії коефіцієнту розподілу, оцінки математичного очікування і дисперсії кількості фрагментів зруйнованої частинки крупного класу.

#### 1.5.3.1.4 Виключення невизначеності стану футерування і кульового завантаження

До виключення невизначеності умов подрібнення усередині барабана млина задача, яка розв'язується, кваліфікується як задача з неповними даними [38]. Це приводить до того, що будь-яка виробнича ситуація, яка відповідає сталому режиму роботи технологічного устаткування, не могла бути однозначно визначена через те, що не було достовірної інформації про запас продуктивності замкнутого циклу по готовому продукту. Після зняття невизначеностей про стан тіл, що подрібнюються, і броні млина, а, головне, про тип руди, що характеризується сукупністю її фізичних властивостей, задача, яка розв'язується, може характеризуватися малим простором пошуку виробничих ситуацій, аналогічних поточної, 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 барабану кульового млина. Вони неодноразово згадувалися в рамках поточної роботи. Очевидно, що їх можна розділити на дві групи. До першої групи віднесемо параметри умов подрібнення, які стосуються технологічного устаткування: стан футерування, 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.

Відповідність умов подрібнення усередині барабану млина параметрам імітаційної моделі показує, що необхідно виділити вплив стану устаткування, що подрібнює, яким-небудь 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. 1.9). Виділення окремими методами невизначеностей стану устаткування приведе до того, що навчання системи управління зведеться тільки до ідентифікації типу руди, що подрібнюється. Для цього введена фіксація часу трьох подій: заміна футерування, пересортовування кульового завантаження і довантаження куль у млин. Корекцію варто робити з огляду на динамічні зміни факторів, що впливають на умови подрібнення усередині барабану кульового млина в часі. Детальний порівняльний аналіз приведених методик лежить за рамками поточної роботи.

Таблиця 1.9 – Відповідність невизначеностей і параметрів моделі, їх що виключають

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

1.5.3.1.5 Визначення координат точки початку пошуку параметрів налаштування імітаційної моделі на технологічний процес

Координати точки початку пошуку параметрів налаштування імітаційної моделі на технологічний процес є не що інше, як параметри одного з режимів роботи замкненого циклу подрібнення. Базовий режим роботи замкненого циклу мокрого подрібнення відповідає такій продуктивності замкнутого циклу подрібнення по готовому класу, при якому коефіцієнт використання кульового завантаження дорівнює 1.

Момент виходу об'єкту управління в базовий режим фіксується по збільшенню відношення масової витрати матеріалу, який повертається в завантажувальну горловину млина, до масової витрати первинної руди – коефіцієнта циркуляції. Таке визначення моменту виходу об'єкту управління в базовий режим підтверджуються раніше проведеними дослідженнями залежності між продуктивністю млинів, величиною циркулюючого навантаження [39] і ефективністю показників подрібнення в кульових млинах з решітками [40]. Дослідження, проведені в рамках цієї роботи, також підтвердили правильність вибору даного критерію.

В базовому режимі фіксуються: витрата первинної руди в млин, витрата води в млин, густина зливу класифікатора, витрата води в класифікатор, потужність, яка споживається приводним двигуном млина і приводним двигуном спірального класифікатора. Частина параметрів початкових умов береться з результатів генеральних випробувань: баланси по руді-воді (рис. 1.16) та гранулометричні склади первинної руди, пісків, зливу млина і зливу класифікатора. Гранулометричні склади первинної руди і продуктів подрібнення в імітаційній моделі описуються за допомогою модифікованого рівняння Розина-Рамлера (1.8).

1.5.3.1.6 Алгоритм виходу в «базовий режим» припускає роботу в автоматичному режимі (рис. 1.24)

Тут прийняті наступні позначення:  $Q_H$  – початкове значення витрати руди в млин, яке відоме з попереднього досвіду експлуатації об'єкта управління;  $Q_{St}$  – останнє значення витрати руди, при якому млин працював у штатному режимі;  $\Delta Q$  – значення кроку збільшення витрати руди;  $\sigma Q$  – відносна похибка виміру витрати руди;  $C$  – значення коефіцієнта циркуляції перед виходом в базовий режим;  $C_{st}$  – значення коефіцієнта циркуляції після чергового збільшення витрати руди в млин;  $k$  – коефіцієнт, який визначає зменшення витрати руди для виходу з режиму переповнення рудої барабану млина;  $m_p$  – поточне значення оцінки математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки;  $CP$  – розрахункове значення коефіцієнту циркуляції;  $\Delta C$  – абсолютна погрішність коефіцієнту циркуляції, що визначається як відносини витрат пісків і руди;  $\Delta CP$  – задана величина абсолютної погрішності розрахункового значення коефіцієнта циркуляції, при якій результати моделювання вважаються задовільними;  $i$  – змінна, в якій запам'ятовується номер кроку збільшення витрати руди.

Робота алгоритму виходу в «базовий режим» починається з вибору початкового значення витрати руди в завантажувальну горловину млина і кроку його зміни, що дозволяє наблизитися до «базового режиму» (блок 2). Рекомендується, що  $\Delta Q = (0,04 \div 0,05) \cdot Q_H$  [41]. Аналіз експлуатації замкнених циклів подрібнення першої стадії показує, що такий крок доцільно виконувати не більше двох разів. Викладений підхід реалізований за допомогою циклу (блоки 3 – 7), вихід з якого реалізується після того кроку, коли збільшення подачі первинної руди привело у млин в аварійний режим.

Напрямок руху перед першим збільшенням витрати первинної руди вибирається в бік його збільшення. Критерієм зміни напрямку руху є аварійний режим роботи млина. Він настає, коли за визначений проміжок часу перехідний процес не завершується (блоки 5, 9, 13, 16). Час очікування завершення перехідного процесу визначається експериментально в момент гарантованого штатного режиму роботи млина і вважається постійним для всіх інших кроків вбік збільшення продуктивності.

Продуктивність млина після аварійного режиму зменшується в  $k$  раз, причому  $k < 1$  (блоки 8, 15). Значення коефіцієнта  $k$  вибирається в залежності від досвіду експлуатації замкненого циклу подрібнення. Згідно з досвідом експлуатації першої стадії подрібнення  $k = 0,5$ , згідно [41]  $k = 0,06$ . Після того, як перехідний процес, який викликаний кроком у зворотному напрямку, буде завершений, повертаємо продуктивність до найбільшого значення, при якому млин працював в штатному режимі.

Базовий режим роботи замкненого циклу подрібнення, у якому коефіцієнт використання кульового завантаження дорівнює 1, відповідає мінімумові питомих витрат електроенергії на подрібнення руди. Отже, цільову функцію енергозберігаючого управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення (1.1), для системи управління, побудованої на базі імітаційної моделі подрібнення можна переписати в наступному виді:

$$P_{y0} \rightarrow \min, d_{zom} = d_{zad}, \bar{V}_i = \bar{1}, \bar{n}, k_{\varphi} = 0,96, \quad (1.55)$$

де  $k_{\varphi}$  – коефіцієнт використання кульового завантаження.

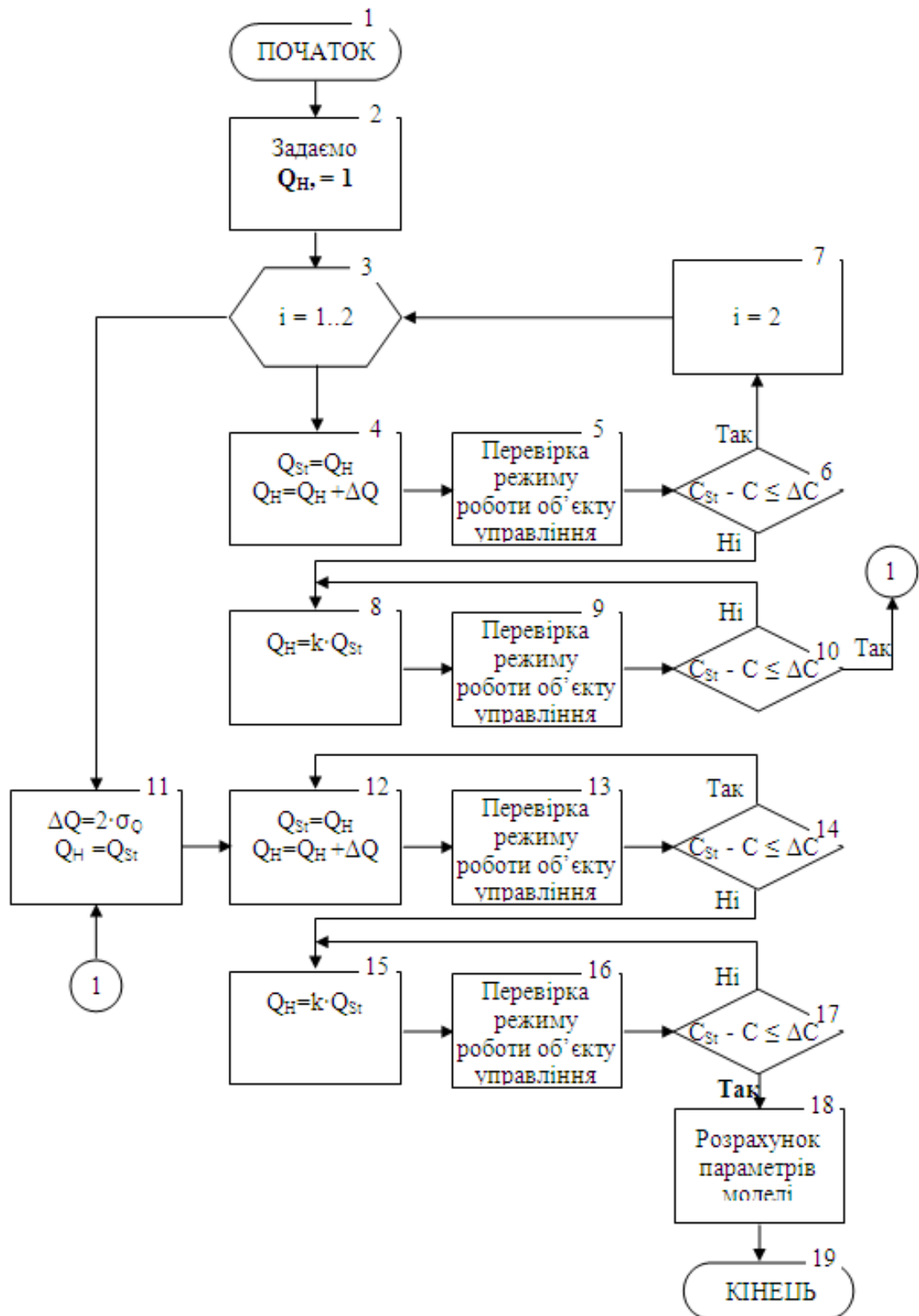


Рисунок 1.24 – Алгоритм виходу замкнутого циклу подрібнення в «базовий режим»

### 1.5.3.2 Визначення параметрів настройки імітаційної моделі на технологічний процес

Алгоритм автоматичного визначення параметрів імітаційної моделі для «базового режиму» (рис. 1.24) починає свою роботу з введення конструктивних параметрів подрібнювального устаткування і результатів генеральних випробувань (блок 2). Потім, спираючись на значення  $L_{max}$  і  $L_{min}$ , матеріал, що подрібнюється, розбивається на класи (блок 3).

Для цього задається  $L_{min}$ . Частинки такого розміру є самими маленькими, які будуть розглянуті в імітаційній моделі. Вводиться крок зміни розміру частинки. Він дорівнює  $L_{min}$  доти, доки розмір поточної частинки не стане більше 10 значень кроку зміни розміру частинки. Після цього крок зміни розміру частинки приймається рівним 10% від розміру поточної частинки. Процедура повторюється доти, доки не одержимо значення  $L_{min}$ . Виходячи з результатів дослідження алгоритму руйнування частинок (рис. 1.7), вибираємо початкове значення оцінки математичного очікування кількості фрагментів, що утворилися, рівним 100 (блок 4).

Інші параметри функції розподілу залишаються незмінними (рядок 2, табл. 1.3). Після цього проводимо моделювання процесу мокрого кульового подрібнення руди в замкненому циклі з метою визначення коефіцієнта циркуляції і коефіцієнта використання кульового завантаження (блок 5).

Результати моделювання процесу подрібнення вважаються задовільними, а імітаційна модель замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення вважається налаштованою на технологічний процес, у наступних випадках (блок 6). По-перше, абсолютна помилка визначення коефіцієнта циркуляції вийшла рівною або менше заданої. По-друге, якщо величина абсолютної помилки не задана, тоді виходимо з циклу налаштування моделі на процес після визначення коефіцієнта циркуляції з найменшою помилкою. За цієї ж умови виходимо з циклу, якщо не вдалося одержати задану величину абсолютної помилки.

З практики збагачення відомо, що чим вище коефіцієнт циркуляції, тим міцніше руда при однакових густинних режимах і умовах подрібнення усередині барабану млина, які обумовлені конструктивними особливостями і станом кульового завантаження. Отже, якщо розрахункове значення коефіцієнту циркуляції більше заданого, то це говорить про те, що напрямок наступного кроку необхідно здійснювати в бік збільшення кількості фрагментів (блок 7). Таким чином, продукти подрібнення будуть мати менші розміри (рис.1.7), що приведе до зменшення розрахункового значення коефіцієнту циркуляції.

Щоб визначитися з величиною чергового кроку задамося діапазоном варіювання оцінкою математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки від 0 до точки M200 (рис. 1.25). Якщо прийнято рішення рухатися в позитивному напрямку, тоді величину чергового кроку пропонується обчислювати з виразу:

$$l_j = \frac{l_D}{2}, \quad (1.56)$$

де  $l_D$  – довжина обраного діапазону варіювання оцінкою математичного очікування.

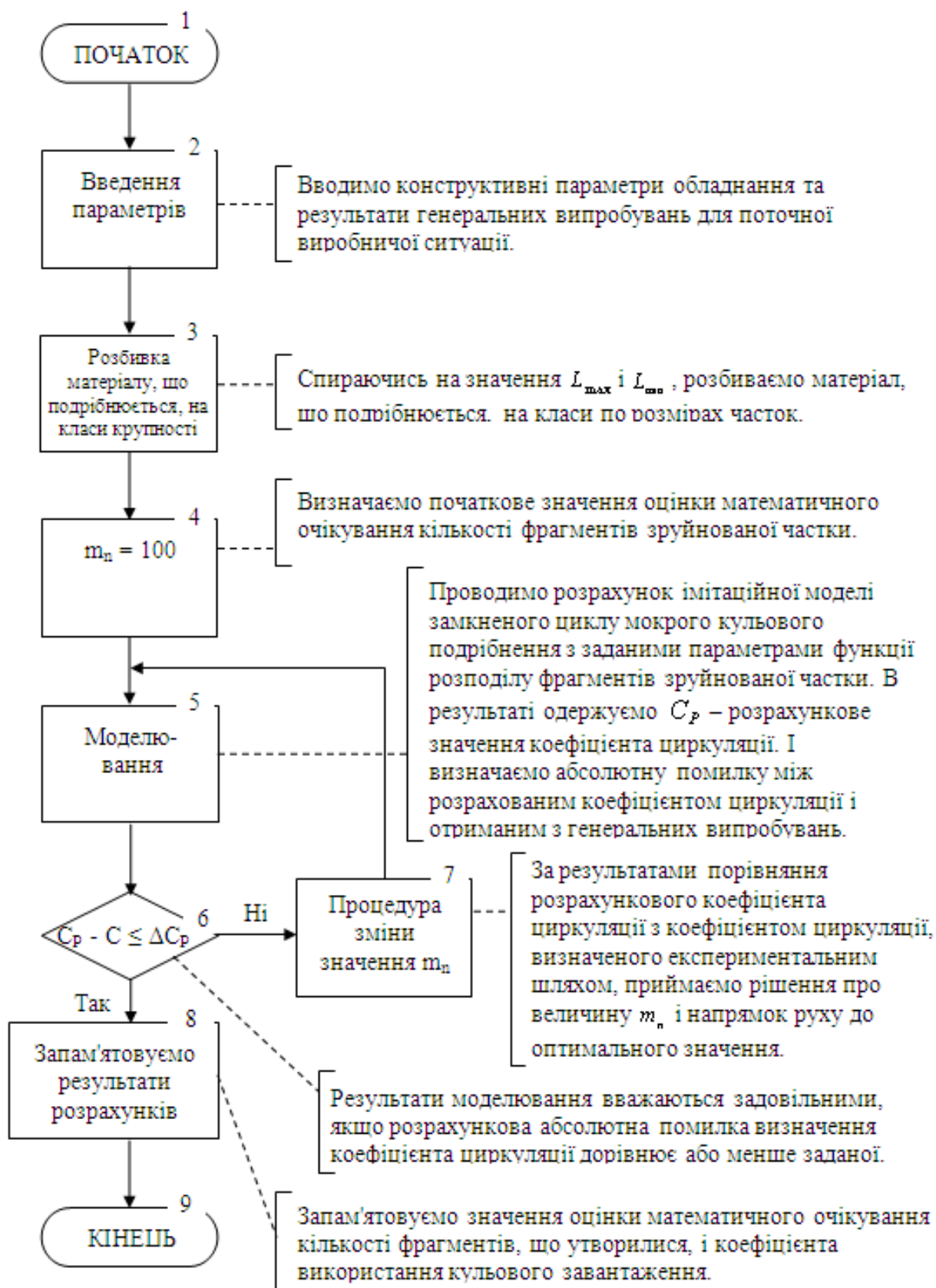


Рисунок 1.25 – Укрупнений алгоритм автоматичного визначення параметрів імітаційної моделі для «базового режиму»



Якщо результат моделювання приведе до того, що наступний крок необхідно робити в протилежному напрямку, тоді можна говорити про те, що визначено новий діапазон варіювання оцінкою математичного очікування. У протилежному випадку можна стверджувати, що знайдено праву границю діапазону. Для подальшої роботи ліву границю необхідно задати.

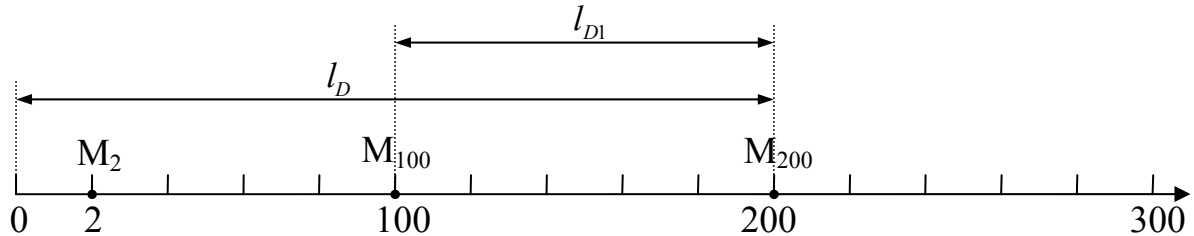


Рисунок 1.26 – До вибору величини кроку варіювання оцінкою математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої частинки

Допустимо, що після першого кроку наступний крок необхідно виконувати в негативному напрямку. Тоді визначаємо нові границі діапазону варіювання оцінкою математичного очікування, наприклад, довжиною 11. Підставимо значення його довжини в (1.56) і одержимо величину кроку в негативному напрямку  $l_j$ . Так робимо доти, доки результати моделювання не стануть задовільними (блок 6). Після цього залишається запам'ятати результати розрахунків і вважати, що параметри налаштування імітаційної моделі на технологічний процес визначені.

1.5.3.4 Алгоритм обчислення граничної кількості куль, що беруть участь у процесі подрібнення у водоспадному режимі

Алгоритм розрахунку граничної кількості куль у процесі подрібнення (рис. 1.27) починає роботу з введення числових значень наступних змінних (блок 2):

$\omega$  – кутова швидкість обертання барабану млина;

$D_m$  – внутрішній діаметр барабану млина з урахуванням товщини футерування;

$L_m$  – відстань від завантажувальної до розвантажувальної горловини млина, яку проходить матеріал, що подрібнюється, потрапляючи в зони руйнування;

Після введення даних обчислюється умовна кутова критична швидкість для першого ряду куль, що знаходиться безпосередньо на футеруванні барабану млина (блок 3). Далі визначається коефіцієнт відносної швидкості (блок 4), що бере участь у розрахунку кута відриву для куль першого шару (блок 5). Чисельне значення кута відриву дає можливість розрахувати довжину дуги барабану млина, протягом якої кулі знаходяться в контакт з футеруванням (блок 6). Це дає можливість визначити кількість куль з відомим діаметром, які знаходяться в першому шарі і беруть участь у подрібненні (блок 7). Знаючи кількість куль першого шару, що лежать на футеруванні барабану, визначається кількість куль, які знаходяться на траєкторії руху від верхньої точки ряду до нижньої (блок 8). Під час цього руху енергія, яка була передана барабаном млина від приводного двигуна, перетворюється в кінетичну. При зіткненні кулі з масою матеріалу, що подрібнюється, енергія, в ідеальному випадку, буде витрачена на розрив внутрішніх механічних зв'язків.

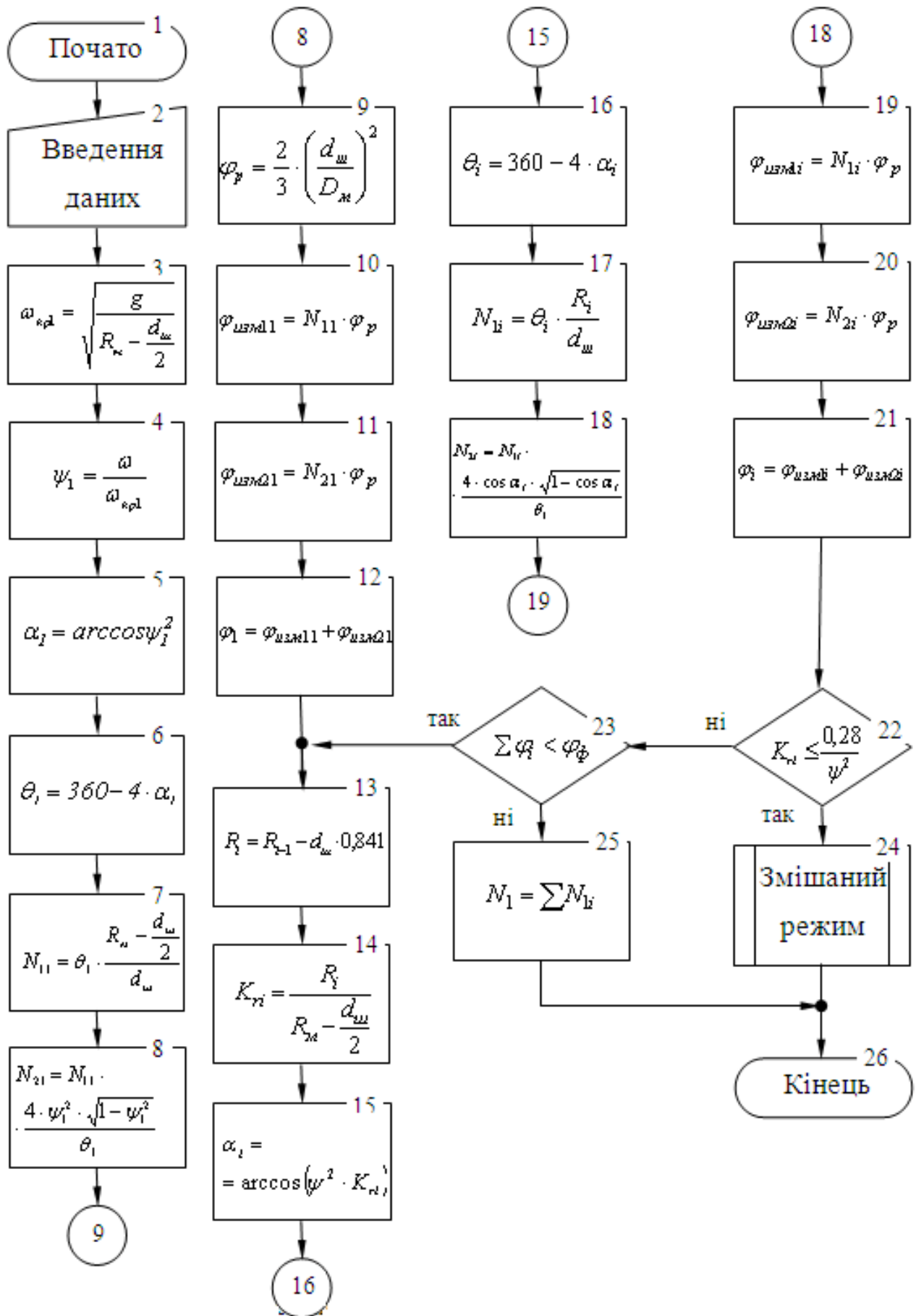


Рисунок 1.27 – Алгоритм обчислення граничної кількості куль, що беруть участь у процесі подрібнення у водоспадному режимі

Прийшов час визначити ступінь заповнення млина кулями, що розташовується в одному ряді (блок 9). Далі визначаємо ступінь заповнення млина кулями першого ряду, що нерухомі відносно барабану млина (блок 10), а потім ступінь заповнення млина кулями, які знаходяться на траєкторіях руху. Сума чисельних значень, які отримані на двох попередніх кроках алгоритму, дає ступінь заповнення млина кулями, що знаходяться в першому ряді (блок 12).

З визначення радіуса окружності, на якій знаходяться центри куль другого шару, починається розрахунок частин кульового завантаження, що бере участь в подрібненні і не знаходяться в польоті, для всіх шарів куль, які знаходяться над першим шаром (блок 13). Далі будемо говорити не про другий, а про  $i$ -той шар куль. І почнемо з визначення відносного радіуса (блок 14), значення якого нам знадобиться для подальших розрахунків. Тепер поетапово визначаємо для куль  $i$ -го шару кут відриву (блок 15), довжину окружності, на якій розміщені кулі, які притиснуті в  $i - 1$ -му шарі, що нерухомі відносно барабану млина (блок 16), вираховуємо кількість нерухомих куль (блок 17), розраховуємо кількість куль  $i$ -го шару, що знаходяться на траєкторіях руху (блок 18), визначаємо ступінь заповнення млина кулями, які є нерухомими відносно барабану млина, та які входять до складу  $i$ -го шару (блок 19), визначаємо цю же величину, але для куль  $i$ -го шару, що знаходяться в польоті (блок 20), і, наприкінці, обчислюємо, сумарний ступінь заповнення млина кулями  $i$ -го шару (блок 21). Розрахунок для  $i$ -го шару куль закінчений.

Перевіряємо, у якому режимі працюють кулі  $i$ -го шару (блок 22). Якщо режим водоспадний, тоді по обчисленій величині ступеня заповнення млина кулями визначаємо необхідність проведення розрахунку для наступного шару куль (блок 23). Якщо така необхідність є, то передаємо управління блоку 13 і починаємо розрахунок ступеня заповнення, що входить до складу чергового шару куль. Якщо такої необхідності немає, то тоді підсумовуємо кількість куль, що беруть участь у подрібненні (блок 25), і завершуємо роботу алгоритму (блок 26).

Відзначимо, що модель працює для випадку, коли режим руху кульового завантаження млина водоспадний. Якщо після рішення блоку 22 з'ясується, що кульове завантаження працює в змішаному режимі, то розроблену модель використовувати не можна.

#### 1.5.4 Узагальнення результатів досліджень, проведення патентних досліджень

##### 1.5.4.1. Обсяг досліджень

Згідно з календарним планом: проведено аналіз процесу руйнування залізородної сировини в замкненому циклі кульового подрібнювання; обґрунтована сукупність неконтрольованих параметрів, достатньої для оцінки умов подрібнювання, та розроблена інтегрована оцінка умов подрібнення; досліджена модель подрібнювання окремої частки залізородної сировини, що відбувається в зоні руйнування в барабані млина, і імітаційна стохастична модель руйнування залізородної сировини в замкненому циклі подрібнення; досліджені межі адекватності стохастичної моделі технологічного процесу та визначено мінімально достатню сукупність значущих змінних, що забезпечує інтегровану оцінку умов

подрібнення з достатньою вірогідністю; досліджені взаємозв'язки інтегрованої оцінки умов подрібнювання в замкненому циклі з контрольованими параметрами; алгоритм оперативної ідентифікації умов подрібнювання в кульовому млині із замкненим циклом за допомогою контрольованих параметрів.

#### 1.5.4.1 Особливості та область застосування моделі

1. Імітаційна модель роботи замкненого циклу подрібнення, що була розроблена, дозволила зв'язати технологічні змінні, які контролюються в автоматичному режимі і описують густині сталі режими роботи млина й класифікатора, з неконтрольованими параметрами, які входять до складу інтегрованої оцінки умов подрібнення. Модель враховує імовірнісний характер процесу подрібнення.

2. Скорочення розмірності задачі визначення витрати руди, яке забезпечує мінімуму енерговитрат на процес подрібнення до двох параметрів, дозволяє спростити практичну реалізацію налаштування моделі на технологічний процес в промислових умовах.

3. Доведено, що налаштування розробленої імітаційної моделі на технологічний процес може виконуватися в автоматичному режимі після вводу параметрів технологічного процесу, які описують початкові умови роботи замкненого циклу подрібнення сумісно з імітаційною моделлю.

4. У приведених алгоритмах налаштування імітаційної моделі об'єкта управління на технологічний процес не передбачена участь оператора. Отже, можлива побудова системи управління, в якій налаштування моделі виконується в автоматичному режимі.

#### 1.5.4.2 Зв'язок контрольованих і неконтрольованих параметрів моделі

1. Доведено, що при відомих масових витратах частинок, що класифіковані за розміром, можливо визначити гранулометричні склади продуктів подрібнення, з використанням імовірності влучання частинок  $i$ -го класу в зони руйнування та імовірність утворення в зоні руйнування частинок меншого  $d$ -го класу із частинок  $i$ -го класу в сталому режимі роботи замкнутого циклу мокрого кульового подрібнення.

2. Імовірність влучання частинок  $i$ -го класу в зону руйнування пов'язана з параметрами технологічного процесу, які контролюються прямими та непрямыми методами: швидкістю течії пульпи в барабані млина, діаметром куль, ступеню заповнення млина кулями, що беруть участь в процесі подрібнення, і ступеню заповнення кульового завантаження матеріалом, що подрібнюється. Якщо відомі дві перші величини, то визначається зв'язок між імовірністю влучання в зони руйнування частинок  $i$ -го класу і імовірністю влучання в зону руйнування крупного класу.

3. Доведено, що для розрахунку оптимальної витрати руди в млин необхідно знати дві величини: імовірність влучання частинок крупного класу в зону руйнування та оцінку математичного очікування кількості фрагментів зруйнованої

частинки. Це знімає невизначеності щодо параметрів руди, що подається на вхід об'єкту управління.

4. Визначення оцінки математичного очікування кількості фрагментів, що утворилися з зруйнованої частинки, достатньо для того, щоб модель замкнутого циклу подрібнення була налаштована на технологічний процес.

#### 1.5.4.3 Адекватність моделі реальному технологічному процесу

1. Для визначення оптимального управляючого впливу, що забезпечує мінімум питомих витрат електроенергії на подрібнення, необхідно знати імовірність влучання частинок крупного класу в зону руйнування та оцінку математичного очікування кількості фрагментів частинки, що руйнується. Це забезпечує скорочення періоду роботи в перехідних режимах завдяки зміні натурального експерименту розрахунковим.

2. Перевірка адекватності імітаційної моделі за даними роботи замкнутого циклу подрібнення, що отримані в реальних промислових умовах, показала достатню точність розрахунків, для відбудови на її базі системи управління. Відносна похибка виміру вхідних параметрів моделі, які визначають густинні режими млина та класифікатору, коливаються від 1 до 1,5%. Відносна похибка опису гранулометричних складів продуктів подрібнення за допомогою рівняння Розіна-Рамлера не перевищує 3%. Це дозволяє розраховувати оптимальну витрату руди в млин з точністю не гірше ніж 3,5%.

#### 1.5.4.1 Відсутність суперечностей стохастичної моделі

1. Чим більше коефіцієнт циркуляції, тим на меншу кількість часток повинна розпастися частинка, щоб забезпечити задану продуктивність млина, за кондиційним продуктом при фіксованій степені заповнення кульового завантаження матеріалом, що подрібнюється. Тому лінії коефіцієнту циркуляції зі збільшенням продуктивності циклу зміщуються догори, а лінії, що відображають залежність математичного очікування кількості часток з частинки, що зруйнована, від степені заповнення кульового завантаження рудою – донизу.

2. Так як збільшення продуктивності млина призводить до зменшення часу перебування частинок в барабані, то зі збільшенням подачі руди в млин імовірність його влучання в зони руйнування зменшується, а коефіцієнт циркуляції, при якому продуктивність млина по кондиційному продукту дорівнює подачі первинної руди, зростає.

3. Виходячи з пунктів 1 і 2 можна зробити висновок про те, що залежність коефіцієнту циркуляції від степені заповнення кульового завантаження при великих витратах первинної руди в млин пройде вище, ніж при менших. А залежність математичного очікування кількості фрагментів, на яке розпадуться частинки, що потрапили в зони руйнування, від степені заповнення кульового завантаження, матеріалом, що подрібнюється, при більших витратах пройде нижче, ніж при менших.

4. Якщо відомі характеристики, які визначені для різних режимів роботи циклу подрібнення для матеріалів різної міцності, тоді ступень заповнення

кульового завантаження однозначно визначається математичним очікуванням кількості часток, на які розпадеться частинка, що потрапила в зону руйнування.

5. Відомо, що зі збільшенням подачі матеріалу в млин степінь заповнення кульового завантаження зростає. Тому з характеристик витікає, що зі збільшенням подачі матеріалу кількість часток, на яку розпадається частинка, що потрапила в зону руйнування, зменшується. Це не важко пояснити зниженням долі енергії, що використовується на її руйнування, яка запасена кулями, та збільшенням долі енергії, що витрачається на подолання опору матеріалу, що подрібнюється.

6. При збільшенні імовірності попадання частинок в зону руйнування, незалежно від того, з чим це пов'язано, характеристики (рис. 1.15) зміщуються до низу без обертання.

7. Якщо міцність руди зменшується, тоді кількість зон, в яких вони руйнуються, збільшується. Це еквівалентно збільшенню імовірності їх влучання в зону руйнування. Тому зі зменшенням міцності руди при однакових подачах матеріалу в млин його продуктивність по кондиційному продукту досягає значень, що дорівнюють подачі матеріалу при менших коефіцієнтах циркуляції.

8. Зменшення міцності частинок, що руйнуються, приводить до збільшення математичного очікування кількості часток, на які руйнується частинки, що влучили в зони руйнування. Тому при незмінній витраті підвищення подрібнюваності сировини призводить до зменшення степені заповнення кульового завантаження, матеріалом, що подрібнюється.

9. Спираючись на п.7, 8, можна зробити висновок про те, що зниження міцності частинок призводить до зниження коефіцієнту циркуляції та степені заповнення кульового завантаження рудою.

### Висновки по розділу

Згідно з календарним планом розроблені інтегрована оцінка умов подрібнення і модель руйнування залізорудної сировини в замкненому циклі подрібнення.

Розробка інтегрованої оцінки проведена, виходячи з вирішення задачі мінімізації питомих витрат електроенергії на подрібнення руди при заданому вмісті часток готового класу в зливні класифікатора. В результаті досліджень було встановлено, що результати генеральних випробовувань об'єкту управління, конструктивні параметри млина, поточні значення технологічних змінних, що визначаються автоматично та описують густинні сталі режими роботи млина й класифікатора фактично впливають на змінні: імовірність попадання частки заданого класу крупності в зону руйнування й імовірність утворення частки меншого класу крупності із зруйнованої частки.

Імітаційна модель роботи замкненого циклу подрібнення, що була розроблена, дозволила зв'язати технологічні змінні, які контролюються в автоматичному режимі і описують густинні сталі режими роботи млина й класифікатора, з неконтрольованими параметрами, які входять до складу інтегрованої оцінки умов подрібнення. Модель враховує імовірнісний характер процесу подрібнення.

Доведено, що настройка розробленої імітаційної моделі на технологічний процес може виконуватися в автоматичному режимі після вводу параметрів технологічного процесу, які описують початкові умови роботи замкненого циклу подрібнення сумісно з імітаційною моделлю.

## 2 РОЗРОБКА АЛГОРИТМІВ І ПРОГРАМ ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНИХ РОЗМІРІВ ТА РЕЖИМІВ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ МЛИНІВ

2.1 Аналіз сучасного стану визначення раціональних розмірів та режимів ресурсозберігаючих млинів

### 2.1.1 Загальні засади

Сучасний стан визначення параметрів та режимів млинів із інтенсифікованим способом подрібнювання (МПС, МИР, МПС(Р)) характеризується низкою встановлених експериментально бажаних геометричних співвідношень для основних конструктивних елементів млинів. Причому значна їх кількість встановлена на основі результатів експериментальних досліджень діючих моделей млинів примусового подрібнення із нерухомим та рухомим спіральним інтенсифікатором. На їх основі розроблено перелік рекомендацій, які доцільно врахувати при конструюванні нового типу млинів із обертальним інтенсифікатором [42-47]. Постало питання визначення раціональних енергетичних, швидкісних та конструктивних особливостей нових млинів і режимів роботи їх робочих поверхонь. Встановлено, що на сьогодні відомі методи дозволяють визначати діаметр інтенсифікатора лише за відомого радіуса барабану, висоти його футерівки та фізико-механічних властивостей подрібнювальної сировини. Показана необхідність інформації щодо пружних властивостей футерівки та пористості внутрішньомлинового завантаження. А це потребує випробувань млина на конкретному типі сировини та розробки критеріїв прогнозу показників млина промислового розміру. Зроблено висновок, що для вирішення цих завдань необхідна розробка спрощеної, інженерної методики визначення основних розмірів та режимів робочих поверхонь млина промислового розміру. Основні результати цього етапу досліджень викладені в звітах по НДР [47-55].

### 2.1.2 Млини із спіральним інтенсифікатором

Перші відомості щодо визначення розмірів та режимів стосуються млинів із нерухомим інтенсифікатором [42-48]. Встановлені закономірності щодо вибору конструктивних параметрів цих млинів. Основні із них такі:

взаємодія рухомої та нерухомої частини завантаження млина визначається коефіцієнтом тертя у стані руху та рівнем обтискання матеріалу, а надкритичні швидкості обертання барабану повинні стрияти центрифугуванню частини внутрішньомлиного завантаження;

основна ділянка профілю інтенсифікатора повинна забезпечувати втягування кусків живлення в бік звуження клина, а додаткова – навпаки, при чому відстань між торцевими гранями інтенсифікатора та торцевою футерівкою або розвантажувальною решіткою не повинна перевищувати 2...2,5 від розміру кусків живлення, а відстань від виступів інтенсифікатора до виступів футерівки барабана повинна в 2...2,5 рази перевищувати розмір кусків живлення;

висота захисного виступу не повинна перевищувати найбільшого розміру кусків живлення, а його ширина повинна перевищувати найбільший розмір кусків живлення в 4...5 разів, при цьому футерівка барабану повинна виключати



можливість утворення жорсткого центрифугувального шару, а захисні щілини перед виступом інтенсифікатора повинні бути близькими до половини розміру кусків живлення;

при використанні жорсткої конструкції розвантажувальної решітки її радіальні щілини повинні бути шириною близько куска живлення, а найближчий до футерівки барабану виступ інтенсифікатора для забезпечення успішного запуску млина повинен мати кутове відхилення від вертикалі на  $\pi/9 \dots \pi/6$  рад., причому футерівка барабану повинна виключати проковзування по ній кусків матеріалу, причому, її елементи між собою жорстко поєднані;

кут нахилення спіралі плити інтенсифікатора повинен бути достатнім для виключення ділянки гальмування та розвитку зусиль обтискання матеріалу для його роздавлювання, а довжина інтенсифікатора повинна бути достатньою для отримання необхідного рівня корисної потужності;

розривні напруження барабану визначаються центрифугувальним шаром завантаження та впливом його обтискання у клиноподібній зоні, причому рівень зусиль відривання торцевих кришок млина визначається масою барабану із завантаженням і тиском клиноподібної зони млина, а кут нахилення радіальних щілин жорсткої решітки для забезпечення підвищеної надійності повинен бути близьким до  $\pi/60$ , а раструб колосників – близьким до  $\pi/20$  рад.

Загалом встановлено, що навіть за пониженої частоти обертання барабану корисна потужність і продуктивність нового млина вдвічі і більше вища у порівнянні із традиційними млинами. Щодо визначення необхідних розмірів барабану та інтенсифікатора, швидкості обертання і корисної потужності млина промислового розміру, то у відомих роботах зроблено висновок про можливість використання системи відносних одиниць, результатів експериментальних випробувань діючих моделей нового типу млина та кульового однакового розміру. Висновок зроблений на підставі припущення, що для кульових млинів моделювання процесів подрібнювання найбільш вивчене і відомі ефективні методи розрахунків продуктивності нового млина за результатами випробувань близького за розмірами.

### 2.1.3 Млини із циліндричним інтенсифікатором

Дослідження різних типів млинів примусового визначили необхідність подальшого спрощення та вдосконалення профілю інтенсифікатора. Малося на увазі, що під час виконання планових ремонтів необхідно забезпечити якнайшвидше поновлення його найбільш спрацьованих елементів. З цією метою були відпрацьовані нові конструктивні рішення, особливості яких у виконанні інтенсифікатора у вигляді рухомого циліндра із захисними виступами та поперечними щілинами. Відома значна кількість та публікацій, в яких детально розглянуто проблеми конструювання та вибору режимів роботи млинів з циліндричним обертальним інтенсифікатором. Так, пропонується, що кут  $\beta$  між дотичними до циліндричного куска подрібнювальної сировини у місцях його дотику до профілю циліндра та центрифугувального шару не повинен перевищувати кута тертя у стані руху кусків сировини між собою<sup>5</sup>. Прийнято також, що висота

<sup>5</sup> Крюков Д.К., Кириченко В.И., Бортников А.В., Бешта А.С. Механика разрушения в ресурсосберегающей

захисних футеруючих виступів не перевищує розмірів подрібнювальних куль ДК (або подрібнених кусків ДС при самоподрібнюванні) і що розпушування центрифугуючого шару після його виходу із клиноподібної зони забезпечується. Врахована і очікувана форма кривої обтискання внутрішньомлинового завантаження. Радіус інтенсифікатора та його ексцентриситет рекомендовано визначати вирішенням системи рівнянь, яка враховує модуль деформації руди, достатнє для руйнування сировини її відносне обтискання, її пористість перед обтисканням, висоту футерівки барабана та її модуль Юнга, радіус барабана та коефіцієнт запасу стискання футерівки (не менше 1). Зазначено, що наведена система справедлива для нерухомого циліндричного інтенсифікатора. Коли ж він обертається, то умови втягнення кусків у клиновидну зону поліпшуються і його радіус може бути меншим. Зроблено висновок, що при потребі збереження або розкриття мінералів перевагу слід віддавати роздавлюванню та ударному руйнуванню, а для отримання тонких продуктів доцільніше скористатися тертям. Там же наведені і вирази для визначення умов руйнування ударом та розколюванням. В роботі [48] на основі припущення про можливість використання закономірностей механіки ґрунтів та запропоновані вирази і алгоритми програм для теоретичного визначення очікуваних напруженостей і зусиль в клиновидній зоні млина із рухомим циліндричним інтенсифікатором. Проблема при їх використанні – у відсутності необхідних для розрахунків вихідних даних.

Пізніше в [49] розглянуті питання вибору товщини обечайки барабанів, варіанти виконання завантажувальних та розвантажувальних вузлів. Як надійний пристрій розвантаження барабану запропонована до використання решітка із радіальними щілинами, розмір яких не менше кусків живлення млина. Розглянуті питання щодо футерівок барабану і циліндра, опор цапф барабану та обертального інтенсифікатора, наведені необхідні дані щодо розрахунку млинів традиційних конструкцій<sup>6</sup>. Підкреслена можливість розрахунку млинів як за питомою продуктивністю, так і за ефективністю подрібнювання. За основу беруться показники базового (еталонного) млина, для якого відомі всі необхідні параметри і режими. Зазначено, що найкраще механізм таких розрахунків відпрацьований для кульових млинів. Відомі подібні вирази і для рудногалечних млинів та самоподрібнювання. Зроблений висновок про можливість використання для розрахунків нового типорозміру млинів результатів випробувань млинів в промислових, напівпромислових та лабораторних випробувань. Пропонується за допомогою поправочних коефіцієнтів враховувати розміри млинів, подрібнюваність сировини та її крупність. Також у роботі [49] розглянуто інші можливі напрямки вибору та конструювання млина із циліндром. Як варіант, пропонується виконання порівняльних випробувань кульового і нового типу млинів однакового типорозміру та на однаковій сировині для визначення коефіцієнта типу із наступним використанням коефіцієнта крупності сировини для прогнозу параметрів кульового млина та млина примусового самоподрібнювання МПС(Р) на сировині більшої

---

мельнице

<sup>6</sup> Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик.–4-е изд., перераб. И доп.–М.: Недра, 1982.

крупності. Пропонуються однакові розміри випробовуваних млинів. Одночасно розміри нових млинів теж повинні бути однаковими між собою. До того ж для нового типу млинів повинні бути однакові частоти обертання барабанів та інтенсифікаторів, коефіцієнти заповнення барабанів та густина пульпи, циркуляційне навантаження та живий розріз розвантажувальних решіток, крупність кусків живлення. Запропоновані вирази для продуктивності передньої цапфи зі спіраллю та розвантажувальної решітки із радіальними щілинами<sup>7</sup>. У підсумку запропоновано спрощений алгоритм вибору типорозміру млина МПС(Р) за відомих крупності та продуктивності по вихідному живленню, крупності подрібнювальних тіл, діаметру та довжині барабану випробовуваних млинів малого розміру, діаметру та довжині циліндра, діаметру центрифугувального шару, «живого» перерізу решітки (рис. 2.1). Проблема визначення раціональних швидкостей барабана млина та інтенсифікатора у роботі [49] вирішена частково. Пізніше розроблено програму визначення типорозміру млина заданої продуктивності з урахуванням вище зазначених положень. Слід, однак, зауважити, що запропоноване визначення швидкості обертання барабану дає завищені значення, оскільки руйнування сировини роздавлюванням відбувається за будь якої швидкості при втягуванні сировини у клиновидну зону. Адже для роздавлювання достатньо забезпечити лише необхідне обтискання сировини, яка просувається у напрямку звуження «клина», причому ступінь обтискання визначається і швидкістю обертання циліндра. Якщо він нерухомий, то втягування кусків через футерувальні виступи робочої поверхні інтенсифікатора практично не відбувається. Якщо ж лінійні швидкості центрифугувального шару і робочої поверхні циліндра однакові, то відбувається обтискання згідно звуження клиновидної зони одночасно із центрифугувальним шаром. Окрім того, відомі методи потребують значної кількості вихідних даних, які часто невідомі. Пізніше були отримані вирази для наближеного теоретичного визначення навантажень елементів млина, обертальних моментів та потужностей приводів [50-59], виконані експериментальні дослідження млинів лабораторного розміру для визначення форми епюр тиску на робочій поверхні барабану залежно від швидкості млина, заповнення барабану і взаємного проковзування 0...1,0 робочих поверхонь із кульовим навантаженням [52]. Було враховане кутове розташування циліндра і встановлено, що максимум тиску на барабані знаходиться поблизу найближчої до барабану точки циліндра. Пізніше уточнено, що відхилення максимуму нормального тиску від місця найменшої відстані між робочими поверхнями млина близьке  $\pi/18 \dots \pi/9$  радіан залежно, в основному, від ковзання<sup>8</sup>. У подальшому тиск спадає практично до тиску центрифугувального шару. Отримані поліноміальні моделі для обертальних моментів та потужностей приводів діючої моделі млина [53, 54].

<sup>7</sup> Анализ работы разгрузочного устройства мельницы со сверхкритической частотой вращения/ Крюков Д.К., Кириченко В.И. //Обогащение полезных ископаемых, 1978, №22. –с.14-18.

<sup>8</sup> Кириченко В.И., Казачковский Н.Н., Бородай В.А., Кириченко В.В. К изучению влияния внутримельничной загрузки на барабан ресурсосберегающей мельницы принудительного самоизмельчения // Металлургическая и горнорудная промышленность . - 1997. - № 1. - С.64-67.

Незважаючи на те, що результати цих робіт дали змогу вивчити якісний характер механіки внутрішньомлинового завантаження залежно від зазначених вище чинників, отримані результати можуть бути використані лише як попередні, оскільки вони отримані для кульового заповнення барабану і для конкретної сировини мають бути скорегованими [55]. Пізніше були проведені додаткові випробування діючої моделі із кульовим заповненням, які визначили раціональне кутове розташування інтенсифікатора як  $117...130^\circ$  (відхилення від вертикалі  $27...40^\circ$  в бік звуження клиновидної зони) та раціональні межі швидкості обертання інтенсифікатора з точки зору корисної потужності та режиму подрібнювання. Низкою робіт обґрунтована доцільність використання низькочастотного режиму роботи млинів із циліндричним інтенсифікатором як найбільш економічним [57, 58]. Значна кількість робіт присвячена визначенню енергетичних та технологічних переваг нового типу млинів, теоретичним та експериментальним дослідженням їх показників залежно від типу подрібнювальної сировини, технології подрібнювання та аналізу впливу окремих чинників на ефективність використання млинів [58, 59].

Підсумовуючи, можливо зробити достатньо виважений висновок про те, що відомі на сьогодні методи визначення розмірів та режимів використання промислових млинів нового типу базуються на необхідності мати як традиційні вихідні дані, так і низку параметрів, для яких можливо отримати лише попередню оцінку. Окрім того, запропоновані до використання відомі підходи базуються на необхідності проведення порівняльних випробувань діючих моделей млина нового типу та кульового однакового розміру. В результаті проведення таких випробувань пропонується визначати необхідні коефіцієнти врахування типу млинів, зростання у промисловому млині крупності сировини, розміру промислових млинів та їх моделей. До того ж обов'язковий компонент досліджень – виконання громіздких теоретичних наближених розрахунків для визначення швидкісних режимів інтенсифікатора і барабана, які, в свою чергу, потребують нових вихідних даних, хоча і не забезпечують необхідної точності та надійності отримання якісних результатів для проектування млина нового типу. Це ж стосується і реальних коефіцієнтів заповнення нового млина, врахування його водного режиму, якості отриманого концентрату при подрібнюванні руд із вмістом заліза. Отже, існує нагальна необхідність розробки простої інженерної методики визначення типорозміру нового млина заданої продуктивності на основі використання відомих на сьогодні методів отримання порівняльних оцінок очікуваних фізичних властивостей подрібнювальної сировини млина промислового розміру, результатів експериментальних досліджень моделей млинів на конкретній сировині та використання спеціальної системи відносних і базових одиниць для визначення типорозміру та швидкісних режимів робочих поверхонь.

### 2.1.2 Загальні засади

Створення млина промислового розміру нового типу супроводжується низкою труднощів. Серед головних – відсутність апробованої методики визначення основних розмірів млина і частотних режимів робочих поверхонь.

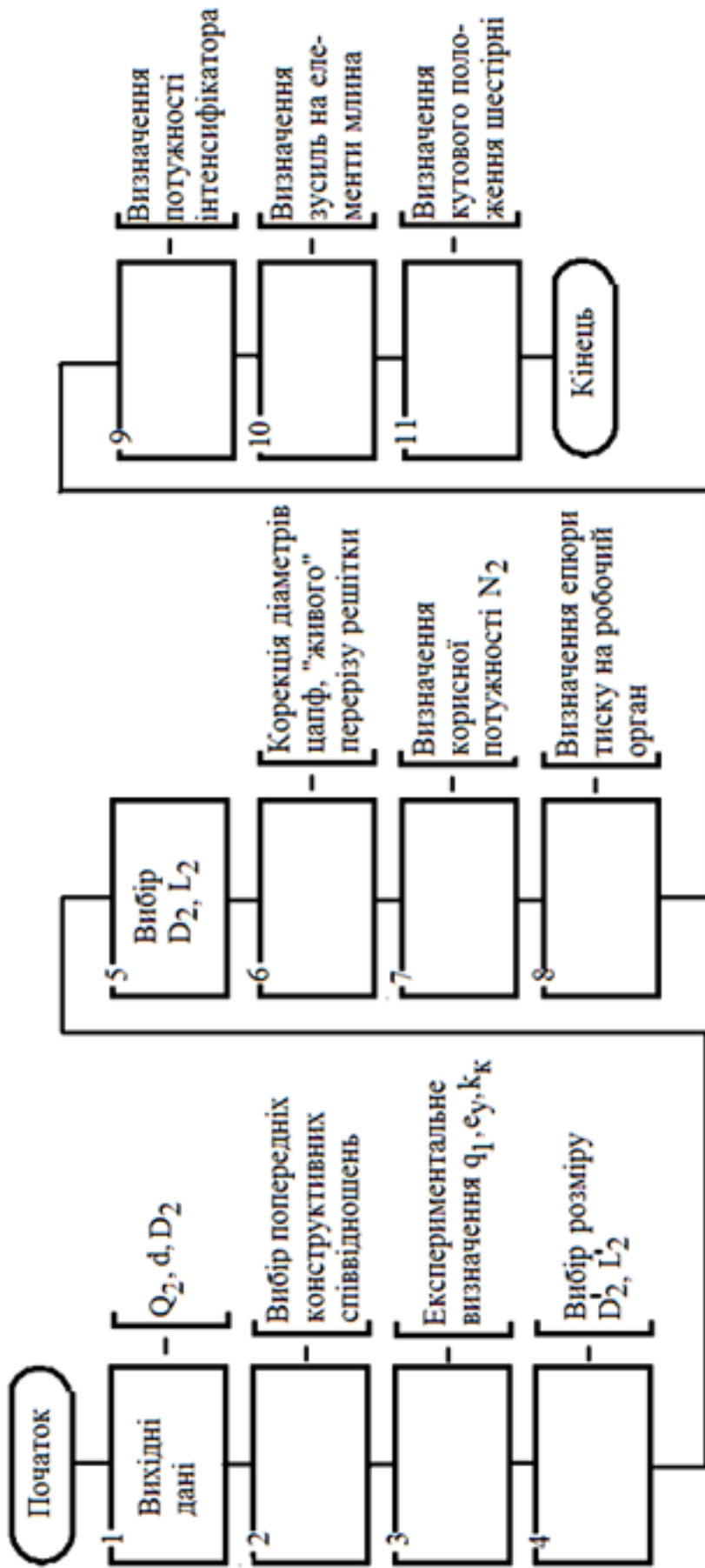


Рисунок 2.1 – Спрощений алгоритм визначення розмірів млина примусового подрібнювання

## 2.2 Дослідження енергетичних режимів млина з обертальним циліндром та розробка їх математичних моделей

Це, зокрема, фізичні властивості завантаження промислового млина та корисна потужність, геометричні розміри та частотні режими основних конструктивних елементів тощо. За відсутності результатів випробувань близького за розмірами промислового млина отримати попередню оцінку параметрів і раціональних режимів нового можливо шляхом експериментальних досліджень геометрично подібного млина лабораторного розміру з наступним використанням системи відносних одиниць і математичних моделей. При цьому коефіцієнти тертя завантаження лабораторного млина і створюваного млина промислового розміру повинні бути близькими. Як і частотні режими їх робочих поверхонь у відносних одиницях. Окрім того, система базових одиниць обох зразків млинів повинна бути ідентичною в сенсі подібності використання їх розмірів, режимів та фізичних властивостей завантаження.

В п. 2.2.2 наведені відомості про конструкцію, програму та методику випробувань діючої моделі млина нового типу із обертальним інтенсифікатором та раціональними конструктивними параметрами з можливістю управління частотними режимами робочих поверхонь. Програмою випробувань передбачена оцінка щільності і коефіцієнта тертя завантаження моделі і промислового млина, широкий діапазон співвідношень між частотними режимами робочих поверхонь. Розміри діючої моделі млина стандартні. Окрім того, програмою випробувань передбачено проведення технологічних випробувань діючої моделі на вихідній сировині млина першої стадії подрібнювання РЗФ-1 ВАТ «ІнГЗК».

В п. 2.2.3 наведені дані щодо експериментально встановлених щільності завантаження діючої моделі і показано, що у виконаних дослідах вона складала 1729, 3350 і 4460 кг/м<sup>3</sup>. При цьому коефіцієнти внутрішнього тертя – 0,7334, 0,4847 і 0,4041 відповідно. Точність отриманих значень оцінюваних параметрів підтверджена статистичною обробкою експериментальних даних. При визначенні корисної потужності діючої моделі враховувалися механічні втрати в індивідуальних приводах барабана і циліндра. Показано, що для промислового млина очікувана насипна щільність завантаження 2580 кг/м<sup>3</sup>, а коефіцієнт його внутрішнього тертя у межах 0,485...0,604 (середнє 0,544).

В п. 2.2.4 показано, що одностадіальне подрібнення в млині нового типу дозволяє досягти показників збагачення таких же і навіть кращих порівняно з показниками РЗФ-1 ВАТ «ІнГЗК», використовувати коротшу, малоопераційну технологічну схему і знижує витрати на подрібнення порядку 20%, істотно знижує собівартість концентрату.

В п. 2.2.5 наведені результати експериментальних досліджень корисної потужності діючої моделі нового млина та потужності обертання інтенсифікатора у вибраній системі відносних одиниць, поліноміальні моделі з урахуванням варійованих щільності та коефіцієнта внутрішнього тертя завантаження, частотних режимів робочих поверхонь млина в області надкритичних частот обертання барабану. Моделі адекватні за критерієм Фішера, а їх коефіцієнти значущі за критерієм Стюдента. Точність визначення відносної корисної потужності не нижче

13%, а точність визначення відношення до корисної потужності обертання циліндра – не гірша 18,24%. Зроблено висновок, що досягнута точність моделей дозволяє їх використовувати для прогнозу розмірів та режимів роботи робочих поверхонь млина нового типу промислового розміру. При цьому щільність і коефіцієнт внутрішнього тертя завантаження моделі і промислового млина повинні бути близькими.

### 2.2.2 Об'єкт досліджень та програма випробувань

Об'єкт досліджень – діюча модель млина примусового подрібнення МПС(Р)-360х290 з обертальним циліндром із захисними виступами та пружною футерівкою барабану. Крупність млинового завантаження – до 10 мм. Параметри діючої моделі зведені в табл. 2.1, а схема компоновання вузлів млина і загальний вигляд установки – на рис. 2.2. Як приводний для барабана використаний двигун постійного струму з незалежним збудженням, номінальними потужністю 11 кВт, струмом 57,5 А, напругою 220 В, швидкістю 1500 об/хв і номінальним моментом 70 Н·м. Для приводу циліндра використаний двигун з номінальними потужністю 8,5 кВт, струмом 46,4 А, напругою 220 В, швидкістю 1000 об/хв і номінальним моментом 81,2 Н·м. Коефіцієнти пропорційності між струмами якоря двигунів і моментами становили 1,212 і 1,75 Н·м/А відповідно.

Система керування приводами дозволяла встановлювати і контролювати частоти обертання барабана і циліндра, вимірювати струми і напругу якоря приводних двигунів.

Таблиця 2.1 – Технічні параметри моделі МПС(Р)-360х290

№ з/п	Найменування і позначення параметра	Розмірність	Значення
1	Розрахунковий діаметр барабана, D	м	0,36
2	Довжина барабана, L	м	0,29
3	Об'єм барабана, V	м <sup>3</sup>	0,0285
5	Передавальне число відкритого зачеплення приводу барабана, i	–	4,72
6	Діаметр циліндра інтенсифікатора, D <sub>i</sub>	м	0,23
7	Довжина циліндра, L <sub>i</sub>	м	0,23
8	Ексцентриситет циліндра, ε	м	0,03
9	Передавальне число редуктора приводу циліндра, i <sub>p</sub>	–	5,125
10	Кутове розташування циліндра, α	рад.	π/2
11	Частота обертання циліндра в долях від критичної частоти барабана, Ψ	в.о.	0,142... 0,424

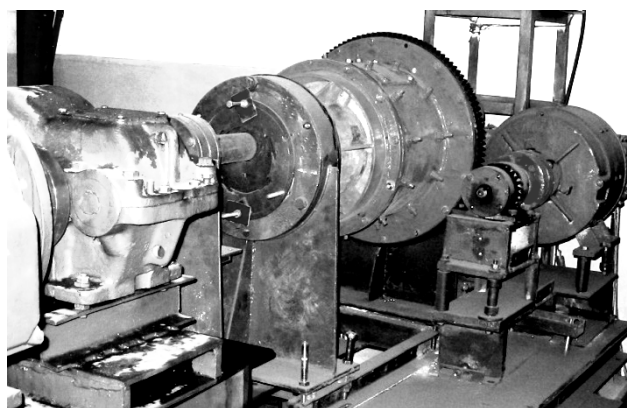


Рисунок 2.2 – Загальний вигляд установки із млином МПС(Р)-360х290

Мета і програма випробувань діючої моделі передбачала отримання універсальної математичної моделі корисної потужності нового типу млина, придатної для використання при розробці млина промислового розміру за різних щільності і коефіцієнтах тертя внутрішньомлинового завантаження, та оцінки технологічних переваг від використання такого млина в процесах подрібнювання залізородної сировини. У відповідність сформульованій меті досліджень програмою випробувань моделі передбачено експериментальне отримання даних для визначення корисної потужності млина у відносних одиницях як алгебраїчної суми відносних потужностей на валах приводів за вирахуванням механічних втрат. У зв'язку з цим програма передбачала декількох етапів випробувань. Перший етап включав визначення насипної щільності і коефіцієнта внутрішнього тертя завантаження із властивостями, що змінюються. На другому етапі досліджена потужність механічних втрат приводів в режимі холостого ходу залежно від частот їх обертання. Третім етапом передбачене отримання даних для підтвердження правомочності використання системи базових одиниць для млинів, що обертаються (без циліндра) на двох різних видах сировини (руда, кулі). Завершальний етап енергетичних випробувань – отримання даних про корисну потужність на надкритичних частотах обертання барабану при завантаженні у вигляді куль, руди і їх суміші в рівних частинах. У всіх досліджах коефіцієнт заповнення барабана прийнятий рівним 0,5. Найбільша частота обертання барабана – 1,5 в долях від критичної. Частота обертання циліндра фіксувалася на рівнях 0,142; 0,284; 0,426 і 0,628 в долях від критичної частоти обертання барабана. При визначенні технологічних переваг примусового подрібнювання порівняно із кульовим в моделі МПС(Р)-360х290 подрібнювалася руда вихідного живлення кульових млинів І стадії РЗФ-1 ВАТ «ІнГЗК» із гранулометричним складом згідно даних табл. 2.2.

### 2.2.3 Властивості внутрішньомлинового завантаження

Насипна щільність досліджуваних типів завантаження при енергетичних випробуваннях діючої моделі визначалася як відношення маси завантаження до її об'єму. Кількість виконаних вимірювань для кожного типу завантаження – 13. Результати статистичної обробки отриманих експериментальних даних по визначенню фізичних властивостей різних типів завантаження зведені у табл. 2.3.



Таблиця 2.2 – Гранулометричний склад вихідного живлення кульового млина

Крупність, мм	25-30	20-25	15-20	10-15	5-10	3-5	1-3
Вихід, %	7,70	8,60	10,10	25,30	17,10	19,80	5,20
Крупність, мм	0,56-1	0,28-0,56	0,14-0,28	0,07-0,14	0,05-0,07	-0,05	Разом:
Вихід, %	1,10	1,60	0,60	0,70	0,1	2,1	100

Таблиця 2.3 – Результати визначення насипної щільності куль, руди та їх суміші

Показник	Маса куль у пробі, кг	Маса руди у пробі, кг	Маса суміші у пробі, кг
Середнє, кг	4,683	1,815	3,501
Стандарт, кг	0,043	0,0368	0,111
Довірчий інтервал, кг	0,020	0,0168	0,050

Після статистичної обробки отриманих експериментальних даних з надійністю  $p=0,9$  встановлено, що насипна щільність куль, руди і їх рівнокомпонентної суміші (які використані в подальших дослідках) становить 4460, 1729 і 3350 кг/м<sup>3</sup> при довірчих інтервалах 0,02; 0,0168 і 0,0501 кг відповідно. Зроблено висновок, що отримані моделі щільності достатньо високої якості.

Для визначення коефіцієнтів тертя використаних типів завантаження проводилися дослідження за стандартною методикою контролю нормальних і тангенціальних зусиль сипких середовищ. Прийнято, що їх коефіцієнти тертя визначаються законом Амонтона-Кулона. При проведенні випробувань для кожного типу завантаження виконано по 24 досліди. Графічна ілюстрація отриманих даних, а також результати їх обробки методами регресійного аналізу наведені у вигляді побудовань рис. 2.3. Видно, що прийняті лінійні моделі досить добре описують експериментальні дані (частка поясненої дисперсії – коефіцієнт детермінації  $R_2$ ) при випробуваннях куль, руди і їх суміші відповідно складає 0,9194; 0,9436 і 0,8678). Зроблений висновок, що для подальшого використання можливо прийняти, що середні значення коефіцієнтів внутрішнього тертя куль, руди і їх рівнокомпонентної суміші становлять 0,4041; 0,7334 і 0,4847 відповідно.

Через відсутність інформації про коефіцієнт внутрішнього тертя завантаження млина нового типу промислового розміру для його оцінки використана інформація про кути природного укусу завантаження рудногалечного млина МГР-4000х7000 в умовах ВАТ «ІНГЗК» з подальшим використанням отриманого співвідношення тангенсів кутів внутрішнього тертя і природного укусу. Встановлено, що на кут природного укусу завантаження впливає ступінь його округлення (або термін перебування у млині). У завантажувальній частині млина тангенси кута природного укусу для відібраних проб знаходяться в межах 0,71...0,76. У той же час посередині млина і біля розвантажувального вузла вони в межах 0,66...0,75. Тобто, дещо менші. Прийнято, що у рудногалечного млина кут природного укусу внутрішньомлинового завантаження відносно слабо залежить від часу його перебування в барабані

(тангенс кута знижується на 7,14%). Можна очікувати, що у відповідність цим даним тангенс кута природного укосу внутрішньомлинового завантаження млина нового типу знаходитиметься в межах 0,66...0,76. При цьому із достатньо великою часткою упевненості можливо припускати, що коефіцієнт її внутрішнього тертя перебуватиме в межах  $0,854 \times (0,66 \dots 0,76) \times (0,86 \dots 0,93) = 0,485 \dots 0,604$  (середнє значення 0,544).

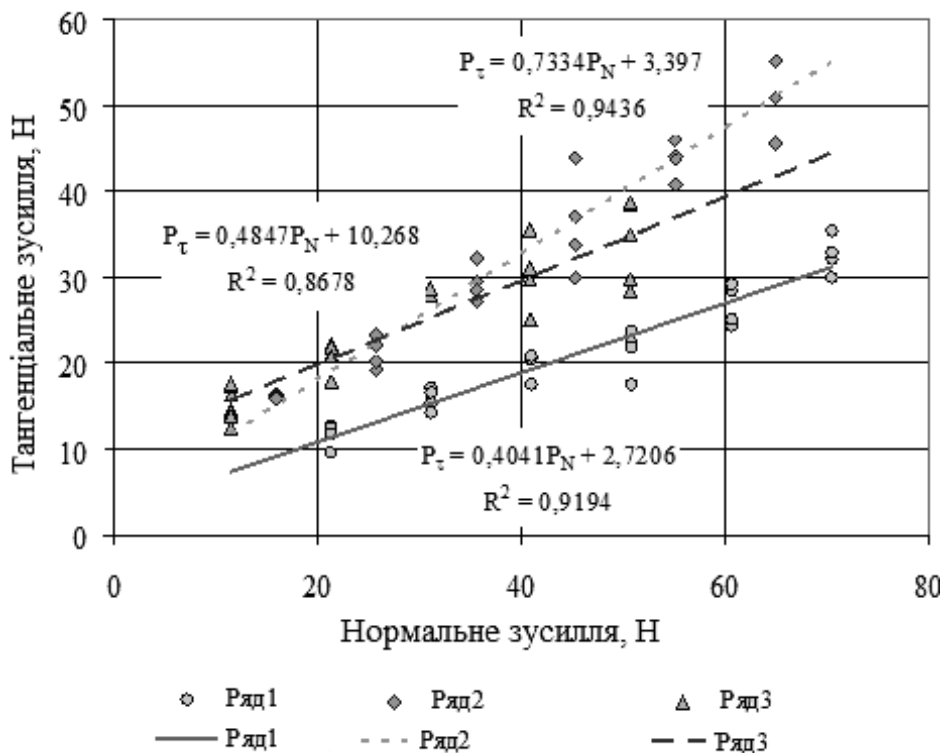


Рисунок 2.3 – До визначення коефіцієнтів внутрішнього тертя куль (Ряд 1), руди (Ряд 2) і їх рівнокомпонентної суміші (Ряд 3)

Додаткову інформацію про очікувані кути природного укосу надають результати робіт по визначенню кутів тертя сипких порід Губкинського ГЗК. Авторами публікацій встановлені залежності кутів зовнішнього тертя кусків руди від типу поверхні зрушення. Як ця поверхня використовувалися насипні днища, а також монолітні і бетонні. Крупність випробовуваної руди і насипного днища у досліджах варіювалися. Встановлено, що якщо крупність кусків насипного днища зменшувати в деяких межах порівняно з крупністю руди, то відбуватиметься різке зниження коефіцієнта тертя в перехідній зоні. Подібні дані при дослідженні різних фракцій роздроблених порід Ново-усятського закладного кар'єру в Кузбасі, проте при цьому кути для крупних фракцій менші. Отже, коефіцієнт внутрішнього тертя завантаження нового млина орієнтовно можна прийняти розташованим в діапазоні 0,485...0,604 (середнє 0,544). За несприятливих умов роботи він може сягати і більших значень.

Що стосується оцінки очікуваної насипної щільності внутрішньомлинового завантаження, то вона визначається конкретними умовами підприємства. Для початкового живлення її орієнтовно приймають у межах 2000-2200 кг/м<sup>3</sup>. За даними Д.К. Крюкова пористість завантаження рудногалечного млина

близька до 0,366 (за даними ЗАТ «НКМЗ» – 0,4). На основі припущення, що пористість завантаження нового млина становить 0,366 питома щільність гальки  $(2000 \dots 2200)/(1-0,366)=3155 \dots 3470$  кг/м<sup>3</sup> (ЗАТ «НКМЗ» при розрахунках млина МРГ-55х75 приймає щільність гальки 3500 кг/м<sup>3</sup>, пульпи – при вмісті 70% твердого – 2000 кг/м<sup>3</sup>, а щільність внутрішньомлинового завантаження  $3500 \times 0,6 + 2000 \times 0,6 \times 0,4 = 2580$  кг/м<sup>3</sup> – за припущення, що заповнення порожнеч гальки пульпою становить лише 60%). Очевидно, що оцінки очікуваних властивостей завантаження нового млина потребують уточнення в умовах конкретного замовника млина.

Оцінка щільності та коефіцієнта внутрішнього тертя завантаження млина примусового подрібнювання промислового розміру необхідні для розробки інженерної методики визначення його очікуваних розмірів та режиму роботи. З метою отримання попередньої оцінки цих чинників для промислового млина оцінено відношення тангенса кута укусу завантаження до коефіцієнта його внутрішнього тертя. Для цього використані встановлені вище значення коефіцієнта внутрішнього тертя куль, руди, суміші і фото їх кутів природного укусу. Встановлено, що через наявність сил зчеплення кут природного укусу є лише грубою оцінкою коефіцієнту внутрішнього тертя. Так, для куль тангенс кута природного укусу склав 0,496, тоді як коефіцієнт внутрішнього тертя для них рівний 0,4041. Для руди отримано відповідно величини 0,825 і 0,7334, тоді як для вибраної суміші кулі-руда вони склали 0,68 і 0,4847. Відношення коефіцієнта внутрішнього тертя до тангенса кута природного укусу вибраних типів млинового завантаження діючої моделі склали відповідно 0,8147; 0,8889 і 0,7128. В середньому це відношення рівне 0,854.

#### 2.2.4 Результати технологічних випробувань

Випробування виконані в умовно замкненому періодичному циклі мокрого помелу. Із розвантаження млина відбирався клас мінус 2,0 мм. Загальна кількість дослідів – 15. Для контролю моменту досягнення сталого умовно-замкненого циклу контролювалися маса і гранулометричний склад проб готового класу. Для підсумкових проб (МПС-26, МПС-28, МПС-30) виконаний аналіз на вміст заліза загального і магнітний аналіз для оцінки якості магнітних і немагнітних продуктів за вмістом заліза загального. Подрібнена руда піддавалася сепарації на трубці Девіса. Оцінка технологічних переваг примусового самоподрібнювання у порівнянні з трьохстадіальним кульовим подрібненням отримана зіставленням гранулометричних складів отриманих продуктів і продуктів збагачення РЗФ-1 по їх питомій поверхні, вмісту і витяганню заліза в продукти збагачення і ефективності збагачення по критерію Ханкока-Луїкена. Гранулометричний склад відібраних контрольних проб після подрібнення додробленої до мінус 10 мм руди кульового млина першої стадії РЗФ-1 ВАТ «ІнГОК» представлений даними табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Гранулометричний склад проб готового після примусового самоподрібнювання

Проба	Вихід в % класів крупності в мм								Всього
	-1+ 0,63	-0,63 +0,4	-0,4 +0,315	-0,315 +0,2	-0,2 +0,1	-0,1 +0,063	-0,063 +0,05	-0,05	
МПС-26	8,16	11,68	4,65	4,56	4,83	3,56	1,27	61,29	100
МПС-28	9,91	10,93	4,23	4,25	4,16	2,86	1,17	62,49	100
МПС-30	8,76	10,75	4,25	4,97	5,08	4,24	1,36	60,59	100
Середнє	8,94	11,12	4,38	4,59	4,69	3,55	1,27	61,46	100

Результати магнітного аналізу відібраних контрольних проб подрібненої у млині МПС(Р)-360х290 руди зведені в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 –Результати магнітного аналізу проб руді після подрібнення

Проба	Показники продуктів збагачення %								
	Початковий			Концентрат			Хвости		
	Fe общ	Fe мг	- 0,05	Fe общ	Вихід	-0,05	Fe общ	Fe мг	Вихід
МПС-26	33,25	23,1	61,6	64,8	37,77	97	14,10	0,60	62,23
МПС-28	34,1	24,5	62,3	64,75	37,51	97	15,70	2,50	62,49
МПС-30	34,35	24,1	62,1	64,85	38,82	97	15,00	1,80	61,18
Середнє	33,9	23,9	62	64,8	38,03	97	14,93	1,63	61,97

Гранулометричний склад концентрату і хвостів РЗФ-1, отриманих за результатами випробувань – у вигляді даних табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Гранулометричний склад продуктів збагачення за результатами випробування

Продукти Збагачення	Вихід %	Вихід в % класів крупності, мм						
		1- 3	0,56- 1	0,28- 0,56	0,14- 0,28	0,07- 0,14	0,05- 0,07	-0,05
Концентрат	34,3	-	-	-	0,2	0,8	1,5	97,5
Хвости	53,2	0,9	1,6	5,3	4,5	12,2	6,6	68,9
Вся руда, сумарно	87,5	0,55	0,97	3,22	2,81	7,73	4,60	80,11

Питома поверхня проб подрібненої руди, розрахована по їх гранулометричному складу, приведена у вигляді даних табл. 2.7.

Порівняння гранулометричних складів продуктів подрібнення млина примусового самоподрібнювання і кульового помелу на РЗФ-1 свідчить про наступне (рис. 2.4).

Таблиця 2.7 – Розрахункові питомі поверхні досліджуваних проб подрібненої руди

Проба	Питома поверхня, м-1	Питома поверхня, см <sup>2</sup> /г
МПС-26	331897,5	948,28
МПС-28	335896,4	959,70
МПС-30	329739,4	942,11
Середнє:	332511,1	950,03



Рисунок 2.4 – Гранулометричний склад руди, подрібненої в млині примусового самоподрібнювання і кульовому млині

При близькому вмісті заліза в концентраті (64,8% при примусовому і 63,95% при кульовому подрібненні) і практично однаковому гранулометричному складі концентратів (97% при примусовому і 97,5% при кульовому) крупність помелу руди відрізняється (61,46% класу мінус 50 мкм при примусовому і 80,11% при кульовому подрібненні). Також істотно відрізняються по гранулометричному складу і хвости магнітної сепарації продуктів примусового самоподрібнювання і кульового подрібнення – 61,97 і 68,9% класу мінус 50 мкм відповідно (рис. 2.5).

Виконане зіставлення указує на вищу селективність по розкриттю магнетитових зерен при примусовому самоподрібнюванні, оскільки вища якість концентрату досягається при грубішому помелі. При цьому гранулометричний склад магнітної фракції (концентрату) близький, а немагнітна фракція (хвости) у меншій мірі подрібнюється при примусовому самоподрібнюванні. Такий же висновок отримано із зіставлення питомих поверхонь продуктів подрібнення: середня питома поверхня продуктів, подрібнених в млині примусового самоподрібнювання складає 332511,1 м-1, а при кульовому помелі вона істотно вища – 428923,9 м-1. Питома поверхня вихідної руди складає 14414,96 м-1. Отже, величина вперше отриманої поверхні для продукту примусового самоподрібнювання складає  $332511,1 - 14414,96 = 318096,1$  м-1 (для кульового подрібнення вона становить  $428923,9 - 14414,96 = 414508,9$  м-1). Оскільки згідно

гіпотезам Рітінгера і Ребіндера витрати енергії на подрібнення пропорційні вперше отриманій поверхні, то на підставі зіставлення можна стверджувати, що досягши ідентичних показників збагачення при примусовому самоподрібнюванні в порівнянні з подрібненням в кульових млинах слід очікувати зниження питомих енерговитрат на 23,3%.



Рисунок 2.5 – Гранулометричний склад хвостів магнітної сепарації продуктів примусового самоподрібнювання і кульового

При оцінці результатів технологічних випробувань слід врахувати, що проба руди, яка використана при дослідженні примусового самоподрібнювання, відрізняється за вмістом заліза загального і заліза, пов'язаного з магнетитом, від руди що переробляється на РЗФ-1 (табл. 2.8).

У зв'язку з цим, уточнення технологічних переваг примусового самоподрібнювання в порівнянні з кульовим проведено порівнянням отримуваних показників збагачення по параметрах, пов'язаних з характеристикою руди, і уточненням ефективності збагачення по магнетиту від кварцу і гематиту. Необхідні для отримання порівняльної оцінки додаткові дані приведені табл. 2.9.

Із даних табл. 2.9 витікає, що при підготовці руди до збагачення з використанням одностадіального примусового самоподрібнювання можливе отримання залізородного концентрату з виходом 38,12% і заліза 64,8% при його витяганні 72,87%. Середній вміст заліза в хвостах складе 14,83%. В той же час на РЗФ-1 при трьохстадіальному подрібненні досягнуті наступні показники: вихід концентрату 39,2%, вміст заліза в концентраті 63,95% при його витяганні 76,03%. Вміст заліза в хвостах склав 13%. Із зіставлення цих показників виходить, що при використанні одностадіального примусового самоподрібнювання вміст заліза в

концентраті на 0,85% вищий, вихід концентрату на 1,08%, а витягання заліза на 3,16% нижче в порівнянні з рівнем, що досягається на РЗФ-1.

Таблиця 2.8 – Порівняльні показники збагачення руди, подрібненої в МПС(Р)-360x290 і в кульовому млині I стадії РЗФ-1

Проба	Початковий			Концентрат			Хвости		
	Вихід %	Fe общ, %	Fe мг %	Вихід д %	Fe общ %	Витяг, %	Вихід д %	Fe общ, %	Витяг, %
МПС-26	100	33,25	23,1	37,5	64,8	73,11	62,4	14,10	26,89
МПС-28	100	34,10	24,5	38,82	64,7	73,71	61,18	15,70	26,29
МПС-30	100	34,35	24,1	38,03	64,8	71,80	61,97	15,00	28,20
Середнє	100	33,90	23,9	38,12	64,8	72,87	61,88	14,93	27,13
На РЗФ-1	100	32,97	25,5	39,20	64,0	76,03	60,80	13,00	23,97

Таблиця 2.9 – До порівняння технологічних показників руди, подрібненої в млині примусового самоподрібнювання і в кульовому млині I стадії РЗФ-1

Проба	Fe общ, %	Fe мг, %	Витягання заліза в концентрат, %		Витяг магнетиту в концентрат	Ефектив- ність,%
			факти- чне	теоретичне, Fe мг /Fe общ		
МПС-26	33,25	23,1	73,11	69,47	98,38	92,85
МПС-28	34,10	24,5	73,71	71,85	93,76	87,83
МПС-30	34,35	24,1	71,80	70,16	95,37	89,69
Середнє	33,90	23,90	72,87	70,49	95,77	90,06
На РЗФ-1	32,97	25,48	76,03	77,28	97,14	90,35

При цьому вміст заліза в хвостах на 1,93% вищий при використанні примусового самоподрібнювання. Погіршення кількісних показників при примусовому самоподрібненні обумовлене іншим вмістом заліза загального і заліза, пов'язаного з магнетитом. Так, на РЗФ-1 збагаченню піддається руда із вмістом заліза загального 32,97%, а заліза пов'язаного з магнетитом 25,48%, що забезпечує теоретичне витягання заліза магнетитом 77,28%. В той же час для примусового самоподрібнення використана руда із вмістом заліза загального 33,90% і заліза, пов'язаного з магнетитом 23,90%. А понижений вміст заліза, пов'язаного з магнетитом при вищому вмісті заліза загального вже зумовлює теоретичне витягання заліза в концентрат 69,47% при вищому вмісті в хвостах.

Із зіставлення теоретичного і фактичного витягання заліза в концентрат для розглянутих випадків робимо висновок про те, що при одностадіальному примусовому самоподрібненні потенційні можливості руди використовуються повніше. Комплексна оцінка ефективності збагачення магнетитових кварцитів проведена з використанням критерію Ханкока-Луйкена, що є різницею витягань в концентрат магнетиту і немагнітних продуктів у вигляді кварцу, гематиту тощо.

Порівняння показників ефективності по Ханкоку-Луйкену дозволяє зробити висновок про однакову ефективність збагачення проб руди, підготовлених до збагачення за допомогою одностадіального примусового подрібнення і трьохстадіального кульового подрібнення на РЗФ-1. Отже, примусове самоподрібнення має важливу перевагу в порівнянні з традиційним стадіальним подрібненням в кульових барабанних млинах, яка полягає в тому, що навіть при одностадіальному помелі можливе отримання якісніших концентратів при грубішому помелі початкової руди за рахунок вищої селективності руйнування зерен магнетиту і кварцу у зв'язку з переважно дотичним напруженням при примусовому самоподрібненні (м'якший магнетит твердістю по Моосу 5,5-6 руйнується з більшою швидкістю, ніж кварц твердістю по Моосу 7.2). Таким чином, одностадіальне подрібнення дозволяє досягати показників збагачення таких же і навіть вищих в порівнянні з показниками на РЗФ-1, дозволить використовувати коротшу, малоопераційну технологічну схему і понизить витрати на подрібнення порядку 20%, істотно знизить собівартість переділу і зменшить собівартість концентрату.

### 2.2.5 Потужності обертання барабану та інтенсифікатора

Механічні втрати приводів визначені для режимів холостого ходу з урахуванням того, для опор млина використані шарикопідшипники з низькими коефіцієнтами тертя кочення і незначною масою завантаження барабана порівнянні із його власною масою. При експериментальному визначенні залежності моменту холостого ходу від швидкості обертання барабану  $0,09 \dots 1,42$  в долях від критичної отримана залежність моменту холостого ходу обертання барабану  $M_{\text{бхх}}$  в Н·м від його швидкості  $\psi$  в долях критичної  $\omega_{\text{мб}} = 7,38$  вигляду

$$M_{\text{бхх}} = 1,5529 \ln \psi + 15,47, \text{ Н·м.} \quad (2.1)$$

Коефіцієнти моделі значущі по критерію Стьюдента і вона адекватна по критерію Фішера. Коефіцієнт детермінації  $r_2 = 0,94$ . Стандартна похибка визначення моменту холостого ходу дорівнює  $0,379$  Н·м, а довірчий інтервал при надійності 90% –  $0,208$  Н·м. Критична частота обертання барабана становить  $\omega_{\text{к}} = \omega_{\text{мб}} = 7,38$  1/с.

Опрацювання експериментально отриманих вимірів по визначенню механічної характеристики холостого ходу циліндра при змінюванні частоти його обертання  $\psi_i$  у межах  $0,071 \dots 0,787$  (в долях від критичної для барабана  $\omega_{\text{к}} = \omega_{\text{мб}} = 7,38$ ) дали змогу отримати залежність вигляду

$$M_{\text{ххi}} = 8,046 + 2,746 \cdot \psi_i. \quad (2.2)$$

Коефіцієнти моделі значущі за критерієм Стьюдента і вона адекватна за критерієм Фішера. Коефіцієнт детермінації  $r_2 = 0,96$ . Стандартна похибка визначення моменту холостого ходу рівна  $0,139$  Н м, а довірчий інтервал при надійності 90% –  $0,076$  Н м.

Система відносних одиниць пропонується до використання через те, що процеси в клиноподібній зоні млина із циліндром достатньо складні для теоретичних розрахунків. Це пояснюється відсутністю необхідної числової інформації про властивості завантаження і цілим рядом неясностей механізму



взаємодії шарів сипкої маси чи кусків руди із циліндровою поверхнею центрифугуючого шару. За відсутності експериментально установлених властивостей завантаження млина близького розміру раціональним шляхом визначення корисної потужності млина промислового розміру може служити використання методу подібності геометричних параметрів і енергетичних режимів. Сутність нового методу полягає в допущенні про рівність відносної корисної потужності геометрично подібних млинів неоднакового розміру при однакових частотних режимах робочих поверхонь і властивостях внутрішньомлинового навантаження. Використання цього методу для визначення корисної потужності ресурсозберігаючого млина промислового розміру зумовлює ухвалення ряду спрощуючих допущень. Серед головних такі:

основні конструктивні співвідношення промислового і лабораторного млинів однакові;

відносні частоти обертання робочих поверхонь барабанів і циліндрів промислового і лабораторного млинів однакові;

в області докритичних частот відносні корисні потужності лабораторного і промислового млинів без циліндра однакові, а при надкритичних частотах млинів з циліндром вони залежать від коефіцієнтів тертя завантаження;

корисна потужність млина пропорціональна щільності завантаження.

Враховуючи прийняті допущення і необхідність визначення відносної корисної потужності вводимо систему позначень початкових даних і базових одиниць для параметрів і режимів використання діючої моделі нового типу млина з циліндром:

$g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>;

$L_m$  – довжина барабана моделі млина, м;

$D_m$  – діаметр барабана моделі млина, м;

$\rho_m$  – щільність завантаження моделі млина, т/м<sup>3</sup>;

$\rho_{mb} = \rho_m$  – базова щільність завантаження моделі, кг/м<sup>3</sup>;

$V_{mb} = 0,25\pi D_m^2 L_m$  – базовий об'єм моделі, м<sup>3</sup>;

$F_{mb} = V_{mb} \rho_{mb} g = 0,25\pi D_m^2 L_m \rho_{mb} g$  – базове зусилля, Н;

$\omega_{mb} = \omega_{mk} = \sqrt{2g / D_m}$  – базова кутова частота обертання моделі, 1/с;

$U_{mb} = 0,5\omega_{mb} D_m = \sqrt{0,5g D_m}$  – базова лінійна швидкість для моделі, м/с;

$P_{mb} = F_{mb} U_{mb} = 0,25\pi D_m^{2,5} L_m \rho_m g^{1,5} / \sqrt{2}$  – базова потужність, Вт;

$M_{mb} = P_{mb} / \omega_{mb} = 0,125\pi D_m^3 L_m \rho_m g$  – базовий момент, Н·м.

Згідно прийнятих позначень для промислового млина базові величини:

$\rho_{nb} = \rho_n$  – базова щільність завантаження млина, кг/м<sup>3</sup>;

$V_{nb} = 0,25\pi D_n^2 L_n$  – базовий об'єм промислового млина, м<sup>3</sup>;

$F_{nb} = V_{nb} \rho_{nb} g = 0,25\pi D_n^2 L_n \rho_{nb} g$  – базове зусилля млина, Н;

$\omega_{nb} = \omega_{nk} = \sqrt{2g/D_n}$  – базова кутова частота обертання млина, 1/с;

$U_{nb} = 0,5\omega_{nb}D_n = \sqrt{0,5gD_n}$  – базова лінійна швидкість для млина, м/с;

$P_{nb} = F_{nb}U_{nb} = 0,25\pi D_n^{2,5} L_n \rho_n g^{1,5} / \sqrt{2}$  – базова потужність, Вт.

$M_{nb} = P_{nb} / \omega_{nb} = 0,125\pi D_n^3 L_n \rho_n g$  – базовий момент, Н·м.

Для оцінки корисної потужності нового млина слід вибрати відносні частоти обертання його барабана і інтенсифікатора, оцінити щільність і коефіцієнт тертя внутрішньомлинового завантаження, вибрати тип і параметри завантаження моделі. Оскільки корисна потужність моделі  $P_m$  визначається експериментально, то її відносна величина

$$p_{0m} = \frac{P_m}{P_{mb}} = \frac{4\sqrt{2}P_m(D_m : L_m)}{\pi\rho_m g^{1,5} D_m^{3,5}}, \text{ в.о.}, \quad (2.3)$$

де  $D_m : L_m$  – відношення діаметру барабана моделі до його довжини.

Згідно прийнятим допущенням для млина промислових розмірів формула (2.1) набирає подібного вигляду, а саме

$$p_{0n} = \frac{P_n}{P_{nb}} = \frac{4\sqrt{2}P_n(D_n : L_n)}{\pi\rho_n g^{1,5} D_n^{3,5}}, \text{ в.о.}, \quad (2.4)$$

де  $D_n : L_n$  – відношення діаметру барабана нового млина до його довжини, то після прийняття  $P_{0n} = P_{0m}$  попередня величина діаметру нового млина може бути визначена як

$$D_n = \sqrt[3,5]{\frac{\rho_m(D_n : L_n)P_n}{\rho_n(D_m : L_m)P_m}}, \text{ м}, \quad (2.5)$$

де  $P_n, P_m$  – корисна потужність млина промислового розміру, Вт;

$L_n, L_m$  – довжина барабану промислового млина та моделі, м.

Що стосується обертального перфорованого циліндра, то за умовою геометричної подоби його відносні розміри для моделі і промислового млина повинні теж бути однаковими або близькими. Слід враховувати, що відносна корисна потужність моделі  $p_{0m}$  визначається для конкретних частот обертання робочих поверхонь і коефіцієнта заповнення барабана, коефіцієнта тертя і щільності внутрішньомлинового завантаження, а тому важлива близькість фізико-механічних властивостей завантаження діючої моделі і нового типу млина промислового розміру. Моделі потужності традиційних млинів необхідні для визначення як їх попередніх розмірів, так і режимів робочих поверхонь. Згідно вибраної системи базових одиниць відносна корисна потужність млинів, навіть із різною щільністю завантаження, повинна бути однаковою. Для підтвердження цього висновку і правомочності запропонованої системи базових одиниць виконані випробування діючої моделі млина без циліндра на двох типах завантаження, а саме кулях і руді.

При кульовому завантаженні результати опрацювання експериментальних даних мають вигляд побудовань на рис. 2.6.

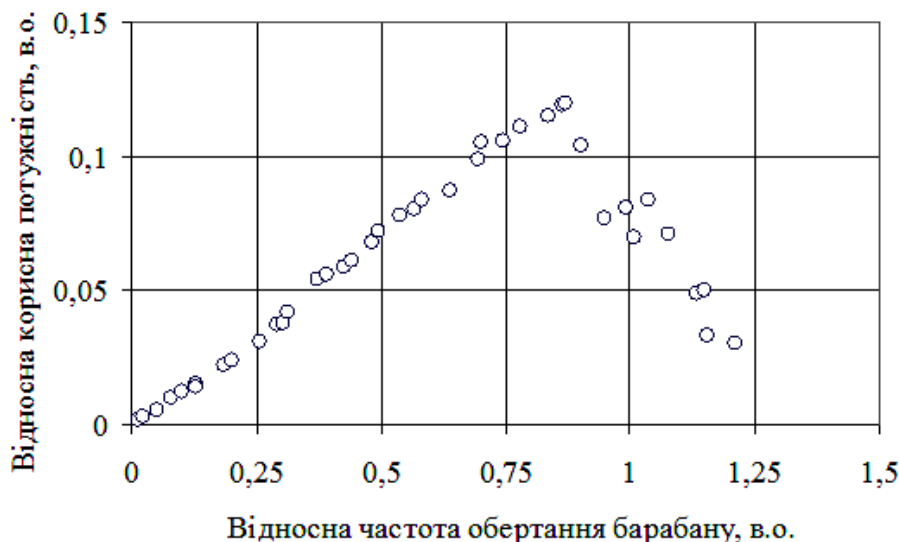


Рисунок 2.6 – Вплив відносної частоти обертання  $\Psi$  традиційного кульового млина на відносну корисну потужність  $p_0$

Тут за ординату править відносна корисна потужність (у в.о.) діючої моделі МПС(Р)-360x290 при завантаженні барабану у вигляді куль (див. вище). По горизонтальній осі відкладена відносна частота обертання барабану в долях від критичної. При обробці експериментальних даних враховані визначена вище щільність кульового завантаження, геометричні розміри барабана моделі і його критична швидкість. При розрахунках використані базовий момент  $M_{bm}=232,5$  Н·м і базова потужність  $P_{bm}=1716,2$  Вт. Отриманий вигляд залежності не суперечить існуючим уявленням про її форму, а відносна корисна потужність, наприклад, при відносній частоті обертання барабана 0,7 в.о. близька до 0,1 в.о.

При використанні рудного завантаження із середньою щільністю 1729 кг/м<sup>3</sup> результати опрацювання експериментальних даних наведені у вигляді побудовань на рис. 2.7. За базові величини прийняті момент  $M_{bm}=90,12$  Н·м і корисна потужність  $P_{bm}=669,16$  Вт.

Із порівняння рис. 2.6 та 2.7 видно, що залежності відносної корисної потужності практично однакові і це підтверджує коректність вибраної системи базових одиниць і можливість її використання для традиційних барабанних млинів із різною щільністю внутрішньомлинового завантаження, оскільки відносна корисна потужність млина без циліндра в прийнятій системі базових одиниць від неї практично не залежить.

Мета проведення енергетичних випробувань діючої моделі млина з циліндром – отримання початкових даних для визначення відносної корисної потужності при різних типах властивостей завантаження барабану і частотах обертання циліндра. У відповідність цій меті і прийнятій системі базових одиниць виконано три етапи випробувань (при завантаженні кулями, рудою і їх рівнокомпонентною сумішшю). Відносна частота обертання циліндра у всіх етапах змінювалася дискретно і приймала значення 0,142; 0,284; 0,426 і 0,628 в.о.

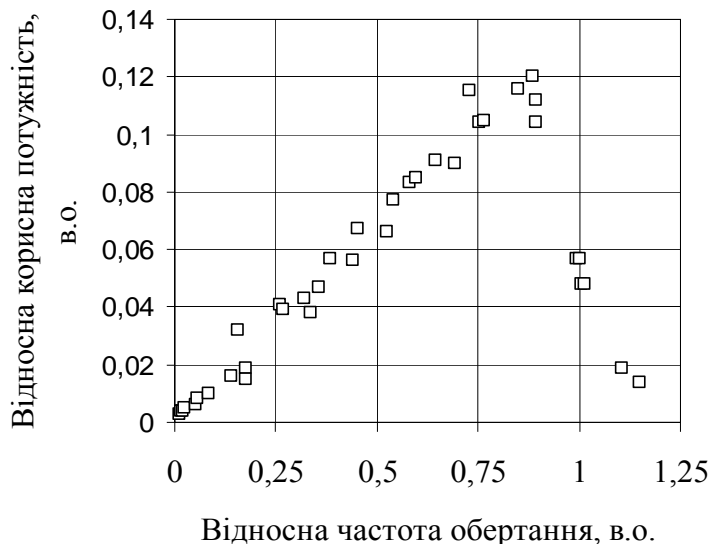


Рисунок 2.7 – Вплив відносної частоти обертання  $\Psi$  традиційного млина із рудним завантаженням на відносну корисну потужність  $p_0$

Результати випробувань млина із кульовим завантаженням у вигляді розрахункових залежностей відносної корисної потужності від швидкості обертання барабану подані у вигляді побудов на рис. 2.8.

Видно, що у млина із кульовим завантаженням вплив підвищених частот обертання циліндра вельми істотний. Дійсно, корисна потужність при частотах обертання барабану  $\Psi=1,5$  в.о. і циліндра  $\Psi_i=0,628$  в.о. у 5-6 разів більша порівняно із млином без циліндра на докритичній швидкості.

Результати випробувань млина із циліндром при рудному завантаженні наведені у вигляді побудов на рис. 2.9.



Рисунок 2.8 – Вплив частоти обертання  $\Psi$  нового типу млина із кульовим завантаженням на відносну корисну потужність  $p_0$  при відносній частоті обертання інтенсификатора 0,142 (ряд 1); 0,284 (ряд 2); 0,426 (ряд 3) і 0,628 (ряд 4)

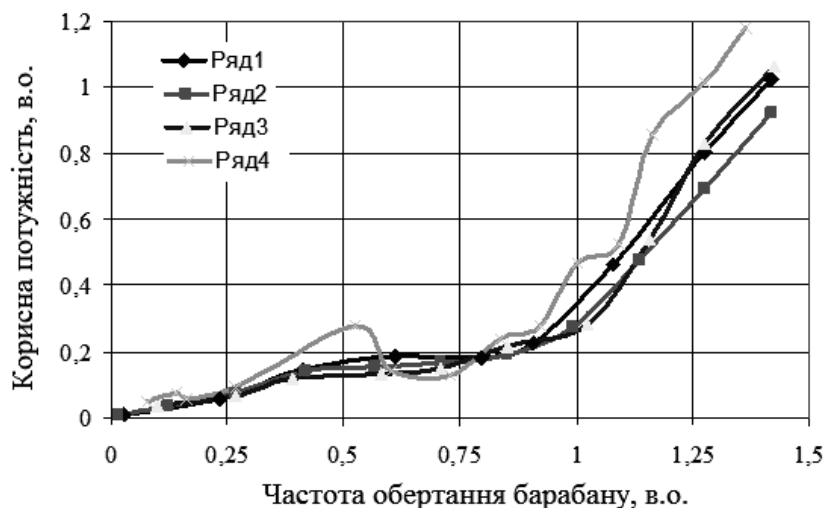


Рисунок 2.9 – Вплив частоти обертання  $\Psi$  нового типу млина із рудним завантаженням на відносну корисну потужність  $p_0$  при відносній частоті обертання інтенсифікатора 0,142 (ряд 1); 0,284(ряд 2); 0,426 (ряд 3) і 0,628 (ряд 4)

Можна стверджувати, що, як і вище, вплив підвищеної частоти обертання циліндра істотно підвищує корисну потужність на надкритичних частотах обертання барабану. Одночасно – із-за підвищеного коефіцієнта внутрішнього тертя руди – корисна потужність, зниження насипної щільності завантаження, зростає значно.

На завершальному етапі дослідження відносної корисної потужності млина із обертальним циліндром проводилися при завантаженні барабану у вигляді суміші куль і руди в однаковій пропорції. В результаті цього одночасно змінилися і насипна щільність внутрішньомлинового завантаження – вона стала рівною 3350 кг/м<sup>3</sup> – і коефіцієнт внутрішнього тертя, який став рівним 0,4847. Отримані при випробуваннях дані і результати їх обробки приведені в вигляді побудовань на рис. 2.10.

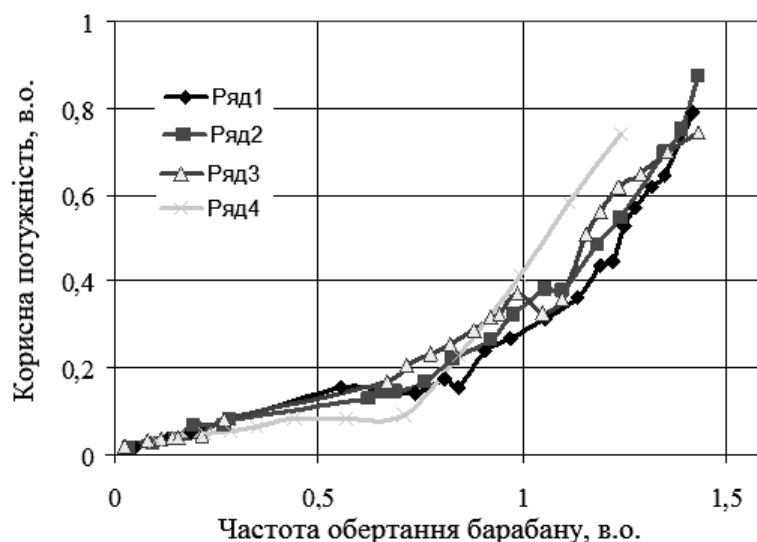


Рисунок 2.10 – Вплив частоти обертання  $\Psi$  нового типу млина із завантаженням у вигляді суміші куль і руди на відносну корисну потужність  $p_0$  при відносній частоті обертання інтенсифікатора 0,142 (ряд 1); 0,284 (ряд 2); 0,426 (ряд 3) і 0,628 (ряд 4) при заповненні барабану 0,5

Видно, що вплив частоти обертання циліндра лишився, як і сильний вплив коефіцієнта тертя в області надкритичних частот. Його зростання збільшує момент тертя в клиноподібній зоні і підвищує корисну потужність. Наприклад, корисна потужність традиційного млина, незалежно від типу завантаження, близька до 0,12-0,14 в.о. В той час в області частот обертання барабану до 1,3 в.о. корисна потужність циліндра сягає рівня 0,6 в.о. при кульовому завантаженні. Для рудного вона сягає 1,1 в.о., а для завантаження у вигляді суміші куль і руди – 0,8 в.о. Отже висновок, в дослідженій області зміни фізичних властивостей завантаження при виборі раціональної швидкості обертання циліндра можливе збільшення корисної потужності млина в 4-7 разів.

Отримані експериментальні і розрахункові залежності корисної потужності  $p_0$ , а також дослідження потужності обертання циліндра  $p_{i0}$  мають досить складний характер. А оскільки при виборі розмірів і раціональних режимів використання млина цікаві саме надкритичні частоти його обертання, то і математичні моделі потужностей повинні бути визначені саме для цих частот. В результаті як функції відгуку вибрані корисна потужність млина  $P_0$  і відношення до неї потужності обертання циліндра ( $p_{i0}/p_0$ ). В результаті використання можливостей стандартних програм пакету Excel 2003 для відносної корисної потужності  $P_0$  млина з циліндром знайдена регресійна модель вигляду

$$p_0 = -0,002235\rho\mu - 0,3686\mu\psi + 0,0008494\rho + 0,00297\rho\mu\psi - 0,001092\psi\rho + 0,0002289\rho\mu\psi_i\psi, \text{ в.о.} \quad (2.4)$$

Всі коефіцієнти моделі значущі по критерію Стьюдента, а модель адекватна за критерієм Фішера. З надійністю 90% середня помилка визначення відносної корисної потужності млина по моделі (2.4) складає  $10,45 \pm 2,026\%$ . Для розрахунків модель (2.4) можливо подати у більш зручному вигляді, а саме у вигляді виразу:

$$p_0 = (0,0008494 - 0,002235\mu)\rho + (0,00297\rho\mu - 0,3686\mu - 0,001092\rho)\psi + 0,0002289\rho\mu\psi_i\psi. \quad (2.5)$$

Модель відношення  $p_{i0}/p_0$  потужності обертання інтенсифікатора  $p_{i0}$  до корисної потужності млина  $p_0$  знайдена у вигляді рівнянь:

$$p_0 = -0,002235\rho\mu - 0,3686\mu\psi + 0,0008494\rho + 0,00297\rho\mu\psi - 0,001092\psi\rho + 0,0002289\rho\mu\psi_i\psi, \text{ в.о.}, \quad (2.6)$$

$$\frac{p_{i0}}{p_0} = 0,03583 - 0,0002\rho\mu\psi_i - 0,5\mu\psi_i. \quad (2.7)$$

Коефіцієнти цієї моделі також значущі по критерію Стьюдента. Отримана модель адекватна по критерію Фішера. З надійністю 90% середня помилка визначення потужності обертання циліндра по моделі (2.5) становить  $15,9 \pm 2,34\%$ .

Не дивлячись на отриману якість моделей потужності їх використання в практичних розрахунках обмежене досліджуваною в експериментах областю зміни чинників  $\rho$  і  $\mu$  (у досліджах використовувалися три поєднання цих чинників згідно вибраних типів завантаження – кулі, руда і їх суміш). Тобто, ця точність забезпечується поблизу апроксимуючої залежності

$$\rho = 22028\mu^2 - 33350\mu + 14340, \text{ кг/м}^3 \quad (2.8)$$

дослідженої області поєднань цих двох інтегральних параметрів млинового завантаження (рис. 2.11).

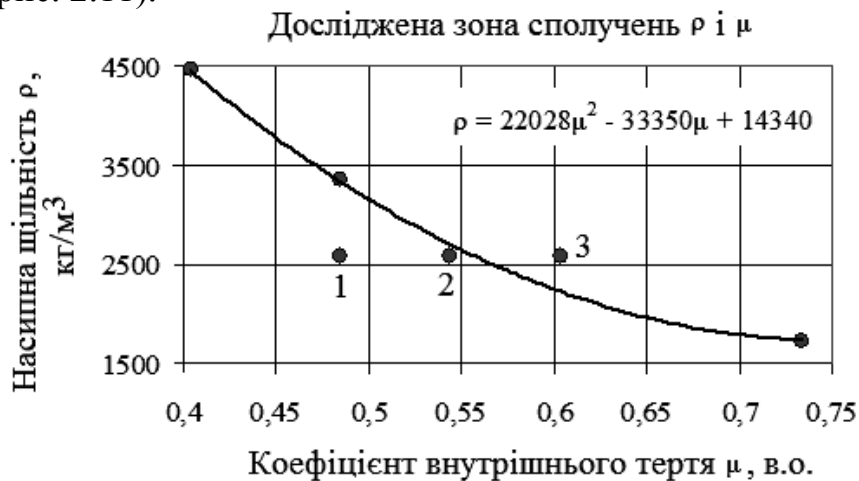


Рисунок 2.11 – До визначення меж використання моделі відносної корисної потужності

Очевидно, що поза цими межами точність моделей знижуватиметься у міру збільшення відстані від цієї залежності до прогнозованої точки експерименту (конкретного поєднання чинників щільності  $\rho$  і коефіцієнта тертя  $\mu$ ). Оцінка точності результату може бути отримана використанням відомих методів визначення довірчих інтервалів.

2.3 Розробка інженерної методики вибору режимних та конструктивних параметрів

### 2.3.1 Загальні засади

В основу розробки млина нового типу покладений досвід його проектування та дослідження режимів роботи на різних сировинних матеріалах. Визнана корисність розробленої системи відносних одиниць, яка дозволяє отримувати попередні оцінки розмірів та режимів роботи робочих поверхонь млина з урахуванням конкретних вимог щодо кількості замінюваних млинів та їх параметрів. Методика передбачає наявність низки вихідних даних та проведення технологічних, а за необхідності – і енергетичних випробувань діючої моделі млина на конкретній сировині. Результатом використання методики є оцінка основних розмірів та режимів роботи барабану та інтенсифікатора, вибір параметрів завантажувального пристрою інтенсифікатора, визначення вимог до проектування редуктора та відкритої зубчатої передачі.

В п. 2.3.2 на основі експертної оцінки розмірів барабану нового млина подані необхідні теоретичні викладки для визначення швидкісних режимів його робочих поверхонь та необхідна корисна потужність. Визначені мінімальні рівні кутових швидкостей барабану та інтенсифікатора.

В п. 2.3.3 на основі аналізу геометричних співвідношень поперечного перерізу млина з метою забезпечення ефективного захисту робочих поверхонь від спрацювання та забезпечення достатньої продуктивності млина визначені максимальні діаметр та осьове зміщення вісі інтенсифікатора відносно вісі обертання барабану.

В п. 2.3.4 визначені розміри завантажувального пристрою, а в п. 2.3.5 – основні навантаження елементів приводів млина та наведені рекомендації щодо визначення потужності привідного двигуна.

В п. 2.3.6 наведені вихідні дані для проектування млина та методика вибору основних розмірів і режимів роботи млина.

### 2.3.2 Швидкісні режими робочих поверхонь

Враховуємо, що за малорухливого циліндричного інтенсифікатора мінімуму питомих витрат електроенергії на подрібнення – за інших однакових умов – відповідає можливо менша надкритична частота обертання барабана [57]. Одночасно вона повинна бути і достатньою для утворення центрифугуючого шару з метою захисту футерівки барабана від спрацювання і забезпечення необхідного рівня корисної потужності з урахуванням наявного обертального циліндра. Для традиційних барабанних млинів висота футерівки визначається діаметром барабана  $D_n$  (рис. 2.12) і орієнтовно її приймають  $h_f^1 = 0,04 + 0,02D_n$  9.

Для млинів висота футерівки пов'язана із розміром кусків живлення  $d_2^m$  і може бути визначеною як  $h_f = m_f d_2^m$ . Очевидно, що за цих умов діаметр за виступами футерівки барабана в м становить  $D_f = D_n - 2m_f d_2^m$ . Для захисту футерівки від спрацювання найбільшими кусками подрібнюючої гальки розміром  $d_2^m$  і за товщини центрифугуючого шару  $m_2 d_2^m$  (для надійності  $m_2 \geq 1$ ) його діаметр слід вибирати за виразом  $D_u = D_n - 2(m_f + m_2) \cdot d_2^m$ , м. Найменша відстань поверхні виступів циліндра до центрифугуючого шару (унаслідок його розпушування) близька до розміру кусків гальки  $d_2^m$  10. З іншого боку, кутова частота обертання млина  $\omega_n$  повинна забезпечувати центрифугування частинок (із запасом  $k_\psi$ ) на діаметрі  $D_B = D_n - 2(1 + m_f + m_2) d_2^m$  і визначатися за виразом

$$\omega_n = k_\psi \omega_{кр}^B = k_\psi \sqrt{\frac{2g}{D_B}} = k_\psi \sqrt{\frac{2g}{D_n - 2(1 + m_f + m_2) d_2^m}}, 1/с. \quad (2.9)$$

А оскільки для діаметра  $D_n$  барабана нового млина критична частота обертання

$$\omega_{кр} = \sqrt{\frac{2g}{D_n}}, 1/с, \quad (2.10)$$

то найменша (бажана) відносна частота обертання барабана  $\psi_n$ , за якої із запасом  $k_\psi$  забезпечується центрифугування шару діаметром  $D_B$ , становить

$$\psi_n = \frac{k_\psi \omega_{кр}^B}{\omega_{кр}} = k_\psi \sqrt{\frac{D_n}{D_n - 2(1 + m_f + m_2) d_2^m}}, \text{ в.о.} \quad (2.11)$$

<sup>9</sup> Справочник по обогащению руд / Под ред. О.О. Богданова и др. – М.: Недра, 1979. – Т.1. Подготовительные процессы. – 447 с.

<sup>10</sup> Півняк Г.Г., Кириченко В.І. Електромеханічні системи енергонапружених барабанних млинів. – Дніпропетровськ, НГАУ. – 2000. – 166 с.

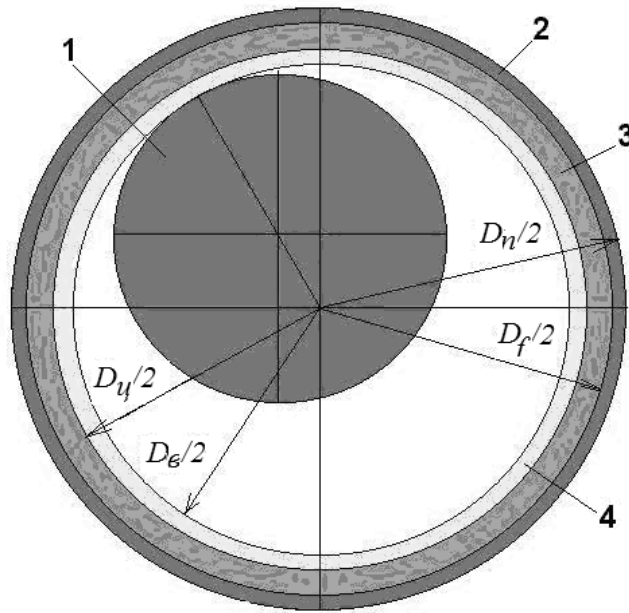


У випадку використання для розвантаження млина криволінійних елеваторів їх найбільший радіус близький до  $0,5D_f = 0,5(D_n - 2m_f d_2^m)$ . За цієї умови розрахункова критична частота обертання для цього радіусу визначається як

$$\omega_{кр}^f = \sqrt{\frac{2g}{D_f}} = \sqrt{\frac{2g}{D_n - 2m_f d_2^m}}, \quad (2.12)$$

а, отже, її відносна величина становить

$$\psi_f = \frac{\omega_n}{\omega_{кр}^f} = k_\psi \sqrt{\frac{D_n - 2m_f d_2^m}{D_n - 2(1 + m_f + m_2) \cdot d_2^m}}, \text{ в.о.} \quad (2.13)$$



- 1 – циліндр;
- 2 – футерування барабана;
- 3 – центрифугуючий шар;
- 4 – розпушуваний шар

Рисунок 2.12 – Поперечний перетин млина з циліндром, що обертається

У прийнятій моделі корисної потужності швидкість млина визначається за виразом (2.9), після підстановки якого у (2.10) та введення позначень  $k_1=0,0002289$ ;  $k_2=0,001092$ ;  $k_3=0,00297$ ;  $k_4=0,3686$ ;  $k_5=0,0008494$ ;  $k_6=0,002235$ ;  $k_7=0,03583$ ;  $k_8=0,0002052$ ;  $k_9=0,5696$  вираз для відносної корисної потужності набирає вигляду

$$p_{0n} = (k_5 - k_6 \mu) \rho_n + (k_3 \rho_n \mu - k_4 \mu - k_2 \rho_n) \psi_n + k_1 \psi_{in} \rho_n \mu \psi_n. \quad (2.14)$$

Отриманий вираз для  $p_{0n}$  є функцією коефіцієнта тертя  $\mu$  та густини  $\rho$  внутрішньомлинового завантаження, а також коефіцієнтів  $m_f, m_2$ , які приймаються на основі результатів експериментальних досліджень та досвіду проектування. Слід також вибрати відносні швидкості обертання інтенсифікатора  $\psi_{in}$  та  $\psi_n$ . А останні самі є функцією діаметру  $D_n$  та довжина  $L_n$  барабану, необхідної корисної потужності  $P_n$  нового млина в Вт. Корисна потужність  $P_n$  нового млина визначається споживаною потужністю  $P_c$  (в Вт) замінюваних млинів, коефіцієнтами корисної дії

їх двигунів  $\eta_d$ , відкритого зубчастого зачеплення  $\eta_3$  та підшипників цапф  $\eta_{ц}$ , а також коефіцієнтом економії електроенергії  $k_e$  на отримання вперше утвореної поверхні та вибраною кількістю замінюючих нових млинів  $N_n$ . Коефіцієнт  $k_e$  визначається на основі аналізу результатів подрібнювання сировини у існуючому варіанті та новому. Тоді

$$P_n = \frac{k_e P_c \eta_d \eta_{ц} \eta_3}{N_n}, \text{ Вт.} \quad (2.15)$$

За даними ЗАТ «НКМЗ» середні значення коефіцієнтів корисної дії для двигуна, цапф та відкритого зачеплення становлять близько 0,95; 0,95 (без використання гідروпідпору цапф 0,9) та 0,95 відповідно. В результаті вираз (2.2) набирає вигляду

$$\begin{aligned} (k_5 - k_6 \mu_n) \rho_n + (k_3 \rho_n \mu_n - k_4 \mu_n - k_2 \rho_n) \psi_n + \mu k_1 \psi_{in} \rho_n \psi_n = \\ = \frac{4\sqrt{2}(D_n : L_n) \eta_o}{\pi N_n \rho_n g^{1,5} D_n^{3,5}} k_e P_c. \end{aligned} \quad (2.16)$$

Тут  $\eta_o = \eta_d \eta_{ц} \eta_3$  – загальний ККД приводу, в.о.;

$\rho_n, \mu_n$  – оцінки очікуваних густини та коефіцієнта тертя внутрішньомлинового завантаження в кг/м<sup>3</sup> та в.о. відповідно;

$\psi_{in}, \psi_n$  – вибрані рівні частот обертання інтенсифікатора та млина, в.о.

Із (2.14) відносна корисна потужність нового млина

$$P_{0n} = \frac{4\sqrt{2}(D_n : L_n) \eta_o}{\pi N_n \rho_n g^{1,5} D_n^{3,5}} k_e P_c, \text{ в.о.}, \quad (2.17)$$

однак він придатний лише для перевірного розрахунку, коли вже вибрано діаметр барабану  $D_n$ , його довжину  $L_n$  та інші чинники виразу (2.15). Наприклад, при модернізації тристадіальної секції кульового подрібнювання РЗФ-1 ВАТ «Інгулецький ГЗК» можна брати  $P_c=5350000$  Вт;  $\rho_n=2580$  кг/м<sup>3</sup>;  $N=2$ ;  $\eta_o = 0,95*0,95*0,95=0,857$ . Експериментально встановлений коефіцієнт економії електроенергії у новому млині становить  $k_e \approx 0,767$  порівняно із базовими млинами. Відношення  $D_n : L_n$  попередньо слід брати 0,36:0,29 як для випробуваної моделі. За таких вихідних даних за виразом (2.13) корисна потужність нового млина становить  $P_p=1666510$  Вт. Із виразу (2.15) можна отримати попереднє значення діаметра барабану у вигляді

$$D_n = \sqrt[3,5]{\frac{4\sqrt{2}(D_n : L_n) \eta_o}{\pi N_n \rho_n g^{1,5} P_{0n}} k_e P_c}, \text{ м.} \quad (2.18)$$

Очевидно, що для цього за  $P_{0n}$  слід брати таку його величину, яка із гарантією може бути забезпеченою у новому млині, причому за можливо менших (близько критичної) відносних швидкостей обертання млина. Наприклад, для  $\psi_n=1,2$  в.о. можливо зробити достатньо виважений висновок по те, що забезпечення 0,5...0,6 в.о. не викличе труднощів. Отриманий діаметр барабану є попереднім і його слід узгодити із шкалою діаметрів серійних млинів, для чого слід вибрати найближчий більший. Після отриманого таким чином діаметра  $D_n$  із умови дотримання

геометричної подоби нового млина і випробуваної діючої моделі визначається попередня довжина барабану

$$L_n = \frac{D_n}{k_m}, \text{ м}, \quad (2.19)$$

де  $k_m = D_m : L_m = 0,36 : 0,39$ .

Знайдена таким чином попередня довжина барабану повинна бути узгодженою із шкалою існуючих довжин барабанів серійних млинів. Тобто, слід вибрати найближчу більшу довжину. Наприклад, якщо задатися попередньо  $p_{0n} = 0,5$  в.о., то в результаті використання (2.19) та використання ряду серійних діаметрів і довжин барабанів будуть прийняті  $D_n = 3,6$  м, а  $L_n = 3,0$  м. Після цього корегується відношення  $k_n = D_n : L_n$ , а за виразом (2.15) уточнюється необхідна відносна корисна потужність нового млина із уточненими розмірами барабану. За виразом (2.9) із запасом  $k_\psi = 1,05$  визначається відносна швидкість обертання нового млина  $\psi_n = 1,2124$  в.о. Очевидно, що згідно визначеної таким чином  $p_{0n}$  та з урахуванням виразу (2.12) стає можливим визначити необхідну швидкість обертання інтенсифікатора

$$\psi_{in} = \frac{p_{0n} - (k_5 - k_6 \mu) \rho_n + (k_3 \rho_n \mu - k_4 \mu - k_2 \rho_n) \psi_n}{k_1 \rho_n \mu \psi_n}, \text{ в.о.} \quad (2.20)$$

за умови наявності оцінки очікуваного коефіцієнта тертя  $\mu$  внутрішньомлинового завантаження нового млина. Коли  $\mu \approx 0,485$ , тоді необхідна відносна швидкість обертання інтенсифікатора  $\psi_{in} = 0,7058$  в.о. За відсутності даних щодо загального ККД приводів та споживаних базовими млинами потужностей можливо скористатися відомою залежністю їх відносної корисної потужності від відносної частоти обертання при коефіцієнті заповнення барабану  $\varphi = 0,5$  в.о.

За даними рис. 2.6 можна побачити, що відносна корисна потужність кульових млинів  $p_{0k} = 0,14 \psi_k$ , в.о., а тоді необхідна корисна потужність нового млина

$$P_n = \frac{0,14 g^{1,5} k_e \pi}{4 \sqrt{2} N_n} \cdot \sum_{k=1}^{k=n} \frac{\rho_k D_k^{3,5} \psi_k}{D_k : L_k}, \text{ Вт.} \quad (2.21)$$

Слід врахувати, що такий підхід дає завищені (максимальні) значення очікуваної корисної потужності нового млина, оскільки не обов'язково базові млини працюють із коефіцієнтом заповнення барабанів 0,5. Отже, за відомої корисної потужності  $P_n$  та очікуваних параметрів внутрішньомлинового завантаження  $\rho_n, \mu_n$  і частоти обертання млина  $\psi_n$  частота обертання його інтенсифікатора  $\psi_{in}$  однозначно визначається вибраним діаметром  $D_n$  барабану. Разом з тим, слід зауважити, що вибрана  $\psi_{in}$  одночасно із забезпеченням необхідної корисної потужності млина повинна забезпечувати і надійний захист футерівки інтенсифікатора від спрацювання та достатній для розчавлювання гальки або кусків руди ступінь їх обтискання в зоні жорстких футерівок барабану та інтенсифікатора. Тобто, необхідно перевірити, чи вибрана таким чином швидкість  $\psi_{in}$  достатня для того, щоб футеруючі робочу поверхню інтенсифікатора куски гальки не встигали зноситися настільки, що б наставало зношування його футеруючих виступів. В той

же час слід встановити, чи досягнуте обтискання клиновидної зони достатнє (із запасом  $k_\sigma$ ) для роздавлювання кусків у місці найбільшого звуження клиноподібної зони млина.

### 2.3.3 Визначення розмірів завантажувального пристрою

Для надійності завантажувального пристрою зі спіралями необхідно забезпечити достатню відстань від них до валу інтенсифікатора (рис. 2.13). До того ж і відстань лотка живлення до валу та спіралей теж повинна бути достатньою для виключення «заклинювання» кусків між ними, тобто коефіцієнт  $m_{3л} \approx 2 \dots 3$ . З іншого боку, з метою уникнення ефекту «застрявання» у лотку кусків розміром  $d_2^m$  його розрахунковий внутрішній діаметр не повинен бути меншим  $m_л d_2^m$ , де  $m_л \approx 5 \dots 6$ . Для визначення бажаних геометричних співвідношень попередньо приймаємо, що діаметр опори інтенсифікатора в м становить  $d_{вл}$ . Очевидно, що за цих умов найменший внутрішній діаметр спіралей повинен визначатися як

$$D_{cn} = d_{вл} + (m_3 + 2m_{3л} + m_л)d_2^m, \text{ м.} \quad (2.22)$$

З іншого боку

$$D_{cn} = d_{вл} + 2(\varepsilon_i + m_3)d_2^m. \quad (2.23)$$

$$P_n = \frac{k_e P_c \eta_d \eta_{ц} \eta_3}{N_n}, \text{ Вт.} \quad (2.24)$$

Очевидно, що за діаметру валу опори інтенсифікатора  $d_{вл}$  із системи (2.24) та (2.21) його ексцентриситет може бути знайденим як

$$\varepsilon_i = \frac{(2m_{3л} + m_л - m_3)d_2^m}{2}, \text{ м.} \quad (2.25)$$

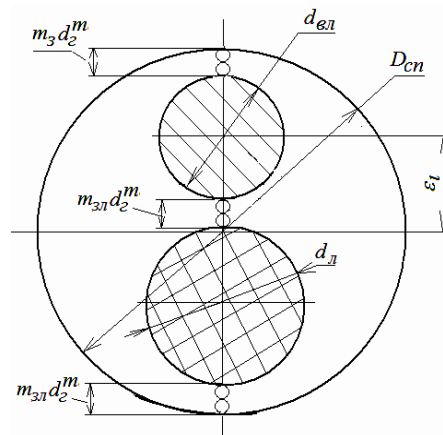


Рисунок 2.13 – До визначення геометричних співвідношень поперечного перерізу млина з циліндричним інтенсифікатором

Отже, за відомої крупності  $d_2^m$  та прийнятих попередньо запасів відстаней між валом інтенсифікатора, спіралями та живлячим лотком ексцентриситет  $\varepsilon_i$  визначається за виразом (2.18) і не залежить від інших розмірів і параметрів млина.

З іншого боку, виходячи із прийнятих запасів відстаней та із побудовань на рис. 2.20 можна записати очевидне відношення, а саме:

$$D_B = 2\varepsilon_i + D_i, \quad (2.26)$$

що після підстановки значення  $D_B$  дозволяє за прийнятих запасів відстаней визначити діаметр

$$D_i = D_B - 2\varepsilon_i, \text{ м}, \quad (2.27)$$

або

$$D_i = D_n - 2(1 + m_f + m_z)d_z^m - 2\varepsilon_i, \text{ м}. \quad (2.28)$$

Для визначення діаметру спіралі  $D_{cn}$  слід попередньо визначити діаметр валу  $d_{вл}$ , а останній визначається масою інтенсифікатора та потужністю його обертання. Тому очевидно, що необхідна попередня оцінка діаметру  $d_{вл}$  виходячи із вибраних конкретних діаметра барабану  $D_n$  та корисної потужності млина  $P_n$ . Вище показано, що відносні потужність обертання інтенсифікатора  $p_{i0}$  та корисна потужність  $p_{0n}$  пов'язані між собою виразом

$$p_{i0} = p_{0n} \cdot [k_7 - \mu \cdot \psi_{in}(k_8 \rho_n + k_9)], \quad (2.29)$$

де  $k_7 = 0,03583$ ;  $k_8 = 0,0002052$ ;  $k_9 = 0,569$ .

Очевидно, що з урахуванням (2.19) потужність обертання інтенсифікатора

$$P_{in} = [k_7 - \mu \cdot \psi_{in}(k_8 \rho_n + k_9)] \cdot P_n, \text{ Вт}, \quad (2.30)$$

Зважаючи на побудовання рис. 2.13 з урахуванням (2.16) приймаємо, що за кутової швидкості обертання інтенсифікатора

$$\omega_{in} = \psi_{in} \omega_k = \psi_{in} \sqrt{\frac{2g}{D_n}} \quad (2.31)$$

вся ця потужність передається розподіленим тангенціальним зусиллям  $F_\tau$  на радіусі  $0,5(D_i + 2m_k d_z^m)$  (рис. 2.14).

Очевидно, що тоді зусилля

$$F_\tau = \frac{P_{in}}{\omega_{in}(R_i + m_k d_z^m)} = \frac{2\sqrt{D_n}[k_7 - \mu \cdot \psi_{in}(k_8 \rho_n + k_9)] \cdot P_n}{\psi_{in}(D_i + 2m_k d_z^m)\sqrt{2g}}, \text{ Н}. \quad (2.32)$$

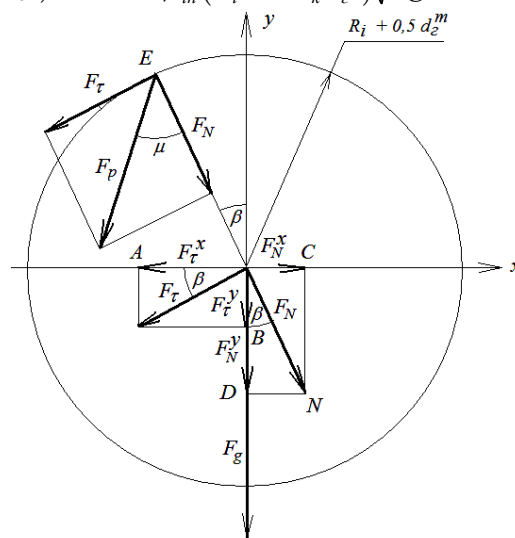


Рисунок 2.14 – До визначення зусиль, що діють на інтенсифікатор та його опори

З урахуванням коефіцієнта тертя  $\mu$  внутрішньомлинового завантаження радіальна складова впливу барабана на інтенсифікатор становить

$$F_N = F_\tau / \mu, \text{ Н.} \quad (2.33)$$

За рахунок маси інтенсифікатора на його опори діє вертикальне зусилля

$$F_g = \frac{D_i^2 \pi L_i k_v \rho_{cm} g}{4}, \quad (2.34)$$

де  $k_v \approx 0,5 \dots 0,6$  – коефіцієнт врахування пустот інтенсифікатора;

$\rho_{cm} = 7810$  – щільність матеріалу інтенсифікатора, кг/м<sup>3</sup>;

$g = 9,81$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>.

На розрахунковій схемі рис. 2.14 показані кут відхилення вісі інтенсифікатора  $\beta \approx \pi/9 \dots \pi/6$  та кут тертя внутрішнього завантаження млина  $\mu$ . Виходячи із розрахункової схеми реакції опор інтенсифікатора визначаються результуючим зусиллям, яке визначається геометричною сумою зусиль  $F_g$ ,  $F_N$  та  $F_\tau$ . Згідно побудовань на рис. 2.14 проєкції відповідних зусиль на вісі  $Ox$  та  $Oy$  мають вигляд виразів  $F_N^x = F_N \sin \beta$ ;  $F_N^y = F_N \cos \beta$ ;  $F_\tau^x = F_\tau \cos \beta$  та  $F_\tau^y = F_\tau \sin \beta$ . Тоді проєкції підсумкового зусилля на відповідні осі у Н визначаємо як

$$F^x = F_N^x - F_\tau^x = F_N \sin \beta - F_\tau \cos \beta;$$

$$F^y = F_N^y + F_\tau^y + F_g = F_N \cos \beta + F_\tau \sin \beta + F_g.$$

В результаті підсумковий вплив на опори інтенсифікатора

$$F_{32} = \sqrt{(F_N \sin \beta - F_\tau \cos \beta)^2 + (F_N \cos \beta + F_\tau \sin \beta + F_g)^2}, \text{ Н.} \quad (2.35)$$

Для визначення діаметра валу опори інтенсифікатора врахуємо, що довжину передньої частини валу можна подати як  $m_{pr} D_n$ , а задньої  $m_{zd} D_n$ . За відомої довжини  $L_i$  інтенсифікатора реакції передньої і задньої опор становлять

$$R_{pr} = \frac{F_{32}}{2} \cdot \frac{(L_i + 2m_{zd} D_n)}{[L_i + (m_{pr} + m_{zd}) D_n]}, \text{ Н;} \quad (2.36)$$

$$R_{zd} = \frac{F_{32}}{2} \cdot \frac{(L_i + 2m_{pr} D_n)}{[L_i + (m_{pr} + m_{zd}) D_n]}, \text{ Н,} \quad (2.37)$$

а очікувані згинальні моменти валу на торцевих частинах інтенсифікатора

$$M_{pr}^z = R_{pr} m_{pr} D_n = \frac{F_{32}}{2} \cdot \frac{(L_i + 2m_{zd} D_n) m_{pr} D_n}{[L_i + (m_{pr} + m_{zd}) D_n]}, \text{ Н}\cdot\text{м;} \quad (2.38)$$

$$M_{zd}^z = R_{zd} m_{zd} D_n = \frac{F_{32}}{2} \cdot \frac{(L_i + 2m_{pr} D_n) m_{zd} D_n}{[L_i + (m_{pr} + m_{zd}) D_n]}, \text{ Н}\cdot\text{м.} \quad (2.39)$$

Враховуємо, що

$$L_i = \frac{D_n}{k_n} - 2m_i d_z^m, \text{ м,} \quad (2.40)$$

де  $m_i \approx 2$ .

Після підстановки довжини інтенсифікатора за виразом (2.30) в (2.28) та (2.29) отримує вирази для визначення згинальних моментів

$$M_{pr}^z = \frac{F_{3z}}{2} \cdot \frac{\left[ D_n(1 + 2m_{zd}k_n) - 2m_i k_n d_z^m \right] \cdot m_{pr} D_n}{D_n [1 + (m_{pr} + m_{zd})k_n] - 2m_i k_n d_z^m}, \text{ Н}\cdot\text{м}; \quad (2.41)$$

$$M_{zd}^z = \frac{F_{3z}}{2} \cdot \frac{\left[ D_n(1 + 2m_{pr}k_n) - 2m_i k_n d_z^m \right] \cdot m_{zd} D_n}{D_n [1 + (m_{pr} + m_{zd})k_n] - 2m_i k_n d_z^m}, \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (2.42)$$

Очевидно, що для передньої частини валу еквівалентний момент

$$M_{екв}^{pr} = M_{pr}^z, \quad (2.43)$$

а шуканий діаметр валу інтенсифікатора

$$d_{вл}^{pr} = \sqrt[3]{\frac{M_{pr}^z}{10^5 [\sigma_{-1}]}}, \text{ м}, \quad (2.44)$$

де  $[\sigma_{-1}]$  визначається вибраною маркою використаної сталі, МПа.

На задню частину опорного валу, окрім згинального моменту  $M_{zd}^z$ , діє ще і скручувальний момент

$$M_{zd}^s = \frac{F_{\tau} (D_i + 2m_k d_z^m)}{2}, \text{ Н}\cdot\text{м}, \quad (2.45)$$

тому для неї еквівалентний момент орієнтовно слід визначати як

$$M_{екв}^{zd} = \sqrt{(M_{zd}^z)^2 + 0,75(M_{zd}^s)^2}, \text{ Н}\cdot\text{м}. \quad (2.46)$$

За відомого еквівалентного моменту шуканий діаметр задньої частини валу

$$d_{вл}^{zd} = \sqrt[3]{\frac{M_{екв}^{zd}}{10^5 [\sigma_{-1}]}}, \text{ м}. \quad (2.47)$$

Очевидно, що тепер найменші внутрішні діаметри завантажувальних спіралей переднього та заднього патрубків слід визначати як

$$D_{cn}^{pr} = d_{вл}^{pr} + 2(\varepsilon_i + m_3 d_z^m), \text{ м}; \quad (2.48)$$

$$D_{cn}^{zd} = d_{вл}^{zd} + 2(\varepsilon_i + m_3 d_z^m), \text{ м}. \quad (2.49)$$

Отримані таким чином внутрішні діаметри передніх і задніх спіралей забезпечать надійність роботи завантажувального патрубка із запасами  $m_3, m_{3l}$  для виключення заклинювання кусками живлення просторів між валом опори інтенсифікатора, лотком та спіралями патрубка живлення. Виходячи з того, що передній патрубок зі спіралями повинен справлятися із подачею не тільки вихідного живлення, а й циркуляційного, слід визначитися із необхідною висотою та кількістю його спіралей. Для цього достатньо скористатися відомим виразом для продуктивності патрубка за об'ємом у наступному вигляді

$$V_{nam} = 25\pi(D_{nam}^2 - D_{cn}^{pr.2})\varphi_{nam} S_{cn} n_m, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (2.50)$$

де  $D_{nam}$  – внутрішній діаметр патрубка, м;

$D_{cn}^{pr}$  – діаметр за виступами спіралей, м;

$\varphi_{nam} = 0,2$  – коефіцієнт використання перерізу спіралі;

$S_{cn}$  – крок спіралей патрубка, м;

$$n_n = \frac{30 \cdot \psi_n}{\pi} \sqrt{\frac{2g}{D_n}} - \text{швидкість обертання млина, об/хв.}$$

Отже, для визначення внутрішнього діаметру патрубка  $D_{nam}$  спочатку слід оцінити необхідну його продуктивність  $V_{nam}$  по об'єму в м<sup>3</sup>/год. За заданої продуктивності млина  $Q$  в т/год та циркуляційного навантаження  $C$  у відносних одиницях необхідна продуктивність патрубка  $Q_{nam} = Q(1+C)$ , т/год. За відомого вмісту води у розвантаженні млина  $p_1$  необхідна продуктивність патрубка за масою води

$$Q_{nam}^B = Q(1+C)p_1, \text{ т/год,} \quad (2.51)$$

де  $p_1$  – частка води по масі у розвантаженні млина, в.о.

Очевидно, що за відомих щільностей води  $\rho_B$  та руди  $\rho_P$  їх продуктивності за об'ємом в м<sup>3</sup>/год складають відповідно

$$V_B = \frac{Q_{nam}^B}{\rho_B} = \frac{Q(1+C)p_1}{\rho_B};$$

$$V_P = \frac{Q_{nam}^P}{\rho_P} = \frac{Q(1+C)}{\rho_P},$$

де  $p_1 \approx 0,25 \dots 0,3$  в.о.;  $\rho_B = 1$  т/м<sup>3</sup>,  $\rho_P \approx 3,5$  т/м<sup>3</sup>,  $C \approx 3 \dots 5$  в.о.

Отже, необхідна продуктивність патрубка по об'єму за вихідним живленням та водою

$$V_{nam} = V_P + V_B = Q(1+C) \left( \frac{1}{\rho_P} + \frac{p_1}{\rho_B} \right), \text{ м}^3/\text{год.} \quad (2.52)$$

Для визначення діаметра патрубка  $D_{nam}$  слід визначитися із кроком його спіралі  $S_{cn}$ . Для цього слід врахувати, що кут її нахилу не повинен (із запасом  $k_{cn}$ ) перевищувати кут тертя завантаження  $\alpha_{cn} \geq \arctg(\mu)$ , де  $\mu$  – коефіцієнт тертя завантаження. Отже, крок спіралі не повинен перевищувати

$$S_{cn} = \frac{2D_{cn}^{pr}}{k_{cn}} \cos(\alpha_{cn}), \text{ м.} \quad (2.53)$$

Із врахуванням знайдених значень  $S_{cn}$ ,  $V_{nam}$  та виразів (2.8) і (2.9) швидкість млина в об/хв.

$$n_m = \frac{30k_\psi}{\pi} \sqrt{\frac{2g}{D_n}}, \quad (2.54)$$

а діаметр патрубка

$$D_{nam}^{\min} = \sqrt{\frac{V_{nam}}{25\pi\varphi_{nam}S_{cn}n_m} + D_{cn}^2}, \text{ м.} \quad (2.55)$$

Отже, для успішного завантаження живлення млина разом із водою та циркуляційним навантаженням діаметр патрубка не повинен бути меншим  $D_{nam}^{\min}$ . Слід врахувати і рекомендацію проф. Д.К. Крюкова вибирати висоту спіралей близькою до  $3d_z^{\max}$ . Остаточний діаметр патрубка повинен задовольняти умові

$$D_{nam} \approx D_{cn}^{pr} + 6d_z^m, \text{ м.} \quad (2.56)$$



З іншого боку, діаметр патрубку не повинен також перевищувати діаметр центрифугувального шару  $D_{ц} = D_n - 2(m_f + m_z)d_z^m$ .

Отже, для визначення раціональних геометричних розмірів патрубка попередньо слід задатися живленням млина із врахуванням циркуляційного навантаження, водного режиму та щільності рудної частини завантаження. Після цього, на основі попередньо визначеного діаметру спіралі, можна визначити мінімальний діаметр патрубка. За малої висоти спіралей їх можна збільшити, особливо із врахуванням доцільності подавати завантаження під робочу поверхню обертального інтенсифікатора.

#### 2.3.4 Дослідження енергетики руйнування

Розглянемо режим роботи клиноподібної зони та пористість завантаження при обтисканні в зоні звуження зі швидкістю обертання інтенсифікатора. Коли інтенсифікатор нерухомий, то пористість клиноподібної зони початкова і за різними джерелами становить  $n_0 \approx 0,366...0,4$ . Очевидно, що при цьому густина завантаження  $\rho_n = \rho_z(1 - n_0)$ . Коли ж інтенсифікатор обертається зі швидкістю  $\omega_{i0}$  такою, що

$$\omega_{i0} \cdot \frac{D_i + 2m_k d_z^m}{2} = \omega_n \cdot \frac{D_i + 2\varepsilon_i + 2m_k d_z^m}{2}, \quad (2.57)$$

то лінійні швидкості відповідних радіусів поверхонь однакові. При цьому поточна пористість  $n$  сягає мінімуму, а густина у місці найбільшого звуження клиноподібної зони – максимуму. Отже, якщо згідно (2.47)

$$\psi_{i0} = \frac{D_i + 2(\varepsilon_i + m_k d_z^m)}{D_i + 2m_k d_z^m} \cdot \psi_n, \text{ в.о.}, \quad (2.58)$$

що після підстановки значень  $D_i$  та  $\varepsilon_i$  у розгорненому вигляді дає

$$\psi_{i0} = \frac{[D_n - 2d_z^m(1 + m_f + m_g - m_k)]}{[D_n - d_z^m(2 + 2m_f + 2m_{zn} + m_g - 2m_k - m_z)]} \cdot \psi_n, \quad (2.59)$$

то поточна пористість матеріалу  $n$  буде функцією лише відносного обтискання, яке визначається геометричними розмірами клиноподібної зони, початкової пористості  $n_0$  на початку звуження „клина” і поточною кутовою координатою  $\gamma$  місця визначення  $n$ . В цілому ж поточна пористість  $n$  буде функцією кута  $\gamma$  і швидкості інтенсифікатора  $\psi_{in}$ , тобто  $n = f(\gamma, \psi_{in})$ . За нормальних умов роботи млина в точці найбільшого обтискання напруження найбільші і з запасом  $k_\sigma$  перевищувати необхідний для роздавлювання кусків рівень напруження  $\sigma_1$ . Початкова пористість  $n_0$  і напруження за рахунок обтискання клиноподібної зони пов'язані між собою згідно відомого виразу<sup>11</sup>:

$$k_\sigma \sigma_1 = \frac{D(1 - n_0 + l_D^2)l_D}{n_0 - l_D^2 - l_D}, \quad (2.60)$$

де  $D = 20$  МПа – модуль деформації для більшості гірських порід;

<sup>11</sup> Основные закономерности изменения состояния слоя сыпучего материала при сжатии /В.И. Ревнивцев, О.П. Барзуков, Н.А. Иванов, В.Р. Лаубган, Я.М. Кацман, Л.В. Яхкинд // Обогащение руд.–1984.–№4.

$l_D$  – необхідне для розвитку напруження  $k_\sigma \sigma_1$  відносно обтискання матеріалу із врахуванням швидкості обертання інтенсифікатора, в.о.

Із (2.49) отримуємо кубічне рівняння відносно  $l_D$  вигляду

$$a \cdot l_D^3 + b \cdot l_D^2 + c \cdot l_D + d = 0, \quad (2.61)$$

де  $a = D$ ;  $b = k_\sigma \sigma_1$ ;  $c = D - n_0 D + k_\sigma \sigma_1$ ;  $d = -n_0 k_\sigma \sigma_1$ .

Використовуючи відомий метод вирішення кубічного рівняння шляхом введення додаткової змінної  $12 \ y = l_D + \frac{b}{3a}$ , отримуємо

$$y^3 + 3py + 2q = 0, \quad (2.62)$$

$$\text{де } 3p = \frac{3ac - b^2}{3a^2}; \quad 2q = \frac{2b^3}{27a^3} - \frac{bc}{3a^2} + \frac{d}{a}.$$

Отже, для гірських порід достатнє для роздавлювання кусків відносно обтискання із запасом  $k_\sigma$  повинне становити

$$l_D = y_1 - \frac{b}{3a}, \quad (2.63)$$

$$\text{де } y_1 = 2r \cos\left(\frac{\pi - \varphi_1}{3}\right); \quad r = \sqrt{|p|}; \quad \varphi_1 = \arccos\left(\frac{q}{r^3}\right).$$

При коефіцієнті запасу  $k_\sigma = 1$  отримане таким чином обтискання  $l_D$  звичайно ж менше початкової пористості  $n_0$ , що підтверджують і розраховані залежності на рис. 2.15.

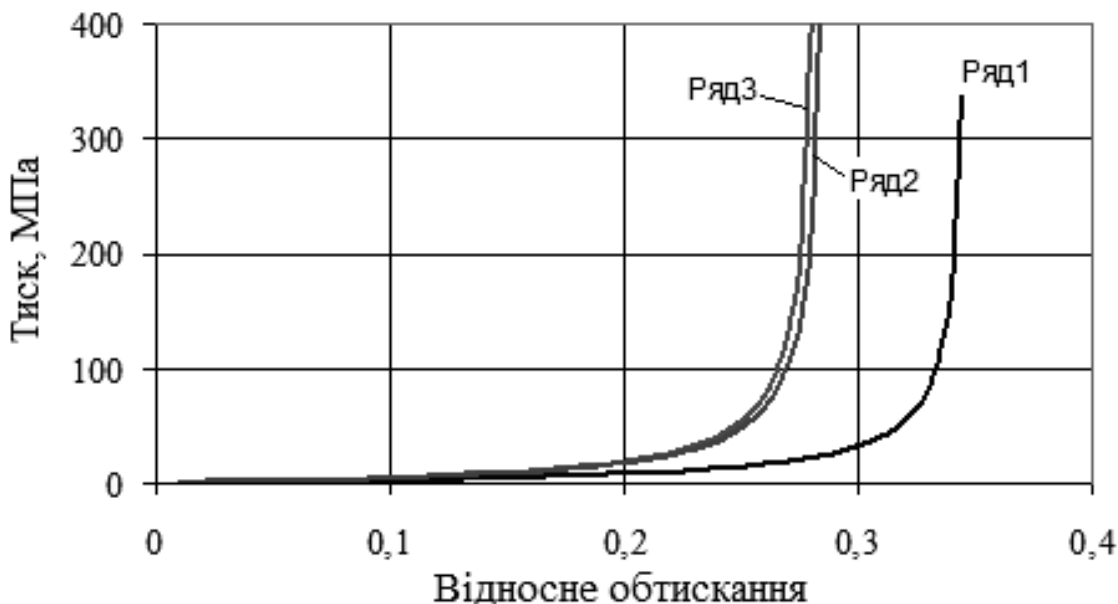


Рисунок 2.15 – Вплив ступеня відносного обтискання гірських порід на рівень тиску, що виникає за початкової пористості  $n_0=0,47$  (Ряд 1);  $0,372$  (Ряд 2) і  $0,366$  (Ряд 3)

Отримані залежності вказують на рівень виникаючого тиску при обтисканні гірських порід із початковою пористістю  $n_0=0,366$  (округлена в рудногалечному

<sup>12</sup> Бронштейн И.Н., Семендяев К.А. Справочник по математике. М.: 1967.– 608 с.

млині МГР-4000х7500 руда ВАТ «ІнГЗК»<sup>13</sup>) і 0,372 для роздробленої руди НКГЗК) та 0,47 – слабо округлена в дослідях на моделі МПС(Р)-360х290. Видно, що для роговика гематитового (Півд ГЗК) із щільністю 3440 кг/м<sup>3</sup> і  $\sigma_1=340$  МПа достатнє для руйнування відносно обтискання складає 0,34 (ряд 1). Для меншої початкової пористості достатній для роздавлення ступінь обтискання ще менший (ряди 2 і 3). За потреби отримати напруження для роздавлення із запасом  $k_\sigma > 1$  необхідний ступінь обтискання  $l_D$  буде дещо більшим. За визначених вище швидкостей  $\psi_i$  та  $\psi_{i0}$  слід перевірити, якою мірою вибрані геометричні співвідношення поперечного перерізу млина відповідають необхідному для роздавлення кусків ступеню обтискання  $l_D$  в місці найбільшого звуження клиновидної зони. Для цього враховуємо, що найменша товщина обтискуваного шару становить

$$l_{\min} = (2 + mg)d_2^m, \quad (2.64)$$

а найбільша

$$l_{\max} = l_{\min} + 2\epsilon i. \quad (2.65)$$

Очевидно, що за цих умов та вибраних вище швидкостей  $\psi_i$  та  $\psi_{i0}$  достатньо перевірити справедливість виразу

$$l_D \leq \frac{(l_{\max} - l_{\min})}{l_{\max}} \cdot \frac{\psi_i}{\psi_{i0}}. \quad (2.66)$$

Якщо умова (2.55) виконується, то вибрані вище геометричні співвідношення та швидкості робочих поверхонь задовольняють умові розвитку напружень, які із запасом  $k_\sigma$  та більше забезпечують роздавлення кусків сировини при їх втягуванні у клиноподібну зону. В іншому випадку слід вибрати інші значення конструктивних коефіцієнтів, розміри барабану, запасу  $k_\sigma$  тощо і виконати розрахунки спочатку. За неможливості досягти бажаного результату слід розглянути варіант зменшення вихідної крупності сировини.

### 2.3.5 Визначення умов захисту поверхні інтенсифікатора

При роботі млина за рахунок обертання інтенсифікатора та використання на його поверхні захисних виступів із розташованими перед ними щілинами для примусової сегрегації завантаження відбувається зношування кусків і, як наслідок, утворення готового класу. Завдяки тому, що основна робота подрібнювання відбувається в клиноподібній зоні в процесі взаємного стирання центрифугувального шару та кусків на робочій поверхні інтенсифікатора можна припустити, що стирання саме тут найбільшою мірою визначає продуктивність млина за вихідним живленням. За розрахункову схему упакування кусків на робочій поверхні інтенсифікатора та барабану приймаємо зображену на рис. 2.16.

<sup>13</sup> Методика расчета мощности привода мельниц рудногалечного измельчения, выбор рациональной формы брони барабана и формы разгрузочных устройств: Отчет о НИР / Днепропетр. горн. ин-т. – Днепропетровск, 1969. – 85 с.

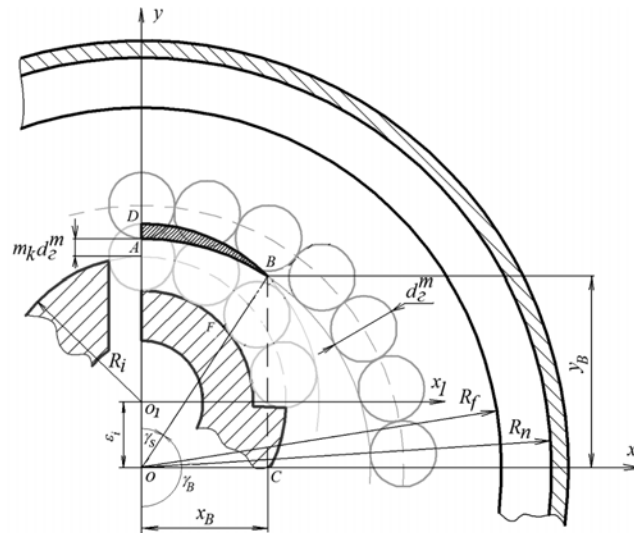


Рисунок 2.16 – Розрахункова схема до вибору частоти обертання циліндричного інтенсифікатора

Загальна площа перерізу зношеної призми дорівнює  $S$ , де  $S$  – площа сегменту  $ABD$ . Із певним запасом вважаємо, що саме через площу  $S$  проходить вихідне завантаження млина, тобто  $Q_{ж}$  (тут  $Q_{ж}$  – продуктивність млина за вихідним живленням в кг/с). Звичайно продуктивність млина за вихідним живленням  $Q$  задають в т/год, а тому продуктивність млина в кг/с становить  $Q_{ж} = 1000Q/3600 = Q/3,6$ . Отже, для оцінки відповідності вибраної швидкості інтенсифікатора  $\Psi_{in}$  вимогам щодо захисту його футерівок спочатку слід визначити площу  $S$  криволінійного сегменту (дивись рис. 2.16). В осях  $x$  і  $y$  рівняння кола із радіусом  $R_i + 0,5d_2^m$  виглядає як

$$x_1^2 + y_1^2 = \left( R_i + \frac{d_2^m}{2} \right)^2.$$

Оскільки  $y_1 = y - \varepsilon_i$ , то це ж рівняння в осях  $xOy$  подаємо як

$$x^2 + (y - \varepsilon_i)^2 = \left( R_i + \frac{d_2^m}{2} \right)^2. \quad (2.67)$$

Рівняння для кола із радіусом  $R_i + \varepsilon_i + m_k d_2^m$  в осях  $xOy$  виглядає як

$$x^2 + y^2 = \left( R_i + \varepsilon_i + m_k d_2^m \right)^2, \quad (2.68)$$

де  $m_k$  – коефіцієнт запасу для зношування кусків на робочій поверхні футерівки інтенсифікатора, причому  $0 \leq m_k \leq 0,5$  (дивись рис. 2.16).

Спільне вирішення системи рівнянь (2.56) та (2.57) визначає ординату

$$y_B = \frac{\left( R_i + \varepsilon_i + m_k d_2^m \right)^2 + \varepsilon_i^2 - \left( R_i + \frac{d_2^m}{2} \right)^2}{2\varepsilon_i} \quad (2.69)$$

та абсцису

$$x_B = \sqrt{\left( R_i + \varepsilon_i + m_k d_2^m \right)^2 - y_B^2} \quad (2.70)$$

точки  $B$ , за яких кут криволінійного сегменту  $ABD$

$$\gamma_B = \frac{\pi}{2} + \operatorname{arctg}\left(\frac{y_B}{x_B}\right). \quad (2.71)$$

Площу  $S$  знаходимо як різницю площ, обмежених дугами  $AB$  та  $DB$ , осями координат  $xOy$  та відрізком  $BC$ , тобто площ  $S_{0DBC}$  та  $S_{0ABC}$ , тобто як

$$S = S_{0DBC} - S_{0ABC}. \quad (2.72)$$

Із рівняння (2.57) знаходимо необхідну функцію для інтегрування за дугою  $AB$  у вигляді

$$y_2 = \sqrt{(R_i + \varepsilon_i + m_k d_z^m)^2 - x_2^2}. \quad (2.73)$$

Очевидно, що при визначенні площі під цією залежністю координата  $x_2$  знаходиться в межах від  $0$  до  $x_B$ . Шукана площа

$$\begin{aligned} S_2 = S_{0ABC} &= \int_0^{x_B} y_2 dx = \int_0^{x_B} \sqrt{(R_i + \varepsilon_i + m_k d_z^m)^2 - x_2^2} dx = \\ &= \frac{1}{2} \left[ x_B \sqrt{(R_i + \varepsilon_i + m_k d_z^m)^2 - x_B^2} + (R_i + \varepsilon_i + m_k d_z^m)^2 \times \right. \\ &\quad \left. \times \arcsin\left(\frac{x_B}{(R_i + \varepsilon_i + m_k d_z^m)}\right) \right]. \end{aligned} \quad (2.74)$$

Тепер відшукаємо площу під дугою  $DB$ . Для цього спочатку знаходимо ординату

$$y_1 = \varepsilon_i + \sqrt{\left(R_i + \frac{d_z^m}{2}\right)^2 - x_1^2}, \quad (2.75)$$

інтеграл від якої у межах від  $0$  до  $x_B$  дає площу  $S_1$  під кривою із радіусом  $y = R_i + d_z^{\max}/2$  у вигляді

$$\begin{aligned} S_1 &= \int_0^{x_B} \sqrt{\left(R_i + \frac{d_z^m}{2}\right)^2 - x_1^2} dx + \int_0^{x_B} \varepsilon_i dx = \\ &= \varepsilon_i x_B + \frac{1}{2} \left[ x_B \sqrt{\left(R_i + \frac{d_z^m}{2}\right)^2 - x_B^2} + \left(R_i + \frac{d_z^m}{2}\right)^2 \cdot \arcsin\left(\frac{x_B}{R_i + \frac{d_z^m}{2}}\right) \right] \end{aligned} \quad (2.76)$$

Очевидно, що за відомих виразів (2.63) та (2.65) шукана площа сегменту  $ABD$  буде визначається як різниця знайдених вище інтегралів, тобто

$$\begin{aligned} S &= \varepsilon_i x_B + \frac{1}{2} \left\{ x_B \sqrt{\left(\frac{D_i + d_z^m}{2}\right)^2 - x_B^2} + \left(\frac{D_i + d_z^m}{2}\right)^2 \cdot \arcsin\left(\frac{2x_B}{D_i + d_z^m}\right) - \right. \\ &\quad \left. - x_B \sqrt{\left[\frac{D_i + 2(\varepsilon_i + m_k d_z^m)}{2}\right]^2 - x_B^2} - \left[\frac{D_i + 2(\varepsilon_i + m_k d_z^m)}{2}\right]^2 \times \right. \\ &\quad \left. \times \arcsin\left(\frac{2x_B}{D_i + 2(\varepsilon_i + m_k d_z^m)}\right) \right\} \end{aligned} \quad (2.77)$$

Оскільки довжина призми ABD однакова із довжиною інтенсифікатора  $L_i = D_n / k_n - 2m_i d_z^m$ , то її об'єм  $V_s = L_i S$ , м<sup>3</sup>. Маса зношеної призми  $m_s = V_s \rho_{np} = L_i S \rho_{np}$  визначається середньою густиною обтискувальної призми  $\rho_{np} = \rho_z (1 - n_{cep})$ , яка подана в кг/м<sup>3</sup>. З урахуванням середньої густини призми

$$m_s = V_s \rho_{np} = (D_n / k_n - 2m_i d_z^m) S \rho_z (1 - n_{cep}), \text{ кг}, \quad (2.78)$$

де  $\rho_z$  – щільність кусків гальки в кг/м<sup>3</sup>,

$n_{cep}$  – середня пористість завантаження у зоні призми.

Для найбільшої продуктивності млина клиноподібна зона має бути розташованою в межах кута від 0 до  $\pi$  радіан, як показано на рис. 2.17 (за менших розмірів зони продуктивність млина менша).

Для визначення середньої пористості і середньої густини призми спочатку слід визначити середнє обтискання клиноподібної зони в області середнього кута  $\gamma_{cep} = 0,5(\pi + \gamma_B)$ . Для цього спочатку за розрахунковий радіус на поверхні футерівки барабану млина приймаємо радіус

$$R_p = R_n - d_z^m (m_f - 0,5). \quad (2.79)$$

Із геометрії побудовань на рис. 2.17 очевидна справедливність виразу

$$(R_i + R_k - \frac{d_z^m}{2})^2 = \varepsilon_i^2 + (R_p - R_k)^2 - 2\varepsilon_i (R_p - R_k) \cos(\pi - \gamma),$$

який можна подати у зручнішому вигляді

$$(R_i + R_k - \frac{d_z^m}{2})^2 = \varepsilon_i^2 + (R_p - R_k)^2 + 2\varepsilon_i (R_p - R_k) \cos \gamma. \quad (2.80)$$

Із виразу (2.69) поточний радіус розрахункової кулі

$$R_k = \frac{R_p^2 - \left(R_i - \frac{d_z^m}{2}\right)^2 + \varepsilon_i^2 + 2\varepsilon_i R_p \cos \gamma}{2\left(R_i - \frac{d_z^m}{2} + R_p + \varepsilon_i \cos \gamma\right)}. \quad (2.81)$$

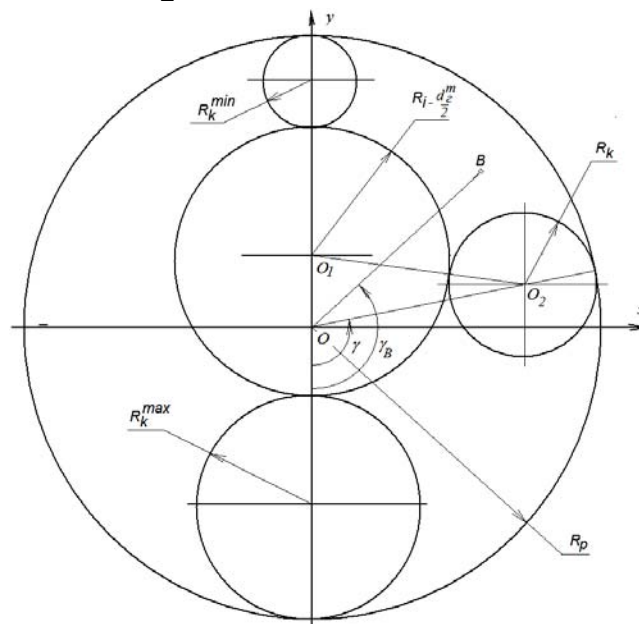


Рисунок 2.17 – Розрахункова схема для визначення геометричного обтискання клиновидної зони

Максимальний ( $\gamma = 0$ ) та мінімальний (при  $\gamma = \pi$ ) розрахункові радіуси

$$R_k^{\max} = \frac{R_p^2 - \left(R_i - \frac{d_z^m}{2}\right)^2 + \varepsilon_i^2 + 2\varepsilon_i R_p}{2\left(R_i - \frac{d_z^m}{2} + R_p + \varepsilon_i\right)}, \text{ М}, \quad (2.82)$$

$$R_k^{\min} = \frac{R_p^2 - \left(R_i - \frac{d_z^m}{2}\right)^2 + \varepsilon_i^2 - 2\varepsilon_i R_p}{2\left(R_i - \frac{d_z^m}{2} + R_p - \varepsilon_i\right)}, \text{ М}. \quad (2.83)$$

Очевидно, що за таких умов досягне геометричне обтискання (при швидкості  $\psi_i = \psi_{i0}$  та  $\gamma = \pi$ ) становить

$$l_\pi = \frac{R_k^{\max} - R_k^{\min}}{R_k^{\max}}, \text{ в.о.} \quad (2.84)$$

і повинне співпадати із наведеним вище його розрахунком за відомих геометричних співвідношень. З урахуванням виразів (2.70) та (2.71) поточне геометричне відносне обтискання  $l_\gamma$  можна визначити як

$$l_{(\gamma)} = \frac{R_k^{\max} - R_k}{R_k^{\max}}, \text{ в.о.} \quad (2.85)$$

Фактичне (із врахуванням швидкості обертання інтенсифікатора  $\psi_i$ ) обтискання  $l_{cep}$  для кута  $\gamma_{cep} = 0,5(\pi + \gamma_B)$  буде визначатися із використанням виразу (2.74), якщо взяти  $R_k$  при  $\gamma = \gamma_{cep} = 0,5(\pi + \gamma_B)$ , тобто

$$l_{cep} = \frac{(R_k^{\max} - R_k) \psi_i}{R_k^{\max} \psi_{i0}}, \text{ в.о.} \quad (2.86)$$

Очевидно, що середня пористість зношеної призми при цьому буде визначатися як

$$n_{cep} = n_0 - l_{cep}, \quad (2.87)$$

а її середня густина

$$\rho_{np} = \rho_z (1 - n_{cep}), \text{ кг/м}^3. \quad (2.88)$$

Для спрацювання призми ABD із площею S інтенсифікатор повинен повернутися на кут  $\gamma_S = \pi - \gamma_B$ . За відомої швидкості інтенсифікатора

$$\omega_{in} = \psi_{in} \omega_k = \psi_{in} \sqrt{\frac{2g}{D_n}} \quad (2.89)$$

для цього потрібен час

$$t_S = \frac{\gamma_S}{\omega_{in}} = \frac{\gamma_S}{\psi_{in}} \sqrt{\frac{D_n}{2g}}, \text{ с.} \quad (2.90)$$

З урахуванням маси зношеної призми згідно виразу (2.67) продуктивність млина за вихідним живленням становить

$$Q_{ж} = \frac{m_S}{t_S} = \frac{(D_n / k_n - 2m_i d_z^m) S \rho_z (1 - n_{cep}) \psi_{in}}{\gamma_S} \sqrt{\frac{2g}{D_n}}, \text{ кг/с.} \quad (2.91)$$

Продуктивність млина в т/год отримуємо за виразом

$$Q = 3,6 \cdot Q_{ж}, \text{ т/год.} \quad (2.92)$$

Отже, за відомих геометричних розмірів і швидкісних режимів робочих поверхонь млина, експертних оцінок вихідної пористості  $n_0$  та щільності сировини  $\rho_s$  отриманий вираз може бути використаним для визначення  $Q$  при заданому  $m_k$ . Коли отримана за виразом (2.80) продуктивність млина істотно менша необхідної, тоді слід зменшити попередньо прийнятий коефіцієнт  $m_k$  і повторити розрахунки до отримання прийняттого рівня продуктивності.

### 2.3.6 Визначення навантажень елементів приводу

В основі визначення навантажень елементів приводу покладені вище визначені розміри млина та швидкісні режими його робочих поверхонь, тобто відомі швидкості обертання барабану та інтенсифікатора, а також відносні корисна потужність млина і потужність обертання інтенсифікатора. Повна відносна потужність відкритого зубчастого зачеплення головного приводу барабана визначається алгебраїчною сумою корисної потужності і потужності обертання інтенсифікатора з урахуванням знаку. Тобто, потужність обертання барабану з врахуванням необхідності долати опір обертанню інтенсифікатора становить

$$P_o = P_n - P_{in}, \text{ Вт.} \quad (2.93)$$

де знак «-» мінус враховує, що інтенсифікатор створює «гальмівний» момент приводу барабана (знак  $P_{in}$  – від'ємний). Без врахування втрат у зачепленні та цапфах млина при швидкості обертання барабану  $\omega_n$  необхідний момент

$$M_o = \frac{P_o}{\omega_n}, \text{ Н}\cdot\text{м.} \quad (2.94)$$

Оскільки передаточне число відкритого зубчастого зачеплення барабана визначається як

$$i_n = \frac{\pi \cdot n_H}{30\omega_n}, \quad (2.95)$$

то номінальна швидкість

$$n_H \leq \frac{30 \cdot \omega_n \cdot i^{\max}}{\pi}, \text{ об/хв.} \quad (2.96)$$

Після вибору номінальної швидкості двигуна приведеній до його валу з урахуванням втрат у цапфах та зубчастому зачепленні статичний момент визначаємо як

$$M_c = \frac{(P_n - P_{in})}{\eta_u \eta_{zz} \omega_n i_n}, \text{ Н}\cdot\text{м.} \quad (2.97)$$

Номінальна потужність двигуна барабану повинна перевищувати

$$P_c = \frac{(P_n - P_{in})}{\eta_u \eta_{zz}}, \text{ Вт.} \quad (2.98)$$

Визначена статична потужність головного приводу стосується варіанту індивідуальних приводів барабану та інтенсифікатора. Потужність двигуна індивідуального приводу інтенсифікатора не повинна бути меншою



$$P_{ci} = \frac{P_{in}}{\eta_{ред}}, \text{ Вт.} \quad (2.99)$$

Момент обертання, який передається інтенсифікатору від барабана млина, визначається потужністю обертання  $P_{in}$  та його кутовою швидкістю  $\omega_{in}$ . Отже, момент на валу інтенсифікатора (на тихохідному валу редуктора)

$$M_i = \frac{P_{in}}{\omega_{in}} = \frac{P_{in} \sqrt{D_n}}{\psi_{in} \sqrt{2g}}, \text{ Н}\cdot\text{м.} \quad (2.100)$$

За відомої швидкості обертання привідного двигуна інтенсифікатора із врахуванням втрат у редукторі приведений рекуперативний момент

$$M_{ip} = \frac{M_i}{i_i} \eta_i, \text{ Н}\cdot\text{м.} \quad (2.101)$$

де  $i_i$  – передаточне число редуктора інтенсифікатора, яке визначається швидкістю  $\omega_{in}$  та номінальною швидкістю двигуна його індивідуального приводу. Індивідуальні приводи барабану та інтенсифікатора полегшують запуск млина, однак при цьому встановлена потужність двигунів зростає практично на  $2P_{in}$ . Для групового варіанту приводів барабана і інтенсифікатора передаточне число редуктора інтенсифікатора слід визначати за виразом

$$i_i = \frac{\pi \cdot n_H}{30 \omega_{in}}. \quad (2.102)$$

Оскільки момент обертання інтенсифікатора передається на вал привідного двигуна барабану через редуктор мультиплікатор, то після приведення до цього валу він замість «гальмівного» стає рушійним моментом

$$M_{ip} = -\frac{M_i}{i_i} \eta_i, \text{ Н}\cdot\text{м.} \quad (2.103)$$

а необхідна потужність привідного двигуна із врахуванням механічних втрат у відкритому зубчастому зачепленні та цапфах млина стає значно меншою і визначається як

$$P_{ck} = \frac{P_n - P_{in}(1 - \eta_{ред})}{\eta_u \eta_{zz}}, \text{ Вт.} \quad (2.104)$$

Що стосується розвантажувальної решітки, то відомі розрахунки розмірів та кількості щілин цілком придатні до використання. Перевагу слід віддавати конструкції із відносно підвищеним відношенням  $D_n : L_n$ .

### 2.3.7 Вихідні дані та методика вибору основних розмірів і режимів млина

Основні вихідні дані визначаються параметрами замінюваних млинів та режимами їх використання. Це, зокрема:

споживана приводами замінюваних млинів потужність  $P_c$  в Вт (за відсутності інформації щодо  $P_c$  слід знати розміри барабанів замінюваних млинів ( $D_k, D_k : L_k$ ) в м, відносні частоти їх обертання  $\psi_k$  в долях від критичних та густину внутрішньомлинового завантаження замінюваних млинів  $\rho_k$  в кг/м<sup>3</sup>);

загальний коефіцієнт корисної дії приводів замінюваних млинів, в.о.;

продуктивність за вихідним живленням нових млинів  $Q$  в т/год.;

еквівалентна за продуктивністю кількість нових млинів  $N_n$ ;

циркуляційне навантаження нових млинів  $C$  у в.о.;

експертні оцінки густини  $\rho_n$  та коефіцієнта тертя  $\mu_n$  завантаження нового млина;

модуль деформації подрібнювальної сировини  $D$  в МПа;

вихідна пористість  $n_0 \approx 0,366 \dots 0,4$  завантаження млина, в.о.;

напруження роздавлювання кусків сировини  $\sigma_1 \approx 350$ , Н/м<sup>2</sup>;

коефіцієнт запасу для напружень роздавлювання  $k_\sigma$ , в.о.;

конструктивні коефіцієнти:

$m_f \approx 1,5$ ;  $m_z \approx 1 \dots 2$ ;  $m_k \approx 0,25$ ;  $m_i \approx 2$ ;  $m_s \approx 1,5 \dots 2,5$ ;  $m_n \approx 5 \dots 6$ ;  $m_{zl} \approx 1,5 \dots 2,5$ ;

коефіцієнт запасу швидкості барабана  $k_\psi \approx 1,0 \dots 1,1$  в.о.;

коефіцієнт економії електроенергії  $k_e$  (за результатами випробувань);

вміст води у розвантаженні млина за масою  $p_1 \approx 0,2 \dots 0,25$ , в.о.;

найбільший розмір кусків вихідного живлення  $d_z^m$  в м (вибирається відповідно до конкретних умов використання нового млина).

Методика передбачає попереднє експертне визначення основних розмірів барабана млина з наступним уточненням та вибором швидкісних режимів робочих поверхонь. З метою покращання ефективності використання млина в конкретних умовах за необхідності розміри барабану і розрахунки уточнюють.

Послідовність виконання розрахунків наступна:

На основі результатів енергетичних випробувань діючої моделі нового млина слід вибрати попереднє значення відносної корисної потужності близько 0,5-0,6 в.о., а потім на основі оцінки корисної потужності  $P_c$  в Вт, експериментально встановленого коефіцієнта економії енергії  $k_e$ , густини млинового завантаження  $\rho_n$  в кг/м<sup>3</sup>, кількості замінюючих нових млинів  $N_n$  та однакового із моделлю відношення діаметру барабана до його довжини за виразами (2.19) та (2.20) отримати попередні розміри барабану, які слід погодити із дотриманням стандартних співвідношень та шкали їх розмірів. Після визначення розмірів барабану слід уточнити відношення діаметру барабана до його довжини та відносну корисну потужність  $p_{0n}$ .

Із врахуванням прийнятого коефіцієнта запасу швидкості  $k_\psi$  за виразом (2.7) визначити кутову частоту обертання млина в 1/с, а за виразом (2.9) – її відносне значення. У випадку використання для розвантаження млина криволінійних елеваторів за виразом (2.11) визначити для них вихідну відносну частоту обертання  $\psi_f$  та розрахунковий радіус  $0,5D_f = 0,5(D_n - 2m_f d_z^m)$ , м. Визначити необхідну відносну швидкість обертання інтенсифікатора  $\psi_i$  в в.о.

За виразом (2.18) визначити мінімальний ексцентриситет інтенсифікатора  $\varepsilon_i$ , а за виразом (2.23) – діаметр інтенсифікатора  $D_i$  в м. За виразом (2.20) визначити потужність обертання інтенсифікатора в Вт, а за виразами (2.22), (2.23) та (2.24) зовнішні розподілені силові впливи на інтенсифікатор та очікувану його вагу в Н.

Після цього за виразом(2.25) визначити підсумковий вплив на опори інтенсифікатора і за виразами (2.27) та (2.28) реакції опор в Н. За виразами (2.30) - (2.32) визначити згинальні моменти валів поблизу торцевих частин інтенсифікатора та його довжину, а за виразами (2.33) і (2.34) еквівалентний момент та діаметр валу передньої опори. За виразом (2.35) визначити скручувальний момент валу задньої опори, а за виразами (2.36) та (2.37) – еквівалентний момент та діаметр валу задньої опори.

Згідно виразів (2.38) та (2.39) визначаємо внутрішні діаметри спіралей переднього і заднього патрубків, а за виразом (2.41) та (2.42) визначаємо продуктивність патрубка по об'єму в м<sup>3</sup>. Крок спіралей в м визначаємо за виразом (2.43), а найменший і раціональний діаметри внутрішньої поверхні патрубка живлення – за виразами (2.45) та (2.46). За виразом (2.48) визначаємо розрахункову швидкість інтенсифікатора із однаковими лінійними швидкостями робочих поверхонь, а за виразом (2.52) – необхідний рівень динамічного обтискання  $l_D$  у клиноподібній зоні для роздавлювання кусків із запасом  $k_\sigma \approx 2...3$ . Врахувати, що рівень  $l_D$  не повинен перевищувати  $n_0$ . За виразами (2.53)-(2.55) перевірити можливість роздавлювання кусків сировини за прийнятих геометричних розмірів млина та швидкостей обертання його робочих поверхонь.

За виразами (2.59)-(2.61) визначити координати  $x_B, y_B, \gamma_B$  точки В на рис. 2.24, а за виразом (2.66) – розрахункову площу сегменту ABD, його об'єм  $V_S$ . Після цього визначити об'єм зношеної призми. Визначити кут  $\gamma_{cep} = 0,5(\pi - \gamma_B)$  середини зношувальної призми та розрахунковий радіус  $R_p = R_n - d_z^m(m_f - 0,5)$ . За виразом (2.35) визначити  $R_k^{\max}$  і  $R_k$  за кута  $\gamma_{cep}$ , а за виразом (2.75) – середнє геометричне обтискання призми. За виразом (2.76) визначити середню пористість призми  $n_{cep}$ , а за виразом (2.77) її середню густину, після чого за виразом (2.67) визначити її масу. За допомогою виразів (2.78)-(2.80) послідовно визначити кутову швидкість обертання інтенсифікатора, час  $t_s$  в с, та шукану продуктивність млина за вихідним живленням в т/год при запасі на спрацювання призми  $m_k$ . Якщо отримана продуктивність істотно менша заданої, тоді слід зменшити  $m_k$  і повторити необхідні розрахунки.

За виразами (2.81) та (2.82) визначаємо потужність в Вт та момент обертання барабану в Н·м, а за виразами (2.20) та (2.83) потужність в Вт та момент обертання інтенсифікатора. Задавшись максимально допустимим передаточним числом відкритого зубчастого зачеплення  $i^{\max}$  за відомої швидкості обертання млина  $n_n$  з урахуванням його корисної потужності визначаємо номінальну потужність двигуна за виразом  $P_H \geq P_n / \eta_d$  в Вт, де орієнтовно  $\eta_d \approx 0,95$ . Надалі уточнюємо передаточні відношення відкритого зачеплення та редуктора.

## 2.4 Розробка робочого алгоритму та програми для вибору режимних та конструктивних параметрів ресурсозберігаючих млинів

### 2.4.1 Загальні засади

Робочий алгоритм визначення головних розмірів нового млина базується на розробленій інженерній методиці вибору режимних та конструктивних параметрів ресурсозберігаючих млинів. Враховані відомі дані щодо його формування та внесені доповнення і корекція відповідно до отриманих результатів експериментальних досліджень та теоретично отриманих раціональних геометричних співвідношень конструктивних елементів млина. Виконані попередні розрахунки навантажень на інтенсифікатор та його опори, потужності приводу барабану та рекуперативного механічного каскаду.

В п. 2.4.2 наведені спрощений алгоритм розрахунку млина та програма визначення даних згідно розробленої в п. 2.3 методики, а також перелік і таблиця ідентифікаторів відповідних величин.

В п. 2.4.3 наведений приклад використання розробленої програми для виконання перевірочних розрахунків млина МПС(Р)-3600х3000.

### 2.4.2 Робочий алгоритм і програма проектування млина

При розробці алгоритму вибору раціональних параметрів нового млина врахована можливість використання рекомендацій і низки коефіцієнтів, які визначають вимоги забезпечення захисту робочих поверхонь, врахована необхідність проведення експериментальних енергетичних та технологічних випробувань діючої моделі нового млина на конкретній сировині. Алгоритмом передбачена можливість (за необхідності) корекції вихідних даних та виконаних розрахунків. Також передбачена можливість використання відомих алгоритмів визначення параметрів розвантажувального пристрою млина. Спрощений алгоритм розрахунку нового млина наведено на рис. 2.18.



Рисунок 2.18 – Спрощений алгоритм розрахунку нового млина

Методика передбачає попереднє експертнє визначення основних розмірів барабана млина з наступним уточненням та вибором швидкісних режимів робочих поверхонь. З метою покращання ефективності використання млина в конкретних умовах за необхідності розміри барабану і розрахунки уточнюють.

Програма визначення параметрів та раціональних режимів робочих поверхонь млина згідно розробленої методики та сформованих вихідних даних на мові «Pascal» має наступний вигляд (без операторів виведення даних):

```

program raschet_melniza;          {$N+;$E+}
uses crt,graph;
const
  g=9.81;          ro1=5667;          D1=3.6;          DL1=3.6/4;
  psi1=0.81265577; ro2=5952;          D2=3.6;          DL2=3.6/5.5;
  psi2=0.81265577; k1=0.0002289;      k2=0.001092;      k3=0.00297;
  k4=0.3686;       k5=0.0008494;      k6=0.002235;      k7=0.03583;
  k8=0.0002052;   k9=0.5696;          kpdd=0.95;        kpdz=0.95;
  kpdzf=0.9;      ron=2580;          DLn=36/29;        Q=120;
  Nn=2;           dgm=0.1;           mf=1.5;          mg=2;
  mk=0.48;        mz=2;              mi=2;            Ke=0.767;
  mj=0.485;       DD=20;             sigm1=340;        n0=0.4;
  ksig=1.2;       cc=5;              rog=3500;         kpsi=1.0;
  kv=0.5;         beta=pi/6;          mpr=1.0;          mzd=1.0;
  fipat=0.28;     rov=1;             rop=3.5;          ksp=1.2;
  p1=0.25;        kpdred=0.98;        nnom=150*2;       ml=6;
  mz1=2.0;        Pc=5350000;

var
  h                                     :double;
  GraphDriver,GraphMode,j,k           :integer;
  po,pOn,Pn,psin,a0,a1,b1,psii,a,b,c,d,p,r,cosf1,tanf1,f1,lks,Mnom,Mbs,Mbspr,
  a2,b2,c2,ei,Di,yb,xb,gb,sing1,sing2,tang1,tang2,s,gs,lser,gser,Pbs,
  nser,QQ,ms,Li,ts,lb,nb,psii0,lmax,psif,Rf,vs,rp,Rkmax,Rkgcer,Pbbez,Mbbez,
  lgmaxcer,pi0,Pin,win,Ft,Fn,Fg,Fzg,Rpr,Rzd,Mprz,Mzdz,rad,dvpr,Mbbezpr,
  Mzds,mezd,dvzd,rad1,dspr,dszd,nm,vpatr,amj,scp,Dpatmi,dpat,Pnom,Mipr,
  pb,mb,wn,min,ib,iin,Mip,ki,ei1,Dn,dj,kn,lk,ln1,v,Dn1,lmin,c1,c3,
  Rkmin,Di1,lD,Df,Dcen,Db,wk,wkf,q1,lpi,ncer,rocer,lcer,Qgiv,Qgtg :real;
  Dia:array[1..20] of real;
  Lia:array[1..20] of real;

function pow(x,y:real):real;
begin if x>0 then pow:=exp(y*ln(x)) else pow:=0; end;
procedure par;
Label mt1,mt2,mt3,mt4;
begin
  Dia[1]:=0.36; Dia[2]:=0.4; Dia[3]:=0.9; Dia[4]:=1.0; Dia[5]:=1.2;
  Dia[6]:=1.5; Dia[7]:=1.6; Dia[8]:=2.1; Dia[9]:=2.7; Dia[10]:=3.0;
  Dia[11]:=3.2; Dia[12]:=3.6; Dia[13]:=4.0; Dia[14]:=4.5; Dia[15]:=5.0;
  Dia[16]:=5.5; Dia[17]:=6.0; Dia[18]:=7.0; Dia[19]:=9.0; Dia[20]:=10;
  Lia[1]:=0.29; Lia[2]:=0.4; Lia[3]:=0.9; Lia[4]:=1.0; Lia[5]:=1.2;
  Lia[6]:=1.5; Lia[7]:=1.8; Lia[8]:=2.1; Lia[9]:=2.2; Lia[10]:=2.4;
  Lia[11]:=2.7; Lia[12]:=3.0; Lia[13]:=3.1; Lia[14]:=3.2; Lia[15]:=3.6;
  Lia[16]:=4.0; Lia[17]:=4.5; Lia[18]:=5.0; Lia[19]:=5.5; Lia[20]:=6.0;
  pOn:=0.6; Pn:=ke*Pc*kpdd*kpdz*kpdzf/Nn;
  v:=Pn*4*sqrt(2)*DLn/ron/pi/pOn/g/sqrt(g);
  Dn1:=pow(v,10/35); dn:=Dn1; kn:=DLn; j:=1;
  mt1: dj:=Dia[j]; if dn>dj then j:=j+1 else goto mt2; goto mt1;
  mt2: dn:=Dia[j]; ln1:=dn/kn; k:=1;
  mt3: lk:=Lia[k]; if ln1>lk then k:=k+1 else goto mt4; goto mt3;
  mt4: ln1:=Lia[k]; kn:=dn/ln1;
  Df:=Dn-2*mf*dgm; Dcen:=Dn-2*(mf+mg)*dgm; Db:=Dn-2*(1+mf+mg)*dgm;
  pOn:=(Pn*sqrt(32)*kn)/(pi*ron*g*sqrt(g)*Dn*Dn*sqrt(Dn));
  wk:=sqrt(2*g/Dn); wn:=kpsi*sqrt(2*g/Db); wkf:=sqrt(2*g/(Dn-2*mf*dgm));
  psif:=wn/wkf; psin:=sqrt(Dn/(Dn-2*(mf+mg+1)*dgm))*kpsi;
  psii:=(pOn-(k5-k6*mj)*ron-(k3*ron*mj-k4*mj-k2*ron)*psin)/k1/ron/mj/psin;
  ei:=dgm*(m1+2*mz1-mz)/2; Di:=Dn-2*(1+mf+mg)*dgm-2*ei;
  pi0:=pOn*(k7-mj*psii*(k8*ron+k9)); Pin:=pi0*Pn;
  win:=psii*sqrt(2*9.81/Dn); Ft:=Pin/win/(Di/2+m*k*dgm);

```

```

Fn:=Ft/mj;      Li:=ln1-2*mi*dgm;      Fg:=-Di*Di*pi*Li*7800*9.81*kv/4.0;
Fzg:=sqrt((Fn*sin(beta)-Ft*cos(beta))*(Fn*sin(beta)-Ft*cos(beta))
+(Fn*cos(beta)+Ft*sin(beta)+Fg)*(Fn*cos(beta)+Ft*sin(beta)+Fg));
Rpr:=Fzg*(Li+2*mzd*Dn)/2/(Li+(mpr+mzd)*Dn);
Rzd:=Fzg*(Li+2*mpr*Dn)/2/(Li+(mpr+mzd)*Dn);      Mprz:=Rpr*mpr*Dn;
Mzd:=Rzd*mzd*Dn;      rad:=Mprz/100000/345;      dvpr:=pow(rad,1/3);
Mzds:=Ft*(Di+2*mk*dgm)/2;      mezd:=sqrt(Mzdz*Mzdz+0.75*Mzds*Mzds);
rad1:=mezd/100000/345;      dvzd:=pow(rad1,1/3);      dspr:=dvpr+2*(ei+mz*dgm);
dszd:=dvzd+2*(ei+mz*dgm);      nm:=1/pi*psin*30*sqrt(2*9.81/Dn);
vpatr:=Q*(1+cc)*(1/rop+p1/rov);      amj:=arctan(mj);
Scp:=2*dspr*cos(amj)/ksp;      Dpatmi:=sqrt(vpatr/25/pi/Scp/nm/
/fipat+dspr*dspr);
Dpat:=Dspr+6*dgm;      psii0:=psin*(Di+2*(ei+mk*dgm))/(Di+2*mk*dgm);
a:=DD;      b:=ksig*sigm1;      c:=DD-n0*DD+ksig*sigm1;
d:=-n0*ksig*sigm1;
p:=(3*a*c-b*b)/9/a/a;      r:=sqrt(abs(p));
q1:=b*b*b/27/a/a/a-b*c/6/a/a+d/2/a;
cosf1:=q1/r/r/r;      tanf1:=sqrt(1-cosf1*cosf1)/cosf1;
f1:=arctan(tanf1);
lks:=2*r*cos((pi-f1)/3)-b/3/a;      lmin:=(2+mg)*dgm;
lmax:=lmin+2*ei;
gb:=arctan(yb/xb)+pi/2;      gs:=pi-gb;      sing1:=2*xb/(Di+dgm);
tang1:=sing1/sqrt(1-sing1*sing1);      sing2:=2*xb/(Di+2*ei+2*mk*dgm);
tang2:=sing2/sqrt(1-sing2*sing2);
s:=ei1*xb+0.5*(xb*sqrt((Di/2+dgm/2)*(Di/2+dgm/2)-xb*xb)+(Di/2+dgm/2)
Mbbez:=Pbbez/wn; {момент обертання барабану без механічного каскаду, Н.м}
ib:=pi*nnom/30/wn;      Mbbezpr:=Mbbez/ib/kpdz/kpdzf;
Min:=Pin*sqrt(Dn)/psii/sqrt(2*9.81); {момент на валу інтенсифікатора}
Mipr:=Min/iin*kpdred; {приведений до валу двигуна рекуперативний момент}
Pbs:=Pn-Pin*(1-kpdred); {потужність двигуна з механічним каскадом}
Mbs:=Pbs/wn;      Mbspr:=Mbs/ib/kpdz/kpdzf;
end;
begin
clrscr; par; readln;
end.

```

Перелік використаних ідентифікаторів та їх позначення у тексті звіту (див. розділ 2) наведені у табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Перелік використаних ідентифікаторів та їх позначення

№ п/п	Іденти-фікатор	Змін-на	Назва	Розрахована величина
1	2	3	4	5
1	g	g	Прискорення вільного падіння, м/с <sup>2</sup>	9,81
2	ro1	$\rho_1$	Густина завантаження 1-го млина, кг/м <sup>3</sup>	5667
3	D1	D1	Діаметр 1-го замінюваного млина, м	3,6
4	DL1	$D_1 : L_1$	Відношення діаметру та довжини 1-го млина	0,9
5	psi1	$\psi_1$	Відносна швидкість 1-го замінюваного млина, в.о.	0,81266
6	ro2	$\rho_2$	Густина завантаження 2-го млина, кг/м <sup>3</sup>	5952
7	D2	D2	Діаметр 2-го замінюваного млина, м	3,6
8	DL2	$D_2 : L_2$	Відношення діаметру до довжини барабану 2-го млина	0,65455
9	psi2	$\psi_2$	Відносна швидкість 2-го млина, в.о.	0,81266

Продовження таблиці 2.12

1	2	3	4	5
10	k1...k6	k1... k6	Коефіцієнти поліному $p_{0п}$ моделі корисної потужності нового млина	k1=0,0002289 k2=0,001092 k3=0,002970 k4=0,3686 k5=0,0008494 k6=0,002235
11	k7...k9	k7... k9	Коефіцієнти поліному $p_{0іп}$ потужності обертання інтенсифікатора нового млина	k7=0,03583 k8=0,0002052 k9=0,5696
12	kpdd	$\eta_D$	Коефіцієнт корисної дії двигуна	0,95
13	kpdz	$\eta_{зз}$	Коефіцієнт корисної дії відкритого зубчастого зачеплення	0,95
14	kpdzf	$\eta_{цф}$	Коефіцієнт корисної дії цапф барабану	0,9
15	ron	$\rho_n$	Густина завантаження нового млина, кг/м <sup>3</sup>	2580
16	Dn	Dn	Діаметр барабану нового млина, м	3,6
17	DLn	$D_n : L_n$	Відношення діаметру до довжини барабану нового млина	1,2414
18	Nn	Nn	Кількість нових млинів	2
19	dgm	$d_2^m$	Розмір кусків вихідного живлення нового млина, м	0,1
20	mf	mf	Коефіцієнт відносної товщини футерівки нового млина, в.о.	1,5
21	mg	mg	Відносна товщина центрифугуючого шару, в.о.	2
22	mk	mk	Коефіцієнт запасу спрацювання захисних виступів інтенсифікатора	0,48
23	mz	mz	Коефіцієнт запасу відстані валу інтенсифікатора до спіралей	2
24	mi	mi	Коефіцієнт запасу відстані від Інтенсифікатора до кришок	2
25	mj	$\mu$	Коефіцієнт тертя млинового завантаження, в.о.	0,485
26	DD	D	Модуль деформації порід, Мпа	20
27	sigm1	$\sigma_1$	Напруження роздавлювання, Мпа	340
28	n0	n0	Початкова пористість завантаження млина, в.о.	0,4
29	ksig	$k_\sigma$	Коефіцієнт запасу напружень роздавлювання	1,2

Продовження таблиці 2.12

1	2	3	4	5
30	cc	C	Кратність циркуляційного навантаження, в.о.	5
31	rog	$\rho_z$	Щільність кусків завантаження барабану, кг/м <sup>3</sup>	3500
32	kpsi	$k_{\psi}$	Коефіцієнт запасу швидкості нового млина	1,0
33	kei	kei	Коефіцієнт запасу зміщення опори інтенсифікатора	2
34	kv	kv	Коефіцієнт врахування пустот інтенсифікатора	0,5
35	beta	$\beta$	Кут відхилення вісі опори інтенсифікатора від вертикалі, рад.	$\pi/6$
36	mpr	mpr	Коефіцієнт довжини валу передньої опори інтенсифікатора	1
37	mzd	mzd	Коефіцієнт довжини валу задньої опори інтенсифікатора	1,0
38	fipat	$\varphi_{nam}$	Коефіцієнт заповнення патрубк, в.о.	0,28
39	rov	$\rho_B$	Щільність води, т/м <sup>3</sup>	1
40	rop	$\rho_p$	Щільність руди, т/м <sup>3</sup>	3,5
41	ksp	ксп	Коефіцієнт запасу нахилу спіралі	1,2
42	p1	p1	Коефіцієнт заповнення пор водою	0,25
43	kpdred	$\eta_i$	Коефіцієнт корисної дії редуктора інтенсифікатора	0,98
44	nnom	nH	Номінальна швидкість двигуна, об/хв	300
45	ml	ml	Розрахунковий діаметр лотка подачі вихідного живлення, м	6
46	mzl	mzl	Коефіцієнт запасу відстані від лотка до валу та спіралей, в.о.	2
47		Pc	Споживана потужність базовими млинами, Вт	5350000
48	Dia[1]- Dia[20]		Діаметри барабанів серійного ряду млинів, м	0,36...10
49	Lia[1]- Lia[20]		Довжини барабанів серійного ряду млинів, м	0,29-6,0
50	p0n	p0n	Відносна корисна потужність млина, в.о.	0,51314
51	Pn	Pn	Корисна потужність млина, Вт	1666500
52	v		Проміжна величина	
53	Dn	Dn	Діаметр барабану нового млина, м	3,6



Продовження таблиці 2.12

1	2	3	4	5
54	kn	kn	Відношення діаметру до довжини для нового млина	1,2
55	Df	Df	Діаметр за виступами футерівки барабану, м	3,3
56	Dcen	Dц	Діаметр центрифугуючого шару, м	2,9
57	Db	DB	Розрахунковий діаметр, м	2,7
58	wk	$\omega_k$	Критична швидкість обертання барабану, 1/с	2,3345
59	wn	$\omega_n$	Номінальна кутова швидкість обертання млина, 1/с	26,957
60	wkf	$\omega_{kf}$	Критична швидкість обертання для центрифугуючого шару, 1/с	2,4383
61	psif	$\psi_f$	Відносна швидкість футерівки барабану, в.о.	1,1055
62	psin	$\psi_n$	Відносна швидкість барабана, в.о.	1,1547
63	psii:	$\psi_i$	Відносна швидкість інтенсифікатора, в.о.	0,86684
64	ei	$\varepsilon_i$	Ексцентриситет вісі інтенсифікатора, м	0,4
65	Di	Di	Діаметр інтенсифікатора, м	1,9
66	pi0	pi0	Відносна потужність обертання інтенсифікатора, в.о.	-0,21871
67	Pin	Pin	Потужність обертання інтенсифікатора, Вт	-364480
68	win	$\omega_{in}$	Кутова швидкість обертання інтенсифікатора, 1/с	2,0236
69	Ft	$F_t$	Розподілене тангенціальне зусилля, Н	-180470
70	Fn	$F_N$	Розподілене нормальне зусилля, Н	-372100
71	Li	Li	Довжина інтенсифікатора, м	2,6
72	Fg	Fg	Розрахункова вага циліндра, Н	282040
73	Fzg	Fзг	Результуючий вплив на опори інтенсифікатора, Н	695160
74	Rpr	Rpr	Реакція передньої опори інтенсифікатора, Н	347580
75	Rzd	Rzd	Реакція задньої опори, Н	347580
76	Mprz	$M_{pr}^z$	Згинальний момент передньої опори інтенсифікатора, Н·м	1251300
77	Mzdz	$M_{zd}^z$	Згинальний момент задньої опори інтенсифікатора, Н·м	1251300

Продовження таблиці 2.12

1	2	3	4	5
78	dvpr	$d_{\text{ел}}^{\text{pr}}$	Діаметр валу передньої опори інтенсифікатора, м	0,33101
79	Mzds	$M_{zd}^S$	Момент закручування валу задньої опори інтенсифікатора, Н·м	-180110
80	mezd	$M_{\text{екв}}^{\text{zd}}$	Еквівалентний момент валу задньої опори інтенсифікатора, Н·м	1261000
81	dvzd	$d_{\text{ел}}^{\text{zd}}$	Діаметр валу задньої опори, м	0,331870
82	dspr	Dсп	Діаметр виступів спіралі переднього патрубку, м	1,531
83	dszd	Dспз	Діаметр виступів спіралі заднього патрубку, м	1,531
84	nm	нм	Швидкість обертання млина, об/хв	25,742
85	vpatr	$V_{\text{nam}}$	Продуктивність переднього патрубку, м <sup>3</sup> /год	385,71
86	amj	$\alpha_{\text{сн}}$	Кутовий нахил спіралі, рад.	0,45158
87	Scp	Scп	Крок спіралі переднього патрубку, м	2,2959
88	Dpatmi	$D_{\text{nam}}^{\text{min}}$	Розрахунковий діаметр переднього патрубку, м	1,625
89	Dpat	$D_{\text{nam}}$	Діаметр переднього патрубку, м	2,131
90	psii0	$\psi_{i0}$	Межа доцільної швидкості обертання інтенсифікатора, в.о.	1,6175
91	a	a	Проміжний коефіцієнт	20
92	b	b	Проміжний коефіцієнт	408
93	c	c	Проміжний коефіцієнт	420
94	d	d	Проміжний коефіцієнт	-163,2
95	p	p	Проміжний коефіцієнт	-39,24
96	r	r	Проміжний коефіцієнт	6,2642
97	q1	q1	Проміжний коефіцієнт	238,95
98	cosf1	cos( $\varphi$ 1)	Проміжний коефіцієнт	0,97211
99	tanf1	tg( $\varphi$ 1 )	Проміжний коефіцієнт	0,24124
100	f1	$\varphi$ 1	Проміжний коефіцієнт	0,23671
101	lks	ID	Достатнє для роздавлювання кусків відносно обтискання, в.о.	0,29991
102	lmin	lmin	Найменша товщина шару, м	0,4
103	lmax	$l^{\text{max}}$	Найбільша товщина шару, м	1,2
104	yб	yB	Ордината точки B на рис. 2.24, м	1,393
105	xб	xB	Абсциса точки B на рис. 2.24, м	0,11807

Продовження таблиці 2.12

1	2	3	4	5
106	sing1	$\sin(\gamma_1)$	Проміжна величина	0,11807
107	tang1	$\text{tg}(\gamma_1)$	Проміжна величина	0,1189
108	gb	$\gamma_B$	Кут $\gamma_B$ на рис. 2.24, рад	3,057
109	gs	$\gamma_S$	Кут $\gamma_S$ на рис. 2.24, рад	0,08459
110	sing2	$\sin(\gamma_2)$	Проміжна величина	0,11831
111	tang2	$\text{tg}(\gamma_2)$	Проміжна величина	0,11915
112	s	S	Площа сегменту ABD на рис. 2.24	0,0002367
113	vs	$V_s$	Об'єм зношеної призми, м <sup>3</sup>	0,00059174
114	gser	$\gamma_{сер}$	Кутова координата середини призми, рад	3,0993
115	rp	Rp	Розрахунковий радіус на поверхні барабану, м	1,7
116	Rkmax	$R_k^{\max}$	Максимальний розрахунковий радіус кулі обтискання, м	0,6
117	Rkmin	$R_k^{\min}$	Мінімальний розрахунковий радіус кулі обтискання, м	0,2
118	lpi	$l_\pi$	Найбільш досяжне обтискання, в.о.	0,66667
119	Rkgser	$R_k(\gamma_{сер})$	Розрахунковий діаметр кулі, м	0,20024
120	lgmaxc r	$l_{сер}^{\max}$	Середнє геометричне обтискання призми, м	0,6663
121	lser	lсер	Середнє розрахункове обтискання призми, в.о.	0,3571
122	ncer	ncер	Середня розрахункова пористість призми, в.о.	0,042945
123	gocer	ρсер	Середня густина призми, кг/м <sup>3</sup>	3349,7
124	ms	mSсер	Маса призми, кг	1,9822
125	ts	tS	Час проходження кута $\gamma_S$ призми, с	0,041785
126	Qgiv	Qж	Продуктивність млина за вихідним живленням, кг/с	47,437
127	Qgtg	Q	Продуктивність млина за вихідним живленням, т/год	170,77
128	Pbbez	Pб	Потужність обертання барабану за виразом (2.81), Вт	2031000
129	Mbbez	Mб	Момент обертання барабану за виразом (2.82), Н·м	753430
130	ib	іп	Передаточне число відкритого зубчастого зачеплення барабану	11,654
131	Mbbez pr	Mс	Приведений статичний момент за виразом (2.82'), Н·м	75610

Продовження таблиці 2.12

1	2	3	4	5
132	ms	mScer	Маса призми, кг	1,9822
133	Min	Mi	Момент на тихохідному валу редуктора інтенсифікатора, Н·м	-180110
134	iin	ii	Передаточне число редуктора	15,524
135	Mipr	Mip	Приведений рекуперативний момент за виразом (2.87), Н·м	-113700
136	Pbs	Pck	Загальна потужність двигуна групового приводу за виразом (2.90), Вт	1673800
137	Mbs	Mbc	Момент групового приводу без врахування втрат, Вт	620920
138	Mbspr	Mбспр	Приведений момент групового приводу із врахуванням втрат, Н·м	62314

### 2.4.3 Приклад виконання розрахунків

За допомогою розробленої програми визначені параметри та раціональні режими використання млина МПС(Р)-3600x3000, призначеного для реконструкції секції шарового подрібнювання на РЗФ-1 ВАТ «Інгулецький ГЗК. На секції 2 млини МШР-3600x4000 у першій стадії та у другій і третій секції 2 млини МШЦ-3600x5500. Реконструкцією передбачається використання замість існуючих чотирьох кульових млинів двох млинів нового типу, які геометрично подібні до випробуваної діючої моделі МПС(Р)-360x290. Результати виконання розробленої програми наведені у вигляді роздруківки наступних даних:

```

ro1= 5667 D1= 3.600E+000 DL1= 9.000E-0001 psi1= 8.127E-0001
ro2= 5952 D2= 3.600E+000 DL2= 6.545E-0001 psi2= 8.127E-0001
k1= 2.289E-0004 k2= 1.092E-0003 k3= 2.970E-0003 k4= 3.686E-0001
k5= 8.494E-0004 k6= 2.235E-0003 k7= 3.583E-0002 k8= 2.052E-0004
k9= 5.696E-0001 kpdzf= 9.000E-0001 kpdd= 9.500E-0001 kpdz= 9.500E-0001
kpdzf= 9.000E-0001 ron= 2580 Dn= 0.000E+000 DLN= 1.241E+0000
Nn= 2 dgm= 1.000E-0001 mf= 1.500E+0000 mg= 2
mk= 4.800E-0001 mz= 2 mi= 2 Ke= 7.670E-0001
mj= 4.850E-0001 D= 20 sigm1= 340 n0= 4.000E-0001
ksig= 1.200E+0000 c= 5 rog= 3500 kpsi= 1.000E+0000
kv= 5.000E-0001 beta= 5.236E-0001 mpr= 1.000E+0000 mzd= 1.000E+0000
fipat= 2.8E-0001 rou= 1 rop= 3.5E+0000 ksp= 1.200E+0000
p1= 2.500E-0001 kpdred= 9.800E-0001 nnom= 300 m1= 6
mz1= 2.0000E+0000

Dn= 3.6000E+000 Ln= 3.0000E+000 Pn= 1.6665E+006 kn= 1.2000E+000
Df= 3.3000E+000 Dcen= 2.9000E+000 Db= 2.7000E+000 p0n= 5.1314E-001
wk= 2.3345E+000 wn= 2.6957E+000 wkf= 2.4383E+000 psif= 1.1055E+000
psin= 1.1547E+000 psii= 8.6684E-001 ei= 4.0000E-001 Di= 1.9000E+000
pi0= -2.1871E-001 Pin= -3.6448E+005 win= 2.0236E+000 Ft= -1.8047E+005
Fn= -3.7210E+005 Li= 2.6000E+000 Fg= -2.8204E+005 Fzg= 6.9516E+005
Rpr= 3.4758E+005 Rzd= 3.4758E+005 Mprz= 1.2513E+006 Mzdz= 1.2513E+006
dupr= 3.3101E-001 Mzds= -1.8011E+005 Mezd= 1.2610E+006 duzd= 3.3187E-001
dspr= 1.5310E+000 dszd= 1.5319E+000 nm= 2.5742E+001 upatr= 3.8571E+002
amj= 4.5158E-001 Scp= 2.2959E+000 Dpatmi= 1.6250E+000 Dpat= 2.1310E+000
psii0= 1.6175E+000 a= 2.0000E+001 b= 4.0800E+002 c= 4.2000E+002
d= -1.6320E+002 p= -3.9240E+001 r= 6.2642E+000 q1= 2.3895E+002
cosf1= 9.7211E-001 tanf1= 2.4124E-001 f1= 2.3671E-001 lks= 2.9991E-001
lmin= 4.0000E-001 lmax= 1.2000E+000 yb= 1.3930E+000 xb= 1.1807E-001
sing1= 1.1807E-001 tang1= 1.1890E-001 gb= 3.0570E+000 gs= 8.4559E-002
sing2= 1.1831E-001 tang2= 1.1915E-001 s= 2.3670E-004 Us= 5.9174E-004
gser= 3.0993E+000 rp= 1.7000E+000 Rkmax= 6.0000E-001 Rkmin= 2.0000E-001
lpi= 6.6667E-001 Rkgcer= 2.0024E-001 lgmxcer= 6.663E-001 lcer= 3.571E-001
ncer= 4.2945E-002 rocer= 3.3497E+003 ms= 1.9822E+000 ts= 4.1785E-002
Qgiv= 4.7437E+001 Qgtg= 1.7077E+002 Pbbez= 2.0310E+006 Mbbez= 7.5343E+005
ib= 1.1654E+001 Mbbezpr= 7.561E+004 Min= -1.8011E+005 iin= 1.5524E+001
Mipr= -1.1370E+004 Pbs= 1.6738E+006 Mbs= 6.2092E+005 Mbspr= 6.2314E+004

```

Аналіз отриманих результатів свідчить, що для реконструкції секції придатні млини МПС(Р)-3600x3000 із розмірами барабану  $D_n:L_n = 3600 \text{ мм} \times 3000 \text{ мм}$  та розмірами інтенсифікатора  $D_i:L_i = 1900 \text{ мм} \times 2600 \text{ мм}$ . Прийнято, що довжина валів опор з обох боків інтенсифікатора близька до 3,6 м, а їх діаметри для передньої частини і задньої опори становлять відповідно 331 мм та 332 мм. Діаметр за виступами спіралей патрубків становить 1,53 м, а внутрішній діаметр патрубка живлення за рекомендованої спіралі висотою 300 мм близький до 2,13 м. Розрахунковий крок трьох спіралей переднього патрубка становить 2,3 м. При цьому внутрішній діаметр серійного підшипника цапф барабану становить 2,5 м.

Відстані від опорного валу інтенсифікатора до спіралей патрубка живлення та завантажувального лотка 0,2 м. На такій же відстані і лоток від спіралей, причому для лотка передбачений розмір 0,6 м для виключення зависання у ньому продуктів вихідного живлення та циркуляційного навантаження і води млина. Висота спрацювання кусків на робочій поверхні інтенсифікатора близька до 5 мм, а отже, відсутність спрацювання захисних виступів забезпечена. Конструкція із запасом забезпечує достатні для роздавлення кусків напруження.

Швидкості барабану та інтенсифікатора в долях від критичної для барабану становлять 1,1547 та 0,86684 в.о. відповідно. Момент обертання відкритого зубчастого зачеплення становить 753, а валу інтенсифікатора 180 кН·м. У випадку індивідуальних приводів потужність головного привідного двигуна не повинна бути меншою 2031 кВт, а двигуна приводу інтенсифікатора – 365 кВт. При цьому номінальна швидкість двигуна барабану 300, а млина – 25,742 об/хв. Передаточне число зубчастого зачеплення головного приводу 11,854. При цьому за групового варіанта приводу передаточне число редуктора інтенсифікатора 15,524. Для індивідуального варіанту приводу інтенсифікатора за наявності привідного двигуна необхідної номінальної потужності із підвищеними номінальними обертами передаточне число редуктора може бути значно вищим.

## 2.5 Розробка експериментального млина інтенсивного подрібнювання матеріалів

### 2.5.1 Техніко-економічне обґрунтування перспективності ресурсозберігаючих млинів

В умовах безперервного дорожчання енергетичних і матеріальних ресурсів вагомим чинником є їх економія на підприємствах гірничо-металургійного комплексу (ГМК), де до 70% споживаної електроенергії припадає на найбільш енерговитратну операцію подрібнення. Додаткові витрати гірничо-збагачувальних комбінатів пов'язані із спрацюванням куль і футерування. Серед чинників, що безпосередньо визначають рівень енергетичних і матеріальних витрат гірничо-збагачувальних комбінатів спосіб передачі енергії від двигуна до барабана млина і від барабана – подрібнюваній сировині, використання або відсутність куль, ефективність захисту робочих поверхонь млинів від зносу, частота обертання млина і режим роботи його внутрішньомлинового завантаження, енергетика руйнування сировини і ступінь використання встановленої потужності приводу. При реальних об'ємах переробки залізородної сировини і втрат на гірничо-збагачувальних

комбінатах енергетичних і матеріальних ресурсів проблема розробки і впровадження нових ресурсозберігаючих технологій подрібнення і збагачення залізородних матеріалів на сьогодні надзвичайно актуальна.

Передача енергії руйнування від барабана до подрібнюваної сировини супроводжується її втратами на зношування футерівки. Знижує питому витрату електроенергії подрібнення до 15...19% оптимізація профілю футерівки. Практично повністю виключає витрати на зношування і збільшує частку енергії руйнування поза футерівкою надкритична швидкість млина, за якої частина внутрішньомлинового завантаження центрифугує. За відомими публікаціями на 71...80% знижує енергію руйнування попереднє послідовне стиснення сировини в різних напрямках до рівня 50...250 МПа. Вагомі чинники – раціональне співвідношення між ударним, роздавлюючим, стираючим і сколюючим зусиллями руйнування, оптимальне співвідношення між крупністю дроблення і подрібнення, щільність пульпи, циркуляційне навантаження, кількість стадій подрібнення, перехід на самоподрібнювання з підвищеним розкриттям корисного компоненту і виключення необхідності у кулях.

Урахування визначених вище принципів економії енергетичних і матеріальних ресурсів зумовило розробку в Національному гірничому університеті (НГУ) принципово нової ресурсозберігаючої технології примусового подрібнення і млина МПС(Р) для її практичного використання. В їх основі перехід на самоподрібнення для повнішого розкриття корисного компоненту і виключення металевих подрібнювального середовища, використання примусової поперечної сегрегації внутрішньомлинового завантаження для періодичного оновлення крупнокускової фракції на поверхні футерувань і їх захисту від спрацювання, перенесення основної частини енергії руйнування у внутрішні шари сировини, інтенсифікація силового впливу на подрібнювану сировину в умовах підвищеної швидкості прикладання роздавлюючих, стираючих і сколюючих зусиль – для зниження питомої витрати електроенергії і посилення ефекту селективного подрібнення. Для розвитку достатніх зусиль розчавлювання використаний ефект стиснення при втягуванні матеріалу в клиновидну зону. Захист футерування барабана від спрацювання і збільшення швидкості прикладання руйнуючого напруження – за рахунок використання надкритичної швидкості млина. Ефект примусової поперечної сегрегації завантаження забезпечує періодичне стискання завантаження при його втягуванні в клиноподібну зону з подальшим його розпушенням при виході із зони. Ефект посилюється з проникненням дрібних частинок завантаження на поверхню центрифугуючого шару під впливом відцентрових сил, щілин на робочій поверхні циліндра, що обертається, що забезпечують розташування на ній лише крупнокускової фракції матеріалу. Для використання розробленої нової технології в промислових умовах в Національному гірничому університеті розроблена конструкція ресурсозберігаючого млина примусового самоподрібнювання. Основна конструктивна ознака млина – в розміщенні всередині її барабану з комбінованим футеруванням перфорованого циліндра на винесених опорах. Таке конструктивне рішення забезпечує відчутне (у декілька разів) збільшення корисної потужності у порівнянні з кульовим млином. Комбіноване футерування барабана містить ділянки

з низькою і високою жорсткістю в радіальному напрямі, що забезпечує розвиток зусиль, достатніх для руйнування сировини в клиновидній зоні (ділянка з жорстким футеруванням) і ефективно розпушення центрифугуючого шару (ділянка пружного футерування) після виходу шару з клиновидної зони. Центрифугуючий шар з подрібнюваної сировини надійно забезпечує самозахист футерування барабана від спрацювання, а поперечні щілини циліндра здійснюють примусову затримку крупнокускової фракції завантаження на його робочій поверхні, яка в результаті обертання циліндра періодично оновлюється. Завдяки раціональному співвідношенню кутових швидкостей обертання барабана і циліндра забезпечуються умови для розвитку достатнього для розчавлювання сировини напруження здавлювання, стирання і сколювання. Переваги млина – в примусовому посиленні поперечної сегрегації і перенесенні енергії подрібнення у внутрішні шари внутрішньомлинового завантаження. Руйнування в млині – розчавлюванням, стиранням і сколюванням, частково ударом. Млин може працювати в мокрому і сухому, відкритому і замкненому режимах.

Ефективність нової технології підтверджена випробуваннями примусового подрібнювання графіту, тальку, діопсиду, природної слюди, сировини із змістом природних алмазів, руди і концентрату із вмістом золота, залізорудної сировини. При примусовому кульовому помелі сухим способом тальку у млині із барабаном 500x350 (об'єднання ВНДІнеруд) питома витрата енергії нижча в 2, графіту в 4,5, а діопсиду – в 3 рази. Примусове самоподрібнювання андезитової руди із вмістом природних алмазів (Мінгео СРСР) підтвердило збереження їх природної форми, а збільшення тиску на завантаження вугільного млина Придніпровської ТЕС поліпшило його продуктивність і питому витрату енергії вдвічі. У відкритому циклі мокрого помелу у млині із барабаном 500x200 самоподрібнювалася руда ФЗЦО ім. Артема (об'єднання Південуралзолото) із вмістом золота крупністю мінус 15 мм і міцністю до 18 одиниць по Протодяконову. Отримана питома витрата електроенергії 16 кВт·год/т, в 4 рази знизилася витрата футерівки. Випробування технології примусового самоподрібнювання залізорудної сировини проведені у режимі подрібнення руди ВАТ «ІнГЗК» (м. Кривий Ріг). Мета досліджень – отримання порівняльної технологічної оцінки ресурсозберігаючого примусового самоподрібнювання і кульового помелу магнетитових кварцитів. Порівняння гранулометричних складів продуктів подрібнення млина примусового самоподрібнювання і кульового помелу на РЗФ-1 (рис. 2.31) свідчить про те, що при близькому вмісті заліза в концентраті (64,8% при примусовому і 63,95% при кульовому подрібненні) і практично однаковому гранулометричному складі концентратів (97% при примусовому і 97,5% при кульовому подрібненні) крупність помелу початкової руди істотно відрізняється (61,46% класу мінус 50 мкм при примусовому і 80,11% при кульовому подрібненні). Також істотно відрізняються за гранулометричним складом і хвості магнітної сепарації продуктів примусового самоподрібнювання і кульового подрібнювання – 61,97 і 68,9% класу мінус 50 мкм відповідно. Виконане зіставлення вказало на вищу селективність по розкриттю магнетитових зерен при примусовому самоподрібнювання, оскільки вища якість концентрату досягається при грубішому помелі. При цьому гранулометричний

склад магнітної фракції (концентрату) приблизно один і той же, а немагнітна фракція (хвости) у меншій мірі подрібнюється при примусовому самоподрібнюванні. Зроблено висновок, що досягши ідентичних показників збагачення при примусовому самоподрібнюванні в порівнянні з подрібненням в кульових млинах слід чекати зниження питомих енерговитрат близько 23,3%. Із зіставлення теоретичного і фактичного витягання заліза в концентрат слідує висновок про те, що при одностадіальному примусовому самоподрібнюванні потенційні можливості руди використовуються повніше. Таким чином, примусове самоподрібнювання має важливі переваги в порівнянні з традиційним стадіальним подрібненням в кульових млинах. Навіть при одностадіальному помелі можливе отримання якісніших концентратів при грубішому помелі. Це відбувається за рахунок вищої селективності руйнування зерен магнетиту і кварцу у зв'язку з переважно дотичними напруженнями примусового самоподрібнювання. М'якший магнетит (твердість по Моосу 5,5-6) руйнується швидше кварцу (твердість по Моосу 7). Отже, одностадіальне примусове самоподрібнювання дозволяє досягати показників збагачення таких же і навіть вищих порівняно з показниками РЗФ-1 за коротшої, малоопераційної технологічної схеми і знизить енергетичні витрати на подрібнення близько 20%, чим істотно зменшить собівартість переділу і концентрату.

Розробка спрямована на промислове впровадження нових млинів примусового самоподрібнювання з підвищеною економією енергетичних і матеріальних витрат в процесах переробки корисних копалини. Перспективні сфери застосування запропонованих технології і млинів: чорна і кольорова металургія, будівельна промисловість, електроенергетика, отримання вугільного пилу, матеріалів підвищеної білизни, лещадности і дисперсності в хімічній, електротехнічній і інших галузях. У нових млинів питома витрата енергії менша на 10...30% і більше, а економія футерувань – до 50...75%, причому при подрібненні кускових матеріалів використання куль зайве. Серед можливих підприємств розробників і виготівників млина ЗАТ «НКМЗ», ВАТ «Дніпроважмаш», завод «Дніпропрес» тощо. Розробка захищена патентом України на винахід.

Досвід створення млинів нового типу ґрунтується на розробці та результатах випробувань низки діючих моделей з потужністю приводів 10...30 кВт (рис.2.28–2.30), на співпраці із міжгалузевим науково-технічним комплексом (МНТК) «Механобр», результатом якої стала розробка та виготовлення змонтованого на РЗФ-2 Північного ГЗК (м. Кривий Ріг) експериментального зразка МПС(Р)-1200x700 із встановленою потужністю регульованих приводів 360 кВт. Млин призначений для подрібнення кускових сировинних матеріалів крупністю мінус 30 мм і для галечного доподрібнювання промпродуктів і концентратів в режимі мокрого помелу в замкненому циклі із спіральним класифікатором. Як подрібнююче середовище передбачене використання гальки.

Пізніше для умов ВАТ «Михайлівський ГЗК» (Росія) НГУ по замовленню ЗАТ «НКМЗ» були розроблені ТЕО і проект ТЗ на створення млина МПС(Р)-3600x3100. Млин призначений для заміни універсального кульового млина МШРГУ-4500x6000 і адаптований до його фундаментів. Очікувана продуктивність нового млина – до



200 т/год за крупності початкового живлення та подрібнюючої гальки мінус 20 та 100 мм відповідно. Проектна відносна частота обертання млина – 1,16 від критичної, а корисна потужність приводу 1940 кВт. Розрахункова маса млина 294 т. Очікується, що використання розробленого млина забезпечить отримання річного економічного ефекту \$ 0,85 млн при терміні окупності 1,5 року (з урахуванням додаткових витрат розробника млина на проектні роботи і підготовку виробництва першого зразка). Для серійного зразка млина очікується отримання економічного ефекту близько \$ 1 млн.

При визначенні очікуваних переваг від використання нового типу млинів у умовах РЗФ-1 ВАТ «ІнГЗК» із тристадійною схемою кульового помелу враховано, що на секції використано два кульових млина МШР-3600х4000 в першій стадії та два кульових млина МШЦ-3600х5500 для другої і третьої стадій відповідно. Для заміни запропоновано використання двох млинів МПС(Р)-3600х3200, які працюють в одну стадію і забезпечують однакову продуктивність секції. При масі кульових млинів 720 т без куль (з кулями 1020 т) маса двох замінюючих млинів близька до 636 т. Для нових млинів використані двигуни з номінальною потужністю 2500 кВт і номінальною швидкістю обертання 150 об/хв. При визначенні очікуваного економічного ефекту від використання 2-х нових млинів врахована ціна річних витрат куль на секцію (\$ 1434 тис.), футерування (\$ 98,6 тис.), електроенергії (\$ 2505,7 тис.) та ціна 4-х кульових млинів секції з первинним завантаженням кулями 300 т (всього 4680 \$ тис.). Ціни прийняті за даними ВАТ «ІНГОК». Очікуваний економічний ефект від запропонованої реконструкції секції кульового помелу РЗФ-1 ВАТ «ІнГЗК» за питомої ціни устаткування \$ 6,3 тис./т становить близько \$ 2,6 млн при терміні окупності 2 роки.

2.5.2 Збір вихідних матеріалів та розробка проекту ТЗ на виготовлення ресурсозберігаючого млина для доподрібнювання промпродуктів млинів самоподрібнювання ММС-90х30

Зважаючи на очікувані техніко-економічні переваги від промислового використання нових методу подрібнювання та конструкції млинів за об'єкт для реконструкції вибрано РЗФ-1 ВАТ «Інгулецький ГЗК», де для доподрібнювання промпродуктів кожного із млинів самоподрібнювання ММС-90х30 використовують рудногалечний млин МГР-4000х7500.

Параметри млина МГР-4000х7500 і дані опитувального листа.

Діаметр барабану $D_b$ , мм	4000
Довжина барабану $L_b$ , мм	7500
Об'єм барабану $V_b$ , м <sup>3</sup>	83
Швидкість обертання млина $n_b$ , об/хв	17,8
Тип розвантажувального пристрою	бутара
«Живий розріз» решітки $S_p$ , м <sup>2</sup>	1,49
Максимальний розмір кусків вихідного живлення, м	0,07...0,01
Розмір молольних тіл (галя), м	0,1
Маса млина $m_m$ , т	300
Ціна 1 млина без двигуна $C_b$ , \$ тис.	1233,6

Тип привідного двигуна	СДС-19-56-48-УХЛ4
Номинальна потужність двигуна, кВт	1600
Номинальна напруга живлення двигуна, кВ	6000
Номинальна швидкість обертання двигуна, об/хв	125
Маса двигуна тд, т	27,3
Ціна 1 двигуна Сдб, \$ тис.	382,7
Умови експлуатації млина МГР-4000x7500 за даними табл. 2.12 <sup>14</sup> .	
Циркуляційне навантаження, %	150...180
Щільність молотьних тіл (галя) рг, т/м <sup>3</sup>	3,34
Міцність галі за шкалою Протод'яконова, од.	17...20
Густина живлення рр, т/м <sup>3</sup>	1,8...2,0
Продуктивність за вихідним живленням, т/год.	112...135
Крупність готового продукту, мм	1+0
Максимальна продуктивність за вихідним живленням, т/год.	50
Максимальний розмір кусків промпродукту, м	0,005
Густина зливу млина, т/м <sup>3</sup>	1,8...1,88
Густина зливу гідроциклона, т/м <sup>3</sup>	1,7...1,8
Максимальна крупність готового матеріалу, мм	1,0
Крупність шламу, мм	0,02...0,01
Питома продуктивність по класу -0,074 q-74, т/м <sup>3</sup> ·год.	0,29
Маса завантаження барабану галькою тг, т	90
Споживана потужність Рс, кВт	1175
Питомі витрати футерівки gфэ, кг/кВт·год	0,045
Середньозважена крупність гальки dсз, мм	29,87

Розрахункові дані щодо витрат у 1 млині МГР-4000x7500.

Продуктивність за класом мінус 0,074 мм:  $Q-74 = q-74 = 83 \cdot 0,29 = 24,07$  т/год.

Корисна потужність внутрішньомлинового завантаження:  $P = P_c \cdot \eta = 1175 \cdot 0,85 = 999$  кВт. Тут  $\eta = 0,85$  – КПД приводу. Питома корисна потужність млина:  $r_b = P/V_b = 999/83 = 12,04$  кВт/м<sup>3</sup>. Питома витрата енергії за вперше утвореним класом мінус 0,074 мм:  $e-74_b = P/Q-74 = 999/24,07 = 41,5$  кВт·год/т. Питома витрата енергії мережі за вперше утвореним класом мінус 0,074 мм:  $e-74 = P_c/Q-74 = P/Q-74/\eta = 999/24,07/0,85 = 48,82$  кВт·год/т. Витрата футерівки барабану:  $G_{фэ} = P \cdot g_{фэ} = 999 \cdot 0,045 = 44,94$  кг/год. Питома витрата футерівки за вперше утвореним класом мінус 0,074 мм:  $g-74 = G_{фэ}/Q-74 = 44,94/24,07 = 1,867$  кг/т.

Розрахункові витрати у новому млині МПС(Р)-3200x3100.

При визначенні очікуваного економічного ефекту від використання адаптованого до фундаментів базового млина МГР-4000x7500 нового типу млина МПС(Р)-3200x3100, призначеного для заміни двох базових прийнято наступні припущення:

1. Зниження питомих витрат на отримання 1 тонни вперше отриманого класу мінус 0,074 мм становить за результатами випробувань 16%.

<sup>14</sup> Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е.П. Белецкий, А.А. Ширяев и др. 2-е изд., перераб. и доп. Под ред. С.Ф. Шинкоренко. М.: Недра, 1980.-527 с.

2. Спрацювання футерівки обечайки барабану відсутнє, а коефіцієнт зниження питомих витрат футерівки становить 0,235.

3. Ціна 1 тонни нового млина прийнята в 1,6 рази більшою порівняно із ціною для серійного млина.

Повний розрахунок очікуваного економічного ефекту від впровадження млина МПС(Р)-3600х3100 замість двох млинів МГР-4000х7500 приведений як додаток А проекту ТЗ на розробку нового млина. В результаті розрахунків встановлено, що заміна в другій стадії доподрібнювання промпродуктів замість використовуваних на сьогодні двох рудногалечних млинів МГР-4000х7500 одного млина МПС(Р)-3600х3100 (адаптованого до існуючих фундаментів) забезпечує річний економічний ефект близько \$ 0,83 млн. при терміні окупності 3,72 року (за ціни нового виробу \$ 6,6 і базового \$ 4,1 тис./т). Проект розробленого ТЗ на розробку нового млина МПС(Р)-3600х3100 наведений у додатку А заключного звіту.

2.5.3 Розробка програми та методики випробувань ресурсозберігаючого млина МПС(Р)-3600х3100 для доподрібнювання промпродуктів

Програми і методика проведення випробувань відповідає вимогам ГОСТ 15.001-73 («Розробка і постановка продукції на виробництво. Основні положення») розроблена для експериментального зразка млина нового типу, виготовлення якого передбачається ЗАТ «НКМЗ» згідно розробленого Національним гірничим університетом проекту ТЗ на розробку та виготовлення ресурсозберігаючого млина МПС(Р)-3600х3100 для примусового самоподрібнювання промпродуктів руд із вмістом заліза млинів самоподрібнювання ММС-70х23 рудо-збагачувальної фабрики РЗФ-2 ВАТ «Інгулецький ГЗК». Згідно вимог ГОСТ 15.001-73 для млина передбачено проведення попередніх (заводських) та відомчих приймальних випробувань згідно ГОСТ 16504-70. Розроблені програма і методика випробувань приведені в додатку Б заключного звіту.

## Висновки до розділу

1. Відомі методи визначення розмірів та режимів використання нового типу млинів базуються на необхідності мати як традиційні вихідні дані, так і низку параметрів, для яких можливо отримати лише попередню експертну оцінку. До того ж необхідні порівняльні енергетичні та технологічні випробування діючих моделей нового млина та кульового. Обов'язковий компонент передпроектних досліджень – виконання громіздких розрахунків, які до того ж не забезпечують необхідної точності та надійності. Отже, існує нагальна необхідність розробки простої та надійної інженерної методики визначення розмірів та режимів використання млина заданої продуктивності.

2. Встановлено, що оцінку параметрів і раціональних режимів нового млина можливо отримати шляхом досліджень його геометрично подібної діючої моделі на конкретній сировині і з подальшим використанням розроблених системи відносних одиниць та математичних моделей корисної потужності та потужності приводу інтенсифікатора. Коефіцієнти тертя завантаження лабораторного і створюваного млинів повинні бути близькими. Як і частотні режими їх робочих поверхонь. За результатами експериментальних досліджень отримано математичні моделі корисної потужності нового млина та потужності обертання інтенсифікатора у вибраній системі відносних одиниць. Точність визначення відносної корисної потужності не нижче 13%, а потужності обертання циліндра – не гірша 18,24%.

3. На основі результатів технологічних випробувань діючої моделі млина на сировині РЗФ-1 ВАТ «Інгулецький ГЗК» вперше доведено, що одностадіальне подрібнювання у млині нового типу замість тристадіального кульового дозволяє досягнути показників збагачення таких же і навіть кращих порівняно з показниками цього підприємства, використовувати значно коротшу технологічну схему. За результатами випробувань доведено, що використання нової технології та млинів забезпечує зниження енергетичних витрат на подрібнення на рівні 20...23%. При цьому відпадає необхідність у використанні куль.

4. Визнана корисність розробленої системи відносних одиниць, яка дозволяє отримати оцінки розмірів та режимів роботи млина з урахуванням вимог щодо кількості замінюваних млинів. На основі аналізу геометричних співвідношень поперечного перерізу млина з метою забезпечення ефективного захисту його робочих поверхонь від спрацювання і достатньої продуктивності визначені діаметр та осьове зміщення вісі інтенсифікатора відносно вісі барабану. Встановлено, що надійність захисних виступів інтенсифікатора достатня і забезпечує значний міжремонтний термін. При цьому режим роздавлювання кусків в зоні жорстких футерівок барабану та інтенсифікатора забезпечується із запасом. Здійснено вибір параметрів завантажувального пристрою млина

5. В основу інженерної методики покладено досвід проектування млина та дослідження режимів роботи на різних матеріалах. Передбачено наявність низки вихідних даних та проведення технологічних, а за необхідності – і енергетичних випробувань діючої моделі на конкретній сировині. В результаті послідовно визначаються корисна потужність, розміри барабану та інтенсифікатора і швидкості їх обертання, діаметри валів опор та їх навантаження, вимоги до проектування

редуктора та відкритої зубчатої передачі. Розглянуті питання вибору потужності двигуна за групового варіанту привода із використанням рекуперативного механічного каскаду та вибору потужностей двигунів при використанні індивідуальних приводів барабану та інтенсифікатора.

6. Як приклад, виконані розрахунки для визначення параметрів і режимів роботи робочих поверхонь млина примусового самоподрібнювання МПС(Р)-3600х3000, який можливо використати для реконструкції секції секцій шарового подрібнювання та самоподрібнювання на ВАТ «Інгулецький ГЗК». Реконструкції забезпечують економічні ефекти \$ 2,6 млн. та \$ 0,83 млн. при термінах окупності 2 та 3,72 року відповідно. Згідно календарного плану розроблені проекти технічного завдання на створення млина промислового розміру МПС(Р)-3600х3000 та програму і методику його випробувань.

### 3 РОЗРОБКА СТРУКТУРИ БАЗИ ДАНИХ ТА ПРОГРАМНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ДЕМОНСТРАЦІЙНОЇ ПРОГРАМИ СИСТЕМИ МОНІТОРИНГУ ТА ВИПРОБУВАННЯ ДАТЧИКА СТРУМУ

3.1 Структура бази даних демонстраційної програми системи моніторингу та випробування датчика струму

#### 3.1.1 Призначення бази даних

База даних необхідна для вирішення наступних задач:

Зберігання даних за короткий проміжок часу для разового вимірювання;

Зберігання поточних контрольованих параметрів об'єкта;

Зберігання техніко-економічних характеристик об'єктів;

Класифікатор подій;

Протокол процесу, в якому фіксуватимуться управляючі дії диспетчера, запису про збої обладнання і т.д.

#### 3.1.2 Загальний формат бази даних

База даних складається з п'яти окремих таблиць. Таблиця даних за короткий проміжок часу, призначена для разового вимірювання параметрів виконана форматі MS Excel 2003, з тим, щоб була можливість копіювати та оброблювати дані на окремому робочому місці без використання програми моніторингу. Обробка даних вимірювання може виконуватись засобами MS Excel 2003.

Решта чотири таблиці мають простий формат з безкоштовною підтримкою – ODBC.

#### 3.1.3 Таблиця даних за короткий проміжок часу

Розроблена згідно з календарним планом для дослідження закономірностей формування реактивних навантажень мережі за результатами вимірювань амплітуди та зсуву фази струму з використанням даних телевимірів датчика струму. Розробка таблиці проведена виходячи з задачі вимірювань зміни реактивного навантаження мережі у моменти пусків силового обладнання та необхідності частішої зміни методів обробки даних [60-64].

Таблиця призначена для запису і зберігання даних за короткий проміжок часу (до 10 хвилин) для разового вимірювання. Є незалежною частиною бази являє собою таблицю даних MS Excel 2003, що дозволяє засобами того ж MS Excel виконувати обробку, будувати діаграми та тренди. Таблиця має заголовок, що містить ідентифікатор об'єкта вимірювання, його короткий опис та дату вимірювання. Сама таблиця має структуру даних, показану в таблиці 3.1.

Заздалегідь обумовлено, що датчик струму починає вимірювання силу струму у скомпенсованій трьохфазній мережі без реактивної складової. Дані від датчика струму надходять з частотою 5 кГц, тобто по 100 на період. Виходячи з того, що частота мережі стабільна, за трьома областями мінімумів та двома максимумів перших десяти періодів драйвером обміну з базою даних визначаються опірні моменти часу початку, кінця, середини та чверть періоду змінного струму [65-71].

Ці моменти використовуються для виміру зсувів фази струму, що дозволяє у подальшому отримати інформацію про реактивну складову мережі.

Таблиця 3.1 – Дані короткого проміжку часу для разового вимірювання

Поле	Тип	Значення
1	2	3
Time	Ціле (4 байти)	Час запису поточних параметрів вимірювання з точністю до мілісекунди
F0	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму на розрахунковому початку фази (мінімум за абсолютним значенням)
F1	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після першої восьмینی фази
F2	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після другої восьмینی фази (максимум за абсолютним значенням)
F3	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після третьої восьмینی фази
F4	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після половини фази (мінімум за абсолютним значенням)
F5	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після п'ятої восьмینی фази
F6	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після шостої восьмینی фази (максимум за абсолютним значенням)
F7	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після сьомої восьмینی фази
F8	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після повної фази (мінімум за абсолютним значенням)

Після встановлення опірних моментів у базу даних кожні 20 мс, тобто кожен період коливань струму драйвер обміну з базою надсилає дані про результати вимірювань сили струму у опірні моменти часу. Дані, що надійшли в один момент часу разом з реальним часом складають один запис. Кількість записів у окремій таблиці – 3 000, що дозволяє зберігати інформацію за 10 хвилин досліджень, цього достатньо для одноразового вимірювання. Записи у базі організовані у кільцевий буфер. Окремі таблиці зберігаються в окремих файлах, що дозволяє окремо зберігати дані різних вимірів. Управління доступом до таблиці виконується користувачем бази даних у ручному режимі [60-67].

### 3.1.4 Таблиця поточних контрольованих параметрів об'єкта

Призначена для запису і зберігання поточних параметрів контрольованого об'єкта за певні інтервали часу (секунда, хвилина, година, доба, місяць). Контрольованим об'єктом може бути конвеєр, шахтна підйомна установка, комбайн, насос водовідливу, очисна ділянка, прохідницька ділянка, водовідливна ділянка, розподільча підстанція або інше електросилове обладнання [63-68]. Структура даних показана в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Поточні контрольовані параметри об'єкта

Поле	Тип	Значення
IDo	Ціле (8 байт)	Ідентифікатор об'єкту
Date	Строка (255 символів)	Дата і час запису поточних параметрів об'єктів з точністю до секунди
Curr	Ціле (8 байт)	Поточне значення струму
PWRa	Ціле (8 байт)	Поточне значення реактивної потужності
PWRr	Ціле (8 байт)	Поточне значення активної потужності
CosFi	Ціле (8 байт)	Поточне значення $\cos \varphi$
Voltage	Ціле (8 байт)	Поточне значення напруги
Me1	Ціле (8 байт)	Поточне значення датчика метану 1
Me2	Ціле (8 байт)	Поточне значення датчика метану 2
Me3	Ціле (8 байт)	Поточне значення датчика метану 3
Me4	Ціле (8 байт)	Поточне значення датчика метану 4

Замість датчиків метану можуть використовуватися датчики швидкості повітря, вуглекислого газу, пиломіри або інші датчики, не обов'язково параметрів шахтної атмосфери. Реакція на показання датчиків залежить від їх опису в класифікаторі подій [71-73]. Управління доступом до таблиці виконується програмою моніторингу бази даних автоматично та з ініціативи користувача у разі запитів читання.

### 3.1.5 Таблиця техніко-економічних характеристик об'єктів

Призначена для запису і зберігання техніко-економічних характеристик контрольованих об'єктів з метою надання користувачеві бази даних вичерпної інформації за відповідним запитом.

Таблиця 3.3 – Техніко-економічні характеристики об'єкта

Поле	Тип	Значення
1	2	3
IDo	Ціле (8 байт)	Ідентифікатор об'єкта
Name	Строка (255 символів)	Коротка назва об'єкта, його марка
Curr	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання сили струму
PWRa	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (обчислення) реактивної потужності
PWRr	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (обчислення) активної потужності
CosFi	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (обчислення) $\cos \varphi$



Продовження таблиці 3.3

1	2	3
Voltage	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика вимірювання напруги
Me1	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (контролю)
Me2	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (контролю)
Me3	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (контролю)
Me4	Строка (255 символів)	Назва використаного прибору та коротка характеристика методу вимірювання (контролю)
Vo	Текст Мето	Техніко-економічні характеристики об'єкта

Управління доступом до таблиці виконується програмою моніторингу бази даних автоматично у разі читання та з ініціативи користувача у разі занесення записів.

### 3.1.6 Таблиця класифікатора подій

Класифікатор подій є складовою системи обчислюваної мови бази даних і призначений для пошуку та видачі тексту попереджень та опису подій програмі системи моніторингу за автоматичним запитом для надання інформації користувачеві [73-76].

У таблиці 3.4 містяться описи всіх штатних, передаварійних і аварійних подій, що відбуваються з системою. Ключовим полем є IDs. Таблиця служить для надання коментарів оператору про виникаючі події. Замість датчиків метану можуть використовуватися будь-які інші датчики.

Таблиця 3.4 – Класифікатор подій

Поле	Тип	Значення
1	2	3
IDs	Ціле (8 байт)	Ідентифікатор події
Curr	Ціле (8 байт)	Граничне значення струму
PWRa	Ціле (8 байт)	Граничне значення реактивної потужності
PWRr	Ціле (8 байт)	Граничне значення активної потужності
CosFi	Ціле (8 байт)	Граничне значення $\cos \varphi$
Voltage	Ціле (8 байт)	Граничне значення напруги
Me1	Ціле (8 байт)	Граничне значення датчика метану 1
Me2	Ціле (8 байт)	Граничне значення датчика метану 2
Me3	Ціле (8 байт)	Граничне значення датчика метану 3
Me4	Ціле (8 байт)	Граничне значення датчика метану 4
Curr	Ціле (8 байт)	Граничне значення струму
Vss	Строка (255 символів)	Короткий опис події
Vsl	Текст Мето	Детальний опис події та рекомендації

Управління доступом до таблиці 3.4 виконується програмою моніторингу бази даних автоматично у разі запитів читання та з ініціативи користувача у разі занесення записів про контрольовані ситуації.

### 3.1.7 Таблиця протоколу технологічного процесу

Призначена для протоколювання значимих подій контрольованого технологічного процесу. Значимість подій задається їх описом у класифікаторі подій.

Таблиця 3.5 зберігає записи про виникаючі події. Поле IDo служить для забезпечення зв'язку з таблицею, в якій міститься опис події з її ідентифікатором. У даній таблиці використовується складовий ключ, тобто не може бути одночасно двох ідентичних рядків з однаковими значеннями трьох стовпців.

Таблиця 3.5 – Протокол процесу

Поле	Тип	Значення
IDo	Ціле (8 байт)	Ідентифікатор об'єкту
Date	Строка (255 символів)	Дата і час події з точністю до секунди
IDs	Ціле (8 байт)	Ідентифікатор події

### 3.1.9 Схема даних системи моніторингу та випробування датчика струму

Для кращого відображення зв'язків між даними та їх порядку обробки схема даних представлено на трьох рисунках. Окремо показана попередня обробка даних, окремо – загальне керування даними програмою системи моніторингу і окремо – розгорнута схема даних бази даних програми системи моніторингу.

#### 3.1.9.1 Попередня обробка даних засобами системи моніторингу та випробування датчика струму

Попередня обробка даних розкрита на рис. 3.1. Вимірювані дані, у томі числі і вимірюваний струм попередньо зберігається у пам'яті контролера, об'єктно-орієнтованого на обробку результатів вимірювань датчика струму. Автоматично під впливом циклічного опиту (керуючий запит 2 на рис. 3.1) дані надходять на пристрій спряження з об'єктом на нижньому рівні системи. Цей пристрій реалізований засобами того ж контролера і підтримує інтерфейс RS-485. По каналу зв'язку дані надходять на іскрозахисний пристрій спряження з об'єктом на верхньому рівні. Пристрій представляє собою неінтелектуальний конвертер інтерфейсів RS-485/RS-232, який спрягає лінію зв'язку з com-портом комп'ютера-вузла системи моніторингу.

Через com-порт вузла системи моніторингу дані надходять до програми-драйвера обміну системи, що виконує роль шлюзу між верхнім та нижнім рівнями системи. Для пристрою спряження з об'єктом на нижньому рівні драйвер є ведучим за дисципліною «циклічний опит» і формує запити 2 керування даними.

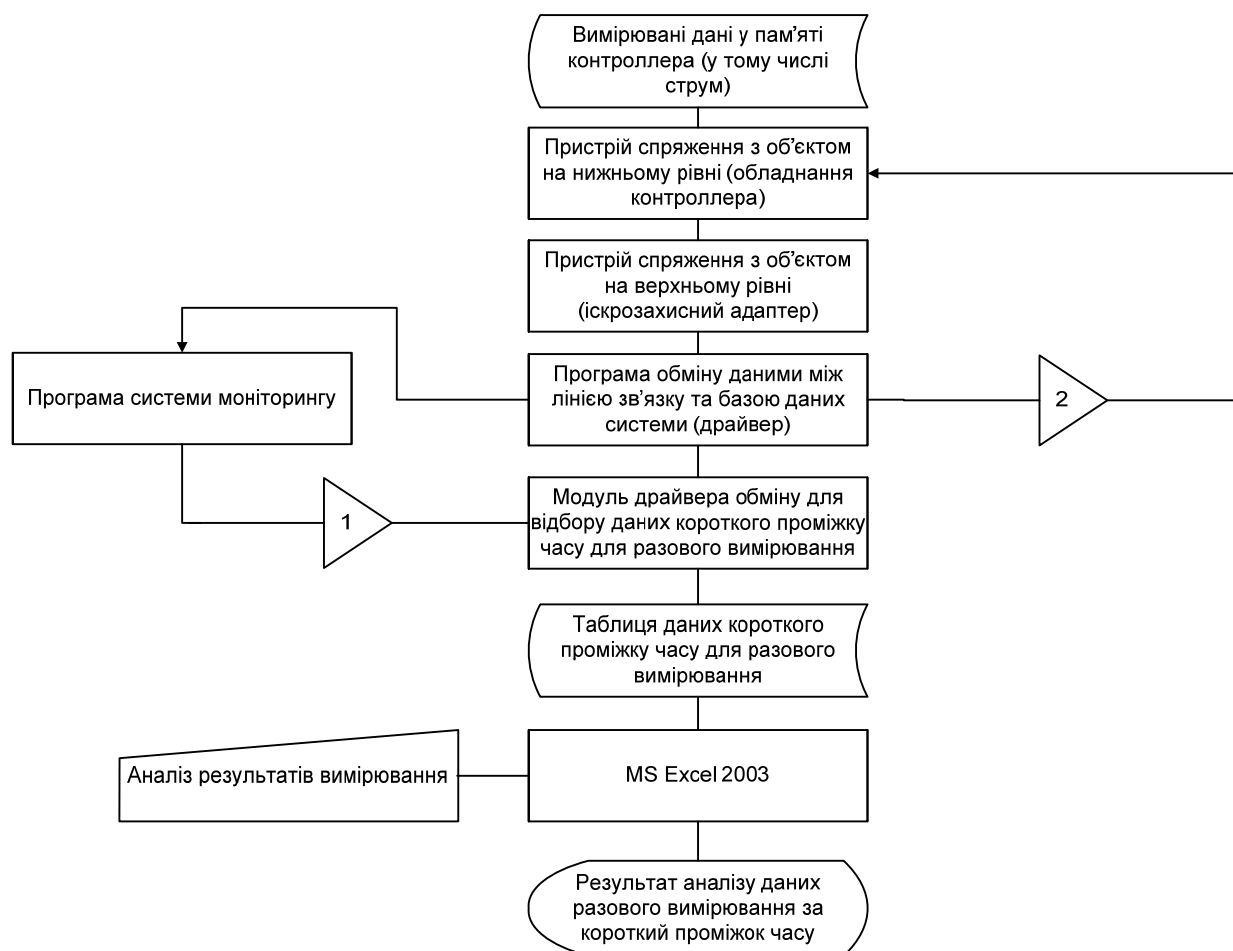


Рисунок 3.1 – Схема даних системи моніторингу. Попередня обробка

Враховуючи, що дані вимірювання струму на верхній рівень системи мають надходити досить швидко (кожні 20 мс), а разові виміри виконуються за ініціативою оператора системи, зберігаються в окремій таблиці і в основній базі даних ніде не використовуються, причому записуватися повинні всі дані з високою швидкістю, відбір та збереження згаданих даних доцільно реалізувати не у основній програмі системи моніторингу, а як додатковий модуль драйвера обміну. Цей модуль має прямий доступ до даних вимірювання струму, що надійшли і виконуються в окремій нитці процесу. Відбір результатів вимірювання струму відбувається з ініціативи оператора системи та протягом потрібний йому проміжок часу, що не перевищує 10 хвилин. Початок відбору починається після відповідного керуючого запиту від основної програми системи моніторингу (керуючий запит 1 на рис. 3.1). Відібрані дані надходять до таблиці даних короткого проміжку часу для разового вимірювання. Ця таблиця доступна для огляду та аналізу з побудовою у подальшому графіків та залежностей засобами MS Excel 2003 на вузлі шлюза обміну, або на виділеному вузлі аналізу результатів вимірів струму.

3.1.9.2 Загальне керування даними програмою системи моніторингу та випробування датчика струму

Розглянемо загальну структуру і керування даними програмою системи моніторингу та випробування датчика струму, яка показана на рисунку 3.2.

Оперативні дані повинні надходити в основну базу даних рідше, ніж до таблиці даних короткого проміжку часу для разового вимірювання, тому вони надходять до програми-пульта системи моніторингу іменованим каналом 1 раз в секунду (періодичність визначає програма моніторингу). Драйвер пульта системи моніторингу підтримує сервер каналу.

Програма-пульт системи моніторингу може розміщуватись на вузлі шлюза системи, або на виділеному вузлі пульта системи моніторингу. У будь-якому випадку пульт підключається до драйвера обміну як клієнт виділеного каналу і відбирає дані моніторингу до внутрішнього сховища даних. Вказане сховище даних має бути проаналізовано тим же пультом за критеріями, отриманими з бази даних системи моніторингу.



Рисунок 3.2 – Схема даних системи моніторингу. Загальне керування даними програмою системи моніторингу

Результати аналізу внутрішнього сховища даних знаходять до бази даних і відображаються програмою системи моніторингу, оскільки ця програма виконує також функції системи керування базою даних.

Оператор може формувати керуючі впливи на програму моніторингу, які стосуються керування відображенням мнемосхем об'єктів контролю, ідентифікації подій, у тому числі аварійних та передаварійних станів об'єктів, отримання рекомендацій щодо прийняття рішень та довідкової інформації щодо об'єктів контролю чи засобів їх контролю.

Додатково, за запитом оператора, програма системи моніторингу формує керуючий запит (запит 3 на рис. 3.2) по виділеному каналу модулю драйвера обміну даних на виконання разового відбору даних короткого проміжку часу, а саме даних вимірювання струму.

### 3.1.9.3 Схема даних бази даних програми системи моніторингу

Розглянемо схему даних бази даних програми системи моніторингу та випробування датчика струму, яка показана на рисунку 3.3.

Системою керування базою даних є програма системи моніторингу. При роботі з базою даних вона виконує наступні функції:

Виконує вибірку даних з внутрішнього сховища та заповнює згідно формату, описаному в табл. 2.2 таблицю поточних контрольованих параметрів об'єктів;

Проводить циклічний аналіз записів поточних параметрів об'єктів, порівнюючи їх з записами таблиці класифікатора значимих подій. У випадку досягнення поточними записами об'єкту граничних показників програма фіксує значиму подію, що має свій унікальний номер за класифікатором, виводить оператору попередження про подію, а до таблиці протоколу процесу вносить запис з вказанням ідентифікаційних номерів об'єкту, події і часу з точністю до секунди;

Дозволяє оператору додавати, вилучати та редагувати записи до таблиці класифікатора значимих подій;

Дозволяє оператору формувати запити та проглядати протокол технологічного процесу за визначені проміжки часу;

Дозволяє оператору отримати інформацію про техніко-економічні характеристики об'єктів, їх контрольовані параметри, прилади і методи, що використовуються для контролю у ході розгляду протоколу технологічного процесу та окремим запитом.

Таким чином, задача розробки структури бази даних системи моніторингу з контролем споживаного електричного струму та стану шахтної атмосфери виконано у повному обсязі, передбаченому календарним планом теми ГП-429. В результаті отримано структуру таблиць та запитів цільової бази даних.

## 3.2 Демонстраційна програма системи моніторингу з контролем споживаного електричного струму та стану шахтної атмосфери

### 3.2.1 Призначення програми

Розроблюване програмне забезпечення необхідне для вирішення наступних задач:

Підтримка розподіленої моделі програмного забезпечення поверхневого напівкомплекта;

Керування обміном з контроллерами підземного напівкомплекта, зокрема, контроллером датчика струму;

Відбір даних, зокрема, результатів вимірювань струму, за короткий визначений проміжок часу за командою оператора;

Реалізація інтерфейса пульта оператора системи моніторингу;

Реалізація інтерфейса пульта відладника системи моніторингу;

Реалізація системи керування базою даних системи моніторингу.

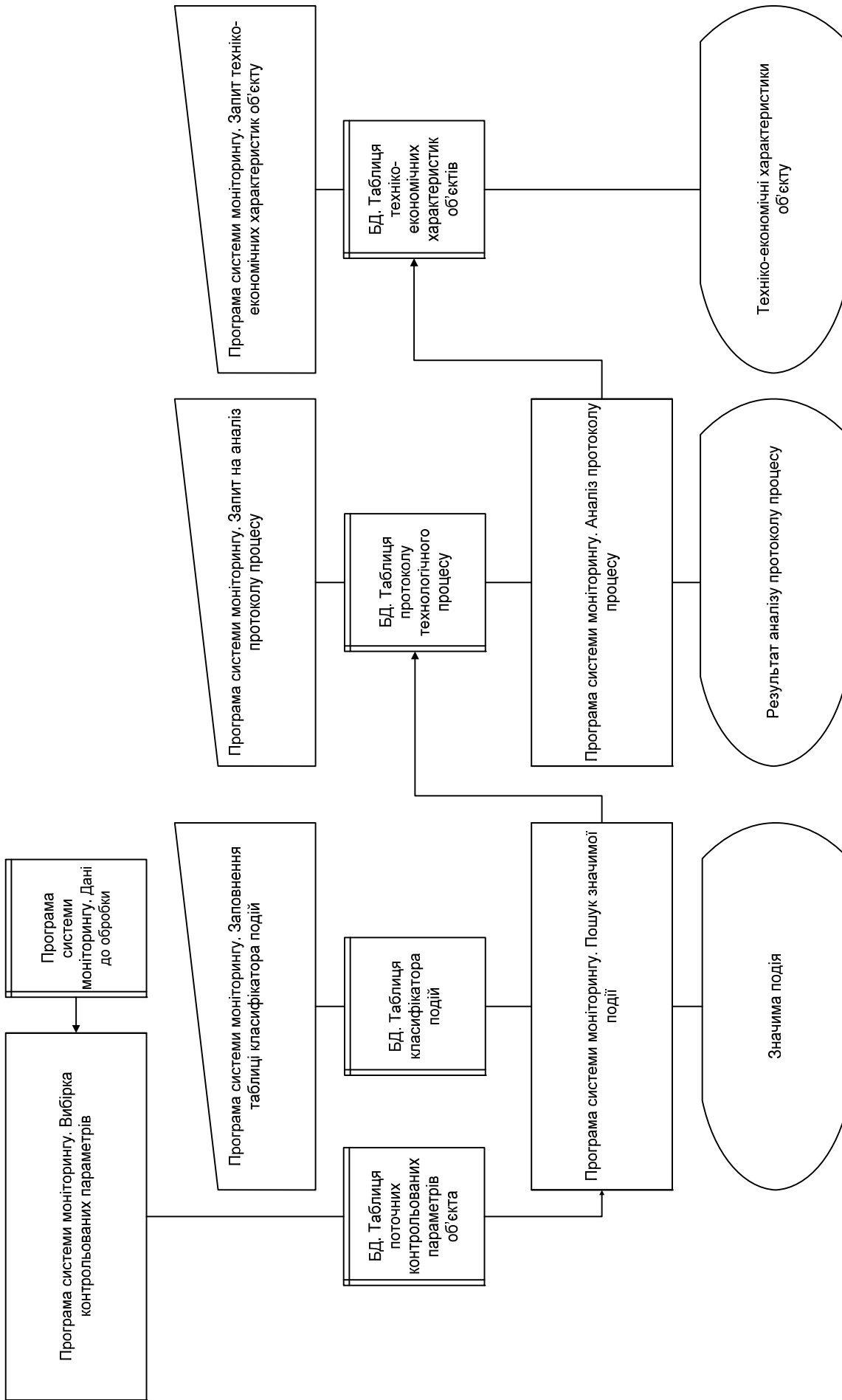


Рисунок 3.3 – Схема даних системи моніторингу. Схема даних бази даних

### 3.2.2 Схеми функціональної структури програми

Функціональні блоки програмного забезпечення поверхневого рівня системи виділяються у три групи функціональних блоків:

Група шлюзу спряження напівкомплектів;

Група аналізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу;

Група програми пульта оператора системи моніторингу.

Вказані групи функціональних блоків реалізовані як окремі програмні засоби і можуть бути розподілені між трьома окремими вузлами локальної мережі персональних комп'ютерів, як показано на рис. 3.4. Таким чином, підтримку розподіленої моделі програмного забезпечення поверхневого напівкомплекта реалізовано. Запропонований розподіл не є обов'язковим, допустимо всі функціональні групи концентрувати на одному вузлі або складати комбінації груп на двох вузлах мережі.

У будь-якому випадку співіснування програми аналізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу та програми пульта оператора системи моніторингу на одному вузлі допустиме, але не бажане, оскільки унеможливило одночасну роботу заданих програм.

При організації локальної мережі напівкомплекта верхнього рівня системи моніторингу засобами Ethernet не припустиме включення в цю мережу додаткових вузлів, в тому числі персональних комп'ютерів та використання мережі не за цільовим призначенням. Це може призвести до спізнення та втрати даних. Допускається зовнішній доступ до бази даних та таблиці даних короткого проміжку часу разового вимірювання через окремих шлюз доступу.

Доступ до даних короткого проміжку часу разового вимірювання допускається тільки в режимі ftp-клієнта.

Бажано програму аналізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу розмістити в зовнішній локальній мережі.

#### 3.2.2.1 Вузол шлюзу спряження напівкомплектів

Містить драйвер спряження напівкомплектів, що включає:

Шлюз спряження з підземним напівкомплектом;

Блок ведучого каналу зв'язку з підземним напівкомплектом;

Сервер спряження з програмою системи моніторингу;

Модуль відбору даних за короткий визначений проміжок часу;

Сховище даних, відібраних за короткий визначений проміжок часу.

Шлюз спряження з підземним напівкомплектом представляє собою програмний блок, реалізований на MS Visual C++ 6.0, який здійснює керування та обмін даними за розробленим протоколом каналного рівня з com-портом вузла на швидкостях 1200, 2400, 4800, 9600, 19200 бод засобами функцій Win32 API. Швидкість може налагоджуватись під час запуску драйвера.

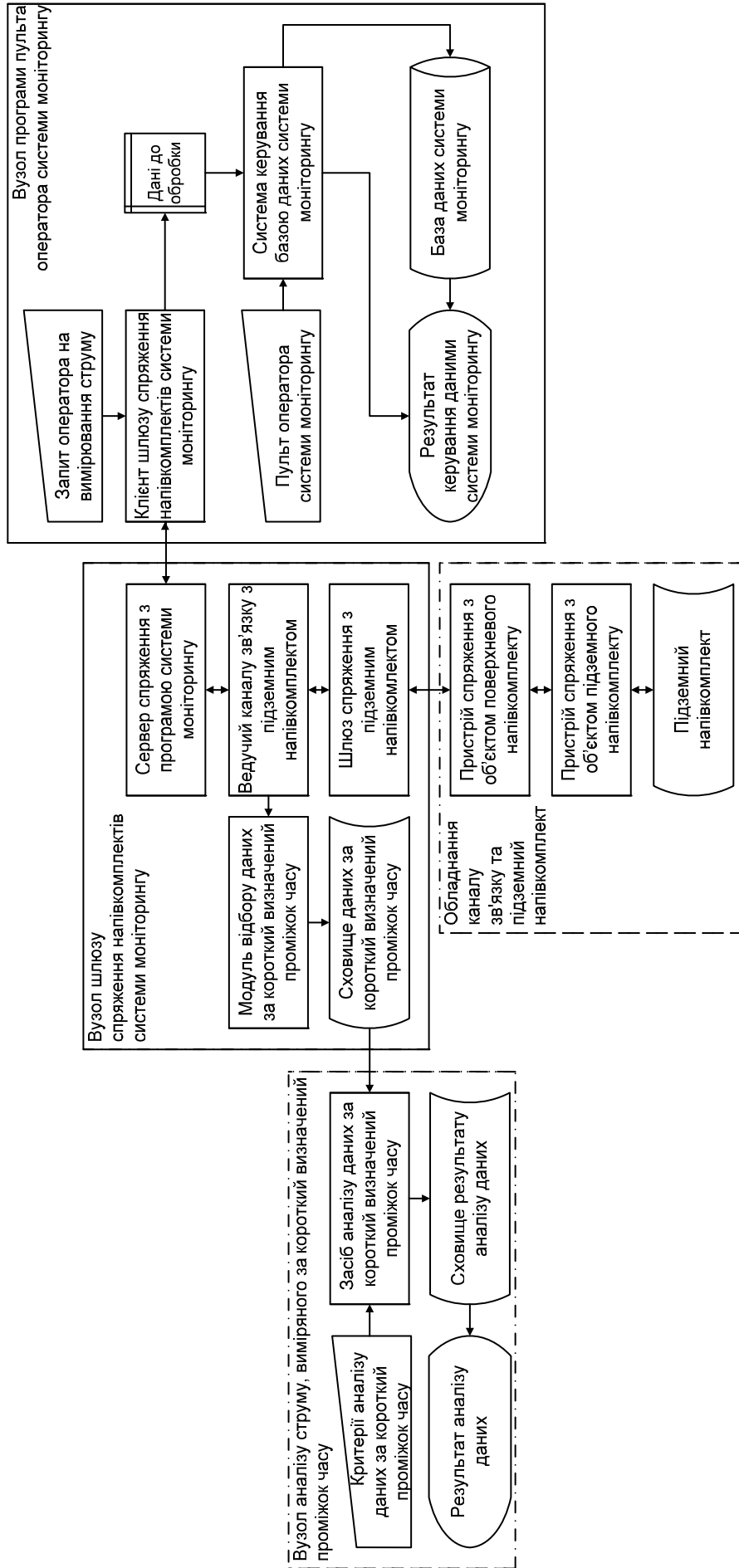


Рисунок 3.4 – Схема функціональної структури програми системи моніторингу



Блок ведучого каналу зв'язку з підземним напівкомплектком виконує функції ведучого мережі за дисципліною «циклічний опит» та підтримує прикладний рівень протоколу, показаний у табл. 3.6.

Таблиця 3.6 – Прикладний рівень протоколу системи моніторингу

Поле	Тип	Значення
1	2	3
IDo	Ціле (2 байти)	Ідентифікатор об'єкту
Time	Ціле (4 байти)	Час запису поточних параметрів вимірювання з точністю до мілісекунди
F0	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму на розрахунковому початку фази (мінімум за абсолютним значенням)
F1	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після першої восьмینی фази
F2	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після другої восьмینی фази (максимум за абсолютним значенням)
F3	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після третьої восьмینی фази
F4	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після половини фази (мінімум за абсолютним значенням)
F5	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму після п'ятої восьмینی фази
Curr	Ціле (4 байти)	Поточне значення струму
Voltage	Ціле (4 байти)	Поточне значення напруги
Me1	Ціле (2 байти)	Поточне значення датчика метану 1
Me2	Ціле (2 байти)	Поточне значення датчика метану 2
Me3	Ціле (2 байти)	Поточне значення датчика метану 3
Me4	Ціле (2 байти)	Поточне значення датчика метану 4

Сервер спряження з програмою системи моніторингу напівкомплектком представляє собою програмний блок, реалізований на MS Visual C++ 6.0 як окрема нитка процесу. Він надає дані у форматі протоколу, розкритого в табл. 3.6, по виділеному двосторонньому каналу (pipe-технологія) програмі пульта оператора системи моніторингу, а також приймає запит оператора на вимірювання струму даних за короткий визначений проміжок часу (за 10 хвилин). Канал реалізовано засобами функцій Win32 API.

Модуль відбору даних за короткий визначений проміжок часу представляє собою програмний блок, реалізований на MS Visual C++ 6.0 як окрема нитка процесу. За запитом оператора системи моніторингу він отримує доступ до даних прикладного рівня та заносить їх до таблиці даних короткого проміжку часу для разового вимірювання у форматі табл. 3.1.

Сховище даних, відібраних за короткий визначений проміжок часу представляє собою документ MS Excel 2003, описаний в п. 3.1.2.3, який може бути скопійований для аналізу на цільовому вузлі.

Зовнішній вигляд програми драйвера спряження напівкомплектів показано на рисунку 3.5.

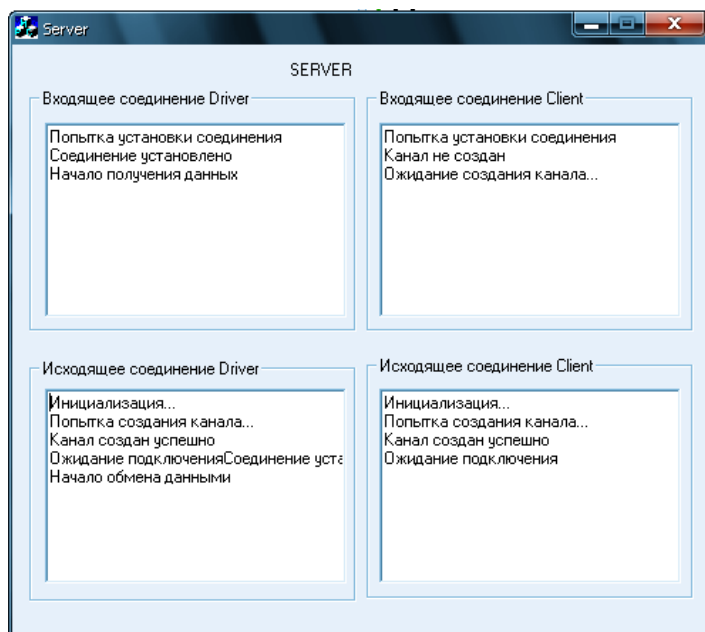


Рисунок 3.4 – Драйвер спряження напівкомплектів

### 3.2.2.2 Вузол програми пульта оператора системи моніторингу

Містить програму пульта оператора системи моніторингу та складається з наступних блоків:

Блок клієнта шлюзу спряження напівкомплектів системи моніторингу;

Внутрішнє сховище даних до обробки;

Система керування базою даних системи моніторингу;

Інтерфейс оператора програми системи моніторингу;

Базу даних системи моніторингу.

Блок клієнта шлюзу спряження напівкомплектів системи моніторингу представляє собою програмний блок, реалізований на MS Visual C++ 6.0 як окрема нитка процесу. Двічі за секунду блок по виділеному каналу здійснює підключення до сервера спряження та отримує дані протоколу, розкритого в табл. 3.6, а також передає запит оператора на вимірювання струму за короткий визначений проміжок часу. Канал реалізовано засобами функцій Win32 API.

Внутрішнє сховище даних до обробки представляє собою буфер структур змінної довжини, реалізований на MS Visual C++ 6.0. Записи буфера відповідають формату, розкритому в табл. 3.6. Канал реалізовано засобами шаблонів STL як вектор.

Система керування базою даних системи моніторингу представляє собою програмний блок, реалізований на MS Visual C++ 6.0. Блок відбирає дані з внутрішнього сховища даних, за показниками вимірювання струму обчислює дійсне поточне значення струму та змінює таблицю поточних контрольованих параметрів об'єкта (табл. 3.2). Крім того, вона виконує функції обслуговування бази даних, реалізуючи запити та відображення згідно схеми даних п. 3.1.9.3. Блок реалізовано засобами бібліотеки MFC, а саме, класів CDatabase та CRecordset.

Інтерфейс оператора програми системи моніторингу представляє собою програмний блок, реалізований на MS Visual C++ 6.0. Він призначений для надання можливості оператору пульта системи моніторингу своєчасно отримувати

інформацію про значимі для здійснення контролю події на об'єкті, формувати запит на вимірювання струму за короткий визначений проміжок часу та здійснювати керуючий вплив на систему управління базою даних згідно структури даних п. 3.1.9.3.

База даних системи моніторингу реалізована у форматі ODBC та відповідає опису в п. 3.1.

Зовнішній вигляд програми пульта системи моніторингу показано на рисунку 3.6.

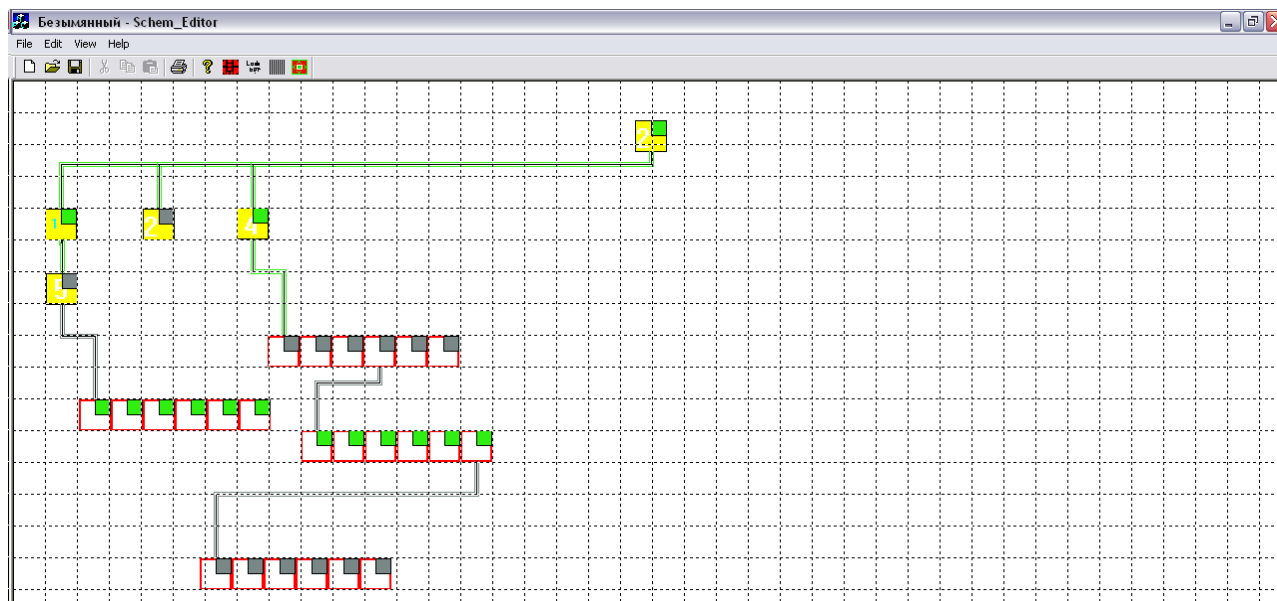


Рисунок 3.5 – Пульт системи моніторингу

У кожного об'єкта, зображеного на рис. 3.5, є набір параметрів, а також певний набір дій, які можна виконувати над цим об'єктом (наприклад, проглянути статистику по даному об'єкту, графічні залежності (струму, напруги, потужності) від часу на об'єкті, історію роботи об'єкту тощо). Всі ці параметри викликаються з меню, в свою чергу меню викликається натисканням правої клавіші миші на об'єкті. У даному випадку на мнемосхемі зображено комірки КРУВ.

У режимі редагування може використовуватися сітка для полегшення розміщення об'єктів і їх ліній зв'язків. Лінії розташовуються з самого початку, але за розсудом користувача їх легко можна переміщати, як і об'єкти. При цьому конфігурації схеми зберігаються (тобто положення на екрані ліній і об'єктів і зв'язку між об'єктами).

На кожному об'єкті розміщений індикатор поточного стану роботи (ввімкнений або вимкнений), при цьому якщо об'єкт вимкнений, то буде вимкнена і лінія, на якій цей об'єкт розміщено, що також відобразиться на моніторі (вимкнена лінія відображається чорним кольором, а ввімкнена – зеленим, аварійна – червоним).

Додавання одиночного об'єкта КРУВ або об'єкта РПП, що складається з кількох комірок КРУВ, з вибором типу при додаванні виконується за допомогою елемента управління ComboBox. Об'єкт РПП реалізовано за допомогою тар – стандартного елемента бібліотеки STL. Ключем для звернення до РПП в контейнері тар є ID першої комірки КРУВ, яка входить до складу РПП, а значенням виступає

масив, який містить ID всіх КРУВ, що входять в даний РПП. В об'єкт інкапсульовано алгоритми роботи РПП зі зв'язаними об'єктами, віддаленими об'єктами та такими, що входять до складу даного РПП.

Об'єкти РПП і КРУВ мають випадне меню, яке дозволяє ефективно управляти цим об'єктом, а також одержувати статистику його роботи. Загальний вигляд цього меню наведено на рис.1.7.

Меню на рис. 3.6 показує можливості з функцій управління і відображення параметрів об'єкта засобами програми моніторингу.

Призначення пунктів меню випадного об'єкта наступні:

1. "Включити об'єкт", "Виключити об'єкт" дозволяють диспетчеру включати та відключати контроль вибраного об'єкту, причому при відключенні головного (батьківського) об'єкта, відключаються всі об'єкти нащадки по вихідній лінії. Стан об'єкта відображається на його пультовій піктограмі у верхньому правому кутку зеленим кольором, якщо об'єкт включений, сірим – якщо він виключений, жовтим – передаварійний стан, червоний – аварійний стан.

2. "Поточні параметри об'єкта" виводять на екран поточні параметри об'єкта (струм, напругу, потужність, кількість годин роботи), за вимогами диспетчера. Як і у попередньому випадку, необхідні для відображення параметри отримуються з бази даних через запит до бази даних.

3. "Історія об'єкта" дає можливість диспетчеру одержати повну статистику роботи цього об'єкта, а саме – проглянути контрольовані параметри за певні проміжки часу за власним вибором у текстовому та графічному вигляді, а також сортувати дані по заданим критеріям.

Зовнішній вигляд вікна історії показано на рис. 3.7.

Зовнішній вигляд окремого вікна графіка наведено на рис. 3.8.

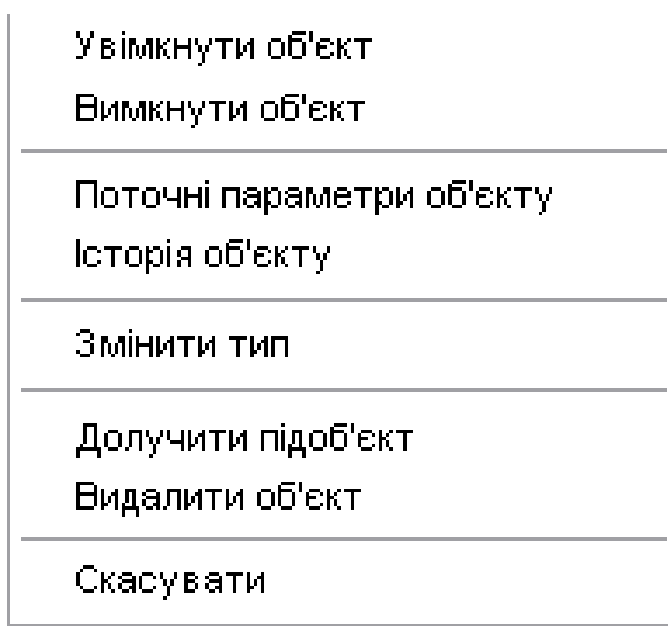


Рисунок 3.6 – Випадне меню об'єкта контролю

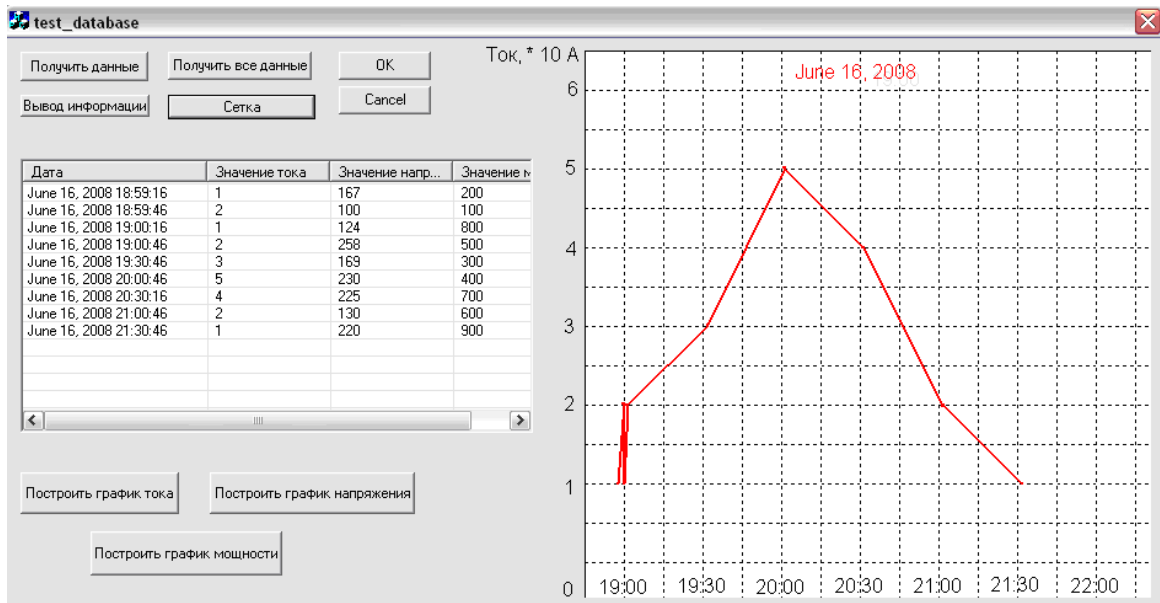


Рисунок 3.7 – Вікно історії процесу з графіком струму



Рисунок 3.8 – Вікно графіка повної окремого об'єкта

### 3.2.2.3 Вузол аналізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу

Містить програмний інструментарій аналізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу, який включає:

Засіб аналізу даних за короткий визначений проміжок часу;

Сховище результату аналізу даних;

Інтерфейс для налізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу.

Засіб аналізу даних за короткий визначений проміжок часу представляє собою програму MS Excel 2003, що надає можливість виконувати обчислення, аналіз результатів вимірювання струму, дообчислити активну, реактивну, повну потужність та  $\cos \phi$  простими засобами обробки таблиць та написаними аналітиком

макросами, у тому числі на VBA, а також будувати графіки, тренди, діаграми, проводити апроксимації і визначати залежності за допомогою вбудованого майстра діаграм.

Сховище результату аналізу даних представляє собою перейменований і збережений окремо файл MS Excel 2003, доступний з цільового вузла.

Інтерфейс для аналізу струму, вимірюваного за короткий визначений проміжок часу представляє собою інтерфейс, що надається програмою MS Excel 2003 та, за необхідності набір форм вводу і редагування, написаний на VBA користувачем вузла.

Зовнішній вигляд вікна аналізу даних за короткий визначений проміжок часу з до обчисленими активною, реактивною, повною потужністю та  $\cos \phi$  показано на рис. 3.9.

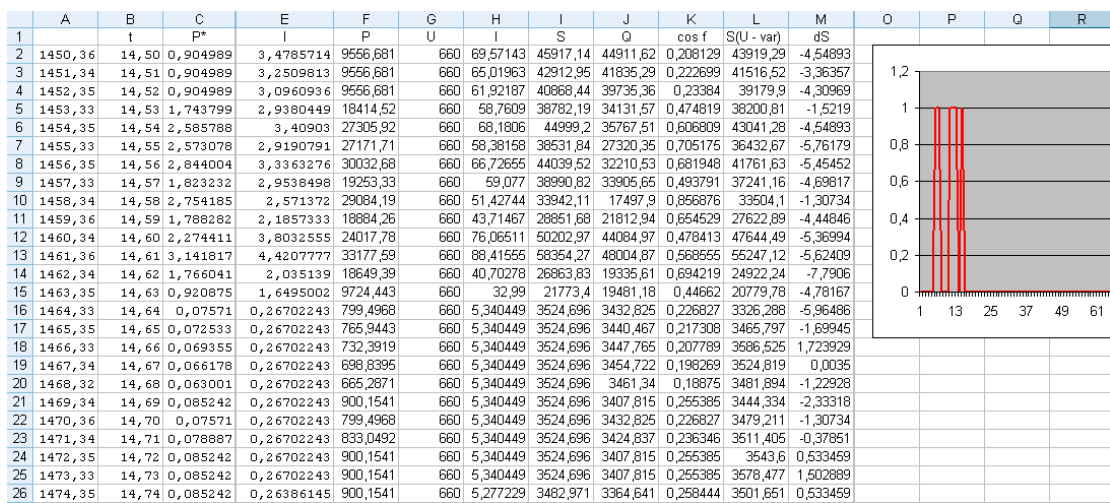


Рисунок 3.9 – Фрагмент вікна аналізу даних за короткий визначений проміжок часу

Зовнішній вигляд графіку споживаного струму за короткий визначений проміжок часу показано на рис.3.10.

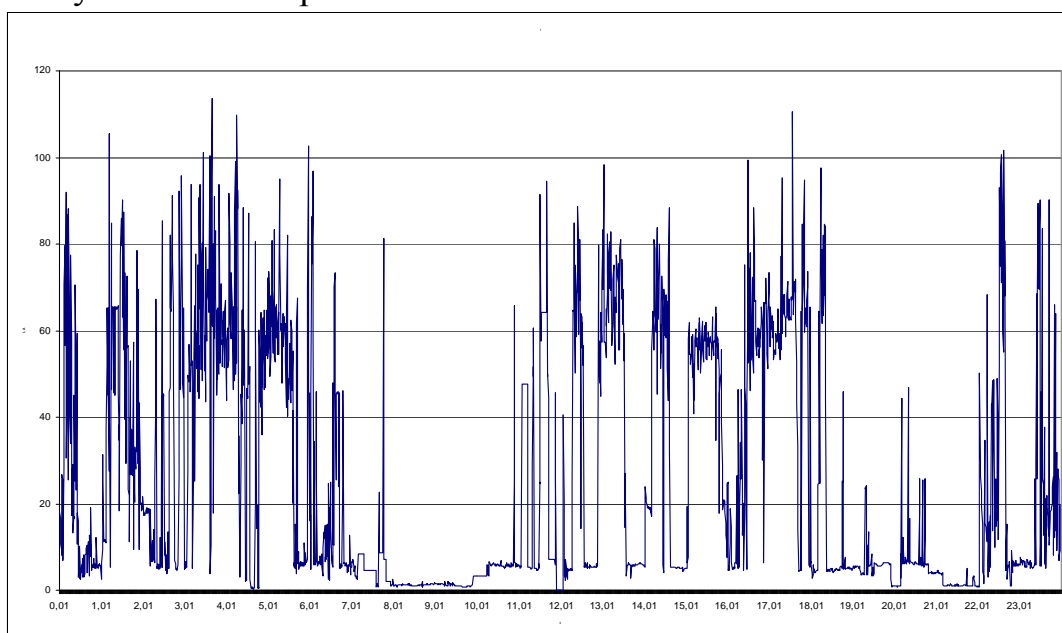


Рисунок 3.10 – Графік споживаного струму ділянкою шахти за 24 секунди

Зовнішній вигляд збірного графіку спожитої активної, реактивної та повної потужності за короткий визначений проміжок часу показано на рис. 3.11.

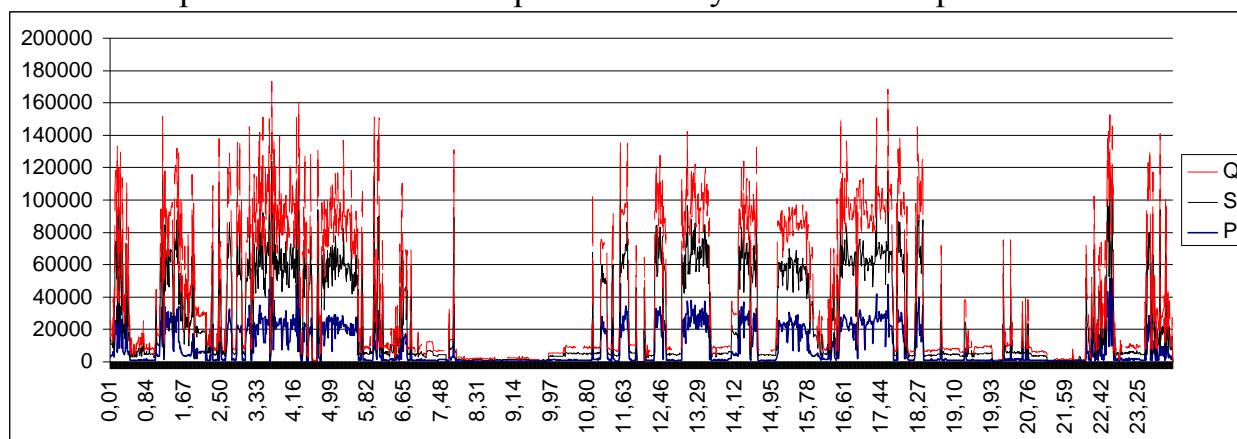


Рисунок 3.10 – Графік спожитої активної, реактивної та повної потужності ділянкою шахти за 24 секунди

3.3 Вибір мережевого інтерфейсу для зв'язку макета датчика із системою моніторингу і його випробування разом з демонстраційною програмою моніторингу

### 3.3.1 Аналіз та вибір промислової мережевої технологій зв'язку

Для зручності інтеграції макета датчика струму в систему моніторингу, він повинен мати стандартний мережевий інтерфейс, що забезпечить простоту й надійність використання.

Приведемо порівняльні характеристики й короткий опис сильних і слабких сторін найбільш популярних промислових мереж Profibus, CAN, Devicenet, Canopen, Interbus, As-interface, RS- 485, і типові області їх застосування. Крім того, приведемо короткий опис технології Industrial Ethernet.

Система моніторингу припускає наявність значної кількості безконтактних датчиків струму. Існує три способи організації зв'язку подібних пристроїв: використання індивідуальних провідних ліній зв'язку, використання «часток» мереж типу Modbus Plus, Remote I/O і Genius I/O або використання мереж з відкритою архітектурою [71-78].

Усі розглянуті далі по тексту протоколи та канали зв'язку (польові шини) вже добре себе зарекомендували й можна розраховувати на технічну підтримку виробників.

#### 3.3.1.1 Profibus

Найпоширеніша у світі відкрита промислова мережа.

Походження: урядові органи Німеччини в співробітництві з виробниками засобів автоматизації, 1989 рік.

Інтерфейси реалізовані у вигляді спеціалізованих мікросхем, які випускаються значною кількістю постачальників. Ґрунтується на специфікації інтерфейсу RS- 485 і європейської електричної специфікації EN50170.

Різновиди: Profibus DP (головний / підлеглий), Profibus FMS (кілька головних пристроїв / однорангові пристрої), Profibus PA (внутрішньо безпечна шина).

Максимальне число вузлів: 127.

Довжина з'єднання: від 100 м до 24 км (з ретрансляторами й оптоволоконними кабелями).

Швидкість передачі: від 9600 біт/з до 12 Мбіт/с.

Розмір повідомлення: до 244байт на повідомлення для одного вузла.

Методи обміну повідомленнями: опитування й однорангове.

Підтримуюча організація: Profibus Trade Organization консорціум виробників і користувачів продуктів у стандарті Profibus.

Найчастіше Profibus застосовується у великих складальних агрегатах, механізмах транспортування матеріалів і деталей і в керуванні технологічними процесами. Дана шина дозволяє здійснювати одно-кабельне з'єднання багатовходових блоків датчиків, пневматичних вентилів, складних інтелектуальних пристроїв, невеликих підмереж і операторських пультів.

Гідності: Profibus найпоширеніший у світі мережний стандарт. Ця шина, застосовувана в Європі майже повсюдно, досить популярна в Північній і Південній Америці, а також у деяких країнах Африки й Азії. Версії DP, FMS і PA у цілому задовольняють вимогам переважної більшості систем автоматизації.

Недоліки: відносно високі накладні витрати при передачі коротких повідомлень, відсутність подачі живлення по шині, трохи більш висока в порівнянні з іншими шинами вартість. Крім того, орієнтація на продукти європейських компаній і виробу Siemens найчастіше негативно оцінюється користувачами в Північній Америці.

### 3.3.1.2 CAN

CAN (Controller Area Network) недорога дуже надійна основа для декількох розповсюджених промислових шин: Devicenet, Canopen, SDS і інших.

Задавшись метою знайти «куленепробивну» технологію для відповідальних компонентів заводських мереж, розроблювачі Devicenet, Canopen, SDS і інших мереж на базі CAN у підсумку вибрали готовий розв'язок з автомобільної галузі. Технологія CAN була створена в компанії Bosch на початку 1980-х років для спрощення процесу провідки кабелів в автомобілях Мерседес. Мережа CAN виживає в найсуворіших умовах, причому статистична ймовірність відмови становить менш одного випадку за сторіччя.

Сам по собі CAN це всього лише низькорівневий арбітражний протокол обміну повідомленнями, реалізований у дуже дешеві (ціною менш долара) мікросхемах, що випускаються мільйонними партіями самими різними виробниками. Для перетворення його в повнофункціональний мережний протокол необхідний додатковий програмний рівень.

Високорівневі протоколи типу Devicenet можуть розглядатися як складні набори «макросів» для CAN - повідомлень, спеціально призначені для автоматизації. Також базуються на CAN мережі автоматизації SDS і CANOpen.

Ще один розповсюджений стандарт - J1939, був розроблений суспільством автомобільних інженерів SAE. Даний стандарт являє собою прикладний CAN - рівень, призначений для використання у вантажівках і автобусах, тобто в середовищі з більшим рівнем електромагнітних перешкод і можливістю



ушкодження фізичного каналу зв'язки – коротке замикання, обривши одного із двох проводів.

### 3.3.1.3 CANOpen

Походження: CAN in Automation, 1993 рік (Європейський версія - CANBUS).

Базується на розробленій в автомобільній галузі технології CAN і електричних специфікаціях RS-485.

Максимальне число вузлів: 64.

Довжина з'єднання: від 100 до 500 м.

Швидкість передачі даних: 125, 250, 500 і 1000 кбіт/с.

Максимальний розмір повідомлення: 8 байт на повідомлення для одного вузла.

Типи повідомлень: опитування, вибіркоче, зміна стану, циклічне й інші.

Підтримуюча організація: CAN in Automation.

Типові області застосування: в основному в системах керування переміщенням, у складальних, зварювальних і транспортувальних агрегатах. Використовується для одне-кабельного з'єднання багато-входових блоків датчиків, інтелектуальних датчиків, пневматичних вентилів, приводів і операторських пультів.

Гідності: у порівнянні з іншими мережами на базі шини CAN мережа Canopen більшою мірою придатна для швидкодіючих систем керування переміщенням і контурів регулювання зі зворотним зв'язком. Висока надійність, раціональне використання пропускну здатності, подача живлячого напруги по мережному кабелю.

Недоліки: мала поширеність за межами Європи, надмірна складність і заплутаність протоколу з погляду розроблювачів, а також загальні для всіх CAN-мереж недоліки (обмежена пропускну здатність, обмежений розмір повідомлень, обмежена довжина з'єднання).

### 3.3.1.4 Devicenet

Універсальна шина для заводських мереж і додатків нижнього й середнього рівнів:

Походження: Allen-Bradley, 1994 рік.

Основа: технологія CAN, запозичена з автомобільної промисловості.

Максимальне число вузлів: 64.

Довжина з'єднання: від 100 до 500 метрів.

Швидкість передачі даних: 125, 250 і 500 кбіт/с.

Максимальний розмір повідомлення: 8 байт на повідомлення для одного вузла.

Типи повідомлень: опитування, стробування, зміна стану, циклічне; для передачі конфігураційних відомостей і значень параметрів і для обміну між одно-ранговими пристроями. Модель обміну виробник / споживач.

Підтримуюча організація: Open DeviceNet Vendor Association.

Типові області застосування: в основному складальні, зварювальні й транспортувальні агрегати. Використовується для одне - кабельного з'єднання багато-входових блоків датчиків, інтелектуальних датчиків, пневматичних вентилів, приводів і операторських пультів. Особливо широке поширення дана шина одержала в автомобільній техніці, і додатках з децентралізованим керуванням.

Гідності: дешевина, широке поширення, висока надійність, ефективно використання пропускну здатності, подача живлячого напруги по мережному кабелю.

Недоліки: обмежена пропускну здатність, обмежений розмір повідомлень, обмежена довжина з'єднання.

### 3.3.1.5 Interbus

Interbus високошвидкісна детермінована європейська промислова шина:

Походження: Phoenix Contact, 1984 рік.

Топологія на основі швидкодіючих регістрів зсуву.

Максимальне число вузлів: 256.

Довжина з'єднання: 400 м на сегмент, у сумі до 12,8 км.

Швидкість передачі: 500 кбіт/з (можливо 2 Мбіт/с).

Розмір повідомлення: 512 байт даних на вузол, число переданих блоків не обмежене.

Типи обміну повідомленнями: сканування пристроїв уведення – виводу інформації, канал для передачі даних.

Типові області застосування: в основному в складальних, зварювальних і транспортувальних агрегатах. Використовується для одне - кабельного з'єднання багато-входових блоків датчиків, пневматичних вентилів, приводів і операторських пультів. Може застосовуватися разом з підмереж Sensor Loop і AS-I.

Гідності:, що суттєво спрощує конфігурування системи авто-адресації, розширені діагностичні можливості, широка поширеність (особливо в Європі), низькі витрати, малий час відгуку, раціональне використання пропускну здатності, подача напруги живлення (для пристроїв уведення) по мережному кабелю.

Недоліки: збій будь-якого з'єднання приводить до відмови всієї мережі; обмежені можливості по передачі даних великого обсягу.

### 3.3.1.6 AS-I

AS-I (Actuator Sensor Interface): найпростіша промислова шина:

Походження: консорціум AS-I Consortium, 1993 рік.

Максимальне число вузлів: 31 підлеглий, 1 головний.

Довжина з'єднання: 100 м; з ретрансляторами до 300 м.

Швидкість передачі: 167 кбіт/с.

Розмір повідомлень: 8 біт (4 вхідних, 4 вихідних) на повідомлення для одного вузла.

Метод обміну повідомленнями: стробування.

Підтримуюча організація: AS-I Trade Organization.

Типові області застосування: в основному в складальних, зварювальних і транспортувальних агрегатах. Використовується для одне-кабельного з'єднання багато-входових блоків датчиків, інтелектуальних датчиків, пневматичних вентилів, комутаторів і індикаторів.

Гідності: надзвичайна простота, дешевина, поширеність, висока швидкодія, подача живлячого напруги по мережному кабелю.

Недоліки: погано підходить для об'єднання пристроїв аналогового введення/виводу; обмежені розміри мережі; слабка поширеність.

### 3.3.1.7 Ethernet

Неофіційний світовий стандарт адміністративних і обчислювальних мереж.

Походження: Digital Equipment Corporation, Intel і Xerox, 1976 рік.

Реалізація: Мікросхемна, базується на стандарті IEEE 802.3.

Формати: 10Base2, 10BaseT і 100BaseT, 100BaseFX, 1 Gigabit; кабелі з мідної жилою (кручена пара / тонкий коаксіальний) і оптоволокно.

Максимальне число вузлів: 1024; з використанням маршрутизаторів може бути збільшене.

Довжина з'єднання: від 100 метрів (10 Base2) до 50 км (одне - модовий оптоволоконний кабель із комутаторами).

Швидкість передачі: 10 Мбіт/з, 100 Мбіт/с.

Розмір повідомлення: від 46 до 1500 байт.

Метод обміну: одне - ранговий.

Підтримуюча організація: Industrial Ethernet Association.

Типові області застосування: майже повсюдна поширеність в офісних і локальних адміністративних мережах. Широко використовується для зв'язку персональних комп'ютерів, програмувальних контролерів і керуючих систем. Поступово починає застосовуватися й на «рівні датчиків» у виробничих системах.

Гідності: Найпоширеніший і практично універсальний міжнародний мережний стандарт. Підтримує передачу більших обсягів даних, задовольняє потреби великих систем.

Недоліки: більші витрати при передачі даних невеликого обсягу. Фізично вразливі з'єднувачі, підвищена в порівнянні з іншими промисловими шинами чутливість до електромагнітних перешкод.

### 3.3.1.8 RS-485

RS-485: найпоширеніша промислова мережна технологія на пост радянському просторі:

Походження: Electronics Industries Association і Telecommunications Industry Association, 1983 рік.

Максимальне число вузлів: 31 підлеглий, 1 головний.

Довжина з'єднання: 100 м; з ретрансляторами до 300 м.

Швидкість передачі: від 62,5 кбіт/з до 10000 кбіт/с.

Розмір повідомлень: 244 байта.

Метод обміну повідомленнями: головний/підлеглий.

Підтримуюча організація: Electronics Industries Association і Telecommunications Industry Association.

Типові області застосування: у великих складальних агрегатах, механізмах транспортування матеріалів і деталей і в керуванні технологічними процесами. Використовується для одне - кабельного з'єднання багато-входових блоків датчиків, інтелектуальних датчиків, пневматичних вентилів, комутаторів і індикаторів.

Гідності: надзвичайна простота, дешевина, поширеність, висока швидкодія, передача на більші відстані.

Недоліки: відсутність подача живлячого напруги по мережному кабелю.

### 3.3.1.9 Вибір промислової мережної технології для макета датчика струму

Найбільш підходящою мережною технологією для інтеграції макета датчика струму в систему моніторингу є RS-485.

Дана технологія одержала широке поширення в промисловості пострадянського простору, у тому числі й гірничодобувної. Така мережа має підвищену перешкодозахищеність може пролягати на відстані до 1200 м і забезпечувати швидкості до 10 Мбіт/с.

Мережа, побудована на технології RS- 485, являє собою прийомо - передавачів, з'єднані за допомогою крученому пари. В основі технології RS-485 лежить принцип диференціальної передачі даних. Суть його полягає в передачі одного сигналу по двом проводам. По одному проведенню йде оригінальний сигнал, а по іншим - його інверсна копія. Таким чином, між двома проводами крученому пари завжди є різниця потенціалів.

Такий спосіб передачі забезпечує високу стійкість до синфазної перешкоди. Електромагнітна хвиля, проходячи через ділянку лінії зв'язку, наводить в обох проводах потенціал. Якщо сигнал передається потенціалом в одному проведенні щодо загального, то наведення на це проведення може спотворити сигнал щодо наведення загального. На опорі довгого загального проведення буде падати різниця потенціалів земель - додаткове джерело викривлень. А при диференціальній передачі викривлення не відбувається. Якщо два проведення пролягають близько друг до друга й перевиті, то наведення на обоє проведення однакове. Потенціал в обоє однаково навантажених проводах змінюється однаково, при цьому інформативна різниця потенціалів залишається без змін.

### 3.3.2 Вибір протоколу передачі даних для макета датчика струму

Найпоширенішим загальнодоступним протоколом передачі даних по інтерфейсу RS-485 є Modbus RTU.

Modbus – комунікаційний протокол, заснований на архітектурі «клієнт - сервер». Широко застосовується в промисловості для організації зв'язку між електронними пристроями. Може використовувати для передачі даних через послідовні лінії зв'язку RS-485, RS-422, RS-232, а також мережі TCP/IP.

Modbus був розроблений фірмою Modicon ( у цей час належить Schneider Electric) для використання в її контролерах с програмованою логікою. Уперше специфікація протоколу була опублікована в 1979 році. Це був відкритий стандарт,

що описує формат повідомлень і способи їх передачі в мережі, що полягає з різних електронних пристроїв.

Спочатку контролери MODICON використовували послідовний інтерфейс RS-232. Пізніше став застосовуватися інтерфейс RS-485, тому що він забезпечує більш високу надійність, дозволяє використовувати більш довгі лінії зв'язку й підключати до одній лінії кілька пристроїв.

У цей час розвитком Modbus займається некомерційна організація Modbus-IDA, створена виробниками й користувачами електронних приладів.

Modbus ставиться до протоколів прикладного рівня мережевої моделі OSI. Контролери на шині Modbus взаємодіють, використовуючи клієнт - модель, засновану на транзакціях, що полягають із запиту й відповіді.

Звичайно в мережі є тільки один сервер, так званий «головний» пристрій, і декілька клієнтів — «підлеглих» пристроїв. Головний пристрій ініціює транзакції (передає запити). Підлеглі пристрої передають запитувані головним пристроєм дані, або виконують запитувані дії. Головний може адресуватися індивідуально до підлеглого або ініціювати передачу ширококомовного повідомлення для всіх підлеглих пристроїв. Підлеглий пристрій формує повідомлення й повертає його у відповідь на запит, адресований саме йому. При одержанні ширококомовного запиту відповідне повідомлення не формується.

Специфікація Modbus описує структуру запитів і відповідей. Їхня основа - елементарний пакет протоколу, так званий PDU (Protocol Data Unit). Структура PDU не залежить від типу лінії зв'язку й містить у собі код функції й поле даних. Код функції кодується одне байтовим полем і може ухвалювати значення в діапазоні 1...127. Діапазон значень 128...255 зарезервовані для кодів помилок. Поле даних може бути змінної довжини. Розмір пакета PDU обмежено 253 байтами.

Даний протокол найбільше підходить для зв'язку макета датчика струму із системою моніторингу, тому що підтримується більшістю сучасних OPC (OLE for Process Control) сімействами програмних технологій, що надають єдиний інтерфейс для керування об'єктами автоматизації і технологічними процесами.

### 3.3.3 Випробування макета датчика струму разом з демонстраційною програмою моніторингу

Програмне забезпечення датчика токи було розширено за рахунок вільно розповсюджуваної бібліотеки «Freemodbus», що реалізує роботу із протоколом Modbus.

У результаті на стороні датчика токи була реалізована функція «0x03 - Read Holding Registers» читання значень із декількох регістрів зберігання, що дозволяє одержати доступ до регістрів 0x0000, 0x0001, 0x0002, у яких відповідно зберігаються середнє значення струму за 1 хвилину, за 10 секунд і за 1 секунду, що обчислюються по алгоритму «середньо-ковзного».

Макет датчику струму був підключений до демонстраційної програми системи моніторингу через OPC сервер. На OPC сервер покладали функції циклічного опитування макета датчика струму й збереження значень його регістрів у базі даних.

Демонстраційна програма системи моніторингу циклічно зверталася до бази даних OPC сервера, виконувала перетворення даних і їх візуалізацію у вигляді поточного значення й графіка значень струму.

У результаті випробування макета датчика струму разом з демонстраційною програмою моніторингу з реалізацією зв'язку через OPC сервер було встановлено:

бібліотека “Freemodbus”, що реалізує протокол Modbus забезпечує стабільний зв'язок між макетом датчика струму й OPC сервером;

зв'язок між макетом датчика струму й демонстраційною програмою моніторингу стабільна;

при наявності в лінії одного «головного» пристрою й одного «підлеглого» пристрою, опитування макета датчика струму може проходити не частіше одного разу в секунду;

при наявності в лінії одного «головного» пристрою й 31 «підлеглого» пристрою, опитування макета датчика струму може проходити не частіше одного разу у хвилину.

### 3.4 Випробування макета датчика струму на стенді

#### 3.4.1 План випробування макета датчика струму на стенді

Випробування розробленого макета датчика струму повинно проводитися на спеціальному стенді, який реалізує необхідні параметри струму для силової трифазної лінії, несиметричність навантаження в якій не перевищує регламентовані 3% відхилень. Для контролю форми сигналу повинен використовуватися багатоканальний осцилограф [78-81]. Для реєстрації форми струму необхідно використовувати реєстратор.

На силову лінію кожної з фаз повинно бути встановити трансформатор струму для одержання еталонних значень вимірюваних значень. У макет з різними типами кабелів повинно подавати струм у діапазоні від 50 А до 150 А.

Під час випробування необхідно виконати необхідні виміри макетом датчика струму, тобто здійснити вимір значень струму при фіксованих зразках струмах у силових кабелях 40 А, 60 А, 80 А і 130 А. Вимір необхідно виконувати навколо осі силового кабелю із кроком 15°, рис. 3.12.

У результаті випробування повинно бути отримані значення струму зі струмових трансформаторів, реєстратора й макета датчика струму за допомогою демонстраційної програми моніторингу.

#### 3.4.2 Випробування макета датчика струму на стенді

Випробування розробленого датчика були проведені на спеціально розробленому стенді, що реалізує необхідні показники струми для силової трифазною лінії, несиметричність навантаження в якій не перевищує регламентовані 3 % відхилень. Для контролю форми сигналу використовувався двох-канальний осцилограф С1-55. Для реєстрації форми струму реєстратор Picoscope 2104.

На силову лінію кожної з фаз були встановлені трансформатори струму для одержання еталонного значення вимірюваних значень. У лінію з різними типами

кабелю подавався змінний струм діапазон від 50 А до 300 А. Схема стенду наведена на рис. 3.13.

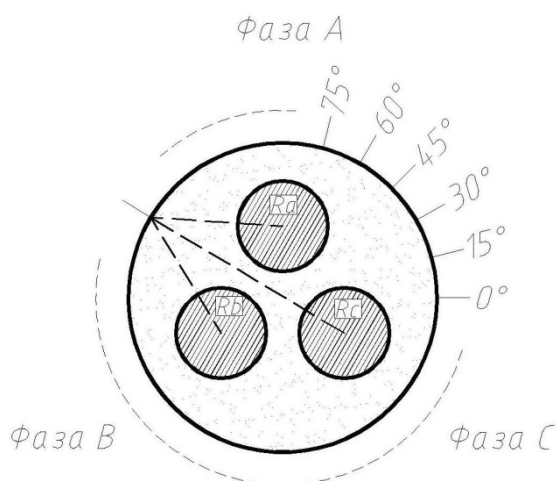


Рисунок 3.12 – Крапки виміру значення струму трифазного кабелю

Стенд складається із:

прибудую захисту (автоматичний вимикач QF1) призначеного для захисту апаратів стенда від перевантаження;

регуляторів фазних струмів (A1...A3) призначених для керування струмом у кожній з жив кабелю окремо або разом;

струмові трансформатори (ТА1...ТА3), призначені для еталонного виміру струму в кожній з жив.

Регулятори фазного струму A1...A3 - це система з опорів і шляхового перемикача, які призначені для ручної зміни сили струму в провідниках. У схемі регулятора струму живлення використано наступні номінали резисторів: R1 – 300 Ом, R2 – 150 Ом, R3 – 75 Ом, потужністю 75 Вт кожний.

Перемикач регулятора має кілька положень, кожне з яких включає в ланцюг окремої жили додатковий опір:

«1» положення - розрив ланцюга;

«2» - додатковий опір в 300 Ом;

«3» положення - додатковий опір 150 Ом;

«4» положення – 75 Ом;

«5» - без додаткового опору.

На кожну фазу були встановленні датчики струму, токові трансформатори УТТ-5. Для візуалізації показників струму були встановленні амперметри Т.Т. И54/1.

Таким чином, за допомогою стенду можна досліджувати магнітне поле силового кабелю при різних значеннях струмах у жилах, імітувати обрив однієї або декількох фаз, а також проводити вимір магнітного поля при несиметричних показниках струму у кабелі.

Для випробування безконтактного датчику струму, він встановлювався на кабель. На стенд подавалася напруга  $\sim 380$  В. За допомогою регуляторів фазного струму на кожній фазі встановлювався однаковий струм. Перевірка значення струму

проходила за допомогою вимірювачів токових трансформаторів з амперметрами (ТА1, РА1-ТА3, РА3), а також токових кліщів. Данні отримані з трансформаторів току й кліщів порівнювались з вимірюваними даними з безконтактного датчика струму [82-84].

Структура стенду дозволила отримувати показники току безконтактним датчиком струму з усіх встановлених на стенд шахтних кабелів без відключення стенду. Після отримання показників струму з усіх типів встановлених кабелів при заданому показнику току, струм змінювався й операція повторювалась.

У результаті проведення експерименту й порівняння даних зі струмових трансформаторів і розробленого безконтактного датчика струму, розбіжність значень виміру не перевищувала 3 %, що задовольняє вимогам до пристроїв забезпечення технічних видів контролю.

### 3.4.2 Результати випробування макета датчика струму на стенді

Вимір струму трифазного кабелю були проведені при симетричній навантаженні з послідовними опорами у ланцюзі живлення 300 Ом (при цьому струм у кабелі дорівнював 3 x 40 А), 150 Ом (3 x 60 А), 75 Ом (3 x 80 А), 0 Ом (3 x 130 А – тільки опір кабелю). Крок переміщення 15°. Результати вимірів представлено в таблиці 3.7 і на рис. 3.14.

Випробування розробленого датчика були проведені на спеціально розробленому стенді, що реалізує необхідні показники струму для силової трифазною лінії, несиметричність навантаження в якій не перевищує регламентовані 3 % відхилень. Для контролю форми сигналу використовувався двох-канальний осцилограф С1-55. Для реєстрації форми струму реєстратор Picoscope 2104.

Таблиця 3.7 – Отримані значення макета датчика струму залежно від його положення й навантаження в кабелі

Положення датчика струму	Навантаження			
	3 x 40 А	3 x 60 А	3 x 80 А	3 x 130 А
	Амплітуда сигналу, відносні одиниці			
0	16	17	25	41
15	25	34	27	60
30	30	42	37	100
45	40	56	64	120
60	45	60	68	130
75	30	50	50	130
90	25	35	45	125

Структура стенду дозволила отримувати показники току безконтактним датчиком струму з усіх встановлених на стенд шахтних кабелів без відключення стенду. Після отримання показників струму з усіх типів встановлених кабелів при заданому показнику току, струм змінювався й операція повторювалась.



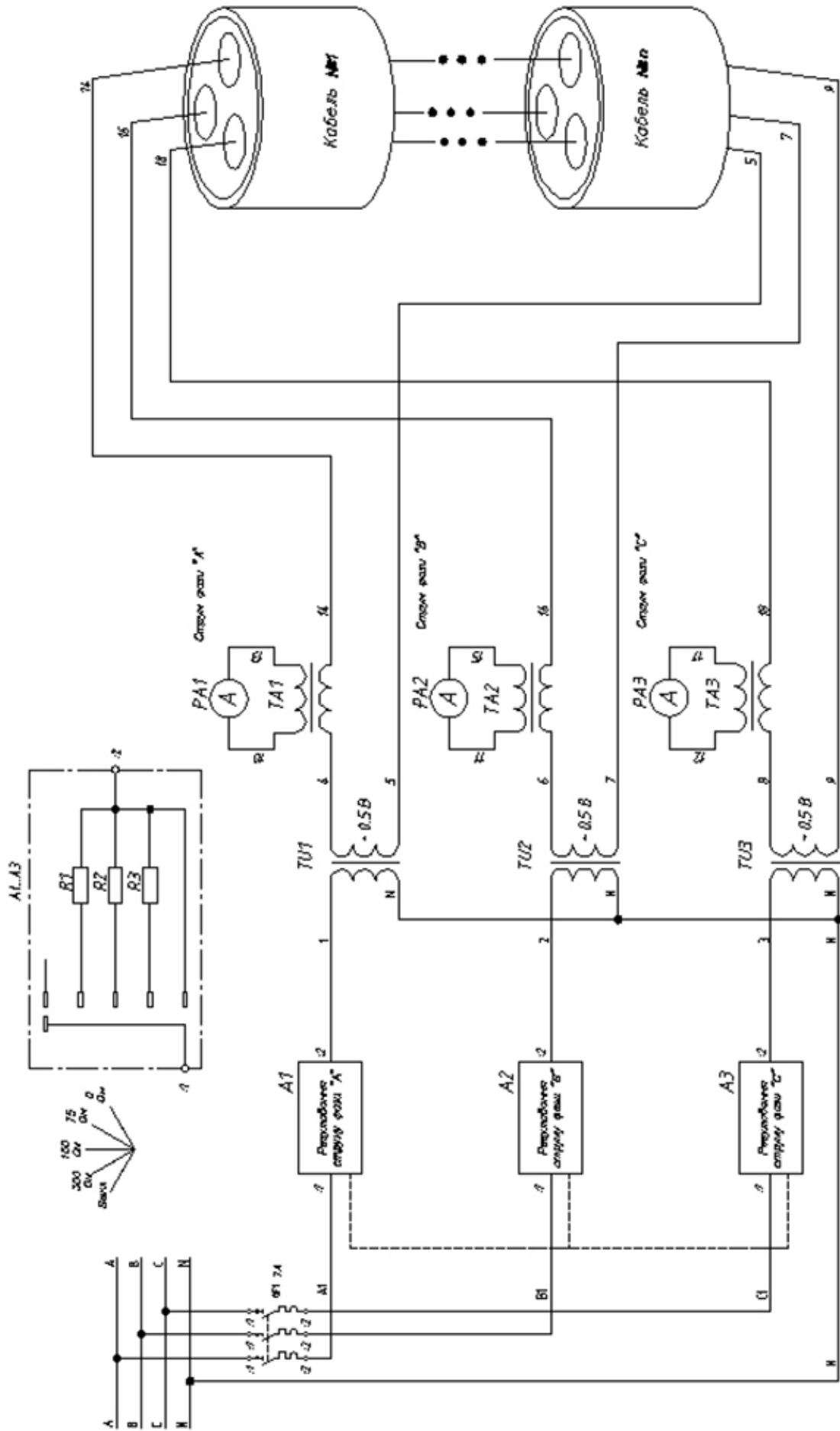


Рисунок 3.13 – Схема електрична принципова дослідницького стенда

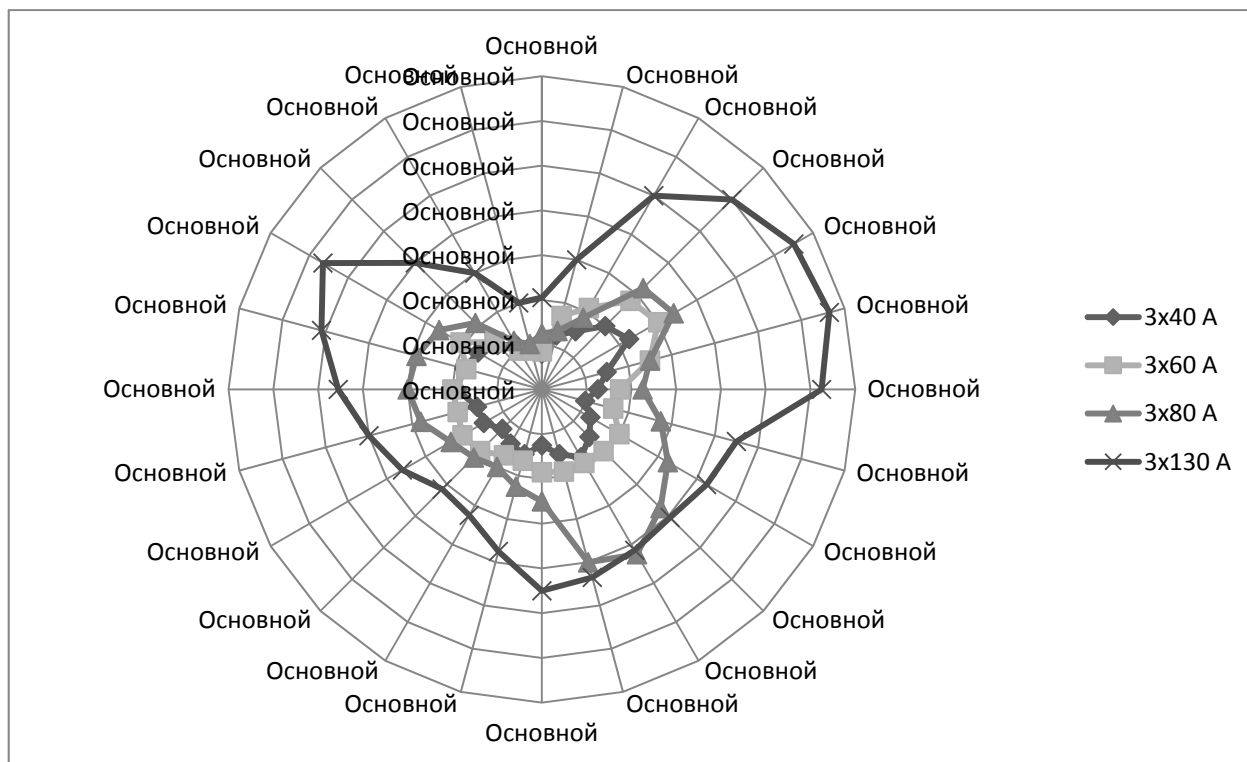


Рисунок 3.14 – Отримані значення макета датчика струму залежно від положення датчика при симетричній навантаженні

Вимір струму трифазного кабелю були проведено при обриві однієї (струм у кабелі 2 x 80 А), потім двох фаз (1 x 80 А).

Результати вимірів представлено в таблиці 3.8, рисунки 3.15, 3.16.

Проаналізувавши отримані залежності значень струму макета датчика струму від струму у жилі кабелю можна зробити наступні висновки:

макет датчика струму виконує достовірні виміри значень струму й передає їх за допомогою послідовного каналу зв'язку, на верхній рівень до демонстраційної програми системи моніторингу;

датчик струму повинно встановлювати на силовому трифазному кабелі якомога ближче до однієї із трьох фазових жил;

макет датчика струму дозволяє визначити обрив однієї з фаз;

отримані експериментальні результати підтверджують те, що розроблений макет датчика струму дозволяє вимірювати достовірне значення струму й відображати їх у вигляді графіків за допомогою демонстраційної програми моніторингу.

Структура стенду дозволила отримувати показники току безконтактним датчиком струму з усіх встановлених на стенд шахтних кабелів без відключення стенду. Після отримання показників струму з усіх типів встановлених кабелів при заданому показнику току, струм змінювався й операція повторювалась.

Таблиця 3.8 – Отримані значення макета датчика струму залежно від його положення й навантаження в кабелі при обриві однієї й двох фаз

Положення датчика струму	Навантаження		
	3 x 80 А	2 x 80 А	1 x 80 А
	Амплітуда сигналу, відносні одиниці		
0	25	70	100
15	27	100	115
30	37	130	130
45	64	145	150
60	68	145	150
75	50	135	130
90	45	90	115
105	55	80	100
120	65	70	100
135	75	60	90
150	85	55	70
165	80	50	65
180	50	55	67
195	45	50	60
210	40	55	58
225	43	60	50
240	47	68	48
255	56	80	48
270	60	85	52
285	58	85	54
300	53	80	60
315	42	60	65
330	25	55	70
345	21	65	80

Вимір струму трифазного кабелю були проведено при обриві однієї (струм у кабелі 2 x 80 А), потім двох фаз (1 x 80 А).

Результати вимірів представлено в таблиці 3.8, рисунки 3.15, 3.16.

Проаналізувавши отримані залежності значень струму макета датчика струму від струму у жилі кабелю можна зробити наступні висновки:

макет датчика струму виконує достовірні виміри значень струму й передає їх за допомогою послідовного каналу зв'язку, на верхній рівень до демонстраційної програми системи моніторингу.

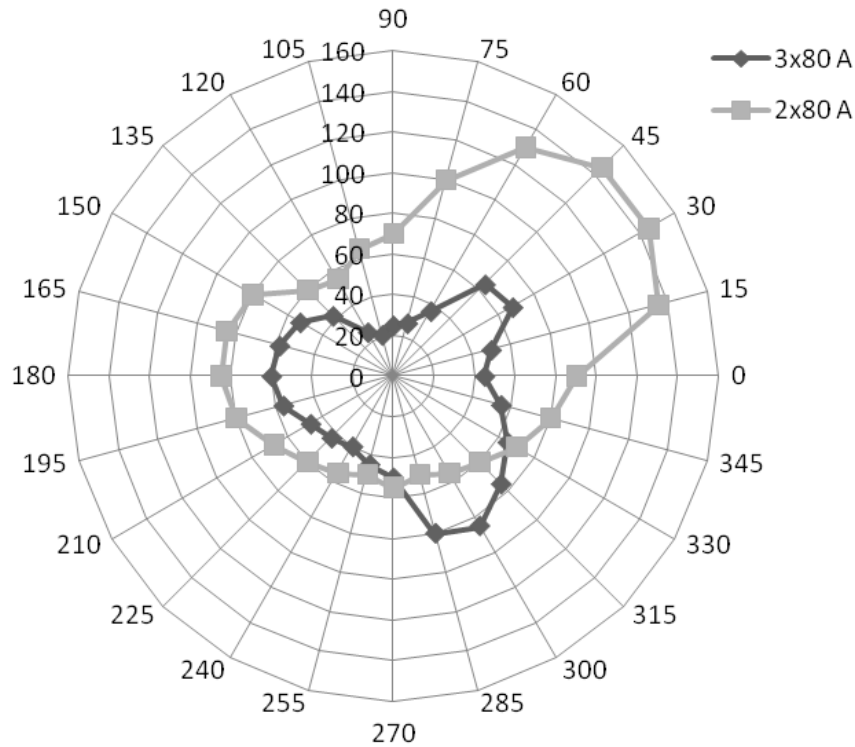


Рисунок 3.15 – Отримані значення макета датчика струму залежно від положення датчика при обриві однієї фази

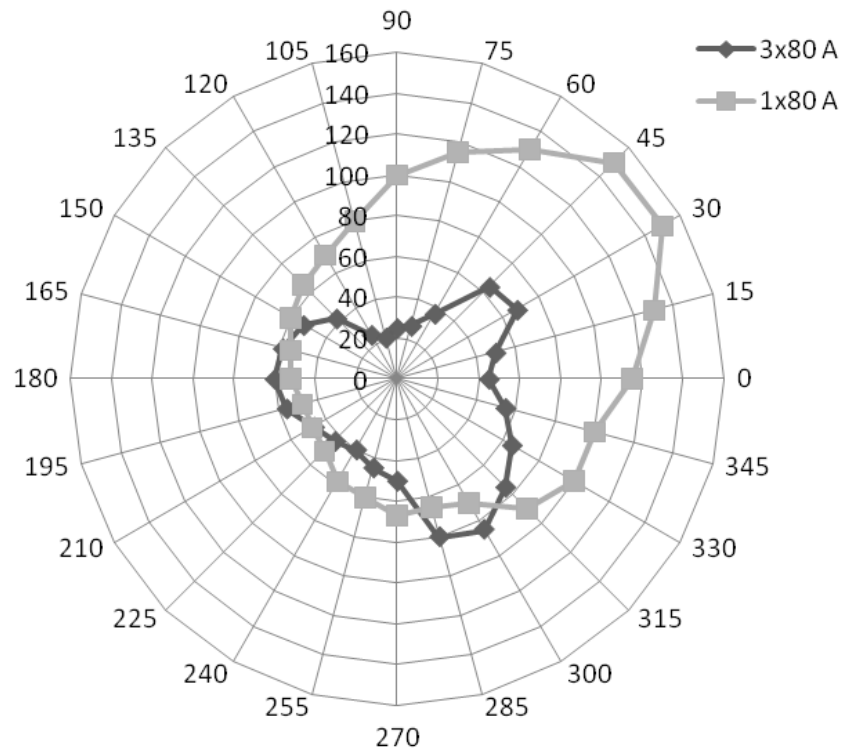


Рисунок 3.16 – Отримані значення макета датчика струму залежно від положення датчика при обриві двох фаз

#### 3.4.4 Корекція апаратного й програмного забезпечення

По результатом випробувань макета датчика струму й демонстраційної програми системи моніторингу, проведена корекція апаратного забезпечення

пов'язана з підвищенням надійності функціонування каналу зв'язки RS-485 інтерфейсу, здійснена зміна структури його гальванічної розв'язки, що дозволило захистити макет датчика струму при випадковому влученні напруги до 1 кВ на лінію зв'язку.

Корекція демонстраційної програми дозволила зменшити кількість апаратних і програмних ресурсів, необхідних для його використання.

### Висновки по розділу

У результаті проведених досліджень розроблена структура бази даних, що забезпечує зберігання значень одержуваних від макета датчика струму.

Розроблене демонстраційне програмне забезпечення системи моніторингу, що реалізує зв'язок з макетом датчика струму з використанням інтерфейсу RS-485 по протоколу Modbus RTU, забезпечує зберігання одержуваних значень у базі даних, дозволяє здійснювати візуалізацію їх.

Демонстраційна програмне забезпечення системи моніторингу дозволяє одержувати дані в псевдо реальному часі, обробляти їх і у зручному вигляді виконувати візуалізацію. Отримані дані зберігаються в базі даних і можуть бути перенесені на різних носіях інформації. Програмне забезпечення дозволяє переглядати раніше отримані дані й виконувати збереження окремих фрагментів, одночасно з одержанням нових даних.

У результаті проробленої роботи розроблений і виготовлений макет безконтактного датчика струму, який дозволяє одержувати середнє значення струму, що протікає в силовому кабелі без втручання в його фізичну структуру. А так само демонстраційне програмне забезпечення системи моніторингу, що дозволяє одержувати значення струму від макета датчика струму, виконувати його візуалізацію, зберігання й оперативний аналіз.

## 4 РОЗРОБКА МЕТОДИЧНИХ РЕКОМЕНДАЦІЙ З ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОГО РІВНЯ КОМПЕНСАЦІЇ РЕАКТИВНИХ НАВАНТАЖЕНЬ В ПІДЗЕМНИХ СИСТЕМАХ ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

4.1 Дослідження закономірностей формування реактивних навантажень струмоприймачів підземних СЕП

4.1.1 Визначення основних підземних струмоприймачів реактивної енергії

Більша частка електроенергії (ЕЕ) при видобутку вугілля підземним способом витрачається в основному машинами, установками і механізмами, які мають асинхронний привод. Більшість з них реалізує різноманітні режими роботи: від тривалого S1 (вентилятори, насоси) до повторно-короткочасного з частими пусками S4 (вуглевидобувні і прохідницькі комбайни).

Технологічні установки, які працюють в циклічному режимі, мають холостий хід. Такий режим роботи асинхронних електродвигунів є не ефективним. Непродуктивне споживання активної ЕЕ при цьому складає  $W = P_{xx} t_{xx}$ , де  $P_{xx}$  – потужність холостого ходу електродвигуна, а завантаження електромережного устаткування реактивною потужністю досягає  $Q \approx (0,5 - 0,7) Q_{ном}$ , де  $Q_{ном}$  – реактивна потужність електродвигуна при номінальному навантаженні.

Хронічне недовантаження приводів через завищення потужності електродвигунів характерне для багатьох гірничих машин і механізмів.

У зв'язку з цим виникає необхідність вивчення характеристик потоків реактивної енергії, причин, які їх породжують в системі підземного електропостачання, і негативних наслідків, пов'язаних з ними.

Підґрунтям для досліджень цих питань також є те, що за Правилами користування електричною енергією, затвердженими постановою Національної комісії регулювання електроенергетики України від 31.07.96 № 28 (в редакції постанови НКРЕ від 04.02.2010 № 105. – 52 с. ) і зареєстрованими в Міністерстві юстиції України 02.08.96 № 417/1442, розрахунки за перетікання реактивної ЕЕ здійснюються зі всіма споживачами (окрім населення), що мають сумарне середньомісячне споживання активної ЕЕ за всіма точками обліку на одній приймальній площадці 5000 кВт·год та більше. В той же час електроспоживання активної енергії струмоприймачів основних підземних дільниць шахт Західного Донбасу, які мають полого залягання пластів, значно перевищує цю межу, а добове споживання реактивної енергії основних гірничих дільниць у 1,5 – 2 рази більше за споживання активної (табл. 4.1).

Судячи з наведених у таблиці 4.1 даних, значущими за споживанням реактивної енергії на шахтах з пологим заляганням пластів є вуглевидобувні та прохідницькі комплекси, магістральний та дільничний конвеєрний транспорт, установки головного водовідливу. Їх частка складає близько 80 відсотків від загального електроспоживання підземних струмоприймачів (СП).

Таблиця 4.1 – Добове споживання активної та реактивної енергії машинами і механізмами основних дільниць на шахті

№ п/п	Найменування установок	Споживання активної енергії окремою дільницею, тис. кВт·год. за добу	Споживання реактивної енергії окремою дільницею, тис. квар·год за добу
1	Комплексно-механізовані лави	1,3 – 2,0	2,0 – 3,7
2	Прохідницькі комплекси	1,3 – 3,6	1,3 – 3,4
3	Магістральні конвеєри	1,1-2,5	1,2-3,6
4	Конвеєрні лінії збірних штреків	1,1-2,7	1,3-2,4
5	Водовідливні насоси різних горизонтів	12,5 – 17,5	5,9 – 12,2
6	Насосні головного водовідливу	64,1	35,8

#### 4.1.2 Визначення об'ємів досліджуваних вибірок з реактивних навантажень

При визначенні законів розподілу реактивних навантажень вугледобувних та прохідницьких дільниць, магістрального та дільничного конвеєрного транспорту необхідно визначити кількість  $n$  спостережень, які забезпечать потрібну точність та надійність оцінок математичного очікування реактивного навантаження  $M[Q]$  кожної дільниці за допомогою відповідної вибіркової середньої реактивної потужності  $\bar{Q}$  і аналогічно середньоквадратичного  $\sigma_Q$  за допомогою його вибіркового значення  $s_Q$ , тобто, спланувати експеримент.

Для спрощення записів позначимо  $M[Q]=\nu$ . Тоді згідно центральної граничної теореми кількість спостережень  $n_\nu$ , яка гарантує задану надійність  $\alpha$  визначення величини  $\nu$  знайдеться з виразу [85]:

$$n_\nu \geq \frac{z_\alpha^2 \sigma^2}{\Delta_\nu^2}, \quad (4.1)$$

де  $z_\alpha$  – аргумент функції Лапласа  $\Phi_0(z_\alpha)$ ;

$\Delta_\nu$  – гранична похибка оцінки параметра  $\nu$ , квар.

Аналогічним чином визначається кількість спостережень  $n_\sigma$ , яка гарантує задану надійність  $\alpha$  визначення величини  $\sigma$ :

$$n_\sigma \geq \frac{z_\alpha^2 \sigma^2}{2\Delta_\sigma^2}, \quad (4.2)$$

де  $\Delta_\sigma$  – гранична похибка оцінки параметра  $\sigma$ , квар.

З попередніх експериментів відомі орієнтовні дані про вибіркові середні значення реактивних навантажень струмоприймачів та їх відхилень від середніх значень, які наведені у таблиці 4.2. Тому, скориставшись формулами (4.1) та (4.2), можна визначити необхідну кількість спостережень  $n_\nu$  і  $n_\sigma$ .



Таблиця 4.2 - Вихідні дані та результати визначення кількості півгодинних спостережень реактивних навантажень струмоприймачів основних виробничих дільниць

Технологічний процес, дільниця	Шифр вибірки	Вибіркове середнє, квар	Вибіркове стандартне відхилення, квар	Верхня границя похибки, $\Delta_v$ , в.о.	Верхня границя похибки, $\Delta_\sigma$ , в.о.	Кількість спостережень $n_v$	Кількість спостережень $n_\sigma$
Видобуток вугілля	10.01	107	71	0,1	0,2	171	48
Проходка	11.01	111	55	0,1	0,2	94	48
Магістральний транспорт	16.01	80	37	0,1	0,2	84	50

Приймаємо похибку  $\Delta_v$  у визначенні  $M[Q]$  на рівні 10 відсотків від вибіркового середнього, що кореспондується з вимогами до допустимої похибки у визначенні електричних навантажень. З теорії електричних навантажень [86] відомо, що відхилення від середнього можуть визначатися зі значно більшою похибкою, тому  $\Delta_\sigma$  приймаємо такою, що дорівнює 20 відсоткам. Якщо прийняти звичайний для техніки рівень надійності отримання результатів  $\alpha=0,95$ , то отримаємо значення  $n_v$  і  $n_\sigma$ , які наведені у таблиці 4.2.

Для струмоприймачів з більш рівномірним завантаженням протягом доби за таких самих вимог до надійності отримання кінцевих результатів кількість спостережень буде меншою. Тому для подальшого статистичного аналізу приймаємо об'єм вибірок для усіх дільниць рівним 180 спостереженням осереднених за півгодини значень реактивних навантажень. Вибірки такого об'єму при трьох робочих змінах на добу можливо сформувати для будь-якої технологічної дільниці за 5 робочих діб.

#### 4.1.3 Формування вибірок з реактивних навантажень основних струмоприймачів електроенергії

Формування вибірок для статистичного аналізу споживання реактивної енергії основних виробничих дільниць та процесів виконано на масиві результатів промислового експерименту, який раніше виконувався на шахті ім. М.І. Сташкова.

До розгляду прийнято три з п'яти діючих на шахті видобувних дільниць з вузькозахватними комбайнами. Спостереження проводилися також на конвеєрних лініях двох збірних штреків, одна з яких обслуговувала спарені лави, на двох прохідницьких дільницях, п'яти магістральних конвеєрах з 17, а також на всіх насосних установках головного водовідливу. Для прикладу в таблиці 4.3 приведений перелік гірничого обладнання, яке було задіяне у 814-й лаві та 812-у збірному (конвеєрному) штреку, вказані номінальні параметри струмоприймачів і

електроустаткування системи електропостачання, розрахункові значення, які характеризують нормальні та аварійні режими їх роботи.

Такі ж дані отримані для прохідницьких дільниць, конвеєрних установок магістрального транспорту, установок головного водовідливу.

Також створені вибірки з електроспоживання за 5 діб для всіх дільниць, за якими виконані розрахунки з метою формування даних для виконання процедур запланованого статистичного аналізу.

Таблиця 4.3 - Технологічне обладнання та електроустаткування 814-й лави та 812-го штрєку

Склад і номінальна потужність СП об'єкту дослідження	Параметри 30-хвилинного максимуму			Потужність трансформаторів, ST, кВ·А/ коефіцієнт завантаження, кз	Марка, переріз, кабелю, F, мм2	Протяжність КЛ до КТПВ, l, м	Струм к.з. на початку/ кінці КЛ до КТПВ, $I_{к.з.}^{(3)}$ , А	Об'єм вибірки, діб.
	Rm, кВт	Im, А	cosφm					
Лави 814 очисні комбайни: 1К101: 2 × 110 = 220 кВт; конвеєр: СПЦ-162: 2 × 90 = 180 кВт; інші СП – 136 кВт.	268,4	36,9	0,70	2 × 400 / 0,48	СБН-6 кВ 3 × 35	1800	2740 / (963, 943)	5
812 збірний штрєк перевантажувач: ПТК - 110 кВт; конвеєри: 1Л-80+1ЛТ-80 + +2ЛТ-80 – 275 кВт; інші СП – 193,7 кВт.	217,6	31,7	0,66	2 × 400 / 0,41	СБН-6 кВ 3 × 50	120	2740 / (2024, 1025)	5

Для прикладу, у таблиці 4.4 наведені дані про споживання активної та реактивної енергії струмоприймачами 814-ї лави протягом доби, які у подальшому, сумісно з даними інших дільниць, потрібні для аналізу закономірностей з формування реактивних навантажень та поточкорозподілення у ланках розподільчої електричної мережі системи підземного електропостачання.

#### 4.1.4 Визначення закономірностей формування реактивних навантажень струмоприймачів виробничих дільниць

Аналіз характеру (закономірностей) споживання активної і реактивної енергії, тобто, співвідношень між активною і реактивною потужностями і споживанням електроенергії у робочі і ремонтні зміни для основних виробничих дільниць і енергоємних установок є невід'ємною складовою вихідних даних для рішення задачі з обґрунтування доцільного рівня компенсації реактивних навантажень в системах

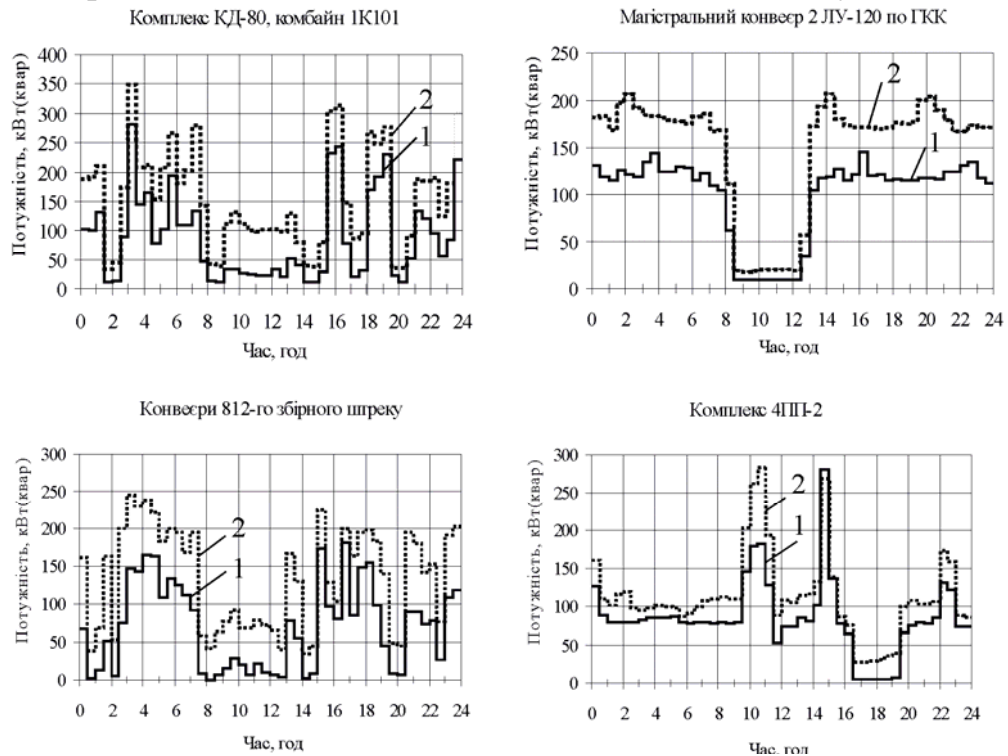
електропостачання вугільних шахт. Окремим постає питання з визначення законів розподілу реактивних навантажень, що є основою визначення необхідності застосування для управління потоками реактивної енергії регульованих або нерегульованих за реактивною потужністю пристроїв.

Таблиця 4.4 – Споживання активної та реактивної енергії струмоприймачами 814-ї лави протягом доби

Час доби, год	WP, кВт·год	WQ, квар·год	Час доби, год	WP кВт·год	WQ, квар·год
0:00-0:30	69,9	90,8	12:00-12:30	15,1	37,9
0:30-1:00	39,1	53,8	12:30-13:00	12,8	32
1:00-1:30	39	67,5	13:00-13:30	5,5	16,4
1:30-2:00	20,3	30,4	13:30-14:00	3,7	9,2
2:00-2:30	3,9	9,5	14:00-14:30	34,3	47,6
2:30-3:00	58,1	75,7	14:30-15:00	90,7	104,7
3:00-3:30	109,3	123,7	15:00-15:30	43,9	53,6
3:30-4:00	92,5	114,3	15:30-16:00	62,8	76
4:00-4:30	23,8	44,2	16:00-16:30	54,8	72,1
4:30-5:00	25,5	44,3	16:30-17:00	55,7	77,9
5:00-5:30	60,7	83,5	17:00-17:30	43,3	73,5
5:30-6:00	83,6	91,7	17:30-18:00	64,6	79,4
6:00-6:30	15,4	33,8	18:00-18:30	94,7	106,9
6:30-7:00	42,5	67,8	18:30-19:00	79,6	113,2
7:00-7:30	55,8	89,8	19:00-19:30	20,8	37,3
7:30-8:00	3,9	9,3	19:30-20:00	3,7	9,1
8:00-8:30	3,8	10,1	20:00-20:30	11,8	32,2
8:30-9:00	11,6	27,4	20:30-21:00	49,5	77,5
9:00-9:30	5,4	12,7	21:00-21:30	91,9	104,2
9:30-10:00	7,5	30	21:30-22:00	80,2	91,4
10:00-10:30	6,6	28,4	22:00-22:30	69,5	104,6
10:30-11:00	5,3	20	22:30-23:00	23,1	42,1
11:00-11:30	9	35,3	23:00-23:30	4,1	11,7
11:30-12:00	9,9	34,6	23:30-24:00	15,1	37,9

Підземні виробничі дільниці (видобувні, підготовчі, транспортні) – це об’єкти зі встановленою потужністю СП до 550 кВт на лаву і до 350 кВт на прохідницький вибій, потужністю СП збірних штреків до 570 кВт (на спарених лавах), з однією-двома підстанціями загальною потужністю до 630 – 2×400 кВ·А. При цьому повне розрахункове навантаження СП очисних і підготовчих вибоїв досягає 450...510 кВ·А, а СП збірних штреків – більше 300 кВ·А. Необхідно також відзначити, що всі ці споживачі працюють цілодобово (рис. 4.1). Тому важливо, щоб устаткування системи підземного електропостачання (СПЕП) було якомога менше завантажено реактивною енергією для уникнення додаткових втрат активної ЕЕ.

У той же час коефіцієнт потужності підземних струмоприймачів, крім водовідливних установок, залишається дуже низьким. В таблиці 4.5 наведені його значення на різних рівнях узагальнення електричних навантажень в системі підземного електропостачання типової шахти Західного Донбасу.



- 1 – активне навантаження;  
2 – реактивне навантаження

Рисунок 4.1 – Графіки електроспоживання підземних виробничих дільниць вугільної шахти

З даних, наведених за видобувні зміни, і плановій продуктивності виробничих дільниць (табл. 4.5) видно, що середні значення природного коефіцієнта потужності для підземних електроустановок знаходяться в межах від 0,52 (струмоприймачі видобувних дільниць) до 0,9 (насоси головного водовідливу).

Таблиця 4.5 – Природний коефіцієнт потужності підземних струмоприймачів по рівнях узагальнення електричних навантажень

Рівень узагальнення навантажень	Коефіцієнт потужності
Головна знижувальна підстанція (ГЗП)	0,95/(0,9...0,98)
ЦПП (центральна підземна підстанція)	0,81/(0,78...0,87)
РПП-6 кВ (розподільний підземний високовольтний пункт) у тому числі:	0,65/(0,5...0,8)
видобувні дільниці	0,52/(0,3...0,73)
підготовчі дільниці	0,65/(0,53...0,77)
конвеєрний транспорт	0,56/(0,4...0,67)
головний водовідлив	0,86/(0,84...0,9)

Мають місце випадки, коли він знижується до 0,3 (видобувні ділянки), що свідчить про вкрай низький рівень використання гірничої техніки з активної потужності і значне (більш ніж в три рази по відношенню до активної) завантаження підземної мережі реактивною потужністю, внаслідок чого виникають додаткові втрати активної потужності та ЕЕ.

В абсолютних одиницях виміру (квар) межі зміни реактивної потужності струмоприймачів підземних ділянок вельми широкі (табл. 4.6). Наприклад, в робочі зміни реактивне навантаження струмоприймачів видобувних ділянок змінюється від 2,4 до 325 квар; струмоприймачів прохідницьких вибоїв – від 0,4 до 279 квар. Для конвеєрів збірних штреків спарених лав характерні межі зміни від 35 до 276 квар. Для конвеєрів збірних штреків одиничних лав вони знаходяться у межах 33 – 147 квар.

Реактивні навантаження магістральних конвеєрів залежать в першу чергу від типу конвеєра, його довжини та фактичної продуктивності. Показово, що на магістральних конвеєрах за видобувні зміни реактивне навантаження змінюється у вузьких межах, що свідчить про значну складову реактивного навантаження холостого ходу. Коливання реактивних навантажень за видобувні зміни для цієї групи установок знаходяться, як правило, у досить вузьких межах (див. рис. 4.1).

Найбільші за значенням, але найменші за коефіцієнтом варіації, як і очікувалося, виявились зміни реактивних навантажень як одиничних водовідливних агрегатів, так і водовідливних установок у цілому.

Проте для визначення рівня компенсації реактивних навантажень а також доцільності впровадження в електричних мережах цих виробництв регульованих або нерегульованих джерел реактивної енергії важливі як межі змін реактивних навантажень, так і ймовірність реалізації в цих межах реактивних навантажень того чи іншого рівня на характерних протягом доби циклах (видобувних та ремонтних змінах).

Результати дослідження цих питань за допомогою статистичних методів аналізу на спеціально сформованих для цього репрезентативних вибірках наведені у таблиці 4.6.

Аналіз результатів досліджень, у тому числі наведених у таблиці 4.6, показує, що на періоді видобувних змін, розподілення реактивних навантажень мають суттєву скошеність (асиметрію), площинність та гостроверхність, тому на цьому рівні узагальнення електричних навантажень

вони відрізняються від нормального закону розподілення. За періоди ремонтних змін спостерігаються ті ж самі ознаки. Проте, для однотипних виробничих процесів все ж відслідковується подібність розподілень реактивних навантажень, що одночасно з методами суперпозиції доцільно використовувати при моделюванні графіків реактивних навантажень на більш високих рівнях розподілу електроенергії для визначення втрат електроенергії у відповідних елементах СПЕП.

Найбільші за значенням, але найменші за коефіцієнтом варіації, як і очікувалося, виявились зміни реактивних навантажень як одиничних водовідливних агрегатів, так і водовідливних установок у цілому.

Таблиця 4.6 – Характеристики розподілень реактивних навантажень

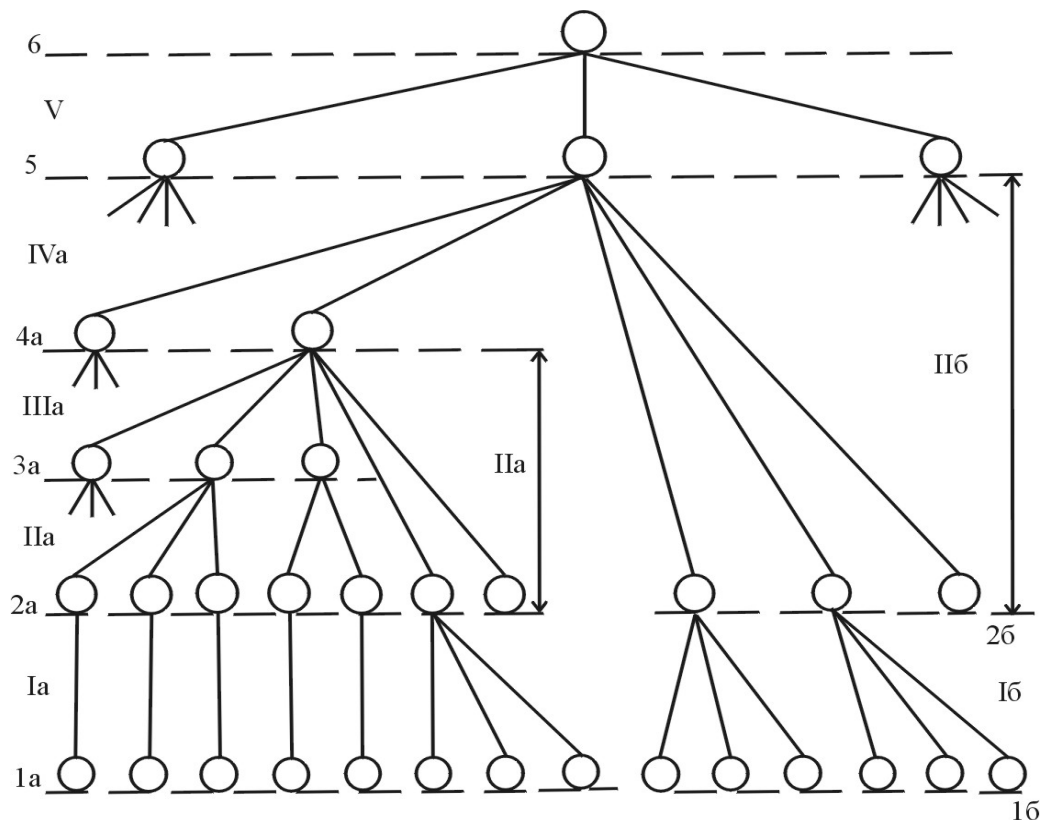
Дільниця	Qмін, квар	Qср, квар	Qмакс, квар	sQ, квар	А	Е
Видобувні дільниці						
808-я лава	2,4	105,9	225,6	62,6	- 1,58	- 3,04
812-я лава	28,6	158,6	325,8	85,2	- 0,06	- 3,29
814-я лава	11,8	112,9	254,4	73,5	0,79	- 3,6
Дільничний конвеєрний транспорт						
808-й збірний штрек	32,8	89,8	147,0	25,7	- 4,4	- 1,33
812-й збірний штрек	35,0	182,0	276,2	70,8	- 4,34	- 1,74
Проходка західного (ЗМКШ) та східного (ВМКШ) магістральних конвеєрних штреків						
ЗМКШ	0,4	124,6	279	47,	6,3	4,29
ВМКШ	71,6	111,8	274,0	42,9	10,6	8,51

Як видно з рисунку, для підземних струмоприймачів таких рівнів шість (1а, 2а, 3а, 4а, 5, 6), а для мереж на поверхні шахти – чотири (1б, 2б, 5, 6). Приймаємо, що між двома суміжними рівнями в СПЕП шахти існує ступінь розподілу електроенергії з елементами, що їй належать. Тоді в СПЕП таких ступенів можна виділити п'ять (Iа, IIа, IIIа, IVа, V), а для на поверхні – три (Iб, IIб, V).

До устаткування на першій ступені розподілення електроенергії відносяться підземні розподільні пункти або станції управління з відповідною апаратурою, кабельні лінії напругою 0,66-1,14 кВ для живлення струмоприймачів відповідної технологічної дільниці (видобувної, прохідницької, транспортної). За умов вибухобезпеки підземні електричні мережі виконані кабелями з мідними жилами.

Для прокладки стаціонарних низьковольтних кабельних ліній використовуються переважно кабелі марок КГЕШ, СБВШ1, СБН1 з перерізом 35-120 мм<sup>2</sup>. Довжина їх досягає 250 м. На другій та третій ступені розподілу електроенергії для ліній напругою 6 кВ використовуються кабелі марок СБН-6, СБВШ-6 з перерізом жил переважно від 50 до 120 мм<sup>2</sup>. Довжина ліній на цієї ступені розподілення досягає 3-4 км. На четвертій ступені (для стовбурних кабельних ліній) використовуються кабелі марок типу ЦСКН-6 з не стікаючою ізоляцією і перерізом жил до 120-150 мм<sup>2</sup>. Їх довжина залежить від глибини шахт та розташування ЦПП. Наприклад, для шахт Західного Донбасу для горизонту 300 м вона не перевищує 600 м.

Одним з основних елементів СПЕП являється також пересувні вибухозахищені трансформаторні підстанції. Широко застосовуються підстанції типу ТСВП, ТСШВП з трансформаторами потужністю, 400, 630 кВ·А. На високопродуктивних дільницях для живлення впроваджуються підстанції ВСТП 630/6, ВСТП 1000/6 з потужністю трансформаторів 630 -1000 кВ·А, а в перспективі 1250 кВ·А і більше. На малоенергоємних дільницях застосовуються також підстанції з трансформаторами меншої потужності – до 250 кВ·А. Високовольтні розподільні пункти РПП 6 кВ та ЦПП складаються переважно з вибухозахищених комірок типу КРУВ-6.



- 1а, 1б – підземні та поверхневі низьковольтні розподільні пункти;  
 2а, 2б – підземні і поверхневі трансформаторні підстанції;  
 3а – підземні розподільні високовольтні пункти (РПП-6);  
 4а – центральна підземна підстанція (ЦПП);  
 5 – головна знижувальна підстанція (ГЗП);  
 6 – підстанції енергосистем;  
 Іа, Іб, ІІа, ІІб, ІІІа, ІVа, V – ступені розподілу електроенергії

Рисунок 4.2 – Рівні узагальнення електричних навантажень і ступені розподілу електроенергії

## 4.2 Оцінка потенціалу електробереження від зниження потоків реактивної енергії

### 4.2.1 Вихідні дані задачі та припущення

Дослідження й аналіз потенціалу електробереження у системі підземного електропостачання за рахунок компенсації реактивних навантажень виконується на прикладі вугільної шахти ім. М. І. Сташкова ВАТ „Павлоградвугілля”, яка за багатьма гірничотехнічними показниками є характерною для шахт Західного Донбасу.

При розв’язанні поставлених завдань прийняті наступні припущення:

дослідження графіків навантажень, втрат потужності й електроенергії для усіх виробничих ділянок виконується за однаковий період  $T$ , кратний добі. Отримані результати поширюються на весь рік, тобто вважається, що добові графіки навантаження протягом року є стаціонарними, тобто такими, що повторюються. Такий підхід не суперечить результатам, які отримані при плануванні тривалості спостережень електроспоживання відповідних ділянок (див. п. 4.1.2);

у мережі напругою 660 В розглядаються характерні представники виробничих дільниць усіх основних технологічних процесів: видобутку, проходки, транспортування вугілля конвеєрами. Передбачається, що в електричних мережах на інших виробничих дільницях з аналогічними технологічними процесами ефект від впровадження компенсуючих пристроїв буде аналогічний.

Вихідними даними для проведення досліджень є:

загальна принципова схема електропостачання шахти (рисунок 4.3);

дані про струмоприймачів та споживання електроенергії різними виробничими дільницями, отримані за допомогою комплексу технічних засобів на шахті ім. Н.І. Сташкова ВАТ "Павлоградвугілля".

У названій шахті розкриті три горизонти: 140, 225 і 300 м. Живлення розподільних підземних пунктів мережі напругою 6 кВ ведеться від центральної підземної підстанції горизонту 225 м (ЦПП гор. 225 м), РПП-6 кВ білястовбурного двору та РПП-6 кВ головного водовідливу (ГВ). У свою чергу, вони та ЦПП горизонтів 140 і 300 м одержують живлення від двох секцій ГЗП, спеціально виділених для підземних струмоприймачів (СП).

На кожній секції ГЗП, що живить підземних електроприймачів, установлені конденсаторні батареї потужністю по 2700 квар, що дозволяє розвантажити живильні лінії електропередачі. Це дає змогу утримувати коефіцієнт потужності на шинах ГЗП в межах наближених до нормативного значення (0,97). У той же час середньодобовий коефіцієнт потужності підземних СП значно нижчий (не перевищує 0,85).

Таким чином за станом проблеми є доцільним розгляд питання про визначення потужності додаткових джерел реактивної потужності в підземній електричній мережі для розвантаження кабельних ліній електропередачі і трансформаторів, що дозволить зменшити втрати потужності й активної енергії, а також знизити втрати напруги в елементах системи підземного електропостачання.

#### 4.2.2 Перетворення розподільних високовольтних та дільничних мереж напругою 660 В

Перетворимо схему високовольтної підземної мережі, зображену на рисунку 4.3, у вигляд, зручний для матричного методу розрахунків втрат електроенергії. Приймаємо, що схема працює у нормальному режимі, усі секційні комірочки відключені. Секції та розподільні пункти, до яких не підключене навантаження, не враховуються. Отримана схема представлена на рис. 4.4.

На рисунках. 4.5-4.8 з тією ж метою наведені перетворені дільничні схеми живлення на напрузі 660 В 812-ї лави (рисунок 4.5), магістрального конвеєра 2Л100У №1 (рисунок 4.6), 812-го збірного штреку (рисунок 4.8), а також струмоприймачів підготовчого вибою з проходки відкаточного квершлага горизонту 300 м (рис. 4.7).

На схемах (рисунки 4.5-4.8) показані живильні кабельні лінії напругою 6 кВ, пересувні дільничні підземні підстанції (ПДПП) і розподільна мережа низької напруги, від якої отримують живлення розподільні підземні пункти на напрузі 0,66 кВ.



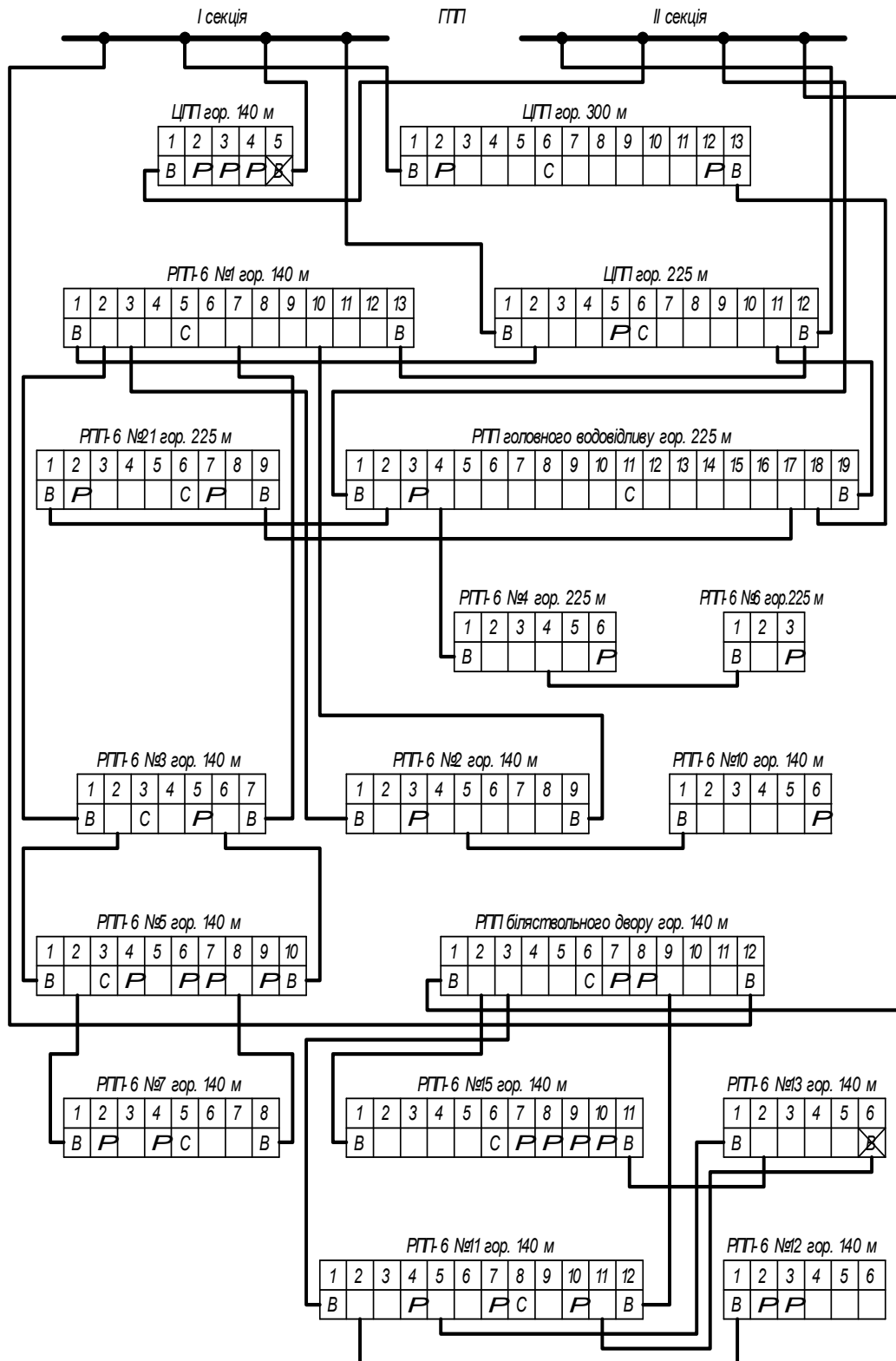


Рисунок. 4.3 – Схема підземного електропостачання вугільної шахти

РПП-0,66 комплектуються автоматичними вимикачами і магнітними пускачами вибухозахищеного виконання, станціями керування та іншим устаткуванням.

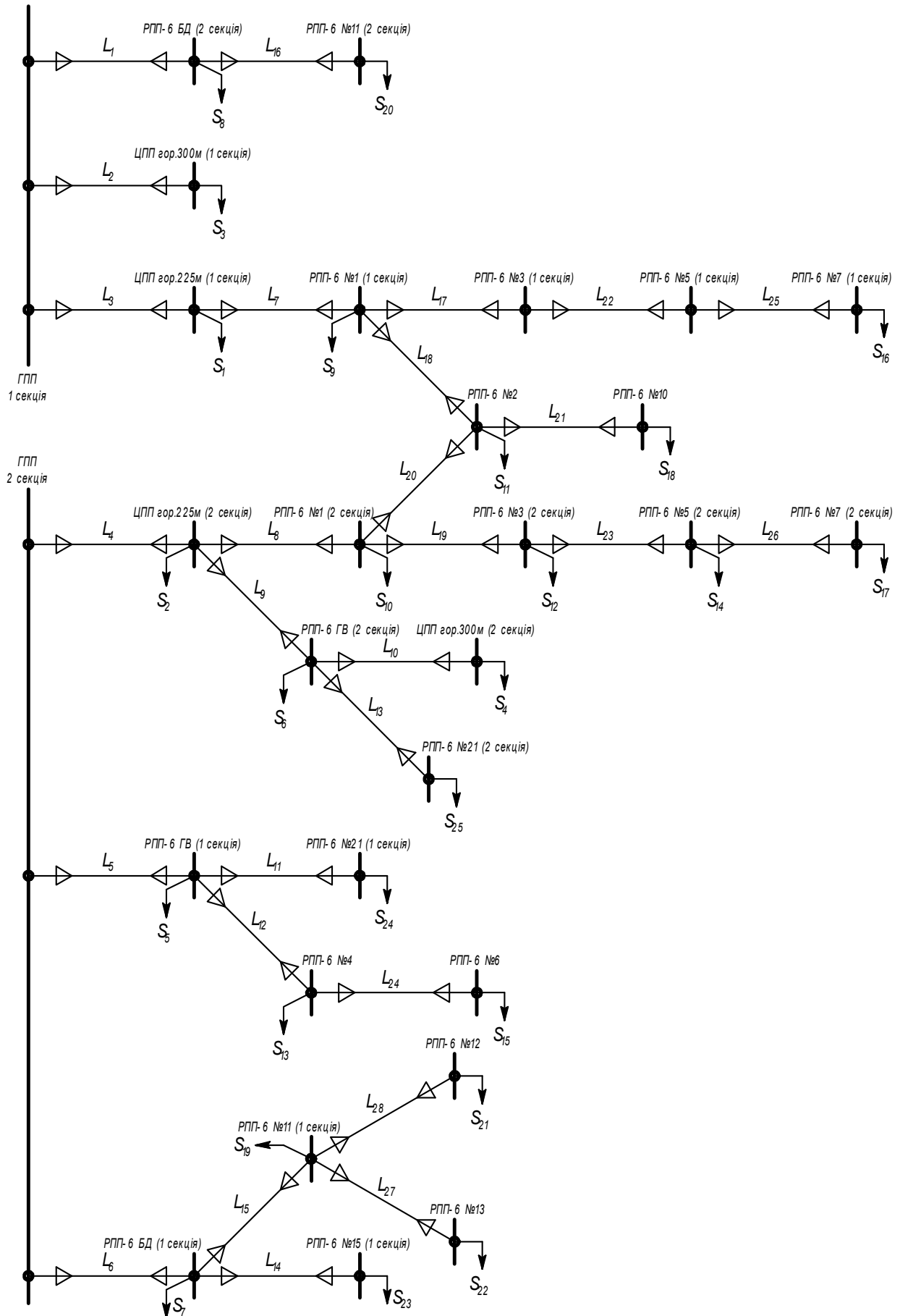


Рисунок 4.4 – Схема підземної високовольтної мережі 6 кВ

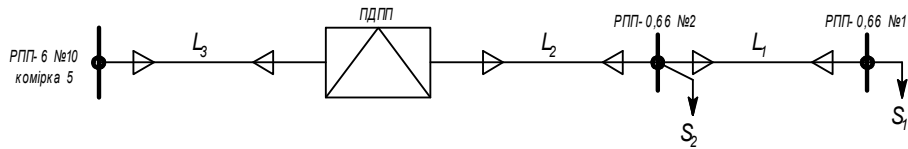


Рисунок 4.5 – Схема електропостачання 812-ї лави

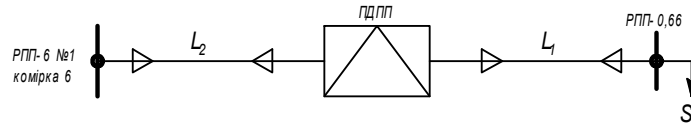


Рисунок 4.6 – Схема електропостачання конвеєра 1Л100У №1

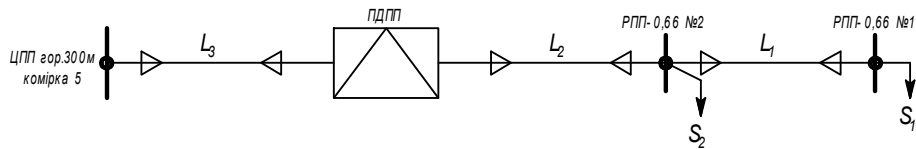


Рисунок 4.7 – Схема електропостачання підготовчого вибою

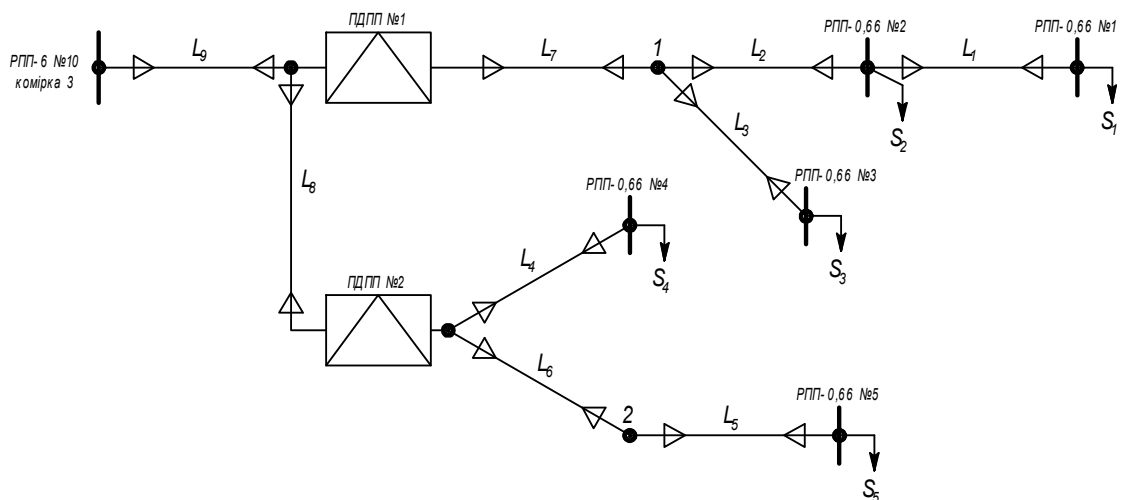


Рисунок 4.8 – Схема електропостачання 812-го збирного штреку

Марки і довжини високовольтних та низьковольтних кабельних ліній підземної системи електропостачання шахти, для прикладу, приведені у таблиці 4.7.

На кожній секції ГЗП, що живить підземних електроприймачів, установлені конденсаторні батареї потужністю по 2700 квар, що дозволяє розвантажити живильні лінії електропередачі. Це дає змогу утримувати коефіцієнт потужності на шинах ГЗП в межах наближених до нормативного значення (0,97). У той же час середньодобовий коефіцієнт потужності підземних СП значно нижчий (не перевищує 0,85).

Таблиця 4.7 – Дані кабельних ліній підземної мережі

Найменування	Точки підключення		Марка	Довжина м
	початок	кінець		
Мережа 6 кВ	ГЗП, 1 секція	РПП-6 НД, 2 секція	ЦСКН-6 3×120	460
	ГЗП, 1 секція	ЦПП гор. 300 м, 1 секція	ЦСКН-6 3×120	620
	ГЗП, 1 секція	ЦПП гор. 225 м, 1 секція	ЦСКН-6 3×150	500
	ГЗП, 2 секція	ЦПП гор. 225 м, 2 секція	ЦСКН-6 3×150	500
	ГЗП, 2 секція	РПП-6 ГВ, 1 секція	ЦСКН-6 3×150	520
	ГЗП, 2 секція	РПП-6 БД, 1 секція	ЦСКН-6 3×120	460
	ЦПП гор. 225 м, 1 секція	РПП-6 №1, 1 секція	СБН-6 3×120	1200
	ЦПП гор. 225 м, 2 секція	РПП-6 №1, 2 секція	СБН-6 3×120	1200
	ЦПП гор. 225 м, 2 секція	РПП-6 ГВ, 2 секція	ЦСКН-6 3×150	100
	РПП-6 ГВ, 1 секція	РПП-6 №21, 1 секція	СБВШ-6 3×70	1800
	РПП-6 ГВ, 1 секція	РПП-6 №4 1 секція	СБН-6 3×95	470
	РПП-6 ГВ, 2 секція	РПП-6 №21, 2 секція	СБВШ-6 3×70	1800
	РПП-6 ГВ, 2 секція	ЦПП, 2 секція	ЦСКН-6 3×120	280
	РПП-6 БД 1 секція	РПП-6 №15, 1 секція	СБН-6 3×95	4200
	РПП-6 БД 1 секція	РПП-6 №11, 1 секція	СБВШ-6 3×120	2200
	РПП-6 БД 2 секція	РПП-6 №11, 2 секція	СБВШ-6 3×120	2200
	РПП-6 №1 1 секція	РПП-6 №3, 1 секція	СБН-6 3×95	1600
	РПП-6 №1 1 секція	РПП-6 №2, 1 секція	СБВШ-6 3×50	800
	РПП-6 №1 2 секція	РПП-6 №3, 2 секція	СБН-6 3×95	1600
	РПП-6 №1 2 секція	РПП-6 №2	СБВШ-6 3×50	800
Мережа 6 кВ	РПП-6 №2	РПП-6 №10 1 секція	СБН-6 3×50	1200
	РПП-6 №3 1 секція	РПП-6 №5 1 секція	СБВШ-6 3×50	1200
	РПП-6 №3 2 секція	РПП-6 №5 2 секція	СБН-6 3×50	1200
	РПП-6 №4	РПП-6 №6 1 секція	СБВШ-6 3×50	2870
	РПП-6 №5 1 секція	РПП-6 №7 1 секція	СБВШ-6 3×50	1200
	РПП-6 №5 2 секція	РПП-6 №7 2 секція	СБН-6 3×50	1200
	РПП-6 №11 1 секція	РПП-6 №12 1 секція	СБН-6 3×50	950
	РПП-6 №11 1 секція	РПП-6 №13 1 секція	СБВШ-6 3×95	1160
812 лава	РПП-0,66 №2	РПП-0,66 №1	КГЭШ 2(3×50)	50
	ПДПП	РПП-0,66 №2	КГЭШ 3×120	10
	РПП-6 №10 комірка 5	ПДПП	СБН-6 3×35	1490
Конвеєр 1Л100У	ПДПП	РПП-0,66	СБН-1 3×70	190
	РПП-6 №1 комірка 6	ПДПП	СБН-6 3×50	15
Підготовчий вибір відкаточно	РПП-0,66 №2	РПП-0,66 №1	СБВШ-1 3×95	200
	ПДПП	РПП-0,66 №2	ГРШЭ 3×70	10
	ЦПП гор. 300 м комірка 5	ПДПП	СБВШ-6 3×50	60
812 збірний штрек	РПП-0,66 №2	РПП-0,66 №1	СБН-1 3×50	180
	1	РПП-0,66 №2	СБН-1 3×50	110
	1	РПП-0,66 №3	СБН-1 3×35	190
	ПДПП №2	РПП-0,66 №4	СБН-1 3×50	250
	2	РПП-0,66 №5	КГЭШ 3×50	140

#### 4.2.3 Моделювання графіків навантажень і поточкорозподілення реактивних потужностей у мережі

При відомих вихідних даних у вигляді ступінчатих з півгодинним осередненням графіків активних та реактивних навантажень виробничих дільниць за добу розподілення потужностей в елементах мережі здійснюється звичайними методами. В деяких випадках потужності окремих дільниць та поточкорозподілення в мережі визначається за допомогою моделювання [91].

Для цього використовуються звісні розрахункові моделі, а в деяких випадках й більш складні алгоритми. При такому підході до моделювання приймаються наступні припущення:

- для дільниць з невідомими графіками навантажень, але з однаковими технологічними процесами приймаються графіки подібні за формою звісним, але з урахуванням пропорційності встановлених потужностей;
- установлені потужності  $P_{уст}$  кожної дільниці визначаються за затвердженими схемами підземного електропостачання шахти;
- графіки навантажень РПП-0,66 кВ виробничих дільниць, які розглядаються, приймаються подібними до графіків навантаження на початку кабельної лінії 6 кВ, з урахуванням пропорційності встановлених потужностей;
- навантаження механізмів і установок білястовбурного двору горизонту 140 м та струмоприймачів дільничного водовідливу приймається протягом доби незмінним, рівним розрахунковій потужності, яка визначається за формулами:

$$P_p = K_n \cdot P_{уст}, \quad (4.3)$$

$$Q_p = P_p \cdot \operatorname{tg} \varphi, \quad (4.4)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт попиту для даної групи струмоприймачів;

$\operatorname{tg} \varphi$  – значення, що відповідає коефіцієнту потужності.

Для струмоприймачів білястовбурного двору приймається  $K_n = 0,65$ ;  $\cos \varphi = 0,7$ . Для струмоприймачів дільничного водовідливу:  $K_n = 0,65$ ;  $\cos \varphi = 0,8$  [88].

- навантаження зарядних пристроїв ЗУК приймається незмінним протягом доби і визначається за формулою [89]:

$$P_p = \frac{k_o \cdot M \cdot P_{н.в}}{\eta_e}, \quad (4.5)$$

де  $k_o$  – коефіцієнт одночасності вмикання, рівний 0,85...0,90;

$M$  – число робочих зарядних пристроїв;

$P_{н.в}$  – номінальна потужність зарядного пристрою, кВт;

$\eta_e$  – коефіцієнт корисної дії, рівний 0,85.

Реактивне навантаження струмоприймачів розраховується за формулою (4.4) при  $\cos \varphi = 0,8$ .

Склад струмоприймачів, встановлена потужність кожної дільниці й отримані результати приведені у таблиці 4.8. У зв'язку зі значним обсягом даних, у таблицю внесені тільки середньозмінні значення активних  $P_{с.зм}$  і реактивних  $Q_{с.зм}$  потужностей, а також максимальні  $Q_{макс}$  і мінімальні  $Q_{мін}$  значення реактивної потужності, що достатньо для оцінки меж зміни реактивного навантаження дільниць.

На підставі таблиці 4.8 побудовані графіки навантажень по кожній секції РПП-6 і ЦПП, які отримані підсумовуванням навантажень відповідних приєднань. Для прикладу, на рисунку 4.9 приведені графіки навантажень струмоприймачів, які живляться від РПП-6 №2 і РПП-6 №10 горизонту 140 м.

У таблиці 4.9 приведені дані про добове споживання електроенергії підземними струмоприймачами шахти ім. М.І. Сташкова з урахуванням отриманих результатів.

З таблиці видно, що найбільшу частку реактивної електроенергії споживають дільниці видобутку та конвеєрний транспорт. Саме для них характерний і найбільш низький коефіцієнт потужності. Звідси випливає, що доцільно розміщувати компенсуючі пристрої у вузлах мережі наближених до даних виробничих дільниць.

#### 4.2.4 Вибір методу розрахунку сталого режиму складнорозгалужених електричних мереж

Електричний розрахунок здійснюється для вирішення наступних задач: визначення втрат потужності та енергії в окремих елементах мережі і для мережі в цілому, вибору перетинів струмопровідних жил кабелів, вибору пристроїв для регулювання напруги і компенсації реактивної потужності та багатьох інших [91].

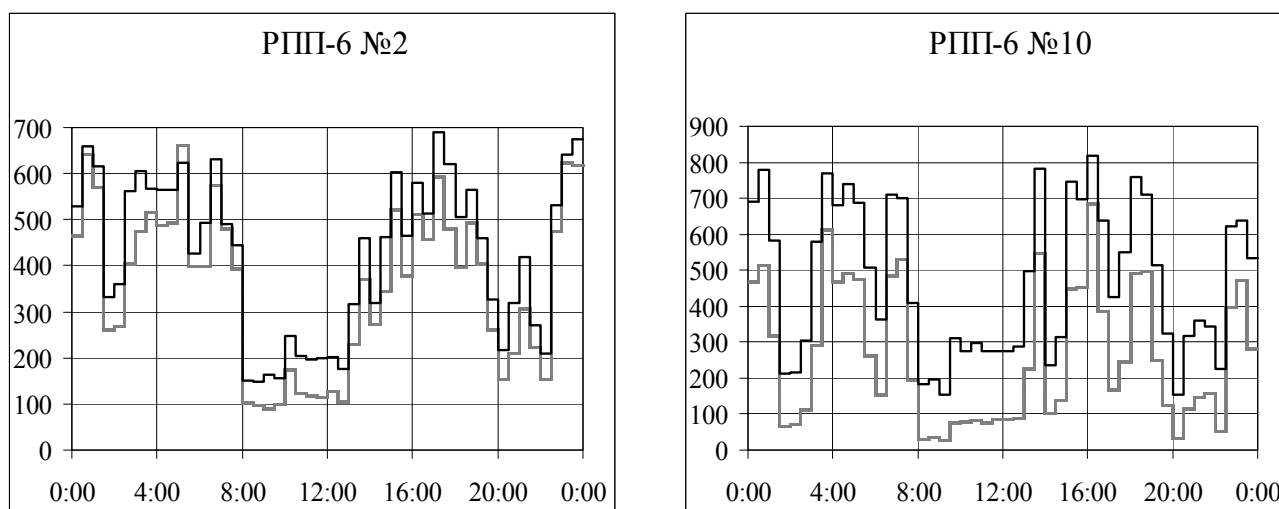


Рисунок 4.9 – Добові графіки навантажень струмоприймачів РПП-6 №2 і РПП-6 №10

Складність і громіздкість розрахунків сталих режимів істотно залежать від типу й розгалуженості мережі, яка розглядається. При цьому істотними виявляються і вимоги достатньої точності виконання розрахунків. Необхідно розрізнити наступні уявлення про точність розрахунків: вірогідність вихідних даних, необхідна точність одержуваних результатів і точність виконання проміжних обчислень у процесі технічного виконання розрахунку. Остання вимога значною мірою обумовлюється застосовуваними розрахунковими засобами і використовуваним методом розрахунку [92].

Таблиця 4.8 – Споживання виробничих дільниць шахти ім. М.І. Сташкова ВАТ „Павлоградвугілля”

Позначення розподільного пункту	Комірка	Склад струмоприймачів	Технологічний процес	Активна потужність, кВт		Реактивна потужність, квар			Коефіцієнт потужності
				$P_{\text{вст}}$	$P_{\text{с.зм}}$	$Q_{\text{с.зм}}$	$Q_{\text{макс}}$	$Q_{\text{мін}}$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ЦПП гор. 225м, 1 секція	3	Білястовбурний двір; насосна головного	Білястовбурний двір	166,2	29,0	45,4	106,0	32,8	0,54
	4	Гараж-зарядна	Електровозний	—	301,5	226,1	226,1	226,1	0,80
ЦПП гор. 225м, 2 секція	7	Білястовбурний двір; насосна головного	Білястовбурний двір	231,5	40,4	63,3	147,7	45,7	0,54
	8	Гараж-зарядна	Електровозний	18,8	200,6	153,8	153,8	153,8	0,79
ЦПП гор. 300м, 1 секція	9	Конвеєр 2ЛБ-120; вугільне завантаження	Конвеєрний транспорт	340,1	45,9	72,8	163,4	13,2	0,53
	3	Насос ЦНС-300/360	Водовідлив	800,0	0,20	0,6	1,0	0,4	0,30
ЦПП гор. 300м, 2 секція	4	Механізми допоміжного ствола; насосна	Білястовбурний двір	116,3	20,34	31,8	74,2	22,9	0,54
	5	Насос ЦНС-300/420	Водовідлив	800,0	0,83	1,2	2,0	0,6	0,57
ЦПП гор. 300м, 2 секція	7	Насос ЦНС-300/420	Водовідлив	800,0	0,21	0,8	1,0	0,6	0,26
	8	Насосна головного водовідливу	Водовідлив	47,6	8,32	13,0	30,3	9,4	0,54
РПП-6 ГВ, 1 секція	9	Підготовчий вибій відкаточного	Проходка	222,0	21,19	23,4	85,4	17,4	0,67
	10	Насос ЦНС-300/420	Водовідлив	800,0	290,1	203,3	447,6	0,4	0,82
РПП-6 ГВ, 1 секція	11	Насос ЦНС-300/360	Водовідлив	800,0	0,6	2,8	4,4	1,4	0,21
	5	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	1,0	1,9	2,6	1,4	0,49
РПП-6 ГВ, 1 секція	6	Насосна головного водовідливу	Водовідлив	35,5	6,2	9,7	22,6	7,0	0,54
	7	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	0,2	0,2	0,4	0,2	0,60
РПП-6 ГВ, 2 секція	8	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	0,2	1,9	2,2	1,6	0,10
	9	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	1,1	1,5	1,8	1,2	0,61
РПП-6 ГВ, 2 секція	10	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	0,2	0,2	0,4	0,2	0,59
	12	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	517,0	249,9	278,4	2,0	0,90
РПП-6 ГВ, 2 секція	13	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	500,0	3,3	3,3	77,0	1,4	0,71

Продовження таблиці 4.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	14	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	500,0	0,32	0,90	1,20	0,60	0,33
	15	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	400,0	319,1	159,8	237,2	1,4	0,89
	16	Насос ЦНС-300/300	Водовідлив	500,0	577,0	440,3	492,2	393,0	0,79
РПП-6 БД,	4	Гараж-зарядна	Електровозний	12,2	309,4	234,2	234,2	234,2	0,80
РПП-6 БД, 2 секція	10	Білястовбурний двір	Білястовбурний двір	98,7	64,1	65,4	65,4	65,45	0,70
	11	Гараж-зарядна	Електровозний	8,8	307,2	232,0	232,0	232,0	0,80
РПП-6 №1,	4	Конвеєр 2Л100У №2 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	271,5	145,2	11,2	28,0	3,4	1,00
РПП-6 №1, 2 секція	6	Конвеєр 2Л100У №1 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	264,0	116,0	159,9	258,8	47,60	0,59
	8	Підготовчий вибій конвеєрного квершлягу	Проходка	311,0	34,8	36,9	81,8	21,77	0,69
	9	Контактне відкочування	Електровозний	—	5,2	3,4	4,60	2,4	0,84
	11	Конвеєр 2ЛУ-120 по ГКК	Конвеєрний транспорт	410,0	55,3	87,8	197,0	16,00	0,53
	12	Камера виправлення металу	Камера виправлення	145,0	4,4	25,3	74,0	12,00	0,17
РПП-6 №2	2	808 лава	Видобуток	544,2	70,1	98,9	240,8	3,6	0,58
	4	808 збірний штрек; 810 бортовий штрек	Видобуток	456,3	47,5	83,1	129,0	40,40	0,50
	5	Конвеєр 1Л100К №2 по ЗМКШ	Конвеєрний транспорт	165,0	73,1	73,9	111,0	14,60	0,70
	7	Конвеєр 1Л100К №1 по ЗМКШ	Конвеєрний транспорт	242,9	77,3	76,9	111,8	8,8	0,71
	8	Підготовчий вибій ЗМКШ;	Проходка	788,4	88,2	93,7	207,4	55,20	0,69
РПП-6 №3,	4	Конвеєр 2Л100У №3 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	308,5	135,6	186,8	302,4	55,62	0,59
РПП-6 №4	3	905 збірний штрек (підривка)	Видобуток	484,5	57,8	123,9	231,9	39,85	0,42
	4	814 бортовий штрек (погашення); ЗМКШ	Видобуток	446,4	46,5	81,3	126,2	39,52	0,50
	5	Підготовчий вибій при проведенні	Проходка	275,2	30,8	32,7	72,4	19,27	0,69
РПП-6 №5,	5	Конвеєр 1Л100К №4, №5 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	247,5	109,7	110,9	166,5	21,90	0,70
РПП-6 №6	2	Підготовчий вибій 835 бортового штреку	Проходка	373,8	41,8	44,4	98,3	26,17	0,69
РПП-6 №7,	3	Конвеєр 1Л100К №6, №7 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	240,0	106,4	107,5	161,4	21,24	0,70



Продовження таблиці 4.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
РПП-6 №7, 2 секція	6	Підготовчий вибій 845 збірний штреку	Проходка	287,2	32,1	34,1	75,5	20,1	0,69
	7	841 збірний штрек; 841 лава	Видобуток	891,7	122,7	239,4	455,9	70,4	0,46
РПП-6 №10	2	Конвеєр 1.Л100.№3 по ЗМКШ; водовідлив	Конвеєрний транспорт	277,5	43,9	72,4	113,8	22,6	0,52
	3	812 збірний штрек	Видобуток	578,7	69,0	148,0	277,0	47,6	0,42
	4	814 лава	Видобуток	536,0	64,0	100,1	228,0	16,6	0,54
	5	812 лава	Видобуток	538,0	84,7	151,8	332,2	29,6	0,49
РПП-6 №11, 1 секція	3	Конвеєр 2.ЛУ-120 №1 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	520,4	70,2	111,5	250,0	20,3	0,53
	6	Конвеєр 1.ЛТ-100.№1 по ЗМКШ	Конвеєрний транспорт	297,0	94,5	94,0	136,7	10,7	0,71
РПП-6 №11, 1 секція	9	Контактне відкочування	Електровозний	—	5,2	3,4	4,6	2,4	0,84
РПП-6 №12	4	406 лава; 406 збірний штрек	Видобуток	565,9	77,9	151,9	289,3	44,7	0,46
	5	410 збірний штрек	Видобуток	318,5	38,0	81,4	152,4	26,2	0,42
	6	Конвеєр 1.ЛУ-100 №2 по ЗМКШ	Конвеєрний транспорт	193,0	61,4	61,1	88,8	6,9	0,71
РПП-6 №13	3	Конвеєр 2.ЛУ-120 №2 по СМКШ	Конвеєрний транспорт	513,0	69,2	109,9	246,4	20,0	0,53
	4	509 збірний штрек	Видобуток	217,6	25,9	55,6	104,1	17,9	0,42
	5	509 лава	Видобуток	672,9	80,4	125,6	286,2	20,8	0,54
РПП-6 №15, 1 секція	2	603 збірний штрек; конвеєр 1.Л-80У №3 по СМКШ	Видобуток	540,0	96,2	147,8	251,3	37,0	0,55
	3	СМКШ	Проходка	330,5	37,0	39,3	86,9	23,1	0,69
	4	603 лава	Видобуток	584,0	75,2	106,2	258,4	3,8	0,58
	5	603 збірний штрек	Видобуток	410,0	48,9	104,8	196,2	33,7	0,42
РПП-6 №21, 1 секція	3	607 бортовий штрек	Видобуток	437,8	45,6	79,7	123,7	38,7	0,50
	4	410 лава	Видобуток	599,2	94,3	169,1	369,9	32,9	0,49
	5	513 збірний штрек	Видобуток	426,3	44,4	77,6	120,5	37,7	0,50
РПП-6 №21, 1 секція	8	Дільничний водовідлив	Водовідлив	356,0	231,4	173,5	173,5	173,0	0,80

Примітка. Умовні позначення в таблиці: ГВ – головний водовідлив; БД – білястовбурний двір; ГКК – головний конвеєрний квершлаг; ЗМКШ – західний магістральний конвеєрний штрек; СМКШ – східний магістральний конвеєрний штрек.

Таблиця 4.9 – Добове споживання електроенергії підземними струмоприймачами шахти ім. М.І. Сташкова

Технологічний процес	Активна енергія, тис. кВт·год	Реактивна енергія, тис квар·год	Частка від загальношахтних витрат реактивної енергії, %	Коефіцієнт потужності
Видобуток	28,56	51,05	34,8	0,49
Проходка	6,87	7,32	5,0	0,68
Конвеєрний транспорт	28,91	32,09	21,9	0,67
Водовідлив	41,43	26,20	17,8	0,85
Решта	36,46	30,19	20,6	0,77
Всього	142,22	146,85	100,0	0,70

Розрахунок сталого режиму будь-якої схеми заміщення електричної мережі в кінцевому рахунку зводиться до рішення системи лінійних алгебраїчних рівнянь. Тому для виконання необхідних перетворень у запису алгоритму рішення доцільно скористатися апаратом лінійної алгебри – алгеброю матриць. При цьому досягаються достатні компактність і наочність визначення алгоритму рішення, автоматичність у виконанні обчислень, можливість багаторазового застосування складених програм розрахунку для різних електричних мереж.

Як впливає з рисунка 4.4, система підземного електропостачання вугільної шахти являє собою досить складну розгалужену електричну мережу. Тому, враховуючи вищесказане, а також необхідність багаторазового виконання однотипних обчислень, для розрахунку сталого режиму та втрат електроенергії приймається метод вузлових потенціалів за матрицею вузлових провідностей мережі з обчисленням напруги у вузлах ітераційним методом, що реалізується із застосуванням ЕОМ.

При виконанні розрахунків приймаються наступні положення:

кабельні лінії електропередачі (КЛ) та трансформатори представляються у вигляді схем заміщення із зосередженими параметрами;

у схемі заміщення КЛ напругою 6 кВ враховуються активний і реактивний опори, а також зарядна потужність лінії;

у схемі заміщення КЛ напругою 0,66 кВ враховується тільки активний опір.

#### 4.2.5 Розробка алгоритму і програми для розрахунку втрат потужності та електроенергії

У даному розділі приймаються наступні умовні позначки:

$X[n]$  – вектор-стовпець, що містить  $n$  елементів;

$X[m, n]$  – матриця, що складається з  $m$  рядків і  $n$  стовпців;

$X_D$  – діагональна матриця;

$X_T$  – транспонована матриця;

$X^*$  – сполучена матриця;

$X^{-1}$  – зворотна матриця;

$X_i$  –  $i$ -й елемент вектора або  $i$ -й стовпець матриці;

$X_{i,j}$  – елемент матриці, що знаходиться на перетинанні  $i$ -того рядка і  $j$ -того стовпця;

$X^-$  ( $X^+$ ) – матриця, що містить тільки від'ємні (додатні) елементи, інші елементи замінені нулями;

$v, g$  – відповідно кількість вузлів та гілок у схемі;

$t$  – число проміжків часу, які розглядаються.

На рисунку 4.10 представлений алгоритм розрахунку втрат потужності й електроенергії в електричних мережах, орієнтований на застосування в системі енергомоніторингу, описаний в [93]. Позначення величин, що використовуються при розрахунку приведені в таблиці 4.10.

Нижче наведено короткий опис алгоритму за окремими блоками:

1 – Введення вихідних даних по гілкам та вузлам схеми заміщення, що повинні бути попередньо пронумеровані в довільному порядку (за винятком базисного вузла, номер якого приймається рівним 0). Дані по гілках наступні: номер гілки, повний опір гілки, зарядна потужність лінії і два номери вузлів, що обмежують цю гілку. Дані по вузлах: активна та реактивна потужність споживачів, втрати холостого ходу трансформаторів і потужність компенсуючих пристроїв, встановлених у вузлах.

2...8 – Розрахунок першої матриці інциденцій по заданим номерам гілок та вузлів.

9 – Формування комплексного значення повної потужності у вузлах схеми.

10 – Визначення сумарної зарядної потужності у вузлах схеми на підставі зарядних потужностей ліній і першої матриці інциденцій.

11 – Завдання початкового значення втрат електроенергії.

12 – Початок циклу. Розрахунок усіх величин усередині циклу виконується для кожного проміжку часу, що розглядається.

13 – Розрахунок сумарної потужності у кожному вузлі. Матриця представляється у вигляді діагональної.

14 – Обчислення власних і взаємних провідностей гілок схеми.

15...17 – Розрахунок напруги у вузлах. Обчислення виконуються ітераційним методом задану кількість  $it$  разів.

18...21 – Розрахунок струмів та втрат потужності у гілках схеми та сумарних втрат електроенергії.

22 – Вивід добових втрат електроенергії, що отримані у результаті розрахунку.

На підставі приведеного алгоритму у прикладному математичному пакеті (MathCAD 2001i) розроблені дві програми для розрахунку втрат електричної енергії в електричних мережах, що не містять трансформаторів та з трансформаторами відповідно. Враховуючи значний обсяг, повний текст програм у записці не приводиться. Короткий опис роботи зі складеними програмами розглядається нижче.

На рисунку 4.11 приведена складова частина першої програми – функція, призначена для розрахунку втрат потужності, електроенергії та напруги у електричній мережі, що не містить трансформаторів.

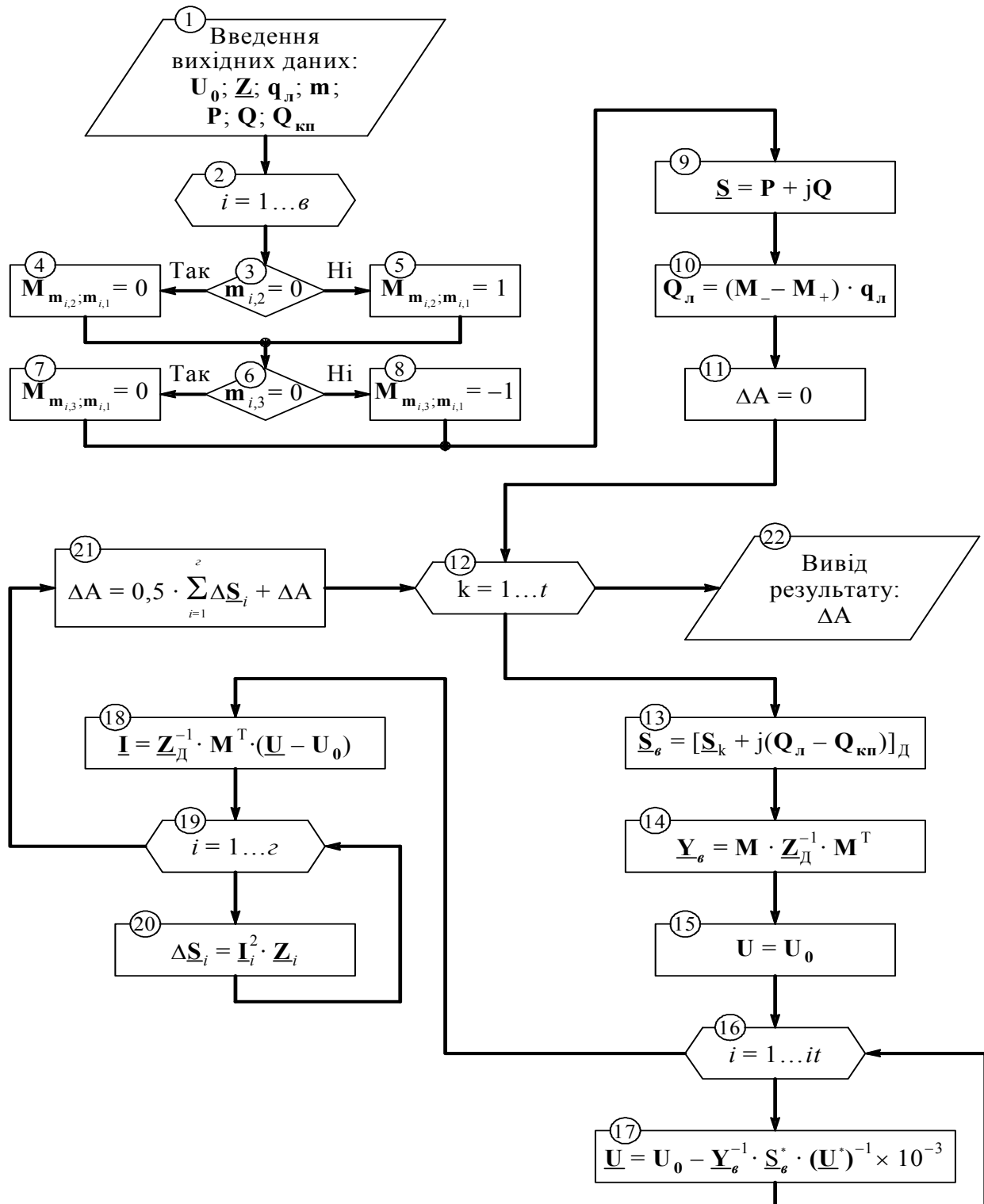


Рисунок 4.10 – Алгоритм розрахунку втрат електроенергії в електричних мережах

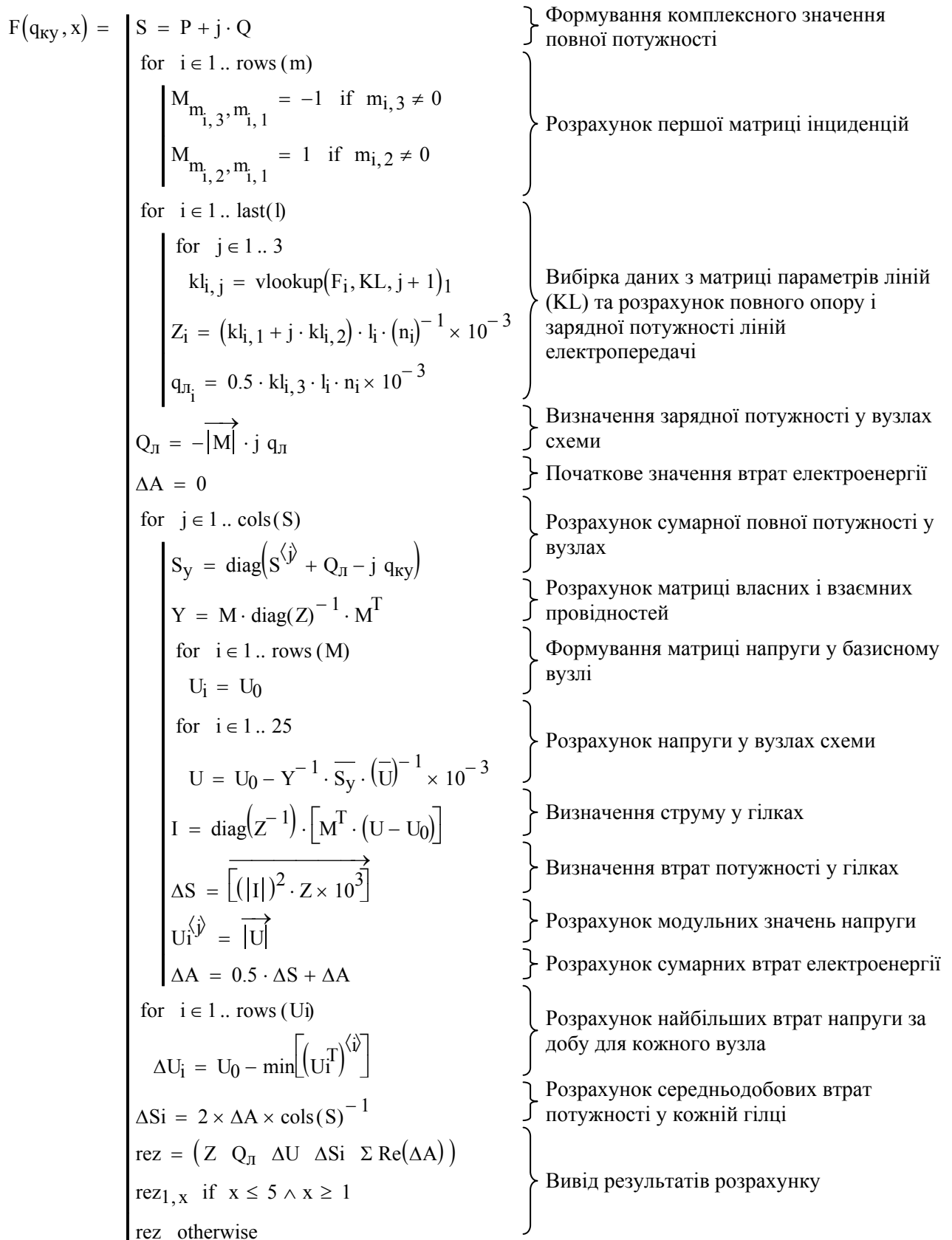


Рисунок 4.11 – Функція для розрахунку втрат електроенергії у прикладному математичному пакеті MathCAD 2001i

Вихідними даними для виконання розрахунків є: напруга у базисному вузлі  $U_0$ ; довжина  $L$ , перетин  $F$  та число ліній електропередачі;  $n$ ; номер гілки у схемі та номери вузлів, що обмежують цю гілку; потужність компенсуючих пристроїв, що встановлені у вузлах мережі  $Q_{kp}$ ; активна  $P$  і реактивна  $Q$  потужності струмоприймачів. У вихідних даних також задається матриця  $KL$ , що містить параметри ліній: питомі активний і індуктивний опори та питому зарядну потужність (відповідно 2, 3 і 4 стовпець) у залежності від перетину лінії електропередачі (1 стовпець) і напруги мережі, із якого автоматично виконується вибірка даних у залежності від опору кожної гілки.

Таблиця 4.10 – Характеристика величин, що використовуються при розрахунку втрат електроенергії за розробленим алгоритмом

Найменування величини	Літерне позначення	Розмірність матриці	Одиниця вимірювання	Характеристика величини
Напруга базисного вузла	$U_0$	[В]	кВ	Вихідна
Повний опір гілок схеми	$Z$	[Г]	Ом	
Зарядна потужність ліній електропередачі	$q_l$	[Г]	квар	
Нумерація гілок та відповідних вузлів схеми	$m$	[Г, 3]	—	
Активне навантаження у вузлах схеми	$P$	[В, t]	кВт	
Реактивне навантаження у вузлах схеми	$Q$	[В, t]	квар	
Потужність компенсуючих пристроїв у вузлах	$Q_{kp}$	[В]	квар	
Перша матриця інцидентій	$M$	[В, Г]	—	
Повне навантаження у вузлах схеми	$S$	[В, t]	кВ·А	
Зарядна потужність у вузлах	$Q_l$	[В]	квар	
Сумарна повна потужність у вузлах схеми	$S_v$	[В, В]	кВ·А	
Власна та взаємна провідність вузлів	$Y_v$	[В, Г]	См	
Напруга у вузлах схеми	$U$	[В]	кВ	
Струм у гілках схеми	$I$	[Г]	А	
Втрати потужності у гілках	$\Delta S$	[Г]	кВ·А	
Сумарні втрати електроенергії	$\Delta A$	—	кВт·год	Результат

Хід розрахунку в цілому відповідає алгоритмові і коротко приведений на рисунку, тому додаткових пояснень не вимагає. У параметрах функції  $F$  задаються потужність компенсуючих пристроїв  $Q_{kp}$  та цифра, що визначає вивідний результат (1 – повні опори гілок, 2 – зарядна потужність у вузлах, 3 – найбільші втрати

напруги для кожного вузла, 4 – середньодобові втрати потужності у кожній гілці, 5 – сумарні втрати активної електроенергії, будь-яка інша – всі зазначені величини).

При розрахунку втрат електроенергії у схемах електропостачання виробничих ділень (рисунки 4.5-4.8) програма трохи ускладнюється у зв'язку з наявністю у схемі трансформаторів. Ще однією особливістю розрахунку даних схем є те, що відоме навантаження тільки в точці приєднання кабельної лінії до комірки КРП розподільного підземного пункту.

Як відмічалось вище, графіки навантаження груп струмоприймачів, підключених до РПП-0,66 приймаються подібними до графіка навантаження на початку лінії пропорційно встановленим потужностям. У зв'язку з тим, що втрати потужності в елементах мережі невідомі, навантаження груп електроприймачів визначається ітеративним методом. На першому етапі розрахунку втрати потужності в мережі приймаються рівними нулю, навантаження груп струмоприймачів визначається по потужності на початку лінії з урахуванням коефіцієнтів пропорційності, що рівні відношенню потужності кожної ділянки до сумарної потужності. За отриманим значенням навантажень визначаються сумарні втрати потужності у мережі, що потім віднімаються від навантаження на початку лінії, після чого розрахунок повторюється.

Вихідними даними, додатково до зазначених вище, у програмі, яка розглядається, є: коефіцієнт трансформації  $k_t$ , що дорівнює відношенню вищої і нижчої напруги трансформатора.

У вихідних даних також задається таблиця параметрів трансформаторів TR, що включає втрати холостого ходу і короткого замикання, струм холостого ходу, напругу короткого замикання і напругу обмоток (відповідно 2-7 стовпці) у залежності від номінальної потужності трансформатора (1 стовпець).

При нумерації гілок кабельної лінії напругою 6 кВ повинні мати останні номери, при цьому номер першої з гілок, що містять КЛ 6 кВ також задається у вихідних даних. Це необхідно у зв'язку з тим, що розрахунок опорів кабельних ліній 6 і 0,66 кВ виконується по різним формулам.

Для спрощення введення й обробки вихідних даних, дані по лініям електропередачі та трансформаторам вводяться разом з використанням двох матриць. При цьому для гілок схеми, що містять лінії електропередачі в першій матриці L вказується довжина лінії, а для гілок, що містять трансформатори – будь-яке негативне число, у другій матриці FS - відповідно перетини ліній електропередачі та номінальна потужність трансформаторів.

У зв'язку зі значним обсягом, а також із метою прискорення розрахунків програма розбита на ряд окремих функцій:

розрахунок першої матриці інциденцій;

визначення повних опорів гілок схеми, зарядної потужності кожної гілки, що містить лінію електропередачі та втрат холостого ходу трансформатора;

розрахунок навантажень груп струмоприймачів;

обчислення втрат потужності, електроенергії та напруги у електричній мережі.

Функції для визначення параметрів елементів мережі і навантаження струмоприймачів та короткий опис етапів розрахунку приведені на рисунку 4.12.

#### 4.2.6 Визначення потенціалу електрозбереження від компенсації реактивної потужності

Для розробки і обґрунтування заходів щодо підвищення рівня електровикористання оцінимо завантаженість розподільних мереж реактивною потужністю і викликані цим втрати електроенергії в підземній частині системи електропостачання шахти.

В теперішній час компенсуючі установки (зазвичай це конденсаторні установки) на шахтах встановлюються тільки на поверхні. Підключаються вони звичайно до шин головної знижувальної підстанції або центрального розподільного пункту (ЦРП), тим самим забезпечується коефіцієнт потужності в цілому по шахті в межах 0,92..0,98. В той же час коефіцієнт потужності підземних струмоприймачів залишається дуже низьким.

Втрати ЕЕ в елементах мережі СПЕП (див. рисунки 4.4-4.8), які викликані потоками реактивної енергії, визначимо за умови загальновідомих, а також додаткових припущень:

на шинах 6 кВ ГЗП підтримується постійний рівень напруги ( $\delta U = +5\%$ );

у схемі заміщення кабельної лінії (КЛ) напругою 6 кВ враховується активний і реактивний опори, а також зарядна потужність лінії, а для КЛ– 0,66 кВ враховується тільки активний опір;

протягом розрахункового періоду припускається стабільний рівень продуктивності шахти та відносна незмінність за формою добового графіка навантажень СП підземних дільниць і установок.

Розрахункові дані по втратах ЕЕ в елементах СПЕП за ступеневим принципом її опису (дивись рис.4.2), згідно фактичним схемам (рисунки 4.4-4.8), зведені в таблицю 4.11.

З наведених даних видно, що близько 75% всіх втрат ЕЕ в підземній частині системи електропостачання шахти приходить на III та IV ступені розподілу ЕЕ і лише 25% на інші.

Враховуючи достатньо низький рівень коефіцієнта потужності підземних струмоприймачів (дивись табл. 4.8), різний характер навантажень на рівнях їх узагальнення, а також структуру втрат ЕЕ по розподільних ступенях СПЕП (дивись табл. 4.11) доцільно оцінити потенціал енергозбереження від зниження потоків реактивної енергії по всіх ступенях розподілу ЕЕ за прийнятий розрахунковий період.

Під потенціалом електрозбереження  $\Omega$  далі будемо розуміти різницю між існуючими втратами ЕЕ ( $\Delta A_f$ ) на певній ступені розподілу ЕЕ і втратами ( $\Delta A_{\min}$ ) за умови повної компенсації реактивної потужності на відповідному рівні узагальнення навантажень, яка у відсотках від загального об'єму втрат ЕЕ ( $\Delta A_{\Sigma}$ ) у підземній мережі шахти дорівнює, %:

$$\Omega = \frac{\Delta A_f - \Delta A_{\min}}{\Delta A_{\Sigma}} 100 .$$



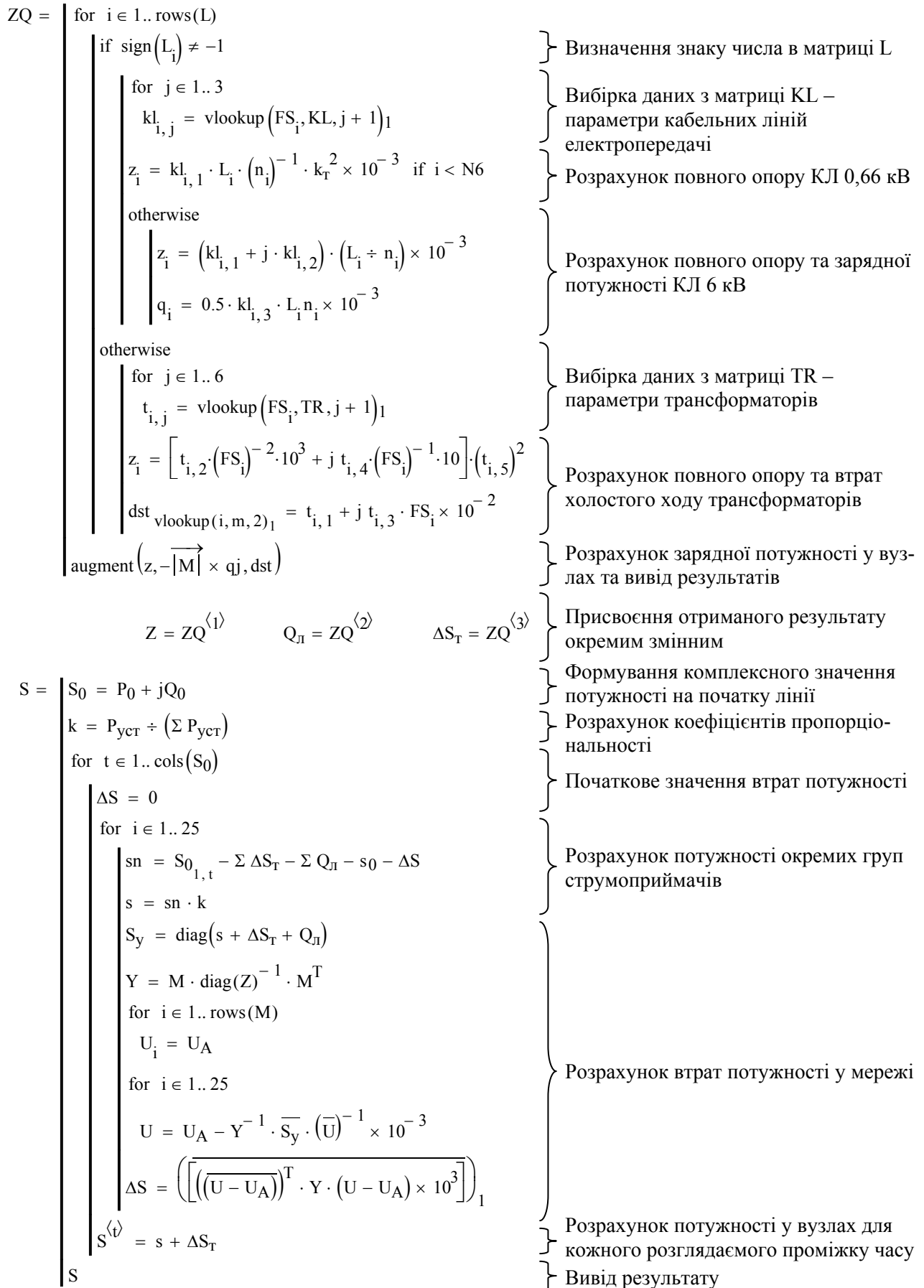


Рисунок 4.12 – Функції для розрахунку параметрів елементів електричної мережі та навантаження струмоприймачів, підключених до РПП-0,66 кВ

Таблиця 4.11 – Добові втрати активної електроенергії в елементах СПЕП типової шахти

Ступінь розподілу ЕЕ	Видобувні зміни			Ремонтна зміна		
	Втрати ЕЕ:					
	в СПЕП, кВт·год	від загальних втрат ЕЕ в СПЕП, %	від загально-го споживання ЕЕ підземними ЕП, %	в СПЕП, кВт·год	від загальних втрат ЕЕ в СПЕП, %	від загально-го споживання ЕЕ підземними ЕП, %
I	524,4	12,45	0,29	84,2	11,10	0,21
II	490,2	11,64	0,27	95,4	12,58	0,24
III	1582,4	37,58	0,89	329,4	43,43	0,82
IV	1613,9	38,33	0,90	249,5	32,90	0,62
Усього	4210,9	100,00	2,36	758,5	100,00	1,88

За результатами розрахунків в таблиці 4.12 наведені дані про фактичний потенціал електрозбереження для СПЕП діючої шахти, які отримані шляхом моделювання графіків навантажень для відповідних рівнів узагальнення навантажень.

За отриманими результатами можна зробити наступні висновки:

потенціал енергозбереження від зниження потоків реактивної енергії в цілому з урахуванням ремонтної і видобувних змін складає близько 55-57% відносно загального об'єму втрат ЕЕ в підземній мережі шахти, що свідчить про значну частку втрат ЕЕ, обумовлених перетіканнями реактивної потужності внаслідок низького рівня електровикористання обладнання;

Таблиця 4.12 – Потенціал енергозбереження від компенсації потоків реактивної енергії в елементах СПЕП шахти

Ступінь розподілу ЕЕ	Видобувні зміни					Ремонтна зміна				
	Потенціал енергозбереження, %									
	максимальний*	Рівень узагальнення навантажень				максимальний*	Рівень узагальнення навантажень			
		РП-0,66 кВ	КТПВ (шини 0,69 кВ)	РПП-6 кВ	ЦПП		РП-0,66 кВ	КТПВ (шини 0,66 кВ)	РПП-6 кВ	ЦПП
I	5,09	5,09	0,21			0,84	0,84	0,03		
II	6,28	6,27	6,24			1,26	1,25	1,25		
III	20,95	20,86	20,77	20,68	0,25	4,37	4,37	4,35	4,34	0,05
IV	15,32	10,93	10,86	10,93	15,05	2,34	1,83	1,82	1,87	2,29
Усього	47,64	43,15	38,08	31,61	15,30	8,80	8,30	7,45	6,21	2,33

у ремонтні зміни потенціал енергозбереження значно нижчий за його значення у видобувні зміни, особливо на перших двох ступенях розподілу ЕЕ, але більшу частку цього потенціалу можливо використати за умови компенсації реактивних навантажень в розподільній мережі 6 кВ; тому цілодобова робота компенсувальних пристроїв доцільна саме на рівні РПП-6 кВ і ЦПП, але у ремонтні зміни компенсована потужність має бути нижчою, ніж у видобувні;

найбільший потенціал енергозбереження має місце на III та IV ступені розподілу ЕЕ (див. табл. 4.12), який загалом складає 51% (43% від загальних втрат ЕЕ; при цьому до 38% (37% загальних втрат можна ліквідувати за умови компенсації реактивних навантажень на рівні РПП-6 кВ.

Таким чином, з огляду на структуру втрат по ступенях розподілу ЕЕ і відповідний потенціал енергозбереження є доцільним першочергово вирішувати питання зі зниження потоків реактивної енергії в розподільній мережі шахт напругою 6 кВ.

### 4.3 Дослідження впливу техніко-економічних факторів на рівень оптимальної компенсації в розподільних мережах

#### 4.3.1 Визначення рівня компенсації з урахуванням втрат електроенергії та специфіки видів виконання устаткування

Формування вихідних даних. Як вказувалося вище (дивись п. 4.2), для розрахунку втрат електроенергії за допомогою розроблених програм необхідно попередньо пронумерувати в довільному порядку вузли і гілки схем електропостачання. На рисунку 4.13 представлені розрахункові схеми мережі 6 кВ підземного електропостачання і виробничих дільниць, що відповідають схемам, представленим на рисунках 4.4-4.8, на яких всі елементи замінені пронумерованими відрізками, що являють собою гілки схем заміщення і проставлені номери вузлів, що обмежують дані відрізки.

Вихідні дані для розрахунку втрат електроенергії у мережі 6 кВ підземного електропостачання наступні:

напруга в базисному вузлі (на шинах ГЗП) – 6,3 кВ;

матриці, що містять довжини, перетини і число кабельних ліній електропередачі приймаються по таблиці 4.7;

номери гілок і вузлів схеми заміщення – по рисунку 4.13, а;

активне і реактивне навантаження струмоприймачів, підключених до секцій ЦПП і РПП-6 приймаються за графіками навантажень, подібними, приведеним на рисунку 4.9. Вихідні дані для розрахунку втрат електроенергії у мережі 0,66 кВ електропостачання виробничих дільниць наступні:

напруги у базисних вузлах приймаються рівними середньодобовим значенням, отриманим при розрахунку мережі 6 кВ;

коефіцієнти трансформації дорівнюють відношенню вищої і нижчої напруги відповідних трансформаторів, установлених на дільницях;

матриці довжин, перетинів КЛ, потужностей трансформаторів, числа кабелів, установленої потужності СП, які приєднані до РПП-0,66, приведені у таблиці 4.13;

номери гілок і вузлів схем заміщення – по рисунку 4.13;

активне і реактивне навантаження на початку лінії приймається за графіками навантажень, подібним, приведеним на рисунку 4.9, що відповідають схемам електропостачання на рисунках 4.5-4.8.

Таблиця 4.13 – Вихідні дані для розрахунку втрат електроенергії у мережах електропостачання виробничих ділянок

Найменування виробничої ділянки	Номер гілки / вузла	Перетин КЛ, мм <sup>2</sup> / потужність трансформаторів, кВА	Довжина КЛ, м	Число КЛ	Встановлена потужність СП у вузлі, кВт
Видобуток	1	50	50	2	203,5
	2	120	10	1	334,5
	3	400	-1	1	0
	4	35	1490	1	0
Конвеєрний транспорт	1	70	190	1	264,0
	2	400	-1	1	0
	3	50	15	1	0
Проходка	1	95	200	1	197,0
	2	70	10	1	25,0
	3	630	-1	1	0
	4	50	60	1	0

Параметри кабелів і трансформаторів, що задаються у матрицях KL і TR, приймаються по довідковій літературі [89, 94, 95].

Визначення доцільного рівня компенсації реактивної потужності в умовах експлуатації. Для визначення доцільного рівня компенсації реактивної потужності у системі підземного електропостачання дослідимо зміну втрат активної електроенергії у розподільній мережі 6 кВ і мережах 0,66 кВ електропостачання виробничих ділянок у залежності від встановлюваної потужності компенсуючих пристроїв.

При дослідженні для спрощення аналізу, але без втрати достовірності, приймаються наступні положення:

компенсуючі пристрої (КП) встановлюються у всіх вузлах мережі, до яких підключені струмоприймачі, при цьому потужність КП змінюється одночасно у всіх вузлах;

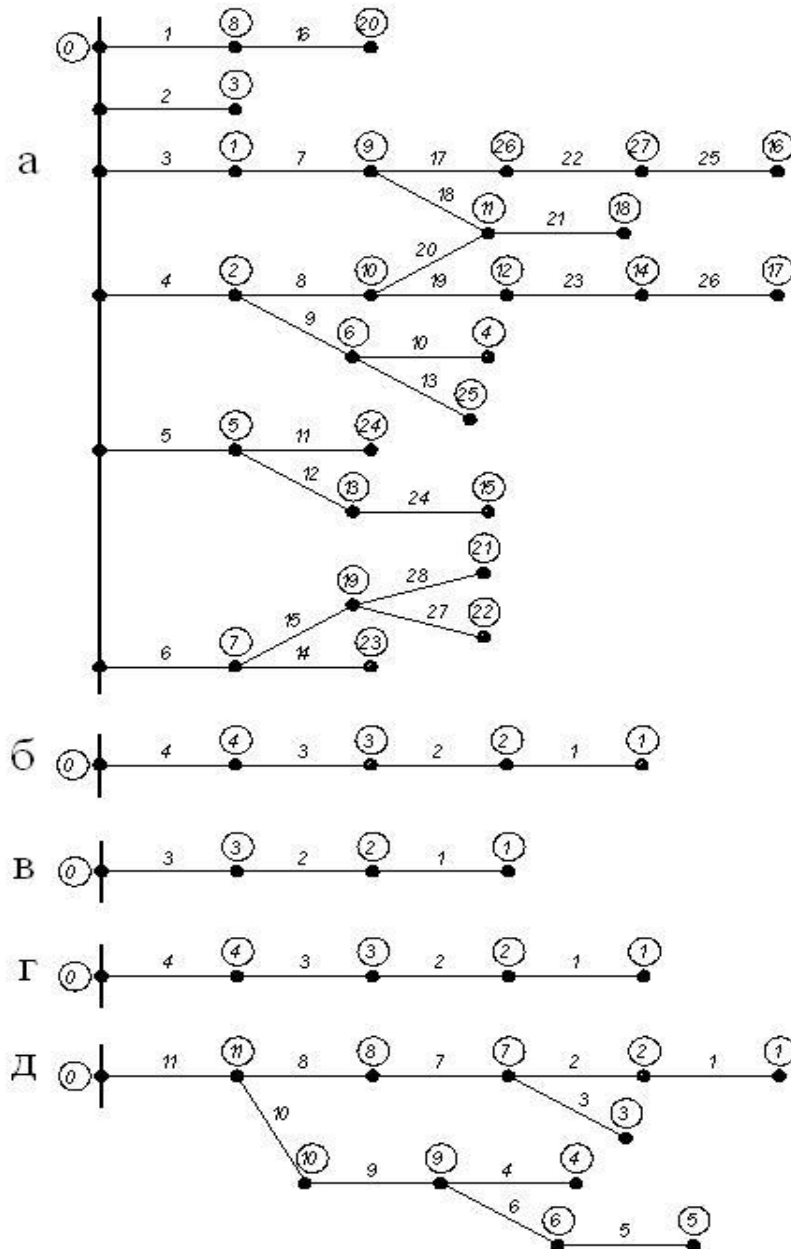
як джерела реактивної потужності використовуються нерегульовані конденсаторні установки, тобто вироблювана реактивна потужність має постійне значення протягом доби;

рівень компенсації в кожному вузлі змінюється рівномірно, у відсотках, від нуля до верхньої границі реактивної потужності струмоприймачів: середньодобового значення, добового півгодинного максимуму і добового півгодинного мінімуму;

при визначенні початкового рівня компенсації (потужність встановлюваних КП дорівнює нулю) за вказаним значенням реактивної потужності, враховується

сумарна зарядна потужність кабельних ліній електропередачі у вузлах, при цьому, якщо модульне значення зарядної потужності перевищує значення реактивного навантаження струмоприймачів, потужність КП у вузлі приймається рівною нулю;

схеми електропостачання виробничих ділянок напругою 0,66 кВ розглядаються, окремо від розподільної мережі 6 кВ, при цьому розраховуються сумарні втрати електроенергії у мережі 0,66 кВ, трансформаторах пересувних діляничних підстанцій і високовольтних кабелях, що живлять підстанції.



а – мережа підземного електропостачання 6 кВ;

б – ділянка видобутку;

в – конвеєрний транспорт;

г – ділянка проходки;

д – збірний штрек

Рисунок 4.13 – Розрахункові схеми для визначення втрат електроенергії:

За результатами розрахунків схем (дивись рис. 4.13) за реальними вихідними даними, в тому числі добовими графіками активних (P) і реактивних (Q) електричних навантажень, на рисунку 4.14 приведені залежності втрат електроенергії в мережах від рівня компенсації реактивних навантажень по відношенню до середньодобового ( $\Delta A_{с.доб.}$ ), максимального ( $\Delta A_{макс.}$ ) і мінімального ( $\Delta A_{мін.}$ ) значень реактивної потужності струмоприймачів. На графіках також показані "ідеальні" значення втрат  $\Delta A_{ід}$ , тобто втрати електроенергії при повній компенсації реактивних навантажень у споживачів.

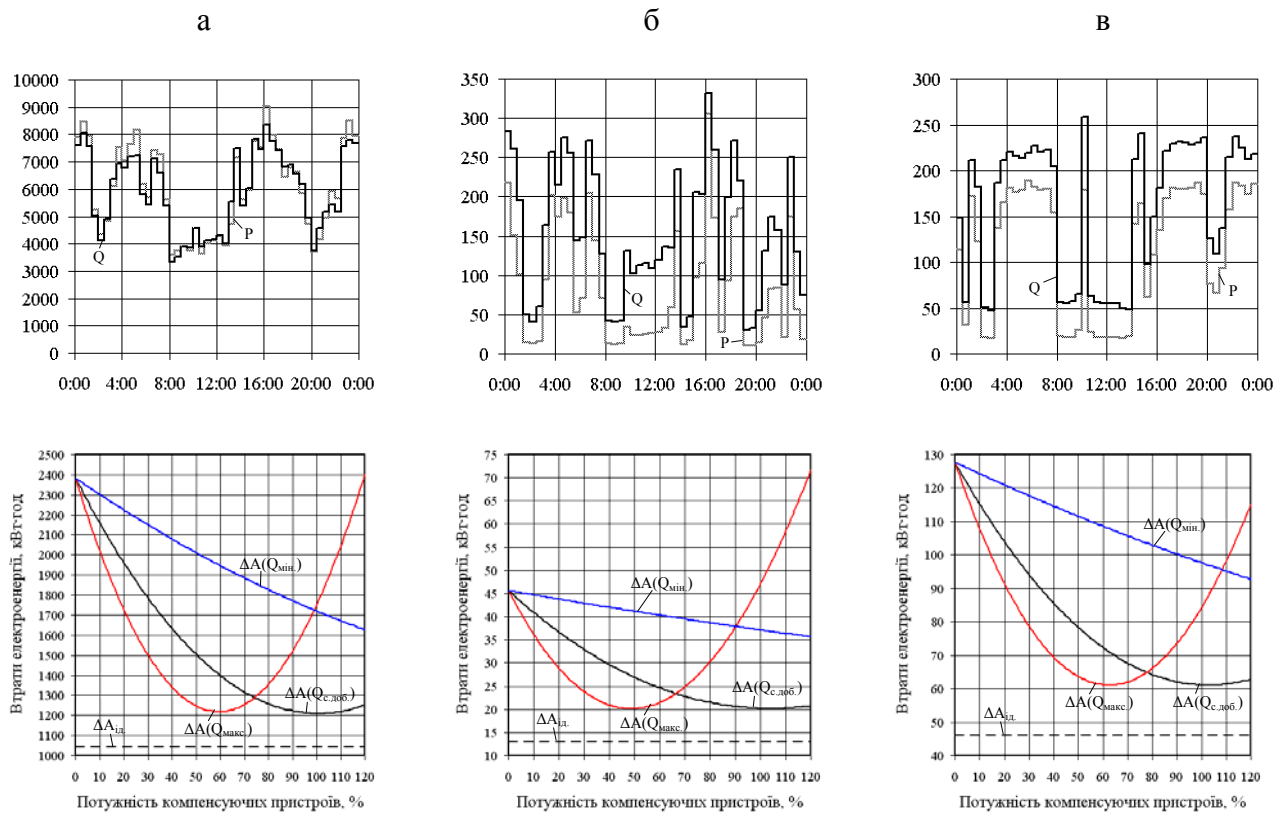


Рисунок 4.14 – Добові графіки електричних навантажень та залежності втрат електроенергії від рівня компенсації для розподільної мережі 6 кВ (а), дільниці видобутку (б) і дільниці конвеєрного транспорту (в)

Аналіз отриманих графічних залежностей і результатів розрахунків за вказаними вище алгоритмами показує наступне:

найменше значення втрат активної електроенергії досягається при компенсації реактивних навантажень струмоприймачів до рівня середньодобової реактивної потужності. При цьому в розподільній мережі 6 кВ досягається зменшення втрат приблизно на 50% від початкових, а в мережах електропостачання виробничих дільниць – на 52-56%. При цьому слід зауважити, що при майже рівності ефекту в процентах він в абсолютних одиницях в дільничних мережах значно нижчий (на порядок та більше);

компенсація реактивної потужності до рівня добового максимуму (розрахункового навантаження) недоцільна, тому що при збільшенні потужності компенсуючих пристроїв понад середньодобову спостерігається різке збільшення втрат електроенергії, і, при досягненні вказаного рівня компенсації, втрати у мережі наближаються до початкових;

при компенсації реактивних навантажень до рівня добового мінімуму досягається зменшення втрат на 28% у мережі 6 кВ і на 19-23% у мережах електропостачання виробничих ділянок, що істотно менше, ніж при компенсації до рівня середньодобової реактивної потужності, і тому також менш доцільно;

різниця між мінімальним й ідеальним значеннями втрат активної електроенергії складає близько 7% для мережі 6 кВ і 12-16% у мережах виробничих ділянок, але зменшення втрат на вказані значення можливо тільки при застосуванні регульованих конденсаторних установок. Однак, з огляду на більш високу вартість таких конденсаторних установок і відносно невеликий відсоток зменшення втрат електроенергії, ефект від їхнього впровадження малоймовірний, хоча остаточна оцінка можлива тільки при проведенні економічних розрахунків за вартісними даними на конкретний період розвитку національної економіки.

Таким чином, підводячи підсумки, можна зробити висновок, що в умовах експлуатації найбільш доцільним рівнем компенсації реактивних навантажень при застосуванні нерегульованих конденсаторних установок є рівень середньодобової реактивної потужності, при якому в мережі підземного електропостачання досягаються найменші втрати активної електроенергії.

#### 4.3.2 Оптимізаційний підхід до визначення рівня компенсації реактивних навантажень

При оптимізаційному підході до визначення економічно обґрунтованого рівня компенсації реактивних навантажень в СПЕП необхідно сформулювати техніко-економічну модель та вибрати критерій оцінки ефективності запровадження такого заходу.

В умовах сучасної ринкової економіки інтегральним економічним показником доцільності реалізації інвестиційного проекту є чистий приведений дохід (Net Present Value або NPV), який дозволяє отримати найбільш узагальнену характеристику результату інвестування, тобто дає пряме вимірювання грошового прибутку на основі сьогоденної вартості проекту. При оцінці ефективності компенсації реактивних навантажень в умовах функціонуючої системи електропостачання чистим грошовим потоком є зниження плати за споживану ЕЕ за рахунок зменшення складової втрат активної енергії від компенсації реактивної потужності, а інвестиційними витратами на реалізацію проекту є витрати на придбання, встановлення та експлуатацію компенсуючих установок (КУ). В основу відповідної техніко-економічної моделі покладено наступні припущення.

1. Напруга у всіх вузлах мережі є незмінною і відсутні фазові зсуви між напругою у різних вузлах.

2. Компенсація реактивної потужності здійснюється нерегульованими конденсаторними батареями, потужність яких визначається середнім значенням  $Q_c$  її споживання у вузлі навантаження [96].

3. Шкала потужностей КУ приймається безперервною.

4. Вартість КУ  $C_{ку}$  є такою, що лінійно залежить від потужності  $Q_{ку}$ , тобто  $C_{ку} = c_{ку} Q_{ку}$ , де  $c_{ку}$  – питомі капітальні витрати, грн/квар.

5. Встановлення КУ здійснюється в першому році розрахункового періоду ( $T_{спор} = 1$  рік), після чого починається нормальна експлуатація, протягом якої до моменту закінчення розрахункового періоду ( $T_e = T_p - T_{спор}$ ) щорічні витрати і вартість ЕЕ ( $c_e$ ) не змінюються.

За таких припущень функція  $NPV$ , аргументом якої є оптимальна реактивна потужність  $Q_o = Q_c - Q_{ку}$ , споживання якої з мережі енергосистеми дешевше подальшого зниження її рівня за рахунок компенсації, має вигляд:

$$NPV = \sum_{t=2}^{T_p} \frac{c_e \cdot T \cdot r \cdot 10^{-3}}{U^2} \frac{(Q_c^2 - Q_o^2)}{(1+\alpha)^t} - \sum_{t=2}^{T_p} \frac{c_e \cdot T \cdot \Delta p_{ку} (Q_c - Q_o) + (\alpha_a + \alpha_o)(Q_c - Q_o)c_{ку}}{(1+\alpha)^t} - \frac{(Q_c - Q_o)c_{ку}}{(1+\alpha)}, \quad (4.6)$$

де  $r$  – еквівалентний активний опір ділянок мережі до вузла, де встановлюється КУ, Ом;

$T$  – тривалість роботи КУ, год/рік;

$U$  – напруга живлення вузла, де встановлюється КУ, кВ;

$\alpha$  – норматив дисконтування, в.о.;

$\alpha_a, \alpha_o$  – коефіцієнти відрахувань від капітальних вкладень відповідно на реновацію та ремонт і обслуговування, в.о.;

$\Delta p_{ку}$  – питомі втрати активної потужності в КУ, кВт/квар.

Якщо  $NPV$  дає пряме вимірювання економічного ефекту, то критерієм визначення оптимальної потужності КУ має бути максимум  $NPV$ .

В результаті диференціювання рівняння (4.6) по  $Q_o$  і прирівнювання похідної до нуля визначається значення реактивної потужності  $Q_o$ , яке відповідає максимуму  $NPV$ :

$$Q_o = \frac{\lambda}{r}, \quad (4.7)$$

$$\Omega = \frac{\Delta A_f - \Delta A_{\min}}{\Delta A_{\Sigma}} 100, \quad (4.8)$$

визначає оптимальне співвідношення між реактивною потужністю в будь-якій точці мережі та опором її ділянок до цієї точки. Тоді для будь-якого вузла, якщо існуючий добуток більше оптимального, то в цьому вузлі встановлюється КУ зі стандартною потужністю, не більше оптимальної. Тобто величина  $\lambda$  по своїй суті є економічно обґрунтованим оптимальним рівнем компенсації реактивного навантаження, який



визначається співвідношенням вартісних показників ЕЕ і КУ при заданому значенні розрахункового періоду і нормативу дисконтування.

#### 4.3.3 Оцінка впливу відхилень напруги на рівень компенсації реактивних навантажень

Відомо, що потоки реактивної потужності в мережах окрім втрат електроенергії та зниження пропускної здатності її елементів призводять до підвищення втрат напруги, внаслідок чого знижується її рівень у кінцевих споживачів.

В той же час продуктивна робота вуглевидобувних машин з асинхронним приводом знаходиться у прямій залежності від відхилень напруги на його затискачах при будь-якому способі регулювання швидкості подачі машини. Тому управління потоками реактивної енергії саме в системі підземного електропостачання шахти повинно здійснюватися з урахуванням зниження продуктивності вуглевидобувних машин при відхиленнях напруги.

Створимо економіко-математичну модель для визначення оптимальної потужності компенсувальних установок (КУ) в підземній мережі вугільних шахт з урахуванням зниження продуктивності вуглевидобувних машин при відхиленнях напруги та оцінимо вплив останніх на рівень компенсації.

Техніко-економічною характеристикою, що відображає вплив режиму напруги на техніко-економічні показники роботи мережі, є економічний збиток від відхилень напруги.

В основу існуючої методики визначення збитку від відхилень напруги [97] закладено той факт, що тільки перевантажувальна здатність та її аналог - рівень напруги на затискачах комбайнового електродвигуна в режимі перекидання, можуть служити показником якості електропостачання вуглевидобувних машин з ручним управлінням, а для автоматизованих машин показником, за яким можна судити про якість напруги, а отже, і про можливу продуктивність, є рівень напруги на затискачах електродвигуна комбайна в процесі його нормальної роботи, так як він однозначно визначає зміну обертового моменту при відомих параметрах регулювання.

Використаємо економічні характеристики збитку від неякісної напруги у двигунів вугільних комбайнів з ручним та автоматичним регулюванням швидкості подачі для розробки економіко-математичної моделі з оцінки ефективності компенсації реактивних навантажень у підземних споживачів. За критерій ефективності приймаємо чистий приведений дохід ( $NPV$ ) від встановлення у вузлі навантаження компенсувальних установок, потужність яких дорівнює  $Q_{ку}$ :

$$NPV(Q_{ку}) = \sum_{t=2}^{T_p} \frac{c_e T \cdot r \cdot 10^{-3}}{U^2} \frac{(2Q_c Q_{ку} - Q_{ку}^2)}{(1+\alpha)^t} + \sum_{t=2}^{T_p} \frac{\Delta Y(Q_{ку})}{(1+\alpha)^t} - \frac{Q_{ку} c_{ку}}{(1+\alpha)} - \sum_{t=2}^{T_p} \frac{c_e T \Delta p_{ку} Q_{ку} + (\alpha_a + \alpha_o) Q_{ку} c_{ку}}{(1+\alpha)^t}, \quad (4.9)$$

де  $Q_c$  – середнє значення реактивної потужності споживання у вузлі, кВт;

$r$  – еквівалентний активний опір ділянок мережі до вузла, Ом;

$T$  – тривалість роботи КУ, год/рік;

$U$  – напруга живлення вузла, де встановлюється КУ, кВ;

$\alpha$  – норматив дисконтування, в.о.;

$\alpha_a, \alpha_o$  – коефіцієнти відрахувань від капітальних вкладень;

$\Delta p_{ку}$  – питомі втрати активної потужності в КУ, кВт/квар;

$c_{ку}$  – питомі капітальні витрати на КУ, грн/квар;

$T_p$  – розрахунковий період здійснення проекту, рік;

$\Delta Y(Q_{ку})$  – функція зниження річного збитку від відхилень напруги, грн/рік.

Функція  $\Delta Y(Q_{ку})$  незалежно від способу управління комбайном може бути розрахована за формулою

$$\Delta Y(Q_{ку}) = \Delta y(Q_{ку}) \cdot n \cdot N \cdot (T_{зм} - t_{нзо}), \quad (4.10)$$

де  $n$  – кількість робочих змін з видобутку вугілля за добу;

$N$  – кількість робочих днів у році;

$T_{зм}$  – тривалість робочої зміни, год.;

$t_{нзо}$  – час на виконання проміжних та завершальних операцій, год.;

$\Delta y(Q_{ку})$  – економічна характеристика зниження збитку, грн./год.

Збиток є монотонною спадною функцією, до того ж його залежність від напруги є нелінійною. Однак у зв'язку з тим, що в області практично можливих значень випадкового аргументу  $U = (0,8 \dots 1,2) U_{ном}$  функція збитку практично мало відрізняється від лінійної, використання економічної характеристики може бути спрощене шляхом заміни на даному інтервалі дійсної функції лінійною. Лінеаризація правомірна, так як вихідна функція є безперервною і такою, що диференціюється.

Лінеаризовані функції збитку мають вигляд при ручному регулюванні швидкості подачі комбайна

$$\Delta y(Q_{ку}) = 10^{-3} p_U \times \frac{120mB\gamma wdP_{ст.ном}}{K_n \left( \frac{1}{K_n} + \frac{T_{np}}{L} (c + dP_{ст.ном}) \right)^2 U^2} Q_{ку}, \quad (4.11)$$

де  $m$  – потужність шару вугілля, що виймається, м;

$B$  – ширина захвату робочого органу виймальної машини, м;

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$w$  – постійна складова в собівартості тони вугілля, грн./т;

$K_n$  – коефіцієнт надійності вугледобувного комплексу;

$T_{np}$  – витрати часу на допоміжні та експлуатаційні операції, що залежать від умов експлуатації, на один робочий цикл, хв.;

$P_{ст.ном}$  – стійка потужність комбайна, кВт;

$p_U$  – коефіцієнт, що характеризує вірогідність роботи комбайна в основному та перевантажувальному режимах;

$c, d$  – коефіцієнти рівняння швидкісної характеристики;

$L$  – довжина лави, м;  $x$  – реактивний опір, Ом.

Для автоматизованих виймальних машин приймається, що номінальній напрузі на затискачах електродвигуна відповідає і номінальне значення уставки регулятора, а відповідно, при цьому забезпечується і номінальна продуктивність. Для випадку, коли регульованою величиною є струм, економічна характеристика збитку має вигляд:

$$\Delta y(Q_{\text{ку}}) = 10^{-3} \frac{60mB\gamma wdP_{\text{ном}}}{K_n \left( \frac{1}{K_n} + \frac{T_{\text{нр}}}{L} (c + dP_{\text{ном}}) \right)^2} \times \left( \frac{\partial}{\partial U} m_c \Big|_{U=1} \right) \frac{x}{U^2} Q_{\text{ку}}, \quad (4.12)$$

де  $P_{\text{ном}}$  – корисне навантаження на валу електродвигуна при номінальній напрузі та моменті, кВт;

$U = U/U_{\text{ном}}$  – відносне значення напруги на затискачах електродвигуна;

$m_c$  – кратність моменту сил опору по відношенню до номінального моменту.

Рішення оптимізаційної задачі за розробленою моделлю методом найшвидшого спуску для фрагменту системи підземного електропостачання діючої шахти (рис. 4.15) показало, що частка зниження збитку при встановленні КУ від відхилень напруги менша, ніж економічний ефект від зниження втрат електроенергії в елементах мережі і не змінює структуру розподілу КУ по вузлах, проте збільшує їх необхідну потужність. У таблиці 4.14 наведені дані для вузлів, позначених на рисунку 4.15 у кружечках.

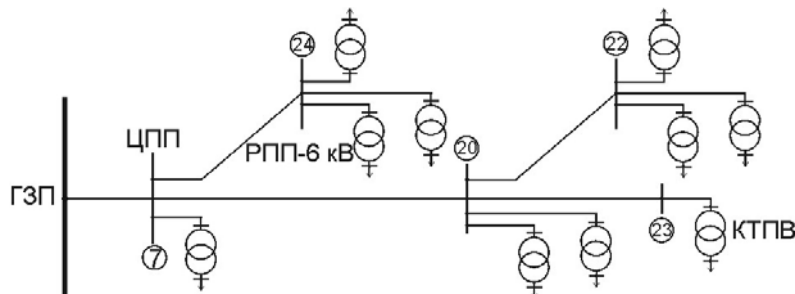


Рисунок 4.15 – Фрагмент схеми підземного електропостачання шахти

У кінцевому результаті врахування збитку від зниження продуктивності вугледобувних комплексів при відхиленнях напруги призводить до підвищення оптимальної потужності компенсувальних установок та економічного ефекту:

– при ручному регулюванні швидкості подачі комбайнів – відповідно на 7% та 11% (рис. 4.16, а);

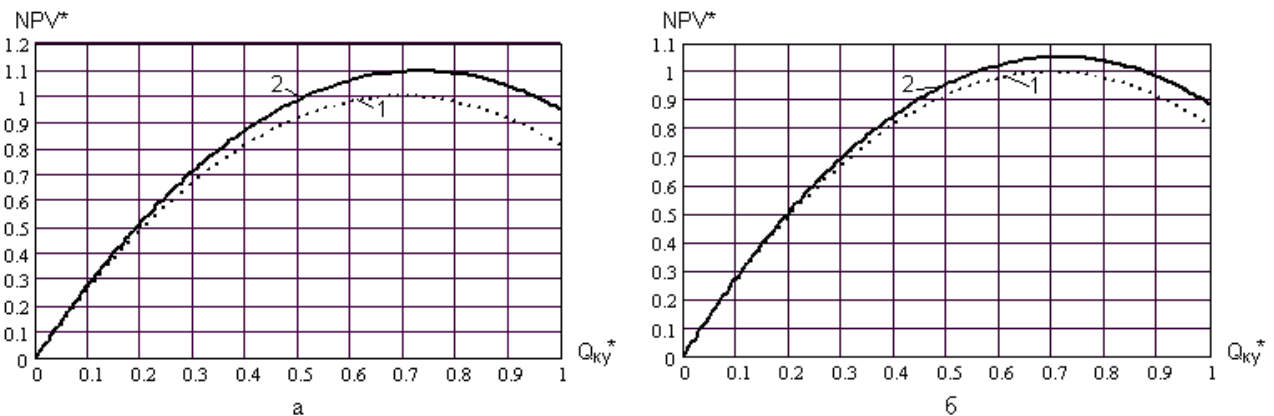
– при автоматичному регулюванні швидкості подачі комбайна – відповідно на 4% та 6% (рис. 4.16, б).

#### 4.3.4 Аналіз стійкості моделей та чутливості рішення

Варіювання вихідних даних, а отже можливість відступу від істинних економічно доцільних параметрів, що оптимізуються, може призвести до неприйнятних відхилень значень цільової функції.

Таблиця 4.14 – Результати розрахунку потужностей КУ в розподільній мережі 6 кВ шахти

Номер вузла	Характеристика споживачів	Середня реактивна потужність, квар	Потужність КУ без врахування збитку, квар	Потужність КУ з урахуванням збитку при регулюванні швидкості подачі	
				в ручному режимі, квар	в автоматичному режимі, квар
7	Електровозний транспорт	234	0	0	0
20	Конвеєрний транспорт	309	0	0	0
22	Видобуток, конвеєрний транспорт	353	302	321	312
23	Конвеєрний транспорт	194	114	122	118
24	Проходка, видобуток	398	194	219	208



1 – при врахуванні тільки зниження втрат активної потужності;

2 – при врахуванні також зниження збитку від відхилень напруги

Рисунок 4.16 – Залежність відносного значення NPV від відносної потужності КУ при ручному (а) та при автоматичному (б) регулюванні швидкості подачі комбайна

Тому необхідно знаходити не один формально оптимальний варіант, а дослідити економічну стійкість економіко-математичної моделі (4.9), тобто визначити область припустимих змін параметрів, в межах якої варіанти досліджуваного об'єкту будуть економічно приблизно рівнозначні, а досліджуваний об'єкт економічно стійкий до зміни цих параметрів. Цій області відповідає певне відхилення цільової функції від екстремуму. В якості такого відхилення приймаємо похибку розрахунків, яка в електроенергетиці складає  $\delta = 0,05$ .

Для вирішення даної задачі представимо цільову функцію (4.6), записану як  $NPV = f(Q_{ky})$ , у безрозмірному вигляді [98]:

$$NPV^* = 2Q_{ку}^* - Q_{ку}^{*2}. \quad (4.13)$$

Розрахунок економічної стійкості функції  $NPV^*$  (рис. 4.17) за рівнянням (4.13) показує, що рішення є рівноеконічними, якщо  $Q_{ку}$  знаходиться в межах  $\pm 22,3\%$  від оптимального, що збігається також з висновками за результатами досліджень електроспоживання гірничих машин і комплексів [96].

При практичних розрахунках це дозволить врахувати дискретність зміни параметрів і в той же час здійснити варіант, рівноеконічний оптимальному, а також, за потреби, визначити доцільну щільність шкали, виходячи із необхідної точності розрахунків.

Вихідна інформація для визначення доцільного рівня компенсації реактивних навантажень має певну невизначеність або ж може визначатися з певною похибкою і за певних припущень. Тому виникає необхідність дослідження чутливості економіко-математичної моделі, що дозволяє економічно обґрунтувати точність, з якою мають бути задані вихідні дані.

Спираючись на стратегію розвитку паливно-енергетичного комплексу, тарифну політику в електроенергетиці, умови та параметри технологій видобутку вугілля підземним способом на наступні 10-15 років, доцільно для аналізу чутливості величини  $\lambda$  до зміни найбільш вагомих чинників  $\alpha$ ,  $T_p$ ,  $c_e$ ,  $c_{ку}$  скористатися крім виразу (4.8) наступними значеннями вихідних величин:

Величина	Межі зміни	Базове значення
$\alpha$	0,05...0,3	$\alpha_{баз} = 0,2$
$T_p$	2-10 років	$T_{pбаз} = 5$ років
$c_e$	0,3...1,5 грн/кВт·год	$c_{eбаз} = 0,5$ грн/кВт·год
$c_{ку}$	50-100 грн/квар	$c_{кубаз} = 70$ грн/квар

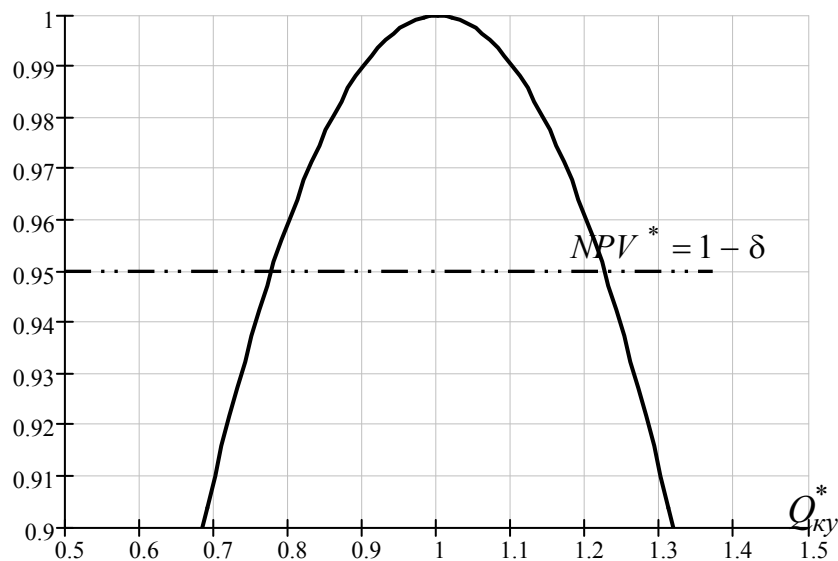


Рисунок 4.17 – Відносне зниження  $NPV$  при відхиленні потужності КУ від економічно доцільних значень

Аналізуючи залежності відносного значення рівня компенсації  $\lambda$  від зазначених величин (рис. 4.18), можна зауважити, що:

норма дисконтування в межах її варіювання 0,2 – 0,3 не призводить до похибки у визначенні  $\lambda$  більш ніж 15%; з огляду на те, що  $\lambda$  обумовлює значення потужності  $Q_{ку}$ , яке в межах рівноекономічності варіантів може бути прийнятим в діапазоні  $\pm 22,3\%$  від оптимального, розрахунок за будь-яким значенням  $\alpha$  від 0,2 до 0,3 не призводить до виходу за межі рівноекономічності;

найбільше впливають на рівень компенсації значення питомої вартості КУ та вартість ЕЕ. Якщо припустити лінійність залежності  $\lambda_{відн} = f(c_{ку,відн})$  при  $c_e = const$ , то можна приблизно сказати, що 10%-на зміна  $c_{ку}$  призводить до зміни  $\lambda$  від 9% при  $c_e = 0,3$  грн/кВт·год до 5% при  $c_e = 1,5$  грн/кВт·год. Тому, в межах рівноекономічності варіантів при зростанні цін на ЕЕ, що має місце в теперішній час, значення  $c_{ку}$  припустимо визначати з похибкою від 25 до 40%;

тривалість розрахункового періоду більш ніж 5 років незначно впливає на величину  $\lambda$ , але більше уваги слід приділяти точності вихідних даних з малими розрахунковими періодами.

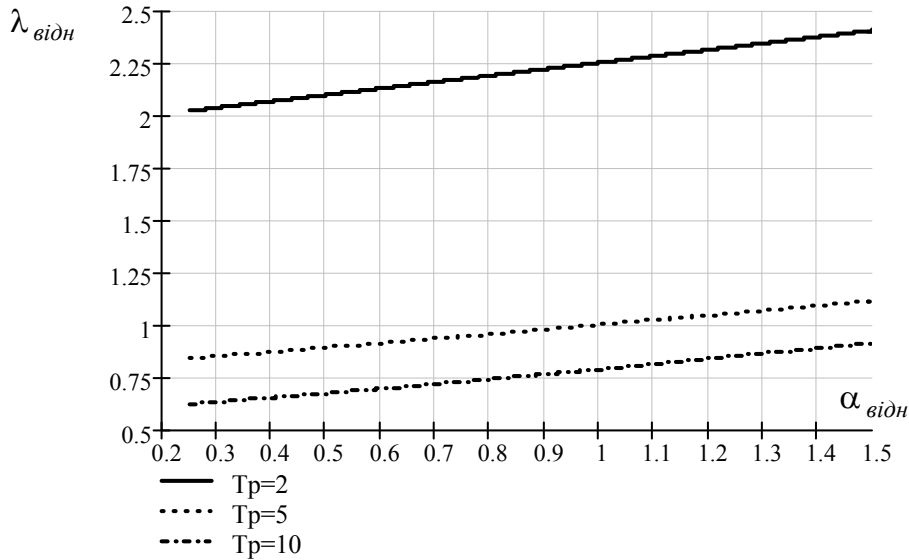
#### Висновки

Для підземних систем електропостачання вугільних шахт які мають ієрархічну структуру з декількома ступенями розподілу електроенергії доведено, що при існуючих ймовірнісних характеристиках добових графіків електричних навантажень струмоприймачів видобувних, прохідницьких і конвеєрних ділень, а також вузлів навантажень СПЕП з такими СП найбільш доцільно потужність нерегульованих компенсувальних установок приймати за рівнем середньодобової реактивної потужності струмоприймачів, які розглядаються, за рахунок чого, у відповідних мережах досягаються найменші втрати активної електроенергії.

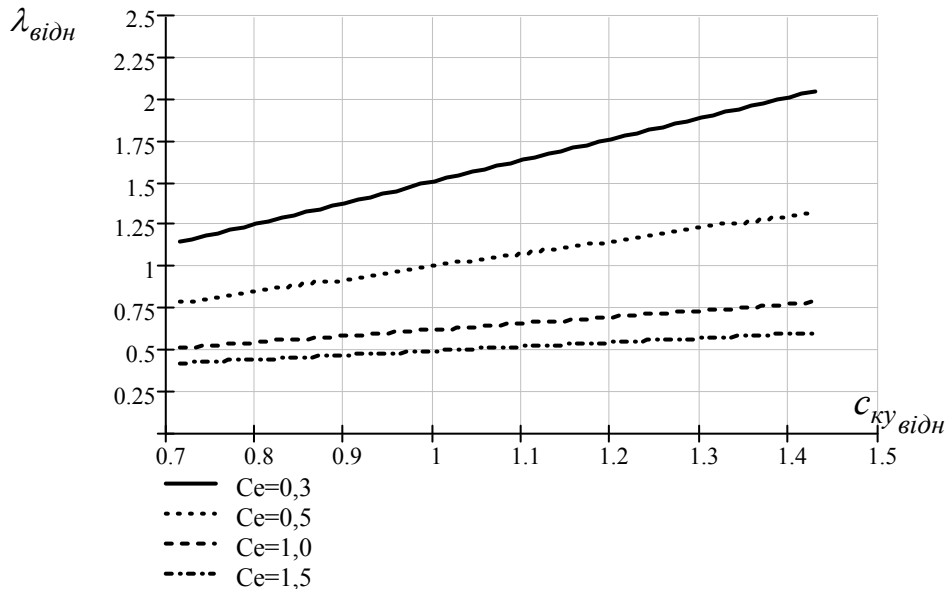
Розрахунок економічної стійкості функції  $NPV^*$  (відносного значення чистого приведенного доходу) показує, що рішення з вибору потужності  $Q_{ку}$  компенсувальної установки є рівноекономічними, якщо  $Q_{ку}$  знаходиться в межах біля  $\pm 22,3\%$  від оптимального.

При практичних розрахунках це дозволить врахувати дискретність змінювання параметрів і в той же час здійснити варіант, рівноекономічний оптимальному, а також за потреби визначити доцільну щільність шкали КУ, виходячи із необхідної точності розрахунків.

Розрахунки за критерієм максимуму чистого приведенного доходу показують, що при застосуванні для умов діючого електроенергетичного комплексу шахти нерегульованих компенсувальних установок для зниження потоків реактивної енергії можна досягти позитивний ефект шляхом їх встановлення у вузлах високовольтної мережі, тобто в РПП-6 кВ та ЦПП.



а)



б)

Рисунок 4.18 – Залежність рівня компенсації  $\lambda$  від норми дисконту при різній тривалості розрахункового періоду (а) та від питомої вартості КУ при різній вартості ЕЕ (б)

#### 4.4 Розробка методичних положень та рекомендацій з визначення оптимальної потужності компенсувальних установок

Однією з добре відомих причин появи додаткових втрат електроенергії в елементах систем електропостачання є потоки реактивної енергії (потужності), результатом яких є також погіршення якості напруги, зниження пропускної здатності елементів мережі, передчасний вихід з ладу перевантаженого електрообладнання. Тому, як і у інших галузях, для систем підземного електропостачання вугільних шахт, елементи яких зокрема мають спеціальне виконання і експлуатуються в специфічних умовах, виникають питання про доцільний рівень компенсації реактивної потужності на різних ступенях розподілу

електроенергії та визначення вузлів підключення й типів компенсувальних установок (зазвичай це виключно конденсаторні установки відповідного виконання) як для мереж, що експлуатуються, так і для тих, що проектуються. Для останніх є також актуальними питання стосовно зниження встановленої потужності обладнання й перетинів шахтних кабелів, включаючи стовбурні, за умови зниження потоків реактивної енергії в підземних системах електропостачання шахт.

4.4.1 Критичний аналіз існуючих підходів до визначення питань компенсації в системах електропостачання

З величиною  $\pm jQ$  (уявної складової повної потужності  $S$ ), що має назву "реактивна потужність", в електропостачанні пов'язане вирішення завдання вибору потужності й розміщення улаштувань, що компенсують (КУ) в електричних мережах. Метою зниження потоків реактивної енергії є зменшення втрат активної потужності й енергії, поліпшення якості напруги у струмоприймачів (за відхиленням) і підвищення, таким чином, техніко-економічних показників електропостачання шахт.

По мірі зміни економічних умов і нагромадження знань з даної проблеми для вибору засобів КРП, їхнього розміщення застосовувалися різні моделі, що описують процеси обміну реактивною енергією в мережах та, відповідно, різні розрахункові величини.

У «Руководящих указаниях по повышению коэффициента мощности в установках потребителей электрической энергии», затверджених Союзглавэнерго 7 лютого 1961 р [99] (далі РУ), необхідну промислового підприємству потужність КУ рекомендовано визначати по середньорічному навантаженню  $P_{cp}$ , середньозваженому коефіцієнту потужності за рік  $\cos \varphi_{св}$  і нормативному значенню коефіцієнта потужності, що приймалися у межах 0,85-0,95 залежно від вищої напруги джерел живлення:

$$Q_{ку} = P_{cp}(tg\varphi_{св} - tg\varphi_{нр}),$$

де  $tg\varphi_{св}$  й  $tg\varphi_{нр}$  – тангенси кута зсуву фаз, що відповідають середньовиваженому за рік і нормативному коефіцієнтам потужності.

Розміщення КУ в мережах до й вище 1000 В рекомендувалося виконувати, виходячи з умов найбільшого зниження втрат активної потужності, тобто, розподіляти знайдену потужність КУ, виходячи зі співвідношення активних опорів відгалужень до струмоприймачів й еквівалентного опору розглянутої мережі, і регулювати так, щоб при зниженні реактивного навантаження виключити роботу підприємства з випереджальним коефіцієнтом потужності.

При системі знижок і надбавок до тарифів на електроенергію, що діяла в той час, в якості нейтрального для всіх споживачів встановлювався середньовиважений  $\cos \varphi = 0,9 - 0,92$ . При більш низьких значеннях  $\cos \varphi$  споживач сплачував надбавку до тарифу, при більш високих – одержував знижку.

Середньовиважений коефіцієнт потужності, таким чином, виступав у ролі якогось узаконеного критерію для оцінки рівня компенсації. Однак, у певних випадках метод "працював" неефективно. Наприклад, при малій електричній



віддаленості потужних споживачів від підстанцій магістральних мереж такий підхід приводив до невиправдано високих капіталовкладень у засоби КРП [100]. Він же, без будь-яких доказів, фактично виключав урахування форми графіка навантаження, сприяв широкому поширенню постійно увімкнених (невимикаємих) конденсаторних установок. Останнє, при більш високому фактичному  $\cos\varphi$ , забезпечувало зниження плати за активну електроенергію, але водночас виникав дефіцит реактивної потужності в режимах найбільших навантажень і перекомпенсація в режимах малих, що приводило додатково до зниження якості напруги (за відхиленнями) у розподільній мережі. Таким чином, з точки зору отримання інформації, необхідної для розрахунку потужності КУ у споживача, метод був прийнятним, але встановлені директивно значення  $\cos\varphi$  не відповідали дійсному мінімуму витрат на виробництво й передачу реактивної енергії, включаючи додаткові витрати на регулювання реактивної потужності споживачем.

З огляду на те, що використовувані в РУ розрахункові вирази, приклади типових схем напругою до і вище 1000 В, співвідношення цінових характеристик апаратури, устаткування та інші показники не відображають особливості, характерні для систем електропостачання вугільних шахт, пряме використання рекомендацій РУ по вибору і розподілу потужності КУ в мережах до й вище 1000 В для шахтних розподільних мереж вимагає перевірки. Основна причина полягає в їхній неоднорідності. За умовами вибухонебезпечності рудничної атмосфери підземні електричні мережі виконані кабелями з мідними жилами. На поверхні використовуються як кабельні, так і повітряні лінії з алюмінієвими жилами. Їх вартість різна. Різним повинен бути й оптимальний рівень КРП.

Тому, незважаючи на простоту викладеної методики, більш прогресивними для СЕП (у тому числі підсистеми підземного електропостачання) шахт, з точки зору ефективності на сучасному рівні, слід вважати рішення з КРП, одержувані за допомогою моделей, що враховують основні техніко-економічні фактори, реальні виробничі умови, а не однакові для всіх шахт нормативи. Це необхідно, насамперед, для обґрунтування раціонального рівня компенсації в характерних вузлах узагальнення навантажень і доцільності застосування в них нерегульованих КУ.

Вилучити недоліки діючих РУ, виявлені практикою їхнього застосування, були покликані "Указания по компенсации реактивной мощности в распределительных сетях." [101], далі Вказівки. Дійсно, в них для вибору засобів КРП використовується вже не середньорічна потужність і середньовиважений  $\cos\varphi_{сз}$ , а економічно обґрунтоване найбільше значення реактивної потужності  $Q_{EC}$ , яке може бути передано енергосистемою в режимі її найбільших активних навантажень у розподільну мережу проектного об'єкта (звичайно точка розподілу балансової належності мереж для шахт – це шини 6-10 кВ ГЗП – рівень 5 або шини ЦРП 6-10 кВ – рівень 4).

Так, енергосистема в задачі КРП заміняється економічно еквівалентним джерелом. Додатково встановлюються найменше й найбільше значення реактивної потужності, які енергосистема може передати, відповідно, у режимі її найменших активних навантажень (нічного провалу) і післяаварійному. Таким чином, для всіх

підприємств Вказівки встановлюють двоступінчастий графік реактивних навантажень.

З методичної точки зору Вказівки були кроком уперед у рішенні задачі КРП. В них виділені основні джерела РП, моделі витрат на генерацію й передачу реактивної потужності по живильних і розподільних мережах. Запропоновано метод розрахунку економічно обґрунтованої реактивної потужності, що може бути передана енергосистемою в режимі її найбільших активних навантажень у розподільну мережу підприємства, а також порядок оцінки ступеня використання кожного джерела, якщо реактивна енергія у вузол навантаження може надходити від декількох з них.

Розміщення КУ в розподільних мережах 6-10 кВ і до 1000 В підприємства у Вказівках рекомендується робити, виходячи з єдиного принципу, – мінімізації втрат активної потужності в їхніх елементах. Не враховуються при цьому можливі зміни якості електроенергії по відхиленнях напруги у струмоприймачів і параметрів елементів мережі. Таким чином, при рішенні завдання КРП на всіх рівнях розподілу енергії приділяється увага боротьбі не з причинами (низьким рівнем використання машин і механізмів з АД, малим завантаженням трансформаторів й іншого електроспоживаючого устаткування), що породжують потоки реактивної енергії, а з наслідком – втратами активної потужності й енергії в елементах СЕП, які викликані цими потоками.

Розвиток положень, викладених в [101], знайшло відбиток у нормативних документах [102, 103]. Вихідними для вибору засобів компенсації в розподільних мережах проєктованих об'єктів було економічно обґрунтоване значення реактивної потужності  $Q_{\Sigma 1}$ , що може бути передане з енергосистеми в режимі її найбільшого активного навантаження й значення реактивної потужності  $Q_{\Sigma 2}$ , визначене, виходячи з технічних умов, для режиму мінімальних навантажень енергосистеми.

Значення  $Q_{\Sigma 1}$  визначалося енергопостачальною організацією на підставі розрахунку, у якому мережі енергосистеми враховувалися повністю, а мережі промислових підприємств – у вигляді еквівалентних опорів. Таке подання мереж промислових підприємств дозволяло врахувати лише ефект від зниження в них втрат потужності й електроенергії.

Слід також зазначити, що при даному підході, розрахунок  $Q_{\Sigma 1}$  робився, виходячи з вартості найбільш дешевого типу КУ (конденсаторних установок), причому використовувалася їхня середня вартість. Тому для шахт із установками, що працюють у специфічних умовах, де потрібне спеціальне виконання КУ, внаслідок чого вони більш дорогі, виконання вимог енергосистеми приводило б до невиправданих витрат, а в умовах дефіциту КУ й відсутності випуску їх у вибухозахищеному виконанні – до штрафних санкцій. Як бачимо, енергосистема, захищаючи свої інтереси, жадала від споживача забезпечення оптимуму РП для своїх мереж часто на шкоду інтересам підприємств.

З метою усунення відзначених недоліків на початку 80-х років було введено вдосконалені нормативні документи в області КРП [104, 105]. У порівнянні з [102] у методиці системного розрахунку вхідних значень реактивної потужності на ЕОМ більш жорсткіші вимоги до складу факторів, що враховуються, спрощений порядок

ручного розрахунку вхідних значень. Коефіцієнти, що використовувалися в методиці ручного розрахунку, фактично являли собою значення коефіцієнта реактивної потужності в максимум навантаження енергосистеми ( $tg\varphi_m$ ), диференційовані по ступенях напруги й районам об'єднаної енергетичної системи.

Слід також відзначити, що документи [104, 105] побудовані таким чином, що штрафні санкції за споживання РП, понад задане енергопостачальною організацією оптимальне значення, в 4-5 разів [106] перевищували дійсні витрати енергосистеми на виробництво й передачу РП споживачеві.

Перехід на економічні методи керування, з одного боку, і необхідність усунути явно нерозумні рішення, до яких у ряді випадків приводила штрафна система знижок і надбавок, з іншого, прискорили розробку нового способу оплати РП. У його основу був покладений принцип відшкодування витрат енергосистеми на виробництво й передачу реактивної енергії споживачеві [106-108]. Споживачеві було надане право самому визначати свої дії залежно від співвідношення вартості РП, яку він купує в енергосистеми, і можливих витрат на КУ у випадку установки їх у себе. Оплата за споживану реактивну енергію в них виражена у вигляді двоставочних й одноставочних тарифів аналогічно тарифам на активну енергію. У договір на користування електроенергією записували отримані за допомогою техніко-економічних розрахунків економічні значення реактивної потужності  $Q_E$  в години великих навантажень електричної мережі (у випадку двоставочного тарифу) і реактивної енергії  $W_Q$  за місяць (при обох видах тарифу), споживання яких оплачується по зниженому тарифі. Цей тариф відповідає приблизно 75 % вартості реактивної потужності, одержуваної від власної конденсаторної установки. Споживання понад установлені значення оплачується по підвищеному тарифу, що відповідає 250 % зазначеної вартості [109].

Основою розрахунків значень  $W_{Q_E}$  й  $Q_E$  є значення коефіцієнта реактивної потужності  $tg\varphi_E$  в точці обліку електроенергії для годин максимуму навантаження енергосистеми.

Відмова від твердого нормування споживання реактивної енергії й перехід до встановлення економічних умов її споживання – ці два принципи покладені в основу методики по КРП, розробленої в Україні [110]. В "Методиці обчислення плати за перетікання реактивної електроенергії між електропередавальною організацією та її споживачами" замість поняття "економічне значення реактивної потужності..." використано відоме виведене з тієї ж цільової функції поняття економічного еквівалента реактивної потужності (ЕЕРП). Плата за перетікання реактивної енергії, розрахована за значенням ЕЕРП, що відповідає точці балансової приналежності електромереж, служила економічним орієнтиром для дій споживача, спрямованих на зменшення перетоків.

При відсутності приладів обліку реактивної енергії на підприємстві застосовуються більш жорсткі значення нормативних величин, що використовуються для розрахунку споживання або/та генерації реактивної електроенергії. Завищення плати в цьому випадку відіграє роль штрафного стимулу до установки необхідних приладів обліку. Однак, як основна, так і додаткова плата

за споживання й генерування РЕ розраховується по формулах, а не безпосередньо за показниками вимірювальних приладів.

Як штрафні стимули за підвищене споживання й генерування РЕ введений ряд коефіцієнтів, що збільшують плату. Нормативний коефіцієнт  $K$ , рівний 3, ураховує збиток в енергосистемі через підвищену генерацію реактивної енергії в нічні провали добових графіків. Однак, на думку фахівців [111] трикратна плата за генерацію не обґрунтована.

В розрахунках додаткової плати (надбавки) за недостатнє оснащення електричної мережі споживача засобами КРП є присутнім ще один штрафний коефіцієнт –  $K_{\phi}$ . Змінюється він у діапазоні від одиниці до чотирьох (фактично приймається не більше двох), починаючи із граничного середньозваженого за розрахунковий період значення  $\cos\phi = 0,97$ . Важливим елементом тут є те, що знову для рішення завдань, пов'язаних з реактивною енергією, введено поняття середньозваженого коефіцієнта потужності, що діяли до 1975 р. Це підтверджує вплив економічних змін на суть багатьох положень і рішень, які приймалися й включалися в нормативні документи протягом більше ніж 25 років з цієї проблеми. Спостерігається також повернення до економічного тиску на споживача шляхом штрафних санкцій, що не дозволяє реалізувати на практиці основні принципи ринкових відносин при оплаті за спожиту реактивну енергію й КРП. Тому дотепер триває дискусія із приводу концептуальних положень діючої Методики [110], висловлюються критичні зауваження по ряду її положень і пропонуються рішення по регулюванню взаємин між енергопостачальною організацією й споживачем у частині оплати за перетоки реактивної потужності [111-113].

Проведений аналіз показує, що регламентовані умови споживання реактивної енергії та методи визначення оптимального рівня КРП спрямовані насамперед на задоволення інтересів енергосистеми – поліпшення її економічних показників. На втрати електроенергії в мережах і витрати на компенсацію у споживача звертається увага хіба що у Вказівках 1974 року [101].

У той же час відомо, що максимальний ефект від зниження потоків реактивної енергії може бути отриманий у випадку наближення технічних засобів КРП безпосередньо до споживачів електроенергії, установка їх безпосередньо в мережах підприємства [114-116]. Особливе значення це має для складнорозгалужених підземних електричних мереж вугільних шахт, що мають багаторівневу структуру. Для них дотепер не вирішене питання про доцільний рівень компенсації реактивної потужності, не обґрунтовані рекомендації про переваги в розміщенні компенсуючих установок за ступенями розподілу ЕЕ. Очевидно також, що це завдання необхідно вирішувати із системних позицій, тобто, з урахуванням інтересів не тільки енергосистеми, але й підприємства, ґрунтуючись на достовірній інформації про режими роботи устаткування електроенергетичного комплексу вугільної шахти.

#### 4.4.2 Рекомендації з визначення оптимального рівня компенсації реактивної потужності на різних ступенях розподілу електроенергії

Дослідження цього питання в роботі виконано у два етапи: перший – це визначення доцільного рівня компенсації реактивної потужності, виходячи з

критерію мінімізації втрат електроенергії, що досягається за рахунок зниження потоків реактивної енергії окремо у дільничних системах електропостачання (I-а та II-а ступені розподілу електроенергії); другий – визначення доцільного рівня компенсації реактивної потужності, за тим же критерієм, – у високовольтних розподільчих мережах включаючи стовбурні кабелі (III-я та IV-а ступені розподілу ЕЕ).

Доведено, що доцільною, для електричних мереж видобувних, конвеєрних та прохідницьких дільниць, при встановленні компенсуючих установок (КУ) на РП-660 В, є компенсація при якій потужність КУ дорівнює не мінімальному і не максимальному значенню реактивних навантажень струмоприймачів відповідної дільниці, а їх середньодобовому значенню. При цьому, врахування форми графіків реактивних навантажень, тобто запровадження для компенсації регульованих КУ, додає у середньому за рахунок повної компенсації ще до 14% зниження втрат активної енергії від загальних втрат, які виникають в елементах відповідної дільничної мережі без застосування компенсації.

Загалом, через невеликий розмір зниження втрат ЕЕ в мережах, віднесених до дільничних (це елементи I-ої та II-ої ступені розподілення ЕЕ (див. рис. 4.2), установка низьковольтних КУ вибохознахищеного виконання внаслідок значних питомих витрат (грн/квар) в них є на даному етапі розвитку пристроїв з компенсації реактивної енергії, як правило, недоцільною.

Підтвердження цього положення витікає також з результатів аналізу розподілення потенціалу електрозбереження від компенсації потоків реактивної енергії за ступеневим принципом. Так, результати досліджень (див. підрозділ 4.2.7) свідчать, що близько 76% всіх втрат ЕЕ в підземній частині системи електропостачання шахти приходить на III та IV ступені розподілу ЕЕ, близько 12% – на I ступень, тобто саме на дільничні мережі, і також до 12% – на II ступень. Слід також урахувати, що найбільший потенціал енергозбереження (втрати ЕЕ, які можна усунути за рахунок компенсації) теж має місце на III-й та IV-й ступенях розподілу ЕЕ. Якщо загалом, тобто враховуючи усі ступені розподілу ЕЕ, він складає близько 51% від загальних втрат ЕЕ в них (див. табл. 4.12), то при цьому приблизно 38% від загальних втрат, тобто близько 75% від загального потенціалу, можна реалізувати за умови компенсації реактивних навантажень на рівні РПП-6 кВ, тобто на II-й та IV-й ступенях розподілу ЕЕ.

З огляду на структуру втрат по ступенях розподілу ЕЕ і розподіл потенціалу електрозбереження необхідно першочергово вирішувати питання зі зниження потоків реактивної енергії в розподільній мережі шахт напругою 6 кВ. За критерієм мінімуму втрат ЕЕ, як і для дільничних мереж, найбільш доцільним рівнем компенсації реактивних навантажень при застосуванні нерегульованих конденсаторних установок є рівень середньодобової реактивної потужності, при якому в мережі досягаються найменші втрати активної електроенергії. Але зниження потоків реактивної енергії у високовольтних мережах пов'язано з декількома важливими для них чинниками: тривалим строком використання, існуванням розроблених зразків компенсувальних установок потужністю від 100 до 500 квар відповідного виконання, значно більшою (до трьох разів в порівнянні з

дільничними мережами) часткою втрат активної енергії від передавання реактивної, більшою тривалістю знаходження устаткування під навантаженням.

В повній мірі це ураховано на другому етапі вирішення завдання при оптимізаційному підході до зниження потоків реактивної енергії в цих мережах.

Так, маючи функцію у вигляді чистого приведенного доходу NPV (див. техніко-економічну модель (4.6), аргументом якої є реактивна потужність, яка відображає споживання реактивної енергії з мереж енергосистеми, можна за критерієм максимуму NPV (дивись п. 4.3.2) визначити оптимальне значення реактивної потужності  $Q_o = Q_c - Q_{ky}$ , споживання якої з мережі енергосистеми дешевше подальшого зниження її рівня за рахунок компенсації.

Значення реактивної потужності  $Q_o$ , яке відповідає максимуму NPV, визначається за виразом (див. вираз (4.7)):

$$Q_o = \frac{\lambda}{r},$$

$$\text{де } \lambda = \frac{500U^2 \left[ (c_{ky}(\alpha_a + \alpha_o) + c_e T \Delta p_{ky}) \left( \frac{1 - (1 + \alpha)^{T_p - 1}}{\alpha(1 + \alpha)^{T_p}} \right) - \frac{c_{ky}}{1 + \alpha} \right]}{c_e T \left( \frac{1 - (1 + \alpha)^{T_p - 1}}{\alpha(1 + \alpha)^{T_p}} \right)}$$

визначає оптимальне

співвідношення між реактивною потужністю в будь-якій точці мережі та опором її ділянок до цієї точки.

Величина  $\lambda$  по своїй суті є економічно обґрунтованим оптимальним рівнем компенсації реактивного навантаження, який визначається співвідношенням вартісних показників ЕЕ і КУ при заданому значенні розрахункового періоду і нормативу дисконтування й може бути рекомендована для визначення потужності КУ, які встановлюються у вузлах в розподільній високовольтній мережі підземної системи електропостачання шахти. Критерієм правильності вирішення задачі є баланс навантажень споживачів та потужностей КУ, які встановлюються на окремих РПП-6 кВ або в ЦПП.

Визначення стандартного значення потужності кожної окремої компенсуючої установки може здійснюватися з відступом від оптимального значення в межах  $\pm 20\%$ . При цьому рішення задачі буде знаходитися в 5- відсотковій зоні рівноеконічності.

Результати розрахунку оптимальних потужностей КУ в розподільній мережі 6 кВ шахти показують, що врахування збитку (зниження продуктивності вуглевидобувних комплексів) від відхилень напруги у двигунів комбайнів призводить до підвищення потужності компенсувальних установок, які потрібно додатково встановити, та економічного ефекту за рахунок покращення від цього якості ЕЕ (дивись табл. 4.14):

при ручному регулюванні швидкості подачі комбайнів – відповідно на 7% та 11% (рис. 4.16, а);

при автоматичному регулюванні швидкості подачі комбайна – на 4% та 6% (рис. 4.16, б).

Аналізуючи залежності рівня компенсації  $\lambda$  від нормативу дисконтування  $\alpha$ , питомих витрат в КУ  $c_{ку}$ , вартості електроенергії  $c_e$ , розрахункового періоду  $T_p$  (дивись п. 4.3.4, рис. 4.18), можна зауважити наступне:

норма дисконтування в межах її варіювання 0,2 – 0,3 не призводить до похибки у визначенні  $\lambda$  більш ніж 15%; з огляду на те, що  $\lambda$  обумовлює значення потужності  $Q_{ку}$ , яке в межах рівноekonomічності варіантів може бути прийнятим в діапазоні  $\pm 22,3\%$  від оптимального, розрахунок за будь-яким значенням  $\alpha$  від 0,2 до 0,3 не призводить до виходу за межі рівноekonomічності;

найбільше впливають на рівень компенсації значення питомої вартості КУ та вартість ЕЕ. Якщо припустити лінійність залежності  $\lambda = f(c_{ку})$  при  $c_e = const$ , то можна приблизно сказати, що 10%-на зміна  $c_{ку}$  призводить до зміни  $\lambda$  від 9% при  $c_e = 0,3$  грн/кВт·год до 5% при  $c_e = 1,5$  грн/кВт·год. Тому, в межах рівноekonomічності варіантів при зростанні цін на ЕЕ, що має місце в теперішній час, значення  $c_{ку}$  припустимо визначати з похибкою від 25 до 40%;

тривалість розрахункового періоду більш ніж 5 років незначно впливає на величину  $\lambda$ , але більше уваги слід приділяти точності вихідних даних з малими розрахунковими періодами.

Розрахунки за критерієм максимуму чистого приведенного доходу показують, що при застосуванні для умов діючого електроенергетичного комплексу шахти нерегульованих компенсувальних установок для зниження потоків реактивної енергії можна досягти позитивний ефект шляхом їх встановлення у найбільш завантажених та віддалених вузлах по радіусам високовольтної мережі, тобто в РПП-6 кВ та ЦПП.

4.4.3 Методичні рекомендації з визначення потужності КУ для зменшення перетину кабелів високовольтних мереж

Оптимізація перетину кабелів високовольтних мереж шахти за відомим критерієм оптимальності – мінімумом загальних витрат на спорудження та експлуатацію СПЕП й включення до моделі, яка створюється, декількох конкуруючих факторів (зниження потоків реактивної потужності, підвищення якості ЕЕ та продуктивності вугледобувних комбайнів) є актуальною задачею. Вихідними даними для її розв'язання є структура мережі, категорії та потужності струмоприймачів, які живляться від неї, дані про використовувані кабельні лінії та їх довжину, графіки навантажень, режим напруги на шинах джерела живлення та інші.

В основу відповідної техніко-економічної моделі покладено наступні припущення.

1. Напруга у всіх вузлах мережі є незмінною і відсутні фазові зсуви між напругою у різних вузлах.

2. Компенсація реактивної потужності здійснюється нерегульованими конденсаторними батареями, потужність яких визначається середнім значенням її споживання у вузлі навантаження [96].

3. Значення потужності КУ є величинами безперервними.

4. Вартість КУ є такою, що лінійно залежить від їх потужності  $Q_{ку}$ .

5. Спорудження СПЕП і встановлення КУ здійснюється в першому році розрахункового періоду ( $T_{спор} = 1$ ), після чого починається нормальна експлуатація, протягом якої до моменту закінчення розрахункового періоду ( $T_e = T_p - T_{спор}$ ) щорічні витрати і плата за ЕЕ не змінюються.

За таких припущень функція загальних дисконтованих витрат, аргументами якої є потужність  $Q_{ку}$  та перетин розподільних кабелів  $F$ , має вигляд (дивись п. 4.3.2):

$$z(Q_{ку}, F) = c_{ку} \sum_{l=1}^{n_l} Q_{ку_l} + \sum_{l=1}^{n_l} (c_l + d_l F_l) L_l + \sum_{t=2}^{T_p} \frac{\left( c_{ку} \sum_{l=1}^{n_l} Q_{ку_l} + \sum_{l=1}^{n_l} (c_l + d_l F_l) L_l \right) (\alpha_a + \alpha_o)}{(1 + \alpha)^t} + \sum_{t=2}^{T_p} \frac{10^{-3} \sum_{l=1}^{n_l} \frac{P_{M_l}^2 + (Q_{M_l} - Q_{ку_l})^2}{U^2} \cdot \frac{L_l}{F_l} \rho \tau \epsilon_e}{(1 + \alpha)^t} + \sum_{t=2}^{T_p} \frac{c_e \Delta p_{ку} \sum_{l=1}^{n_l} Q_{ку_l} T_l + Y(Q_{ку}, F)}{(1 + \alpha)^t}, \quad (4.14)$$

де  $T_p$  – розрахунковий період, рік;

$\alpha$  – норматив дисконтування, в.о.;

$\alpha_a, \alpha_o$  – коефіцієнти відрахувань від капітальних вкладень відповідно на реновацію та ремонт і обслуговування, в.о.;

$n_l$  – кількість кабельних ліній в розподільній мережі;

$c_l + d_l F_l$  – функція, що апроксимує вартість кабельної лінії в залежності від перетину, грн/км;

$L_l$  – довжина  $l$ -ої гілки мережі, км;

$P_{M_l}, Q_{M_l}$  – максимальні активна (кВт) та реактивна (квар) потужність споживання у вузлі навантаження, що живиться через  $l$ -у гілку мережі;

$\rho$  – питомий опір матеріалу жил кабелів (міді), Ом·мм<sup>2</sup>/км;

$\tau$  – річна кількість годин максимальних втрат ЕЕ, годин;

$U$  – напруга у вузлі, де встановлюється КУ, кВ;

$\Delta p_{ку}$  – питомі втрати активної потужності в КУ, кВт/квар;

$T_l$  – тривалість роботи КУ, підключеної до  $l$ -ої гілки мережі, год/рік;

$Y(Q_{ку}, F)$  – функція річного збитку від відхилень напруги на затискачах електродвигунів вугледобувних комбайнів в періоди їх стопоріння, грн/рік (див. також підрозділ 4.3.3).

Функція  $Y(Q_{ку}, F)$  незалежно від способу управління комбайном може бути розрахована за формулою:

$$Y(Q_{ку}, F) = y(Q_{ку}, F) \cdot n \cdot N \cdot (T_{зм} - t_{нзо}), \quad (4.15)$$

де  $n$  – кількість робочих змін з видобутку вугілля за добу;

$N$  – кількість робочих днів у році;

$T_{зм}$  – тривалість робочої зміни, год.;



$t_{нзо}$  – час на виконання проміжних та завершальних операцій у кінці зміни, год.;

$y(Q_{кв}, F)$  – експериментально-аналітична економічна характеристика зниження збитку, грн/год.

Збиток є монотонною спадною функцією, до того ж його залежність від напруги є нелінійною. Однак у зв'язку з тим, що в області практично можливих значень випадкового аргументу  $U = (0,8 \dots 1,2) \cdot U_{ном}$  функція збитку практично мало відрізняється від лінійної, використання економічної характеристики збитку може бути спрощене шляхом заміни на даному інтервалі дійсної функції лінійною. Лінеаризація правомірна, так як вихідна функція є безперервною і такою, що диференціюється.

Лінеаризовані функції збитку мають вигляд при ручному регулюванні швидкості подачі комбайна:

$$y(Q_{кв}, F) = 10^{-3} p_U \frac{120mB\gamma wdP_{ст.ном}}{K_n \left( \frac{1}{K_n} + \frac{T_{np}}{L} (c + dP_{ст.ном}) \right)^2} \times \frac{P_M r(F) + (Q_M - Q_{кв}) x(F)}{U^2}, \quad (4.16)$$

де  $m$  – потужність шару вугілля, що виймається, м;

$B$  – ширина захвату робочого органу виймальної машини, м;

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$w$  – постійна складова в собівартості тони вугілля по видобувній ділянці, грн./т;

$K_n$  – коефіцієнт надійності вугледобувного комплексу;

$T_{np}$  – витрати часу на допоміжні та експлуатаційні операції, що залежать від умов експлуатації, на один робочий цикл, хвилин;

$P_{ст.ном}$  – стійка потужність комбайна, що відповідає номінальному максимальному моменту двигуна, кВт;

$p_U$  – коефіцієнт, що характеризує вірогідність роботи комбайна в основному та перевантажувальному режимах;

$c, d$  – коефіцієнти рівняння швидкісної характеристики;

$L$  – довжина лави, м;

$r(F), x(F)$  – відповідно активний та реактивний опір ділянки мережі до вузла живлення вугледобувного комплексу в залежності від перетину, Ом;

для автоматизованих виймальних машин приймається, що номінальній напрузі на затискачах електродвигуна відповідає і номінальне значення уставки регулятора, а відповідно, при цьому забезпечується і номінальна продуктивність. Для випадку, коли регульованою величиною є струм, економічна характеристика збитку має вигляд:

$$y(Q_{кв}, F) = 10^{-3} \frac{60mB\gamma wdP_{ном}}{K_n \left( \frac{1}{K_n} + \frac{T_{np}}{L} (c + dP_{ном}) \right)^2} \left( \frac{\partial}{\partial U^*} m_c \Big|_{U^*=1} \right) \frac{P_M r(F) + (Q_M - Q_{кв}) x(F)}{U^2}, \quad (4.17)$$

де  $P_{ном}$  – корисне навантаження на валу електродвигуна при номінальній напрузі та моменті, кВт;

$U_* = U/U_{ном}$  – відносне значення напруги на затискачах електродвигуна;

$m_c$  – кратність моменту сил опору по відношенню до номінального моменту.

Рішення оптимізаційної задачі за розробленою моделлю методом найшвидшого спуску для системи підземного електропостачання шахти (рис. 4.19) показало, що загальні витрати на спорудження та експлуатацію підземної електромережі при встановленні КУ на шинах РПП-6 кВ і ЦПП (в розрахунку задіяні гілки позначені у кружечках) знизилась з 2312 тис. грн до 2205 тис. грн при цьому сумарна встановлена потужність КУ склала 860 квар. Вигода є очевидною.

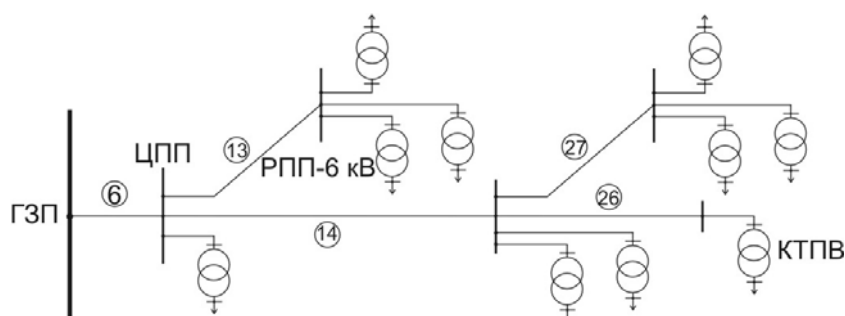


Рисунок 4.19 – Фрагмент розрахункової схеми підземного електропостачання шахти

Вирішення на стадії проектування системи підземного електропостачання шахти питань з компенсації і установки КУ на шинах РПП-6 кВ та ЦПП дозволяє знизити на одну ступінь перетин стовбурних кабелів.

Інтегрування алгоритму вирішення задачі оптимальної компенсації реактивних навантажень до системи енергомоніторингу в умовах експлуатації дозволить за реальним рівнем електроспоживання контролювати проектні рішення та оцінювати доцільність зміни у період експлуатації потужності компенсувальних установок у будь-якому визначеному вузлі СПЕП.

#### 4.4.4 Технічні рішення, способи та рекомендації зі зниження потоків реактивної енергії

Конденсаторні установки рудничного виконання. У даний час конденсаторні установки рудничного виконання на напругу до 1000 В на території України і країн СНД не випускаються. В УкрНДІЕ розроблена установка типу УКРВ-6,3 рудничного виконання на напругу 6 кВ (рис. 4.20), виробник ЗАТ „Донецька інжинірингова група”.

Конденсаторна установка розрахована на роботу в електричних мережах трифазного змінного струму з ізольованою нейтраллю. Номінальна потужність 100 – 500 квар. Виконання установки за режимом роботи: О – без автоматичного підключення до мережі; А – з автоматичним підключенням й автоматичним відключенням від мережі при зміні значення реактивної потужності навантаження.

Установка являє собою самостійний виріб, що підключається до комірки КРП типу КРУВ-6 або КРУРН-6 і працює разом з ними. Установка має світлодіодну

сигналізацію про наявність напруги 127 В та 6 кВ, спрацьовування захистів від перевантаження, надмірного здуття корпусу конденсаторів.

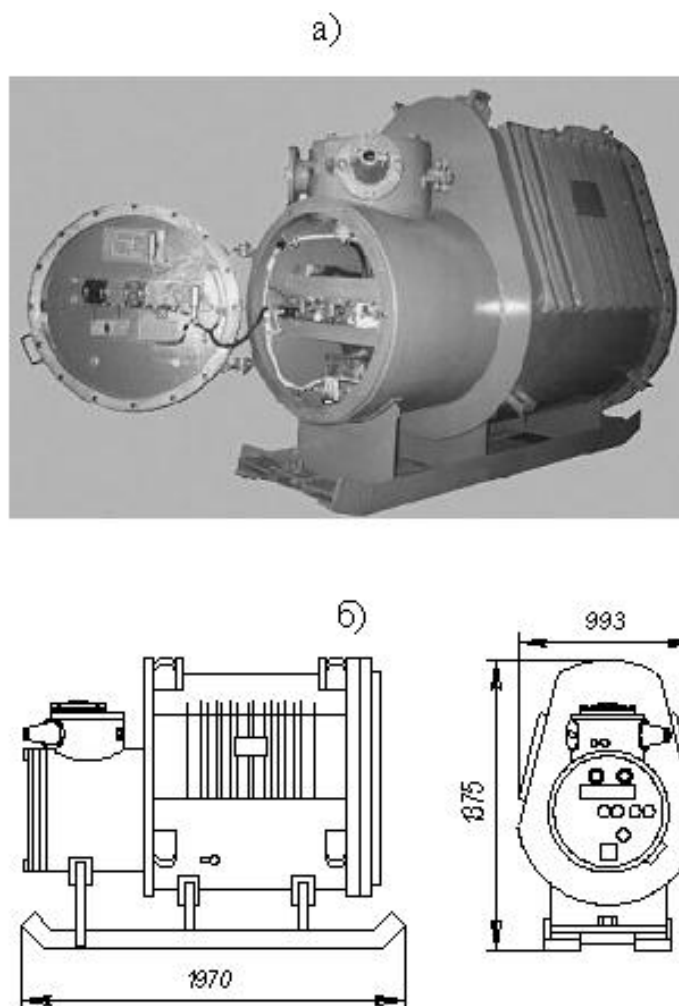


Рисунок 4.20 – Загальний вигляд (а) і габаритні розміри (б) конденсаторної установки рудничного виконання

На підставі проведених досліджень та техніко-економічного аналізу (див. підрозділ 4.3) розміщувати компенсуючі пристрої у системі підземного електропостачання, слід у найбільш електрично віддалених вузлах, тобто РПП-6 кВ або ЦПП, в кабельних лініях до яких втрати електроенергії мають максимальні значення. На першому етапі потужність конденсаторних установок приймається рівною середньодобовим значенням реактивного навантаження струмоприймачів, які живляться від РПП-6 кВ, або ЦПП, які розглядаються, з округленням цих значень до найближчих стандартних по шкалі потужностей. На другому етапі доцільно виконати перевірку й визначити потужності КУ за оптимізаційним підходом.

Впровадження частотного регульованого приводу на конвеєрному транспорті. У теперішній час поряд з конденсаторними установками, ФКУ та активними тиристорними компенсаторами з'являється можливість зменшення реактивної потужності, котра передається шахтною мережею, за допомогою регульованого асинхронного приводу, що працює від перетворювачів частоти з ланкою постійного

струму. У шахтній розподільчій мережі таке рішення до недавнього часу було неможливим за відсутності приводу у вибухозахищеному виконанні, проте зараз його впровадження набуває значних темпів. Область застосування асинхронного частотного регульованого приводу на шахті – привод подачі очисних комбайнів, конвеєрні установки, шахтний підйом, вентилятори провітрювання, водовідлив.

Регульований привод у технологічних установках використовують для зведення до мінімуму непродуктивних втрат, котрі, наприклад, для конвеєрного транспорту, за зміну можуть у декілька разів перевищувати продуктивні [117]. Наведені на рисунку 4.21 залежності  $w_{a1} = f(G)$  та  $w_{a2} = f(G)$  демонструють відносне питоме споживання активної енергії окремим шахтним магістральним конвеєром, з регульованим та з нерегульованим приводом відповідно, у залежності від відносного вантажопотоку. Під відносними значеннями параметрів тут розуміється чисельна пропорційність значень до номінальних паспортних конвеєру та його приводу. Для різних типів та довжин конвеєрів кут нахилу дотичних до кривих змінюється незначно, але значною мірою залежить від потужності холостого ходу конвеєра. Тобто, як видно з рисунку 4.21, для конвеєрів, що більшість часу працюють у режимі холостого ходу та неповного завантаження, регульований привод має значну перевагу, що виражається прямою економією витрат електроенергії на тонну транспортованого вугілля.

$w_a$ , відн. од.

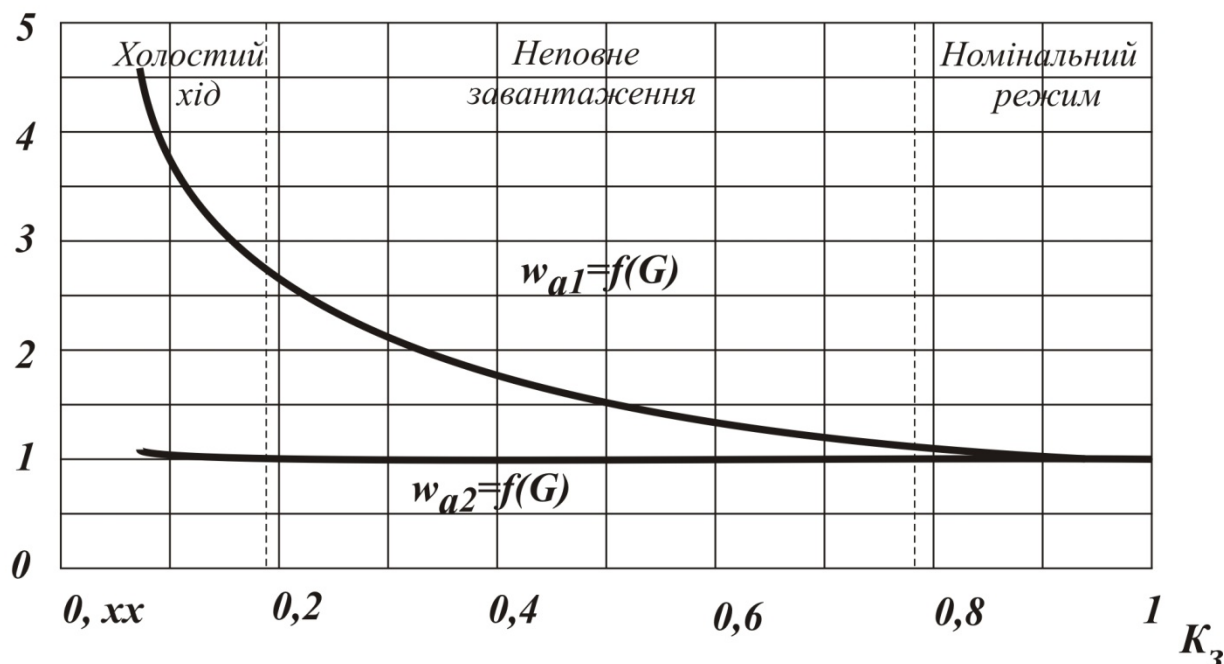


Рисунок 4.21 – Залежності потужності від відносного вантажопотоку конвеєра з нерегульованим ( $w_{a1}$ ) та регульованим приводом ( $w_{a2}$ )

Реактивна потужність споживання регульованого приводу, що являє собою АД з ПЧ (асинхронний двигун з перетворювачем частоти), залежить від схеми та типу ПЧ.

Перетворювач із ланкою постійно струму (дивись рис. 4.22) складається з двох вентильних систем – випрямляча та інвертора. Ланка постійного струму включає індуктивність та ємність для зменшення пульсацій постійного струму [120].

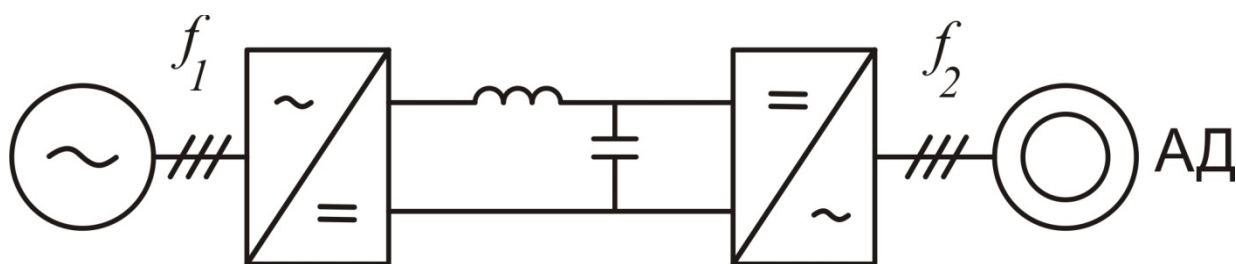


Рисунок 4.22 – Структурна схема перетворювача частоти з ланкою постійного струму

Параметри навантаження, яким виступає ПЧ з асинхронним двигуном (АД), а саме інтегральні значення струму, напруги, споживання активної та реактивної енергії, формуються мережним перетворювачем (керованим, некерованим або повністю керованим – на транзисторних ключах) та інвертором. Інвертори з широтно-імпульсною модуляцією (ШІМ) синтезують криву напруги або струму (в залежності від типу інвертора) з заданими параметрами, а залежно від опору навантаження формується крива струму або напруги відповідно. Формування реактивних складових гармонік струму, що споживається перетворювачем з мережі, відбувається у мережному перетворювачі в залежності від схеми та режимів роботи вентилів. Мережний струм є сумою вищих гармонік струму випрямляча та інтергармонік інвертора перерахованих на сторону випрямляча за допомогою комутаційної функції [118]. Процеси, обумовлені роботою випрямляча й інвертора, розглядаються незалежно.

Основними типами ПЧ з ланкою постійного струму є:

ПЧ з АІН (автономний інвертор напруги) з ШІМ.

ПЧ з АІС (автономний інвертор струму) з ШІМ.

ПЧ з АІС з ШІМ та примусовою комутацією тиристорів випрямляча.

ПЧ з АІН з ШІМ конструктивно виконується з некерованим випрямлячем [119]. Випрямляч формує нерегульоване постійне значення напруги ланки постійного струму, а інвертор з ШІМ синтезує напругу одного рівня, але періодами різної тривалості, залежно від необхідного на даний момент для формування синусоїди струму. Струм близький до синусоїдального досягається завдяки використанню несучої частоти близько 2 кГц.

ПЧ з АІС з ШІМ конструктивно виконується з керованим тиристорним випрямлячем. Мережний перетворювач формує регульоване значення напруги ланки постійного струму, відповідно до необхідного на вході інвертора, а інвертор з ШІМ синтезує форму струму навантаження. ПЧ з АІС з ШІМ та примусовою комутацією тиристорів працюють аналогічно з відмінністю в тому, що тиристорний випрямляч працює з випереджальним кутом комутації, тобто генерує реактивну потужність першої гармоніки в мережу.

За впровадження частотного регульованого приводу, що являє собою ПЧ за АІН, непряма компенсація реактивної потужності за першою гармонікою буде відбуватися безпосередньо у навантаження. ПЧ за АІС буде споживати реактивну потужність на рівні нерегульованого приводу. Тобто режим компенсації можливий при впровадженні ПЧ з АІН або ПЧ з АІС та примусовими кутами комутації випрямляча.

Зменшення реактивної потужності за першою гармонікою можна оцінити за залежностями [120]:

$$Q_{\partial} = (P_2 / \eta_{\partial}) \cdot \operatorname{tg} \varphi_{\partial}, \quad (4.18)$$

$$Q_{nч(1)} = (P_2 / \eta_{\partial}) / (\eta_{ai} \cdot \eta_e) \cdot \operatorname{tg} \varphi_{e(1)}, \quad (4.19)$$

де  $Q_{\partial}$  – реактивна складова потужності АД без ПЧ, квар (рис. 4.23);

$Q_{nч(1)}$  – реактивна складова потужності першої гармоніки системи АД з ПЧ, квар, що циркулює між джерелом енергії та випрямлячем;

$P_2$  – активна потужність на валу двигуна, кВт;

$\eta_{\partial}$  – ККД двигуна з заданим навантаженням;

$(\eta_{ai} \cdot \eta_e)$  – ККД системи перетворювача частоти (автономного інвертору та випрямляча),

$\operatorname{tg} \varphi_{e(1)}$  – частка від ділення реактивної складової потужності за першою гармонікою ПЧ, на активну потужність;

$\operatorname{tg} \varphi_{\partial}$  – частка від ділення реактивної потужності АД без ПЧ, на активну.

Якщо АД приєднаний безпосередньо до мережі синусоїдального струму, то струм та напруга за першою гармонікою співпадають відповідно з повними, що можна сказати і про потужності. Формулу (4.19) отримуємо, прийнявши, що активні та реактивні втрати, включені у відповідні ККД перетворювача частоти  $(\eta_{ai} \cdot \eta_e)$ . ККД таких систем 95-98%.

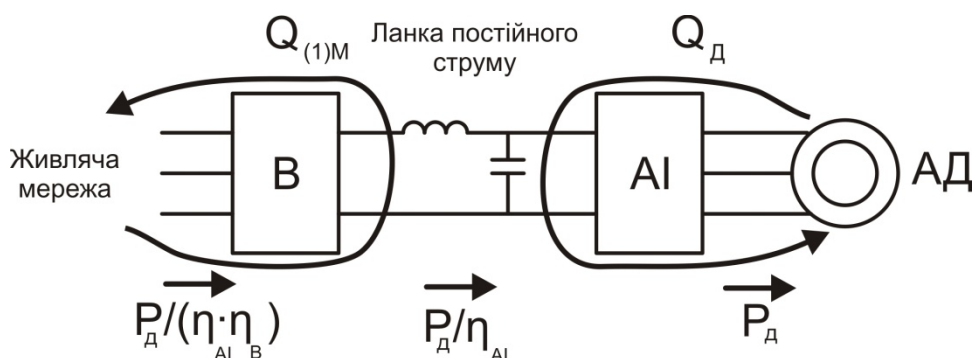


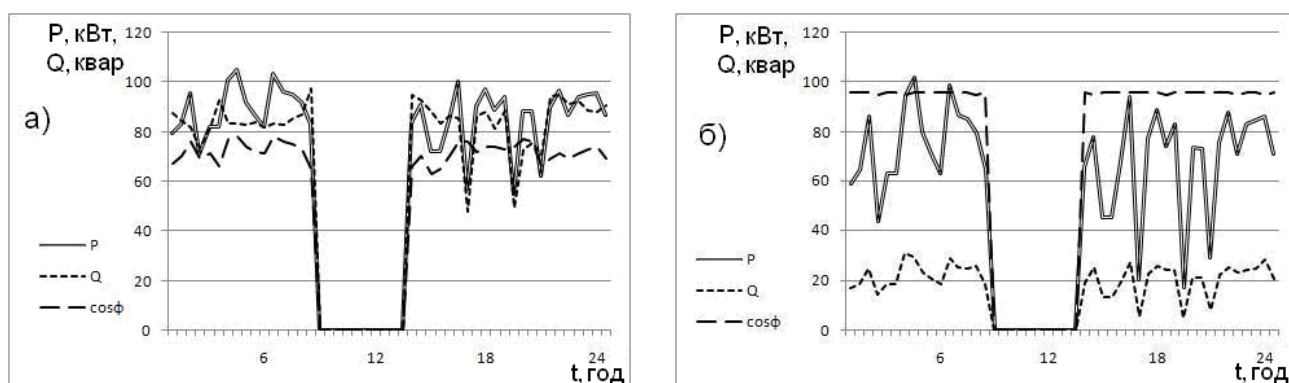
Рисунок 4.23 – Пояснювальна схема споживання активної та реактивної потужності ПЧ з ланкою постійного струму

Також потрібно додати, що вираз  $(P_2 / \eta_{\partial})$  являє собою активну потужність двигуна, приєднаного безпосередньо до живлячої мережі (дивись вираз (4.18) або через ПЧ (дивись вираз (4.19)).

На рисунку. 4.24 побудований добовий графік навантажень магістрального конвеєру до та після встановлення ПЧ з АІН.

При використанні ПЧ з АІС та природними кутами комутації випрямляча реактивна потужність за першою гармонікою буде значно збільшуватись при зменшенні активної потужності споживання перетворювачем частоти. При випереджальних кутах комутації можлива перекомпенсація реактивної потужності у випадку, коли поблизу у мережі немає інших споживачів реактивної потужності.

На рисунку 4.25 наведені залежності активної та реактивної потужності за першою гармонікою у відсотках від номінальних для магістрального конвеєру з нерегульованим асинхронним приводом ( $P_{до}$  та  $Q_{до}$ ) – у випадку коли активна потужність холостого ходу становить 60% та 40% від номінального значення, а також для регульованого приводу АД з ПЧ з АІН ( $P_{після}$  та  $Q_{після}$ ).



а) без ПЧ;

б) з ПЧ з АІН

Рисунок 4.24 – Споживання активної та реактивної потужності для магістрального конвеєру з приводним двигуном 2ЭДКЛОФ250LB

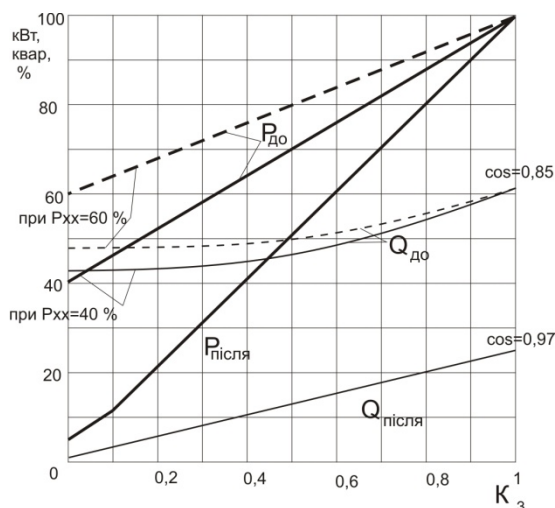


Рисунок 4.25 – Активна та реактивна потужності у відсотках від номінальних значень для магістрального конвеєру в залежності від коефіцієнту завантаження стрічки конвеєра

Залежності потужностей для регульованого приводу майже не змінюються за зміни потужності холостого ходу при законі регулювання швидкості обертання приводного двигуна  $U/f = const$ , де  $f$  – частота живлячої напруги двигуна, що прямо пропорційна коефіцієнту завантаження,  $U$  – напруга приводного двигуна.

Відповідні значення  $\cos\varphi$  за першою гармонікою подані для значень потужностей при коефіцієнті завантаження, який дорівнює одиниці.

Для порівняння енергетичних показників у таблицях 4.15 та 4.16 приведено споживання електроенергії впродовж десяти діб магістральними конвеєрами з асинхронним нерегульованим приводом і регульованим приводом на базі АД з ПЧ з АІН відповідно.

Таблиця 4.15 – Споживання електроенергії конвеєрами з асинхронним нерегульованим приводом

Магістральні конвеєри	Активна енергія, кВт·год	Реактивна енергія, квар·год	Коефіцієнт потужності
1л100к №1	17619	17525	0,53...0,79
1л100к №2	16252	16129	0,51...0,79
1л100к №3	10703	11049	0,51...0,78

Таблиця 4.16 - Споживання електроенергії конвеєрами з асинхронним регульованим приводом (АД з ПЧ і АІН)

Магістральні конвеєри	Активна енергія, кВт·год	Реактивна енергія, квар·год	Коефіцієнт потужності
1л100к №1	15091	3772	0,97
1л100к №2	13282	3320	0,97
1л100к №3	7631	1907	0,97

Як бачимо, крім суттєвого зниження споживання активної енергії, спостерігається зменшення споживання реактивної енергії регульованим приводом на базі АД з ПЧ з АІН, що додатково вплине на втрати активної електроенергії у шахтній розподільчій мережі в сторону їх зменшення.

Таким чином, впровадження частотного регульованого приводу на конвеєрному транспорті вугільних шахт, що являє собою необхідну ланку в процесі вугледобутку, показують перспективність використання АД з ПЧ і АІН як устаткування непрямої компенсації реактивної потужності на додаток до основної функції – зменшення непродуктивних втрат ЕЕ при транспортуванні гірничої маси. Крім того, підвищення коефіцієнту потужності на нижчих рівнях розподілу електроенергії, безпосередньо у струмоприймачів, дозволить уникнути розробки низьковольтних КУ спеціального виконання, а також розвантажити високовольтні мережі від потоків реактивної енергії, що призведе до зменшення втрат активної електроенергії в системі підземного електропостачання в цілому.



## Висновки по розділу

На заключному етапі НДР за результатами розробки методичних рекомендацій з визначення оптимального рівня компенсації реактивних навантажень в підземних системах електропостачання вугільних шахт отримані наступні результати.

1. Встановлено, що на періоді видобувних змін, розподілення реактивних навантажень струмоприймачів основних підземних дільниць мають суттєву скошеність (асиметрію), площинність та гостроверхність й тому на цьому рівні узагальнення електричних навантажень відрізняються від нормального закону розподілення. За періоди ремонтних змін спостерігаються ті ж самі ознаки. Проте, для однотипних виробничих процесів відслідковується все ж подібність розподілень реактивних навантажень, що одночасно з методами суперпозиції доцільно використовувати при моделюванні графіків реактивних навантажень на більш високих рівнях розподілу електроенергії.

2. Доведено, що потенціал електрозбереження від зниження потоків реактивної енергії в цілому з урахуванням ремонтної і видобувних змін складає близько 55% відносно загального об'єму втрат ЕЕ в підземній мережі шахти, що свідчить про значну частку втрат ЕЕ, обумовлених перетіканнями реактивної потужності внаслідок низького рівня електровикористання обладнання; у ремонтні зміни потенціал енергозбереження значно нижчий за його значення у видобувні зміни, особливо на перших двох ступенях розподілу ЕЕ, але більшу частку цього потенціалу можливо використати за умови компенсації реактивних навантажень в розподільній мережі 6 кВ. тому цілодобова робота компенсувальних пристроїв доцільна саме на рівні РПП-6 кВ і ЦПП, але у ремонтні зміни компенсована потужність має бути нижчою, ніж у видобувні.

3. Обґрунтовано, що при існуючих ймовірнісних характеристиках добових графіків електричних навантажень струмоприймачів (СП) видобувних, прохідницьких й конвеєрних дільниць, а також вузлів навантажень СПЕП з такими СП найбільш доцільно потужність нерегульованих компенсувальних установок визначати за рівнем середньодобової реактивної потужності СП, які розглядаються, при якому у відповідних мережах системи підземного електропостачання досягаються найменші втрати активної електроенергії. Це положення дає змогу вирішувати питання компенсації для всіх основних ступенів розподілу електроенергії в СПЕП діючих вугільних шахт без урахування коефіцієнта форми графіків та корельованості реактивних навантажень. Практична впевненість у вірності такого твердження впливає з аналізу натурних даних з реальних дільниць діючої шахти, а також з того, що відхилення значень потужності КУ, які приймаються зі стандартного ряду, від розрахункових оптимальних значень в межах близько  $\pm 22\%$  не виводить варіант СПЕП, що розглядається, із зони рівноеконімічних рішень.

4. Загалом, внаслідок невеликого розміру зниження втрат ЕЕ в мережах, віднесених до дільничних (це елементи I-ої та II-ої ступені розподілення ЕЕ), установка низьковольтних КУ вибохознахищеного виконання через значні питомі витрати (грн/квар) в такі установки є, на даному етапі розвитку пристроїв з

компенсації реактивної енергії, як правило, недоцільною. Підтвердженням цього положення є також показники розподілення потенціалу електрозбереження від компенсації потоків реактивної енергії за ступеневим принципом. Так, близько 76% всіх втрат ЕЕ в підземній частині системи електропостачання шахти приходить на III та IV ступені розподілу ЕЕ, біля 12% – на I ступень, тобто саме на дільничні мережі, і також до 12% – на II ступень. Тому найбільший потенціал енергозбереження (втрати ЕЕ, які можна усунути за рахунок компенсації) теж має місце на III-й та IV-й ступенях розподілу ЕЕ, а це близько 75% від загального потенціалу, який можна реалізувати за умови компенсації реактивних навантажень на рівні РПП-6 кВ, тобто на III-й та IV-й ступенях розподілу ЕЕ.

5. Запропонований критерій, за яким можливо на етапі проектування систем підземного електропостачання знайти економічно обґрунтований (оптимальний) рівень компенсації реактивних навантажень окремих приєднань, що визначається співвідношенням вартісних показників електроенергії і компенсувальних установок при заданому значенні розрахункового періоду і нормативу дисконтування, який може бути рекомендований для визначення потужності КУ, що встановлюються у вузлах в розподільній високовольтній мережі підземної системи електропостачання шахти. Критерієм правильності вирішення задачі є баланс між навантаженнями споживачів та потужностями КУ які встановлюються у цих вузлах, тобто, РПП-6 кВ або ЦПП.

6. Розрахунки за критерієм максимуму чистого приведенного доходу показують, що в умовах експлуатації при застосуванні для зниження потоків реактивної енергії нерегульованих компенсувальних установок можна досягти економічний ефект при їх встановленні у віддалених вузлах високовольтної мережі, тобто в РПП-6 кВ та ЦПП.

Таким чином, план роботи поточного року і в цілому повністю виконаний. Отримані результати відповідають етапам календарного плану і технічному завданню на НДР.

Досягнуті в роботі науково-технічні результати є основою для виконання НДР з розробки галузевої інструкції з компенсації потоків реактивної енергії.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Олевская И.В., Олевский В.А. Определение наивыгоднейшего режима работы шаровой мельницы с помощью номограмм // Обогащение руд. – 1968. – №3. – С.23-27.
2. Арефьев Б.А., Гугушвили А.Ш., Энделадзе Д.Л. Экспериментальный метод опознания структуры одномерных нелинейных объектов управления с экстремальной характеристикой // Автоматика. – 1970. – №2. – С.38-41.
3. Тихонов О.Н. Самонастраивающаяся система регулирования измельчительного агрегата с замкнутым циклом // Обогащение руд. – 1970. – №4. – С.42-46.
4. Марюта А.Н., Бунько В.А. Экспериментальное определение статических характеристик объектов управления обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1969. – 120 с.
5. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление. – М.: Недра, 1981. – 343 с.
6. Шупов Л.П. Математические модели усреднения: Справочное пособие. – М.: Недра, 1978. – 287 с.
7. Шупов Л.П. Моделирование и расчёт на ЭВМ схем обогащения. – М.: Недра, 1980. – 288 с.
8. Broadbent S.R., Callcott T.G. A matrix analysis of processes involving particle assemblies // Phil. Trans. R. Soc. Long., Ser. – 1956. – A, 249. – P.99-123.
9. Whiten W.I., Roberts A.N. Control of a multi-stage grinding circuit // Trans. Inst. Min. Metall. – 1974. – 83. – P.209-212.
10. Корниенко В.И. Разработка средств автоматического контроля крупности и крепости исходной руды для систем оптимизации процессов крупного дробления: Дис. ... канд.техн.наук: – Днепропетровск, 1987. – 16 с.
11. Качан Ю.Г. Алгоритмы расчёта конструктивных параметров элементарных камер, матриц разрушения и классификации для тактовой имитационной модели конусной дробилки. – Киев, 1985. – Вып. 35. – С.34-41.
12. Качан Ю.Г. Обоснование тактово-имитационной модели дробления. – Днепропетровск, 1983. – 18 с. – Деп. В УкрНИИНТИ, №1294-Ук-83Деп.
13. Марюта А.Н. Автоматическая оптимизация процесса обогащения руд на магнитообогатительных фабриках. – М.: Недра, 1975. – 231с.
14. Шинкоренко С.Ф. Исследование в области теории и технологии измельчения руд (кинетика, моделирование, интенсификация процессов) : Дис. ... д-ра техн. наук: 05.13.07 – Защищена 08.02.79 – Л.: 1978 – 350 с.
15. Олевский В.А., Тихонов О.Н. Автоматическое управление технологическими процессами в обогатительной промышленности. – Л.: Недра, 1966. – 356 с.
16. Kelsall D.F., Stewart P.S.B. and Reid K.J. Confirmation of a dynamic model of closed circuit grinding with a wet ball mill // Trans. Inst. Min. Metall. – 1968. – 77. – P.120-127.
17. Horst W.E, Freeh E.J. Mathematical modeling applied to analysis and control of grinding circuits // A.I.M.E. Annu. Meet., Denver. – 1970. – Pap. – 70-B-27.

18. Callcott T.G., Lynch A.J. An analysis of breakage processes within rod mills // Proc. Aust. Inst. Min. Metall. – 1964. – 209. – P.109-131.
19. Воронов В.А. Синтез систем автоматического управления сложными объектами обогащательной технологии: Дис... д-ра техн. наук: 05.13.07 – Защищена 28.02.91 – Л., 1990. – 350 с.
20. Півняк Г.Г., Кириченко В.І. Ресурсозбереження та інтенсифікація процесів подрібнення: Монографія. – Дніпропетровськ: Національна гірнича академія України, 2001. – 163 с.
21. Куваев Г.Н., Куваев Я.Г. Управление мельничными трактами с целью снижения затрат энергии // Metallургическая теплотехника. – Днепропетровск. – 2001. – том 4. – С.69-75. – (Тр. НМетАУ).
22. Куваев Г.Н., Куваев Я.Г. Имитационная модель замкнутого цикла измельчения // Теория и практика металлургии. – Днепропетровск: РИА «Днепр – VAL», 2003. – №2. – С.21-25.
23. Куваев Г.Н., Куваев Я.Г. Компьютерное моделирование процесса мокрого шарового измельчения руды в замкнутом цикле // Матер. междунар. конф. «Форум горняков – 2005» – Д.: НГУ, 2005. – том 3. – С. 25-31.
24. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. – М.: Гос. изд. физ.-мат. лит., 1958. – 464 с.
25. Олевский В.А. Размольное оборудование обогащательных фабрик. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 616 с.
26. Математическое моделирование / Р.Р. Мак-Лоун, Дж.У. Креггс, Б. Нобл и др.; Ред. Дж. Эндрюс, Р. Мак-Лоун: Пер. с англ. / Под ред. Ю.П. Гупало. – М.: Мир, 1979. – 277 с.
27. Румшинский Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1971. – 192 с.
28. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике (для научных работников и инженеров). – М.: Наука, 1973. – 832 с.
29. Линник Ю.В. Метод наименьших квадратов и основы математической теории обработки наблюдений. – М.: Наука. Гос. изд. физ.-мат. лит., 1962. – 352 с.
30. Вальд Абрахам. Последовательный анализ. – М.: Наука, 1960. – 328 с.
31. Аоки М. Введение в методы оптимизации: Пер. с англ. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1977. – 349 с.
32. Красовский А.А., Буков В.Н., Щедрик В.С. Универсальные алгоритмы оптимального управления непрерывными процессами. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1977. – 272 с.
33. Андреева Е.А. Оптимальное управление системами с запаздывающим аргументом. – М.: ВЦ АН СССР, 1987. – 33 с.
34. Гайцгори В.Г. Управление системами с быстрым и медленным движением. – М.: Наука. Гл. ред. физ.-мат. лит., 1991. – 224 с.
35. Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях: Справочное пособие / Под ред. В.С. Виноградова. – М.: Недра, 1984. – 167 с.

36. Блюмкин Г.В. Некоторые закономерности и автоматизация регулирования одностадийного замкнутого цикла мокрого измельчения: Автореф. дис. канд.техн.наук. – Л.: ЛГИ, 1955. – 16 с.
37. Автоматизация обогатительных фабрик / Кошарский Б.Д., Рабинович Г.А., Красномовец А.В., Ситковский А.Я. – М.: Недра, 1966. – 412 с.
38. Способ управления замкнутым циклом измельчения: А.с. 1378130 СССР, кл. В 02 С 25/00 / Качан Ю.Г. (СССР). – №4060371; Заявлено 23.04.86; Опубл. 01.11.87, Бюл. №3. – С. 26-30.
39. Разумов К.А. Зависимость между производительностью мельницы и величиной циркулирующей нагрузки // Горный журнал. – 1949. – №6. – С. 29-35.
40. Корниенко Л.П., Вайсберг В.М. Влияние длины шаровых мельниц с решеткой на их технологические показатели и эффективность измельчения // Обогащение руд. – 1973. – №3. – С. 3-15.
41. Справочник по обогащению руд черных металлов / Шинкоренко С.Ф., Белецкий Е.П., Ширяев А.А. и др. – 2-е изд., переб. и доп. / Под ред. С.Ф. Шинкоренко. – М.: Недра, 1980. – 527 с.
42. Экспериментальные исследования мельницы интенсифицированного размола (МИР) с принудительной сегрегацией с целью определения параметров для составления технического задания на разработку мельницы 2-й стадии измельчения: Отчет о НИР / Днепропетр. горн. ин-т. – № ГР 1840021962. – Днепропетровск, 1975. – 30 с.
43. Экспериментальные исследования мельницы принудительного самоизмельчения с целью определения параметров для составления техзадания на разработку мельницы 2-й стадии измельчения: Отчет о НИР (заключит.) / Горн. институт им. Артема. – № ГР 0104U000774. – Днепропетровск, 1976. – 119 с.
44. Создание мельницы принудительного самоизмельчения, работающей на сверхкритических частотах вращения: Отчет о НИР (промежут.) / Горн. институт им. Артема. – № ГР 76053493. – Днепропетровск, 1980. – 88 с.
45. Создание мельницы принудительного самоизмельчения, работающей на сверхкритических частотах вращения: Отчет о НИР (заключит.) / Горн. институт им. Артема. – № ГР 76053493. – Днепропетровск, 1981. – 54 с.
46. Разработать новые эффективные способы измельчения, оптимизационные системы автоматического управления для различных типов измельчительных агрегатов с целью интенсификации процесса помола: Отчет о НИР / Днепропетр. горн. ин-т. – № ГР 01860037246; Инв. №02890001883. – Днепропетровск, 1987. – 74 с.
47. Создание мельницы интенсифицированного размола (МИР) графита и других неметаллорудных материалов: Отчет о НИР / Днепропетр. горн. ин-т. – <sup>1</sup> ГР 01870043995; Инв. № 02890000675. – Днепропетровск, 1988. – 59 с.
48. Комплектация технологическим оборудованием и монтаж измельчительной установки с мельницей МПС(Р)-1200x700 в условиях СевГОКа. Отчет о НИР / Днепропетр. горн. ин-т. - № ГР 01870055704. - Днепропетровск, 1991. – 52 с.

49. Исследование энергетических и технологических показателей ресурсосберегающего принудительного самоизмельчения материалов черной металлургии: Отчет о НИР (промежут.) / Горн. ин-т.- Днепропетровск, 1992. – 62 с.
50. Дослідження енергетичних та технологічних показників запасозберігаючого примусового самоздрібнення матеріалів чорної металургії: Звіт про НДР (заключн.) / Державна гірн. академія України.- Дніпропетровськ, 1993. – 34 с.
51. Исследование энергетических и технологических показателей ресурсосберегающего принудительного самоизмельчения материалов черной металлургии: Отчет о НИР / Гос. горн. акад. Украины. – № ГР Уа 010101 19Р; Инв. № 0392U008186. – Днепропетровск, 1994. – 62 с.
52. Исследование и подготовка до внедрения в промышленность мельниц и технологии интенсифицированного принудительного самоизмельчения: Отчет о НИР / Нац. горн. акад. Украины. – № ГР О195UО19695; Инв. №039525019447. – Днепропетровск, 1995. – 52 с.
53. Розробити та виготовити здрібнювальну установку для одержання вихідних даних при розробці промислових млинів. Звіт про НДР / Державна гірн. академія України. – Днепропетровск, 1996. -53 с.
54. Розробка математичних моделей і розрахунок параметрів енергозберігаючого обладнання рудопідготовки. Звіт про НДР / Національна гірн. академія України. – № ДР 0196U017167 – Днепропетровск, 1997. – 172 с.
55. Усовершенствование теории и обоснование конструктивных и режимных параметров энергонапряженных барабанных мельниц и их электромеханических систем. Звіт про НДР / Національна гірн. академія України. – № ГР 0100U001831. – Днепропетровск, 2001. – 172 с.
56. Кириченко В.І., Гомілко В.С. Докритичні режими та особливості їх використання для млинів примусового подрібнення // Вісник НГА України. – 1998. – № 1. – С.82-83.
57. Кириченко В.В. Обґрунтування режимів керування та енергетичних параметрів комплексу низькочастотний млин - синхронний електропривід. Автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.09.03 / Національний гірничий ун-т. – Дніпропетровськ – 2003, – 19 с.
58. Кириченко В.И. К исследованию энергетических характеристик ресурсосберегающей мельницы принудительного самоизмельчения МПС(Р) // Техническая электродинамика. – 1998. – № 2. – С.70-75.
59. Кириченко В.И. К выбору режима работы интенсификатора ресурсосберегающей мельницы принудительного измельчения МПС(Р) // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 1998. – № 2(43). – С.43-48.
60. Стратегія енергозбереження в Україні: Аналітично-довідкові матеріали в 2-х томах. Загальні засади енергозбереження / Півняк Г.Г., Долінський А.А., Карп І.М. та ін. Монографія. – Київ: Академперіодика, 2006. – Т.1.– 510 с.
61. Ресурсозбереження та інтенсифікація процесів подрібнення / Г.Г. Півняк, В.І. Кириченко: Монографія. – Дніпропетровськ: НГА України, 2001.– 163 с.

62. Електромеханічні системи енерго-напружених барабанних млинів / Г.Г. Півняк, В.І. Кириченко: Монографія. – Дніпропетровськ: НГА України, 2000. – 166 с.
63. Інноваційні пріоритети паливно-енергетичного комплексу України / Шидловський А.К., Стогній Б.С., Півняк Г.Г. та ін.: – Київ: Українські енциклопедичні знання. ч. III, 2005.–512 с.
64. Пивняк Г.Г., Волков А.В. Современные частотно-регулируемые асинхронные электроприводы с широтно-импульсной модуляцией. Монография. – Днепропетровск: НГУ, 2006. – 470 с.
65. Пивняк Г.Г., Стадник М.І. Автоматизация однородных объектов управления. Монография. – Днепропетровск: НГУ, 2007.– 351 с.
66. Півняк Г.Г., Стаднік М.І., С.М. Проценко. Децентралізоване керування. Монографія. – Дніпропетровськ: НГУ, 2006. – 470 с.
67. Комп'ютерне моделювання та розрахунок перехідних процесів в автоматичних системах / Навчальний посібник. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 338 с.
68. Системи ефективного енергозабезпечення вугільних шахт / Г.Г. Півняк, Ф.П. Шкрабець, В.Т. Заїка та ін. – Дніпропетровськ: НГУ, 2004. – 206 с.
69. Енергетичні ресурси та потоки / За загальною редакцією А.К. Шидловського. Київ: «Українські енциклопедичні знання». Ч.І.–ТОА «Дреднаут», 2003.– 468 с.
70. Паливно-енергетичний комплекс України в контексті глобальних енергетичних перетворень / Шидловський А.К., Стогній Б.С., Кулик М.М., Кириленко О.В., Денисюк С.П., Вороновський Г.К., Півняк Г.Г. та інші. – Енергетика України на початку ХХІ століття. Ч.ІІ.- Київ: «Українські енциклопедичні знання», 2004. – 468 с.
71. Енергоефективність та відновлювані джерела енергії / Під заг. ред. А.К. Шидловського. – К.: Українські енциклопедичні знання, 2007. – 560 с.
72. Рухлов А.В. Моделювання графіків електричного навантаження вугільних. – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 119 с.
73. Демченко Н.П. Технические средства передачи информации в системах управления угольных шахт. - М.: Недра, 1990.-206 с.
74. Белоруссов Н.И. Силовые кабели и провода. – М.: Энергия, 1971.
75. Белоруссов Н.И., Красоткин В.Н. Силовые кабели. – М.-Л.: Госэнергоиздат, 1955.
76. Соболев В.Г. Шахтные бронированные кабели. – М.: Недра, 1973.-136 с.
77. Кранихфельд Л.И., Рязанов И.Б. Теория, расчет и конструирование кабелей и проводов. – М.: Высшая школа, 1972.
78. Пасковатый О.И. Электрические помехи в системах промышленной автоматики. – М.: Энергия, 1973.-104с.
79. Абрамзон Г.В., Обоишев Ю.П. Индукционные измерительные преобразователи переменных магнитных полей. – Л.: Энергоатомиздат, 1984.
80. Маркус Бат. Спектральный анализ в геофизике. – М.: Недра, 1980.-535с.

81. Андре Анго. Математика для электро- и радиоинженеров. – М.: Наука, 1965.- 780с.
82. Мартынов Б.А. Спектральный и временной подходы к описанию электрических колебаний. – Л.: Ленинградский ордена Ленина политехнический институт имени М.И. Калинина, 1977.- 78с.
83. Ж. Макс Методы и техника обработки сигналов при физических измерениях. Том 1. – М.: Мир, 1983.-312с.
84. Майкл Л. Ларсон Создание Web-страниц с помощью Microsoft Office 97. – М.: ЗАО "Издательство БИНОМ", 1998.-480с.
85. Смирнов Н.В., Дунин-Барковский И.В. Курс теории вероятностей и математической статистики для технических приложений.-М.: Наука, 1965.– 511 с.
86. Электрические нагрузки промышленных предприятий / Волобринский С.Д., Каялов Г.М., Клейн П.Н., Мешель Б.С. – Л.: Энергия, 1971. – 264 с.
87. Системи ефективного енергозабезпечення вугільних шахт / Г.Г. Півняк, Ф.П. Шкрабець, В.Т. Заїка, Ю.Т. Разумний / Під ред. Г.Г. Півняка. – Дніпропетровськ: НГУ, 2004. – 206 с.
88. Методика расчета электрических нагрузок угольных шахт. – Днепропетровск: Днепрогипрошахт, 1990.– 86 с.
89. Справочник по электроустановкам угольных предприятий. Электроустановки угольных шахт: Справочник / В.Ф. Антонов, Ш.Ш. Ахмедов, С.А. Волотковский и др.; под общей ред. В. В. Дегтярёва, В.И. Серова, Г.Ю. Цепелинского. – М.: Недра, 1988.– 727 с.
90. Півняк Г.Г., Заїка В.Т., Самойленко В.В. Обґрунтування рівня компенсації реактивної потужності для систем підземного електропостачання шахт // Доповіді НАН України. – 2007. – С. 96-103.
91. Справочник по электроснабжению промышленных предприятий. Промышленные электрические сети / под общ. ред. А.А. Федорова, Г.В. Сербиновского. – М.: Энергия, 1980.– 576 с.
92. Півняк Г.Г., Заїка В.Т., Ткачов В.В. Перспективи підвищення ефективності електроенергетичного комплексу вугільних шахт // Доповіді Національної академії наук України, 2009, №6,, с. 95-102.
93. Півняк Г.Г., Ткачов В.В., Заїка В.Т. Система енергомоніторингу та управління електропостачанням на підземному видобутку вугілля // Наука та інновації. 2006. – Т2, – № 3. – С. 12–19.
94. Электроснабжение угольных шахт / С.А. Волотковский, Ю.Т. Разумный, Г.Г. Пивняк и др. – М.: Недра, 1984.– 348 с.
95. Справочник по проектированию электроэнергетических систем / В.В. Ершевич, А.Н. Зейлигер, Г.А. Илларионов и др.; под ред. С.С. Рокотяна, И.М. Шапиро. – М.: Энергоатомиздат, 1985.– 352 с.
96. Заїка В.Т., Лапа А.О., Недоступенко В.В. Підвищення ефективності систем підземного електропостачання вугільних шахт за рахунок компенсації реактивної потужності // Гірничя електромеханіка та автоматика: Наук. – техн. зб. – 2004. – Вип. 72. - С. 39-44.



97. Методика оценки ущерба от отклонений напряжения при выемке угля / С.А. Волотковский, В.И. Тесленко, В.Т. Заика и др. // Горная электромеханика и автоматика: Научн. – техн. сб. – 1975. – Вып. 27. – С. 75–79.
98. Астахов Ю.Н. и др. Критериальный анализ технико-экономических задач в энергетике // Кибернетику – на службу коммунизму. – М.: Энергия. – 1973. – т. 7. – С. 134-159.
99. Руководящие указания по повышению коэффициента мощности в установках потребителей электроэнергии. – М.: Госэнергоиздат, 1961. – 14 с.
100. Щербина Ю.В., Банін Д.Б., Банін М.Д. Адресне стимулювання компенсації реактивних потужностей в електричних мережах на основі поняття економічних еквівалентів // Технічна електродинаміка, спецвипуск "Проблеми сучасної електротехніки". – 2002. – ч. 7. – С. 90-94.
101. Указания по компенсации реактивной мощности в распределительных сетях. – М.: Энергия, 1974. – 73 с.
102. Методика определения оптимального значения реактивной мощности, передаваемой в сеть потребителя. – М.: СПО ОРГРЭС, 1976. – 24 с.
103. Правила пользования электрической и тепловой энергией: Утв. М-вом энергетики и электрификации СССР 25.04.77: Введ. 01.10.77 / Госэнергонадзор. – М.: Энергия, 1977. – 97 с.
104. Прейскурант №09-01. Тарифы на электрическую и тепловую энергию, отпускаемую энергосистемами и электростанциями Министерства энергетики и электрификации СССР: Утв. Гос. ком. цен СССР 26.02.80: Введ. 01.01.82. – М.: Прейскурантиздат, 1980. – 48 с.
105. Инструкция по системному расчету компенсации реактивной мощности в электрических сетях: Утв. Гл. тех. упр., Гос. энерг. надз. 27.04.81: Введ. 1.07.81 / М-во энергетики и электрификации СССР. – М.: СПО Союзтехэнерго, 1981. – 14 с.
106. Железко Ю. С. Стоимость реактивной мощности и энергии // Электрические станции. – 1989. – №9. – С. 23-26.
107. Железко Ю. С. Совершенствование тарифов в части скидок и надбавок за компенсацию реактивной мощности и качество электроэнергии // Промышленная энергетика. – 1988. – №7. – С. 2-6.
108. О совершенствовании тарифов в части скидок и надбавок за компенсацию реактивной мощности и качество электроэнергии: Дискуссия // Промышленная энергетика. – 1990. – №1. – С. 46-52.
109. Железко Ю.С., Артемьев А.В. О новых правилах оплаты за реактивную энергию, потребляемую и генерируемую потребителями // Промышленная энергетика. – 1990. – №7. – С. 43-46.
110. Методика обчислення плати за перетікання реактивної електроенергії між електропередавальною організацією та її споживачами // Офіційний вісник України. – 2002. – №6. – С. 286-298.
111. Зорин В.В. К вопросу об оплате за реактивную электрическую энергию // Технічна електродинаміка. – 2004. – №1. – С. 68-72.

112. Зорин В.В. Об оплате за перетоки реактивной мощности в условиях рыночных отношений // Технічна електродинаміка. – 2004. – №2. – С. 58-62.
113. Гаврилов Е.В., Мельник О.В. Достоверность расчетов платы за перетоки реактивной электроэнергии как фактор, влияющий на стабильность энергосистемы // Новини енергетики. – 2002. – №2. – С. 45-48.
114. Маймин С.Р., Кутовой Л.Н., Машковский В.А. Компенсация реактивной мощности в подземных электросетях шахт // Уголь Украины. – 1964. – №12. – С. 34-35.
115. Гойхман В.М., Герасимов В.С., Басалыгин М.Я. О новых разработках по компенсации реактивной мощности в электрических сетях промышленных предприятий // Промышленная энергетика. – 1991. – №9. – С. 36-38.
116. Маймин С.Р., Кутовой Л.Н., Тесленко В.И. Рациональная компенсация реактивной мощности в электрической сети шахт. – М.: Недра, 1968. – 81 с.
117. Рухлов А.В., Герман Е.Д. Энергетические характеристики магистрального кон-вейерного транспорта угольных шахт // Гірнична електромеханіка та автоматика – 2010. – № 84. – с.45-50.
118. Жежеленко И.В., Шидловський А.К., Півняк Г.Г., Саенко Ю.Л. Електромагнітна сумісність у системах електропостачання: Підручник – Д., Нац. гірнич. ун-т, 2009. – 319 с.: іл.
119. Плехов А.С., Зайцев А.И. Система управления электроприводом с автономным инвертором тока // Электротехнические комплексы и системы управления – 2009. – № 2. – С.14-18.
120. Беркович Е.И., Ковалев В.Н., Ковалев Ф.И., и др., Полупроводниковые выпрямители / Под. ред. Ф.И. Ковалева и Г.П. Мостковой. – 2-е изд., переработ. – М. Энергия, 1978. – 448 с., ил.

## ДОДАТОК А

ЗАТВЕРДЖУЮ:  
Голова правління-директор  
ВАТ ППКІ „Металургавтоматика”

Штакиров В.Х.  
2010 р.  
07416760

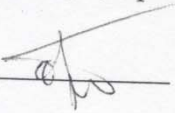
## АКТ ВПРОВАДЖЕННЯ

методичних рекомендацій, що до використання при проектуванні систем автоматичного контролю та управління процесами збагачення руд.

ВАТ ППКІ „Металургавтоматика” підтверджує, що методичні рекомендації, які розроблені в рамках науково-дослідної роботи „Розробка інтегрованої оцінки умов подрібнювання і моделей руйнування залізородної сировини в замкненому циклі подрібнення”, що виконана в Державному вищому навчальному закладі „Національний гірничий університет”, прийняті для використання розробки математичного та алгоритмічного забезпечення при проектуванні систем автоматичного контролю та управління процесами збагачення руд.

Від ДВНЗ „НГУ”

Керівник НДР  
д-р техн. наук, проф.

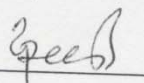
  
В.В. Ткачов

Відповідальний виконавець  
д-р техн. наук

  
В.М. Куваєв

Від ВАТ ППКІ  
„Металургавтоматика”

Головний інженер

  
В.З. Гресов

## ДОДАТОК Б

ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД  
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи

О.С. Бешта

01" 12 2010 р.

## ЗВІТ

про патентні дослідження

№ \_\_\_\_\_

(дата)

Розробка ресурс- і енергозберігаючих технологій та устаткування  
підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного  
комплексу України

шифр ГП-429

Етап – заключний

Начальник НДЧ

О.Є. Хоменко

Керівник  
підрозділу-виконавця

В.В. Ткачов

Керівник НДР

В.В. Ткачов

Зав. ПЛВ

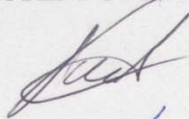
О.О. Філонова

Нормоконтролер

Л.О. Савостенко

## СПИСОК АВТОРІВ

Старший науковий співробітник



Р.О. Боровик

Старший науковий співробітник



В.В. Надточий

## ЗАГАЛЬНІ ДАНІ ПРО ОБ'ЄКТ ДОСЛІДЖЕННЯ

Організація-виконавець розробки: Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет»

*Початок розробки – 2009, січень*

*Кінець розробки – 2010, грудень*

Призначення, область застосування, короткий опис об'єкту:

Мета роботи – розробка інженерної методики та алгоритмів і програм для визначення раціональних розмірів, швидкісних режимів та силових впливів на робочі поверхні ресурсозберігаючого млина самоподрібнювання як основи його проектування.

Актуальність проекту полягає у використанні технології примусового самоподрібнювання та розробка млинів, які забезпечують економію електроенергії та футерівки, знижують вартість технологічного устаткування. Однак їх впровадження стримується відсутністю методик визначення їх раціональних розмірів та режимів.

Область застосування – збагачення корисних копалин та виробництво будівельних матеріалів, зокрема подрібнювальне устаткування.

Основний предмет науково-дослідної роботи – математичні моделі питомих потужностей та обертальних моментів, методика та алгоритми визначення раціональних конструктивних та режимних параметрів як етап розробки ресурсозберігаючих млинів.

Вирішується проблема створення ресурсозберігаючих млинів самоподрібнювання нового покоління, які скорочують кількість стадій подрібнювання, забезпечують економію витрат футерівок та електроенергії шляхом використання нових алгоритмів для розробки технічних завдань на млини.

## ЗМІСТ

1 Техніко-економічні показники ОГД та об'єктів аналогічного призначення (Ф. Г. 1.4) .....	5
2 Аналіз новизни, винахідницького рівня та промислової придатності ОГД (Ф. Г. 1.5.) .....	6
3 Аналіз можливості застосування в ОГД відомих об'єктів промислової власності (Ф. Г. 2.4.) .....	7
4 Висновки .....	8
5 ДОВІДКА про оцінку науково-технічного рівня НДР ГП-429 .....	9
6 Завдання на проведення патентних досліджень .....	10

**Форма Г.1.4 – Техніко-економічні показники ОГД та об'єктів  
аналогічного призначення**

Найменування та одиниці виміру	Техніко-економічні показники			
	об'єкта за стандартом або технічними умовами	об'єкта-аналога (державна, фірма, організація, модель, рік освоєння)	ОГД	перспективного зразка
<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
Питомі витрати електроенергії на тону продукту	МШР-3600x4000 – 2 шт МШЦ-3600x5500 – 2 шт 100%		76,7%	76,7%
Можливість виміру навантаження в заданий момент часу в процесі експлуатації млина	ДКМ-1, неможливо		Можливо	Можливо



### Висновки

В результаті проведення патентних досліджень виявлено:

1. Досліджено науково-технічний рівень системи нових ресурсо і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливного енергетичного комплексу.
2. Удосконалена конструкція існуючого барабанного млина захищена патентом України 88395 В02С 17/10 «Барабанний млин», запропоновано нову схему датчика струму в системі моніторингу.
3. Розроблений ОГД містить відомості «Ноу-хау» щодо раціонального співвідношення кутових швидкостей обертання барабана і робочого органа, також схема та програма датчика струму взагалі і системи моніторингу.
4. Науково-технічний рівень перевищує сучасний рівень науки і техніки в Україні.

**Форма Г.2.4 – Аналіз можливості застосування в ОГД відомих об'єктів промислової власності**

ОГД, його складові частини	Документи на об'єкти промислової власності (бібліографічні дані)	Суть об'єкта промислової власності	Очікуваний результат від застосування
1	2	3	4
<p>Барабанний млин</p>	<p>(11) Патент Україні № 88395 В02С 17/10 (51) МПК (54) Барабанний млин (72) Півняк Геннадій Григорович, Школа Микола Миколайович, Кириченко Віталій Іванович, Кириченко Владислав Віталійович, Ісаєва Тетяна Володимирівна (46) 12.10.2009, Бюл. № 19, 2009 р.</p>	<p>Робочий орган у вигляді оберտального циліндру розміщено так, що його вісь обертання вища осі обертання корпусу і має кутове зміщення відносно вертикальної площини, що проходить через вісь обертання корпусу, причому робоча поверхня органу має відповідні щілини безпосередньо перед кожним виступом.</p>	<p>Завдяки раціональному співвідношенню кутових швидкостей (ноу-хау) обертання барабана і робочого органу забезпечуються умови для розвитку достатніх для роздавлювання сировини напружень стискання, стирання і сколювання. За рахунок запропонованої конструкції і швидкісного режиму при досягненні ідентичних показників збагачення при примусовому самоподрібнюванні порівняно з подрібнюванням в кульових млинах слід очікувати зниження питомих енерговитрат близько 23,3%.</p>
<p>Датчик струму</p>	<p>Звіт по темі ГП-429</p>	<p>Нова схема, програма системи моніторингу – “Ноу-хау”</p>	<p>Підвищення рівня вимірювання навантаження в заданий момент часу, що збільшує рівень безпеки виробничих процесів з використанням електричних машин. Обмеження навантаження на електричні машини за для збільшення їх ресурсу використання.</p>

### Висновки

В результаті проведення патентних досліджень виявлено:

1. Досліджено науково-технічний рівень системи нових ресурсо і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливного енергетичного комплексу.
2. Удосконалена конструкція існуючого барабанного млина захищена патентом України 88395 В02С 17/10 «Барабанний млин», запропоновано нову схему датчика струму в системі моніторингу.
3. Розроблений ОГД містить відомості «Ноу-хау» щодо раціонального співвідношення кутових швидкостей обертання барабана і робочого органа, також схема та програма датчика струму взагалі і системи моніторингу.
4. Науково-технічний рівень перевищує сучасний рівень науки і техніки в Україні.



9

ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи  
Державного ВНЗ «НГУ»

О.С. Бешта

12 2010 р.

**ДОВІДКА****про оцінку науково-технічного рівня результатів НДР**

ГП-429 «Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування  
(шифр і назва теми)

підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу  
України»

**ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ**

Найменування та одиниця виміру	Значення техніко-економічних показників	
	кращого аналога	розробленого об'єкту
Питомі витрати електроенергії на тону продукту,	100%	76,7%
Можливість виміру навантаження в заданий момент часу в процесі експлуатації млина	ДКМ-1, неможливо	Можливо

патент UA № 88395 «Барабанний млин» (авт. Півняк Г.Г., Кириченко В.І.,  
Перелік патентів (заявок)

Кириченко В.В., Ісаєва Т.В.), публ. 12.10.2009. Бюл.№ 2  
(назва, номер, дата, автори)

Відомості НОУ-ХАУ раціональному співвідношенню кутових швидкостей  
обертання барабана і робочого органа, нова схема датчика струму та  
програма в системі моніторингу

**ЗАГАЛЬНА ОЦІНКА НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО РІВНЯ НДР**

перевищує сучасний рівень науки і техніки в Україні

(відповідає сучасному рівню науки і техніки, перевищує, не відповідає)

Зав. ПЛВ

Філонова О.О.

Керівник НДР

В.В. Ткачов

"01" 12 2010 г.

10



ЗАТВЕРДЖУЮ

Проректор з наукової роботи  
Державного ВНЗ «НГУ»

О.С. Бешта

12 2010 р.

## Завдання

## на проведення патентних досліджень

по темі: ГП-429 «Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу України»

Етап: «Дослідження взаємозв'язків інтегрованої оцінки умов подрібнювання в замкненому циклі з контрольованими технологічними змінами, розробка експериментального млина інтенсивного подрібнювання матеріалів і структури бази даних та програмного забезпечення демонстраційної програми системи моніторингу та випробувань датчика струму, методичних рекомендацій з визначення оптимального рівня компенсації реактивних навантажень в підземних системах електропостачання вугільних шахт.»

Мета патентних досліджень: визначення патентної ситуації щодо ОГД

Таблиця А.1 - Види робіт при проведенні патентних досліджень і виконавці:

Види робіт	Підрозділи-виконавці	Відповідальні виконавці (П.І.Б.)	Терміни виконання робіт	Звітний документ
1	2	3	4	5
Аналіз техніко-економічних показників	каф. електропривода	Боровик Р.О. Надточий В.В.	III квартал 2010 р.	Ф.Г.1.4
Визначення новизни та винахідницького рівня	каф. електропривода	Боровик Р.О. Надточий В.В.	III квартал 2010 р.	Ф.Г.1.5
Ситуація щодо використання прав на об'єкт промислової власності	каф. електропривода	Боровик Р.О. Надточий В.В.	IV квартал 2010 р.	Ф.Г.2.4
Визначення науково-технічного рівня ОГД	каф. електропривода	Боровик Р.О. Надточий В.В.	IV квартал 2010 р.	Довідка про НДР. Звіт про патентні дослідження.

Керівник  
підрозділу-виконавця робіт

Зав. ПЛВ

В.В. Ткачов

О.О. Філонова

## ДОДАТОК В

## ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 5

ЗАСІДАННЯ КАФЕДРИ АВТОМАТИЗАЦІЇ ТА КОМП'ЮТЕРНИХ СИСТЕМ  
ФАКУЛЬТЕТУ ІНФОРМАЦІЙНИХ ТЕХНОЛОГІЙ

м. Дніпропетровськ

30 листопада 2010 р.

ПРИСУТНІ: зав. кафедрою проф. Ткачов В.В., професори: Шаруда В.Г., Кожевніков В.Л., Цвіркун Л.І., доценти: Пушкар М.С., Чернишев В.П., Трипутень Н.М., Шедловський І.А., Козар М.С., Шевченко В.І., Ткаченко С.М., ст. викладач Надточий В.В., асистенти Карпенко О.В., Кравченко М.О., Бешта Д.О., Панфьорова Я.В., ~~Гапон В.В.~~, Носкін Д.В., Огеєнко П.Ю., Мокрий А.І. та інші.

СЛУХАЛИ: інформацію наукового керівника теми ГП-429 проф. Ткачева В.В. про завершення виконання заключного етапу з науково-дослідної роботи ГП-429 «Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу України» за 2010 рік.

ВИСТУПИЛИ: проф. Шаруда В.Г., який дав позитивну оцінку результатам виконаної роботи. Відзначив, що отримані результати відповідають етапам календарного плану і технічному завданню на НДР. В роботі досягнута поставлена мета. Професор Шаруда В.Г. рекомендував заключний звіт по НДР затвердити.

## УХВАЛИЛИ:

1. Виконані етапи теми за 2010р. відповідають календарному плану, програмі та технічному завданню у повному обсязі.
2. Науково-технічний рівень розробок відповідає сучасному рівню науки і техніки, робота має наукове та практичне значення.
3. Матеріали, викладені в звіті, не містять відомостей, що складають державну таємницю.
4. Заключний звіт схвалити і рекомендувати до затвердження.

Завідувач кафедрою АКС  
професор

Секретар кафедри

В.В. Ткачов

М.О. Кравченко

## ДОДАТОК Г

## ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД

## “Національний гірничий університет”

## ВИТЯГ З ПРОТОКОЛУ № 2

засідання секції науково-технічної ради НГУ за науковим напрямом  
"Проблеми гірничої та металургійної електроенергетики, енергозбереження"

м. Дніпропетровськ

14 грудня 2010 р.

ПРИСУТНІ: голова секції професор Іванов О.Б., вчений секретар доцент Рухлов А.В., професори: Корсун В.І., Випанасенко С.І., Шкрабець Ф.П., Казачковський М.М., Ткачев В.В.

СЛУХАЛИ: інформацію наукового керівника теми ГП-429 проф. Ткачева В.В. про завершення виконання заключного етапу з науково-дослідної роботи *ГП-429 «Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу України»* за 2010 рік.

Доповідач виклав основні наукові та практичні результати, що складаються з: розробки інтегрованої оцінки умов подрібнювання і моделей руйнування залізородної сировини в замкненому циклі подрібнення, розробки алгоритмів і програм визначення раціональних розмірів та режимів ресурсозберігаючих млинів, датчика струму для трифазних силових кабелів та обґрунтування доцільності впровадження децентралізованих джерел енергії та визначення потужності аварійної броні електропостачання вугільних шахт. Досягнута глибина досліджень та науковий рівень результатів дозволив впровадити основні науково-методичні положення з визначення рівня аварійної броні електропостачання в ДВАТ інститут "Дніпродіпрошахт" – головний з проектування електропостачання вугільних шахт.

За матеріалами досліджень по темі підготовлено та опубліковано 20 статей, зроблено 9 доповідей на науково-практичних конференціях та отримано 1 патент.

План роботи поточного року виконаний повністю.

ВИСТУПИЛИ: проф. Випанасенко С.І., який дав позитивну оцінку результатам виконаної роботи. Відзначив, що отримані результати відповідають етапам календарного плану і технічному завданню на НДР. В роботі досягнута поставлена мета. Професор Випанасенко С.І. рекомендував заключний звіт по НДР затвердити.

## УХВАЛИЛИ:

1. Виконаний етап теми за 2010 р. відповідає календарному плану, програмі та технічному завданню у повному обсязі.
2. Науково-технічний рівень розробок відповідає сучасному рівню науки і техніки, робота має наукове та практичне значення.
3. Матеріали, викладені в звіті, не містять відомостей, що складають державну таємницю.
4. Заключний звіт схвалити і рекомендувати до затвердження.

Голова секції, професор



О.Б. Іванов

Вчений секретар секції, доцент

А.В. Рухлов

## ДОДАТОК Д

## РЕЦЕНЗІЯ

на звіт по темі ГП-429

**«Розробка ресурсо- і енергозберігаючих технологій та устаткування підприємств гірничо-металургійного і паливно-енергетичного комплексу України»**

Звіт по темі НДР ГП-429 надано пояснювальною запискою об'ємом 241 сторінок формату А4, який містить 86 рисунків, 45 таблиць, 5 додатків та 120 інформаційних джерел.

Одним з об'єктів дослідження є процес подрібнення руди в кульовому млині, що працює в замкнутому циклі зі спіральним класифікатором. Мета роботи – отримання залежностей між контрольованими параметрами і імовірнісними й гідродинамічними складовими процесів подрібнення в умовах невизначеності властивостей сировини та стану устаткування. Методами дослідження є імітаційне моделювання, метод по координатного спуска. Запропоновано інтегрована оцінка умов подрібнювання в середини барабану млина і модель руйнування залізородної сировини в замкнутому циклі подрібнення. У звіті Обґрунтовано можливість використання стохастичної моделі в системі управління замкнутим циклом мокрого кульового подрібнення першої стадії залізної руди.

Наступним об'єктом дослідження є енергетика руйнування та силові впливи на робочі поверхні ресурсозберігаючого млина з обертальним інтенсифікатором. Наукова новизна роботи полягає в тому, що вперше пропонується визначити конструктивні і режимні параметри ресурсозберігаючих млинів промислового розміру на основі використання розробленої системи відносних одиниць, статистичних моделей енергетичних режимів та експертних оцінок вихідних даних для проектування млина із забезпеченням вимог щодо надійності його конструкції та ефективності використання. Практична цінність роботи полягає у обґрунтуванні та розробці алгоритму і програмного забезпечення для визначення раціональних розмірів та режимів робочих поверхонь нового млина на основі результатів експериментальних досліджень діючої моделі млина на конкретній сировині, що дасть змогу розробляти технічні вимоги до технічного завдання на створення енергозберігаючих млинів промислового розміру конкретного призначення та продуктивності. Як приклад використання методики є розрахунки параметрів і режимів роботи робочих поверхонь млина МПС(Р)-3600x3000 для реконструкції секції кульового подрібнювання РЗФ-1 ВАТ «Інгулецький ГЗК». За експертними оцінками реконструкція забезпечує економічний ефект у розмірі \$ 2,6 млн. із терміном окупності 2 роки.

Наступним предметом науково-дослідної роботи є дослідження електромагнітних полів і струмів шахтних трифазних силових кабелів. Метою науково-дослідної роботи є розробка датчика струму трифазного кабелю, для



одержання об'єктивної інформації про споживання струму видобувною ділянкою шахти. При цьому датчик повинен мати просту конструкцію, малу трудоемність при установці на силову лінію та забезпечувати визначену точність показників. На підставі аналізу літературних джерел, всі датчики струмів були розділені на дві групи: контактні й безконтактні. Для забезпечення простоти й зручності установки датчику на силову лінію був обраний датчик струму безконтактного типу. Практичний результат роботи складається в розробці безконтактного датчика струму. Для дослідження шахтної силової лінії був розроблений стенд, що реалізує трифазну силову лінію з різними марками силових кабелів і можливістю встановлення необхідного струму навантаження. На базі стенда було виконане дослідження розподілу електромагнітного поля силового кабелю. В результаті виконання роботи була здійснена розробка макету безконтактного датчику струму та проведена перевірка його роботи на стенді та на реальних силових кабелях у умовах шахти «Тернівська» об'єднання «Павлоградвугілля». Отримані дані показали, що при припустимій загальній несиметричній трифазного навантаження в силовій лінії на рівні 3%, похибка виміру показників струму не перевищує 7%. Основними науковими результатами досліджень є визначення форми електромагнітного поля навколо шахтного силового трифазного кабелю. Для розробленого безконтактного датчик струму створено програмне забезпечення, що дозволяє знімати форму електромагнітного поля навколо шахтного силового трифазного кабелю з можливістю перетворювати його в значення струм кабелю. Датчик має стандартний цифровий інтерфейс RS-485, використовує протокол польової шини MODBUS RTU і може бути відносно легко інтегрований у систему моніторингу роботи видобувної ділянки.

За результатами досліджень НДР визначено, що у зв'язку з певними недоліками централізованого енергопостачання, економічно більш ефективним є варіант децентралізованого енергопостачання шахти або групи шахт від власного автономного джерела енергії з високим ККД і маневреністю, тим більш для його стійкої роботи є паливо – вугілля. Визначено, що мінімальної потужності АБ електропостачання, що вимагається нормативними документами, можна досягти вирівнюванням групового ГЕН шахти, що є необхідною і достатньою умовою, і зниженням споживаної електричної потужності і енергії кожним ЕП АБ за наявності такої можливості, що недостатньо для формування її мінімального рівня. В якості практичного результату досліджень розроблена імітаційна модель визначення потужності АБ електропостачання вугільних шахт, що ураховує гірничо-геологічні умови і технологічні обмеження функціонування вуглевидобувного підприємства і дозволяє моделювати індивідуальні й формувати групові ГЕН, за якими може бути визначена мінімальна потужність АБ.

Рецензент, проф. ,  
зав. каф. ПЗКС



М.А.Алексеев