

ЦЕНТРАЛЬНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ФАКУЛЬТЕТ БУДІВНИЦТВА, ТРАНСПОРТУ ТА ЕНЕРГЕТИКИ  
КАФЕДРА АВТОМАТИЗАЦІЇ ВИРОБНИЧИХ ПРОЦЕСІВ

“Допущено до захисту”

Зав. кафедрою АВП

к.т.н., доцент

\_\_\_\_\_ О.К. Дідик

“ \_\_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 2025 р.

**ВИПУСКНА КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА**  
**за другим (магістерським) рівнем вищої освіти**  
на тему:

**«Комп’ютерно-інтегрована система керування  
подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої  
стадії збагачувальної фабрики»**

**«Computer-integrated system for controlling the grinding of  
raw ore in a ball mill of the first stage of an enrichment plant»**

Виконав здобувач вищої освіти  
II курсу, групи АК-24 М  
спеціальності 174 «Автоматизація,  
комп’ютерно-інтегровані технології та  
робототехніка»

\_\_\_\_\_ Д.О. Зайченко

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2025 р.

Керівник роботи  
проф, канд.техн.наук

\_\_\_\_\_ В.М. Каліч

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2025 р.

Рецензент

доц. каф. ЕТС та ЕМ, к.т.н

\_\_\_\_\_ 2025 р.

**м. Кропивницький**

## ЗМІСТ

Вступ.....	4
1 Призначення та область застосування системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	7
1.1 Загальна характеристика Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд .....	7
1.2 Характеристика технологічного процесу 1-ї стадії подрібнення.....	9
1.3 Загальна характеристика кульового млина та технологічного процесу в ньому.....	12
2 Огляд існуючих рішень та обґрунтування прийнятого принципу побудови виробу.....	14
2.1 Огляд існуючих рішень регулювання роботи млина першої стадії подрібнення збагачувальної фабрики.....	14
2.1.1 Системи стабілізації живлення млинів.....	14
2.1.2 Системи автоматичного підтримання оптимального завантаження млина.....	17
2.1.3 Системи регулювання по живленню млина і циркулюючому навантаженню.....	20
2.2 Вимоги до засобів автоматичного регулювання систем.....	28
2.3 Аналіз існуючих систем автоматичного регулювання млина.....	29
2.4 Вибір принципу побудови системи автоматичного регулювання млина.....	31
3 Опис та обґрунтування обраних проектних рішень системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	33
3.1 Дослідження вмісту вологи в пісках спірального механічного класифікатора з метою автоматичного керування технологічним процесом.....	33
3.2 Перевірка нормальності розподілу експериментально отриманих даних.....	39
3.3 Аналіз лінійної кореляції між двома величинами Q та W.....	42
3.4 Розрахунок співвідношення “руда-вода”.....	47

3.5 Обґрунтування структури системи автоматичного контролю та регулювання розрідження пульпи.....	48
3.5.1 Визначення величини циркулюючого навантаження.....	48
3.5.2 Обґрунтування структури системи.....	49
3.6 Розробка та опис схеми функціональної.....	52
3.7 Автоматична стабілізація кульового навантаження млина.....	52
3.8 Автоматичне регулювання завантаження млина рудою.....	53
3.9 Розробка схем електричних принципів реалізації системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	56
3.9.1 Розробка схеми електричної принципової мікропроцесорної частини.....	56
3.9.2 Вибір та обґрунтування схеми вимірювання циркулюючого навантаження.....	58
3.10 Вибір регулюючого органу та виконавчого механізму.....	67
4 Розрахунки та експериментальні матеріали, що підтверджують працездатність виробу.....	69
4.1 Аналітичний опис кульового млина, як регульованого об'єкта.....	69
4.2 Розрахунок похибки аналого-цифрового перетворювача.....	72
4.3 Розрахунок похибки цифро-аналогового перетворювача.....	76
5 Опис організації робіт, що пов'язані із застосуванням системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	82
5.1 Монтаж системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	82
5.2 Налагоджування системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	84
5.3 Експлуатація системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії.....	84
Висновок.....	86
Список літератури.....	88
Додатки.....	93

## ВСТУП

Процеси дроблення, подрібнення та грохочення широко застосовуються у виробничій діяльності людини, в народному господарстві. В даний час у всьому світі щорічно дробиться і подрібнюється більше двох мільярдів тон корисних копалин, а по кількості зайнятих людей, виробництва, що використовують дроблення і подрібнення мінеральних продуктів, поступаються лише сільському господарству.

Процеси дроблення, подрібнення та грохочення є невід'ємною частиною технологічних схем збагачувальних фабрик. Завдяки цим операціям корисні копалини проходять необхідну підготовку до подальшого збагачення. Збагачення корисних копалин — це галузь промисловості, що займається переробкою твердих корисних копалин для отримання концентратів, тобто продуктів з вищими якісними показниками порівняно з вихідною сировиною, які відповідають вимогам їх подальшого використання в народному господарстві. Окрім задоволення металургійних критеріїв, вилучення порожньої породи під час збагачення сприяє зменшенню транспортних витрат на доставку сировини до металургійних підприємств і здешевлює процес виплавляння металу. Під час будівництва збагачувальних фабрик близько половини капітальних витрат припадає на цехи дроблення та подрібнення. У процесі їх експлуатації споживається значна кількість металу, а на операції дроблення й подрібнення витрачається приблизно половина всієї енергії. Тому виникає потреба у пошуку нових, більш ефективних методів керування цими процесами, щоб зменшити зазначені витрати.

Основною сировиною для чорної металургії слугують залізні та марганцеві руди, вміст металів у яких може значно варіюватися. Лише незначна частина залізних, нікелевих, марганцевих та деяких інших руд придатна для безпосереднього плавлення з метою отримання металу. У міру зростання обсягів виплавляння металів запаси високоякісних руд скорочуються, тому частка сировини, яку можна переплавляти без попередньої обробки, постійно зменшується. Для подальшого розвитку виробництва чорних, кольорових і

рідкісних металів стає необхідним залучення до переробки не лише багатих, а й відносно бідних руд, що не відповідають металургійним вимогам за вмістом корисного компонента та шкідливих домішок. Досягти необхідних показників дозволяє попередня підготовка та збагачення.

Подрібнення вихідної руди на залізорудних збагачувальних фабриках здійснюють в кілька стадій. Перша стадія звичайно містить кульовий млин і спіральний механічний класифікатор, які створюють замкнутий цикл. При керуванні першою стадією подрібнення матеріалу необхідно визначити сумарне завантаження млина рудою. Воно складається з потоку вихідної руди та циркулюючого навантаження (пісків класифікатора).

Витрату вихідної руди зазвичай контролюють за допомогою конвеєрних ваг, які забезпечують достатньо високу точність. Натомість вимірювання циркулюючого навантаження (пісків) є значно складнішим, що спонукає до пошуку нових, більш ефективних методів визначення цього показника. Проведений аналіз свідчить, що за умов широкого використання мікропроцесорних технологій такі методи можуть бути реалізовані, якщо розглядати вологість пісків спірального механічного класифікатора як функцію низки параметрів, зокрема крупності та кількості матеріалу.

Розвиток технологій збагачення нерозривно пов'язаний із впровадженням складних технологічних схем, що передбачають використання різних методів збагачення, отримання з однієї й тієї самої сировини продукції для різних галузей промисловості, а також застосування широкого спектра обладнання, пристроїв і матеріалів у народному господарстві. Усе це висуває підвищені вимоги до персоналу фабрики та зумовлює необхідність автоматизації технологічних процесів і систем управління.

Існує багато систем контролю й автоматичного регулювання, проте всі вони базуються на принципах теорії автоматичного керування та враховують специфіку технологічного процесу. Під час автоматизованого управління функції технолога виконують системи автоматичного контролю та регулювання. Вони забезпечують отримання достовірної інформації про стан вхідних та вихідних

параметрів, а також про хід процесу, на основі чого регулюючі пристрої формують відповідний вплив згідно з визначеним алгоритмом.

Проблеми управління подрібнювальними процесами розглядаються, як правило, в двох аспектах – енергетичному і технологічному, які тісно пов'язані між собою. Для забезпечення таких критеріїв ефективності керування, як мінімальні енергетичні витрати та максимальний вихід готового класу, при керуванні подрібнювальним агрегатом необхідно мати такі системи автоматичного регулювання і стабілізації:

- вмісту готового класу в зливні класифікатора;
- швидкості транспортування матеріалу всередині барабана млина;
- оптимального завантаження млина подрібнюваним матеріалом і молотильними тілами;
- необхідної густини пульпи.

Густина пульпи, яка визначається вмістом твердої фази в ній, є одним із важливих параметрів контролю та регулювання технологічних процесів на збагачувальних фабриках. Підтримування оптимальної густини пульпи – необхідна умова отримання найбільш високих технологічних показників збагачення руд, особливо у процесах подрібнення, так як саме це стадія технологічного процесу є найбільш енергоємною. У системі млин-класифікатор при дії збурюючих факторів (зміна типу руди, циркулюючого навантаження і т. п.) виникають довготривалі перехідні процеси (одна година і більше), що унеможлиблює застосування класичної схеми системи регулювання з датчиком вихідної величини і зворотнім зв'язком по ній. Тому виникає необхідність застосування принципу інваріантності системи, в якій вихідний стан досягається шляхом подачі на вхід системи величин, співвідношення яких визначається по певному, досить складному закону. Тривалий час не існувало апаратних засобів для його реалізації. В сучасних умовах повсемісного застосування електронної обчислювальної техніки виникає можливість її застосування для реалізації керуючого алгоритму.

# **1 Призначення та область застосування системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії**

## **1.1 Загальна характеристика Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд**

До складу комбінату входять такі основні технологічні об'єкти та споруди:

- дробильна фабрика;
- збагачувальна фабрика;
- цех з виробництва обкотишів;
- об'єкти сировинної бази комбінату;
- хвостовище;
- допоміжні об'єкти та цехи;
- об'єкти житла та побуту.

До складу дробильної фабрики входять наступні об'єкти:

- корпус великого дроблення;
- корпус середнього дроблення;
- корпус мілкового дроблення.

Основні об'єкти збагачувальної фабрики:

- корпус збагачення ( дві технологічні секції );
- корпус фільтрації зі складом концентрату та дослідно-промисловою секцією флотаційного збагачення.

Основні об'єкти цеху з виробництва обкотишів:

- корпус вагоноперекидача;
- корпуси обгрудкування та випалення №1 і №2;
- корпус дроблення вапняку та бетоніту;
- корпус подрібнення вапняку, бетоніту та повернення обкотишів;
- корпуси грохочення №1 і №2.

Сировинною базою КГЗКОР є окислені залізисті кварцити Валявкінського та Скелеватського родовищ, що добуваються разом з магнетитовими кварцитами,

відповідно, Новокириворізьким і Південним гірничо-збагачувальними комбінатами.

Можливе також збагачення кускової фракції гематитових руд підземного видобутку Кривбасу, яка отримується при грохоченні руд валового видобутку із метою підвищення якості аглоруди. Можливий обсяг постачання кускової фракції від 1,0 до 4,0 млн. тон на рік з масовим вмістом заліза 42%.

На НГЗКОР є також технічна можливість збагачення гематитових руд валового підземного видобутку з масовим вмістом заліза 54,0% та отриманням концентрату з масовим вмістом заліза 66,5% та діоксиду кремнію 2,5-3,0% які придатні для виготовлення металізованих обкотишів .

Забезпечення комбінату річковою водою в об'ємі 3,12 млн.м<sup>3</sup>/рік здійснюється з Карачунівського водосховища.

Зовнішнє електропостачання комбінату здійснено від Південноукраїнської АЕС двома ВЛ-330кВ та однією ВЛ-330кВ від підстанції "Рудна" системи "Дніпроенерго". Розрахункова потужність 472 МВт, робоча напруга 10 кВ, річна витрата електроенергії 1,95 млрд.кВтг.

Теплопостачання комбінату здійснюється від теплової станції потужністю 648 Гкал/рік. Основним видом палива є природний газ, резервним – мазут. Газопостачання прийнято від газопроводу Шебелинка-Одеса, точка під'єднання – м. Кривий Ріг. Для виробничих потреб потрібно 260,6 млн.м<sup>3</sup>/рік природного газу. Для забезпечення комбінату стисненим повітрям прийнято будівництво компресорної станції.

Постачання бентоніту для виготовлення обкотишів передбачене із Дашуковського комбінату Черкаської області, при виробництві офлюсованих обкотишів доставка вапняку проводиться із Докучаєвського комбінату Донецької області, доставка сталевих куль – з металургійних заводів України.

Товарною продукцією КГЗКОР є не офлюсовані залізородні обкотиші або локальні агломераційні спеки. Можливе одночасне виробництво на одній обпалювальній машині обкотишів, а на іншій – агломераційних спеків.

Хімічний склад металургійної продукції КГЗКОР характеризується такими показниками:

- залізорудні обкотиші: вміст заліза (Fe) – 66,2%; вміст  $\text{SiO}_2$  не більше 3,5%;
- агломераційні спеки: вміст заліза (Fe) – 62,63%; вміст  $\text{SiO}_2$  не більше 3,5%.

За магнітною схемою збагачення річна виробнича потужність КГЗКОР:

- за рудою – 26 000 тис.тон;
- за концентратом – 10 988 тис.тон;
- за обкотишами – 10 020 тис.тон.

## 1.2 Характеристика технологічного процесу 1-ї стадії подрібнення

Подрібнення руди на першій стадії здійснюється в стержньових, кульових млинах та млинах самоподрібнення. Схеми, які застосовуються для подрібнення залізної руди, розділяють на відкриті та замкнені [1].

Замкнені схеми подрібнення дістали широке розповсюдження і застосовуються як в першій, так і в інших стадіях подрібнення при кульовому подрібненні. Відмінною особливістю цих схем є максимальна концентрація надрешіткового продукту в млинах, що у відповідності з основними принципами організації раціонального розкриття руд забезпечує при великому та середньому подрібненні значне збільшення продуктивності млинів по готовому продукту. Тому, згідно з [1], замкнені схеми є кращими для подрібнення руди до величини 0...1 мм і нижче в порівнянні з відкритими схемами. В цьому випадку продуктивність млинів по готовому класу в 1,5-2 рази вище в порівнянні з відкритими схемами.

Схеми кульового подрібнення зі спіральними класифікаторами (Рис.1.1) включають в себе: бункерування, живлення стрічковим конвеєром із зважуванням, подрібнення в кульових млинах різних розмірів, класифікацію, транспортування надрешіткового продукту в млин та підрешіткового продукту на збагачення[2].

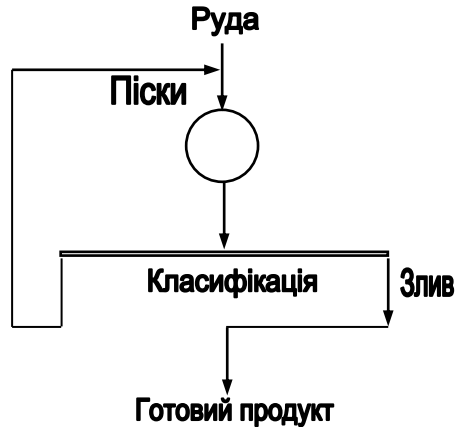


Рис.1.1 Схема кульового подрібнення зі спіральними класифікаторами

Бункерування руди перед подрібненням забезпечує усереднення матеріалу і безперервність роботи подрібнювального обладнання. Дозування руди на подрібнювальне обладнання здійснюється, як спеціальними живильниками, так і конвеєрами, що виконують роль живильника та одночасно затвора бункера.

Між живильниками та млинами руда транспортується похилим конвеєром, який разом з підняттям руди на деяку висоту для завантаження млина служить місцем встановлення конвеєрних вагів.

При замкненому циклі подрібнення подрібнюваний матеріал із млина надходить в класифікатор, який поділяє його на злив та піски. Злив надходить на збагачення, а піски повертаються в млин багаторазово, доки не досягнуть величини зерен, які розвантажуються в злив.

При усталеному режимі замкненого циклу вагова кількість оборотних пісків стабілізується – це так зване циркулююче навантаження. При зміні кількості, твердості вихідної руди, яка поступає на подрібнення, і води, яка подається в окремі точки процесу, а також режиму роботи насосів відбуваються коливання величини циркулюючого навантаження.

При замкненому циклі зі збільшенням продуктивності млина по вихідній руді циркулююче навантаження збільшується. Встановлено, що порівняно невеликі циркулюючі навантаження (до 400%) помітно збільшують продуктивність млина. Збільшення швидкості проходження матеріалу через млин при збільшенні циркулюючого навантаження сприяє збільшенню ефективності

роботи подрібнюючих тіл та визначає менше переподрібнення матеріалу, що, в свою чергу, викликає збільшення продуктивності млина. Збільшення циркулюючого навантаження приводить до зниження продуктивності млина [3]. Ефективність подрібнення залежить від величини подрібнюючих тіл; для подрібнення великих та твердих матеріалів необхідні кулі діаметром більше 80мм [4].

Для відокремлення від вихідного продукту готового по величині класу застосовують попередню класифікацію: гідравлічну або повітряну. Класифікація - це процес розділення суміші мінеральних частин в воді або повітрі на окремі класи. В якості класифікуючих апаратів при подрібненні руд застосовують спіральні класифікатори.

Спіральні класифікатори складаються із похилого корита, в якому розміщені один або два вала з насадженими на них спіралями [1]. Класифікація в них здійснюється за рахунок різниці швидкості падіння зерен різної величини в горизонтальному потоці пульпи в умовах стисненого падіння. Найбільш великі частини (піски) видаляються із класифікатора за допомогою спіралей, що обертаються. Піски переміщуються проти течії пульпи, потрапляють в пісковий жолоб, а потім повертаються на подрібнення. Дрібні частинки через зливний поріг потрапляють на злив, який направляється в подальші операції підготовки або збагачення.

На КГЗКОР для класифікації матеріалу в першій стадії подрібнення прийняті спіральні класифікатори КС2-30×125. Тип класифікаційних апаратів визначається необхідністю гарантованого отримання в першій стадії подрібнення матеріалу величини 70% класу – 0,074мм при масовій частині твердого в ньому 45% і вище.

### 1.3 Загальна характеристика кульового млина та технологічного процесу в ньому

Кульовий млин з решіткою складається із барабана з торцевими кришками, із завантажуючої та розвантажуючої цапф, які опираються на підшипники. Барабан обертається електродвигуном за допомогою малої шестерні, насадженої на привідному валу, та зубчатого вінця, закріпленого на барабані.

Розміри та різновид млина визначаються внутрішнім діаметром барабана, його робочою довжиною та способом виведення продукту з барабана. У кульових млинах подрібнювальним середовищем слугують сталеві або чавунні кулі. Вхідний матеріал надходить у млин через центральний отвір живильника, тоді як піски класифікатора подаються завитковим черпаком із козирком. Під час обертання барабана подрібнювальне середовище та руда піднімаються догори завдяки тертю, після чого скочуються, сповзають або падають униз. Подрібнення здійснюється внаслідок ударів падаючих куль та тертя між їхніми шарами, що перекочуються. Переміщення матеріалу вздовж осі барабана забезпечується різницею рівнів у зонах завантаження та розвантаження, а також тиском постійного потоку вхідного матеріалу; у випадку мокрого подрібнення транспортування відбувається за допомогою води.

Наявність решітки та секторних камер забезпечує примусове видалення подрібненого продукту та підтримання низького рівня пульпи всередині млина. У кульових млинах із решіткою подрібнений матеріал проходить крізь отвори решітки, розташованої перед розвантажувальною цапфою, потрапляє до ліфтового відділення й за допомогою ліфтерів подається до центру розвантажувальної цапфи.

Для першої стадії подрібнення на КГЗКОР застосовані млини МКР4500-5000. Встановлення в першій стадії млинів з розвантаженням через решітку забезпечує подрібнення матеріалу до готового класу величини (70% класу – 0,074мм), що знизить до мінімуму втрати матеріалу.

Технічні дані МКР4500-5000[4]:

- внутрішні розміри барабану: діаметр 4403мм, довжина 5010мм;
- номінальний робочий об'єм: 68,0м<sup>3</sup>;
- частота обертання барабану: 16,7 ов/хв;
- електродвигун: тип СД-19-56-40;
- потужність: 2500 кВт;
- вага млина без куль та електрообладнання: 300,0т;
- продуктивність млина по класу 0,074...0мм в першій стадії подрібнення

складає: 1,0-1,8 т/(м<sup>3</sup> · год).

Для забезпечення оптимальної продуктивності млина необхідно задовольняти такі вимоги:

- густина розвантаження кульових млинів на першій стадії подрібнення підтримується в межах 75-85% твердого;
- заповнення млинів кулями складає 40-45% об'єму;
- підтримання оптимальної густини пульпи, тобто оптимального відношення між твердим та рідким (Т : Р)(в %);
- оптимальне завантаження рудою[1].

Отже, в даній магістерській роботі необхідно: здійснити огляд існуючих рішень регулювання роботи млина першої стадії подрібнення збагачувальної фабрики та, враховуючи їх недоліки, розробити систему, яка задовольняла б перераховані вище вимоги та забезпечувала б підтримання оптимального відношення між твердим та рідким Т : Р, використовуючи засоби мікропроцесорної техніки; розробити датчик витрат пісків в пісковому жолобі, який має покращені характеристики; довести економічну доцільність впровадження у виробництво розроблюваної системи, провівши розрахунки економічної ефективності як у сфері виробництва, так і у сфері споживання.

## 2 Огляд існуючих рішень та обґрунтування прийнятого принципу побудови виробу

2.1 Огляд існуючих рішень регулювання роботи млина першої стадії подрібнення збагачувальної фабрики

В загальному випадку система автоматизації циклу подрібнення складається з декількох автономних систем:

- регулювання завантаження циклу подрібнення руди;
- регулювання подачі води в млин;
- регулювання густини пульпи на зливні класифікатора.

Існуючі системи автоматизації відрізняються схемами регулювання завантаження млина рудою. Тому відомі системи класифікуються на:

- системи стабілізації живлення млинів;
- системи стабілізації продуктивності млинів по готовому продукту;
- системи автоматичної підтримки оптимального завантаження млинів;
- самоналагоджувальні системи регулювання завантаження млинів.

### 2.1.1 Системи стабілізації живлення млинів

Процес подрібнення часто регулюють шляхом стабілізації подачі руди за вагою без врахування можливих коливань її величини та подрібнювальності. В цьому випадку продуктивність живлячого конвеєра визначає регульовану величину [5]. Структура такої схеми приведена на рис.2.1. Руда на конвеєрі зважується на вагах 1, від яких інформація поступає на вторинний прилад. Регулятор 3 через виконавчий механізм 4 діє на регулюючий орган 5, підтримуючи задану витрату руди.

На Криворізькому ЦГЗКі схема стабілізації виконана наступним чином: подача руди регулюється за допомогою віброживильників, і контролюється стрічковими вагами типу ЛТМ. Для дистанційної передачі вагових показників

використовується комплект ДРВ-НО6, який складається із індуктивного датчика, вмонтованого у ваги, та вторинного припаду, який використовується для вимірювання та запису миттєвих значень витрати руди і інтегрування з метою визначення загальної витрати руди.

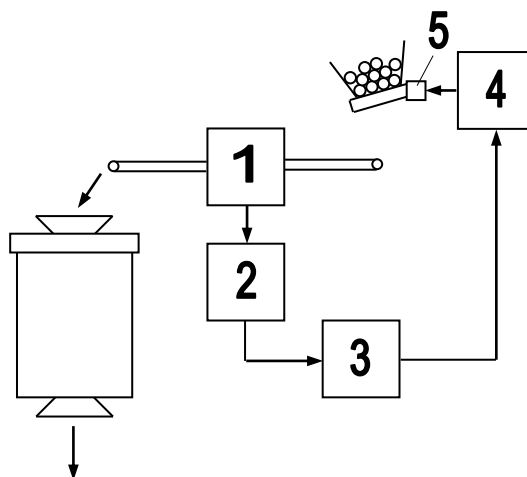


Рис.2.1. Структурна схема системи стабілізації подачі руди в млин

1 - ваги; 2 - вторинний прилад; 3 - регулятор; 4 - виконавчий механізм; 5 – регулюючий орган.

Сигнал відхилення від завдання з вихідного реостатного датчика поступає на вхід стабілізуючого регулятора типу ГР-130М. Регулятор діє на виконавчий механізм типу МЕК-10К, напруга з якого подається на обмотки збудження віброживильників [5].

Схеми ЦЛА, Балхашського комбінату та інших підприємств відрізняються конструктивними особливостями [6]. В системі ЦЛА продуктивність конвеєра визначається конвеєрними вагами "Госметр" та п'єзометричним датчиком. Працівники Балхашської фабрики замість п'єзометричного датчика встановили в кінематиці вагів реостат. Схема Тирнаузської фабрики відрізняється використанням регулятора типу І 04 та пневматичних виконавчих механізмів.

В останній час отримують розповсюдження безконтактні системи регулювання. Так, англійською фірмою Брітіш Томсон Хаустон продуктивність конвеєра регулюється швидкістю електродвигуна конвеєра [7].

Системи стабілізації, розроблені Харківським інститутом гірничого машинобудування, автоматики та обчислювальної техніки показані на рис.2.2[8]. Стабільність продуктивності млина підтримується за допомогою системи стабілізації

живлення. Руда дозується за показниками ваговимірювача 1 регулятором 2, який діє, через виконавчий механізм 3 на привід живильника 4. Завдання по продуктивності встановлюється задавачем 5.

Задана точність помолу забезпечується системою автоматичного регулювання, яка діє на швидкість обертання млина (1-й варіант) або на величину внутрішньомлинового заповнення (2-й варіант). Обидві системи складаються із електроакустичного індикатора 6, електронного потенціометра 7, регулятора 8 і виконавчого механізму 9, який по першому варіанту діє на регулюючий привід млина 10, а по другому - на спеціальний регулюючий орган 11, який керує вихідною продуктивністю млина, тобто величиною внутрішньомлинового заповнення. Тонкість помолу, що вимагається встановлюється за допомогою задавача 12. Система основана на тому, що шум млина залежить від рівня матеріалу в млині, що, в свою чергу, функціонально пов'язано з тонкістю помолу на виході млина.

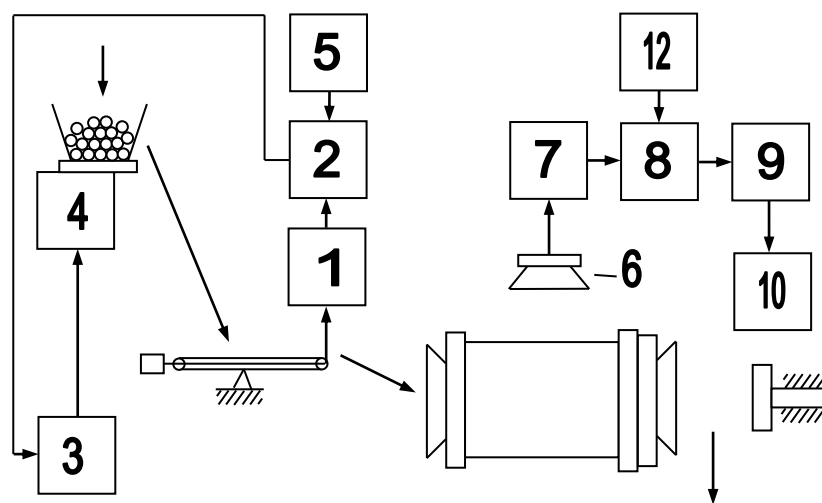


Рис.2.2. Система стабілізації продуктивності млина

1-ваговимірювач; 2- регулятор; 3- виконавчий механізм; 4- привід живильника; 5 - задавач;  
6 - електроакустичний індикатор; 7 - потенціометр; 8 - регулятор; 9- виконавчий механізм;  
10- привід млина; 11- регулюючий орган; 12- задавач.

## 2.1.2 Системи автоматичного підтримання оптимального завантаження млина

Складність регулювання живлення млина пов'язана зі складністю вимірювання рівня його заповнення. Для визначення рівня приходится використовувати системи з непрямыми параметрами вимірювання. В системах регулювання по звукометричному сигналу регулюючою величиною є той чи інший параметр звукометричного сигналу, а регулюємим - продуктивність агрегату по вихідному живленню.

На рис.2.3 приведена система регулювання Ленінгорської збагачувальної фабрики [9]. Подача руди залежить від рівня звукометричного сигналу в смузі 500-1800 Гц. В якості мікрофону 1 використовується динамічний репродуктор "Октава", який герметизується і розташовується на відстані 0.5м від млина. Випрямлений сигнал згладжується RC-фільтром і подається на електронний потенціометр 2. Регулятор 3 типу ЕР-III-К через колонку дистанційного управління 4 типу КДУ-II діє на рейковий живильник 5, який змінює подачу руди стрічковим конвеєром 6.

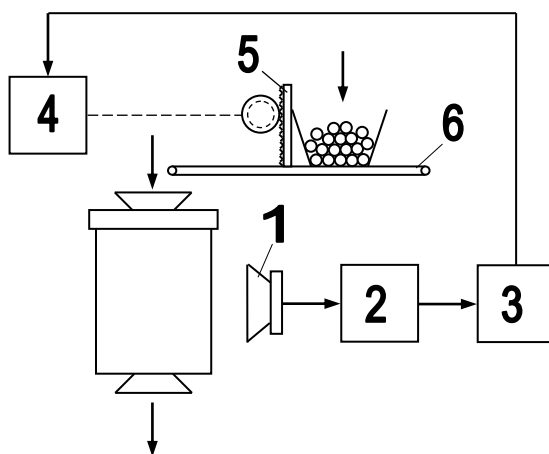


Рис.2.3. Система регулювання на Ленінгорській збагачувальній фабриці  
1 - мікрофон; 2 - потенціометр; 3 - регулятор; 4 - колонка дистанційного керування;  
5- рейковий живильник; 6 - стрічковий конвеєр.

Система, яка застосовується на Джезказганській збагачувальній фабриці (рис.2.4), працює за принципом вимірювання рівня звукометричного сигналу і відрізняється застосуванням спеціальних блоків для згладжування і усереднювання сигналів [10]. В якості мікрофонного датчика 1 використаний гучномовник Р-10, сигнал якого надходить в електронно-підсилювальний блок 2, який представляє собою підсилювач низької частоти. Підсилений сигнал подається на обмотку нагріву

термодатчика 3. Останній представляє собою ніхромову спіраль, намотану на фарфорову трубку, всередині якої розташована батарея термопар. На кінцях батареї з'являється е.р.с. постійного струму, пропорційна рівню звукометричного сигналу. Перетворений таким чином сигнал поступає на вторинний пристрій 4 (потенціометр типу ЕПП-120), вихідний задавач якого зв'язаний з регулятором типу ІР-130 з відключеною астатичною частиною. Регулятор керує виконавчим механізмом 6, який регулює подачу руди на завантаження млина. Керування віброживником 8 виконується за допомогою потенціал-регулятора 7.

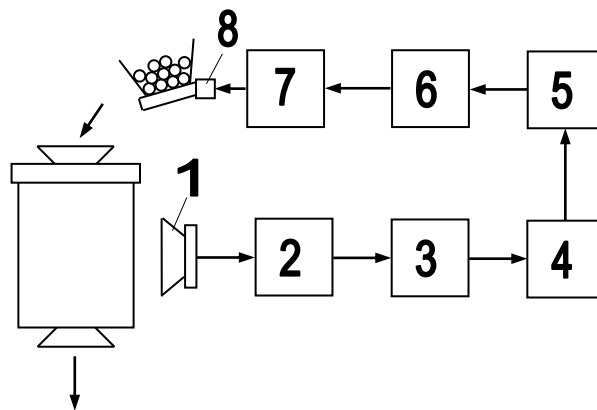


Рис.2.4. Система регулювання на Джекказганській збагачувальній фабриці  
1-мікрофонний датчик; 2- електронно-обчислювальний блок; 3- термодатчик; 4- вторинний пристрій;  
5- регулятор; 6- виконавчий механізм; 7- потенціал-регулятор; 8 - віброживник.

На рис.2.5 показана система регулювання Норільської збагачувальної фабрики. Процес подрібнення в даній схемі регулюється двома незалежними регуляторами, один із яких підтримує стабільність звукометричного сигналу, а другий - стабільність піскового навантаження. Обидва параметри регулюються шляхом зміни вихідного живлення.

Двохімпульсне регулювання працює як регулювання по шуму з корекцією за циркулюючим навантаженням. Рівень звукометричного сигналу контролюється динаміком 1. Сигнал динаміка підсилюється за напругою трансформатора 2, випрямляється і згладжується комірками 3 і 4, а потім реєструється на електронному потенціометрі 5. Пневматична регулююча приставка 04 виробляє командні імпульси через блок підсумовування 6 на пневматичний клапан 7, який змінює продуктивність живильника руди.

Циркулююче навантаження контролюється за струмом двигуна класификатора 8. Сигнал з трансформатора струму 9 випрямляється і згладжується

комірками 10 і 11 і реєструється електронним потенціометром 12. Зв'язана з ним пневматична регулююча приставка 04 видає командні імпульси, діючи через сумарний блок 6 на клапан.

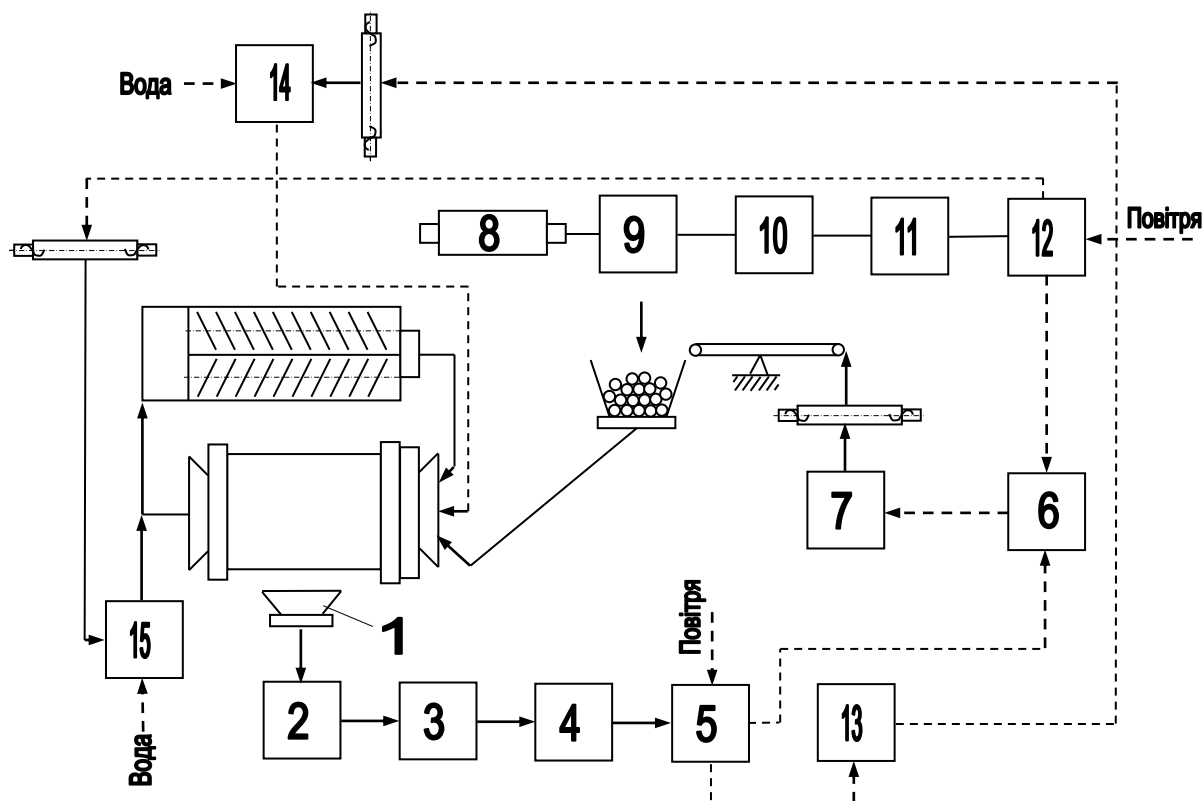


Рис.2.5. Система регулювання на Норільській збагачувальній фабриці

1- динамік; 2- трансформатор; 3,4- комірки; 5- потенціометр; 6- блок підсумовування; 7-пневматичний клапан; 8-двигун класифікатора; 9- трансформатор; 10,11-комірки; 12-потенціометр; 13- блок відношення; 14- клапан води.

Схемою передбачено регулювання подачі води в млин за допомогою блоку відношення 13 і пневматичного регулюючого клапану води 14. Густина зливу класифікатора регулюється за струмом двигуна класифікатора пневматичним регулюючим клапаном 15.

Система регулювання завантаження млинів рудою, випробувана на Криворізькому ЦГЗКі, передбачає стабілізацію живлення та його корекцію за частотою звукометричного сигналу (рис.2.6). Контур корекції по заповненню млина складається із мікрофонного пристрою, сигнал якого подається на електронно-перетворюючий блок типу УПБ-1, а потім на електронний потенціометр типу ЕПД-12. Коректуючий регулятор типу ІР-130М підтримує постійний рівень заповнення барабану млина, діючи при його зміні на завдання регулятора контура стабілізації.

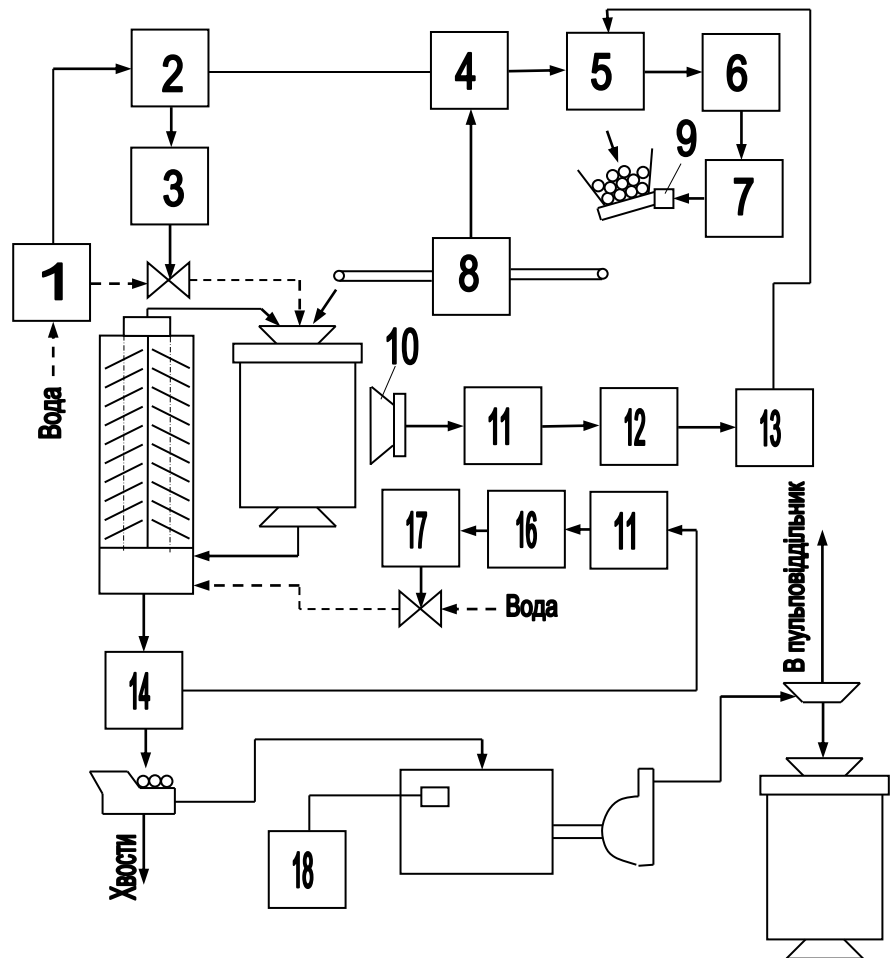


Рис.2.6. Система регулювання на збагачувальній фабриці Криворізького ЦЗК

1-витратомір; 2-регулятор; 3-виконавчий механізм; 4-вторинний прилад; 5-регулятор; 6-виконавчий механізм; 7-потенціал-регулятор; 8-ваги; 9-віброживильники; 10-мікрофон; 11-електронно-перетворювальний блок; 12-потенціометр; 13—коректуючий регулятор; 14-індикатор густини; 15-потенціометр; 16-регулятор; 17-виконавчий механізм; 18-показник рівня пульпи

Системою передбачається регулювання подачі води в млин в залежності від витрати руди за допомогою витратоміра, регулятора і виконавчого механізму, а також автономна схема регулювання густини пульпи на зливі класифікатора, яка складається з індикатора густини, електронного потенціометра і регулятора типу ІР-130М, діючого на виконавчий механізм. Рівень пульпи в зумпфі контролюється дистанційно за допомогою показника 18.

### 2.1.3 Системи регулювання по живленню млина і циркулюючому навантаженню

Існує ряд систем оптимізації заповнення млина в залежності від живлення і циркулюючого навантаження. Дуже рідко застосовують зважування циркулюючих пісків за допомогою стрічкових ваговимірювачів. На фабриці "Вібурнам" (штат Місурі,США) при

збагаченні свинцевої руди циркулююче навантаження контролюється зважуванням піскового жолоба за допомогою тензометричного датчика.

Розроблені різні методи непрямого визначення циркулюючого навантаження, основними із яких є: струм двигуна класифікатора; метод водного балансу; метод теплового балансу; розрідження в повітряному стовпі гідроциклону.

На рис.2.7 приведена система регулювання циклу подрібнення, розроблена інститутом Механобр [11]. Циркулююче навантаження в даній системі визначається за струмом двигуна класифікатора.

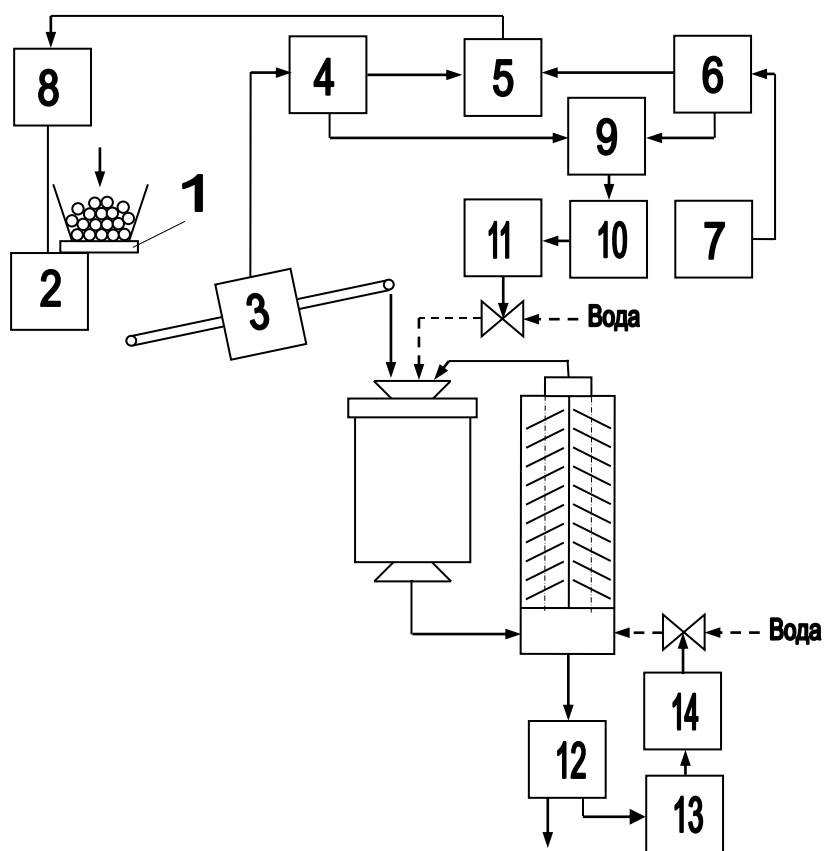


Рис.2.7. Система регулювання інституту Механобр  
 1-живильник; 2-двигун; 3-конвеєрні ваги; 4-перетворювач; 5-регулятор;  
 6-перетворювач; 7-двигун класифікатора; 8-виконавчий механізм; 9-регулятор;  
 10-перетворювач витрати води; 11-виконавчий механізм; 12-пристрій контролю; 13-регулятор;  
 14-виконавчий механізм

В млин руда подається регульованим тарілчастим живильником 1, продуктивність якого залежить від швидкості привідного двигуна постійного струму 2. Тоннаж руди, що подається в млин, реєструється конвеєрними вагами 3 і через перетворювач навантаження вагів 4 поступає на вхід електронного регулятора 5. В регулятор через перетворювач 6 подається також сигнал струмового

навантаження двигуна класифікатора 7. Сигнали в регуляторі підсумовуються, їх сума порівнюється із завданням. При відхиленні суми від завдання регулятор через виконавчий механізм 8 живлення регулює повернення суми до заданого значення. Система регулює подачу води в млин за допомогою спеціального електронного регулятора 9, що діє через перетворювач витрати води 10 на виконавчий механізм 11. Густина пульпи на зливі класифікатора контролюється пристроєм 12. Регулятор 13 за допомогою виконавчого механізму 14 змінює витрату води, підтримує густину пульпи в заданих межах.

Системи оптимізації заповнення млина з використанням методів водяного і теплового балансів для визначення циркулюючого навантаження застосовуються на збагачувальних фабриках США і Швейцарії.

Розглянемо схему автоматизації, основу на методі водяного балансу, яка розроблена для комбінату "Ерресоу-Місіч" (США, штат Арізона)[12]. Якщо млин працює в замкненому циклі з класифікатором, і циркулююче навантаження складає 200-400%, то зміна приросту загальної ваги пульпи, яку видає млин, є показником зміни приросту циркулюючого навантаження і в значно меншій мірі - подачі руди в млин. Визначення ваги пульпи практично нездійсненне, а густина зливу кульового млина не може служити точним показником при визначенні її ваги.

Якщо густину пульпи на виході із кульового млина підтримувати постійною, автоматично збільшуючи або зменшуючи кількість добавленої в кульовий млин води, то приріст витрати води приблизно пропорційний приросту циркулюючого навантаження.

На рис.2.8 приведена принципова схема регулювання з використанням методу водяного балансу. Густина пульпи контролюється датчиками 1. Регулятор 2 служить для підтримки густини пульпи на виході із млина. Витрата води в кульовий млин контролюється датчиком 3. Сигнал датчика підсилюється за допомогою підсилювача 4.

При зміні витрати води регулятор 5 діє на регулятор 6, який, в свою чергу, збільшує або зменшує живлення відповідно при зменшенні або збільшенні витрати води. Руда із бункера подається живильником 8 з приводом 9, що регулюється, а кількість руди, яка подається в млин, контролюється стрічковими вагами 10. Системою передбачається стабілізація густини зливу гідроциклону регулятором 7.

В іншій схемі підтримання оптимальної величини заповнення барабану

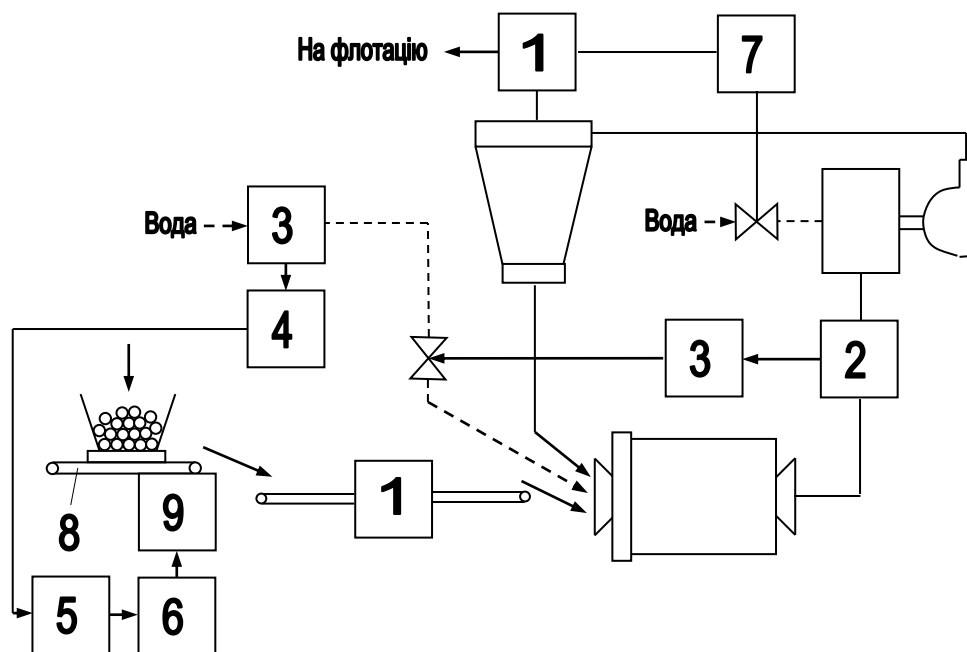


Рис.2.8. Система регулювання за методом водяного балансу

1-датчик; 2-регулятор; 3-витратомір; 4-підсилювач; 5,6,7-регулятори; 8-живильник;9-привід; 10-ваги млина для визначення циркулюючого навантаження використовується метод теплового балансу, відомий як "дельта-Т" [12]. Система регулювання з використанням методу теплового балансу, розроблена для фабрики "Ерессоу-Місіч", показана на рис.2.9. На виході із кульового млина густина пульпи контролюється датчиком 1 і підтримується регулятором 2. Температура контролюється термометрами 3, а перепад температур визначається вирішальним підсилювачем 4.

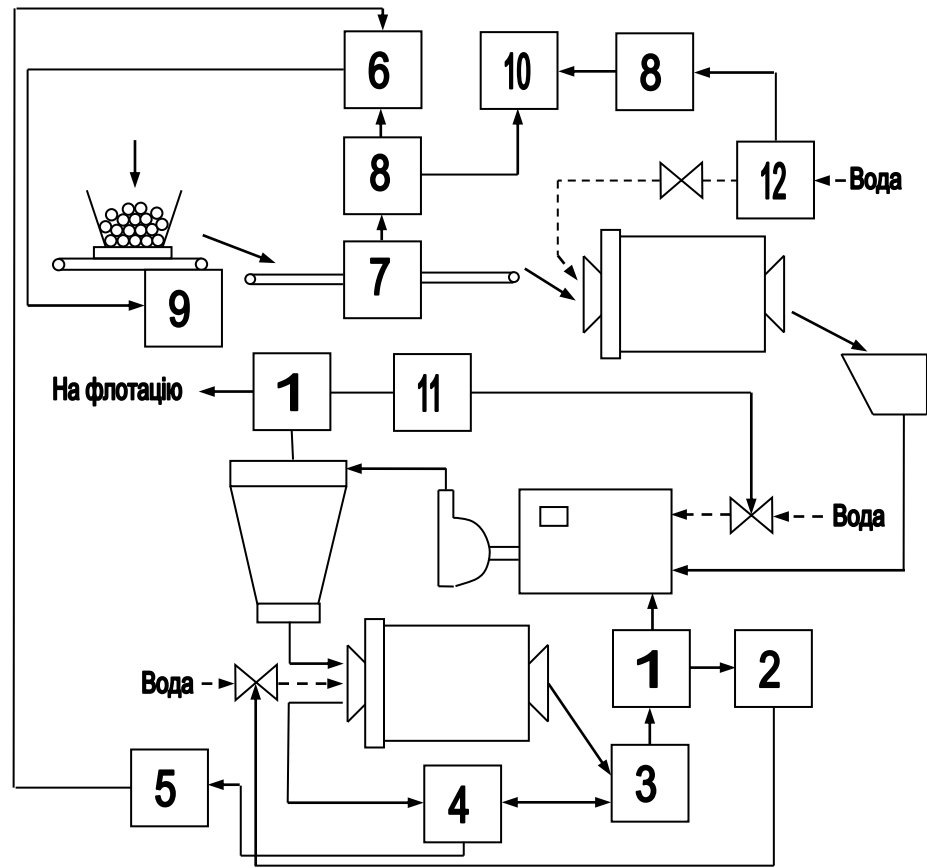


Рис.2.9. Система регулювання за методом теплового балансу

1-датчик; 2-регулятор; 3-термометр; 4-підсилювач; 5-регулятор; 6-каскадний регулятор; 7- ваги; 8-підсилювач; 9-привід живника; 10, 11-регулятор; 12-датчик витрати води

В залежності від відхилення перепаду температур, тобто циркулюючого навантаження, регулятор 5 діє на каскадний регулятор 6, змінюючи подачу руди так, щоб відновити заданий рівень заповнення млина. Витрата руди в циклі подрібнення контролюється вагами 7 і через підсилювач 8 підтримується постійною шляхом дії регулятора 6 на регулюємий привід живильника 9. Система регулювання передбачає автономні схеми регулювання відношення руда-вода за допомогою датчика витрати води 12 і регулятора 10, а також густини пульпи на зливі гідроциклона за допомогою регулятора 11.

Циркулююче навантаження може бути визначене по розрідженню в повітряному стовпі гідроциклону. На цьому принципі побудована система автоматизації фірми "Транс-Уей.Ко"(США, штат Пенсільванія) і застосовується на одній із залізорудних фабрик східних районів США [7](рис.2.10).

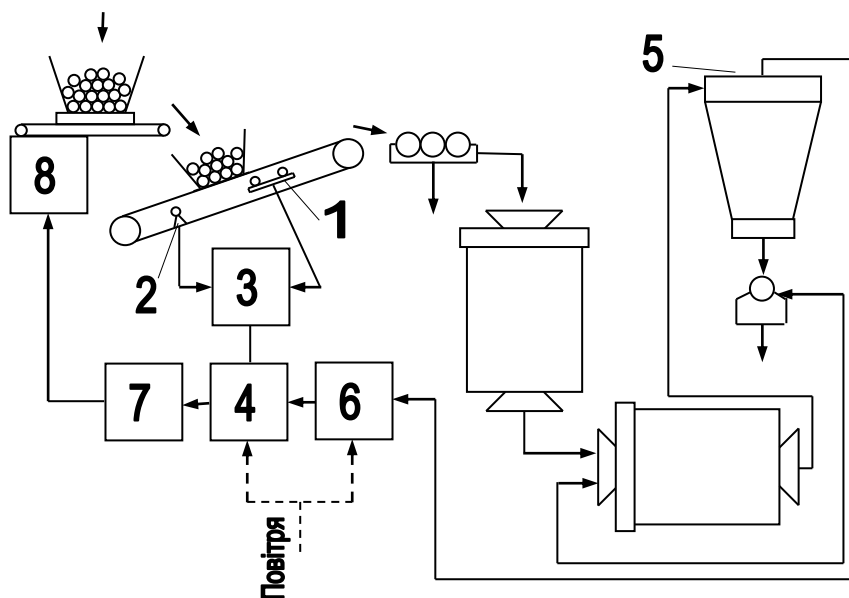


Рис.2.10. Система регулювання фірми "Транс-Уей Ко" (США)

1-ваги; 2-тахогенератор; 3-перетворювач; 4-регулятор; 5-п'езометричний датчик;  
6- регулятор; 7-позиціометр; 8-живильник

Витрати руди, що надходить в цикл подрібнення, вимірюються конвеєрними вагами 1 на месдозах і тахогенератором 2, який вимірює швидкість руху стрічки конвеєра. Спеціальний пристрій 3 отримує сигнали від обох датчиків і видає електричний сигнал, пропорційний ваговій витраті матеріалу, що транспортується конвеєром. Регулятор 4 підтримує задану витрату руди, діючи через пневматичний позиціометр 7 на швидкість регулюючого двигуна тарілкового живильника 8.

При збільшенні твердості вихідної руди циркулююче навантаження зростає, що викликає збільшення розріджування в повітряному стовпі гідроциклону, яке вимірюється п'езометричним датчиком 5. Регулятор розрідження 6 змінює завдання задавача регулятора ваговою витратою руди в сторону зменшення, відновляючи задану ступінь заповнення млина.

Системи регулювання за властивостями вихідного живлення засновані на автоматичному контролі деяких властивостей руди і відповідному діянні на її витрати,

щоб завантаження млина підтримувалося на оптимальному рівні. На фабриці "Сільвер-Белл" фірми "Різерв Майнінг" (США) застосована система автоматичної оптимізації завантаження млина [7](рис.2.11).

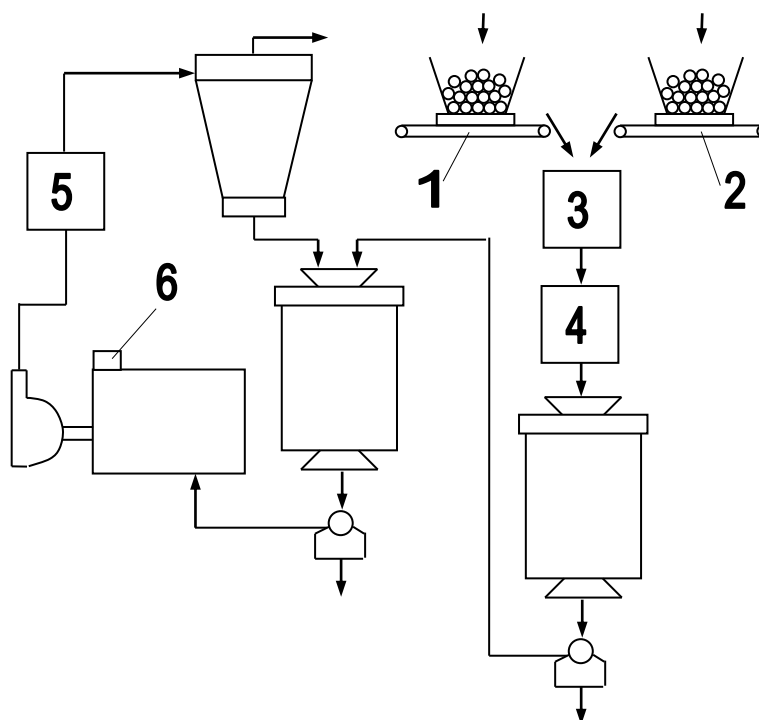


Рис.2.11. Система регулювання на фабриці "Сільвер-Белл"(США)  
1-збірний конвеєр; 2-конвеєр; 3-датчик, 4-ваги; 5-катушка; 6-класифікатор

На збірний конвеєр основна частина руди подається по конвеєру 1 з постійною швидкістю. Швидкість конвеєра 2 регулюється з метою корегування продуктивності циклу подрібнення шляхом додаткової подачі руди. Вміст магнітного заліза в руді контролюється датчиком 3, який представляє собою магнітну катушку, встановлену на збірному конвеєрі. Тут же встановлені конвеєрні ваги 4, виконані на месдозах. Керуюче діяння сигналів, що надходять від конвеєрних вагів і магнітної катушки, формується регулятором швидкості, який діє на регулюємий живильник, маючи обмеження по максимуму та мінімуму подачі руди.

Вміст магнітної фракції в живленні гідроциклону вимірюється катушкою 5, розташованою на трубі, яка подає пульпу до гідроциклонів. При зміні густини магнітної фракції відповідно автоматично міняється завдання регулятора загальної маси руди, що надходить в цикл подрібнення.

Для створення постійного напору в гідроциклоні рівень пульпи в зумпфі насосу, який живить гідроциклон, підтримується постійним за допомогою регулятора прямої дії 6, який діє на подачу води в зумпф.

Системи регулювання по середній величині вихідного живлення розроблені Дніпропетровським гірничим інститутом та Дніпропетровським філіалом інституту автоматики. Блок-схема цієї системи приведена на рис.2.12. Вона складається із системи стабілізації вихідного живлення з корекцією по величині та системи регулювання подачі води в млин пропорційно живленню. Величина живлення контролюється датчиком 1 навантаження на стрічці конвеєра, а сигнал з нього поступає на дискретний регулятор 2, який складається із блоку порівняння, виконавчого блоку та генератора імпульсів.

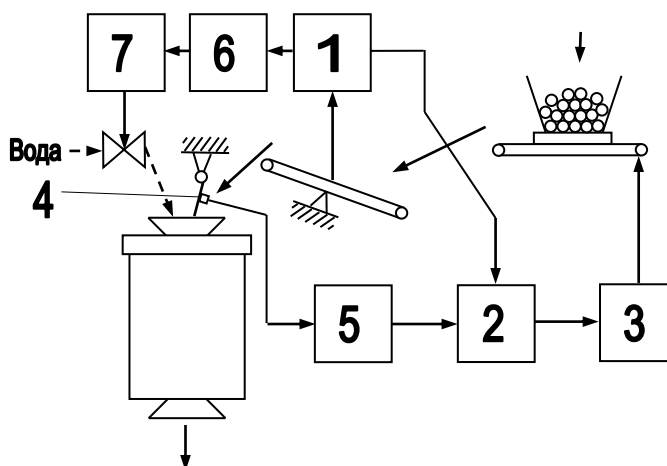


Рис.2.12. Система регулювання Дніпропетровського гірничого інституту  
1-датчик; 2-регулятор; 3-привід конвеєра; 4,5-пристрої контролю; 6,7-пристрої регулювання

Регулятор управляє приводом 3 збірного конвеєра. Пристрій 4,5 служить для контролю середньої величини руди, що надходить в завантаження млина. Робота датчика основана на контролі пружних напруг в плиті при падінні на неї потоку кускового матеріалу. Пристрій 6, 7 служить для регулювання подачі в млин води пропорційно вихідному живленню.

Система регулювання забезпечує стабільність вихідного живлення в межах визначених відрізків часу, величина руди змінюється незначно. При зміні величини вводиться корекція на зміну живлення по заданому закону.

## 2.2 Вимоги до засобів автоматичного регулювання систем

Ефективність системи автоматичного регулювання в кожній окремій ситуації визначається тим, наскільки повно вона відповідає висунутим до неї вимогам. Найсуттєвішою з них є забезпечення необхідного функціонального зв'язку між вхідними та вихідними сигналами. Під час проєктування САР зазвичай намагаються досягти оптимального балансу між високою якістю її роботи та простотою технічного виконання. Перелік вимог до таких систем може бути різним і залежить від багатьох чинників. Зазвичай до САР висувають такі вимоги [13]:

- до запасу стійкості;
- до величини помилки в усталеному режимі (статичної точності);
- до динамічної точності при діяннях, що неперервно змінюються;
- до поведінки системи в перехідному процесі при певних діяннях.

Тепер розглянемо вимоги до системи автоматичного регулювання першої стадії подрібнення, яка підлягає розробці в даній магістерській роботі:

- точність контролю для збагачення залізних руд становить 3% [14];
- оптимальне завантаження кульового млина 40-50% від об'єму млина, розміри куль в діаметрі 100мм [15];
- оптимальне завантаження млина рудою [16];
- підтримання оптимального відношення рідкого та твердого  $T : P = \text{const}$  в продуктах класифікації [5].

### 2.3 Аналіз існуючих систем автоматичного регулювання млина

Проведемо короткий аналіз розглянутих систем автоматизації циклу подрібнення. Дивлячись на відмінності в схемних рішеннях і апаратному оформленні найбільш часто застосованих на практиці САР завантаження можна розбити на три основні групи.

Розглянемо системи стабілізації живлення. У відповідності з задачею автоматичного регулювання вимагається забезпечити максимальну продуктивність циклу подрібнення при заданому гранулометричному складі продукту помолу.

При порівнювальних випробуваннях різних способів регулювання на Норільській збагачувальній фабриці [17] було визначено, що коливання циркулюючого навантаження та викликана цим небезпека аварійного режиму призводить до того, що при найменшому циркулюючому навантаженні млин працює далеко від найвигіднішого режиму подрібнення. Через вказані коливання в умовах Норільської збагачувальної фабрики вихід фракції  $-0.074\text{мм}$  зменшується приблизно на 10% в порівнянні з максимально можливим.

Завдання системі регулювання по тоннажу повинно орієнтуватися на самий складний випадок подрібнення, який в умовах Норільської збагачувальної фабрики наступав раз в 5-6годин. Це приводить до штучного зниження продуктивності.

В.А.Олевський вважає, що при використанні системи, що розглядається, фактична середньозмінна продуктивність знижується проти можливої на 5-10% [18]. Е.Л.Крицьким запропонована методика визначення застосування системи стабілізації живлення, заснована на оцінці імовірності надходження важко подрібнюваних руд.

Із умови найбільш ефективної роботи циклу подрібнення, при використанні системи стабілізації живлення, налагодження на процес необхідно здійснювати за величиною вмісту заліза, зв'язаного з магнетитом. Так як діапазон зміни вказаних величин значний, то при задаванні продуктивності по вихідному живленню млин може бути введений в аварійний режим роботи або його потужність буде недовикористовуватись в залежності від поточних якісних показників руди. Отже,

системи стабілізації вихідного живлення в умовах гірничо-збагачувальних комбінатів Криворізького басейну не відповідають задачі автоматизації.

Друга група - систем стабілізації продуктивності млинів по готовому продукту - була запропонована порівняно недавно. Застосування цих систем на збагачувальних фабриках Криворізького басейну пов'язане з великими переробками (особливо встановлення регульованого приводу млинів або регульованого органу вихідної продуктивності млинів) та рядом інших труднощів практичного характеру. В принципі ці системи не відповідають поставленій задачі при автоматизації залізородних збагачувальних фабрик Криворізького басейну, де промислове застосування знайшли магнітні способи збагачення.

Найбільша кількість систем регулювання відноситься до третьої групи. Ці системи, з точки зору структури САР, можна розділити на замкнені, розімкнуті та комбіновані. Недоліки розімкнутих систем відомі. Такі системи не враховують дійсного стану об'єкту. Так як млин представляє собою агрегат, робота якого пов'язана з аварійним режимом, а його статичні характеристики мають значний дрейф, в тому числі і зі сторони зміни якостей обладнання, розімкнуті системи не забезпечують поставленої задачі. Крім того, розглянуті системи цього типу враховують не повний комплекс якостей вихідної руди, які впливають на подрібнення в млині, а лише деякі з них.

Інші системи оптимізації відрізняються методом визначення ступеня заповнення барабану млина. В їх числі є одно- та багатоімпульсні системи. Найбільше розповсюдження отримали САР, вхідним параметром яких є звукометричний сигнал, і САР з вхідним параметром по вихідному живленню та циркулюючому навантаженню. Системи регулювання, які використовують різні непрямі способи визначення циркулюючого навантаження, в загальному вигляді є похідними принципу Механобра.

Малі циркулюючі навантаження в першій стадії подрібнення не дали можливості отримати позитивні результати при дослідженні систем водяного та теплового балансів на Криворізькому ЦГЗКі. Значні недоліки контролю циркулюючого навантаження по струму двигуна класифікатора не дають можливості реалізувати систему Механобра.

САР завантаження з використанням прямого або непрямого методу вимірювання циркулюючого навантаження не можуть забезпечити потрібну якість регулювання. Випробування на Норільській збагачувальній фабриці показали нераціональність використання системи регулювання по циркулюючому навантаженню в зв'язку з великим запізнюванням останньої, по відношенню до збурень, на вході млина.

САР по звукометричному сигналу має переваги над іншими системами регулювання. Основними перевагами звукометричного сигналу є порівняно невелике запізнювання та можливість підтримання по цьому параметру оптимального завантаження млина. Схеми, які використовують параметр циркулюючого навантаження та похідні від нього, неконкурентноспроможні зі схемами, які використовують звукометричний сигнал.

Випробування на Норьській збагачувальній фабриці показали, що при роботі САР по звукометричному сигналу збільшення продуктивності по класу - 0.074мм над продуктивністю по цьому ж класу при роботі САР стабілізації вихідного живлення складають 4.5%.

Досвід випробувань звукометричних систем регулювання в умовах залізородних збагачувальних фабрик Криворізького басейну показує, що при застосуванні цих систем збільшується продуктивність на 2-3% в порівнянні з ручним управлінням.

#### 2.4 Вибір принципу побудови системи автоматичного регулювання млина

З аналізу наявних систем регулювання роботи млина видно, що жодна з них не може повністю задовольнити всі вимоги, які висуваються до систем цього типу. Тому виникає потреба створити систему, здатну визначати актуальне значення коефіцієнта співвідношення «руда–вода» з урахуванням якісних характеристик вихідної руди та підтримувати його на заданому рівні. Це дасть змогу забезпечити максимальну продуктивність млинів першої стадії подрібнення.

Приймаємо при виконанні даної магістерської роботи три незалежних системи регулювання. Для регулювання кульового навантаження застосуємо систему регулювання

заповнення млина подрібнюючими тілами по струму двигуна. Для регулювання завантаження млина вихідною рудою потрібно застосовувати системи автоматичної оптимізації завантаження млинів по звукометричному сигналу, так як на цей час вони є найкращим вирішенням даної задачі і задовольняють поставленим вимогам. Ці дві системи залишаються незмінними. Питання підтримання оптимального відношення Т:Р в млині не вирішене, так як всі розроблені системи на даний час основані на регулюванні густини розвантаження, а вона не є точним показником густини пульпи в млині, так як в потоці зливу можливе розшарування, і не враховується циркулююче навантаження. Отже потрібно розробити систему регулювання, яка забезпечувала б підтримання оптимального відношення Т : Р шляхом регулювання подачі води у відношенні до вихідної руди та циркулюючого навантаження разом, тобто в даному випадку необхідно досягти потрібного значення Т : Р в млині, за рахунок певного співвідношення матеріальних потоків, що входять в млин. Створення такої системи і є головною задачею даної магістерської роботи.

### **3 Опис та обґрунтування обраних проектних рішень системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії**

3.1 Дослідження вмісту вологи в пісках спірального механічного класифікатора з метою автоматичного керування технологічним процесом

Подрібнення вихідної руди на залізорудних збагачувальних фабриках зазвичай проводять у кілька етапів. На першій стадії, як правило, працюють кульовий млин і спіральний механічний класифікатор, які утворюють замкнений цикл. Під час керування цією стадією подрібнення важливо визначити загальне завантаження млина рудою, що включає подачу вихідного матеріалу та величину циркулюючого навантаження (пісків класифікатора).

Витрату вихідної руди зазвичай вимірюють за допомогою конвеєрних ваг, які забезпечують достатню точність. Натомість оцінити циркулююче навантаження (піски) значно складніше, що зумовлює необхідність пошуку нових, ефективніших методів його визначення. Аналіз свідчить, що за умов широкого використання мікропроцесорних технологій такі методи можуть бути реалізовані, якщо розглядати вологість пісків спірального механічного класифікатора як функцію низки параметрів, зокрема крупності та кількості матеріалу.

Звичайно вологість продуктів збагачення характеризують вмістом загальної вологи. Даний показник включає гравітаційну, капілярну, плівкову та гігроскопічну вологу. Останню називають зв'язаною вологою повітряно-сухого стану продукту, останні види вологи складають зовнішню (вільну) вологу. Гігроскопічна волога конденсується на поверхні частинок продуктів збагачення у вигляді молекулярної плівки, що утримується силами адсорбції. Товщина такої плівки складає одну, дві або кілька молекул. Гігроскопічну вологу з матеріалу можна видалити лише нагріванням до 105°C, тому в звичайних умовах вона є в

наявності і певним чином характеризує матеріал. Порівняно з масою частинки твердого вона має досить незначну величину.

Плівкова волога - це волога, що утримується на зовнішній поверхні частинок у вигляді плівки молекулярними силами зчеплення між молекулами твердого і води.

Капілярна волога заповнює частково або повністю пори-капіляри, які утворюються в об'ємі між частинками руди. Вода утримується в них під впливом сил поверхневого натягу ввігнутих водяних менісків у капілярах.

Гравітаційна волога утворюється водою, що заповнює проміжки між частинками твердої суміші. Така волога не утримується на поверхні частинок молекулярними чи капілярними силами і перебуває під впливом лише сили тяжіння.

Вологість матеріалів в значній мірі визначається вологоутримуючою здібністю продуктів збагачення. Вона, в свою чергу, залежить від гранулометричного складу продукту та змочуваності поверхні його частинок. Гранулометричний склад продуктів збагачення обумовлює пористість та розвиток поверхні маси частинок. Поверхня буде тим більшою, чим дрібнішими будуть частинки матеріалу. Змочуваність характеризує молекулярну взаємодію води з поверхнею частинок. Мірою змочення є величина крайового кута змочування, який створюється поверхнею каплі води, що розтікається, з поверхнею частинки. Для певного матеріалу – це величина незмінна. Отже при певній змочуваності, тобто при якомусь конкретному матеріалі, вологоутримання буде тим більшим, чим менша крупність частинок. Це повинно бути завдяки збільшенні доли плівкової, капілярної та гравітаційної вологи. При збільшенні маси матеріалу збільшується можливість створення капілярної мережі і погіршуються умови відходу води за рахунок сил тяжіння.

Таким чином, відповідно існуючим уявленням про вологоутримання подрібнених матеріалів, кількість вологи в пісках спірального механічного класифікатора повинна зростати при збільшенні кількості і зменшенні крупності

матеріалу. Перевірка цих положень на практиці не підтвердила існуючу уяву про вологоутримання в конкретних умовах.

Спіральний механічний класифікатор по каналу формування пісків характеризується наступними особливостями:

1. Піски в процесі створення і транспортування обезводнюються [21].

2. Кількість матеріалу змінюється в широких межах [22].

3. Час обезводнення матеріалу є незмінним [23,24].

4. Крупність матеріалу в пісках змінюється порівняно в нешироких межах.

5. Обезводнювання відбувається не в природних умовах спокою подрібненого матеріалу, а, крім того, під дією сил тиску спіралі і впливом ваги матеріалу, що рухається на підйом по нахиленій циліндричній площині.

Такі умови обезводнювання в спіральному механічному класифікаторі дозволяють зробити припущення, що вологоутримання в пісках не підкоряється відомим закономірностям. Гіпотеза [20] відповідно даному припущенню може бути сформульована таким чином: “Вологість пісків спірального механічного класифікатора для певного матеріалу є величиною практично незмінною”.

Аналіз роботи технологічного агрегату показує, що процес транспортування пісків поза водяною ванною у спіральному класифікаторі в основному відповідає дренажу, при якому матеріал позбавляється води [26]. Даний процес заснований на природній, під дією сили тяжіння, фільтрації – стіканню гравітаційної води через шар продукту, що обезводнюється. Частково вода видаляється з матеріалу подібно фільтрації в фільтрпресах, так як на піски діє зусилля спіралі, що обертається і рухає матеріал по площині, нахиленій на  $15...18^\circ$  [26]. Час обезводнення тут буде незмінним і дорівнює наближено 60 секунд, що в 2-3 рази більше, ніж, наприклад, у ківшових елеваторах [26].

Дослідження, проведені на рудах Кривбасу з крупністю менше 25 мм у режимі роботи кульового млина та двоспірального класифікатора, показали, що гранулометричний склад пісків не залишається незмінним [25], хоча коливання відбуваються в досить вузькому діапазоні. Із підвищенням продуктивності кульового млина частка крупних зерен у пісках зменшується. Аналіз отриманих

даних свідчить, що можна визначити оптимальні умови роботи циклу, за яких продуктивність за вихідною рудою відповідає номінальній продуктивності млина. У цьому режимі енергетичні характеристики агрегату будуть найбільш сприятливими. Піски класифікатора в такому режимі будуть практично незмінними по крупності, зокрема, 14,1% класу – 0,074 мм і 2,4% класу – 0,05мм. Частинок крупністю більше 3 мм у пісках не буде. Це достатньо рівномірний і крупний по розмірам матеріал. Його середня крупність дорівнює наближено 1,4 мм. Середній розмір частинок може дещо збільшуватись при відхиленні режиму роботи від номінального. Обезводнення пісків відбувається за рахунок зміни плівкової, капілярної та гравітаційної вологи. Змочуваність певного типу руди буде незмінною, тому цей параметр впливати на процес практично не буде. Певне значення розміру частинок твердого створить цілком визначену пористість, капілярність, поверхню і гідравлічні канали між частинками. За цих умов буде цілком визначена і незмінна вологоутримуюча здібність матеріалу, що визначить контактну вологість.

Зменшення розміру частинок в певних межах приведе до збільшення їх поверхні і поверхневої вологи, але при цьому збільшиться кількість контактних точок між частинками, де волога під дією сили, що розвивається їх вагою і дією спіралі, буде витіснятись з їх поверхневого шару, зменшуючи кількість води, яка утримується. Звужені при цьому канали між частинками будуть чинити більший гідравлічний опір при виході води, зменшуючи швидкість руху. Але це не викликає негативних наслідків при наявності запасу часу для стікання води.

З ростом циркулюючого навантаження збільшується кількість матеріалу між витками спіралей, що при практично незмінній ширині приводе до зростання його висоти. Збільшення висоти забезпечує більший напір, що покращує відвід води з матеріалу. Наявність сили поздовжнього стиснення матеріалу під дією спіралей сприяє примусовому видаленню води з капілярів і точок контакту, що підвищує ефективність обезводнення в іншій площині, де вага суміші діє менше. Механізм дії певної зміни гранулометричного складу пісків при зростанні циркулюючого навантаження той же.

Таким чином, при формуванні пісків спірального механічного класифікатора виникають процеси саморегулювання, що сприяє стабілізації вологи в матеріалі. Відповідно сказаному можна рахувати, що теоретично висунута гіпотеза підтверджується.

Відомо, що будь-яка гіпотеза потребує і експериментальної перевірки [20], яку в даному випадку доцільно здійснити на діючому об'єкті. Експериментальна перевірка гіпотези здійснювалась на збагачувальній секції рудозбагачувальної фабрики НКГЗК на протязі чотирьох місяців. В процесі дослідження в усталеному режимі роботи першої стадії подрібнення відбирались проби пісків класифікатора, розвантаження кульового млина та зливу класифікатора. Опробування здійснювалось відповідно правилам відбору, скорочення та обробки проб [50]. Визначення вологості продуктів збагачення виконують прямим або непрямим методами. При дослідженні використовували непрямий метод визначення вологи пісків, як більш простіший по реалізації. Він полягає в сушінні продукту до постійної ваги при температурі 105° – 110°С і в визначенні кількості води, яка випарувалась, по втраті ваги продукту після його сушіння [26].

Циркулююче навантаження (кількість пісків) визначати більш складно. Для тривалого усталеного режиму роботи млина і класифікатора справедливий баланс матеріальних потоків, які входять в процес в виходять з нього [22]. Розглядають повний матеріальний баланс, водний баланс, баланс по твердому, баланс твердого матеріалу повного класу крупності. При дослідженні був прийнятий матеріальний баланс по готовому класу [0,074...0мм]. Циркулююче навантаження визначали відповідно залежності

$$Q_{\text{цн}} = Q_{\text{вих}} \frac{\beta_z - \beta_p}{\beta_p - \beta_n}, \text{ т/год} \quad (3.1)$$

де  $Q_{\text{вих}}$  – продуктивність секцій по вихідній руді, т/год;

$\beta_z$  - вміст готового класу в зливі класифікатора, % ;

$\beta_p$  - вміст готового класу в розвантаженні млина, % ;

$\beta_n$  - вміст готового класу в пісках класифікатора, % .

Продуктивність секцій по вихідній руді визначалась за допомогою конвеєрних вагів, а вміст готового класу – по результатам розсіву проб відповідних матеріалів вагою 100 г. Значення циркулюючого навантаження, визначене за залежністю (3.1), і вміст твердого в пісках для конкретного досліду заносились до таблиці експериментальних даних. Всього в процесі дослідження виконано 76 експериментів при зміні циркулюючого навантаження від 110 т/год до 775 т/год.

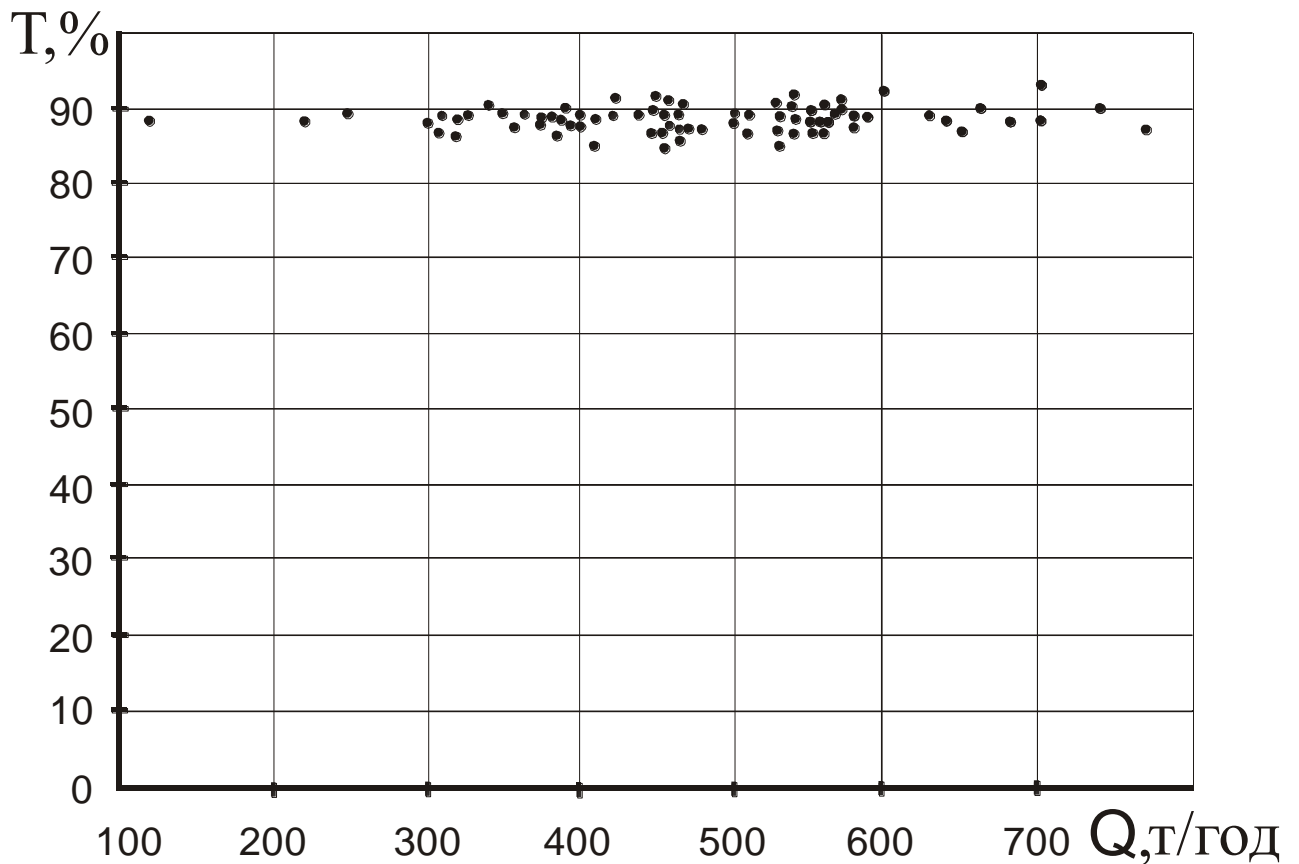


Рис.3.1 – Експериментально отримана сукупність точок, що характеризують кореляцію між вмістом твердого в пісках класифікатора і циркулюючим навантаженням циклу подрібнення.

Результати експериментальних досліджень як координати точок на площині показані на рис. 3.1. По осі ординат відкладались у відсотках експериментально отримані вміст твердого  $T$  в пісках  $T=(100-W)\%$ , а по осі абсцис – значення циркулюючих навантажень. Експериментальні дані свідчать про те, що вологість пісків практично не залежить від величини циркулюючого

навантаження. Має місце певний розкид значень, який потребує уточнення і детального вивчення.

Проведені теоретичні та експериментальні дослідження підтверджують висунуту гіпотезу про практичну незалежність вологості пісків класифікатора від їх кількості та інших факторів в окремих технологічних процесах. Конкретне значення вмісту вологи в пісках та її нестабільність потребує додаткових досліджень.

Отриманий результат є вирішенням фізичного протиріччя, що виникає в розглянутому середовищі. Якщо під відкриттям розуміти встановлення раніше невідомих, але об'єктивно існуючих закономірностей, властивостей та явищ матеріального світу, які істотно змінюють рівень знань, то результати проведених наукових досліджень слід віднести до відкриттів. Це відкриття можна сформулювати так: «Закон стабілізації вмісту вологи в механічно транспортуємому потоці крупнофракційного матеріалу під час гідравлічного розділення сумішей подрібнених руд на класи».

Таким чином, можна рахувати, що відносний вміст вологи в пісках спірального механічного класифікатора є незмінною величиною. Даний факт потребує строгого уточнення в кожному конкретному випадку. При цьому необхідно визначати як кількісні, так і якісні особливості даної залежності конкретного процесу. Запропонована методика дослідження технологічних процесів дозволяє визначати ці характеристики піскового потоку і використовувати їх при автоматичному керуванні даними процесами, виходячи з нових, більш прогресивних підходів, ніж ті, що реалізувались раніше.

### 3.2 Перевірка нормальності розподілу експериментально отриманих даних

Побудова розроблюваної в даній магістерській роботі системи не можлива без достатньої впевненості в тому, що експериментально отримані значення вмісту вологи в пісках спірального механічного класифікатора є нормально розподіленими. Звичайно, найнадійніша перевірка гіпотези про нормальність

складається у ретельному аналізі умов випробувань, однак такий аналіз не завжди можливий. В такій ситуації гіпотезу нормальності приходиться перевіряти безпосередньо по спостереженням (по виборці), використовуючи так звані критерії погодження [27]. Основний принцип цих критеріїв полягає в тому, що задана вибірка порівнюється з деяким зарані наміченим теоретичним розподілом. Застосування критеріїв погодження в тій чи іншій формі залежить при цьому від вимог, що ставляться до теоретичного розподілу.

Простий критерій погодження отримується, якщо використовувати поняття емпіричного розподілу. Для цього по виборці будується вибіркова функція розподілу по такому правилу: функція розподілу вибірки в кожній точці дорівнює числу елементів вибірки, менших, ніж  $T$ , поділеному на об'єм вибірки; далі на міліметровці викреслюється її графік. Потім на цьому ж кресленні викреслюється графік функції нормального розподілу :

$$F(T) = \frac{1}{2} + \Phi\left(\frac{T - \bar{T}}{S}\right), \quad (3.2)$$

де  $\Phi$  - функція Лапласа, значення якої вибирається з таблиць [27]. Розбіжність між емпіричною і теоретичною функціями розподілу оцінюється на зір; якщо вона невелика, то можна прийняти основну гіпотезу.

Порівняння графіків дуже зручне своєю наглядністю, однак не є дуже строгим через відсутність надійної кількісної оцінки. Тому перевірка гіпотези про нормальність розподілу вмісту рідкого в пісках класифікатора проводилась з допомогою критерію Пірсона, який є найсуворішим критерієм погодження [27]. Гіпотеза про нормальність характеру розподілу дозволяє обчислити теоретичні значення для ймовірностей  $p_i$  попасти в  $i$ -й інтервал, для цього використовується формула

$$p\{\alpha \leq \xi \leq \beta\} = \Phi\left(\frac{\beta - \bar{T}}{S}\right) - \Phi\left(\frac{\alpha - \bar{T}}{S}\right), \quad (3.3)$$

де  $\Phi(T)$  – функція Лапласа;

$\bar{T}$  - середнє вибірки;

$S$  – середньоквадратичне відхилення вибірки;

$\alpha$ ,  $\beta$  - кінці інтервалу, що розглядається.

Знайшовши  $p_i$ , можна підрахувати найімовірніше число попадання в  $i$ -й інтервал, яке дорівнює  $np_i$  ( $n$  – число незалежних випробувань)[27].

Тепер порівняння емпіричного розподілу з передбачуваним нормальним можливо здійснити шляхом порівняння чисел  $n_i$  та  $np_i$ . Якщо вага  $np_i \geq 5$ , величина

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k \frac{(n_i - n \cdot p_i)^2}{n \cdot p_i}, \quad (3.4)$$

має наближено  $\chi^2$ - розподіл з  $f = k - 3$  ступенями вільності [27]. Тому, вибравши рівень значущості  $p$  і знайшовши в таблиці значення  $\chi^2_{1-p}$  (з  $f$  ступенями вільності), гіпотезу про нормальність відкидаємо при  $\chi^2 \geq \chi^2_{1-p}$  та вважаємо правильною при  $\chi^2 < \chi^2_{1-p}$ .

Для перевірки гіпотези про нормальність розподілу вся область зміни вмісту вологи в пісках класифікатора розбивається на інтервали однакової довжини  $h = 1$  %, число інтервалів при цьому склало  $k = 10$ . Згруповані дані приведені в табл.3.1 в перших трьох стовпцях.

Четвертий та п'ятий стовпці табл. служать для обчислення середнього та дисперсії, які розраховуються за формулами [27]:

$$\bar{T} = \frac{1}{n} \cdot \sum n_i T_i, \quad (3.5)$$

$$S^2 = \frac{1}{n-1} \left[ \sum n_i T_i^2 - \frac{(\sum n_i T_i)^2}{n} \right] - \frac{h^2}{12}, \quad (3.6)$$

Таблиця.3.1 - Дані щодо визначення нормальності закону розподілу вмісту твердого в пісках спірального механічного класифікатора

i	T <sub>i</sub>	n <sub>i</sub>	n <sub>i</sub> T <sub>i</sub>	n <sub>i</sub> T <sub>i</sub> <sup>2</sup>	np <sub>i</sub>	$\frac{(n_i - np_i)^2}{np_i}$
1	84	1	84	7056	0.71	0.0035
2	85	3	255	21675	2.508	
3	86	6	516	44376	6.5968	
4	87	11	957	83259	12.1448	0.1079
5	88	16	1408	123904	14.9568	0.0778
6	89	22	1958	174262	16.2412	2.042
7	90	7	630	56700	11.8028	1.9544
8	91	7	637	57967	6.0648	0.1351
9	92	2	184	16928	2.2268	
10	93	1	93	8649	0.6118	
Σ		76	6722	594776		χ <sup>2</sup> = 4.3207

Підставивши відповідні значення, отримаємо:

$$\bar{T} = \frac{6722}{76} = 88.45\%; S^2 = \frac{1}{75} \left[ 594776 - \frac{6722^2}{76} \right] - \frac{1^2}{12} = 3.0205, \text{ звідки } S = 1,738.$$

Межі інтервалів, що необхідні для обчислення ймовірностей  $p_i$  визначаються із виразів  $\alpha = T_i - \frac{h}{2}$ ,  $\beta = T_i + \frac{h}{2}$ . По отриманим значенням імовірності  $p_i$  і даним третього стовпця вираховуються добутки  $np_i$ , які заносяться до шостого стовпця. В останній стовпець записані значення  $\frac{(n_i - np_i)^2}{np_i}$ . При цьому перші три інтервали об'єднані в один, так як в сумі числа  $np_1$  та  $np_2 < 5$ . З цієї ж причини об'єднані в один останні три інтервали. Величина  $\chi^2$  дорівнює сумі чисел в останньому стовпці, при чому число ступенів вільності  $f = 6 - 3 = 3$ . Далі по таблиці “Квантилі розподілу Пірсона  $\chi^2_{1-n}$ ” [27], при 5%-му рівні значущості, знаходимо  $\chi^2_{0.95} = 7.8$ . Так як знайдене по вибірці значення  $\chi^2 = 4.3207 < \chi^2_{0.95} = 7.8$ , то критерій Пірсона вимагає прийняти гіпотезу нормальності розподілу експериментально отриманих значень вмісту вологи в пісках спірального механічного класифікатора.

### 3.3 Аналіз лінійної кореляції між двома величинами Q та W

Для проведення аналізу лінійної кореляції між двома величинами Q та W необхідно розглянути 76 пар значень  $(Q_i; W_i)$ . Вважаючи отримані пари як випадкову вибірку із сукупності всіх можливих значень, можливо визначити наближені значення всіх параметрів лінійної кореляції між Q та W по методу моментів, за яким маємо такі наближені формули:

$$a = MQ \approx \bar{Q} = \frac{\sum Q}{76}, \quad (3.7)$$

де MQ – математичне очікування величини Q.

$$a = \bar{Q} = 478 \text{ т/год}$$

$$b = MW \approx \bar{W} = \frac{\sum W}{76}, \quad (3.8)$$

де MW – математичне очікування величини W.

$$b = \bar{W} = 88 \text{ \%}.$$

Середньоквадратичне відхилення обчислюється за формулою

$$\sigma^2(Q) \approx S^2(Q) = \frac{\sum(Q - \bar{Q})^2}{n - 1}, \quad (3.9)$$

$$\sigma^2(Q) \approx S^2(Q) = \frac{1110769}{75} = 14810.$$

$$\sigma^2(W) \approx S^2(W) = \frac{\sum(W - \bar{W})^2}{n - 1}, \quad (3.10)$$

$$\sigma^2(W) \approx S^2(W) = \frac{277}{75} = 3.693.$$

Наближена формула для коефіцієнта кореляції

$$r(Q;W) \approx r_n = \frac{\sum(Q - \bar{Q}) \cdot (W - \bar{W})}{(n - 1) \cdot S(Q) \cdot S(W)} = \frac{\sum(Q - \bar{Q}) \cdot (W - \bar{W})}{(n - 1) \cdot \sqrt{\sum(Q - \bar{Q})^2} \cdot \sqrt{\sum(W - \bar{W})^2}}, \quad (3.11)$$

$$r(Q;W) \approx r_n = \frac{3212}{1053.93 \cdot 16.64} = 0.183.$$

Не дивлячись на те, що маємо дві лінії регресії, коефіцієнт кореляції для парного ряду спостережень єдиний. При цьому він має певне відношення до обох ліній регресії. Він показує, наскільки вони наближаються одна до одної. Чим

тісніша кореляція, тим ближче дві лінії одна до одної, чим слабкіша кореляція, тим більше вони розходяться. При повній кореляції ( $r = \pm 1$ ) лінії співпадають. При відсутності кореляції ( $r = 0$ ) лінії розташовуються під прямим кутом одна до одної. В даному випадку можна помітити, що зв'язок між досліджуваними величинами нібито існує, але можна довести що ці величини не залежать одна від одної.

Замінюючи в рівняннях прямих регресії всі математичні очікування відповідними середніми значеннями, отримаємо вибірккову пряму регресії  $W$  на  $Q$ :

$$W - \bar{W} = r_n \frac{S(W)}{S(Q)} \cdot (Q - \bar{Q}) , \quad (3.12)$$

$$W - 88 = 0.183 \cdot \frac{1.922}{121.696} \cdot (Q - 478)$$

$$W = 86.62 + 0.00289 \cdot Q$$

та вибірккову пряму регресії  $Q$  на  $W$

$$Q - \bar{Q} = r_n \cdot \frac{S(Q)}{S(W)} \cdot (W - \bar{W}) , \quad (3.13)$$

$$Q - 478 = 0.183 \cdot \frac{121.696}{1.922} \cdot (W - 88)$$

$$Q = -541.663 + 11.587 \cdot W .$$

Слід відмітити, що визначене за формулою (3.10) значення середньоквадратичного відхилення  $\sigma_w^2$  вмісту вологи дещо відрізняється від істинного значення середньоквадратичного відхилення  $\sigma_M^2$  методу через те, що в склад  $\sigma_w^2$  входять інші середньоквадратичні відхилення. Це видно із виразу

$$\sigma_w^2 = \sigma_M^2 + \sigma_\phi^2 + \sigma_c^2 + \sigma_{ce}^2 , \quad (3.14)$$

де  $\sigma_M^2$  - середньоквадратичне відхилення методу;

$\sigma_\phi^2$  - середньоквадратичне відхилення обумовлене факторами технологічного процесу (тип руди, її гранулометричний склад, пористість і т. п.);

$\sigma_{ce}^2$  - середньоквадратичне відхилення обумовлене способом відбору проб на вологість;

$\sigma_c^2$  - точність методу визначення вологості непрямим шляхом (сушінням).

Із формули (3.14) випливає

$$\sigma_M = \sqrt{\sigma_w^2 - \sigma_\phi^2 - \sigma_c^2 - \sigma_{ce}^2}, \quad (3.15)$$

Із формули (3.15) випливає, що дійсне значення відхилення, яке ми оцінюємо є насправді ще меншим, ніж отримане.

В зв'язку з тим, що конкретні вибірки є випадковими величинами, вибірковий коефіцієнт кореляції  $r$  може бути відмінним від нуля навіть тоді, коли між досліджуваними величинами немає кореляції. З іншого боку, кореляція може виникнути і в тому випадку, коли обидві величини є наслідком єдиної причини, яка не відмічалась при спостереженнях [28]. В даній ситуації такі дії виконати не можливо, так як в складному агрегатному стані пісків можуть виникати різні непередбачені взаємодії між структурними елементами по каналу водоутримання. Тому для перевірки гіпотези про відсутність кореляції між  $T$  і  $Q_{ц.н.}$  необхідно встановити, чи значуще відрізняється отримане значення  $r$  від коефіцієнта кореляції  $\rho$  генеральної сукупності. Тобто, необхідно розв'язати задачу про зв'язок вибіркового коефіцієнта кореляції  $r$  з генеральним  $\rho$ .

Для нормальної кореляції зв'язок між  $r$  і  $\rho$  встановив Р. Фішер [29], який знайшов розподіл величини

$$z = \frac{1}{2} \ln \frac{1+r}{1-r}, \quad (3.16)$$

що є функцією вибіркового коефіцієнта кореляції. Цей розподіл залежить від числа спостережень  $n$  і параметра

$$\gamma = \frac{1}{2} \ln \frac{1+\rho}{1-\rho}, \quad (3.17)$$

та визначається середнім квадратичним відхиленням

$$\sigma_z = \frac{1}{\sqrt{n-3}}, \quad (3.18)$$

Розв'язання даної задачі потребує знання вибіркового коефіцієнта кореляції  $r$ , генерального  $\rho$  та числа спостережень  $n$ . В даному випадку  $r = 0,183$ ;  $\rho = 0$ ;  $n = 88$ . По табличним даним знаходимо  $z = 0,185$ ,  $\gamma = 0$  [29], за формулою (3.18)  $\sigma_z = 0,10976$ .

Виходячи з нормального розподілу критерію [29],

$$t = \frac{z - \gamma}{\sigma_z}, \quad (3.19)$$

чисельне значення  $t = 1,685$ . Функція  $F(t)$  для такого  $t$  дорівнює  $F(1,685) = 0,908$  [29]. Оцінка  $1-F(t) = 1 - F(1,685) = 0,092 \approx 0,1$ .

Таким чином, імовірність того, що існують випадкові значення коефіцієнта кореляції, які відрізняються від дійсного коефіцієнта кореляції  $\rho = 0$ , не менше, ніж знайдений коефіцієнт кореляції  $r = 0,183$ , дорівнює  $0,1$ . Тобто, імовірність не дорівнює нулю, тому вона підтверджує гіпотезу про випадкове розходження між  $r$  і  $\rho$ .

Зважаючи на порівняно невелику імовірність, що дорівнює  $0,1$ , при перевірці гіпотези, визначимо допоміжно надійність отриманого вибіркового коефіцієнта кореляції  $r = 0,183$ . Для оцінки надійності отриманого коефіцієнта кореляції визначають його похибку за формулою [29]

$$\sigma_r = \frac{1 - r^2}{\sqrt{n}}, \quad (3.20)$$

чисельно  $\sigma_r = 0,103$ . Відношення  $r/\sigma_r = 1,78$ . Якщо величина цього відношення більша 3 при числі спостережень, яке перевищує 50, то можна рахувати, що отриманий коефіцієнт кореляції відображає істене положення речей [29]. В нашому випадку  $r/\sigma_r = 1,78 < 3$ , тому знайдений вибіркового коефіцієнта кореляції не відповідає істинному положенню речей – вологість пісків класифікатора не залежить від величини циркулюючого навантаження. Гіпотезу можна рахувати доведеною.

Таким чином, доведено, що вологість пісків спірального механічного класифікатора не залежить від циркулюючого навантаження. Вивчення впливу інших факторів на вологість пісків дозволить встановити можливості і напрямки використання даного відкриття при автоматичному контролі та керуванні процесами подрібнення руд.

### 3.4 Розрахунок співвідношення “руда-вода”

Руда на вході млина  $Q_p$ , т/год; об’ємну кількість води -  $Q_в$ , т/год необхідно визначити в залежності від заданої густини пульпи матеріалу:

$$\gamma = \frac{P}{V} = \frac{P_p + P_в}{V_p + V_в} = \frac{\delta_p \cdot V_p + \delta_в \cdot V_в}{V_p + V_в}, \quad (3.21)$$

звідки:

$$\delta_p \cdot V_p + \delta_в \cdot V_в = \gamma \cdot V_p + \gamma \cdot V_в, \quad (3.22)$$

або:

$$(\delta_в - \gamma) \cdot V_в = (\delta_p - \gamma) \cdot V_p, \quad (3.23)$$

Виносимо знак мінус в лівій та правій частинах рівняння та множимо на (-1), отримуємо:

$$(\gamma - \delta_в) \cdot V_в = (\delta_p - \gamma) \cdot V_p, \quad (3.24)$$

звідки:

$$V_в = \frac{\delta_p - \gamma}{\gamma - \delta_в} \cdot V_p, \quad (3.25)$$

В рівнянні (3.25) об’єм руди та об’єм води можна замінити відповідними масовими витратами. Тоді воно прийме такий вигляд:

$$Q_{вв} = \frac{\delta_p - \gamma}{\gamma - \delta_в} \cdot Q_{vp}, \quad (3.26)$$

де:  $Q_{вв}$ ,  $Q_{vp}$  - відповідно об’ємні витрати води та руди, м<sup>3</sup>/год.

Виразимо об’ємні витрати води та руди через масові витрати, тоді отримаємо:

$$\frac{Q_{мв}}{\delta_p} = \frac{\delta_p - \gamma}{\gamma - \delta_в} \cdot \frac{Q_{мп}}{\delta_p}, \quad (3.27)$$

Помноживши ліву та праву частини рівняння (3.27) на  $\delta_в$  отримаємо:

$$Q_{мв} = \frac{\delta_p - \gamma}{\gamma - \delta_в} \cdot \frac{\delta_в}{\delta_p}, \quad (3.28)$$

Із залежності (3.28) видно, що масові витрати води, яку потрібно подати в млин, залежать від масових витрат руди, густини пульпи в млині та від питомої ваги (густини) руди, що переробляється. Звичайно підтримують співвідношення між даними витратами. Із виразу (3.28) воно буде дорівнювати:

$$K_{p-g} = \frac{Q_{mp}}{Q_{me}} = \frac{\delta_p - \gamma}{\gamma - \delta_g} \cdot \frac{\delta_p}{\delta_g}, \quad (3.29)$$

із виразу (3.29) випливає, що співвідношення “руда-вода” залежить від заданої густини пульпи та густини руди. Його необхідно буде задавати в процесі коректування.

### 3.5 Обґрунтування структури системи автоматичного контролю та регулювання розрідження пульпи

#### 3.5.1 Визначення величини циркулюючого навантаження

Величина циркулюючого навантаження визначається за таким рівнянням:

$$Q_{ци} = [Q_n - (Q_{e1} + Q_{e2})] \cdot \delta_p, \quad (3.30)$$

де  $Q_{ци}$  - величина циркулюючого навантаження, т/год.;

$Q_n$  - об'ємні витрати пульпи в пісковому жолобі класифікатора, м<sup>3</sup>/год.;

$Q_{e1}$  - витрати води, що подається в пісковий жолоб, м<sup>3</sup>/год.;

$Q_{e2}$  - витрати води, що надходить із класифікатора разом з пісками, м<sup>3</sup>/год.;

$\delta_p$  - густина руди, що переробляється, т/м<sup>3</sup>.

Витрати води, що надходить разом з пісками класифікатора, прямо пропорційні циркулюючому навантаженню. Тому можна записати:

$$Q_{e2} = k \cdot Q_{ци}, \quad (3.31)$$

де  $Q_{e2}$  - масові витрати води, що надходить разом з пісками класифікатора, т/год.;

$k$  – коефіцієнт пропорційності, що чисельно дорівнює 0,12.

Подамо (3.30) в об'ємному виразі:

$$Q_{e2} = Q_{e2} \cdot \delta_g = k \cdot Q_{ци}, \quad (3.32)$$

звідки:

$$Q_{\epsilon 2} = \frac{\kappa \cdot Q_{\text{цн}}}{\delta_{\epsilon}} , \quad (3.33)$$

Підставивши (3.30) в (3.33) отримаємо:

$$Q_{\text{цн}} = Q_n \cdot \delta_p - Q_{\epsilon 1} \cdot \delta_p - \frac{\kappa \cdot \delta_p \cdot Q_{\text{цн}}}{\delta_{\epsilon}} , \quad (3.34)$$

або:

$$\left(1 + \kappa \cdot \frac{\delta_p}{\delta_{\epsilon}}\right) \cdot Q_{\text{цн}} = \delta_p \cdot (Q_n - Q_{\epsilon 1}) , \quad (3.35)$$

звідси:

$$Q_{\text{цн}} = \frac{\delta_p}{1 + \kappa \cdot \frac{\delta_p}{\delta_{\epsilon}}} \cdot (Q_n - Q_{\epsilon 1}) , \quad (3.36)$$

або:

$$Q_{\text{цн}} = A \cdot (Q_n - Q_{\epsilon 1}) , \quad (3.37)$$

де

$$A = \frac{\delta_p}{1 + \kappa \cdot \frac{\delta_p}{\delta_{\epsilon}}} , \quad (3.38)$$

-коєфіцієнт, що залежить від  $\delta_p$ .

### 3.5.2 Обґрунтування структури системи

Обґрунтування спираються на такі рівняння (3.29), (3.37), (3.38)

З врахуванням вказаних вище співвідношень, провівши де які математичні перетворення, можна записати кінцеву формулу для обчислення дійсного значення коєфіцієнта  $K_{p-v}$ :

$$K_{p-v} = \frac{A \cdot (Q_n - Q_{\epsilon 1}) + Q_p}{Q_{\epsilon} + Q_{\epsilon 1} + K \cdot [A \cdot (Q_n - Q_{\epsilon 1})]} , \quad (3.39)$$

де  $Q_n$ ,  $Q_p$ ,  $Q_v$  – змінні, що вимірюються датчиками;

$A$ ,  $Q_{\epsilon 1}$ , - змінні константи, які визначаються технологічними параметрами.

Передусім необхідно проаналізувати параметри, що входять до даних рівнянь. Густина пульпи  $\gamma$  в млині задається і є оптимальною в певних умовах роботи млина при певному вихідному продукті. Густина води  $\delta_e$  є незмінною величиною  $\delta_e = 1 \text{ г/см}^3$ , а густина руди  $\delta_p$  є змінною і залежить від типу руди, яка переробляється. Тобто густина  $\delta_p$  змінюється та є відомою величиною. Коефіцієнт  $K = 0,12$  – постійна величина.

Для реалізації залежності необхідно знати  $Q_{mp}$ ,  $Q_{me}$ ,  $Q_{e1}$  і  $Q_n$ . Масові витрати вихідної руди, що йде на процес переробки визначаються конвеєрними вагами з достатньо високою точністю. Масові витрати води  $Q_{me}$  і об'ємні витрати води  $Q_{e1}$  вимірюються витратомірами. Об'ємні витрати пульпи  $Q_n$  вимірюються об'ємним витратоміром.

В системі регулювання два параметри  $K_{p-e}$  і  $A$  залежать від технологічних параметрів -  $\delta_p$  і  $\gamma$ . Вони будуть постійними, але будуть змінюватись в залежності від технологічного режиму ( $\gamma$ ) та сировини, що переробляється ( $\delta_p$ ). Параметр  $A$  визначається лише значенням  $\delta_p$ , а  $K_{p-e}$  -  $\delta_p$  і  $\gamma$ . Тобто,  $A$  задається першим здавачем в функції  $\delta_p$ , яка відома, а параметр  $K_{p-e}$  - іншим здавачем, як відомо залежність від  $\delta_p$  і  $\gamma$ .

Вираз (3.39) можна реалізувати таким чином: витратоміром вимірювати об'ємні витрати  $Q_n$  пульпи в пісковому жолобі та об'ємні витрати води, що подається в пісковий жолоб. Значення напруг на виходах вторинних вимірювальних приладів витратомірів повинні в масштабі відповідати цим витратам (в мВ). В даному контурі за залежністю (3.39), шляхом регулювання  $Q_{e1}$ , здійснюється стабілізація відношення твердого та рідкого (Т : Р). Для цього знадобиться витратомір води  $Q_{e1}$ , прилад визначення  $Q_{цн}$ , клапан, що регулює подачу води з виконавчим механізмом та задавач  $K_{p-e}$ . Для визначення завантаження вихідним продуктом  $Q_{mp}$ , що подається в технологічний процес, потрібен інший контур регулювання. Необхідно встановити витратомір води  $Q_{me}$ ,

заслінку для регулювання подачі води, виконавчий механізм та задавач. Аналіз показує, що систему можна спростити, якщо здійснити загальне регулювання співвідношення  $T : P$  на вході в млин. Від цього якість продукту на виході практично не змінюється, так як запізнювання в системі практично не виникає і сталі часу відсутні, а перехідні процеси тривають до трьох годин. При такому підході встановлюється регулюючий орган в магістралі з  $Q_{e1}$ , виконавчий механізм та датчик.

Як показує аналіз, систему ще можна спростити. Більш доцільно подавати в пісковий жолоб класифікатора незмінну кількість води  $Q_{e1} = \text{const}$ , яка забезпечує в будь-яких умовах нормальне транспортування пісків. Це легко здійснюється встановленням невеликої ємності води з регулятором рівня прямої дії. Рівень води  $H$  в ємності та задана величина вихідного отвору забезпечить незмінність витрат води  $Q_{e1}$ . Тоді відпаде необхідність у встановленні достатньо складного витратоміра води в трубопроводі малого діаметру (50 мм).

Витрати води  $Q_{e1}$  можна задавати двома незалежними задавачами у вимірювальному та регулюючому ланцюгах. Останній варіант реалізації вимірювальної та регулюючої автоматичних систем є найбільш простим та доцільним при тих же можливостях. Для реалізації даного варіанта необхідно: об'ємний витратомір пісків - прилад визначення  $Q_{цп}$ , витратомір води, задавач  $T:P$ , задавач  $A$ , два задавачі  $Q_{e1}$ , регулюючий орган, виконавчий механізм та мікропроцесорну систему, яка буде обчислювати дійсне значення коефіцієнта  $K_{p-v}$  за формулою (3.39), порівнювати це значення із заданим і видавати керуючий сигнал на регулюючий орган, що керує заслінкою водяного трубопроводу.

Отже, величиною, що регулюється, є значення співвідношення твердого до рідкого в млині ( $T : P$ ), яке створюється в процесі роботи агрегату. Співвідношення утримується на вході в процес, отже система буде без запізнення. Таким чином вхідною величиною системи автоматичного регулювання приймається поточне значення відношення  $T : P$ , тобто  $K_{p-v}$ .

### 3.6 Розробка та опис схеми функціональної

Виходячи з викладеного вище матеріалу, можна розробити функціональну схему системи, що розробляється. Схема містить: задавач параметру  $A$ , задавач витрат води, що подається в пісковий жолоб для транспортування пісків –  $Q_{В1}$ , задавач коефіцієнт  $K_{р-в}$ , який повинен витримуватись при даних технологічних параметрах; датчик витрат вихідної руди  $Q_r$ , датчик витрат пульпи  $Q_p$ , датчик витрат води  $Q_{в}$ , що подається в млин; аналоговий комутатор, який комутує сигнали, що надходять з датчиків та задавачів; аналого-цифровий перетворювач, який служить для з'єднання аналогової та цифрової частин системи; мікроконтролер, який, обробляючи вхідні дані, виробляє керуючий сигнал; блок керування виконавчим механізмом, виконавчий механізм та регулюючий орган, які відпрацьовують керуючий сигнал; регульований об'єкт – кульовий млин, в якому підтримується необхідне значення співвідношення  $T : P$ .

### 3.7 Автоматична стабілізація кульового навантаження млина

Автоматична стабілізація кульового навантаження млина здійснюється за допомогою системи регулювання завантаження млина за струмом двигуна млина. Цей метод заснований на встановленому факті залежності струму від кульового навантаження [19]. Якщо виміряти струм двигуна млина з повністю виробленою порожниною барабану, а потім поступово завантажувати її рудою, то можна помітити невелике збільшення струму двигуна. А якщо змінювати кульове навантаження, то з його збільшенням струм суттєво збільшується, а при зменшенні – зменшується. Таким чином величина струму відображає величину кульового навантаження. При контролі завантаженості млина з'являється можливість вагомого збільшення точності оцінки кульового навантаження за струмом двигуна.

Слід відмітити, що при нормальній роботі агрегату технологічно сприйнятлива зміна кількості вихідної руди та величини циркулюючого

навантаження не суттєво впливає на струм двигуна. Таким чином при зменшенні даного параметра говорить про те, що кулі в млині зносилися, і для забезпечення номінальної продуктивності агрегату необхідно збільшити кількість куль. Поступово додаючи кулі в млин і слідкуючи за величиною струму двигуна, доводять його до певного значення.

Дана функція може бути реалізована за допомогою мікропроцесорної системи. При цьому процесор бере на себе функції обробки сигналів з датчиків струму двигуна, визначення потрібної кількості куль та видачі управляючих сигналів на виконавчий механізм, який додає визначену кількість куль у млин.

### 3.8 Автоматичне регулювання завантаження млина рудою

Звукометричний принцип регулювання роботи подрібнювальних агрегатів знайшов застосування в багатьох схемах автоматичного регулювання процесу подрібнення. Схеми звукометричного регулювання подрібнення використовують характер шуму млина в якості параметра, який відображає умови і визначені результати проходження процесу. За першим, найбільш простим, способом оцінюють інтенсивність шуму, за іншим – частоту звукових коливань шумового спектру. В будь-якому випадку елементом, який сприймає, служить мікрофон.

Звуковий тиск створюється млином, що обертається, внаслідок ударів куль об футерівку та одна об одну. Звук передається в простір в результаті послідовного стиснення та розрідження в кожній точці звукового поля. Енергетичною характеристикою звуку є його інтенсивність, або сила, яка визначається кількістю енергії, що переноситься звуковою хвилею за одну секунду через площину в  $1 \text{ см}^2$ , перпендикулярну напрямку розповсюдження сигналу. Звукометричний сигнал, який сприймається датчиком, характеризується рівнем і частотним спектром. Найважливішою особливістю звукометричного сигналу, завдяки якій він може передавати інформацію, є його здатність змінюватися. Параметри звукометричного сигналу працюючого млина залежать

від кількості матеріалу, що знаходиться в млині, кількості та діаметру подрібнюючи тіл, величини, властивостей руди та стану футерівки млина.

Вимірювання частоти проводиться за допомогою стандартного частотоміра ПЧ-6 через додатковий підсилювач. На виході частотоміра є реостатний датчик, який підключається до іподромного регулятора, який через виконавчий механізм регулює подачу вихідного живлення. Збільшення частоти шуму, якому відповідає зменшення наповненості барабану млина, призводить до видачі команди на збільшення кількості руди, що подається, і навпаки.

Для контролю та регулювання завантаження млина рудою застосовують різні звукометричні датчики та регулятори. Звукометричний регулятор подачі руди заснований на використанні залежності між завантаженням матеріалу в млин та інтенсивністю шуму від ударів куль. При перевантаженні млина шум куль майже зникає, а при недовантаженому млині удари куль не пом'якшуються шаром матеріалу, і шум збільшується. Таким чином, за інтенсивністю шуму млина визначається ступінь його завантаження.

Звукометричний регулятор складається із чутливого мікрофону, який розташований біля млина, підсилювача і регулятора, який зв'язаний з двигуном живильника руди. При збільшенні інтенсивності шуму млина подача руди живильником збільшується, а при послабленні шуму – зменшується. Недоліком звукометричних регуляторів є мала завадостійкість.

Функції обробки сигналів звукометричного датчика і визначення керуючих роботою живильника руди діянь можна покласти на мікропроцесорну систему, що створить ще один контур керування роботою агрегату.

Кількість руди, що надходить в млин з конвеєра  $Q_{мр}$ , визначається за допомогою конвеєрних вагів та перетворювача конвеєрних вагів. В залежності від режиму роботи вагів, їх розділяють на ваги періодичної та неперервної дії [34]. На вагах неперервної дії здійснюється неперервне зважування матеріалу, який проходить через їх вантажоприймальний пристрій. До вагів такого типу відносяться конвеєрні автоматичні ваги та вагові дозатори. Ваги-дозатори рідких та сипких речовин є найбільш точними приладами. Порціонні ваги вимірюють

визначені порції речовин, тобто є приладами періодичної дії. Клас точності автоматичних дозаторів може досягати 0,1, або навіть 0,05. Для перевірки вагів кількість продукту, який зважують, повинна бути достатньою для неперервної двогодинної роботи вагів при максимальній продуктивності. Допускається застосування системи із замкненою циркуляцією продукту, що зважується.

Конвеєрні автоматичні ваги є приладами неперервної дії. На них зважують матеріал, який неперервно рухається по конвеєру. Їх точність значно нижча, ніж точність вагів-дозаторів (клас точності не вище 1). Визначають похибку вагів при пропусканні попередньо зваженого матеріалу в кількості  $0,25 \div 10\%$  при максимальній продуктивності за 1 годину.

Ваги автоматичні СТМ-1М до стрічкового конвеєра призначені для неперервного зважування та підсумовування маси вантажів, що транспортуються стаціонарними стрічковими конвеєрами [33,48,49]. Ваги електронно-гідравлічні конвеєрного типу призначені для неперервного зважування матеріалу, що транспортується стрічковими конвеєрами, неперервної обробки та подання інформації про продуктивність конвеєрних ліній [34].

Ваговий пристрій типу 4195 Пр призначений для транспортування та зважування кускових і зернистих матеріалів та перетворення навантаження, що створюється матеріалом, в уніфікований електричний сигнал. Ваги виготовляють для зважування конвеєрів з довжиною стрічки від 400 до 2000 мм з лінійною густиною матеріалу від 604 до 500 кг/м<sup>3</sup>. Ваги вбудовуються в конвеєр і є його складовою частиною. На них здійснюється неперервне зважування та реєстрація маси матеріалу на одному метрі стрічки (по її довжині) в даний момент часу [35].

Відносна похибка вимірювання вагами типу СТМ – 1% при умові коливань навантаження в межах  $50 \div 100\%$  від максимального значення. При коливаннях навантаження менше 50% похибка зменшується.

### 3.9 Розробка схем електричних принципових реалізації системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії

#### 3.9.1 Розробка схеми електричної принципової мікропроцесорної частини

Поява та швидке вдосконалення мікропроцесорних засобів призвело до їх широкого застосування у різних галузях народного господарства. Функціональна гнучкість, висока надійність, малі габарити та вартість мікропроцесорних засобів обумовлюють доцільність їх застосування в системах автоматичного керування.

Сучасна елементна база цифрової техніки відкриває широкі можливості для створення цифрових регуляторів з програмною реалізацією операцій у реальному часі на основі мікропроцесорів. Зокрема, однокристальні мікроконтролери виконані у вигляді інтегральних схем і містять у собі основні компоненти мікроЕОМ: мікропроцесор, пам'ять програм, пам'ять даних та програмовані інтерфейси для взаємодії із зовнішнім середовищем. Використання мікроконтролерів у системах керування дозволяє досягати високої ефективності при низькій вартості, компактних розмірах, малій масі та енергоспоживанні, а також забезпечує відносно високу обчислювальну потужність.

Структура, набір команд та апаратно-програмні засоби вводу/виводу інформації мікроконтролерів найбільш оптимально підходять для реалізації завдань керування та регулювання в автоматизованих приладах, пристроях і системах. На практиці при проектуванні мікропроцесорних САК слід враховувати ряд факторів – це забезпечення заданих показників якості керування, раціональний розподіл функцій САК між апаратними та програмними засобами, спряження цифрової і аналогової частин САК.

На такі показники якості керування, як динаміка, точність, вірогідність виконання функцій керування та ін., впливають особливості цифрової реалізації алгоритму керування в мікроконтролері. Як відомо, при цифровому представленні інформації здійснюється дискретизація процесів в часі та квантування по рівню. Дискретизація процесів в часі, що здійснюється у відповідності з деяким критерієм якості функціонування САК, пред'являє вимоги до швидкодії

мікроконтролера, а квантування по рівню приводить до виникнення шумів квантування.

Рішення задачі розподілу функцій САК на апаратно та програмно реалізуємі пов'язане із необхідністю аналізу багатьох факторів, першочерговими з яких, поряд із забезпеченням заданої потужності мікроконтролера, є структура системи, характер представлення вхідної і вихідної інформації та особливості цифрових алгоритмів обробки інформації.

Для спряження аналогової частини САК з мікроконтролером використовуються аналого-цифрові та цифроаналогові перетворювачі, до яких пред'являються високі вимоги по швидкодії, точності та лінійності перетворення. Виникає необхідність схемотехнічного та програмного спряження АЦП іншої розрядності, в порівнянні з тією, має мікроконтролер.

Враховуючи вище викладене для побудови мікропроцесорної САК таким вимогам задовольняє однокристалиний мікроконтролер типу AT90S4433.

В порівнянні з апаратно реалізованими цифровими регуляторами регулятори з програмною реалізацією є менш швидкодіючими, але більш універсальними, легко переналаштовуюємі і має кращі масогабаритні характеристики. Надійність мікропроцесорних систем автоматичного керування в порівнянні із системами на іншій елементній базі є більш високою.

Цифроаналоговий перетворювач однозначно перетворює кодові комбінації цифрового сигналу в аналоговий сигнал. Аналого-цифровий перетворювач вирішує задачу пошуку однозначної відповідності аналоговому сигналу цифрового коду. Одна із основних вимог, що пред'являються до АЦП і ЦАП – це можливість їх спряження з мікропроцесором, що передбачає сумісність логічних рівнів цифрових сигналів перетворювачів і шини даних мікропроцесора, співпадання видів цифрових кодів і формату даних, програмну сумісність.

В схемі забезпечення стабілізації необхідного співвідношення  $T : P$  можна виділити дві основні частини: слабкострумову (керуючу) та силову (енергетичну). Реалізація слабкострумової частини на одному мікропроцесорі підвищує надійність і універсальність САК, дозволяє достатньо просто реалізувати

необхідні закони зміни керуючих діянь. Оскільки інформація про процес регулювання міститься в самому цифровому сигналі і не пов'язана з його енергією, то вона менш піддана дії перешкод та викривлень.

Слабкострумова частина мікропроцесорної САК повинна вирішувати задачі програмної реалізації цифрового регулятора і формування спеціальних кодових послідовностей для керування силовою частиною з метою отримання сигналу для керування виконавчим механізмом [42].

### 3.9.2 Вибір та обґрунтування схеми вимірювання циркулюючого навантаження

При автоматизації технологічних процесів в промисловості і сільському господарстві використовується широкий перелік витратомірів [52], однак вони в основному розраховані на класичні рідини і гази. Вимірювання двофазних потоків, які вміщують тверде і газ, тверде і воду, являють більш складну задачу. Вона ще ускладнюється особливістю потоку в тій чи іншій точці технологічного процесу. Це заставляє розробляти нові підходи для вимірювання витрат таких продуктів. Одним з них є флуктуаційний метод визначення витрат двофазних сумішей [52]. Для його реалізації можна використати діелектричні, магнітні, теплові властивості та електричну провідність сумішей [53]. Якщо тверде має феромагнітні включення, то доцільно використати магнітні властивості двофазного потоку.

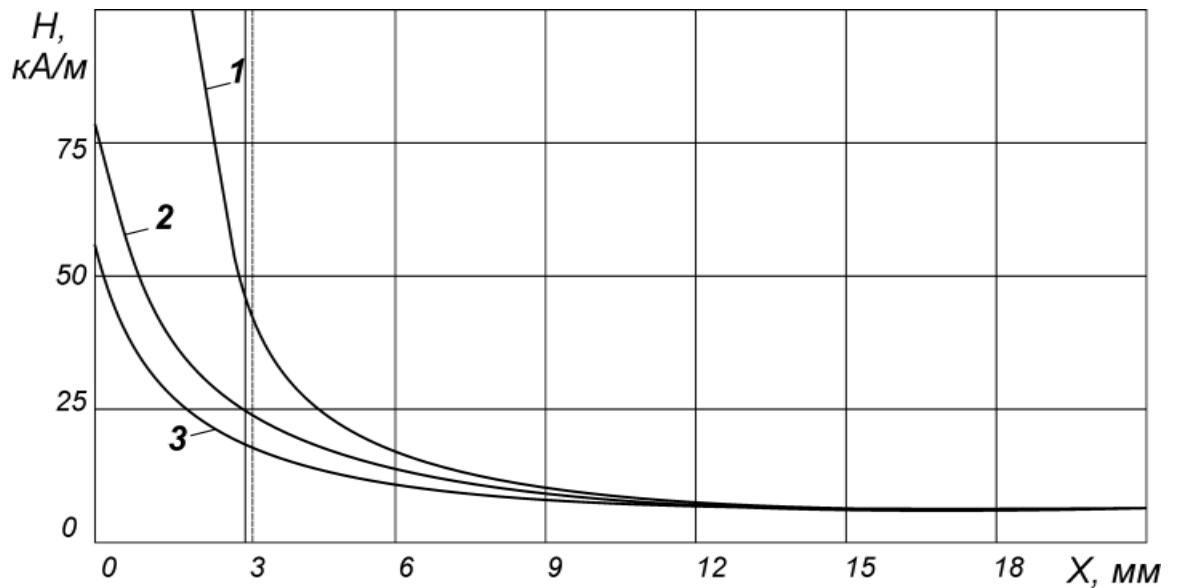
Магнітометричну витратометрію звичайно здійснюють магнітоіндукційним перетворювачем. Постійний магніт 1 з допомогою полюсних наконечників 2 створює магнітний потік  $\Phi$ , який проникає через немагнітну прокладку 4 товщиною  $\delta$  у вимірюваний матеріал 5, що рухається зі швидкістю  $v$ . Полюсні наконечники мають повітряний проміжок довжиною  $l$  і кут  $\varphi$  нахилу до напрямку руху потоку. Магнітний потік  $\Phi$ , як видно із рисунка, має дві складові.

Коли матеріал переміщується через магнітне поле перетворювача внаслідок нерівномірності розташування частинок твердого вздовж матеріального потоку магнітний потік змінюється відповідно зміні магнітного опору матеріалу в контрольованому просторі. Внаслідок цього в індукційній обмотці 3 індукується електрорушійна сила, яка являє собою випадковий процес. Вихідний сигнал магнітоіндукційного перетворювача являє собою неперервний флуктуаційний процес, частота і інтенсивність якого залежать від швидкості потоку. Так як інтенсивність в більшій мірі залежить від концентрації, розміру і складу частинок твердого, то вимірювання швидкості звичайно здійснюють по частоті флуктуації вихідного сигналу магнітоіндукційного перетворювача. Дослідження показали, що характеристики магнітоіндукційного перетворювача флуктуаційного витратоміра можна значно покращити шляхом удосконалення його конструктивних параметрів.

Форма полюсних наконечників і їхнє розташування відносно потоку дозволяють створити всередині рухомого матеріалу магнітне поле з невеликою протяжністю вздовж потоку та значною глибиною проникнення у вимірюваний матеріал. Ширина полюсних наконечників визначає третій вимір магнітного поля. Таким чином, магнітне поле всередині матеріалу виступає як нерухомий об'єм, у межах якого здійснюється контроль параметрів потоку.

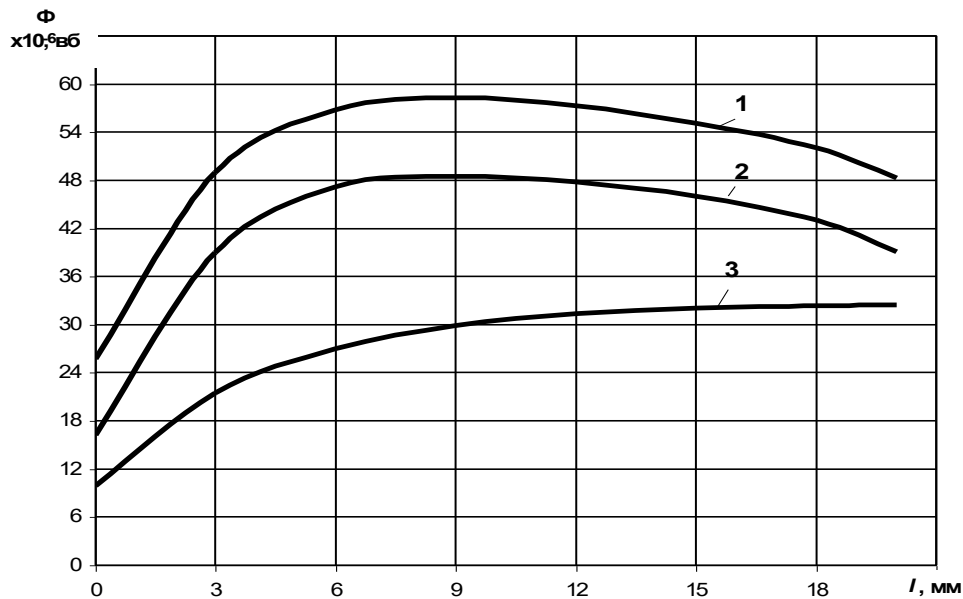
Магнітне поле первинного перетворювача залежить від довжини повітряного зазору в магнітопроводі. Експериментально отримані залежності наведені на рис. 3.2. З рисунка видно, що напруженість магнітного поля зростає зі зменшенням повітряного проміжку; проте при товщині немагнітної прокладки 3 мм криві майже збігаються і демонструють однакову тенденцію зміни параметра. Магнітне поле проникає на глибину до 20 мм і має майже постійне значення, тоді як уздовж потоку його протяжність невелика — близько 5 мм. Такого поля можна досягти при оптимальному куті нахилу полюсних наконечників  $45^\circ$ . Товщина наконечників повинна поступово зменшуватися від 8–10 мм біля каркасу обмотки до 2 мм на кінці, поруч із повітряним проміжком.

При конструюванні перетворювача між потоком контрольованого матеріалу і полюсними наконечниками необхідно встановлювати прокладку із немагнітного струмонепровідного матеріалу. При цьому певна частина потоку розсіювання замкнеться через прокладку, зменшивши його величину, що проходить через контрольований об'єм. Товщина немагнітної прокладки буде впливати на величину магнітного потоку, що проходить безпосередньо через контрольований матеріал.



1 –  $l=1,5\text{мм}$ ; 2 –  $l=3,0\text{мм}$ ; 3 –  $l=5,5\text{мм}$

Рис. 3.2 – Залежність напруженості магнітного поля по осі перетворювача від відстані відносно кромки полюсних наконечників



1 -  $\delta = 2$  мм; 2 -  $\delta = 5$  мм; 3 -  $\delta = 11$  мм

Рис. 3.3 – Залежність магнітного потоку перетворювача від довжини повітряного проміжку

На рис.3.3 показана побудована по експериментальним даним залежність робочого магнітного потоку первинного перетворювача від величини повітряного проміжку  $l$  при різній товщині  $\delta$  немагнітної прокладки. При збільшенні повітряного проміжку від 0 до 2мм робочий магнітний потік різко збільшується. При подальшому зростанні повітряного проміжку збільшення магнітного потоку заповільнюється. В межах значень  $l$  від 6 до 12мм досягається максимум, а потім магнітний потік плавно зменшується. Збільшення товщини  $\delta$  немагнітної прокладки приводить до зменшення магнітного потоку. Характер залежності при цьому залишається незмінним.

Доцільно було б використовувати максимальне значення магнітного потоку при певному постійному магніті, але це приведе до значного збільшення розміру магнітного поля вздовж матеріального потоку і вагомому зменшенню його напруженості. Тому близькими до оптимального значення будуть  $l = \delta = 3$  мм. Відхилення цих значень в процесі виготовлення перетворювачів в певних межах не будуть суттєво впливати на їх роботу.

Щоб магнітний потік первинного перетворювача залишався постійним під час експлуатації, слід застосовувати стабілізовані магніти. У таких магнітах процес розмагнічування відбувається за прямою повернення КР (рис. 3.4). Точка перетину прямої ОМ і прямої повернення КР є робочою точкою  $n$  первинного перетворювача. При зміні магнітної проникності в контрольованому просторі змінюється нахил прямої ОМ, а робоча точка переміщується по прямій повернення. При цьому змінюється індукція в нейтральному перерізі постійного магніту на величину  $\Delta B_M$ . Більшій зміні індукції  $\Delta B_M$  при незмінному поперечному перерізі  $S$  постійного магніту відповідає більша зміна магнітного потоку  $\Delta \Phi$ , а, як наслідок, і більша величина е.р.с. на виході первинного перетворювача.

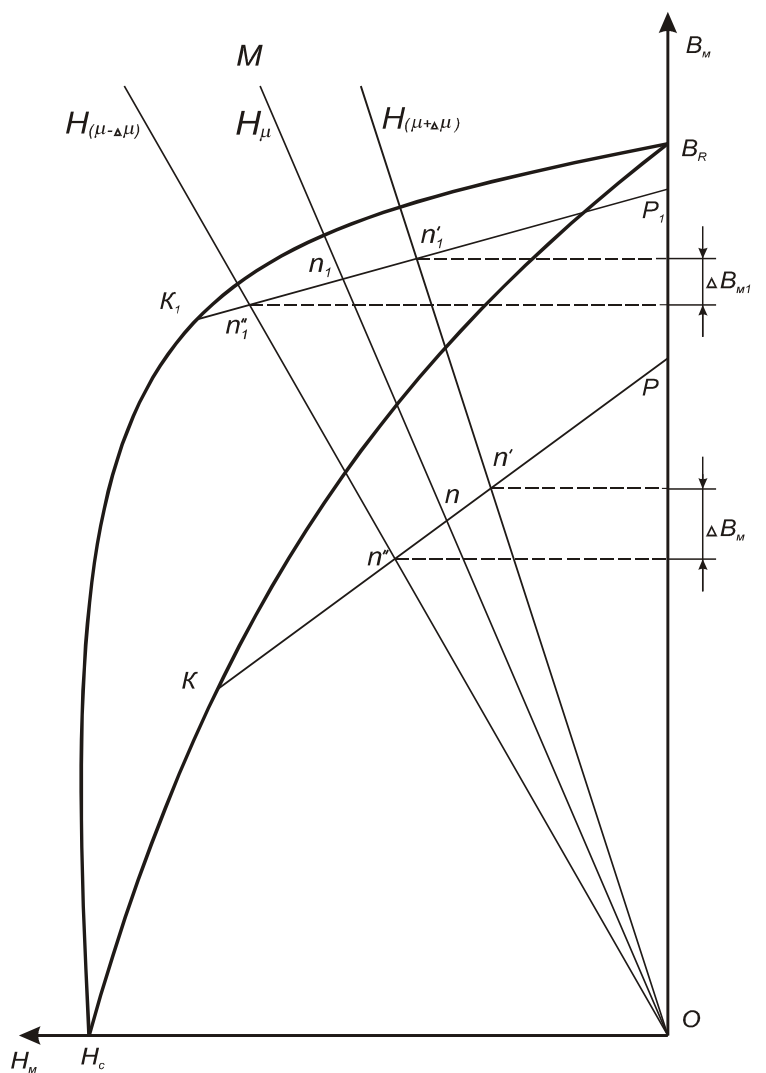


Рис 3.4 – Зміна магнітної індукції  $\Delta B_M$  у постійних магнітах з різними кривими розмагнічування

Більшій зміні індукції  $\Delta B_M$  при незмінному поперечному перерізі  $S$  постійного магніту відповідає більша зміна магнітного потоку  $\Delta \Phi$ , а, як наслідок, і більша величина е.р.с. на виході первинного перетворювача.

Величина зміні індукції  $\Delta B_M$ , як показано на рис. 3.4, залежить від нахилу прямої повернення при однакових значеннях залишкової індукції  $B_R$ . Оскільки нахил прямої повернення магнітних сплавів близький до нахилу кривої розмагнічування в цій точці  $B_R$ , в первинних перетворювачах слід використовувати постійні магніти з матеріалів, що мають круту криву розмагнічування [54]. Такі умови виконують магнітні сплави ЮНДК-15, ЮНДК-18 і ЮНДК-24. Оскільки магнітний потік у самому постійному магніті змінюється

незначно, для досягнення високої чутливості індукційну обмотку доцільно розміщувати на полюсних наконечниках.

Діюче значення е.р.с. первинного перетворювача можна визначити залежністю

$$E = -\frac{\omega f_b H_b K_\mu Fe_\mu \epsilon m}{\mu_M k_1 k_2} \left( \frac{K_{H1}}{B_1} e^{-B_1 \delta_0} + \frac{K_{H2}}{B_2} e^{-B_2 \delta_0} \right) (\nu - \nu_1) \sqrt{2k_2^2 + k_1^2} \cdot \sigma_{\xi_{v_T}}, \quad (3.40)$$

де  $\omega$  – число витків індукційної обмотки;

$f_b$  – коефіцієнт розсіювання;

$K_\mu$  – коефіцієнт, що враховує властивості твердого в потоці;

$H_b$  – напруженість магнітного поля в повітряному проміжку;

$Fe_\mu$  – вміст магнітної фракції в твердому;

$\epsilon$  – ширина магнітопроводу біля повітряного проміжку;

$m$  – коефіцієнт нахилу прямої повернення;

$\delta_0$  – відстань від кромки повітряного проміжку до точки, де фактично відсутнє магнітне поле;

$\mu_M$  – магнітна проникненість матеріалу магніту;

$K_{H1}, K_{H2}, B_1, B_2, k_1, k_2$  – коефіцієнти пропорційності;

$\nu_1$  – швидкість потоку, що визначає поріг чутливості перетворювача;

$\sigma_{\xi_{v_T}}$  – середнє квадратичне відхилення, що характеризує процес розподілу частинок в потоці.

Зважаючи на те, що  $\sigma_{\xi_{v_T}}$  залежить від ряду факторів, які змінюються випадково, з допомогою рівняння (3.40) не може бути виконаний строгий розрахунок е.р.с. первинного перетворювача. Однак, рівняння (3.40) дозволяє зрозуміти степінь впливу основних конструктивних параметрів перетворювача на величину його вихідного сигналу. Із рівняння (3.40) витікає, що, при близьких до оптимальних параметрах магнітоіндукційного перетворювача, для отримання на його виході сигналу величиною в кілька десятків мілівольт індукційна обмотка повинна мати порядку двадцяти п'яти тисяч витків.

Вторинним перетворювачем флукуаційного витратоміра є вимірювальна схема, яка частоту флукуацій перетворює у неперервний вихідний сигнал. Звичайно використовують конденсаторні перетворювачі частоти в постійний струм, які включають формувач вхідного сигналу, блок дозування і фільтр [55]. Він реалізований на транзисторах. Сигнал магнітоіндукційного перетворювача МПІ поступає на емітерний повторювач ЕП1. Він узгоджує високий вихідний опір МПІ з низьким вхідним опором амплітудного підсилювача АП, збільшуючи лише потужність сигналу. Підсилений амплітудним підсилювачем АП сигнал первинного перетворювача подається на емітерний перетворювач ЕП2, який забезпечує низький вихідний опір з одночасним збільшенням потужності. Цей сигнал запускає загальмований мультівібратор ЗМ, коли амплітуда імпульсу випадкової форми досягає встановленого значення. Загальмований мультівібратор ЗМ імпульси довільної форми перетворює в прямокутні імпульси, які запускають тригер ТГ, що працює спільно з дозуючим пристроєм ДП. Дозуючий пристрій ДП формує розрядний струм, пропорційний частоті імпульсів, який вимірюється вторинним приладом ВП шляхом перетворення в напругу.

Перевірка підтверджує значне покращення характеристик флукуаційних витратомірів двофазних потоків, що володіють магнітними властивостями, при реалізації встановлених, близьких до оптимальних, параметрів і структури первинного та вторинного перетворювачів.

Розглянемо докладніше принцип побудови схеми електричної принципової вторинного перетворювача, що побудована по описаній вище схемі електричній структурній. Вимірювальна схема служить вторинним перетворювачем магнітоіндукційного датчика [45]. Вимірювання витрат зводиться до визначення частоти. Вимірювання частоти здійснюють двома підходами – цифровим і аналоговим [33,46,47]. Цифровий метод більш точний, але складніший. В даному випадку, враховуючи вимоги до точності технологічного процесу і специфіку вимірювання витрат, не доцільно реалізувати цифровий метод. Враховуючи сказане, будемо будувати аналоговий варіант вимірювання частоти сигналу магнітоіндукційного датчика [50].

Звичайно, як відзначалось вище, використовують конденсаторні перетворювачі частоти в постійний струм. В даних перетворювачах частоти в постійний струм при конкретному входному імпульсі в ланцюг навантаження передає заряд

$$q = C \cdot \Delta U = \int_{t_n}^{t_n+t_i} i \cdot dt, \quad (3.41)$$

Так як середній струм визначається сумарним зарядом, який переноситься в одиницю часу, то

$$I_{cp} = f \cdot q, \quad (3.42)$$

або

$$I_{cp} = f \cdot C \cdot \Delta U, \quad (3.43)$$

де  $q$  – заряд;  $t_n$  – початковий момент часу;  $C$  – ємність дозуючого конденсатора;  $dt$  – приріст часу;  $\Delta U$  – приріст напруги;  $t_i$  – тривалість імпульсу;  $I_{cp}$  – середнє значення струму;  $F$  – частота імпульсів.

При незмінності величин  $C$  і  $\Delta U$  середнє значення струму прямо пропорційне частоті сигналу. Схема конденсаторного перетворювача частоти в постійний струм вміщує три блоки: формувач входного сигналу, блок дозування та фільтр. Формувач входного сигналу перетворює входний сигнал довільної форми в прямокутні імпульси, які керують дозуючим пристроєм. В дозуючому пристрої при кожному, що надійшов, імпульсі на конденсаторі накопичується заряд. Цей заряд в час паузи передається у фільтр, який виділяє постійну складову сигналу. Вона дорівнює середньому значенню струму в навантаженні.

Схеми пристроїв формування прямокутних імпульсів вибирають в залежності від потужності і форми заданого входного сигналу. Звичайно цей блок складається з послідовно з'єднаних підсилювача напруги ПН, підсилювача з обмеженням ПО і спускового пристрою, тобто тригера ТГ, який запускається диференційованими імпульсами ПО [51].

Дозуючий пристрій виробляє заряд  $q$  при надходженні сигналу від формувача імпульсів. Величина цього заряду може залежати від частоти слідування входних імпульсів або бути незалежною, що досягається

застосуванням спеціальних заходів. Блок дозування складається з комутуючого елемента та конденсатора з розділеними колами зарядки і розрядження. Кількість електрики, що протікає через кожне коло перезарядження за повний період перемикання, дорівнює добутку ємності конденсатора на перепад напруги на ньому і на джерелі. Відносна похибка у визначенні середнього значення частоти слідування імпульсів складається з відносної похибки вимірювального приладу, коливань заряду  $q$  та статистичної похибки, що визначається розподілом вхідних імпульсів у часі. Якщо використати прилади класу 0,5, то помітної похибки в результати вимірювань не буде внесено. Стабілізація величини заряду  $q$  можлива з певною практично обмеженою точністю. Однак, навіть при усуненні перших двох складових похибки, результати вимірювання будуть розподілятися біля середнього значення, так як на вхід пристрою надходять сигнали, статистично розподілені в часі. Середня квадратична похибка, що виникає при цьому, визначається залежністю:

$$\sigma_c = \frac{1}{\sqrt{2 \cdot N \cdot \tau}}, \quad (3.44)$$

де  $N$  – частота слідування імпульсів;

$\tau$  - стала часу інтегрування, що дорівнює  $C_i R_i$ ;

$C_i$  – ємність інтегратора;

$R_i$  – активний опір інтегратора.

Як показали теоретичні дослідження при мінімальній швидкості пісків в піщовому жолобі  $V_{\min} \approx 2,0$  м/с частота слідування імпульсів буде порядку  $30 \text{ с}^{-1}$ . Із формули (3.44) витікає, що при  $N = 30 \text{ с}^{-1}$  і середній квадратичній похибці  $\sigma_c = 2\%$ , стала інтегрування складає  $\approx 42$ с. враховуючи, що для транзисторних схем максимальне значення цього параметра дорівнює 50с, варіант схеми, яка розробляється є достатньо складним. Схема потребує використання практично максимальних можливостей, які забезпечує транзисторний варіант. Реалізувати дану вимірювальну схему можливо при використанні найбільш досконалих засобів в блоці дозування.

Особливістю дозуючих пристроїв є залежність заряду від частоти і стабільності параметрів схем. Це приводить до нелінійності характеристики перетворювача і до залежності вихідного струму від опору навантаження. Виключення цих недоліків досягають введенням в схему зворотного зв'язку по напрузі. Розроблено кілька видів зворотних зв'язків. Найкращі результати забезпечують пристрої з імпульсним зворотним зв'язком (ІЗЗ).

### 3.10 Вибір регулюючого органу та виконавчого механізму

В якості регулюючого органу вибираємо заслінку ЕА 96076: діаметр трубопроводу 100 мм; робоче середовище – вода при температурі до 110°C; умовний тиск 0,6 МПа; струм і напруга змінні – 220 В, 380 В[29].

Для регулювання положення заслінки використовуємо виконавчий механізм типу МЕО-1,6/40, що призначений для керування регулюючими органами в безконтактних та контактних системах автоматичного регулювання та дистанційного керування по сигналам командного пристрою. В механізмах серії МЕО вхідний електричний сигнал перетворюється за допомогою асинхронного електродвигуна з малоінерційним ротором та редуктора в обертальний рух постійної швидкості. Положення вихідного вала визначається безконтактними датчиками зворотного зв'язку. Керування виконавчим механізмом в даному випадку здійснюється з допомогою реверсивних контактних пускових пристроїв (магнітних пускачів типу МКР-0-58). Електродвигун приводить у дію редуктор, який є основним вузлом, на якому змонтовані всі складові виконавчого механізму. Для можливості ручного керування у разі потреби передбачено ручний привід. Електромагнітні гальма забезпечують необхідне гальмування системи під час регулювання кінцевої ланки керованого об'єкта. Виконавчий механізм також містить блок датчиків, вузол упорів, важіль, штуцерний ввід, конденсатор і штепсельний роз'єм. Для приводу виконавчих механізмів застосовують двофазні асинхронні електродвигуни типу ДАУ-4. Завдяки невеликому відношенню діаметра ротора до його довжини короткозамкнений ротор має знижений момент

інерції та відзначається хорошими динамічними характеристиками. Реверсування двигуна здійснюється шляхом перемикання обмоток керування. Номінальний момент на вихідному валу становить 1,6 Н·м, номінальний час повного ходу вихідного валу – 40 с, діапазон регулювання – 45...240°, а для встановлення потрібного кута повороту використовуються упори; живлення при частоті 50 Гц – 220 В [30].

Для отримання сигналу  $Q_{me}$  в трубопроводі ставимо стандартну діафрагму ДК 0,6-100-II-а/Г-2, умовний тиск 0,6 МПа. Для визначення витрат води використовується дифманометр ДСС 711 [29], який призначений для використання тільки в якості витратоміра. У дифманометра є лекало, яке пов'язане із вихідною віссю сильфонного блоку. З лекалом пов'язаний важіль, який здійснює з частотою обертання 10 об/хв. коливальні рухи. З дифманометром використовується вторинний прилад типу ВМД-4882 [32]. Прилад напівпровідниковий автоматичний, що показує та сигналізує, з диференціальною трансформаторною індуктивною вимірювальною схемою, має такі параметри: похибка  $\pm 1\%$  від межі вимірювання, довжина шкали 195 мм, час проходження всієї шкали 10 сек., хід осердя 2,5 мм; контакти регулюючого пристрою розраховані на 30000 перемикань та забезпечують розривну потужність 50 ВА при  $U=30$  В постійного струму та 220 В змінного струму, і активні та індуктивні навантаження та струми 1,25 А; споживана потужність не більше 20 ВА, живлення від мережі 220 В частотою 50 Гц. Слід відмітити, що сигнал, який знімається з датчика витрат води є змінним, і для подачі в систему обробки інформації цей сигнал необхідно привести до виду, що сприймається мікропроцесорною системою. Для цього необхідно підсилити, випрямити та згладити цей сигнал, тому в схему необхідно ввести діодний випрямляч та RC фільтр. Масштабування здійснюється включенням масштабуючого опору послідовно з вихідним потенціометром.

## 4 Розрахунки та експериментальні матеріали, що підтверджують працездатність виробу

### 4.1 Аналітичний опис кульового млина, як регульованого об'єкта

Запишемо рівняння балансу матеріальних потоків процесу подрібнення:

$$\frac{dM}{dt} = Q_1 - Q_2 \quad , \quad (4.1)$$

де  $M$  – запас матеріалу в млині;

$Q_1$  - потік вихідного матеріалу;

$Q_2$  - потік матеріалу в злив.

Потік готового продукту  $Q_2$  залежить безпосередньо тільки від запасу  $M$ . Для рівноважних режимів ця залежність є статична характеристика  $Q_2 = Q_2(M)$  і пояснюється наступними міркуваннями. Якщо в агрегаті зовсім немає матеріалу ( $M = 0$ ), то продуктивність по готовому продукту  $Q_2 = 0$ , так як немає чого подрібнювати. Із збільшенням  $M$  величина  $Q_2$  збільшується. Але, якщо в агрегаті дуже багато матеріалу і млин заповнений ним, наприклад, повністю, утворення подрібненого продукту майже припиняється, і тому потік  $Q_2$  наближається до нульового значення. Отже, між цими сигналами по запасу повинен бути стан, при якому агрегат буде мати максимальну продуктивність і характеристика  $Q_2 = Q_2(M)$  буде екстремальною. Відношення  $Q_2 = Q_2(M)$  справедливе для рівноважних режимів, а в перехідних процесах може бути  $Q_2 \neq Q_2(M)$ . Стан рівноваги  $Q_{2cm} = Q_2(M)$  незбуреного руху, а відхилення від нього буде збурюючим рухом. Позначимо відхилення величини  $Q_2$  через  $\Delta Q_2 = Q_2 - Q_2(M)$

$$\frac{d\Delta Q_2}{dt} = -\omega \cdot \Delta Q_2 \quad , \quad (4.2)$$

або

$$\frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{d\Delta Q_2}{dt} \right) + \Delta Q_2 = 0 \quad , \quad (4.3)$$

Число  $\omega$  характеризує швидкість циркуляції та процесів в середині агрегату. По замкненому циклу агрегату циркулює потік  $\Pi$ , загальна кількість цього матеріалу  $M$ . Матеріал періодично проходить зону, де його подрібнюють кулі. Число  $\omega = \Pi/M$  характеризує частоту циркуляції. Число  $T_s = 1/\omega$  є постійна часу рівня збурюючого руху, що характеризує швидкість перехідного процесу. На практиці для агрегатів промислових розмірів постійна часу має порядок 4-6 хвилин [37].

Підсумовуючи рівняння статички та збурюючого руху отримуємо:

$$\frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{d\Delta Q_2}{dt} \right) + \Delta Q_2 + Q_{2cm} = Q_2(M) \quad , \quad (4.4)$$

Так як  $Q_{2cm} + \Delta Q_2 = Q_2$  та  $\frac{d\Delta Q_2}{dt} \approx d \cdot (Q_{2cm} + \Delta Q_2) = \frac{dQ_2}{dt}$ , то

$$\frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{dQ_2}{dt} \right) + Q_2 = Q_2(M) \quad , \quad (4.5)$$

Підставивши в дане рівняння  $Q_2 = Q_1 - \frac{dM}{dt}$  із рівняння балансу, отримаємо:

$$\frac{1}{\omega} \cdot \left[ \frac{d \left( Q_1 - \frac{dM}{dt} \right)}{dt} \right] + Q_1 - \frac{dM}{dt} = Q_2(M) \quad , \quad (4.6)$$

або

$$\frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{d^2 M}{dt^2} \right) + \frac{dM}{dt} + Q_2(M) = Q_1 + \frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{dQ_1}{dt} \right) \quad , \quad (4.7)$$

де  $Q_1$  - потік вихідного матеріалу, т/год;

$Q_2$  - потік матеріалу в злив, т/год;

$\omega$  - частота циркуляції, 1/сек.

Різні статичні режими роботи агрегату характеризуються рівнянням

$$Q_1 = Q_2 = Q_2(M) \quad , \quad (4.8)$$

якому відповідають різні положення точки рівноваги на статичній характеристиці (рис.4.1).

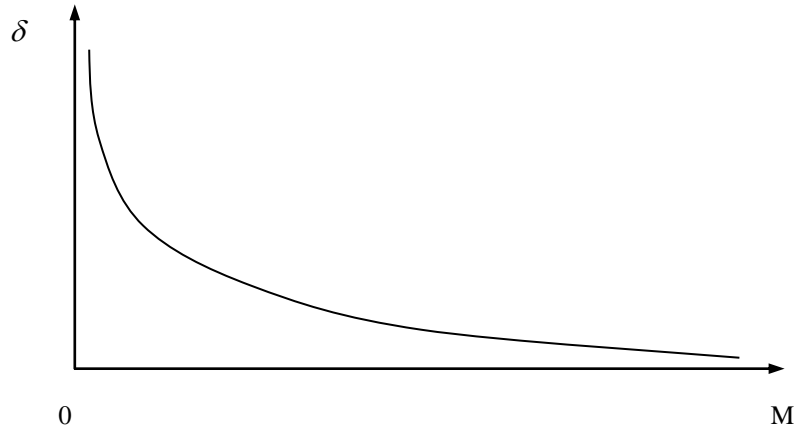


Рис.4.1 Статична характеристика подрібнювального агрегату.

Для аналізу стійкості в кожній окремій точці потрібно скласти рівняння вільного руху. Для довільної точки рівноваги з координатами  $M = M_0$ ;  $Q_1 = Q_2 = Q_0$  можна записати:

$$\frac{1}{\omega} \cdot \frac{(d^2 M_0 + m)}{dt^2} + \left( \frac{dM + m}{dt} + Q_0 + Q'_2(M_0) \right) \cdot m = Q_0 + \frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{dQ_0}{dt} \right) , \quad (4.9)$$

де  $m = M - M_0$  - відхилення  $M$  від рівноважного значення;

$Q'_2(M_0) = \operatorname{tg} \alpha$  - кутовий коефіцієнт нахилу дотичної в точці рівноваги.

Тоді при невеликих відхиленнях

$$Q_2(M) = Q_0 + \operatorname{tg}(\alpha \cdot m) , \quad (4.10)$$

Враховуючи, що  $Q_0$  та  $M_0$  сталі, отримуємо рівняння вільного руху:

$$\frac{1}{\omega} \cdot \left( \frac{d^2 m}{dt^2} \right) + \frac{dm}{dt} + Q'_2(M_0) \cdot m = 0 , \quad (4.11)$$

Число  $\omega$ , рівне відношенню циркулюючого потоку до запасу, при зміні рівноваги, завжди залишається додатнім. Навпаки, коефіцієнт  $Q'_2(M_0)$  перед  $m$  змінює знак з додатного на від'ємний при переході точки рівноваги через вершину характеристики.

Тому по виду характеристичного рівняння:

$$\left( \frac{1}{\omega^2} \right) \cdot \lambda^2 + \lambda + Q'_2(M_0) = 0 , \quad (4.12)$$

можна визначити, що для всіх режимів роботи агрегату виконано необхідну умову стійкості. На рис.4.2 приведений графік перехідного процесу кульового млина.

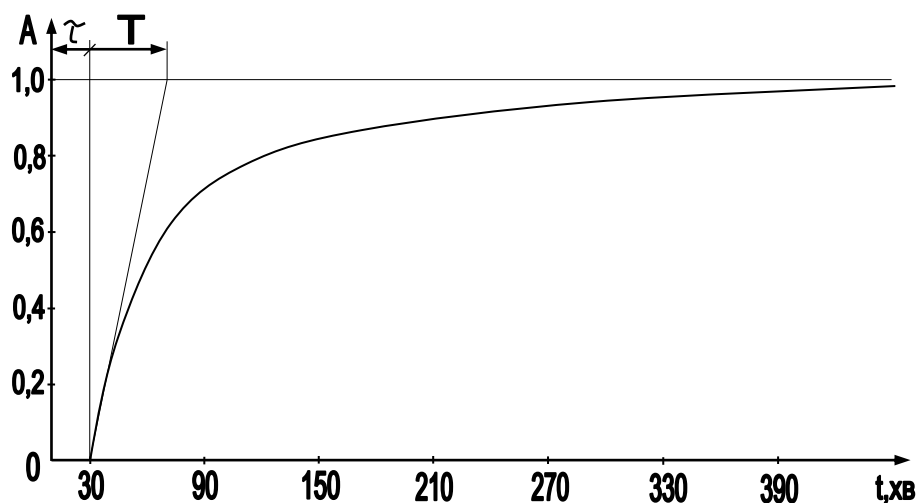


Рис. 4.2. Крива перехідного процесу кульового млина (збурення - витрати руди, реакція – амплітуда шуму млина)[38].

#### 4.2 Розрахунок похибки аналого-цифрового перетворювача

В даній магістерській роботі складовою частиною принципової схеми є аналого-цифровий перетворювач, який необхідний для перетворення аналогових сигналів, що надходять на вхід системи в цифровий сигнал. Але при цьому виникають проблеми, пов'язані із точністю такого перетворення, тому, що, як відомо, при перетворенні сигналів виникають різного роду похибки, які можуть суттєво впливати на якість регулювання процесу, і, навіть можуть звести на нівець всі, пов'язані з даним питанням розрахунки. В такому разі виникає необхідність детального розгляду всіх складових результуючої похибки, яка виникає при цифро-аналоговому та аналого-цифровому перетворенні. В даному розділі розглядається розрахунок результуючої похибки АЦП та ЦАП.

Найчастіше в електронних схемах використовуються АЦП, які відносяться до класу перетворювачів безпосереднього зчитування. Особливість побудови вказаних перетворювачів заключається в реалізації безпосереднього кодування цифр всіх розрядів вихідного коду на основі виборки із набору всіх

можливих числових еквівалентів цифрового коду, що відповідає діючому в даний момент аналоговому сигналу [39].

Інструментальні похибки перетворювача можна розділити на систематичні та випадкові. Окрім інструментальних похибок перетворювач має похибку дискретності перетворення. Визначимо випадкові відносні частинні похибки пристрою. В даному випадку маємо справу з наступними похибками: похибкою в завданні зміщення на пороговий елемент  $\delta_{cm}$ , похибкою в завданні еталонного струму  $\delta_{et}$ , похибкою імпульса опотування  $\delta_{i.o}$ , похибкою за рахунок зміни петлі гістерезиса  $\delta_{п.г}$  та похибкою за рахунок опорного керуючого пристрою  $\delta_{o.y}$ . Кожна з вказаних похибок визначається як відношення абсолютної величини похибки до максимального значення задаваної величини. Звідси випливає, що

$\delta_{cm} = \frac{\Delta I_{cm}}{I_{cm \max}}$ . Виходячи з принципу дії перетворювача максимальне значення струму зміщення має місце для найстаршого порогового елемента в групі і визначається як  $\frac{I_m}{N1}$ , де  $I_m = 40$  мкА – максимальний струм перетворення;  $N1$  – число квантів еталонного струму, що містяться в максимальній величині струму перетворення. Очевидно, що  $N1 = N + 1$ , де  $N = 31$  – число порогових елементів в даній групі. З врахуванням того, що  $\Delta I_{cm} = 7 \times 10^{-9}$  А, маємо:

$$\delta_{cm} = \frac{\Delta I_{cm} (N + 1)}{I_m}, \quad (4.13)$$

$$\delta_{cm} = \frac{7 \cdot 10^{-9} \cdot 32}{40 \cdot 10^{-6}} = 0.0056.$$

При цьому зведена до максимального струму перетворення відносна похибка

$$\delta'_{cm} = \frac{\delta_{cm}}{(N + 1)}, \quad (4.14)$$

$$\delta'_{cm} = \frac{0.0056}{32} = 0.000175.$$

Похибка за рахунок завдання еталонного струму визначається так:

$$\delta_{em} = \frac{\Delta I_{em}}{I_{em}}, \quad (4.15)$$

У відповідності з принципом дії перетворювача величина еталонного струму визначається максимальним струмом перетворення групи із співвідношення  $\frac{I_m}{N1} = \frac{I_m}{N+1}$ . Звідки при  $\Delta I_{\text{ст}} = 7 \times 10^{-9} \text{A}$ , маємо:

$$\delta_{em} = \frac{\Delta I_{em} \cdot (N+1)}{I_m}, \quad (4.16)$$

$$\delta_{em} = \frac{7 \cdot 10^{-9} \cdot 32}{40 \cdot 10^{-6}} = 0.0056,$$

а зведена похибка

$$\delta'_{em} = \frac{\delta_{em}}{N+1}, \quad (4.17)$$

$$\delta'_{em} = \frac{0.0056}{32} = 0.000175.$$

Похибка за рахунок імпульса опитування

$$\delta_{i.o} = \frac{\Delta I_{i.o}}{I_{i.o}}, \quad (4.18)$$

величина імпульса опитування  $I_{i.o}$  визначається сумою мінімального кванта і ширини динамічної петлі гістерезиса. При цьому величина мінімального кванта дорівнює:

$$\Delta I_{\text{кв}} = \frac{I_m}{m \cdot N1} = \frac{I_m}{m \cdot (N+1)}, \quad (4.19)$$

$$\Delta I_{\text{кв}} = \frac{40 \cdot 10^{-6}}{32 \cdot (31+1)} = 0.039 \cdot 10^{-6} \text{A},$$

де:  $m = 32$  – число порогових елементів у молодшій групі.

Струм, що відповідає петлі гістерезиса  $I_{\text{п.г}}$  можна визначити із співвідношення  $\frac{I_{n.z}}{I_m} = k$ , звідки  $I_{n.z} = I_m \cdot k$ ,  $k = 0.01$ .

Тоді:  $I_{\text{п.г}} = 40 \times 10^{-6} \times 0,01 = 40 \times 10^{-8} \text{A}$ , а  $\Delta I_{i.o} = 3 \times 10^{-9} \text{A}$ .

При цьому:

$$\delta_{i.o} = \frac{\Delta I_{i.o}}{\frac{I_m}{m \cdot (N+1)} + I_m \cdot k}, \quad (4.20)$$

$$\delta_{i.o} = \frac{3 \cdot 10^{-9}}{\frac{40 \cdot 10^{-6}}{32 \cdot (31+1)} + 40 \cdot 10^{-6} \cdot 0.01} = 0.0068 .$$

Зведена похибка

$$\delta'_{i.o} = \delta_{i.o} \left( \frac{1}{m \cdot (N+1)} + k \right) , \quad (4.21)$$

$$\delta'_{i.o} = 0.0068 \left( \frac{1}{1024} + 0.01 \right) = 0.000075 .$$

Помилка за рахунок петлі гістерезиса при  $\Delta I_{п.г} = 1,3 \times 10^{-9} \text{ А}$  дорівнює:

$$\delta_{n.z} = \frac{\Delta I_{n.z}}{I_{n.z}} = \frac{\Delta I_{n.z}}{I_m \cdot k} , \quad (4.22)$$

$$\delta_{n.z} = \frac{1.3 \cdot 10^{-9}}{40 \cdot 10^{-6} \cdot 0.01} = 0.00325 .$$

А зведена похибка визначається за формулою

$$\delta'_{n.z} = \delta_{n.z} \cdot k , \quad (4.23)$$

$$\delta'_{n.z} = 0.00325 \cdot 0.01 = 0.0000325 .$$

Похибка за рахунок опорного керуючого пристрою визначається наступним відношенням:

$$\delta_{o.y} = \frac{\Delta I_{o.y}}{I_m} \cdot (N+1) , \quad (4.25)$$

При  $\Delta I_{o.y} = 6,25 \times 10^{-9} \text{ А}$ , маємо:

$$\delta_{o.y} = \frac{6.25 \cdot 10^{-9}}{40 \cdot 10^{-6}} \cdot 32 = 0.005 .$$

Зведена похибка

$$\delta'_{o.y} = \frac{\delta_{o.y}}{N+1} , \quad (4.26)$$

$$\delta'_{o.y} = \frac{0.005}{31+1} = 0.000156 .$$

Враховуючи, що в даному випадку ми маємо справу із випадковими незалежними похибками, що підкоряються нормальному закону розподілу, визначаємо максимальну результуючу похибку за формулою

$$\delta_{рез} = \sqrt{(\delta'_{cm})^2 + N \cdot (\delta'_{em})^2 + (\delta'_{i.o})^2 + (\delta'_{n.z})^2 + (\delta'_{o.y})^2} , \quad (4.27)$$

Підставивши значення похибок, отримаємо:

$$\delta_{рез} = \sqrt{0,000175^2 + 31 \cdot 0,000175^2 + 0,000075^2 + 0,0000325^2 + 0,000156^2} \approx 0,001.$$

В загальному випадку точність перетворення обернено пропорційна добутку  $m(N + 1) = 2^n$ . Точність перетворення збільшується зі збільшенням кількості груп порогових елементів  $N$ . Вказану точність перетворення цілком реалізує аналого-цифровий перетворювач, виконаний на мікросхемі серії К1113ПВ1А. Це функціонально закінчений АЦП на 10 двійкових розрядів, який має вихідні буферні каскади з трьома станами, що спрощує спрження з шинами даних.

#### 4.3 Розрахунок похибки цифро-аналогового перетворювача

В даній магістерській роботі відсутній ЦАП, так як виконавчий механізм реагує на зміну знаку при розрахунку відхилення значення коефіцієнта  $K_{p-v}$  від заданного значення. Але можливо розробити схему, в якій виконавчий механізм буде відпрацьовувати дійсне значення відхилення коефіцієнта  $K_{p-v}$ , в якій повинен використовуватись цифроаналоговий перетворювач. Схемне рішення такого виконавчого механізму представлена на рис. В даному випадку необхідно провести розрахунок результуючої похибки ЦАП. В електронних схемах, зазвичай застосовуються перетворювачі, що відносяться до класу перетворювачів із сумуванням аналогових величин з врахуванням ваги розрядів коду. Особливість побудови таких пристроїв заключається в реалізації підсумовування вагових значень величин, яким поставлена у відповідність одиниця в перетворюємому коді [39].

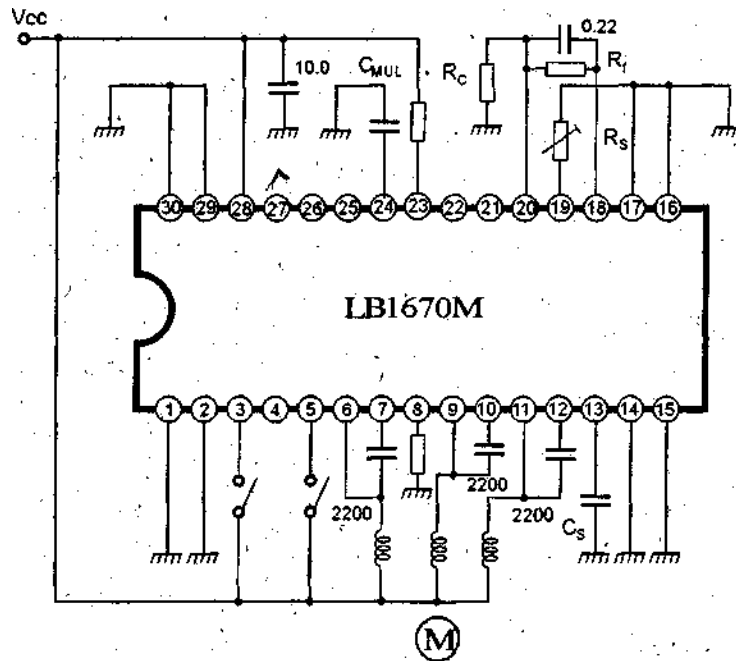


Рис.4.3 Схема керування реверсивним електродвигуном [41]

Інструментальні похибки перетворювача можна розділити на систематичні та випадкові. Окрім інструментальних похибок перетворювач має похибку дискретності перетворення. Визначимо випадкові відносні похибки перетворювача. В даному випадку маємо справу з наступними похибками: похибкою в завданні струму на вхід подільовачів струму  $\delta_{н.т}$ ; похибкою за рахунок неточного ділення струму  $\delta_{д.т}$ ; похибкою за рахунок неточної передачі базового струму на вхід операційного підсилювача  $\delta_{н.п}$ ; похибкою за рахунок неточного завдання струму в колі джерела напруги зміщення  $\delta_{см}$ ; похибкою за рахунок неточної компенсації струму зміщення на вході операційного підсилювача  $\delta_{к.т}$ . Кожна з вказаних похибок визначається як відношення прирощення струму, що викликаний похибкою, до максимального значення величини  $I_{н.макс} = 50$  мкА, що задається із генератора струму ГТ [39]. Звідси випливає, що

$$\delta_{н.т} = \frac{\Delta I_{н.т}}{I_{н.макс}}, \quad (4.28)$$

Враховуючи, що  $\Delta I_{н.т} = 0,25$  мкА, отримаємо:

$$\delta_{н.м} = \frac{0,25 \cdot 10^{-6}}{50 \cdot 10^{-6}} = 0,005 .$$

Помилка за рахунок неточного ділення струму  $\delta_{\partial.м}$  для першого дільника, з врахуванням того, що  $\Delta I_{д.т.1} = 0,15 \times 10^{-6} \text{ А}$ , визначається таким чином:

$$\delta_{\partial.м.1} = \frac{\Delta I_{\partial.м.1}}{\frac{I_{н.макс}}{2}} , \quad (4.29)$$

$$\delta_{\partial.м.1} = \frac{0,15 \cdot 10^{-6}}{\frac{50 \cdot 10^{-6}}{2}} = 0,006 .$$

А зведена похибка (віднесена до максимального значення незмінного струму)

$$\delta'_{\partial.м.1} = \frac{\delta_{\partial.м}}{2} , \quad (4.30)$$

В загальному випадку для  $n$ -го дільника помилка за рахунок неточного ділення струму визначається за формулою

$$\delta_{\partial.м} = \frac{\Delta I_{\partial.мn}}{\frac{I_{н.макс}}{2^n}} , \quad (4.31)$$

$$\delta'_{\partial.н.n} = \frac{\delta_{\partial.м}}{2^n} , \quad (4.32)$$

Сумарна похибка визначається як сума квадратів із корня квадратного при умові, що складові похибки несуть випадковий характер. В даному випадку ми маємо справу зі зпадаючою геометричною прогресією у підкорінному виразі:

$$\delta'_{\partial.м} = \sqrt{\delta_{\partial.м}^2 \left( \frac{1}{4} + \frac{1}{16} + \frac{1}{64} + \dots + \frac{1}{2^{2n}} \right)} \approx \sqrt{\frac{1}{3}} \cdot \delta_{\partial.м} , \quad (4.33)$$

$$\delta'_{\partial.м} \approx \sqrt{\frac{1}{3}} \cdot 0,006 = 0,00346 .$$

Далі визначаємо похибку за рахунок передачі базового струму. Для цього визначається максимально можливий сумарний базовий струм в колі зміщення, а також струм зміщення. В загальному випадку базовий струм з  $n$ -го дільника визначається за формулою

$$I_{\partial n} = \frac{I_{н.макс}}{2^{n-1}} \left( \frac{B}{B+1} \right)^{n-1} \cdot \left( 1 - \frac{B}{B+1} \right) , \quad (4.34)$$

Можна помітити, що максимально можливе значення сумарного базового струму в колі зміщення буде мати місце при значенні одиниця у всіх розрядах коду, що перетворюється. При цьому всі базові струми з усіх дільників сумуються:

$$I_{\delta_{\max}} = \sum_{i=1}^n I_{\delta_i} = \sum_{i=1}^n \frac{I_{\text{нмакс}}}{2^{i-1}} \cdot \left(\frac{B}{B+1}\right)^{n-1} \cdot \left(1 - \frac{B}{B+1}\right),$$

В даному випадку ми маємо справу із спадаючою геометричною прогресією, сума якої визначається по відомій формулі

$$I_{\delta_{\max}} = \frac{I_{\text{нмакс}} \cdot \left(1 - \frac{B}{B+1}\right) \cdot \left[1 - \left(\frac{1}{2} \cdot \frac{B}{B+1}\right)^n\right]}{1 - \frac{1}{2} \cdot \frac{B}{B+1}},$$

і після перетворень отримаємо:

$$I_{\delta_{\max}} = \frac{2 \cdot I_{\text{нмакс}}}{B+2} - \frac{2 \cdot I_{\text{нмакс}}}{(B+2) \cdot 2^n (B+1)^n},$$

Звичайно, при  $n > 5$  другий член значно менший від першого, і ним з ціллю спрощення можна знехтувати. В такому випадку маємо:

$$I_{\delta_{\max}} \approx \frac{2 \cdot I_{\text{нмакс}}}{(B+2)}, \quad (4.35)$$

$$I_{\delta_{\max}} \approx \frac{2 \cdot 50 \cdot 10^{-6}}{(70+2)} = 1,389 \cdot 10^{-6} \text{ А.}$$

Крім сумарного базового струму, в колі зміщення протікає струм зміщення

$$I_{\text{см}} = K \cdot I_{\text{нмакс}}, \quad (4.36)$$

$$I_{\text{см}} = 0,5 \cdot 50 \cdot 10^{-6} = 25 \cdot 10^{-6} \text{ А.}$$

Сумарний струм в колі зміщення

$$I_{\Sigma \text{см}} = I_{\delta_{\max}} + I_{\text{см}} = I_{\text{нмакс}} \cdot \left(K + \frac{2}{B+2}\right), \quad (4.37)$$

$$I_{\Sigma \text{см}} = 1,389 \cdot 10^{-6} + 25 \cdot 10^{-6} = 26,389 \cdot 10^{-6} \text{ А.}$$

Помилка в передачі даного струму на вхід операційного підсилювача через повторювач струму визначається за формулою

$$\delta_{n.m} = \frac{\Delta I_{n.m}}{I_{\Sigma см}} = \frac{\Delta I_{n.m}}{I_{н.м аКс} \cdot \left( K + \frac{2}{B+2} \right)}, \quad (4.38)$$

Враховуючи, що  $\Delta I_{n.m} = 0,1 \cdot 10^{-6}$  А, отримаємо:

$$\delta_{n.m} = \frac{0,1 \cdot 10^{-6}}{26,389 \cdot 10^{-6}} = 0,0038,$$

а зведена похибка

$$\delta'_{n.m} = \delta_{n.m} \cdot \left( K + \frac{2}{B+2} \right), \quad (4.39)$$

$$\delta'_{n.m} = 0,0038 \cdot \left( 0,5 + \frac{2}{70+2} \right) = 0,002.$$

Помилка за рахунок генератора струму в колі зміщення

$$\delta_{см} = \frac{\Delta I_{см}}{I_{см}} = \frac{\Delta I_{см}}{K \cdot I_{н.м аКс}}, \quad (4.40)$$

Враховуючи, що  $\Delta I_{см} = 0,14 \cdot 10^{-6}$  А, отримаємо:

$$\delta_{см} = \frac{0,14 \cdot 10^{-6}}{0,5 \cdot 50 \cdot 10^{-6}} = 0,0056,$$

а зведена похибка

$$\delta'_{см} = \delta_{см} \cdot K, \quad (4.41)$$

$$\delta'_{см} = 0,0056 \cdot 0,5 = 0,0028.$$

Помилка за рахунок компенсуючого генератора визначається за формулою

$$\delta_{к.з} = \frac{\Delta I_{к.з}}{I_{к.з}} = \frac{\Delta I_{к.з}}{\frac{K \cdot I_{н.м аКс}}{2}}, \quad (4.42)$$

З врахуванням того, що  $\Delta I_{к.з} = 0,055 \cdot 10^{-6}$  А, отримаємо:

$$\delta_{к.з} = \frac{0,055 \cdot 10^{-6}}{\frac{0,5 \cdot 50 \cdot 10^{-6}}{2}} = 0,0044,$$

а зведена похибка при цьому

$$\delta'_{к.з} = \frac{\delta_{к.з} \cdot K}{2}, \quad (4.43)$$

$$\delta'_{к.з} = \frac{0,0044 \cdot 0,5}{2} = 0,0011.$$

Враховуючи, що в даному випадку ми маємо справу із випадковими незалежними похибками, що підкоряються нормальному закону розподілу, визначаємо максимальну результуючу похибку за формулою

$$\delta_{рез} = \sqrt{(\delta'_{н.м})^2 + (\delta'_{д.м})^2 + (\delta'_{п.м})^2 + (\delta'_{см})^2 + (\delta'_{к.з})^2} , \quad (4.44)$$

$$\delta_{рез} = \sqrt{0,005^2 + 0,00346^2 + 0,002^2 + 0,0028^2 + 0,0011^2} \approx 0,007 .$$

Подальше підвищення тощності можливе за рахунок внесення змін в структуру мікросхем перетворювачів при їх проектуванні. Така зміна вимагає додаткових витрат на проектування та виготовлення вказаних пристроїв. Дану точність реалізує 12-ти розрядний ЦАП на базі мікросхеми серії К594ПА1.

## **5 Опис організації робіт, що пов'язані із застосуванням системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії**

### **5.1 Монтаж системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії**

Розміщення вузлів у шафі КК 42.02 представлено у графічному матеріалі. Монтаж мікропроцесорного блока, блока вторинного приладу вимірювання циркулюючого навантаження, вторинного приладу вимірювання кількості води та інших вузлів здійснюється з врахуванням зручності обслуговування при налагоджуванні і ремонті системи, а також з врахуванням можливості розміщення в шафі додаткових блоків при розширенні функціональних можливостей даної системи, зокрема блоків вимірювання температури двигуна приводу млина, блоків визначення величини кульового навантаження, завантаження млина рудою та інших.

При нормальних експлуатаційних умовах прилади в шафі можуть працювати безперервно довгий час. Але в цеху шафа встановлюється безосередньо поблизу млина і для запобігання різного рода вібрацій, які можуть привести до порушення електричних контактів та зміни налагодження елементів і вузлів системи, її необхідно встановлювати на амортизаторах. Вологе повітря, пил та бруд понижують опір ізоляції, порушуючи нормальний режим роботи приладів. Наявність в повітрі агресивних газів викликає окислення контактуючих поверхонь реохордів задавачів та контактів реле. Важливою завадою в роботі приладів є наявність сильних магнітних полів в місцях встановлення датчиків та вторинних пристроїв, а також в місцях прокладки з'єднувальних ліній від датчика до вторинного приладу.

Якщо в приміщенні повітря підвищеної вологості і вміщує багато пилу, то потрібно добре підігнати ущільнюючі прокладки та заглушити непотрібні отвори

в корпусі шафи. При великій вологості повітря в середині корпусу шафи розташовують посуд з хімічним осушувачем, який потрібно періодично герметично обробляти для збереження його якостей.

Потрібно також приділити увагу заземленню приладів, так як при поганій якості заземлення можуть з'явитися додаткові помилки в показах вторинних приладів. Не рекомендується використовувати в якості заземлення водопровідну та опалювальну системами. Розрахунок захистного заземлення приведений в розділі охорони праці.

Загальна лінія, від якої живляться силові електричні пристрої, знаходиться під впливом значних коливань напруги внаслідок змін навантаження. Поряд з цим в такій лінії мають місце перешкоди, викликані струмами високої частоти, що виникають при появі дугових розрядів в силових агрегатах. Тому напругу живлення до пристроїв бажано подавати від спеціальних КВП-ліній. Підключення приладів до мережі в ряді випадків проводиться через розподільчі трансформатори. Один кінець вторинної обмотки розподільчого трансформатора повинен бути заземлений, з метою усунення наводок промислової частоти на вихідні ланцюги електронного приладу. Ця обставина особливо важлива для приладів з високоомним входом і для приладів, вимірювальні схеми яких живляться від мережних стабілізованих джерел. Розподільчий трансформатор повинен мати достатній запас потужності. Перевантаження трансформатора викликає зменшення напруги вторинної обмотки, а також спотворення форми кривої струму. Підключення розподільчого трансформатора до мережі повинно виконуватись через двополюсний рубильник і плавкі запобіжники. Не допускається включення приладів в мережу через автотрансформатор, бо він не захищає від перешкод, а у випадку застосування понижуючого автотрансформатора обривання його обмотки призводить до подачі повної напруги мережі на прилад.

Підведення напруги до шафи виконується дротом з прорезиненою водонепроникненою ізоляцією. Діаметр дротів повинен бути не менше  $1 \text{ мм}^2$ . З метою запобігання механічного пошкодження дротів рекомендується прокладати

їх в гнучких металевих шлангах або трубах, які повинні бути надійно заземлені. Вводи дротів до шафи герметизуються за допомогою спеціальних ущільнюючих втулок. Потрібно уникати нарощування дротів, а в разі нарощування, місця стиків необхідно обов'язково пропаяти. Після завершення прокладування дротів необхідно провести перевірку опору ізоляції по відношенню до землі, він повинен бути не менше 10 МОм. Вимоги, що ставляться до дротів, які з'єднують датчики із вторинним приладом, залежать від типу датчиків та приладу. Загальною вимогою до більшості приладів є прокладення дротів від датчика до приладу в сталевих захистних трубах, обов'язково окремо від дротів мережі.

## 5.2 Налагоджування системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії

Перевірку неушкодженості блоків необхідно проводити перед монтажем, під час профілактичного ремонту та при виявленні пошкоджень під час роботи приладу. Перевірці підлягають: основна похибка показань вторинного приладу, основна похибка запису, варіація та поріг чутливості приладу, робота механізму установки робочого струму, сигналізація “обривання в ланцюзі приладу”, час проходження стрілкою всієї шкали, рівень перешкод на вході електронного підсилювача, ступінь нагріву деталей при тривалій роботі приладу. Перевірка приладів повинна приводитись при таких умовах: температура навколишнього повітря  $20 \pm 5^\circ\text{C}$ , напруга живлення не повинна відрізнятись від номінальної більш ніж на  $\pm 3\%$ , частота струму живлення  $50 \pm 0,5$  Гц, при відсутності сторонніх магнітних полів.

## 5.3 Експлуатація системи керування подрібненням вихідної руди у кульовому млині першої стадії

При умовах правильної експлуатації автоматичні електронні прилади можуть працювати надійно та безперервно дуже довгий час. Під час експлуатації приладів

необхідно стежити за тим, щоб умови, які вважають нормальними для роботи приладу збереглися під час всього строку служби. Не допускати коливання живлюючої напруги мережі вище допустимих границь.

При підвищенні температури понад 40°C, необхідно збільшити вентиляцію приміщення. При холоді необхідно слідкувати за опаленням приміщення. В приміщеннях, запилених та із збільшеною вологістю, необхідно слідкувати за станом ущільнювачів, у випадку застосування хімічних сушників необхідно контролювати їх активність.

Частини вузлів, які труться, потрібно систематично змащувати. Строки та способи змащування вказані в заводських інструкціях. Для запобігання збурюючої дії агресивних середовищ намотку реохорда потрібно змащувати змазкою не рідше 1 разу в 2-3 місяці. Контактуючі поверхні реохорда потрібно прочищати волосяною щіткою з бензином. При експлуатації вторинних вимірювальних приладів необхідно слідкувати за їх чутливістю по коливаннях стрілки приладів при підході до встановленого показання. В процесі експлуатації необхідно систематично проводити огляд та планово-попереджувальний ремонт приладів. При огляді блоки знімаються із шафи та відправляються в майстерню, де звільняються від пилу та бруду за допомогою ганчірки та продувкою повітрям. Проводиться огляд всієї електропроводки, перевіряється надійність затисквачів. Контактуючі поверхні реохордів, реостатів установки робочого струму, контакти реле прочищають щіткою. При очищенні реохорда потрібно звертати увагу на геометричну форму контактного ролика. Новий контактний ролик має форму бочки. В результаті тривалої неперервної роботи приладу відбувається зношення контактного ролика, і він із часом набуває циліндричної форми. Такий контактний ролик потрібно замінити новим із числа запасних, які додаються до вторинного приладу. Після видалення всіх наявних неполадок та перевірки блоків на правильність роботи встановлюють їх в шафу.

## ВИСНОВОК

Метою даної магістерської роботи було підвищення ефективності роботи кульового млина за рахунок точного підтримання співвідношення “Р : В” в млині з врахуванням як вихідної руди, так і піскового навантаження.

Виходячи з аналізу регульованого об’єкта здійснюється три незалежні системи автоматичного регулювання: система завантаження млина кулями, звукометрична система завантаження млина рудою та система регулювання співвідношення твердого і рідкого.

Здійснено аналіз існуючих систем автоматичного регулювання твердого і рідкого, в процесі якого встановлено, що даний параметр підтримується дуже наближено без врахування кількості пісків класифікатора, які змінюються. Причиною цього є відсутність надійних і точних датчиків циркулюючого навантаження (пісків класифікатора).

Так як на сьогодні відсутні надійні інформаційні засоби щодо вимірювання пісків класифікатора, проводились наукові дослідження замкненого циклу подрібнення (кульового млина та механічного спірального класифікатора). В процесі досліджень встановлено, що вологість пісків класифікатора є незмінною величиною. Це дозволило здійснити новий прогресивний підхід до автоматичного визначення циркулюючого навантаження та автоматичного регулювання співвідношення “Т : Р”.

Задача вимірювання циркулюючого навантаження класифікатора зведена до вимірювання об’ємних витрат пісків в його пісковому жолобі. Розроблено магнітоіндукційний датчик об’ємних витрат пісків з покращеними характеристиками.

Для автоматичного регулювання співвідношення “Т : Р” розроблена мікропроцесорна система, яка забезпечує достатньо точне підтримання коефіцієнта співвідношення “руда-вода” в млині. Вона включає магнітоіндукційний датчик об’ємних витрат пульпи, витратомір води, що подається в млин, неперервні автоматичні конвеєрні ваги вихідної руди,

задавачі параметрів  $A$ ,  $K_{p-v}$ ,  $Q_{v1}$ , виконавчий механізм та мікропроцесорний керуючий засіб.

Зроблені розрахунки та аналіз впливу аналогоцифрового та цифро-аналогового перетворювачів на точність роботи даної системи.

По розділу охорони праці було розраховано заземлення двигуна, а саме була розрахована довжина горизонтального заземлювача та кількість вертикальних заземлювачів, також обумовлені експлуатаційні вимоги, які задовольняють законодавчу базу України з питань охорони праці.

## Список літератури

1. Петрушов С.М. Сировинна база та підготовка матеріалів до металургійної переробки Навчальний посібник для вузів. – Алчевськ: ДГМІ, 2003. – 213 с.
2. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 1. Підготовчі процеси Навчальний посібник. — Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. — 199 с.
3. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Основи техніки та технології збагачення корисних копалин Навчальний посібник. — Київ: Криворізький національний університет Ліра-К, 2020. — 634 с.
4. Кравець В.Г., Білецький В.С., Смирнов В.О. Техніка і технологія збагачення корисних копалин Навчальний посібник. — Київ: Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського» (КПІ ім. Ігоря Сікорського), 2019. — 286 с.
5. Смирнов В.О., Білецький В.С. Флотаційні методи збагачення корисних копалин Донецьк: Східний видавничий дім, 2010. – 492 с.
6. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 3. Заклучні процеси Навчальний посібник. — Кривий Ріг, 2019. — 229 с.
7. Білецький В.С., Смирнов В.О. Моделювання процесів збагачення корисних копалин Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. — 304 с.
8. Утеуш З.В. и Утеуш Э.В. Авторське свідоцтво №146615, 4/х, 1960–22с.
9. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина 2. Основні процеси Навчальний посібник. — Кривий Ріг : ФОП Чернявський Д. О., 2019. — 211 с.
10. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин Донецьк, 2005. – 300 с.

11. Кравець В.Г., Білецький В.С., Смирнов В.О., Сергєєв П.В. Моделювання процесів збагачення корисних копалин Навчальний посібник. – Київ: Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського» (КПІ ім. Ігоря Сікорського), 2020. – 437 с.
12. Папушин Ю.Л., Смирнов В.О., Білецький В.С. Дослідження корисних копалин на збагачуваність Донецьк, 2006. – 344 с.
13. Кондратець В.О. Автоматика та автоматизація виробництва сільськогосподарських машин. ч.1. - Київ: “Вища школа”, 1993. – 320 с.
14. Пілов П.І., Анісімов М.Т., Анісімов В.М. Методи математичної статистики та теорії ймовірностей в збагаченні корисних копалин Навчальний посібник. — Дніпропетровськ: НГУ, 2012. — 126 с.
15. Білецький В.С., Смирнов В.О. Переробка і якість корисних копалин Курс лекцій. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. -324 с.
16. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик Навчальний посібник. -Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. - 269 с.
17. Папушин Ю.Л., Білецький В.С. Основи автоматизації гірничого виробництва Донецьк: Східний видавничий дім, 2007. – 168 с.
18. Смирнов В.О., Білецький В.С. Фізичні та хімічні основи виробництва Навчальний посібник. - Донецьк: ДонНТУ, 2005. – 148 с.
19. Бизов В.Ф. Основи технології гірничого виробництва. Том IV Виробничі процеси Підручник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком «Гірництво» Кривий Ріг: Мінерал. 2000. - 247 с.
20. Рузіна М.В., Яцина Д.В., Жильцова І.В. Рудна мікроскопія з основами технологічної мінераграфії Навчальний посібник. — Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2012. — 229 с.
21. Самилін В.М. Спеціальні та комбіновані методи збагачення Донецьк, 2007. – 86 с.
22. Червоний І.Ф. (ред.) Сировинні матеріали та їх підготовка до металургійних процесів Запоріжжя: ЗДІА, 2013. — 408 с.

23. Червоній І.Ф. (ред) Технологічне проектування у кольоровій металургії Запоріжжя: ЗДІА, 2012. — 370 с.
24. Проць Я.І., Савків В.Б., та ін. Автоматизація виробничих процесів Навчальний посібник для технічних спеціальностей вищих навчальних закладів. — Тернопіль: ТНТУ ім. І.Пулую, 2011. — 344 с.
25. Бабіченко А.К. Промислові засоби автоматизації. Частина 1. Вимірювальні пристрої Видавництво: Харків: ХІІ, 2001. - 470 с.
26. Дудюк Д.Л., Максимів В.М., Оріховський Р.Я. Електричні вимірювання. Часть 2 Навчальний посібник. — Львів: Афіша, 2003. — 273 с.
27. Ладанюк А.П., Власенко Л.О., Кищенко В.Д. Методологія наукових досліджень Київ: Ліра-К, 2018. — 352 с.
28. Саєнко С.Ю., Нечипоренко І.В. Основи САПР X.: ХДУХТ, 2017. - 119 с.
29. Кондратець В.О. Автоматика та автоматизація виробництва сільськогосподарських машин. ч.2. - Київ: “Вища школа”, 1993. — 240 с.
30. Справочник по наладке автоматических устройств контроля и регулирования. - Киев: “Наукова думка”, 1981. — 940 с.
31. Рожков П.П., Рожкова С.Е. Надійність електромагнітних та електромеханічних систем Харків: ХНУМГ ім. О. М. Бекетова, 2020. — 91 с.
32. Дудюк Д.Л., Максимів В.М., Оріховський Р.Я. Електричні вимірювання Навчальний посібник. — Львів: Афіша, 2003. — 273 с.
33. Гуржій А.М., Поворознюк Н.І. Електричні і радіотехнічні вимірювання Посібник для пед. працівників та учнів проф.-техн. навч. закл. — Київ: Навчальна книга, 2002. — 287 с.
34. Блецкан Д.І., Горват А.А., Кабацій В.М. Електричні вимірювання Підручник для студентів вищих навчальних закладів. — За редакцією професора Д. І. Блецкана. — Ужгород: ВАТ Видавництво Закарпаття, 2008. — 400 с.
35. Соколов С.В., Соколов О.С., Антоненко С.С. Контроль і вимірювання в технологічних та енергетичних системах Суми: Сумський державний університет, 2020. — 242 с.

36. Жидецкий В.Ц. та ін. Практикум з охорони праці. Навчальний посібник. (За ред. канд. тех. наук, доцента В.Ц. Жидецького) – Львів, Афіша, 2000. – 352 с.
37. Кованько В.В., Древецький В.В., Христюк А.О. Загальнотехнічні вимірювання і прилади Навчальний посібник. – Рівне : НУВГП, 2013. – 189 с.
38. Холмов О.С., Долганов М.А. Электрические измерения неэлектрических величин. - Киев: “Техника”, 1981. – 185 с.
39. Древецький В.В., Стець С.В. Спеціальні вимірювання і прилади Навчальний посібник. — Рівне : НУВГП, 2012. — 288 с.
40. Романюк Ю.Ф., Гладь І.В. Системи вимірювання, контролю та керування електроспоживанням Івано-Франківськ: ІФНТУНГ, 2016-247 с.
41. Однодворець Л.В. Основи мікроелектроніки Суми: СумДУ, 2011. – 139 с.
42. Квітка С.О., Яковлев В.Ф., Нікітіна О.В. Електроніка та мікросхемотехніка Навчальний посібник. За заг. ред. проф. Яковлева В.Ф. — Суми: 2012. — 350 с.
43. Грабко В.В., Бабій С.М., Мошноріз М.М., Шевчук Ю.В. Монтаж и налагодження електромеханічних пристроїв Вінниця: ВНТУ, 2011. — 137 с.
44. Воробйов Г.С., Пономарьова Г.О., Рибалко О.О. та ін. Радіофізичні методи діагностики матеріалів і середовищ підручник. – Суми : Сумський державний університет, 2014. – 222 с.
45. Юрчук Л.Ю. Проектування електронних вузлів на друкованих платах Навчальний посібник. – К.: НТУУ КПІ, 2011. – 130 с.
46. Макаренко В.В., Співак В.М. Цифрова схемотехніка. Моделювання та аналіз Навчальний посібник. — Видання друге, виправлене та доповнене. — Київ: Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського (КПІ ім. Ігоря Сікорського), 2021. — 490 с.
47. Бабіченко А.К. та ін. Основи вимірювань та автоматизації технологічних процесів За заг. ред. А.К.Бабіченко: Підручник - Х.: Вид-во ТОВ "С.А.М. 2009 р. - 616 с.

48. Шаповаленко О.Г. Основи електричних вимірювань К.: Либідь, 2002. - 319 с.
49. Матвійків М.В. та ін. Елементна база електронних апаратів Підручник / М. Д. Матвійків, В. М. Когут, О. М. Матвійків. – 2-ге вид. Львів: Видавництво Львівської політехніки, 2007. 428 с.
50. Поліщук Є.С. Метрологія та вимірювальна техніка Навч. видання. — Львів: Бескид Біт, 2003. — 544 с.
51. Синєглазов В.М., Сергеев І.Ю. Автоматизація технологічних процесів Навчальний посібник. — К. : НАУ, 2015. — 444 с.
52. Гайворонский В.А., Гиль О.О., Мірошніченко В.М. Програмування автоматизованого обладнання Київ: Кондор, 2007. - 290 с.
53. Гончаренко Б.М., Осадчий С.І., Віхрова Л.Г., Каліч В.М., Дідик О.К. Автоматизація виробничих процесів Кіровоград: Лисенко В.Ф., 2016. — 352 с.
54. Єсаулов С.М. Автоматизація технологічних процесів та установок Харків: ХНУМГ, 2014. — 78 с.
55. Єсаулов С.М., Бабічева О.Ф. Автоматизація технологічних процесів. Синтез системи автоматизації технологічного об'єкта Харків: ХНУМГ, 2015. — 75 с.

## Додатки