

Центральноукраїнський національний технічний університет
Факультет будівництва, транспорту та енергетики
Кафедра автоматизації виробничих процесів

«Допущено до захисту»
Зав. кафедри АВП
к.т.н., доцент
_____ Дідик О.К.
« ___ » _____ 2025 р.

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА
за другим (магістерським) рівнем вищої освіти

на тему

**«Автоматизована система стабілізації розрідження
пульпи у кульовому млині, що подрібнює піски
класифікатора»**

**«Automated system for stabilizing pulp dilution in a ball mill
that grinds classifier sand»**

Виконав здобувач вищої освіти II курсу
групи АК-24 М (1,4)
174 «Автоматизація, комп'ютерно-
інтегровані технології та робототехніка»
_____ Возносіменко М.А.
« ___ » _____ 2025 р.

Керівник роботи
д.т.н, професор
_____ Мацуй А.М.
« ___ » _____ 2025 р.

Рецензент

« ___ » _____ 2025 р.

м. Кропивницький

ЗМІСТ

Вступ.....	
1 Призначення та область застосування системи підтримання оптимального розрідження пульпи.....	
1.1 Загальна характеристика ГЗК.....	
1.2 Загальна характеристика технологічного процесу другої стадії подрібнення.....	
1.3 Характеристика кульового млина та технологічних процесів в ньому.....	
2 Огляд існуючих рішень та обґрунтування прийнятого принципу побудови виробу.....	
2.1 Огляд існуючих рішень керування роботою кульового млина другої стадії подрібнення.....	
2.1.1 Системи стабілізації живлення млинів.....	
2.1.2 Системи автоматичного підтримання оптимального завантаження млина.....	
2.1.3 Системи регулювання по живленню млина і циркулюючому навантаженню.....	
2.2 Вимоги до систем стабілізації технологічних процесів при подрібненні руд.....	
2.3 Аналіз існуючих систем підтримання оптимального розрідження пульпи.....	
2.4 Вибір принципу побудови системи підтримання оптимального розрідження пульпи.....	
3 Теоретичне та експериментальне дослідження системи підтримання оптимального розрідження пульпи.....	
3.1 Визначення математичної моделі керованого об'єкта.....	
3.2 Розробка та опис функціональної схеми САР стабілізації підтримання оптимального розрідження пульпи.....	

3.3 Обґрунтування способу вимірювання розрідження пульпи в приймальному пристрої завиткового живильника.....	
3.4 Теоретичне дослідження джерела рідини, що подається в технологічний процес, з автоматичною стабілізацією витрат.....	
3.4.1 Теоретичне дослідження гідравлічного перетворювача потоку рідини.....	
3.4.2 Теоретичні дослідження інваріантної системи автоматичної стабілізації рівня води.....	
4 Розрахунки та експериментальні матеріали, що підтверджують працездатність виробу.....	
4.1 Розрахунок величини витрат води в пісковий жолоб класифікатора та параметрів автоматичного джерела живлення.....	
4.2 Розробка датчика розрідження пульпи.....	
4.2.1 Вибір датчика тиску.....	
4.2.1 Вибір датчика рівня.....	
4.3 Розробка принципової схеми САР підтримання оптимального розрідження пульпи.....	
4.4 Розрахунок динаміки САР підтримання оптимального розрідження пульпи.....	
Висновок.....	
Література.....	
Додаток А. Охорона праці.....	

ВСТУП

Процеси дроблення, тонкого подрібнення та грохочення є невід'ємною складовою сучасної виробничої практики й активно використовуються в різних галузях народного господарства. На сьогодні в масштабах усього світу щороку переробляється шляхом дроблення й подрібнення понад два мільярди тонн корисних копалин. За обсягами виробництва та кількістю працівників підприємства, діяльність яких пов'язана з механічною обробкою мінеральної сировини, поступаються лише аграрному сектору, що підкреслює їх вагомe значення для економіки та промислового розвитку.

Процеси дроблення, подрібнення та грохочення є невід'ємними складовими технологічних схем збагачувальних фабрик. Саме на цих етапах корисні копалини проходять підготовку до подальшої збагачувальної обробки. Збагачення корисних копалин як окрема галузь промисловості спрямоване на переробку твердих мінеральних ресурсів з метою отримання концентратів – продуктів із підвищеним вмістом корисних компонентів порівняно з вихідною сировиною, які відповідають вимогам подальшого використання в народному господарстві.

Окрім забезпечення потреб металургійного виробництва, вилучення пустої породи під час збагачення сприяє скороченню витрат на транспортування сировини до металургійних підприємств і зниженню собівартості процесів виплавки металу. У структурі капіталовкладень при будівництві збагачувальних фабрик близько половини припадає на дробильно-подрібнювальні цехи. Під час експлуатації підприємств ці процеси відзначаються значним споживанням металу, а також тим, що майже 50 % загальних енергетичних витрат пов'язані саме з дробленням і подрібненням. У зв'язку з цим актуальним є пошук сучасніших і ефективніших способів керування зазначеними процесами з метою зменшення матеріальних та енергетичних витрат.

Базовою сировиною чорної металургії є залізні та марганцеві руди, вміст металів у яких змінюється в дуже широких межах. Лише незначна частина залізних, нікелевих, марганцевих та окремих інших руд може безпосередньо використовуватися для плавлення з отриманням металу. У міру зростання обсягів металургійного виробництва запаси багатих руд поступово виснажуються, а частка сировини, придатної для прямого плавлення, щороку скорочується. Подальший розвиток виробництва чорних, кольорових і рідкісних металів зумовлює необхідність залучення до переробки поряд із багатими також відносно бідних руд, які не відповідають металургійним вимогам за вмістом основного компонента та рівнем шкідливих домішок. Досягнення необхідних показників якості такої сировини забезпечується шляхом її попередньої підготовки та збагачення.

Подрібнення вихідної залізної руди на збагачувальних фабриках реалізують поетапно, у кілька послідовних стадій. Початковий етап, як правило, включає стрижневий млин, спіральний механічний класифікатор та кульовий млин, що працюють у розімкнутому циклі. Під час керування першою стадією необхідно визначати загальне завантаження млина твердою фазою, яке формується з подачі свіжої руди та циркулюючого навантаження, представленого пісками класифікатора.

Завдання підтримання оптимального розрідження пульпи досі залишається остаточно не вирішеним, оскільки наявні системи регулювання базуються переважно на контролі густини розвантаження. Такий показник не відображає реального стану пульпи всередині млина, що зумовлює необхідність пошуку точніших і ефективніших методів визначення цього параметра. Аналіз сучасних підходів свідчить, що за умов активного використання мікропроцесорної техніки можливе впровадження нових рішень, зокрема шляхом поділу подачі води на стабільну та керовану складові.

Подальший розвиток технологій збагачення корисних копалин пов'язаний з ускладненням технологічних схем, які передбачають

поєднання різних методів переробки, отримання з однієї сировинної бази продукції для кількох галузей промисловості, а також використання різноманітного обладнання, пристроїв і матеріалів. Це висуває підвищені вимоги до кваліфікації персоналу збагачувальних фабрик і обґрунтовує потребу в широкому впровадженні автоматизації виробничих процесів та систем управління.

На практиці застосовується значна кількість систем контролю й автоматичного регулювання, які розробляються з урахуванням положень теорії автоматичного керування та специфіки конкретного технологічного процесу. В умовах автоматизованого управління функції технолога виконують системи автоматичного контролю та керування, що забезпечують отримання об'єктивної інформації про вхідні й вихідні параметри, а також про поточний стан процесу. На основі цих даних регулювальні пристрої формують керуючі впливи відповідно до заданих алгоритмів.

Задачі керування процесами подрібнення зазвичай розглядають у двох взаємопов'язаних напрямках – енергетичному та технологічному. Для досягнення основних критеріїв ефективності, зокрема зниження енергоспоживання та підвищення виходу готового класу, під час управління подрібнювальним агрегатом необхідно застосовувати системи автоматичного регулювання і стабілізації, що забезпечують:

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

Показник розрідження пульпи у кульовому млині потребує постійного коригування. Водночас об'єктом автоматичного впливу

доцільно вважати не сам млин, а приймальну частину завиткового живильника. Зазначений параметр належить до ключових величин контролю й регулювання технологічних схем збагачувальних фабрик. Забезпечення його оптимального рівня є обов'язковою умовою досягнення високих показників збагачення корисних копалин, особливо на стадії подрібнення, яка характеризується значними витратами енергії.

У системі «млин-класифікатор» під впливом збурень, таких як зміна фізико-механічних властивостей руди, коливання циркулюючого навантаження або нестабільність тиску води в трубопроводах, спостерігаються затяжні перехідні режими, що можуть тривати понад годину. Для зменшення інерційності процесу доцільно підтримувати сталу подачу води в пісковий жолоб, а регулювання витрати рідини здійснювати безпосередньо на вході завиткового живильника. Керування таким процесом ефективно реалізується на основі принципу регулювання за відхиленням. Тривалий період практичне впровадження цього підходу було обмежене відсутністю відповідних технічних засобів, проте сучасний рівень розвитку обчислювальної техніки створює умови для реалізації адаптивних керуючих алгоритмів.

1 Призначення та область застосування системи підтримання оптимального розрідження пульпи

1.1 Загальна характеристика ГЗК

ПрАТ «Полтавський ГЗК» (ПГЗК) розташований на земельній ділянці площею 5453 гектари, наданій підприємству в безстрокове користування.

Нині комбінат є одним із найбільших представників гірничодобувного комплексу України та країн СНД.

Підприємство реалізує замкнений виробничо-технологічний процес, що охоплює всі стадії – від розробки родовищ і видобування залізної руди до виготовлення залізорудних окатишів, які використовуються як підготовлена сировина для металургійної галузі.

У структурі комбінату функціонують ключові технологічні підрозділи, виробничі об'єкти та інженерні споруди, що забезпечують безперервність і ефективність основних процесів.

- Дніпровське рудоуправління;
- спеціалізований цех вибухових робіт;
- гірничо-транспортний цех;
- залізничний цех;
- дробильна фабрика;
- збагачувальна фабрика;
- цех виробництва окатишів;
- цех шламового господарства;
- допоміжні підрозділи – структурні одиниці, що забезпечують стабільну роботу основного виробництва: ремонтно-будівельна служба, ливарно-механічне виробництво, підрозділ відвантаження готових виробів, служба безрейкового транспорту, управління з технічного обслуговування й ремонту електросистем та інші.

- обслуговуючі підрозділи – цехи та служби, відповідальні за енергетичне, науково-технічне й контрольне забезпечення підприємства: теплосилове господарство, підрозділ підстанцій і електричних мереж, науково-інженерний центр, експериментально-дослідний центр, служба технічного контролю якості, спеціалізована хіміко-аналітична лабораторія тощо.

До складу дробильної фабрики входять наступні об'єкти:

- корпус великого дроблення;
- по два ідентичних корпуси середньо-мілкового дроблення;
- корпус сухої магнітної сепарації.

Основні об'єкти збагачувальної фабрики:

- корпус №1 складається з 8 технологічних секцій, де перероблюються бідні руди пачки K_2^3 ;
- корпус №2 складається з 5 технологічних секцій для перероблення кварцитів пачки K_2^2 , що пройшли суху магнітну сепарацію;
- корпус фільтрації зі складом концентрату та дослідно-промисловою секцією флотаційного збагачення.

Основні об'єкти цеху з виробництва окатишів:

- корпус вагоноперекидача;
- корпуси огрудкування та випалення;
- корпус дроблення вапняку та бетоніту;
- корпус подрібнення вапняку, бетоніту та повернення окатишів;
- корпуси грохочення;
- склади під окатиші.

Сировинну основу ПГЗК формують залісті кварцити Горішньо-Плавнінського та Лавриківського родовищ, що знаходяться в межах Кременчуцького району Полтавської області. На Єристівській ділянці нині виконуються підготовчі заходи, необхідні для подальшого зведення кар'єру. Сукупні запаси залізної руди в зазначених родовищах оцінюються приблизно у 2,43 млрд т.

Зовнішнє електроживлення підприємства забезпечується від мереж «Полтаваобленерго». За наявності трьох ліній електропередачі розрахункова потужність становить 150 МВт, номінальна напруга – 10 кВ, а річне споживання електроенергії сягає близько 1,4 млрд кВт·год.

Газове господарство комбінату обслуговує «Полтавагаз». Для технологічних процесів щорічно необхідно орієнтовно 140 млн.м³ природного газу. З метою стабільного постачання стисненого повітря проєктом передбачено спорудження власної компресорної станції.

Бентоніт для виробництва окатишів постачається з «Дашуківський комбінат» Черкаської області, а сталеві кулі, стрижні та цильпесби надходять з металургійних підприємств України.

Основною продукцією комбінату є неофлюсовані залізорудні окатиші та щебінь. Додатково, у невеликих обсягах, здійснюється виготовлення виробів з чавуну та сталевих лиття.

Хімічний склад металургійної продукції ПГЗК характеризується такими показниками:

- концентрат: вміст заліза (Fe) – 64-69%; вміст SiO₂ від 4 до 6%;
- залізорудні окатиші: вміст заліза (Fe) – 62-66,2%; вміст SiO₂ від 5 до 6%.

Річна виробнича потужність ПГЗК за 2024 рік:

- видобуток руди – 21 747 тис.тон;
- виробництво концентрату – 7 909 тис.тон;
- виробництво окатишів – 7 367 тис.тон.

1.2 Загальна характеристика технологічного процесу другої стадії подрібнення

Схеми, що використовують для дроблення залізної руди, за принципом організації процесу поділяють на відкриті та замкнені [1].

За двостадійного подрібнення млин першого етапу не формує кінцевий продукт, унаслідок чого в ньому може зберігатися підвищена частка крупної фракції. Це досягається завдяки значному навантаженню вихідною сировиною, тому робота млина у відкритому циклі за ефективністю не поступається замкненому режиму.

Щоб утримувати необхідний вміст крупного класу на першій стадії, основний обсяг подрібнювальної роботи доцільно перенести на другу стадію. Саме тому в двостадійних схемах з відкритим циклом для першого етапу співвідношення робочих об'ємів млинів другої та першої стадій зазвичай встановлюють у межах 1,5–2 [2].

Схема подрібнення з відкритим циклом на першій стадії (рисунок 1.1) передбачає бункерування матеріалу, подачу стрічковим конвеєром із системою зважування, подрібнення у стрижневому млині відповідних габаритів, подальшу класифікацію, транспортування надрешіткового продукту до кульового млина, а підрешіткового – на операції збагачення.

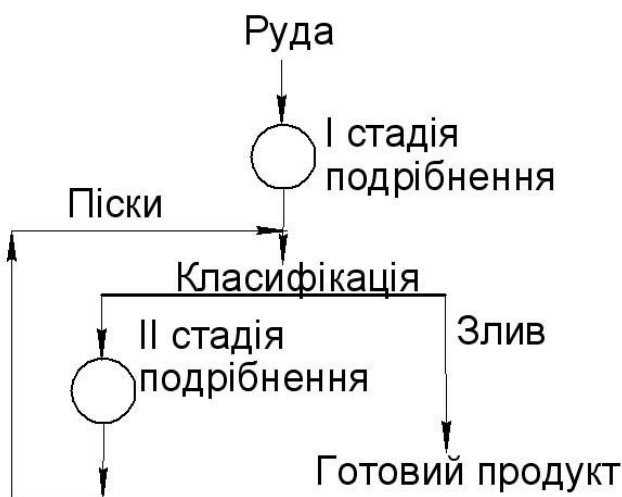


Рисунок 1.1 - Схема подрібнення з відкритим циклом в першій стадії

На початковому етапі подрібнення зазвичай застосовують стрижневий млин, якщо розмір частинок вихідного матеріалу перебуває в межах 15–25 мм.

Перевагами такої схеми є:

- мінімальна кількість класифікуючих апаратів;

- оптимальна крупність живлення млинів другої стадії подрібнення;
- відсутня проблема розподілу продуктів по стадіях подрібнення;
- можливість отримання кінцевого продукту до 95% класу $-0,074\text{мм}$;
- простота компонування і автоматичного регулювання. [2]

Бункерування рудної маси перед стадією подрібнення сприяє вирівнюванню її складу та підтриманню безперервного режиму роботи подрібнювальних агрегатів. Подача матеріалу на млини виконується як за допомогою спеціалізованих живильників, так і конвеєрними пристроями, що одночасно виконують функції живлення та регулювання випуску з бункера.

Між живильниками і млинами транспортування руди здійснюється похилим конвеєром, який забезпечує підйом матеріалу до рівня завантаження млина та використовується для монтажу конвеєрних ваг з метою контролю подачі.

За умов відкритого циклу подрібнення продукт зі стрижневого млина надходить до механічного класифікатора, де відбувається його розділення на злив і піщану фракцію. Рідка частина спрямовується на подальше збагачення, тоді як піски багаторазово повертаються в кульовий млин до досягнення необхідної крупності зерен, після чого виводяться зі зливом.

У стаціонарному режимі замкненого циклу маса оборотних пісків набуває сталого значення, що характеризується як циркулююче навантаження. Зміни витрати, міцності вихідної руди, кількості доданої води, а також параметрів роботи насосного обладнання призводять до коливань величини цього навантаження.

За роботи млина в замкненому циклі зі зростанням його продуктивності за вихідною рудою спостерігається підвищення циркулюючого навантаження. Дослідження показують, що відносно невеликі значення цього навантаження (до 400%) істотно підвищують продуктивність млина. Прискорення проходження матеріалу крізь млин за умов збільшення циркулюючого потоку забезпечує ефективнішу роботу подрібнюючих тіл і зменшує ступінь переподрібнення, що в підсумку позитивно впливає на вихід

продукції. Водночас подальше зростання циркулюючого навантаження вже призводить до зниження продуктивності млина [3]. Результативність процесу подрібнення значною мірою визначається розмірами подрібнюючих тіл: для руйнування крупних і міцних шматків матеріалу необхідно застосовувати кулі діаметром понад 80 мм [4].

Для виділення з продукту подрібнення готового за крупністю класу використовують попередню класифікацію – гідравлічну або повітряну. Класифікація являє собою процес розподілу суміші мінеральних частинок у водному чи повітряному середовищі на фракції за розміром. У технологічних схемах подрібнення руд як класифікуючі пристрої найчастіше застосовують спіральні класифікатори.

Механічний спіральний класифікатор, на відміну від рейкового, використовує інший спосіб переміщення пісків. Частота обертання спіралей визначається необхідною крупністю зливу. Розділення матеріалу відбувається завдяки різній швидкості осідання зерен різної величини в горизонтальному потоці пульпи за умов стисненого падіння. Крупні частинки осідають і виносяться спіраллю, що обертається, рухаючись назустріч потоку. Далі піски надходять у пісковий жолоб і спрямовуються на повторне подрібнення. Тонкі фракції переливаються через зливний поріг і направляються на наступні стадії підготовки або збагачення.

На ПГЗК у процесі класифікації матеріалу на етапах подрібнення застосовуються спіральні класифікатори типу 2КСН-30. Вибір саме такого обладнання зумовлений потребою стабільного забезпечення необхідного гранулометричного складу. Після першої стадії подрібнення досягається вміст фракції $-0,074$ мм на рівні 45–55 % за масової частки твердого в пульпі 48–58 % і більше. На другому етапі подрібнення забезпечується отримання 88–95 % класу $-0,074$ мм при зниженні масової частки твердого до 12–22 %.

1.3 Характеристика кульового млина та технологічних процесів в ньому

Кульовий млин із решітчастим розвантаженням являє собою циліндричний барабан з торцевими кришками, оснащений завантажувальною та розвантажувальною цапфами, що спираються на підшипникові опори. Обертання барабана забезпечується електродвигуном через приводний вал з малою шестернею, яка входить у зачеплення із зубчастим вінцем, жорстко закріпленим на корпусі млина [6].

Типорозмір млина визначається внутрішнім діаметром робочого простору, його довжиною та способом виведення готового продукту. Як подрібнювальне середовище використовують сталеві або чавунні кулі. Вихідна сировина подається в млин живильником через центральний отвір, а піщана фракція класифікатора надходить за допомогою завиткового черпака з козирком. Під час обертання барабана кулі разом із матеріалом під дією сил тертя підіймаються на певну висоту, після чого скочуються або падають вниз. Руйнування частинок відбувається внаслідок ударної дії падаючих куль і стирання між шарами матеріалу, що перекочуються.

На другій стадії подрібнення на ПГЗК використовуються кульові млини типу МШР-4000×5000.

Технічні дані МШР4000-5000 [2]:

- внутрішні розміри барабану: діаметр 4000мм, довжина 5000мм;
- номінальний робочий об'єм: 45м³;
- частота обертання барабану: 17,4 об/хв;
- потужність електродвигуна: 2000 кВт;
- вага млина без куль та електрообладнання: 265т;
- продуктивність млина за фракцією 0,074...0 мм на другій стадії процесу подрібнення становить 1,23 т/(м·год).

Для досягнення стабільної та ефективної роботи млина необхідно дотримуватися таких умов:

- масова частка твердого в пульпі при розвантаженні кульових млинів першого етапу подрібнення має підтримуватися на рівні 75–81 %, що забезпечує оптимальний режим помелу та запобігає перевитраті енергії.
- заповнення млинів кулями складає 45% об'єму;
- підтримання оптимальної густини пульпи, тобто оптимального відношення між твердим та рідким;
- оптимальне завантаження рудою[1].

Отже, у межах цієї випускної кваліфікаційної роботи передбачається: проаналізувати наявні підходи до автоматизованого керування млином другої стадії подрібнення збагачувальної фабрики та з урахуванням виявлених недоліків спроектувати систему, що відповідатиме визначеним вимогам і забезпечуватиме стабільне підтримання оптимального розрідження пульпи із застосуванням мікропроцесорних засобів; створити датчик для контролю тиску й рівня пульпи в приймальному вузлі завиткового живильника; обґрунтувати економічну доцільність упровадження розробленої системи у виробничий процес шляхом розрахунку її ефективності як для виробника, так і для споживача.

2 Огляд існуючих рішень та обґрунтування прийнятого принципу побудови виробу

2.1 Огляд існуючих рішень керування роботою кульового млина другої стадії подрібнення

У типовому варіанті автоматизований цикл подрібнення формується як сукупність кількох незалежних, функціонально відокремлених підсистем.

- 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 зазвичай керується шляхом підтримання сталої масової подачі руди без урахування змін її крупності та подрібнюваності. За таких умов регульованим параметром виступає продуктивність живильного конвеєра [7]. Побудову цієї системи наведено на рис.2.1. Руда, що транспортується конвеєром, зважується за допомогою ваг 1, з яких сигнал надходить до вторинного вимірювального приладу. Далі регулятор 3 через виконавчий механізм 4 впливає на регульовальний орган 5, забезпечуючи підтримання заданої витрати рудного матеріалу.

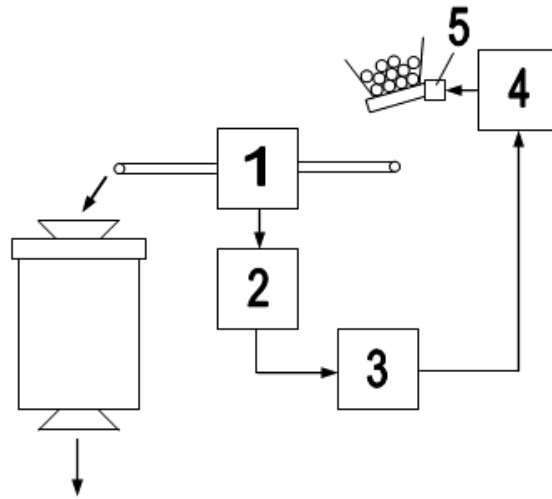


Рисунок 2.1 - Структурна схема системи стабілізації подачі руди в млин

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

На Криворізькому ЦГЗК система стабілізації реалізована таким чином: подача руди здійснюється віброживильниками та контролюється стрічковими вагами типу ЛТМ. Для передавання вимірювальної інформації на відстань застосовується комплект ДРВ-НОБ, до складу якого входять індуктивний датчик, вбудований у ваги, і вторинний прилад. Останній призначений для вимірювання, реєстрації миттєвої витрати руди та її інтегрування з метою визначення сумарної кількості поданого матеріалу.

Сигнал неузгодженості із заданим режимом, що формується вихідним реостатним перетворювачем, надходить на вхід стабілізуючого регулятора типу ГР-130М. Даний регулятор здійснює вплив на виконавчий пристрій МЕК-10К, з виходу якого електрична напруга подається на обмотки збудження віброживильників [7].

Схемні рішення, застосовані на ЦЛА, Балхашському комбінаті та ряді інших підприємств, мають суттєві конструктивні відмінності [8]. У системі ЦЛА величина продуктивності конвеєра визначається за допомогою конвеєрних ваг типу «Госметр» у поєднанні з п'єзометричним перетворювачем. На Балхашській фабриці замість п'єзодатчика в механічній частині вагового пристрою було використано реостат. Тирнаузька фабрика реалізувала іншу схему, характерною особливістю якої є застосування

регулятора I-04 разом із пневматичними виконавчими механізмами.

Останніми роками все більшого поширення набувають безконтактні методи автоматичного керування. Зокрема, у розробках англійської компанії British Thomson-Houston регулювання продуктивності конвеєра здійснюється шляхом зміни частоти обертання електродвигуна приводу [9].

Системи стабілізації, створені фахівцями Харківського інституту гірничого машинобудування, автоматики та обчислювальної техніки, наведені на рис.2.2 [10]. Підтримання сталої продуктивності млина здійснюється за рахунок автоматизованої системи регулювання подачі матеріалу. Дозування руди виконується відповідно до сигналів ваговимірального пристрою, які надходять на регулятор, що через виконавчий механізм впливає на привід живильника. Необхідне значення продуктивності задається спеціальним задавачем.

Потрібна якість помолу досягається за допомогою системи автоматичного керування, яка може впливати або на частоту обертання млина (перший варіант), або на рівень внутрішнього заповнення його робочого простору (другий варіант). Обидва варіанти реалізуються з використанням електроакустичного індикатора та електронного блока обробки сигналів, що забезпечують формування керуючого впливу на виконавчі органи системи.

Сигнали з потенціометра 7, регулятора 8 та виконавчого механізму 9 реалізуються двома шляхами: у першому випадку вплив здійснюється безпосередньо на регулюючий привід млина 10, у другому – на спеціальний керувальний орган 11, який забезпечує зміну вихідної продуктивності млина, тобто контролює ступінь його внутрішнього заповнення. Необхідна тонкість помелу задається за допомогою задавального пристрою 12. Принцип роботи системи базується на залежності рівня шуму млина від кількості матеріалу всередині нього, причому цей показник функціонально пов'язаний із заданою дисперсністю продукту на виході.

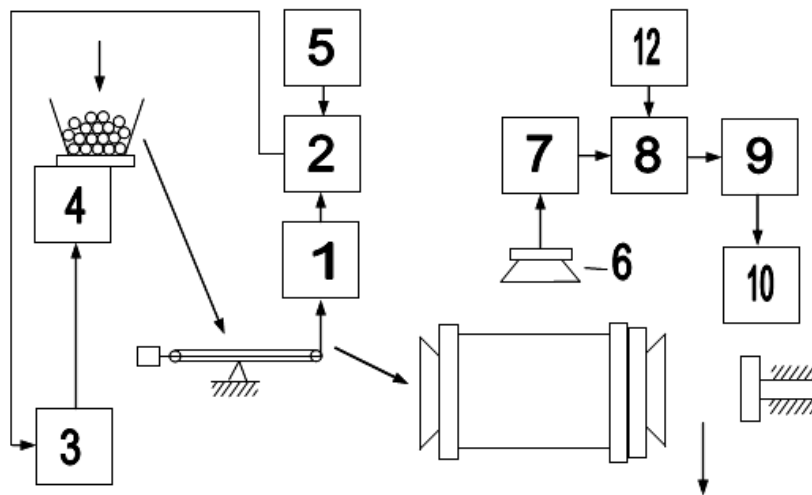


Рисунок 2.2 - Система стабілізації продуктивності млина

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 керування подачею матеріалу до млина зумовлена труднощами прямого контролю ступеня його заповнення. Через це для оцінювання цього показника застосовують системи, що працюють на основі непрямих вимірювань. У контурах автоматичного регулювання, які використовують звукометрію, керуючим впливом виступає вибраний параметр акустичного сигналу, тоді як об'єктом регулювання є вихідна продуктивність агрегату за подачею матеріалу.

Система регулювання подача руди на Ленінгорській збагачувальній фабриці визначається рівнем звукометричного сигналу в діапазоні 500–1800 Гц [11]. Як датчик використовується динамічний репродуктор «Октава», який герметизують і встановлюють на відстані 0,5м від млина. Випрямлений сигнал після згладжування RC-фільтром надходить на електронний потенціометр. Далі регулятор типу ЕП-Ш-К через колонку дистанційного

керування КДУ-II впливає на рейковий живильник, що змінює інтенсивність подачі руди стрічковим конвеєром.

Система, введена на Дзержинській збагачувальній фабриці, також ґрунтується на вимірюванні рівня звукового сигналу, але відрізняється використанням спеціалізованих вузлів для згладжування та усереднення [12]. Як мікрофонний перетворювач застосовано гучномовець Р-10, сигнал з якого надходить до електронно-підсилювального блока – підсилювача низької частоти. Після підсилення сигнал подається на нагрівальну обмотку термодатчика, виконаного у вигляді ніхромової спіралі на фарфоровій трубці з розміщеною всередині батареєю термопар. На виході батареї формується постійна ЕРС, величина якої пропорційна рівню звукометричного сигналу. Отриманий сигнал надходить на вторинний прилад – потенціометр ЕПП-120, вихідний задавач якого з'єднаний з регулятором типу ІР-130 з вимкненою астатичною частиною. Регулятор керує виконавчим механізмом, що забезпечує регулювання подачі руди на живильник завантаження млина. Керування віброживильником 8 виконується за допомогою регулятора 7.

Система автоматичного регулювання Норільської збагачувальної фабрики. У цій системі подрібнення керується двома автономними регуляторами: перший забезпечує сталість звукометричного сигналу, другий – підтримання постійного піскового (циркулюючого) навантаження. Обидва показники коригуються шляхом зміни витрати вихідного живлення.

Система автоматичного керування завантаженням млинів рудною масою, апробована на Криворізькому ЦГЗК, ґрунтується на стабілізації подачі матеріалу з подальшою корекцією за частотою звукометричного сигналу (рис.2.3). Контур корекції заповнення млина включає мікрофонний датчик, сигнал з якого надходить до електронно-перетворювального блока типу УПБ-1, а далі передається на електронний потенціометр ЕПД-12. Коригувальний регулятор типу ІР-130М забезпечує підтримання сталого рівня заповнення барабана млина, впливаючи на режим його завантаження його зміни на завдання регулятора контура стабілізації.

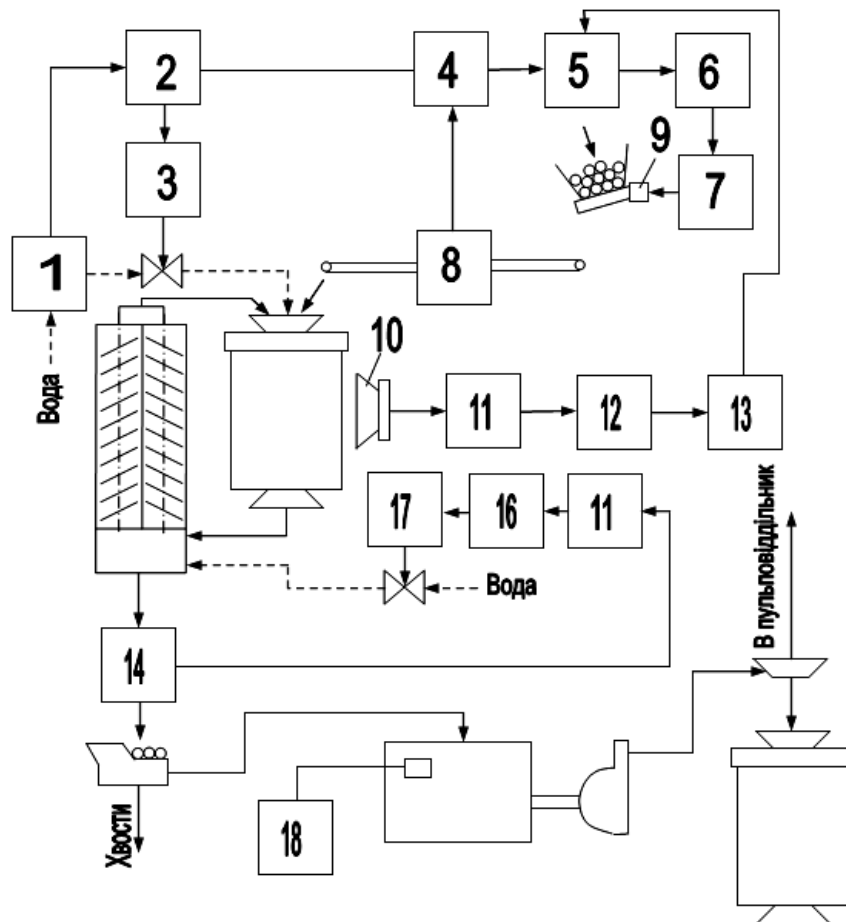


Рисунок 2.6 - Система регулювання на збагачувальній фабриці Криворізького ЦЗК

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

Система забезпечує автоматичне керування подачею води до млина відповідно до витрати руди з використанням витратоміра, регулятора та виконавчого органу. Окремо реалізовано незалежний контур стабілізації густини пульпи на зливні класифікатора, до складу якого входять датчик густини, електронний потенціометр і регулятор типу ІР-130М, що впливає на виконавчий механізм. Контроль рівня пульпи в зумпфі здійснюється дистанційно за допомогою приладу 18.

2.1.3 Системи регулювання по живленню млина і циркулюючому навантаженню

Існує кілька підходів до оптимізації ступеня заповнення млина, які враховують параметри подачі матеріалу та величину циркулюючого навантаження. На практиці такі системи впроваджуються нечасто й застосовуються обмежено через складність налаштування та контролю. Визначення маси циркулюючих пісків здійснюють із застосуванням стрічкових вагових вимірювальних пристроїв. На збагачувальній фабриці «Вібурнам» у штаті Місурі (США) під час переробки свинцевих руд контроль рециркуляційного потоку реалізовано шляхом зважування піскового жолоба з використанням тензометричного перетворювача.

Окрім прямих вимірювань, запропоновано низку способів непрямой оцінки циркулюючого навантаження. До найбільш уживаних належать аналіз споживаного струму електродвигуна класифікатора, розрахунки за водним балансом, підхід на основі теплового балансу, а також визначення за величиною розрідження в повітряному стовпі гідроциклону.

На рис.2.4 представлено систему керування циклом подрібнення, створену інститутом «Механобр» [13]. У цій схемі величину циркулюючого навантаження оцінюють за електричним струмом приводу класифікатора. Подавання руди до млина здійснюється керованим тарілчастим живильником 1, продуктивність якого визначається частотою обертання двигуна постійного струму 2. Кількість матеріалу, що надходить у млин, фіксується конвеєрними вагами 3 та через перетворювач навантаження 4 передається на вхід електронного регулятора 5. Додатково до регулятора через перетворювач 6 надходить сигнал, що характеризує струмове навантаження приводу класифікатора 7. У регуляторі отримані сигнали додаються, після чого їх сумарне значення зіставляється із заданим параметром. У разі відхилення від встановленого рівня регулятор за допомогою виконавчого механізму 8 коригує режим живлення, забезпечуючи повернення показників до норми. подача води в млин автоматично контролюється окремим електронним регулятором 9, який через перетворювач витрати 10 впливає на виконавчий механізм 11. Значення густини пульпи на зливні класифікатора

вимірюється датчиком 12. Регулятор 13, використовуючи виконавчий механізм 14, змінює витрату води та підтримує густину пульпи в заданому діапазоні.

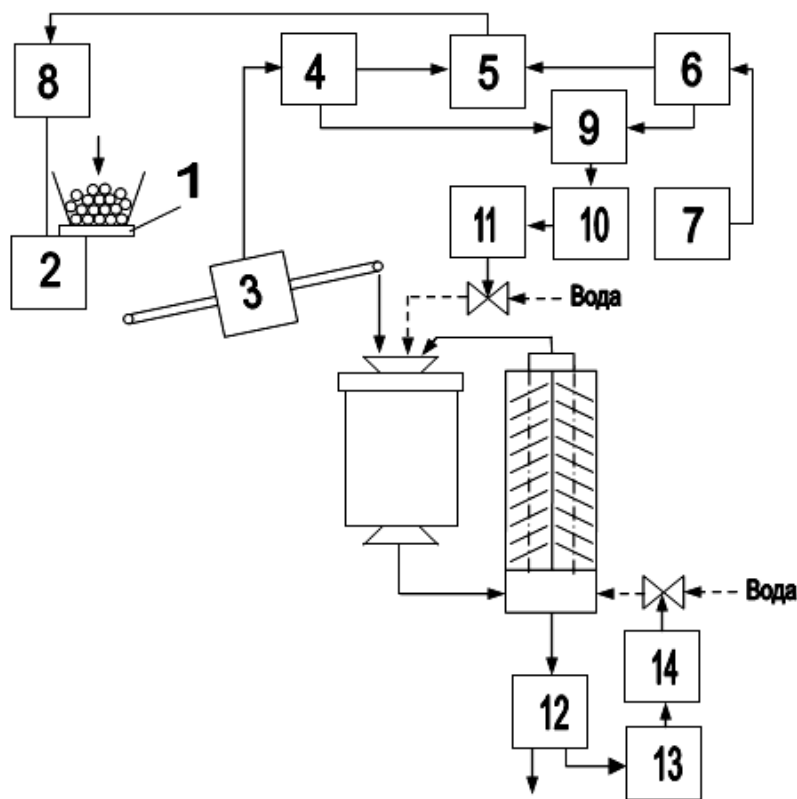


Рисунок 2.7 - Система регулювання інституту Механобр

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

Системи керування оптимальним заповненням млинів, у яких для оцінювання циркулюючого навантаження застосовують підходи водяного та теплового балансів, широко використовуються на збагачувальних підприємствах у США та Швейцарії.

Розглянемо систему автоматизації, побудовану на принципах водяного балансу, розроблену для комбінату «Ерресоу-Місіч», розташованого в штаті Арізона (США) [14]. За умов роботи млина в замкненому циклі з класифікатором і при величині циркулюючого навантаження в межах 200-400 % зміна приросту сумарної маси пульпи на виході з млина свідчить насамперед про зміну циркулюючого потоку і лише

незначною мірою залежить від подачі руди. Безпосереднє визначення маси пульпи практично неможливе, а густина зливу кульового млина не забезпечує достатньої точності для її оцінювання.

За умови стабілізації густини пульпи на виході з млина шляхом автоматичного регулювання подачі води приріст витрати води виявляється майже прямо пропорційним зростанню циркулюючого навантаження.

На рис. 2.5 подано структурну схему регулювання, що реалізує метод водяного балансу. Контроль густини пульпи здійснюється датчиками 1, а регулятор 2 забезпечує підтримання заданого значення густини зливу млина. Витрата води, що подається в кульовий млин, вимірюється датчиком 3, сигнал з якого підсилюється блоком 4.

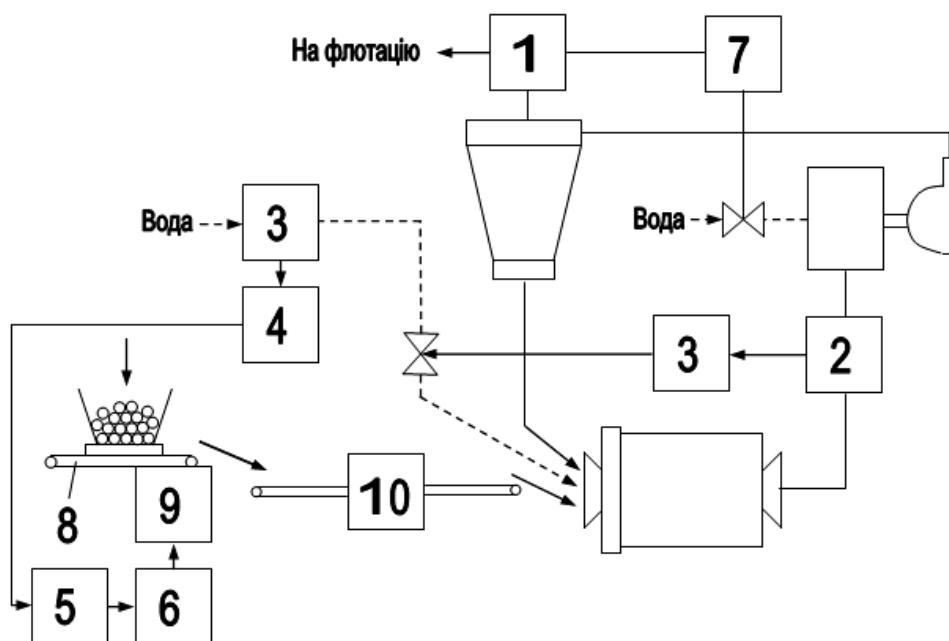


Рисунок 2.8 – Система регулювання за методом водяного балансу

1-датчик; 2-регулятор; 3-витратомір; 4-підсилювач; 5,6,7-регулятори; 8-живильник;9-привід; 10-ваги

У разі зміни витрати води регулятор 5 формує вплив на регулятор 6, який відповідно коригує подачу руди: збільшує її при зростанні витрати води або зменшує при її зниженні. Рудний матеріал подається з бункера живильником 8 з регульованим приводом 9, а кількість руди, що надходить у млин, контролюється стрічковими вагами 10. Крім того, система передбачає стабілізацію густини зливу гідроциклона за допомогою регулятора 7.

В альтернативному варіанті підтримання оптимального рівня заповнення барабана млина для оцінювання циркулюючого навантаження застосовується метод теплового балансу, відомий під назвою «дельта-Т» [14].

Схема автоматичного керування, побудована на основі методу теплового балансу та впроваджена на фабриці «Ерессоу-Місіч», наведена на рис.2.6. Після кульового млина значення густини пульпи вимірюється датчиком 1 і стабілізується регулятором 2. Контроль температури здійснюється термометрами 3, а різниця температур обчислюється за допомогою вирішального підсилювача 4.

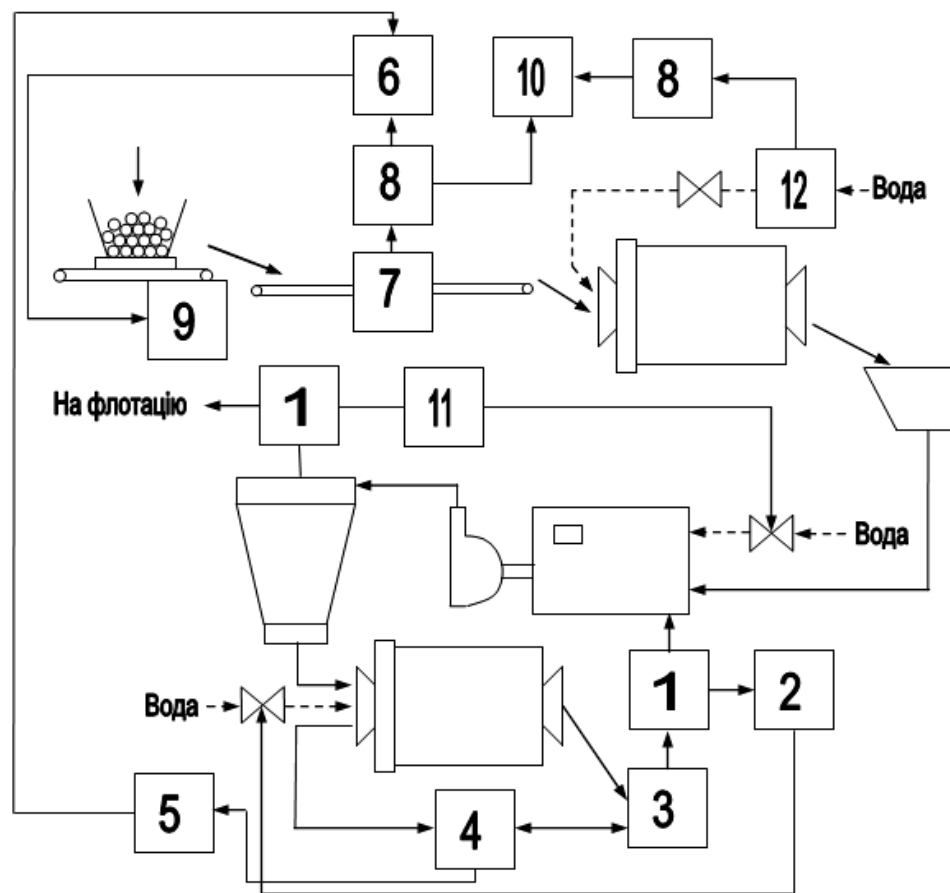


Рисунок 2.9 - Система регулювання за методом теплового балансу

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

За величиною відхилення температурного перепаду, що характеризує циркуляційне навантаження, регулятор 5 формує керуючий вплив на каскадний регулятор 6. У результаті коригується подача руди з метою підтримання заданого ступеня заповнення млина. Кількість руди в контурі

подрібнення вимірюється вагами 7 і через підсилювач 8 утримується на сталому рівні шляхом впливу регулятора 6 на регульований привід живильника 9. Крім того, система містить незалежні контури керування розрідженням пульпи допомогою датчика витрати води 12 і регулятора 10, а також густини пульпи на зливі гідроциклону за допомогою регулятора 11.

Циркуляційне навантаження визначають за величиною розрідження у повітряному стовпі гідроциклону. Саме цей підхід покладено в основу автоматизованої системи керування, розробленої компанією «Транс-Уей.Ко» (США, штат Пенсільванія), яка впроваджена на одній із збагачувальних фабрик залізорудної промисловості східної частини США [9] (рис. 2.7).

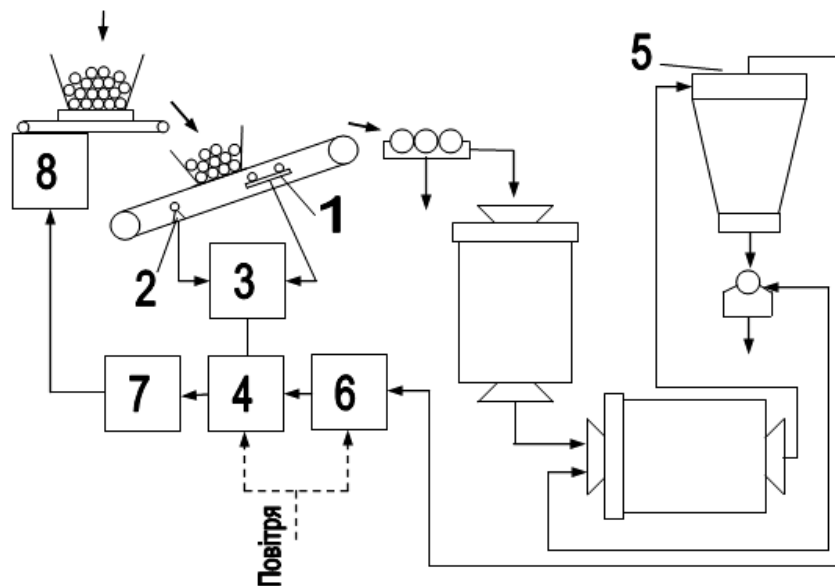


Рисунок 2.10 - Система регулювання фірми "Транс-Уей Ко" (США)

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

Подача руди в контур подрібнення контролюється конвеєрними вагами 1, встановленими на месдозах, а також тахогенератором 2, що фіксує швидкість руху конвеєрної стрічки. Вимірювальний блок 3 приймає сигнали від обох первинних перетворювачів і формує електричний сигнал, величина якого відповідає масовій витраті матеріалу, що транспортується. Регулятор 4 забезпечує підтримання заданого режиму роботи системи. Подачу руди регулюють шляхом впливу через пневматичний позиціометр 7 на частоту

обертання регульовального привода тарілчастого живильника 8, що забезпечує зміну інтенсивності її надходження. За зростання міцності вихідної руди підвищується циркулююче навантаження, що призводить до збільшення розрідження в повітряному стовпі гідроциклона, зафіксованого п'єзометричним датчиком 5. Регулятор розрідження 6 коригує уставку регулятора масової витрати руди в бік зменшення, забезпечуючи відновлення заданого рівня заповнення млина.

Системи керування з урахуванням властивостей живлення базуються на автоматичному вимірюванні параметрів руди та відповідному впливі на її подачу, що дає змогу утримувати завантаження млина в оптимальних межах. На збагачувальній фабриці «Сільвер-Белл» компанії «Різерв Майнінг» (США) впроваджено систему автоматичної оптимізації заповнення млина [9] (рис. 2.8).

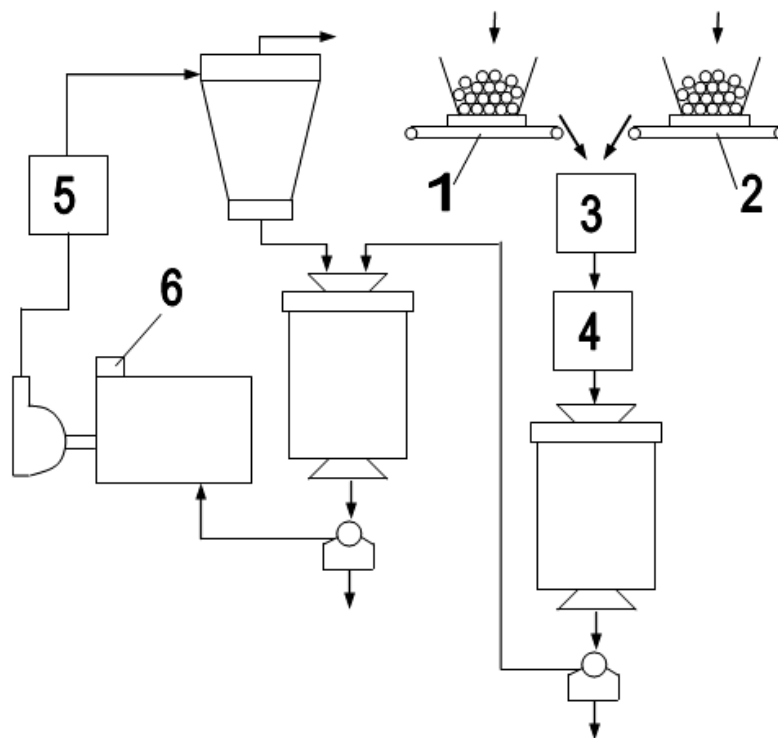


Рисунок 2.11 - Система регулювання на фабриці "Сільвер-Белл"(США)
1-збірний конвеєр; 2-конвеєр; 3-датчик, 4-ваги; 5-катушка; 6-класифікатор

На збірний транспортер основний потік руди надходить по конвеєру 1 зі сталою швидкістю. Швидкість конвеєра 2 змінюють для коригування

продуктивності контуру подрібнення за рахунок додаткової подачі матеріалу руди. Вміст магнітного заліза в руді контролюється датчиком 3, який представляє собою магнітну котушку, встановлену на збірному конвеєрі змонтовано конвеєрні ваги 4, виконані на основі месдоз. Керувальний вплив сигналів, що надходять від вагового обладнання та магнітної котушки, формується регулятором швидкості. Цей регулятор впливає на керований живильник, забезпечуючи роботу в межах заданих мінімальних і максимальних значень подачі руди.

Концентрація магнітної складової у живленні гідроциклону контролюється котушкою 5, встановленою на пульпопроводі, яким пульпа подається до гідроциклонів. У разі зміни густини магнітної фракції автоматично коригується завдання регулятора сумарної маси руди, що надходить у цикл подрібнення.

Для забезпечення стабільного напору в гідроциклоні рівень пульпи в зумпфі насоса, який подає пульпу на гідроциклон, підтримується незмінним. Це здійснюється регулятором прямої дії 6, що керує подачею води в зумпф.

Системи автоматичного регулювання за середнім значенням вихідного живлення були розроблені Дніпропетровським гірничим інститутом спільно з Дніпропетровським філіалом інституту автоматики. Блок-схему даної системи наведено на рис.2.9. Вона включає підсистему стабілізації вихідного живлення з корекцією за величиною, а також систему керування подачею води в млин. Живлення змінюється пропорційно подачі матеріалу. Рівень подачі відстежується датчиком 1, що фіксує навантаження на конвеєрну стрічку, з якого сигнал передається на дискретний регулятор 2. Регулятор містить вузол зіставлення сигналів, виконавчий механізм і імпульсний генератор. За допомогою регулятора здійснюється керування приводом 3 збірного конвеєра. Пристрої 4 і 5 призначені для контролю середнього обсягу руди, що надходить у завантажувальну зону млина. Принцип дії датчика ґрунтується на вимірюванні пружних деформацій плити під час удару потоку кускового матеріалу. Елементи 6 та 7 забезпечують

регулювання подачі води в млин відповідно до величини вихідного живлення. Регулювальна система підтримує сталість вихідної подачі протягом заданих інтервалів часу, при цьому коливання маси руди залишаються мінімальними. У разі зміни параметрів автоматично вноситься коригування подачі згідно з наперед визначеним алгоритмом.

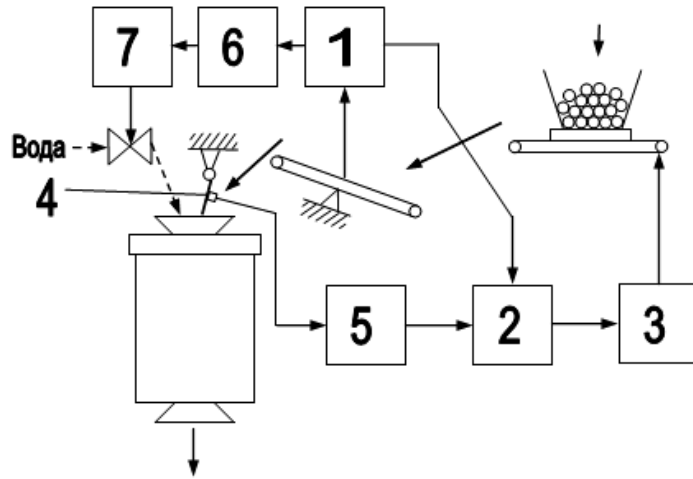


Рисунок 2.12 - Система регулювання Дніпропетровського гірничого інституту

1-датчик; 2-регулятор; 3-привід конвеєра; 4,5-пристрої контролю; 6,7-пристрої регулювання

2.2 Вимоги до систем стабілізації технологічних процесів при подрібненні руд

Ефективність системи автоматичного регулювання в кожній окремій ситуації оцінюється тим, наскільки повно вона відповідає заданим критеріям. Ключовим із них є гарантоване формування чіткої функціональної відповідності між вхідними та вихідними сигналами. Під час проєктування зазвичай шукають оптимальний баланс між високими показниками якості функціонування і мінімальною складністю технічної реалізації САР. Сукупність вимог до таких систем є неоднаковою та залежить від багатьох умов експлуатації й призначення. Найчастіше висувають такі вимоги [15]:

- до запасу стійкості;
- до величини помилки в усталеному режимі (статичної точності);

- до поведінки системи в перехідному процесі при певних діяннях;
- до динамічної точності при діяннях, що неперервно змінюються.

Далі перейдемо до аналізу вимог, що висувуються до системи автоматичного керування другою стадією процесу подрібнення, розроблення якої є об'єктом цієї магістерської кваліфікаційної роботи.

- точність контролю для збагачення залізних руд становить 3% [16];
- підтримання оптимального відношення рідкого та твердого $T:P=const$ в продуктах класифікації [7];
- монотонний перехідний процес (перерегулювання дорівнює нулю);
- час регулювання не повинен перевищувати 0.3;
- оптимальне регулювання ступеня розрідження пульпи в кульовому млині є необхідною умовою ефективної переробки різних видів руд. Максимальна продуктивність млинів під час подрібнення матеріалу з крупністю понад 13 мм досягається за вмісту води в пульпі на рівні 25–30%, тоді як для більш тонкозернистої сировини раціональним вважається підвищення цього показника до 30–50% [17].

2.3 Аналіз існуючих систем підтримання оптимального розрідження пульпи

Наведемо стислий огляд досліджених систем автоматизації процесу подрібнення. З урахуванням відмінностей у принципових схемах і технічному виконанні найпоширеніші на практиці системи автоматичного регулювання завантаження доцільно класифікувати на три базові групи.

Далі зосередимо увагу на системах стабілізації подачі матеріалу. Відповідно до вимог автоматичного керування необхідно досягти максимально можливої продуктивності подрібнювального циклу за умови забезпечення заданого гранулометричного складу готового продукту.

Результати порівняльних досліджень різних методів регулювання, виконаних на Норільській збагачувальній фабриці [18], показали, що нестабільність циркулюючого навантаження та пов'язаний із нею ризик переходу в аварійний режим зумовлюють роботу млина при мінімальному навантаженні в режимі, суттєво віддаленому від оптимальних умов подрібнення. Внаслідок таких коливань у виробничих умовах Норільської фабрики вихід фракції розміром менше 0,074 мм зменшується приблизно на 10 % від теоретично досяжного максимуму.

Налаштування системи регулювання за показником тоннажу змушене орієнтуватися на найбільш несприятливі умови подрібнення, які на Норільській збагачувальній фабриці виникали з періодичністю один раз на 5-6 годин. У результаті це призводить до вимушеного обмеження та зниження загальної продуктивності процесу.

Найбільша частка систем автоматичного регулювання належить до третьої групи. За структурною побудовою САР їх поділяють на замкнені, розімкнуті та комбіновані. Недоліки розімкнутих схем є загальновідомими, оскільки вони не відображають реальний стан об'єкта керування. З огляду на те, що млин є агрегатом, робота якого супроводжується можливими аварійними режимами, а його статичні характеристики схильні до істотного дрейфу, зокрема через зміну технічного стану обладнання, застосування розімкнутих систем не дає змоги досягти поставлених цілей. Окрім цього, такі системи враховують лише окремі параметри якості вихідної руди, що впливають на процес подрібнення, і не охоплюють їх повну сукупність.

Інша група оптимізаційних систем відрізняється способом визначення ступеня заповнення барабана млина. Серед них виділяють одноімпульсні та багатоімпульсні рішення. Найбільшого поширення набули САР, у яких вхідним сигналом є акустичні вимірювання, а також системи, що орієнтуються на показники вихідного живлення та величину циркулюючого навантаження. Регулювальні схеми, засновані на непрямих

методах оцінювання циркулюючого навантаження, у загальному вигляді є розвитком принципів Механобра.

Невеликі значення циркулюючого навантаження на другій стадії подрібнення не дозволили отримати позитивні результати під час дослідження систем водного й теплового балансів на ПГЗК. Суттєві похибки контролю циркулюючого навантаження за струмом електродвигуна класифікатора унеможливають практичну реалізацію системи Механобра. САР завантаження, що використовують прямі або опосередковані способи вимірювання циркулюючого навантаження, не забезпечують необхідної якості регулювання. Дослідні випробування на Норільській збагачувальній фабриці підтвердили недоцільність застосування регулювання за циркулюючим навантаженням через значні запізнювання реакції системи відносно збурень на вході млина.

Система автоматичного регулювання, що ґрунтується на звукометричному сигналі, характеризується відчутними перевагами порівняно з іншими підходами до керування процесом. До ключових плюсів такого сигналу належать мінімальна інерційність реагування та здатність забезпечувати підтримання раціонального рівня завантаження млина. Регулювальні схеми, в яких використовується показник циркулюючого навантаження або величини, отримані на його основі, поступаються за ефективністю рішенням, що базуються на звукометрії.

Результати експлуатаційних випробувань на Норільській збагачувальній фабриці засвідчили, що функціонування САР за звукометричним сигналом забезпечує приріст продуктивності за класом $-0,074$ мм на рівні $4,5$ % у порівнянні з режимом стабілізації вихідного живлення. Практика впровадження звукометричних систем керування на залізородних збагачувальних підприємствах Криворізького басейну також підтверджує їх ефективність: використання таких систем дозволяє підвищити продуктивність на $2-3$ % відносно ручного способу управління.

2.4 Вибір принципу побудови системи підтримання оптимального розрідження пульпи

На основі аналізу наявних систем керування роботою млина встановлено, що жодна з них не відповідає всьому комплексу вимог, які висуваються до систем такого класу. У зв'язку з цим виникає потреба у створенні нового рішення, здатного забезпечити стабільне розрідження пульпи в кульовому млині другої стадії подрібнення.

Завдання підтримання заданого розрідження пульпи залишається невирішеним, оскільки існуючі підходи базуються переважно на регулюванні густини розвантаження. Цей параметр не відображає реальний стан пульпи всередині млина та не може вважатися достовірним показником. До того ж, на практиці відсутні засоби достатньо точного вимірювання густини пульпи у зоні розвантаження, а наявне часове запізнювання істотно знижує ефективність керування процесом. Це зумовлює необхідність розробки системи, позбавленої зазначених недоліків.

Оскільки друга стадія подрібнення характеризується відмінними технологічними умовами, доцільно застосувати інший підхід до побудови системи автоматичної розрідження пульпи в кульовому млині, з урахуванням специфіки даного етапу процесу.

Пульпа, що виходить зі стрижневого млина, надходить до приймальної частини класифікатора, де відбувається її поділ на піски з крупніших зерен та злив, який є готовим продуктом. Злив переливається через зливний поріг апарата, тоді як піщана фракція за допомогою спіралей переміщується вгору й через край верхньої стінки скидається у пісковий жолоб. У цей жолоб подається вода, завдяки чому піски змиваються до приймального пристрою завиткового живильника з утворенням пульпи. Далі хобот живильника захоплює пульпу та з підніманням спрямовує її в кульовий млин, де здійснюється подальше подрібнення руди до необхідної крупності.

Відповідно до рис.2.10, завитковий живильник виконаний у вигляді спірального хобота з круглим завантажувальним отвором у бічній стінці, розташованим по осі обертання для подачі матеріалу в млин. Кріплення живильника до цапфи барабана здійснюється болтами таким чином, щоб отвори цапфи та живильника точно співпадали. Корпус живильника 1 виготовляють із листової сталі або відливають із легованого чавуну. На кінці хобота встановлюють змінний козирок 2, який виробляють з марганцевистої сталі чи легованого чавуну. Застосування завиткових живильників забезпечує можливість подачі подрібненого матеріалу з нижчого рівня, що дозволяє ефективно використовувати млини в замкнених схемах разом із класифікаторами [20].

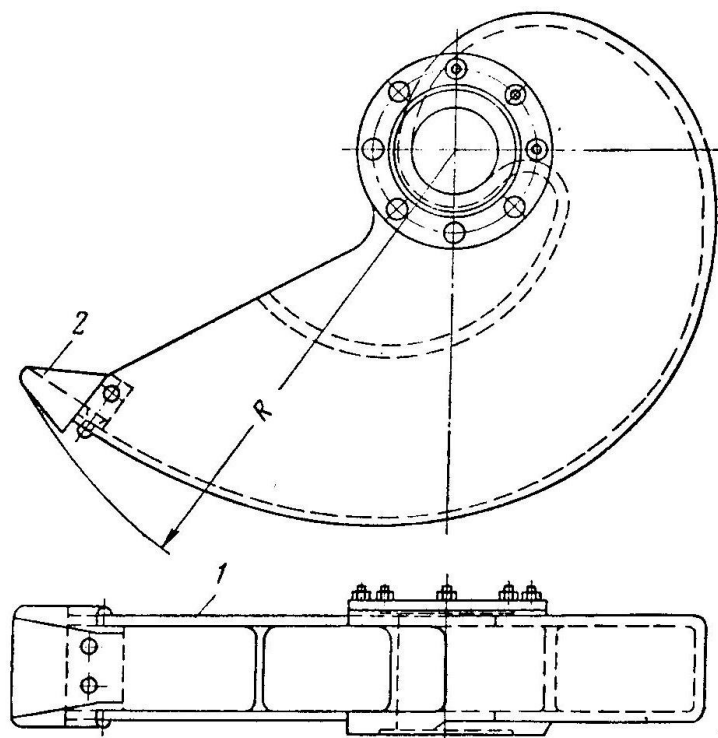


Рисунок 2.10 – Завитковий живильник

1 – корпус живильника; 2 – змінний козирок

Вода, що надходить у пісковий жолоб, призводить до помітного запізнення в коригуванні співвідношення. Для зменшення інерційності доцільно подавати в жолоб сталий об'єм води, тоді як безпосередньо в

приймальний вузол завиткового живильника подавати воду зі змінною, регульованою витратою.

Розрідження пульпи в кульовому млині підлягає обов'язковому регулюванню. Однак об'єктом керування доцільніше вважати не сам млин, а приймальний пристрій завиткового живильника, розмістивши в ньому датчик концентрації. З урахуванням властивостей руди оператор задає потрібне значення цього показника та за сигналами датчика контролює фактичне співвідношення, змінюючи подачу води в приймальний пристрій.

Регулювання може здійснюватися і в автоматичному режимі. У цьому випадку оператор задає необхідне розрідження пульпи, а система автоматичного керування на основі зворотного зв'язку забезпечує його стабілізацію. Керованим елементом САР є приймальний вузол завиткового живильника, а джерелом інформації – датчик вмісту твердого матеріалу в цьому вузлі, який потребує розроблення.

3 Теоретичне та експериментальне дослідження системи підтримання оптимального розрідження пульпи

3.1 Визначення математичної моделі керованого об'єкта

Живильник забезпечує подачу матеріалу до млина, відбираючи його з рівня, що знаходиться нижче вхідної горловини технологічної установки. Під час роботи живильник обертається синхронно з барабаном млина, виконуючи n обертів за одну хвилину.

Конструктивна схема завиткового живильника наведена на рис.3.1. Піски класифікатора скидаються через поріг 2 та надходять у пісковий жолоб 4. На початковому відрізку жолоба через трубопровід 3 подається вода, внаслідок чого формується пульпа. Частина рідини переноситься разом із пісками безпосередньо з класифікатора. Утворена пульпа 6 збирається в приймальній зоні завиткового живильника 5 довжиною b . За встановленої продуктивності процесу формується стабільний рівень пульпи H .

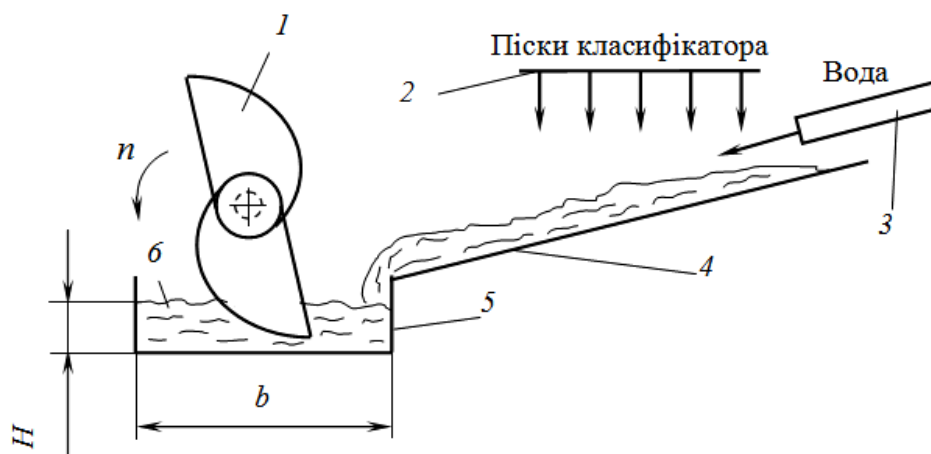


Рисунок 3.1 – Схематичне зображення кульового млина як керованого об'єкта

1-завитковий живильник; 2-поріг класифікатора; 3-труба; 4-пісковий жолоб; 5- приймальний пристрій завиткового живильника; 6-пульпа.

За умов усталеного функціонування об'єм пульпи, що надходить у систему за певний проміжок часу, є рівним кількості рідини, яка відводиться з приймального вузла. За кожного значення продуктивності завиткового живильника встановлюється відповідний рівень пульпи H у його

приймальному просторі. З позиції динаміки роботи завиткового живильника описує визначена функціональна залежність, наведена в джерелі [21]

$$A \frac{dX_{вих}}{dt} = \Delta Q, \quad (3.1)$$

де A – сталий коефіцієнт, що має конкретне значення для певного процесу; $\frac{dX_{вих}}{dt}$ – прирощення вихідної величини; ΔQ – регульовальне матеріальне або енергетичне діяння на вході об’єкта, що викликає відхилення вихідної величини.

Вважатимемо, що зміна витрат відбувається протягом нескінченно малого інтервалу часу. За цієї умови відповідну величину можна подати у наближеній формі. З огляду на те, що керованим вихідним параметром у розглянутому процесі є рівень рідини в приймальному вузлі завиткового живильника, співвідношення (3.1) доцільно записати у вигляді

$$A \frac{\Delta H}{\Delta t} = \frac{\Delta V}{\Delta t}. \quad (3.2)$$

Помноживши ліву і праву частини (3.2) на Δt , отримаємо

$$A \cdot \Delta H = \Delta V, \quad (3.3)$$

звідки

$$A = \frac{\Delta V}{\Delta H}. \quad (3.4)$$

Для даного агрегату

$$\Delta V = a \cdot b \cdot \Delta H, \quad (3.5)$$

де a і b – відповідно ширина та довжина приймального пристрою завиткового живильника.

З врахуванням (3.5) залежність (3.4) прийме вигляд

$$A = a \cdot b. \quad (3.6)$$

Отже, величина коефіцієнта A визначається площею поверхні приймального елемента спірального (завиткового) живильника.

Якщо в (3.2) Δt спрямувати до dt ($\Delta t \rightarrow dt$), то $\Delta V/\Delta t$ буде прагнути до $Q'_\Pi - Q'_B$, а $\Delta H/\Delta t$ до dH/dt [22]. Тоді (3.2) прийме вигляд

$$A \frac{dH}{dt} = Q'_\Pi - Q'_B, \quad (3.7)$$

де Q'_Π – приплив матеріалу в приймальний пристрій; Q'_B – витрати матеріалу з приймального пристрою.

Отже, подача матеріалу до приймального вузла шнекового живильника становить

$$Q'_\Pi = \frac{Q_\Pi}{\delta_T} + k_1 \frac{Q_\Pi}{\delta_B} + \frac{Q_{ВЖ}}{\delta_B}, \quad (3.8)$$

де Q_Π – масові витрати пісків; $Q_{ВЖ}$ – масові витрати води в пісковий жолоб класифікатора; δ_T – густина твердого; δ_B – густина води; k_1 – коефіцієнт, що враховує вміст вологи в пісках класифікатора.

Витрати пульпи з приймального пристрою завиткового живильника

$$Q'_B = k_2 H, \quad (3.9)$$

де k_2 – константа, яка характеризує завитковий живильник, м²/с.

З урахуванням співвідношень (3.8) та (3.9), а також числового значення коефіцієнта A , формулу (3.7) доцільно подати в такій формі

$$S_{Ж} \frac{dH}{dt} = \frac{Q_\Pi}{\delta_T} + k_1 \frac{Q_\Pi}{\delta_B} + \frac{Q_{ВЖ}}{\delta_B} - k_2 H$$

або

$$S_{Ж} \frac{dH}{dt} + k_2 H = \frac{Q_\Pi}{\delta_T} + k_1 \frac{Q_\Pi}{\delta_B} + \frac{Q_{ВЖ}}{\delta_B}, \quad (3.10)$$

де $S_{Ж}$ – площа поперечного перерізу приймального пристрою завиткового живильника.

Поділимо ліву і праву частини рівняння (3.10) на k_2 і отримаємо

$$T \frac{dH}{dt} + H = \left(\frac{1}{\delta_T \cdot k_2} + \frac{k_1}{\delta_B \cdot k_2} \right) \cdot Q_\Pi + \frac{1}{\delta_B \cdot k_2} \cdot Q_{ВЖ}, \quad (3.11)$$

де $T = S_{ж} / k_2$ – стала часу завиткового живильника.

Введемо позначення $B = \frac{1}{\delta_B}$; $d = \frac{1}{k_2}$; $C = \left(\frac{1}{\delta_T} + \frac{k_1}{\delta_B} \right)$. Тоді рівняння (3.11)

прийме вигляд

$$T \frac{dH}{dt} + H = d \cdot C \cdot Q_{II} + d \cdot B \cdot Q_{ВЖ} \quad (3.12)$$

Перейдемо від вихідного виразу (3.12) до його зображення за перетворенням Лапласа за умови нульових початкових значень та отримаємо.

$$(T \cdot p + 1) \bar{H} = d \cdot C \cdot \bar{Q}_{II} + d \cdot B \cdot \bar{Q}_{ВЖ}, \quad (3.13)$$

звідки

$$\bar{H} = \frac{d \cdot C \cdot \bar{Q}_{II}}{T \cdot p + 1} + \frac{d \cdot B \cdot \bar{Q}_{ВЖ}}{T \cdot p + 1}, \quad (3.14)$$

де \bar{H} , \bar{Q}_{II} , $\bar{Q}_{ВЖ}$ – зображення за Лапласом відповідних змінних.

Після алгебраїчного перетворення виразу (3.14) та виконання оберненого переходу від лапласівського зображення до часової функції отримуємо рівняння, що описує динамічну поведінку завиткового живильника.

$$H = d \cdot C \cdot \left(1 - e^{-\frac{1}{T}t} \right) \cdot Q_{II} + d \cdot B \cdot \left(1 - e^{-\frac{1}{T}t} \right) \cdot Q_{ВЖ}, \quad (3.15)$$

де $Q_{II} = const$, $Q_{ВЖ} = const$.

Рівняння (3.15) характеризує часову динаміку рівня пульпи H у приймальному вузлі завиткового живильника за умов стрибкоподібної зміни масових витрат пісків і води, що надходять у пісковий жолоб класифікатора. У разі, коли подача води залишається сталою, відповідний доданок не змінюється, і тоді рівняння (3.15) набуває спрощеної форми.

$$H = d \cdot C \cdot \left(1 - e^{-\frac{1}{T}t} \right) \cdot Q_{II}, \quad (3.16)$$

де $Q_{II} = const$.

За умови сталих витрат пісків рівняння (3.15) характеризуватиме виключно залежність зміни рівня пульпи від подачі води в пісковому жолобі, тобто відобразатиме вплив саме водного потоку.

$$H = d \cdot B \cdot \left(1 - e^{-\frac{1}{T}t} \right) \cdot Q_{ВЖ}, \quad (3.17)$$

де $Q_{ВЖ} = const$.

Зміна висоти пульпи в приймальному відсіку завиткового живильника, що описується залежністю (3.9), спричиняє відповідне коригування витрати пульпи, яка подається до завантажувального отвору кульового млина. Для заданих умов процесу, зокрема за значень $a = 1,033$ м; $b = 6,312$ м; $k_1 = 0,12$; $k_2 = 0,1$ м²/с; $\delta_T = 3,3$ т/м³; $\delta_B = 1,0$ т/м³, математичний опис динаміки роботи завиткового живильника набуває такого вигляду.

$$H = 4,23 \cdot \left(1 - e^{-0,01534t} \right) \cdot Q_{П} + 10 \cdot \left(1 - e^{-0,01534t} \right) \cdot Q_{ВЖ}, \quad (3.18)$$

де H – відхилення рівня, м; t – поточний час, с; $Q_{П}$, $Q_{ВЖ}$ – відповідно незмінне відхилення витрат пісків та води в пісковий жолоб.

Відповідно до залежності (3.18) з використанням персонального комп'ютера виконано розрахунок кривих перехідних режимів роботи завиткового живильника за умови відхилення витрат води у пісковий жолоб на рівні $2 \cdot 10^{-3}$ т/с та зміни витрат пісків, що становить $8 \cdot 10^{-3}$ т/с. На наступному етапі проведено обробку результатів, отриманих для перехідного режиму із сумарною дією збурювальних чинників та усталеним значенням рівня 0,05384 м. Підсумкові результати опрацювання подано в табл.3.1 з урахуванням сталої часу завиткового живильника, яка дорівнює 65,2 с.

Аналіз наведених у табл.3.1 даних показує, що на початковій ділянці перехідного режиму істотні коливання приросту рівня пульпи у приймальному пристрої спостерігаються протягом інтервалу, що відповідає трьом сталим часу. Надалі амплітуда цих відхилень зменшується, проте вони ще можуть помітно впливати на інтегральне відхилення рівня від нового усталеного стану. З огляду на те, що характер перехідного процесу під час

експлуатації завиткового живильника залишається незмінним, тривалість осереднення змін витрат доцільно визначати на основі отриманої перехідної характеристики. При цьому зазначений час слід приймати не меншим за шість сталих часу, що для даного об'єкта становить 391,2 с.

Таблиця 3.1 – Значення відхилень рівня пульпи в перехідному процесі через інтервали, кратні сталій часу завиткового живильника

Тимчасовий інтервал сталих часу	Тимчасовий інтервал, с	Поточне значення рівня, м	Відхилення рівня від усталеного значення, м	Відхилення рівня, %
T	65,2	0,034037	0,019803	36,78176
$2T$	130,4	0,046556	$7,284004 \times 10^{-3}$	13,52898
$3T$	195,6	0,051161	$2,679185 \times 10^{-3}$	4,9762
$4T$	260,8	0,052855	$9,85452 \times 10^{-4}$	1,83033
$5T$	326	0,053478	$3,62467 \times 10^{-4}$	0,67323
$6T$	391,2	0,053707	$1,33322 \times 10^{-4}$	0,24763
$7T$	456,4	0,053791	$4,9038 \times 10^{-5}$	0,09108
$8T$	521,6	0,053822	$1,8037 \times 10^{-5}$	0,0335
$9T$	586,8	0,053833	$6,634 \times 10^{-6}$	0,01232
$10T$	652	0,053838	$2,440 \times 10^{-6}$	$4,532 \times 10^{-3}$
$11T$	717,2	0,053839	$8,98 \times 10^{-7}$	$1,667 \times 10^{-3}$
$12T$	782,4	0,05384	$3,30 \times 10^{-7}$	$6,132 \times 10^{-4}$

Математичну модель об'єкта керування за параметром густини пульпи було отримано експериментальним способом. У пісковому жолобі та безпосередньо в приймальному вузлі завиткового живильника встановили радіаційні прилади для вимірювання густини. За сталого режиму значення густини пульпи становить $2,4 \text{ т/м}^3$. Подачу води зі шланга відрегулювали до рівня $26,5 \text{ м}^3/\text{год}$. Після введення шланга в пісковий жолоб густина зменшується до $2,2 \text{ т/м}^3$. Далі витрату води змінюють стрибкоподібно шляхом швидкого вилучення шланга з жолоба. Унаслідок такого збурення в приймальному пристрої живильника виникає перехідний процес із часовим запізненням близько 2 с, при цьому густина пульпи змінюється приблизно на 10%. Після завершення перехідного режиму параметр знову досягає значення $2,4 \text{ т/м}^3$. Через кожні 10 с фіксують покази густиноміра в приймальному

пристрої, у результаті чого формується набір експериментальних даних. Отримані точки наносять на координатну площину (рис.3.2).

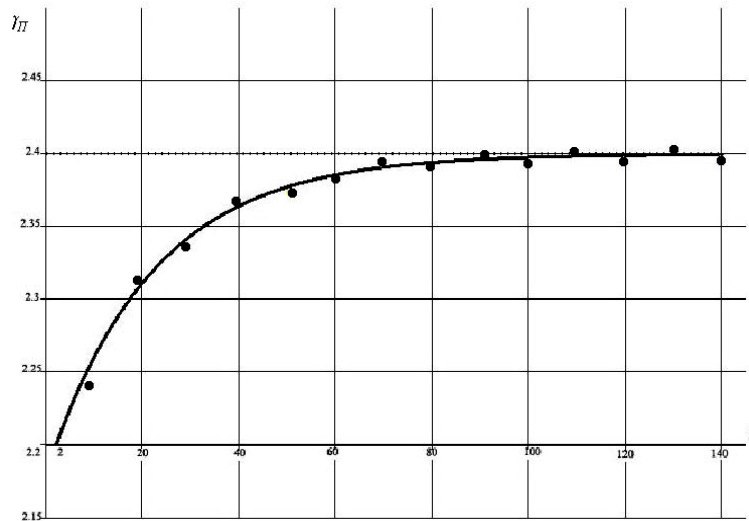


Рисунок 3.2 – Перехідний процес керованого об’єкта по густині пульпи, отриманий експериментальним шляхом

Густину пульпи в пісковому жолобі будемо позначати як $\gamma_{ж}$, а в приймальному пристрої – як $\gamma_{п}$. У такому разі залежність, що описує регульований об’єкт за параметром густини, може бути подана відповідним математичним виразом

$$T \frac{d\gamma_{п}}{dt} + \gamma_{п} = \gamma_{ж} \quad (3.19)$$

Перейдемо від початкового рівняння (3.19) до його лапласового образу за умови нульових початкових значень, у результаті чого одержимо відповідний вираз

$$Tp\bar{\gamma}_{п} + \bar{\gamma}_{п} = \bar{\gamma}_{ж} \quad (3.20)$$

Винесемо $\bar{\gamma}_{п}$ за дужки у лівій частині рівняння

$$\bar{\gamma}_{п}(Tp + 1) = \bar{\gamma}_{ж} \quad (3.21)$$

Після визначення відповідного виразу та виконання його перетворень за формулою (3.21), а також здійснення зворотного переходу від лапласового зображення до початкової часової форми, одержуємо диференціальне

рівняння, яке описує динамічні властивості об'єкта за параметром густини пульпи

$$\gamma_{\Pi} = \left(1 - e^{-\frac{1}{T}t}\right) \gamma_{Ж} \quad (3.22)$$

де $\gamma_{Ж}$ – відхилення густини пульпи від заданого значення.

Після виконання апроксимації експериментальних даних аналітичним співвідношенням (3.22) за значень $T=22\text{с}$ та запізнення $\tau=2\text{с}$ можна стверджувати, що отримане рівняння коректно відтворює сукупність точок, поданих на рис.3.2, і може бути використане як математичний опис об'єкта за показником густини.

Оскільки пряме визначення розрідження пульпи є неможливим, а цей параметр функціонально пов'язаний із густиною пульпи, математичну модель для його оцінювання доцільно подати у відповідному аналітичному вигляді

$$K_{\Pi} = \left(1 - e^{-\frac{1}{T}t}\right) K_{Ж} \quad (3.23)$$

де K_{Π} – розрідження пульпи в приймальному пристрої; $K_{Ж}$ – відхилення розрідження пульпи від заданого значення.

3.2 Розробка та опис функціональної схеми САР стабілізації підтримання оптимального розрідження пульпи

Регульований об'єкт можна описати математичною моделлю, якщо як вихідний параметр прийняти розрідження пульпи

$$T \frac{dK_{\Pi}}{dt} + K_{\Pi} = K_{Ж} \quad (3.24)$$

де T – стала часу; K_{Π} – розрідження пульпи у приймальному пристрої завиткового живильника; $K_{Ж}$ – розрідження пульпи в пісковому жолобі класифікатора (керуюче діяння).

Запишемо в (3.24) $K_{ж}$, виразивши його через параметри потоку. Тоді (3.24) прийме вигляд

$$T \frac{dK_{II}}{dt} + K_{II} = \frac{Q_{VT2} \delta_T}{Q_{VB2} \delta_B}, \quad (3.25)$$

де Q_{VT2} – відхилення об'ємних витрат твердого в пісковому жолобі від усталеного значення; Q_{VB2} – відхилення об'ємних витрат води в пісковому жолобі від усталеного значення.

Із залежності (3.25) випливає, що на регульований об'єкт практично не впливають сторонні перешкоди. Фактично присутній лише основний збурювальний чинник – навантаження, яке прикладається до об'єкта. Роль такого навантаження виконують витрати пісків Q_{VT} , причому їх значення можуть змінюватися в досить широкому діапазоні. Керуючий вплив у системі реалізується через витрати води в пісковому жолобі Q_{VB} .

У цих умовах доцільно застосувати принцип керування за відхиленням. Такий підхід може забезпечити достатню ефективність процесу, однак для його реалізації необхідно розробити спеціальний вимірювальний засіб – або для визначення густини пульпи, або для контролю співвідношення твердої та рідкої фаз у приймальному вузлі завиткового живильника.

Застосування принципу комбінованого керування є недоцільним, адже на об'єкт керування діє лише один збурювальний фактор, який неможливо безпосередньо виміряти. Зазвичай вода подається в об'єкт в одній точці та разом із пісками переміщується пісковим жолобом (рис. 3.3а). За умов автоматичного регулювання такий спосіб спричиняє появу запізнювання, що негативно впливає на якість керування.

Для усунення цього недоліку необхідно змінити спосіб введення води в об'єкт. Оскільки транспортування пісків без додаткової води неможливе, реалізація схеми, показаної на рис.3.3б, є неприйнятною. У зв'язку з цим виникає потреба використання двох джерел води – основного

та допоміжного. У такому разі структура об'єкта відповідатиме схемі, зображеній на рис.3.3в.

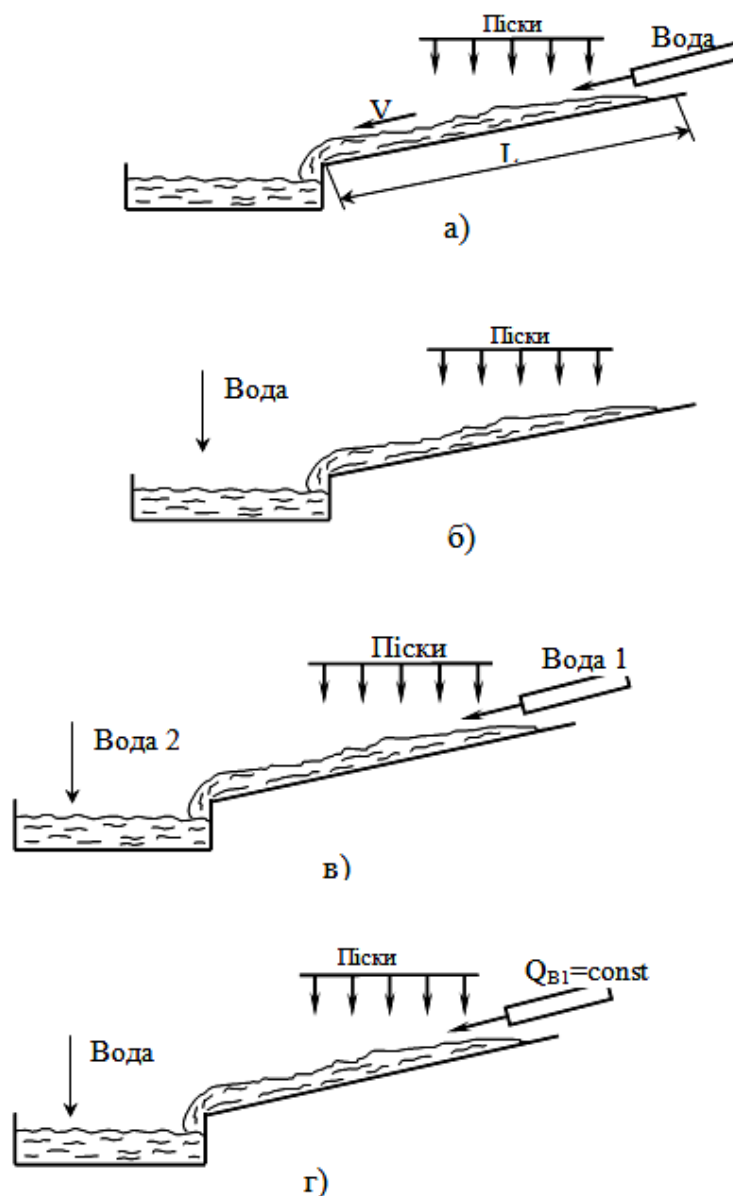


Рисунок 3.3 – Схематичне зображення подачі води в регульований об'єкт

а) подача в одній точці; б) подача в приймальний пристрій; в) два джерела води; г) з стабілізацією додаткового джерела

Разом із тим коливання тиску у водяній магістралі викликатимуть зміну витрати додаткової води, що призведе до появи додаткової перешкоди та погіршення процесу регулювання. Окрім цього, знову проявлятиметься вплив запізнювання. Для нейтралізації зазначених негативних чинників

доцільно застосувати стабілізацію витрати додаткового джерела води на рівні $Q_{VI} = \text{const}$ (рис. 3.3г).

З урахуванням наведеного розроблено функціональну схему системи автоматичного регулювання розрідження пульпи в приймальному пристрої завиткового живильника набуває відповідного вигляду. Схема включає такі складові: $Z_{P/B}$ – блок задання розрідження пульпи, яке має підтримуватися за встановлених технологічних умов; перетворювальний елемент, що аналізує сигнал завдання та інформацію з датчика і формує керуючий вплив; амплітудний підсилювач, призначений для збільшення рівня керуючого сигналу; підсилювач потужності, який доводить сигнал до необхідної енергетичної величини; виконавчий механізм і регулювальний орган, що реалізують керування відповідно до отриманого сигналу; об'єкт регулювання – приймальний вузол, який забезпечує стабільне співвідношення компонентів у кульовому млині другої стадії подрібнення; датчик розрідження пульпи, що здійснює контроль і зворотний зв'язок у системі.

3.3 Обґрунтування способу вимірювання розрідження пульпи в приймальному пристрої завиткового живильника

Для впровадження методу розрідження пульпи у млинах, призначених для подрібнення пісків механічних класифікаторів, пульпу попередньо накопичують у приймальній камері завиткового живильника. У цій зоні здійснюють вимірювання тиску та рівня середовища з урахуванням змінного параметра – густини твердої фази. На основі отриманих величин визначають інтегральний для млина показник розрідження пульпи. Датчики тиску і рівня розміщують на одній вертикальній осі, співпадаючій з віссю обертання млина. Контроль параметрів проводять із різною чутливістю вимірювальних каналів, забезпечуючи відповідність між сигналами на рівні

густини контрольованої пульпи, при цьому часові характеристики вимірювальних ланцюгів підлягають компенсації.

Функціональна схема автоматизованого контролю процесу розрідження пульпи в млині, що подрібнює піски механічного класифікатора, за запропонованим методом наведена на рис.3.4. Піски 1, що сходять зі спіральних елементів класифікатора, разом із водою 2 утворюють у пісковому жолобі 3 пульпу 4. Далі пульпа самопливом надходить у приймальний пристрій 5 завиткового живильника. За усталеного режиму роботи об'єм пульпи, який надходить у приймальну камеру за заданий інтервал часу, транспортується завитковим живильником 6, що виконує функцію буферної ємності, у барабан млина 8. Унаслідок цього в приймальній пристрої 5 стабілізується рівень пульпи, яка створює гідростатичний тиск на днище резервуара.

Максимальне значення тиску фіксується за умови розміщення точки вимірювання на вертикалі, що проходить через вісь обертання барабана 8. Контроль тиску та рівня пульпи здійснюється вимірювальними засобами 9 і 10, сигнали з яких надходять до обчислювального блока 11. Додатково цей блок отримує інформацію про густину твердої фази від задавача 12. На основі сукупності вхідних даних обчислювальний пристрій 11 розраховує узагальнений для млина показник співвідношення руда/вода за відповідною аналітичною залежністю.

$$K_{P-B} = \frac{\delta_T}{\delta_B} \cdot \frac{(P_{II} - \delta_B H_{II})}{(\delta_T H_{II} - P_{II})}, \quad (3.26)$$

де P_{II} – тиск пульпи в приймальній пристрої завиткового живильника; H_{II} – рівень пульпи в приймальній пристрої; δ_T – густина твердого; δ_B – густина води.

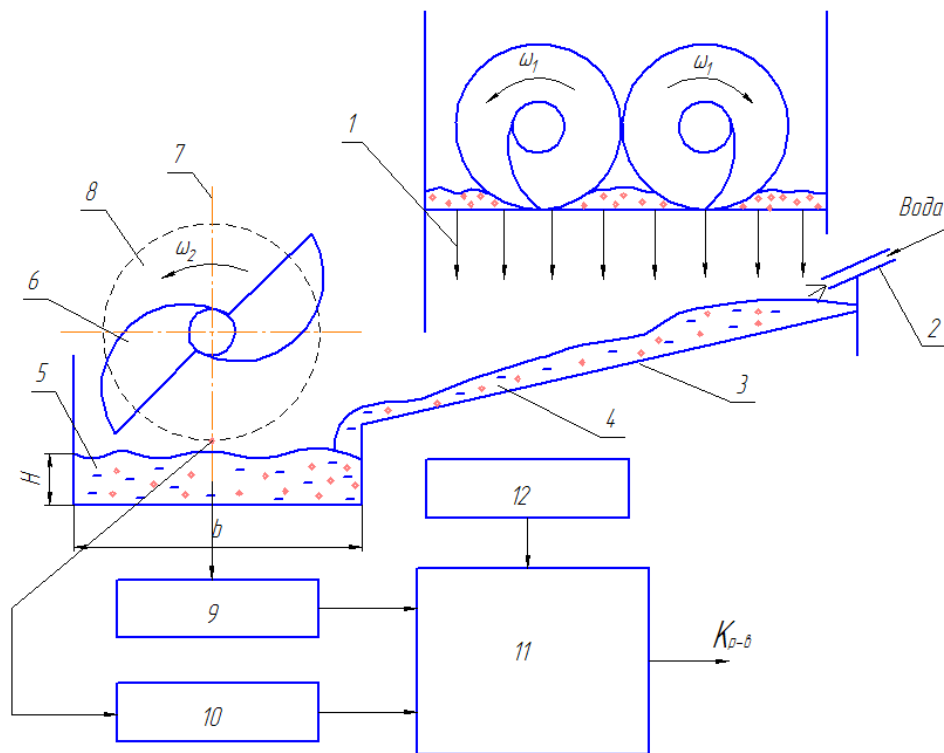


Рисунок 3.4 – Функціональна схема автоматизованого контролю процесу розрідження пульпи в млині

Під час роботи завиткового живильника 6 у приймальній зоні 5 формується складний нестационарний режим, що проявляється хвилювими коливаннями та пульсаціями рівня пульпи. Це зумовлює часові коливання показів датчиків тиску 9 і рівня 10. За таких умов виникає динамічна похибка визначення інтегрального для млина параметра розрідження пульпи, спричинена пульсацією сигналів у контурах контролю тиску та рівня пульпи.

Разом із тим, розміщення первинних перетворювачів тиску й рівня на одній вертикальній осі 7, що проходить через вісь обертання барабана 8 млина, істотно знижує похибку вимірювань. Це пояснюється тим, що відношення показів приладів 9 і 10 для даного середовища залишається сталим за будь-яких значень рівня. Унаслідок цього визначений узагальнений показник розрідження пульпи практично не змінюється з часом і не залежить від динамічного режиму, що дає змогу відмовитися від операції осереднення сигналів у вимірювальних колах.

Точність визначення узагальненого показника K_{P-B} значною мірою обумовлена чутливістю засобів вимірювання тиску та рівня пульпи. Якщо за еталон прийняти чутливість каналу вимірювання рівня, то за однакової чутливості в каналі тиску отримати прийнятні результати неможливо. З огляду на те, що тиск пульпи визначається її висотою H_{Π} , тобто $P_{\Pi} = \delta_{\Pi} H_{\Pi}$, залежність (3.26) доцільно подати у відповідному вигляді

$$K_{P-B} = \frac{\delta_T}{\delta_B} \cdot \frac{(\delta_{\Pi} - \delta_B)}{(\delta_T - \delta_{\Pi})}. \quad (3.27)$$

Запропонований метод автоматизованого контролю розрідження пульпи в млинах, що здійснюють подрібнення пісків механічних класифікаторів, вирізняється простотою реалізації та високою точністю визначення інтегрального показника розрідження пульпи за значних коливань його величини й витрат середовища. Визначене значення K_{P-B} не залежить від динаміки процесів у об'єкті керування та від динамічних властивостей вимірювальної апаратури.

3.4 Теоретичне дослідження джерела рідини, що подається в технологічний процес, з автоматичною стабілізацією витрат

3.4.1 Теоретичне дослідження гідравлічного перетворювача потоку рідини

У системі автоматичного керування співвідношенням твердого і рідкого компонентів у барабанному млині доцільно застосовувати два режими водопостачання з піскового жолоба класифікатора: із сталою витратою $Q = \text{const}$ або зі змінною витратою $Q = \text{var}$. При цьому ключовою умовою є забезпечення достатньо високої точності вимірювання та стабілізації витрати води Q . За таких вимог подача води, як правило, здійснюється трубопроводами з умовним діаметром близько 50 мм.

Застосування традиційних методів розв'язання цієї задачі є недоцільним з низки причин. По-перше, система автоматичного регулювання має складну структуру, що включає витратомір, регулювальний орган, виконавчий механізм і пристрій задання. По-друге, точність стабілізації витрати є недостатньою, оскільки подібні САР зазвичай характеризуються похибкою регулювання на рівні $\pm(2,5...3,0)\%$ і вище. По-третє, технічна реалізація ускладнюється тим, що стандартні засоби вимірювання витрати, зокрема діафрагми, практично непридатні для використання в трубопроводах такого діаметра.

Більш перспективним рішенням є використання вертикального гідравлічного перетворювача, в який вода надходить безпосередньо з магістральної лінії та самопливом витікає через нижню частину пристрою. Конструкція такого перетворювача може бути виконана у вигляді трьох послідовно з'єднаних циліндричних трубних ділянок різного діаметра: випускного патрубку, проточного каналу та накопичувальної камери.

З урахуванням визначених коефіцієнтів та швидкостей руху рідини, приведені до каналу перетворювача, втрати напору визначаються відповідним значенням.

$$\Sigma h_B = \lambda_2 \frac{l_2}{d_2} \frac{v_2^2}{2g} + \lambda_3 \frac{l_3}{d_3} \frac{d_2^2}{d_3^2} \frac{v_2^2}{2g} + \frac{1}{2} \left(1 - \frac{d_2^2}{d_1^2}\right) \frac{v_2^2}{2g} + \frac{1}{2} \left(1 - \frac{d_3^2}{d_2^2}\right) \frac{d_2^2}{d_3^2} \frac{v_2^2}{2g}. \quad (3.28)$$

Подамо швидкість потоку в патрубок через швидкість у каналі та з урахуванням гідравлічних втрат отримаємо математичний опис, який характеризує роботу гідравлічного перетворювача в умовах усталеного режиму.

$$H = \frac{v_2^2}{2g} \left[\alpha_3 \frac{d_2^2}{d_3^2} + \lambda_2 \frac{l_2}{d_2} + \lambda_3 \frac{l_3}{d_3} \frac{d_2^2}{d_3^2} + \frac{1}{2} \left(1 - \frac{d_2^2}{d_1^2}\right) + \frac{1}{2} \left(1 - \frac{d_3^2}{d_2^2}\right) \frac{d_2^2}{d_3^2} \right]. \quad (3.29)$$

Знайдемо v_2 з залежності (3.29)

$$v_2 = \sqrt{\frac{2gH}{\alpha_3 \frac{d_2^2}{d_3^2} + \lambda_2 \frac{l_2}{d_2} + \lambda_3 \frac{l_3}{d_3} \frac{d_2^2}{d_3^2} + \frac{1}{2} \left(1 - \frac{d_2^2}{d_1^2}\right) + \frac{1}{2} \left(1 - \frac{d_3^2}{d_2^2}\right) \frac{d_2^2}{d_3^2}}}. \quad (3.30)$$

Подана математична модель гідравлічного перетворювача характеризує процес подачі води до піскового жолоба класифікатора за умов усталеного режиму функціонування. Кінцевим параметром цього процесу виступає швидкість руху рідини, яка має залишатися незмінною з плином часу. Якість і точність подавання води безпосередньо залежать від коливань швидкості потоку в каналі гідравлічного перетворювача.

У співвідношенні (3.30) більшість величин є сталими конструктивними параметрами, тоді як рівні рідини H і α_3 мають іншу природу. Вони можуть варіюватися під час експлуатації обладнання, а отже виступають як збурювальні чинники, що впливають на стабільність і точність витрати водяного джерела.

Після підстановки визначених і прийнятих значень параметрів гідравлічного перетворювача у залежність (3.30) отримаємо відповідний аналітичний вираз.

$$v_2 = 1,25339\sqrt{H}, \text{ м/с}. \quad (3.31)$$

Показники швидкості руху рідини в каналі гідравлічного перетворювача за різних рівнів води наведено в таблиці 3.2. За опорне значення прийнято швидкість потоку при рівні води 1 м.

Таблиця 3.2 – Залежність зміни швидкості води в каналі гідравлічного перетворювача при різних рівнях рідини

$H, \text{ м}$	1,0	1,005	1,01	1,015	1,02	1,025	1,03	1,035
$\Delta v_2, \%$	0	0,25	0,5	0,75	1,0	1,24	1,49	1,74

$H, \text{ м}$	1,04	1,045	1,05	1,06	1,07	1,08	1,09	1,1
$\Delta v_2, \%$	1,98	2,22	2,47	2,96	3,44	3,92	4,40	4,88

З аналізу табличних даних випливає, що зі збільшенням відхилення рівня рідини від заданого значення похибка дозування зростає повільніше, ніж відповідна зміна параметра, проте її величина залишається суттєвою. Допустимі значення похибки забезпечуються лише за умови, коли відхилення рівня не перевищує 20 мм. У разі більш значних коливань рівня рідини похибка перевищує встановлені допустимі межі.

Розглянута залежність отримана при $\alpha_3=1$. У реальних промислових установках цей коефіцієнт може зростати до 1,13 [25]. За таких умов аналітичний вираз залежності набуває іншого вигляду

$$v_2 = 1,22808\sqrt{H}, \quad (3.32)$$

що при $H=1$ м забезпечує швидкість $v_2=1,22808$ м/с. Відносна зміна швидкості може складати дещо більше двох відсотків.

Отже, застосування гідравлічного перетворювача як об'єкта керування дає змогу забезпечити стабільні витрати рідини в межах технологічного процесу. Достатньо висока точність без використання автоматичного регулювання можлива за умови підтримання сталого рівня води методом переливу, проте такий спосіб є нераціональним через надмірні втрати водних ресурсів. Використання класичної схеми автоматичного регулювання рівня рідини дозволяє обмежити похибку в діапазоні 3–5 %. За похибки 5 % абсолютне відхилення рівня становитиме 50 мм, при цьому похибка дозування, відповідно до наведених даних, дорівнює 2,47 %. У разі зменшення похибки регулювання до 3 % показники точності ще більше покращуються. Таким чином, система автоматичного регулювання рівня рідини забезпечує значно вищу точність дозування порівняно з безпосереднім керуванням у магістральному трубопроводі.

Створення та впровадження спеціалізованих систем автоматичного регулювання з урахуванням специфіки гідравлічного перетворювача дає можливість суттєво підвищити точність подачі води в технологічний процес.

3.4.2 Теоретичні дослідження інваріантної системи автоматичної стабілізації рівня води

Одержані експериментальні дані свідчать, що керований об'єкт – гідравлічний перетворювач потоку – у цьому випадку характеризується висотою 1 м, діаметром вихідного патрубку 50 мм та середньою швидкістю витікання води 2,8 м/с. Точність подачі рідини досягається завдяки підтриманню сталого рівня води в перетворювачі за умов змінного тиску в магістральній мережі підприємства. Подачу води до гідравлічного перетворювача передбачається здійснювати трубопроводом діаметром 50 мм і довжиною 2 м. Траса трубопроводу включає два відводи під кутом 90°, запірний кран і регулювальний елемент. Функцію регулювання виконує вихідна пряма ділянка труби, спрямована на екран. Як екран застосовується циліндричний поплавок.

Для даної гідравлічної системи подачі води справедливе рівняння [26]

$$P_2 = P_1 + \Delta P_l + \Delta P_{p.o.}, \quad (3.33)$$

де P_2 – тиск середовища в джерелі; P_1 – тиск середовища в об'єкті; ΔP_l – опір лінії подачі рідини; $\Delta P_{p.o.}$ – опір регулюючого органа.

Опір трубопроводу подачі рідини визначається сумарною дією локальних гідравлічних втрат, що виникають у крані, регулювальному елементі та двох колінах, а також втратами напору, зумовленими тертям потоку об внутрішню поверхню труби.

Для лінії подачі води, з урахуванням її тривалої безперервної експлуатації, приймаємо сталеву трубу, очищену в процесі багаторічної роботи, з внутрішнім діаметром 50 мм. Для такої труби еквівалентна шорсткість становить $\Delta = 0,3$ мм [23]. Відносна шорсткість при цьому дорівнює $\bar{\Delta} = \Delta/d = 0,006$ [23]. Оскільки отримане значення не перевищує

0,007, коефіцієнт гідравлічного тертя (коефіцієнт Дарсі) доцільно визначати за відповідною аналітичною залежністю, наведеною в джерелі [23]

$$\lambda \approx 0,114\sqrt{\Delta}, \quad (3.34)$$

відповідно до прийнятих розрахункових умов коефіцієнт становить $\lambda \approx 0,0306$. Критичне (граничне) значення числа Рейнольдса складе $(\text{Re } d)''_{\text{гран}} \approx 500/\Delta = 83000$ [23]. Щоб магістраль подачі води працювала в квадратичній області гідравлічного опору, необхідно забезпечити визначену середню швидкість потоку. За максимального значення кінематичної в'язкості та при $\text{Re} = 85\,000$ ця швидкість дорівнює 258 см/с. З метою підвищення надійності приймаємо швидкість руху середовища рівною 2,8 м/с. Втрати напору, зумовлені тертям рідини об внутрішню поверхню трубопроводу, визначаються за відповідною формулою [25]

$$\Delta P_{\text{лм}} = \lambda \frac{l}{d} \frac{\gamma \cdot v^2}{2g}, \quad (3.35)$$

де l - довжина трубопроводу; g - прискорення земного тяжіння.

Місцеві опори будуть визначатись за формулою [26]

$$\Delta P_{\text{лм}i} = \xi_i \frac{\gamma \cdot v_i^2}{2g}, \quad (3.36)$$

де ξ_i - коефіцієнт місцевого опору дільниці; v_i - швидкість середовища на дільниці.

Оскільки в кожному з місцевих опорів рух відбувається з однаковою швидкістю, їхній загальний показник визначається шляхом підсумовування окремих значень.

$$\Delta P_{\text{лм}\Sigma} = \frac{\gamma \cdot v^2}{2g} (\xi_k + 2\xi_s), \quad (3.37)$$

де ξ - відповідно коефіцієнти місцевого опору крана та коліна.

Результуючий опір лінії подачі води в гідравлічний перетворювач

$$\Delta P_n = \frac{\gamma \cdot v^2}{2g} \left(\xi_\kappa + 2\xi_3 + \lambda \frac{l}{d} \right) \quad (3.38)$$

Коефіцієнт місцевого опору коліна, зігнутого під кутом 90° , при відношенні радіуса труби до радіуса закруглення 0,3 дорівнює $\xi_3 = 0,158$ [24]. Коефіцієнт місцевого опору крана є змінною константою, яка може підбиратись. Він має значення – 0,05; 0,29; 1,56; 5,47; 17,3; 52,6; 206 відповідно для кутів повороту 5; 10; 20; 30; 40; 50; 60 градусів [24].

Опір регулюючого органу визначиться аналогічно

$$\Delta P_{po} = \xi_{po} \frac{\gamma \cdot v_i^2}{2g} \quad (3.39)$$

де ξ_{po} - коефіцієнт місцевого опору регулюючого органу.

Він визначається конструктивним виконанням виходу потоку з труби на екран, а також відносною відстанню екрана від торцевої кромки труби. Приймаємо варіант виходу із заокругленням, для якого відношення радіуса заокруглення до діаметра трубопроводу дорівнює 0,5.

Віддалення екрана від кромки труби неоднозначно впливає на величину коефіцієнта місцевого опору, проте в початковому діапазоні зміни ця залежність є майже лінійною. У цій зоні коефіцієнт набуває значень 2,5; 1,30; 0,63 за відповідних відносних відстаней 0,05; 0,07; 0,10 [27]. Для прийнятого діаметра труби це відповідає абсолютним відстаням 2,5 мм; 3,5 мм та 5,0 мм.

З огляду на те, що витікання води з регулювального елемента здійснюється безпосередньо в атмосферу, перепад тиску є надлишковим, тобто манометричним. За цих умов рівняння (3.33) доцільно подати у такому вигляді.

$$P_m = \frac{\gamma \cdot v^2}{2g} \left(\xi_\kappa + 2\xi_3 + \lambda \frac{l}{d} + \xi_{po} \right) \quad (3.40)$$

З (3.40) знайдемо середню швидкість руху води в подаючій лінії

$$v = \sqrt{\frac{2g \cdot P_m}{\gamma \left(\xi_{\kappa} + 2\xi_3 + \lambda \frac{l}{d} + \xi_{po} \right)}} \quad (3.41)$$

Густина води коливається в доволі вузькому діапазоні, тому її зміни практично не здатні суттєво впливати на середню швидкість потоку [23]. Основним чинником, що викликає збурення режиму, є варіації тиску води в магістральному трубопроводі. З урахуванням числових значень параметрів, які входять до рівняння (3.41), його можна подати в такій формі:

$$v = 14,007 \sqrt{\frac{P_m}{\xi_{\kappa} + 0,316 + 1,224 + \xi_{po}}}, \text{ м/с}$$

або

$$v = 14,007 \sqrt{\frac{P_m}{\xi_{\kappa} + 1,54 + \xi_{po}}}, \text{ м/с.} \quad (3.42)$$

Рівняння (3.42) свідчить, що за певного значення параметра зміни тиску в магістралі можуть бути частково компенсовані шляхом зміни. Для реалізації цього підходу слід обрати середнє значення ξ_{po} (1,3) та за номінального тиску води P_{mn} в магістралі визначити необхідне ξ_{κ} , яке досягається встановленням відповідного кута повороту запірної елементи крана. Визначення коефіцієнта місцевого гідравлічного опору, що відповідає положенню крана, здійснюється на основі рівняння.

$$v = 14,007 \sqrt{\frac{P_{mn}}{\xi_{\kappa} + 2,84}} \quad (3.43)$$

Рівень рідини в гідравлічному перетворювачі залишатиметься сталим і відповідатиме заданому значенню за умови, що середні швидкості потоку в патрубку та у подаючій магістралі є однаковими, з урахуванням рівності їхніх діаметрів. Такий режим течії є оптимальним, оскільки за нього відсутні похибки дозування. Отже, для подальших розрахунків ξ_{κ} доцільно прийняти $v = v_n = 2,8$ м/с, визначену раніше. За номінального тиску води в магістралі підприємства 4 атм коефіцієнт місцевого гідравлічного

опору крана, обчислений за формулою (3.43), становить $\xi_k = 97,26$, що є технічно досяжним.

З врахуванням заданого ξ_k рівняння (3.42) прийме вигляд

$$v = 14,007 \sqrt{\frac{P_m}{98,8 + \xi_{po}}} \quad (3.44)$$

Із рівняння (3.44) випливає, що підвищення тиску рідини в мережі підприємства здатне врівноважуватися пропорційним зростанням ξ_{po} . Діапазон такої компенсації визначається за допомогою співвідношення, яке отримують із формули (3.44) за умови сталої швидкості потоку 2,8 м/с.

$$P_m = 3,948 + 0,03996 \xi_{po} \quad (3.45)$$

Підставивши у формулу (3.45) граничні значення ξ_{po} (0,63 та 2,5), визначаємо інтервал зміни тиску води в магістралі, за якого реалізується компенсація. Отриманий діапазон становить 3,97–4,05 атм, що свідчить про надзвичайно незначні коливання. У виробничих умовах підприємства реальний інтервал зміни тиску є істотно ширшим.

Аналіз показує, що втрати тиску на крані значно перевищують втрати на інших гідравлічних опорах і регулюючому елементі, що зумовлено високим робочим тиском магістралі. З огляду на це доцільно дослідити, як номінальний тиск у магістралі впливає на ширину інтервалу, в межах якого можливе компенсування його змін. За результатами аналогічних обчислень отримано значення, подані в табл.3.3. При цьому визначалося граничне значення тиску $P_{mg} = 2,84 \cdot 0,03996 = 0,11349$ атм, за якого подача рідини в заданому режимі руху стає неможливою. Мінімальний номінальний тиск у розрахунках приймався дещо вищим $P_{mg} = 0,15$ атм.

З таблиці випливає, що зі зменшенням номінального тиску в магістралі коефіцієнт місцевого опору крана істотно знижується. Таким чином, запропонований робочий орган за низьких номінальних тисків у магістралі підприємства, в межах лінійної ділянки статичної

характеристики, забезпечує ефективну компенсацію коливань параметра, що виникають у реальних виробничих умовах.

Таблиця 3.3 – Залежність діапазону зміни тиску води в магістралі, що компенсується, від його номінального значення

$P_{\text{мн}},$ ат	ξ_{κ}	Рівняння	Відхилення тиску, ат		Відносне відхилення тиску, %	
			Нижня межа	Верхня межа	Нижня межа	Верхня межа
4,00	97,26	$P_{\text{м}} = 3,948 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	3,97	4,05	-0,67	+1,20
3,00	72,24	$P_{\text{м}} = 2,948 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	2,95	3,05	-0,89	+1,60
2,00	47,21	$P_{\text{м}} = 1,948 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	1,93	2,05	-1,35	+2,40
1,00	22,18	$P_{\text{м}} = 0,948 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	0,97	1,05	-2,68	+4,79
0,5	9,67	$P_{\text{м}} = 0,448 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	0,47	0,55	-5,35	+9,59
0,3	4,67	$P_{\text{м}} = 0,248 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	0,27	0,35	-8,91	+15,98
0,15	0,91	$P_{\text{м}} = 0,098 + 0,03996 \xi_{\text{po}}$	0,12	0,20	-17,83	+31,97

Для нейтралізації наслідків коливань тиску в магістральному трубопроводі доцільно використати автоматичний регулятор. Як елемент, що сприймає тиск робочої рідини, може застосовуватися поверхня регулювального органа, сформована у вигляді круглої пластини з достатньо великим діаметром. Зусилля, яке створює потік рідини при взаємодії з площиною цього екрана, визначається відповідно до [25]

$$F = \gamma \frac{\pi \cdot d^2}{4} v^2 \quad (3.46)$$

У цій залежності середнє значення швидкості потоку в трубопроводі визначається тиском у магістралі та є його функціональною характеристикою. Її обчислюють за співвідношенням (3.41). Після підстановки виразу (3.41) у формулу (3.46) одержуємо відповідний результат

$$F = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot g}{2} \frac{P_{\text{м}}}{\left(\xi_{\kappa} + 2\xi_{\text{з}} + \lambda \frac{l}{d} + \xi_{\text{po}} \right)} \quad (3.47)$$

Із формули (3.47) випливає, що зусилля, яке створює струмінь на екран, прямо пропорційне тиску в трубопроводі. У цьому співвідношенні всі величини є сталими, окрім ξ_{po} , значення якого може змінюватися. Коли відстань до екрана збільшується, місцевий гідравлічний опір регулювального елемента зменшується, унаслідок чого за незмінного тиску сила дії струменя зростає. Паралельно з цим відбувається підвищення швидкості потоку рідини.

За номінального тиску води в трубопроводі встановлюється середнє значення зазору між екраном і кромкою труби, середнє значення параметра та заданий рівень рідини в гідравлічному перетворювачі, що становить $H=1\text{ м}$. За цих умов швидкість потоку води в трубі та патрубку перетворювача є однаковою і дорівнює 2,8 м/с. Вказана швидкість за середнього значення ξ_{po} створює визначену силу F , яка діє на поплавок у напрямі руху рідини. Дія цієї сили врівноважується зусиллям поплавка, спрямованим у протилежний бік. Величина зусилля, що створюється поплавком, визначається відповідним співвідношенням

$$F_n = \frac{\pi \cdot d_n^2}{4} \Delta h_n \gamma - (m_n + m_e)g, \quad (3.48)$$

де d_n – діаметр поплавка; Δh_n – глибина занурення поплавка у воду; m_n – маса поплавка; m_e – маса екрана.

Задане заглиблення поплавка у воді створює умову, за якої підтримується необхідний рівень рідини в гідравлічному перетворювачі та встановлюється потрібна швидкість потоку в патрубку, тобто витрата.

В усталеному режимі зазначена відстань відповідає середині ходу екрана і становить приблизно 1,5 мм. У цих межах змінюється й рівень рідини H . Аналогічно легко простежити роботу регулятора при підвищенні тиску в трубопроводі: у цьому випадку надлишкова подача рідини призводить до піднімання поплавка та зростання виштовхувальної сили, що викликає відповідне зменшення ξ_{po} .

Таким чином, створена інваріантна система автоматичного підтримання рівня води в гідравлічному перетворювачі забезпечує високу точність подачі рідини до технологічного процесу. Теоретичні розрахунки свідчать, що похибка дозування може не перевищувати $\pm 1,5$ %. Отримані результати дають змогу проектувати конкретні регулювальні пристрої для різних технологічних застосувань. Урахування додаткових збурювальних факторів дозволяє ще більше підвищити точність, зменшивши похибку до рівня близько $\pm 1,0$ %.

4 Розрахунки та експериментальні матеріали, що підтверджують працездатність виробу

4.1 Розрахунок величини витрат води в пісковий жолоб класифікатора та параметрів автоматичного джерела живлення

Доцільним є підтримання у пісковому жолобі класифікатора сталої витрати води $Q_{B\min} = \text{const}$, що за будь-яких умов гарантує стабільне переміщення пісків. Водночас у приймальний вузол завиткового живильника слід подавати воду зі змінною, керованою витратою. З цією метою визначаються необхідні значення водоспоживання та відповідні параметри джерел подачі.

У контурі керування регульований показник K_{Π} залежить від технологічних змінних – δ_p і γ . Ці величини вважаються сталими в межах обраного налаштування, однак змінюються при переході між режимами роботи процесу (γ) та при варіаціях властивостей перероблюваної сировини (δ_p).

Густину пульпи в приймальному пристрої завиткового живильника обчислюють за відповідним аналітичним співвідношенням.

$$\gamma_{жс} = \frac{Q_{ц.н.} + 0,12 \cdot Q_{ц.н.} + Q_{в} \cdot \delta_{в}}{\frac{Q_{ц.н.}}{\delta_p} + \frac{0,12 \cdot Q_{ц.н.}}{\delta_{в}} + Q_{в}} \quad (4.1)$$

де $Q_{ц.н.}$ – витрати руди, без води; $\delta_{в}$ – густина води; δ_p – густина руди; 0,12 – вагові витрати води; $Q_{в}$ – витрати води.

З рівняння (4.1) знайдемо величину витрат води в пісковий жолоб

$$Q_{в} = \frac{Q_{ц.н.} + 0,12 \cdot Q_{ц.н.} - \frac{\gamma_{жс} \cdot Q_{ц.н.}}{\delta_p} - \frac{\gamma_{жс} \cdot 0,12 \cdot Q_{ц.н.}}{\delta_{в}}}{(\gamma_{жс} - \delta_{в})} \quad (4.2)$$

Визначимо з (4.2) мінімальні витрати $Q_{\text{в.мін}}$, при мінімальному циркулюючому навантаженні $Q_{\text{ц.н.мін}} = 130\text{т/год}$

$$Q_{\text{в.мін}} = \frac{130 + 0,12 \cdot 130 - \frac{2,2 \cdot 130}{3,3} - \frac{2,2 \cdot 0,12 \cdot 130}{1}}{(2,2 - 1)}$$

$$Q_{\text{в.мін}} = 20,5 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Подача води з витратою $20,5 \text{ м}^3/\text{год}$ здійснюватиметься безперервно в пісковий жолоб через гідравлічний перетворювач.

Для гарантування заданого режиму роботи водопостачання перетворювач повинен відповідати таким технічним характеристикам:

- висота гідравлічного перетворювача $H = 1\text{м}$;
- висота накопичувальної ємкості розраховується з співвідношення

$$l_1 = 0.1H = 0.1\text{м};$$

- висота каналу з урахуванням, що $l_2 = 0.7H$ буде дорівнювати $0,7\text{м}$;
- висота випускного патрубку $l_3 = 0.2H = 0.2\text{м}$.

Патрубок, канал та накопичувальну ємність проєктують із дотриманням співвідношення діаметрів $1:1,05-1,10:4,5-5,5$. Діаметр випускного патрубку приймають рівним $d_3 = 50\text{мм}$, на підставі чого визначають діаметр каналу $d_2 = 52,5-55\text{мм}$, а діаметр накопичувача – $d_1 = 225 - 275\text{мм}$.

Витрату води в патрубку обчислюють за значеннями швидкості потоку та площі його поперечного перерізу. За умови, що швидкість руху води дорівнює $2,8 \text{ м/с}$, витрата визначається через відповідну площу перерізу

$$S = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,05^2}{4} = 0,00196 \text{ м}^2, \text{ звідси } Q_{\text{п}} = 0,00196 \cdot 2,8 = 19,8 \text{ м}^3 / \text{год}.$$

Отже, обраний гідравлічний перетворювач здатний забезпечити потрібний об'єм подачі води, необхідний для переміщення пульпи вздовж піскового жолоба. Подальше визначення витрат води для найбільшого циркулюючого навантаження $Q_{\text{ц.н.макс}} = 510\text{т/год}$ виконаємо на основі рівняння (4.2)

$$Q_{\text{в.макс}} = \frac{510 + 0,12 \cdot 510 - \frac{2,2 \cdot 510}{3,3} - \frac{2,2 \cdot 0,12 \cdot 510}{1}}{(2,2 - 1)}$$

$$Q_{\text{в.макс}} = 80,4 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Для досягнення необхідного обсягу водопостачання доцільно поєднати чотири раніше розраховані гідравлічні перетворювачі в єдину систему зі спільним накопичувальним резервуаром. За таких умов діаметр накопичувача становитиме приблизно 650-700 мм.

Середнє циркуляційне навантаження для комбінату дорівнює $Q_{\text{ц.н.сер}} = 320 \text{ т/год}$, а витрати води за заданого технологічного режиму, визначені відповідно до рівняння (4.2), становлять

$$Q_{\text{в.сер}} = \frac{320 + 0,12 \cdot 320 - \frac{2,2 \cdot 320}{3,3} - \frac{2,2 \cdot 0,12 \cdot 320}{1}}{(2,2 - 1)}$$

$$Q_{\text{в.сер}} = 50,5 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Задана кількість води подаватиметься безпосередньо до приймальної частини завиткового живильника за допомогою гідравлічного перетворювача, параметри якого підібрані з урахуванням роботи в граничному режимі. Регулювання витрати води здійснюватиметься залежно від співвідношення руди та води в приймальній пристрої, яке визначається на основі показів датчиків тиску та рівня.

4.2 Розробка датчика розрідження пульпи

Як було сказано раніше, основним інформаційним елементом САР виступає датчик розрідження пульпи, встановлений у приймальній пристрої, який підлягає проектуванню. Його конструкція повинна включати сенсор тиску та безперервний вимірювач рівня матеріалу в приймальній зоні.

4.2.1 Вибір датчика тиску

Існує багато типів датчиків тиску, які відрізняються принципом дії та конструктивними особливостями. До них належать:

- механічні датчики, робота яких ґрунтується на застосуванні пружного (еластичного) елемента, що деформується або зміщується під впливом прикладеного тиску;
- тензометричні перетворювачі тиску, у яких тензорезистор жорстко пов'язаний із чутливим елементом, завдяки чому деформація безпосередньо перетворюється на вимірювальний сигнал;
- ємнісні перетворювачі, де гнучка мембрана виконує роль однієї з обкладок конденсатора і змінює відстань до другої, фіксованої пластини, що спричиняє зміну ємності;
- магнітні датчики тиску, в основі яких використовується диференційний трансформатор, вихідний сигнал якого змінюється лінійно залежно від переміщення чутливого елемента.

Як датчик тиску використано тензометричний вимірювальний перетворювач «САПФИР-22ДИ-2120». Цей прилад застосовується в системах автоматизованого контролю, регулювання та керування технологічними процесами й забезпечує безперервне перетворення величини надлишкового тиску в уніфікований струмовий сигнал, придатний для дистанційної передачі.

Перетворювач сумісний із вторинними реєструвальними та індикаторними пристроями, регуляторами, засобами автоматики й системами керування, що працюють зі стандартними вхідними сигналами постійного струму 0–5, 0–20 або 4–20 мА. Максимальне значення вимірюваного тиску становить 10 кПа (1000 кгс/м²), а допустима основна похибка не перевищує $\pm 0,5$ %. Значення основної похибки, задане у відсотках від нормованої величини, відповідає похибці, визначеній відносно діапазону вихідного сигналу. Зона нечутливості обмежується рівнем не більше 0,05 % від усього інтервалу вимірювань. Вихідна характеристика може бути як лінійно зростаючою, так і лінійно спадаючою.

Зв'язок між вихідним сигналом та параметром, що підлягає вимірюванню, встановлюється відповідною функціональною залежністю.

$$I_p = \frac{P}{P_{\max}} \cdot (I_{\max} - I_{\min}) + I_{\min} \quad (4.3)$$

де I_p – розрахункове значення вихідного сигналу, що відповідає вимірювальному тиску P ; I_{\max} – найбільше граничне значення вихідного сигналу, mA; I_{\min} – найменше граничне значення вихідного сигналу, mA; P – значення вимірювального надлишкового тиску, kPa (kgf/m²); P_{\max} – верхня межа вимірювального надлишкового тиску, kPa (kgf/m²).

4.2.2 Вибір датчика рівня

Первинні перетворювачі та датчики рівня утворюють широкую сукупність приладів, що відрізняються принципом роботи й конструктивним виконанням та застосовуються для контролю висоти заповнення матеріалу. Пристрої для визначення рівня рідин поділяють на гідростатичні, електродні (омічного й ємнісного типу), теплові, акустичні, радіоізотопні, оптичні та поплавкові.

Як гідростатичні, так і поплавкові пристрої фактично реагують на масу середовища, а не безпосередньо на геометричний рівень, тому коливання температури чи складу рідини спричиняють додаткові похибки вимірювання.

Перевагою трьох останніх різновидів рівнемірів є можливість визначення рівня без прямого контакту з рідким середовищем, тоді як їхнім основним недоліком виступає ускладнена конструкція вимірювальних елементів [30]. Розглянуті типи датчиків рівня не відповідають технічним вимогам конкретного об'єкта автоматичного керування, у зв'язку з чим доцільно застосувати ємнісний датчик рівня. Такі датчики працюють за принципом фіксації зміни рівня речовини через зміну ємнісної провідності

між електродами. Оскільки для простих ємнісних рівнемірів у реальних умовах експлуатації похибка може досягати значних величин, виникає потреба у створенні ефективних способів компенсації похибок, спричинених нестабільністю електрофізичних характеристик контрольованого середовища.

Найбільш результативно компенсація основних похибок реалізується в самокомпенсованих ємнісних рівнемірах. У таких пристроях вимірювальна схема організована так, що корекція похибок здійснюється безпосередньо всередині схеми, а отриманий результат не залежить ані від електричних параметрів досліджуваної речовини, ані від ємності з'єднувального кабелю. При цьому середня похибка вимірювання становить приблизно $\gamma = \pm 1,5 \%$.

Самокомпенсовані ємнісні рівнеміри не потребують використання спеціалізованих сенсорів, оскільки в їх складі можуть застосовуватися майже всі типи датчиків, призначених для традиційних ємнісних вимірювачів рівня. Він реалізований у формі відрізків двопровідної паралельної лінії, де електроди закріплені на сталому проміжку між собою за допомогою суцільної діелектричної перемички (стрічки) [31].

Функціонування вимірювальних схем самокомпенсованих рівнемірів у підсумку зводиться до визначення співвідношення між електричними провідностями робочого та компенсаційного датчиків.

Для цієї системи доцільно застосувати самокомпенсований ємнісний рівнемір із екрануванням чутливого елемента. Ключовою рисою такої побудови є вимірювальний контур, у якому жоден електрод робочого датчика не під'єднується до землі: заземлення разом із пов'язаними з ним провідниками виконує функцію екрана, тоді як електроди залишаються ізольованими. Провідне середовище, що має електричний зв'язок із землею, відокремлює занурені ділянки електродів, унаслідок чого ємність між ними стає практично нульовою. Тому зі збільшенням глибини занурення датчика в контрольовану речовину міжелектродна ємність зменшується і за повного занурення прямує до нуля.

Суттєвою перевагою екранованих схем є те, що виключення зануреної частини датчика з вимірювального процесу зводить до мінімуму вплив як характеристик контрольованого середовища, так і властивостей самого датчика на покази приладу. Такі рішення є фактично єдиними серед ємнісних рівнемірів, які принципово дозволяють усунути похибки, зумовлені неоднорідністю електричних параметрів середовища та нерівномірністю ізоляції датчика по висоті резервуара.

Вимірювальні схеми з екрануванням відрізняються тим, що заземлюється вузол з'єднання індуктивних плечей у схемі порівняння струмів або спільна точка обмоток живлення, тоді як електроди датчика залишаються незаземленими. Окрім цього, необхідно забезпечити стабільний і надійний електричний контакт контрольованої речовини з заземленою точкою вимірювального кола.

4.3 Розробка принципової схеми САР підтримання оптимального розрідження пульпи

Стрімкий розвиток і постійне удосконалення мікропроцесорних технологій зумовили їх масове впровадження у різноманітні сфери народного господарства. Завдяки програмній гнучкості, підвищеній надійності, компактності та відносно невисокій собівартості такі засоби є ефективним рішенням для систем автоматизованого керування.

Сучасні компоненти цифрової електроніки забезпечують можливість створення цифрових регуляторів із програмним виконанням алгоритмів у реальному часі на базі мікропроцесорів. Архітектура, система команд, а також апаратно-програмні інтерфейси введення та виведення мікроконтролерів оптимально адаптовані до задач контролю, керування і регулювання в автоматичних пристроях та технічних системах.

Під час розроблення мікропроцесорних систем автоматичного керування необхідно враховувати досягнення заданих показників якості

регулювання, доцільний поділ функцій між програмною та апаратною складовими, а також коректну взаємодію цифрових і аналогових елементів системи.

З урахуванням зазначених вимог для реалізації мікропроцесорної САК доцільно застосувати однокристальний мікроконтролер типу AT90S4433.

У структурі системи стабілізації заданого розрідження пульпи доцільно виділити керуючу слабкоструміву частину та енергетичний силовий блок. Виконання слабкострумівої підсистеми на одному мікроконтролері підвищує загальну надійність і функціональну універсальність САК, а також спрощує реалізацію необхідних законів керування. Оскільки дані про процес регулювання передаються у цифровій формі та не залежать від енергетичного рівня сигналу, вони менш чутливі до завад і спотворень.

Слабкоструміву частину мікропроцесорної системи автоматичного керування виконує програмну реалізацію цифрового регулятора та формує спеціальні кодові послідовності для впливу на силову частину з метою створення керуючого сигналу для виконавчого механізму.

Контролер виконує алгоритм автоматичного регулювання, призначений для підтримання сталого розрідження пульпи у кульовому млині другої стадії подрібнення.

4.4 Розрахунок динаміки САР підтримання оптимального розрідження пульпи

Регульований об'єкт є динамічною ланкою з рівнянням динаміки

$$T_o \frac{dK_{II}}{dt} + K_{II} = K_{Ж} = \frac{Q_{VT} \cdot \delta_T}{Q_{VB} \cdot \delta_B} \quad (4.4)$$

Здійснимо перехід від вихідного виразу (4.4) до його зображення за перетворенням Лапласа за умови нульових початкових значень та отримаємо.

$$(T_0 p + 1) \cdot \bar{K}_\Pi = \frac{\bar{Q}_{VT} \cdot \delta_T}{0.12 \cdot \bar{Q}_{VT} \cdot \delta_T + \bar{Q}_{VB} \cdot \delta_B} \quad (4.5)$$

де \bar{K}_Π , \bar{Q}_{VT} , \bar{Q}_{VB} – зображення за Лапласом відповідних змінних.

В правій частині рівняння (4.5) чисельник і знаменник поділимо на δ_B

$$\frac{\bar{Q}_{VT} \cdot \delta_T}{0.12 \cdot \bar{Q}_{VT} \cdot \delta_T + \bar{Q}_{VB} \cdot \delta_B} = \frac{k_0 \cdot \bar{Q}_{VT}}{0.12 \cdot \bar{Q}_{VT} \cdot k_0 + \bar{Q}_{VB}} \quad (4.6)$$

1) Рівняння об'єкта має наступний вигляд

$$T_0 \frac{dK_\Pi}{dt} + K_\Pi = \frac{k_0 \cdot Q_{VT}}{0.12 \cdot k_0 \cdot Q_{VB} \cdot Q_{VB}} \quad (4.7)$$

де k_0 - коефіцієнт підсилення об'єкту ($k_0 = \frac{\delta_T}{\delta_B}$); T – стала часу; Q_{VT} - головне збуджуюче діяння, яке може приймати значення ($Q_{B\min}, Q_{B\max}$); Q_{VB} - керуюче діяння (X_{BX}).

Перейдемо від початкового виразу (4.7) до його зображення в операторній формі за перетворенням Лапласа, вважаючи початкові умови нульовими, у результаті чого маємо.

$$(T_0 p + 1) \bar{K}_\Pi = \frac{k_0 \cdot \bar{Q}_{VT}}{0.12 \cdot k_0 \cdot \bar{Q}_{VB} \cdot \bar{Q}_{VB}} \quad (4.8)$$

2) Датчик розрідження пульпи:

До складу цього вузла входять ємнісний датчик рівня та тензOMETричний перетворювач тиску.

Оскільки і тензOMETричний, і ємнісний перетворювачі належать до підсилювальних динамічних ланок, датчик ДР-В у цілому також розглядається як підсилювальна динамічна ланка. Його робота описується відповідним математичним рівнянням [34].

$$U_{\text{датчика}} = k_d \cdot K_\Pi \quad (4.9)$$

В цифровому вигляді буде $k_{\text{датчика}}$ і на виході $\Delta\Theta$ – керуюче діяння перетворюється в тривалість імпульсів t_i : $t_i = f(\Delta\Theta)$.

3) Виконавчий елемент, регулювальний орган і підсилювач:

На вхід цього динамічного вузла надходять прямокутні імпульси з тривалістю t_i у межах від 0 до T . Після підсилення сигналу підсилювачем потужності керувальна дія передається на виконавчий пристрій – електромагніт із кульовим клапаном, що визначає положення регульовального елемента. За подачі стисненого повітря з магістралі електромагнітний клапан замикає еластичний трубопровід. Після скидання тиску трубка під дією власної пружності та потоку рідини повертається у вихідний стан, забезпечуючи проходження води до приймального вузла завиткового живильника.

З огляду на високу швидкодію виконавчого механізму, час його спрацювання можна вважати незначним і не враховувати під час аналізу. За достатньо великої частоти циклів у технологічний процес надходять дискретні порції води, величина яких визначається добутком миттєвої витрати на тривалість імпульсу t . Таким чином, кожен керувальний сигнал відповідає подачі певного об'єму рідини, прямо пропорційного часу дії імпульсу. За значної ємності об'єкта такий режим доцільно трактувати як квазінеперервний, де середні витрати води обчислюються як відношення сумарного об'єму ΣV до загальної тривалості циклів ΣT .

$$\frac{\Sigma V}{\Sigma T} = \frac{\Sigma(Q_{\text{мит.}} \cdot t_i)}{\sum_{i=1}^N T} \quad (4.10)$$

За такого способу подання цей динамічний елемент доцільно трактувати як безперервну ланку підсилення, що забезпечує стабільне збільшення амплітуди сигналу в часі.

$$Q_{\text{непер.}} = \frac{Q_{\text{мит.}}}{T} \cdot t_i \quad (4.11)$$

4) Автоматичний регулятор:

Автоматичний регулятор перетворює керуюче діяння $\Delta\Theta = K_{\text{Пзад}} - K_{\text{Пдам}}$ в тривалість імпульсів при постійному періоді або частоті, тобто $t_i = f(\Delta\Theta)$, відповідно це буде пропорційний регулятор. Незалежно, що ці операції

реалізовані на мікропроцесорних засобах при великих тактах обміну їх можна вважати неперервними.

Мікропроцесор здійснює обробку сигналів за лінійним алгоритмом, отже вся система належить до лінійних. Із наведених положень випливає, що передаточну функцію об'єкта можна подати у такому вигляді

$$W_0(p) = \frac{\bar{K}_\Pi \cdot \bar{Q}_{VB}}{\bar{Q}_{VT}} = \frac{k_0}{T_0 p + 1} \quad (4.12)$$

Передаточну характеристику системи з розімкненим контуром, де вона використовується для опису динамічних властивостей об'єкта керування

$$W_p(p) = \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{T_0 p + 1} = \frac{\bar{K}_\Pi \cdot \bar{Q}_{VB}}{\bar{Q}_{VT}} \quad (4.13)$$

де k_O – коефіцієнт підсилення регульованого об'єкта; k_P – коефіцієнт підсилення регулятора; k_{BM} – коефіцієнт підсилення виконавчого механізму ($k_{BM} = Q_M/T$).

Передаточна функція замкнутої системи $W_3(p) = \frac{W_p(p)}{1 + W_p(p) \cdot W_{3.3}(p)}$;

$$W_p(p) = \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{T_0 p + 1 + k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}} = \frac{\bar{K}_\Pi \cdot \bar{Q}_{VB}}{\bar{Q}_{VT}} \quad (4.14)$$

або

$$(T_0 p + 1 + k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}) \cdot \bar{K}_\Pi \cdot \bar{Q}_{VB} = k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} \cdot \bar{Q}_{VT} \quad (4.15)$$

Розділимо ліву і праву частини рівняння на \bar{Q}_{VB}

$$(T_0 p + 1 + k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}) \cdot \bar{K}_\Pi = k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} \cdot \frac{\bar{Q}_{VT}}{\bar{Q}_{VB}} \quad (4.16)$$

Звідки

$$\bar{K}_\Pi = \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{T_0 p + (1 + k_O \cdot k_P \cdot k_{BM})} \cdot \frac{\bar{Q}_{VT}}{\bar{Q}_{VB}} \quad (4.17)$$

В знаменнику винесемо за дужки $(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1)$, отримаємо

$$\bar{K}_{II} = \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1) \left(\frac{T_0}{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1)} p + 1 \right)} \cdot \frac{\bar{Q}_{VT}}{\bar{Q}_{VB}} \quad (4.18)$$

Поділимо чисельник і знаменник на $\frac{T_0}{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1)}$

$$\bar{K}_{II} = \frac{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1) \cdot k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{T_0} \cdot \frac{\bar{Q}_{VT}}{\bar{Q}_{VB}} \cdot \frac{1}{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1) \left(p + \frac{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1)}{T_0} \right)} \quad (4.19)$$

або

$$\bar{K}_{P/B} = \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1} \cdot \frac{\frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1}{T_0}}{p + \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1}{T_0}} \cdot \frac{\bar{Q}_{VT}}{\bar{Q}_{VB}} \quad (4.20)$$

Виконаємо обернене перетворення Лапласа, у результаті чого відновимо початкову функцію та отримаємо диференціальне рівняння, що описує динамічну поведінку системи.

$$K_{II} = \frac{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM}}{k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1} \cdot \left(1 - e^{-\frac{(k_O \cdot k_P \cdot k_{BM} + 1)}{T_0} t} \right) \cdot \frac{Q_{VT}}{Q_{VB}} \quad (4.21)$$

де $Q_{VT} = const$, $Q_{VB} = const$.

Рівняння (4.21) відображає часову динаміку зміни розрідження пульпи у приймальному вузлі завиткового живильника за умов ступінчастого збурення об'ємних подач твердого матеріалу та води, що надходять у пісковий жолоб класифікатора.

Крива перехідного режиму наведена на слайдах і демонструє, що система забезпечує можливість гнучкого налаштування тривалості регулювання в широкому діапазоні шляхом варіювання коефіцієнта підсилення регулятора.

ВИСНОВКИ

Метою випускної кваліфікаційної роботи є підвищення результативності роботи кульового млина шляхом забезпечення стабільного розрідження пульпи у млині з урахуванням змін витрат.

На основі аналізу об'єкта керування було розроблено систему стабілізації розрідження пульпи. Проведений огляд наявних систем автоматичного регулювання показав, що підтримання цього параметра здійснюється з низькою точністю. Основною причиною є відсутність надійних і точних засобів вимірювання розрідження пульпи та витрати рідкої фази.

У зв'язку з нестачею достовірних інформаційних засобів для прямого визначення розрідження пульпи були виконані наукові дослідження приймального пристрою завиткового живильника як керованого об'єкта. У ході досліджень встановлено, що подача води в пісковий жолоб викликає значне запізнення процесу регулювання зазначеного параметра. Це дало можливість запропонувати новий, більш ефективний підхід до автоматичного керування розрідженням пульпи.

Задачу визначення розрідження пульпи зведено до контролю рівня та тиску матеріалу в приймальному пристрої. Запропоновано спеціалізований датчик розрідження пульпи, розміщений уздовж вертикальної осі, що проходить через вісь обертання барабана млина, що дозволяє суттєво знизити похибки вимірювальних каналів.

Для реалізації автоматичної стабілізації розрідження пульпи розроблено мікропроцесорну систему керування, яка забезпечує достатню точність підтримання параметра в робочому об'ємі млина. До її складу входять тензOMETричний датчик тиску, ємнісний самокомпенсований датчик рівня, задавач параметра, виконавчий механізм та мікропроцесорний пристрій керування.

Виконано розрахунки витрат води та параметрів гідравлічного перетворювача за умов зміни технологічного режиму роботи, зокрема циркулюючого навантаження.

У розділі з охорони праці проведено розрахунок захисного заземлення електродвигуна: визначено довжину горизонтального заземлювача та кількість вертикальних електродів, а також сформульовано експлуатаційні вимоги відповідно до чинного законодавства України у сфері охорони праці.