

## ПІДВИЩЕННЯ ПРОДУКТИВНОСТІ КУЛЬОВИХ МЛИНІВ ЗА РАХУНОК АДАПТИВНОГО КЕРУВАННЯ ЗАВАНТАЖЕННЯМ РУДОЮ І РОЗРІДЖЕННЯМ ПУЛЬПИ

**В. О. Кондратець, А. М. Мацуй**

*Кіровоградський національний технічний університет*

**Анотація.** Показано, що існують невичерпані шляхи підвищення продуктивності кульових млинів при подрібненні руди на залізородних збагачувальних фабриках. Запропонована комп'ютерна адаптивна система керування подрібненням руди її реалізує і забезпечує підвищення продуктивності до 8% і значну економію ресурсів.

**Ключові слова:** комп'ютерна адаптивна система, циклове керування, автоматична стабілізація, подрібнення руди, енергоресурсозбереження.

### Вступ

Україна входить до першого десятку країн з обсягу вироблення чорних металів. Продукція вітчизняних металургійних та гірничозбагачувальних комбінатів складає переважну частку доходів від експорту, однак вирізняється вищою собівартістю порівняно з показником ведучих країн. Вища вартість вітчизняного залізородного концентрату порівняно з зарубіжною сировиною значно зменшує конкурентоспроможність як самої продукції збагачувальної галузі, так і продукції чорної металургії. Це в основному сталося внаслідок великих перевитрат електроенергії, куль і футеровки та зменшення від оптимального значення продуктивності в перших стадіях подрібнення. Ці задачі, зокрема, можливо вирішити удосконаленням автоматизованого керування процесом подрібнення вихідної руди у перших стадіях. Тому дана робота спрямована на виконання Розпорядження Кабінету Міністрів України від 17 липня 2013 р. № 603-р «Про схвалення Концепції Загальнодержавної цільової економічної програми розвитку промисловості на період до 2020 року» та держбюджетної теми «Оптимізація продуктивності кульових млинів по руді і готовому продукту при мінімальних енергетичних і матеріальних перевитратах» (державний реєстраційний номер 0115U003942) плану науково-дослідних робіт Кіровоградського національного технічного університету. З огляду на сказане тема статті є актуальною.

Автоматизацією перших стадій рудопідготовки як вітчизняні, так і зарубіжні вчені займаються давно, однак багато задач тут залишилося нерозв'язаними. Зважаючи на це, даним технологічним процесам приділяється підвищена увага. Наприклад, у 2010 році розглядається ініціаліза-

ція гібридної нечіткої моделі замкнутого циклу подрібнення руди [1], у 2014 році – формування робастного автоматизованого управління замкнутим циклом подрібнення на основі  $H_{\infty}$ -норми [2], у 2015 році – формування адаптивного керування процесом подрібнення залізної сировини в умовах невизначеності характеристик об'єкта [3] та – оптимальне і модальне керування стадією збагачення технологічних різновидів залізородної сировини [4] та ін. В цей же час виходить робота, де вказується, що автоматизація першої стадії подрібнення, класифікації і магнітної сепарації – реальний шлях підвищення ефективності збагачення залізних руд [5]. Варто згадати, що ще в 1968 році в роботі [6] сказано: «Оптимальну продуктивність подрібнювального агрегату, при якій забезпечується максимальний вихід готового продукту, можливо отримати лише при певному завантаженні кульового млина та певному співвідношенні руда/вода». Тобто, це два головні технологічні параметри, які слід точно витримувати, знаючи їх величину. В цей час в роботі [7] вказується на необхідність реалізації автоматизованих систем розрідження пульпи в кульових млинах, а в роботі [8] стверджується, що задавальні діяння на розрідження пульпи в кульових млинах і їх завантаження рудою нині встановлюються операторами, від чого кульові млини забезпечують значно меншу продуктивність порівняно з номінальною. Автоматизація процесів подрібнення, на думку авторів, стримується невизначеністю завдань на завантаження кульових млинів і розрідження пульпи в них, а також внаслідок того, що на рудозбагачувальних фабриках одночасно переробляються суміші різних типів руд, неефективно використовується початкова ділянка барабана кульового млина. Зважаючи на опублікування робіт [9, 10, 11, 12] задачу автоматичного управління можливо

© Кондратець В. А., Мацуй А. М., 2017

розв'язувати за умов подрібнення руди з певними властивостями, де буде змінюватися лише її крупність [13]. Тому серед невирішених раніше частин загальної проблеми слід відмітити необхідність адаптації технологічного агрегату до умов зміни крупності дробленої руди, включення в активну роботу початкової ділянки барабана млина, автоматичне формування завдань на завантаження дробленою рудою і розрідження пульпи в кульовому млині залежно від умов подрібнення з забезпеченням підвищення продуктивності процесу.

### 1. Постановка завдання

Метою даної публікації є розробка комп'ютерної адаптивної системи керування подрібненням сировини у кульовому млині з забезпеченням підвищення продуктивності по готовому продукту та неперевитрачання електроенергії, куль і футеровки шляхом регулювання завантаження і розрідження пульпи з автоматичним формуванням задавальних діянь і включенням початкової ділянки барабана технологічного агрегату в активну роботу.

Для реалізації поставленої мети необхідно розв'язати наступні задачі:

- теоретично обґрунтувати підхід адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині;
- розробити програмне забезпечення адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині;
- розробити і дослідити виконавчі системи адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині.

### 2. Теоретичне обґрунтування підходу адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині

Самим значним у підвищенні собівартості тони вітчизняного залізородного концентрату є перевитрачання електричної енергії, куль і футеровки на її виробництво. Розглянемо, звідки ж виникає перевитрачання? Допустимо, що кульовий млин і режим його роботи відповідають оптимальним показникам при подрібненні певного типу руди. Під конкретним типом руди розуміємо її технологічні характеристики – структуру, міцність, властивість подрібнюватися та інше. Крім того, кожен тип руди відрізняється вмістом заліза та його вкрапленістю у породи, що визначає розмір, до якого треба подрібнювати матеріал. Якщо кульовий млин налагоджено відповідно експлуатаційним параметрам і режиму роботи на певний тип руди, то при заданій її середній крупності буде забезпечуватись найвища

продуктивність у рудному вираженні та у готовому продукті. Якщо руду змінити або подавати суміш різних типів руд, то продуктивність зменшиться і внаслідок цього буде отримана перевитрата електроенергії, куль і футеровки, оскільки вони виконали свою роботу, але з меншим ефектом. Найбільш вигідним є режим перероблення конкретного типу руди налагодженим на нього кульовим млином.

Найкраще на шлях збільшення продуктивності кульового млина вказує відповідна його теорія, з якої відомі залежності технологічного агрегату. Продуктивність кульового млина у водоспадному режимі роботи, в якому вони звичайно працюють, визначається теоретичною залежністю

$$Q_{PB} = 0,577 \frac{G k_p \delta_T \psi \sqrt{D_M}}{\varphi \left( \frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right)} \times \left[ \frac{9}{4} \psi^2 (1 - k_{MB}^4) - \frac{4}{3} \psi^6 (1 - k_{MB}^6) \right], \quad (1)$$

де  $G$  – кульове навантаження;  $D_M$  – діаметр кульового млина;  $\varphi$  – степінь заповнення кулями;  $k_{MB}$  – відношення радіусів руху внутрішнього шару куль до зовнішнього;  $\psi$  – швидкість обертання барабана;  $k_p$  – подрібнюваність руди;  $\delta_T$  – густина руди;  $d$  – середня крупність руди, до якої вона подрібнюється;  $D$  – середня крупність вихідної руди.

Параметри  $G$ ,  $D_M$ ,  $\varphi$ ,  $k_{MB}$  характеризують налагодження технологічного агрегату,  $\psi$  – режим його роботи, а  $k_p$ ,  $\delta_T$ ,  $d$  і  $D$  – руду, яка переробляється. Звідси видно, що всі параметри, крім середньої крупності вихідної руди  $D$ , відомі. Тому продуктивність кульового млина в процесі роботи буде змінюватись, оскільки середня крупність вихідної руди не є незмінною [13]. Якщо не реагувати на зміни середньої крупності вихідної руди, то продуктивність кульового млина буде зменшуватись, допускаючи перевитрати. Розрідження пульпи у кульовому млині, яке формула (1) не враховує, також залежить як від типу руди, так і її середньої крупності. При незмінному типі руди ( $k_p = const$ ) продуктивність буде залежати лише від розрідженості пульпи – співвідношення руда/вода  $K_{T/P}$ . Зміна середньої крупності руди буде приводити до зменшення продуктивності і, як наслідок, до перевитрати енергії, куль і футеровки.

Відповідно залежності (1) можливо знайти закон управління подачею вихідної руди у кульовий млин при зміні її середньої крупності. Однак дана формула дає завищені значення продуктивності, оскільки при падінні кульового навантаження здійснюється «віддача» частини його енергії на обертання барабана. Подамо (1) у вигляді

$$Q_{PB} = A / \left( \frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right), \quad (2)$$

де

$$A = 0,577 \frac{Gk_P \delta_T \Psi \sqrt{D_M}}{\varphi} \times \left[ \frac{9}{4} \Psi^2 (1 - k_{MB}^4) - \frac{4}{3} \Psi^6 (1 - k_{MB}^6) \right].$$

Як видно з (2) узагальнений показник  $A$  містить всі незмінні параметри. Тому зміною коефіцієнта у виразі  $A$  можливо врахувати ефект «віддачі» енергії на обертання барабана млина.

Встановлені в результаті промислового експерименту продуктивності дозволяють точно врахувати згаданий фактор. Для цього в промислових умовах проводять експеримент з визначенням найбільшої продуктивності при руді найменшої середньої крупності та найкращого розрідження пульпи, досягаючи в ньому подрібнення до встановленої середньої крупності, і такий же експеримент на сировині найбільшої середньої крупності, в результаті яких отримують і відповідні витрати води в кульовий млин. В експериментах відомими є  $d$ ,  $D$  та  $Q_{PB}$ . Тому з рівняння (2) за результатами експерименту можливо знайти точне значення цього узагальненого показника.

$$A = Q_{PBE} \left( \frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right), \quad (3)$$

де  $Q_{PBE}$  – експериментально визначена витрата руди в кульовий млин.

Оскільки експериментальних продуктивностей дві (3), то буде отримано два значення параметра. Його середнє значення  $A_{CP}$  дозволяє знаходити поточні продуктивності кульового млина, тобто задану подачу руди у технологічний агрегат

$$Q_{PMZ} = A_{CP} \left( \frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right), \quad (4)$$

оскільки  $d$  відомий, а  $D$  вимірюється.

Рівняння (4) дозволяє знаходити задавальне діяння на витрати руди у кульовий млин. Розрідження пульпи у кульовому млині від заданої

середньої крупності руди теоретично не описується. Тому скористаємося експериментальними даними, при яких були отримані найкращі показники подрібнення руди при найбільшій і найменшій середній крупності. З практики подрібнення руд відомо, що найбільша продуктивність кульових млинів при середній крупності руди більше 13 мм досягається при вмісті води в пульпі 25...30%, а при більш дрібному матеріалі – при 30...50%. Тобто, чим більш дрібний матеріал, тим більш розріджена повинна бути пульпа. Більш дрібний продукт має більшу площу поверхні матеріалу. Тобто, можливо рахувати, що вода однозначно зв'язана з площею поверхні твердого, створюючи на ній плівку з умовною товщиною  $\Delta$ . Однак товщина плівки може дещо відрізнятися при найбільш крупному і найбільш дрібному матеріалі. Рахуючи наближено подрібнений матеріал сферичним, виразимо площу його поверхні залежністю

$$S_T(t) = \frac{24 \cdot Q_{PB}}{\delta_T D}. \quad (5)$$

На підставі (5) загальну витрату води в кульовий млин можливо визначити залежністю

$$Q_B = \Delta S_T(t),$$

де використовують експериментально встановлені умовні товщини водяних плівок на кусковому матеріалі, причому витрату води на першій половині діапазону зміни середньої крупності руди визначають відповідно експериментальним даним щодо умовної товщини плівки води, отриманої для матеріалу найменшої середньої крупності, а на другій половині діапазону крупності – відповідно експериментальним даним щодо вихідного живлення найбільшої середньої крупності.

Для забезпечення такого керування необхідно знати середню крупність  $D$  дробленого матеріалу. Її можливо визначити використовуючи підходи, розроблені в роботах [14] або [15]. Середню крупність дробленої руди також можливо знайти за формулою

$$D = B \cdot S_p(t) / F(t) - C, \quad (6)$$

де  $B$  і  $C$  – константи;  $S_p(t)$  – площа поперечного перерізу рудного потоку;  $F(t)$  – погонне навантаження руди на конвеєрній стрічці.

Залежність (6) надає можливість визначити середню крупність дробленої руди в потоці.

Сказане дозволяє забезпечити найвищу продуктивність кульового млина як шляхом формування задаючого впливу на витрату руди, так і за рахунок оптимізації співвідношення руда/вода.

При цьому гарантовано забезпечується оптимальна продуктивність технологічного агрегату і по руді, і по готовому продукту. Ручним способом не можливо встановити завдання на витрату руди і співвідношення руда/вода, оскільки крупність дробленого матеріалу при розвантаженні бункерів, як встановлено останніми дослідженнями, на конвеєрній стрічці епізодично змінюється, що приводить до значних втрат в отриманні якості і кількості подрібненого матеріалу за умов перевитрати електричної енергії, куль і футеровки.

Найвища продуктивність кульового млина забезпечується з позицій залежності (1) і наближеного до оптимального розрідження пульпи в ньому. Однак на практиці існують ще фактори, які впливають на продуктивність технологічного агрегату. Вихідне живлення в кульовий млин подається трьома потоками – дробленої руди, води та в'язких пісків односпірального класифікатора. Ідеальні умови подрібнення руди створюються лише тоді, коли весь матеріал осереднений і має оптимальне розрідження. Потік руди надходить самостійно у достатньо великому обсязі. Таким же чином подається вода трубопроводом значного діаметра. В'язкі піски також надходять самостійно у достатньо великих об'ємах. На початковій ділянці барабана млина ці матеріали в певній мірі перебувають самі по собі, хоч технологічний агрегат є ефективним перемішувачем. Кулі потрапляють в зони значних шарів руди практично не руйнуючи її, в зонах обводнених вони наносять удари по футеровці з руйнуванням її і куль, а в місцях зосередження пісків матеріал не руйнується, а футеровка і кулі зношуються. Експерименти показують, що осереднення матеріалу і ефективне подрібнення руди розпочинається після  $1/4 \dots 1/3$  довжини барабана кульового млина. При цьому перевитрачається значна кількість електроенергії, куль і футеровки зважаючи на те, що вказана частина барабана фактично виконує роль змішувача матеріалів, а не подрібнювача руди. Тобто виникає ефект встановлення кульового млина з меншою довжиною барабана і продуктивністю. Позитивно вплинути на цей процес можливо створенням умов швидкого відносного взаємопроникнення матеріалів, представлених трьома різними потоками. Для цього перед входом у кульовий млин на сухій руді необхідно створити плівку товщиною, що може самостійно утримуватись на ній. При цьому частина води, яку потрібно подавати у млин, вже буде на цю операцію витраченою, а змашена руда буде легко проникати у піски. Піски односпірального класифікатора необхідно розрідити до найменшого гранично допустимого співвідношення руд-

да/вода  $K_{(T/P)\rho}$  для даного процесу, що дозволить рівномірно розподілити в пульпі другу частку води, яку необхідно направити в кульовий млин, та створивши умови легкого проникнення в неї кусків руди. Невелику частину води, яка залишиться після такого розподілення між потоками, необхідно подати безпосередньо в кульовий млин, але шляхом розбризкування її в середній зоні барабана. Така подача матеріальних потоків в технологічний агрегат забезпечує практично повне включення початкової частини барабана в ефективне подрібнення руди.

Перераховані технологічні операції необхідно здійснювати в автоматичному режимі роботи. Витрату води на поверхню руди  $Q_{BP}$  можливо здійснювати відповідно залежності (6), але товщину шару води на поверхні твердого матеріалу визначати з умов її гарантованого утримання цим матеріалом. Витрату доданої води  $Q_{BD}$  у приймальний пристрій завиткового живильника можливо встановити, знаючи граничне значення розрідження пульпи  $K_{(T/P)\rho}$ , об'ємну витрату пульпи у пісковому жолобі, об'ємну витрату води в пісковий жолоб, вологовміст пісків односпірального класифікатора та густину руди, що переробляється.

Здійснення даних технологічних операцій в автоматичному режимі гарантує підвищення продуктивності кульових млинів без перевитрачання електроенергії, куль і футеровки.

### **3. Комп'ютерна реалізація адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині з підвищенням продуктивності й зменшенням непродуктивних перевитрат електроенергії та матеріалів**

Основою адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині слугують розглянуті залежності і прийоми, які можливо реалізувати на мікропроцесорних засобах. Інформаційним забезпеченням системи слугують п'ять базових параметрів – погонне навантаження руди на конвеєрній стрічці  $F(t)$ , площа поперечного перерізу рудного потоку  $S_p(t)$ , швидкість  $v$  руху конвеєрної стрічки, об'ємна витрата пульпи  $Q_{VP}$  у пісковому жолобі класифікатора і витрата води  $Q_{bB}$  в кульовий млин, які потім дозволяють відшукувати інші технологічні параметри. Параметри  $F(t)$  і  $v$  визначаються однорозіковими конвеєрними вагами, параметри  $S_p(t)$  і  $Q_{VP}$  контролюються багатоканальним скануючим пристроєм. Витрати води в кульовий млин і інші технологічні точки контролюються магнітоіндук-

ційними витратомірами. Сигнали інформаційних засобів, що визначають  $F(t)$ ,  $v$ ,  $S_p(t)$ ,  $Q_{VP}$ ,  $Q_{bB}$ , фільтруються для знаходження середнього значення.

Функціонування розробленої системи адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині, що працює у замкненому циклі з механічним односпіральним класификатором, здійснюється за допомогою програмного забезпечення, приведенного на рис.1. В процесі роботи ним виробляються задавальні діяння витрати руди у кульовий млин  $Q_{PMZ}$ , розрідження пульпи в ньому –  $K_{(T/P)Z}$ , витрати води на поверхню руди

$Q_{BPZ}$  і витрати доданої води у піски  $Q_{BDZ}$ . Вихідні величини регулювальних контурів подачі води на поверхню руди і в піски визначаються вимірювальними пристроями. Більш складні вихідні величини знаходяться за допомогою відповідних підпрограм (рис.1). Зокрема, реалізуючи достатньо складний алгоритм, отримують масову витрату руди в млин [17]. Співвідношення руда/вода, яке буде мати місце у кульовому млині, з залученням інформації про витрату пульпи у пісковому жолобі, витрату води в пісковий жолоб, витрату руди та води в технологічний агрегат можливо отримати відповідно алгоритму, викладеному в [18].

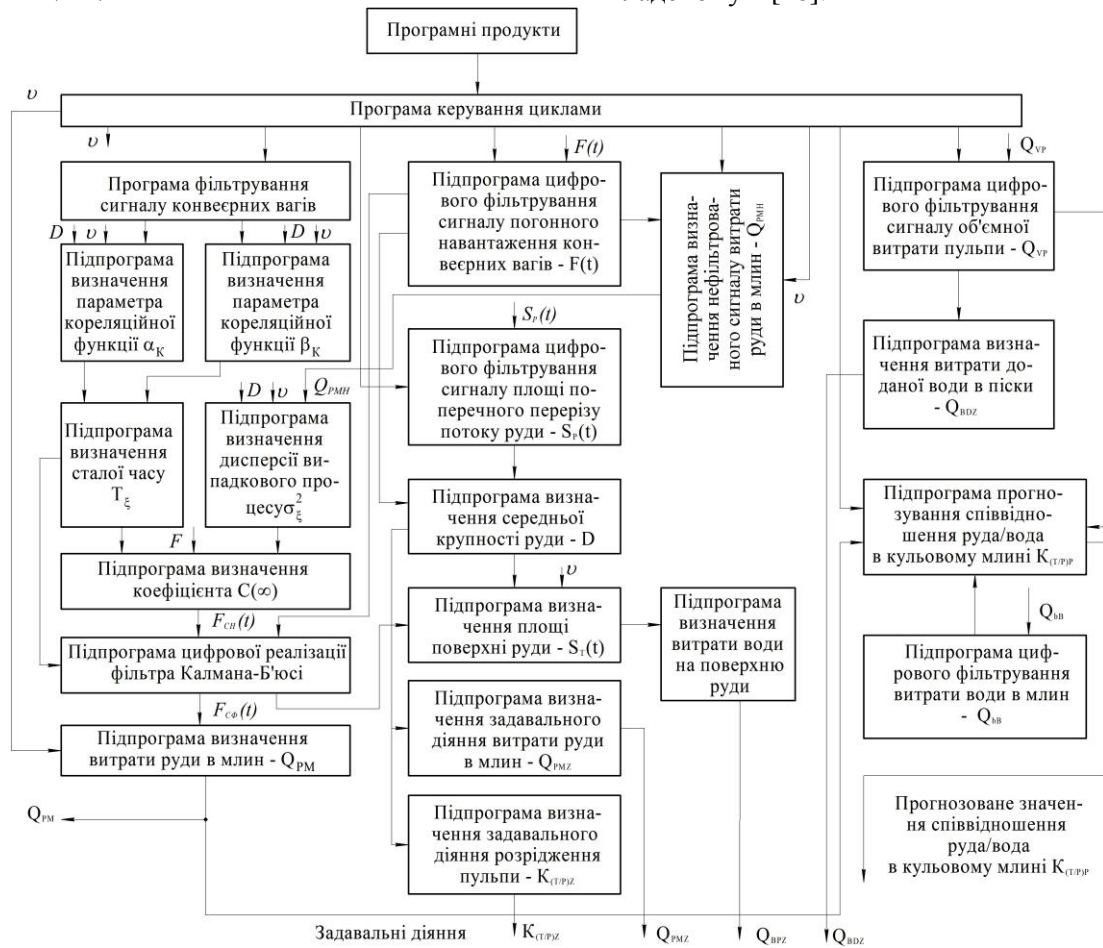


Рис.1. Програмне забезпечення системи адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині

Базовою є програма керування циклами (рис.1). Цикл може розпочатися у будь-яку мить, лише перше завантаження матеріалів у кульовий млин (воно незначне за обсягом) буде не оптимальним. Цикл будується на конструктивній сталій – довжині конвеєрної стрічки  $L_K$  від центру конвеєрних вагів до лотка завантаження. Оскільки швидкість конвеєрної стрічки може змінюватися, то тривалості циклів  $\tau_{CK} = L_K/v$  будуть змінюватися. Кожний цикл має свій початок і

кінець. Мірою довжини  $L_K$  є кількість імпульсів магнітноіндукційного перетворювача, оскільки він жорстко зв'язаний з конвеєрною стрічкою. Довжині  $L_K$  відповідає конкретна кількість імпульсів. Перший з початку циклу імпульс дає «команду» на відлік, останній – на закінчення циклу і початок нового. За цими імпульсами запускається і зупиняється таймер, який визначає час руху  $\tau_{CK}$  конвеєрної стрічки довжиною  $L_K$ . Ці параметри є осередненими, тому можливо ви-

значити осереднену швидкість руху конвеєрної стрічки  $v = L_K / \tau_{CK}$ . Даний параметр визначається програмою керування циклами. Крім того, ця програма дає «команди» на початок і кінець роботи фільтрів у конкретному циклі. Це стосується названих параметрів –  $F(t)$ ,  $S_P(t)$ ,  $Q_{VP}$ ,  $Q_{bB}$ . За допомогою відповідних програм сигнали  $S_P(t)$ ,  $Q_{VP}$ ,  $Q_{bB}$  і  $F(t)$  фільтруються з визначеним середнього значення, яке запам'ятовується. Сигнал  $F(t)$  при цьому буде містити заваду, однак його можливо використати для визначення масової витрати руди в млин  $Q_{PMH}$ . Такий же сигнал  $F(t)$  використовується у підпрограмі при визначенні середньої крупності дробленої руди  $D$ . Відповідно знайденим  $D$ ,  $v$ ,  $Q_{PMH}$  окремою підпрограмою визначається дисперсія випадкового процесу погонного навантаження руди на конвеєрній стрічці  $\sigma_\xi^2$ . Іншими підпрограмами за  $D$  і  $v$  знаходяться параметри кореляційної функції  $\alpha_K$  і  $\beta_K$ , які дозволяють отримати сталу часу  $T_\xi$ . Параметри  $T_\xi$  і  $\sigma_\xi^2$  програмно дають чисельне значення коефіцієнта  $C(\infty)$ . Підпрограма цифрової реалізації фільтра Калмана–Б'юсі за знайденими  $T_\xi$  і  $C(\infty)$  дозволяє визначити передаточний коефіцієнт фільтра Калмана–Б'юсі і, використовуючи попередньо згладжений нефільтрований сигнал  $F_{CH}(t)$ , знайти середнє значення фільтрованого сигналу погонного навантаження конвеєрних вагів  $F_{C\Phi}(t)$ , змінна складова якого не містить завади. Цей сигнал використано для точного визначення витрати руди в млин  $Q_{PM}$  і площі поверхні руди  $S_T(t)$ , яка буде направлятися у кульовий млин. Профільтровані сигнали  $Q_{VP}$ ,  $Q_{bB}$  і  $Q_{PM}$  за допомогою підпрограми прогнозування співвідношення руда/вода у кульовому млині дозволяють отримувати значення даного параметра перед входженням матеріалу в технологічний агрегат. За знайденим показником середньої крупності дробленого матеріалу  $D$  за допомогою спеціальних підпрограм знаходяться задавальні дії відповідно витраті руди в млин  $Q_{PMZ}$  і співвідношенню руда/вода  $K_{(T/P)Z}$  у ньому. Після реалізації відмічених програм цикл закінчується автоматичним встановленням задаючих діянь і прогнозованого співвідношення руда/вода в кульовому млині. Отже, тут задавальні дії встановлені у відповідності з технологічними параметрами даного циклу. Після цього дається «команда» на завантаження матеріалу в тех-

нологічний агрегат і накопичення інформації для наступного циклу керування.

Сформовані у кожному циклі задавальні дії відпрацьовуються однотипними цифровими системами автоматичного керування.

Система адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині, що працює у замкненому циклі з механічним односпіральним класифікатором, виконана на 16-розрядному мікроконтролері MSP430F1611PM.

#### 4. Реалізація функцій автоматичного керування в окремих контурах адаптивної системи

У відповідності з сформованими задавальними діями  $Q_{PMZ}$ ,  $K_{(T/P)Z}$ ,  $Q_{BPZ}$ ,  $Q_{PDZ}$  (рис. 1) у адаптивній системі реалізовано чотири неадаптивні контури автоматичного регулювання – витрати руди в млин, співвідношення руда/вода в кульовому млині, витрати води в піски та витрати води на поверхню руди. Аналіз показав, що ці системи однотипні за структурою та устроєм. Вони містять виконавчий двигун, що вводить керуючий вплив, перетворювальний механізм, регулювальний орган, засіб формування закону керування, елемент порівняння, задавач, датчик регульованої величини, і реалізують принцип керування за відхиленням. Всі ці системи працюють циклічно впродовж часу, що витрачається на проходження конвеєрної стрічки, яка забезпечує рудне живлення кульового млина, від конвеєрних вагів до його завантажувальної горловини. Оскільки тривалість циклу незначна, необхідно забезпечувати швидке реагування на зміни технологічної ситуації, що потребує швидкодіючого керування процесами. Даний вимозі найкраще відповідає релейний закон автоматичного керування. Таке керування найкраще підходить і зважаючи на те, що системи знаходяться під дією східчастих впливів при зміні прогнозованих показників в циклі.

Перевага релейного керування полягає в тому, що натомість складних операцій підсилення застосовуються порівняно прості операції релейної зміни стану, які відрізняються більшими коефіцієнтами підсилення і високою швидкодією, оскільки навіть при малому непогодженні, яке незначно перебільшує зону нечутливості, операція здійснюється з максимальною для неї швидкістю. При лінійному керуванні швидкість проходження операції пропорційна непогодженості і при малих непогодженнях відпрацювання задавального діяння проходить більш повільно. В той же час не слід забувати про недоліки релейного керування, які полягають у тому, що при підвищенні їх точності внаслідок збільшення коефіцієнта підсилення і зменшення зони нечутливості

можлива поява автоколивань керованої величини, що негативно впливає на механічну частину і для багатьох випадків це неприпустимо. У даних контурах регулювання автоколивання небажані зважаючи на те, що вони зменшують точність і збільшують час керування. Тому у даних релейних системах від режиму автоколивання необхідно позбавитись. Для усунення режиму автоколивання у системах керування застосовують лінійні або нелінійні коректуючі пристрої. Існує запропонована методика синтезу, наприклад лінійних коректуючих пристроїв, та пасивні коректуючі пристрої змінного струму для цих цілей, які можливо застосувати у даних системах.

З іншого боку, якість керування буде визначатись зоною нечутливості релейного елемента, який спрацьовує і відпускає при різних значеннях керуючих діянь, що характеризують його спрацювання та відпускання. Якщо ліквідувати гістерезис в релейному елементі, якість керування підвищиться. Крім того, якість керування буде тим вищою, чим вузьчою буде зона нечутливості релейного елемента.

Розглянемо більш детально регулювальний контур стабілізації розрідження пульпи в кульовому млині в циклі керування. У такій системі задавальним діянням буде  $K_{(T/P)Z}$ , а регулювальною величиною – прогнозоване значення співвідношення руда/вода в кульовому млині  $K_{(T/P)P}$ . Складовими у даній системі будуть перераховані раніше елементи, де в ролі засобу формування закону прийнято релейний елемент.

Потоки руди, пульпи і води на вході кульового млина створюють прогнозоване значення співвідношення руда/вода  $K_{(T/P)P}$  у циклі керування. Якщо  $K_{(T/P)P}$  не співпадає з задавальним діянням  $K_{(T/P)Z}$ , то виробляється керуюче діяння, спрацьовує релейний елемент і змінюється витрата води у млин до вирівнювання цих значень. В межах загальної витрати води у кульовий млин працюють контури подачі води у піски та на поверхню руди.

В ролі регулювального органа в системах подачі води в млин використано двосідловий клапан. Оскільки момент опору при переміщенні рухомого елемента регулювального органа порівняно невеликий, прийнято виконавчий механізм з двофазним асинхронним електродвигуном змінного струму типу ПР1-М. Між вихідним валом редуктора виконавчого механізму та регулювальним органом встановлено перетворювальний механізм. Він забезпечує узгодження характеру руху вихідної ланки виконавчого механізму та вхідної регулювального органа.

Асинхронний двофазний електродвигун можна розглядати як дві послідовно з'єднані динамічні ланки – ідеальну інтегруючу і аперіодичну, якщо вихідною величиною є кут повороту вала ротора.

Реверсивний двофазний асинхронний виконавчий електродвигун, редуктор, перетворювальний механізм, регулювальний орган разом з відрізком труби, що слугує для транспортування води у кульовий млин, і витратоміром, а також пристрій прогнозування значення співвідношення руда/вода у цикловому застосуванні є неперервними і лінійними динамічними ланками. Нелінійним є лише релейний елемент. Тому в даній автоматичній системі керування можливо відокремити лінійну і нелінійну частини.

Промислові системи стабілізації технологічних параметрів здебільшого працюють при незмінному значенні задавального діяння. У даних системах це не витримується, оскільки руда різної крупності потребує зміни задавальних діянь. Це зміщує робочі точки всіх неперервних елементів на їх статичних характеристиках, що інколи робить автоматичні системи непрацездатними. Зважаючи на те, що лінійна частина даних систем складається з лінійних динамічних ланок, їм втрата працездатності не загрожує.

Найвищу якість автоматичного керування можливо отримати у випадку безгістерезисної характеристики релейного елемента і його вузької зони нечутливості. Тобто це буде ідеалізований релейний елемент. Його можливо реалізувати на мікропроцесорних засобах у цифровому вигляді. Засоби формування порогового рівня, узгоджувальні ланцюги і безконтактний реверсивний пускач ПБР-2, який може працювати з обраним електродвигуном, являють собою ідеалізований нелінійний елемент релейного типу. У такому релейному елементі поріг спрацювання і відпускання може бути встановленим на будь-якому рівні, однак нульовим він бути не може. Його доцільно встановити на рівні, що відповідає зміні базового значення  $K_{(T/P)Z}$  на один відсоток. При досягненні встановленого порогового значення  $\pm \Delta K_{T/P}$  формується вихідний сигнал контролера +5 В. На виході ПБР-2 при цьому встановлюється сигнал змінного струму напругою 220 В прямої або оберненої фази, що відповідає живленню виконавчого електродвигуна.

Дану систему, крім того, необхідно перевірити на можливість виникнення автоколивання. Для цього лінеаризуємо нелінійний елемент. Його статичній характеристиці відповідає лінеаризована передавальна функція нелінійної ланки, яка дорівнює передавальному коефіцієнту, причому передавальний коефіцієнт є функцією лише

амплітуди. У даному випадку для визначення параметрів автоколивань доцільно застосувати критерій Найквіста в логарифмічній формі. У даному разі логарифмічна амплітудна частотна характеристика (ЛАЧХ) залежить від передавального коефіцієнта  $i$ , отже, від амплітуди, а логарифмічна фазова частотна характеристика (ЛФЧХ) визначається лише передавальною функцією лінійної частини системи і не залежить від передавальної характеристики нелінійного елемента.

Для визначення амплітуди автоколивань звичайно будують сім'ю ЛАЧХ для різних значень амплітуди. Ці характеристики паралельні одна одній. Шуканим значенням амплітуди є таке, за якого на частоті зрізу  $\varphi(\omega) = -\pi$ , де  $\varphi(\omega)$  – логарифмічна фазова частотна характеристика. Тобто ЛАЧХ повинна перетинати лінію  $-180^\circ$ .

У даному випадку лінійна частина системи має передавальну функцію

$$W_n(p) = \frac{\bar{Q}_{bB}}{\bar{U}_y} = \frac{k_n}{p(T_{BM}p + 1)}, \quad (7)$$

де  $\bar{Q}_{bB}$  – зображення за Лапласом витрати води в кульовий млин;  $\bar{U}_y$  – зображення за Лапласом змінної напруги живлення виконавчого електродвигуна;  $k_n = k_{ed} \cdot k_p \cdot k_{pm} \cdot k_{po}$  – коефіцієнт підсилення лінійної частини системи;  $k_{ed}, k_p, k_{pm}, k_{po}$  – відповідно передавальні коефіцієнти електродвигуна, редуктора, перетворювального механізму, регулювального органа.

Передавальна функція (7) відповідає реальній інтегруючій ланці. Оскільки ЛФЧХ реальної інтегруючої ланки не перетинає лінію  $-180^\circ$ , у даній системі незгасаючі коливання виникнути не можуть і її корегувати не потрібно. Це також дозволяє на ідеалізованій релейній характеристиці вибирати малий поріг спрацювання.

Редуктор виконавчого механізму складається з шести пар змінних шестірень. Це дозволяє встановлювати час півоберту вихідного вала виконавчого механізму східчасто: 10; 30; 60; 90; 120 с. Кут повороту вихідного вала складає  $180^\circ$ . Це відповідає передавальним коефіцієнтам редуктора 0,02; 0,0067; 0,0033; 0,0022; 0,00167. Отже, редуктор є динамічною ланкою зі змінними параметрами. Інші динамічні ланки мають незмінні значення параметрів. Тому передавальний коефіцієнт редуктора можна використовувати в ролі налагоджувального параметра. З врахуванням числових значень параметрів і залежності (7) запишемо рівняння, що описує динаміку лінійної частини при спрацюванні релейного елемента:

$$p(0,2p + 1)\bar{Q}_{bB} = 4290,34 \cdot k_p \bar{U}_y. \quad (8)$$

Здійснивши відповідно (8) перехід від зображення за Лапласом до оригіналу при подачі на вхід східчастого діяння  $\bar{U}_y = \text{const} = 1$  і при нульових початкових умовах, отримуємо вираз перехідної функції

$$h_Q(t) = 4290,34 k_p \left[ t - T_{BM} (1 - e^{-5t}) \right] \quad (9)$$

З рівняння (9) слідує, що вихідна величина системи в перехідному процесі включає як лінійну, так і експоненціальну складову. Чим швидшою буде зміна  $K_{T/P}$  в часі, тим вищою буде якість керування системи.

Побудуємо за виразом (9) перехідний процес при витраті руди в млин  $Q_{PM} = 240$  т/год. Допустимо, що система працювала при  $K_{T/P} = 4,9$ , а необхідно здійснити перехід до  $K_{T/P} = 4,3$ , миттєво змінивши задавальне діяння. При  $K_{T/P} = 4,9$  витрата води в кульовий млин складає 50 т/год (13,89 кг/с). При  $K_{T/P} = 4,3$  вона буде дорівнювати 65,28 т/год (18,13 кг/с). Тобто в перехідному процесі витрата води в кульовий млин повинна зрости на 15,28 т/год (4,24 кг/с). Відповідно (9) на рис. 2 зображені графіки зміни витрати води  $Q_{bB}$  в кульовий млин в часі при різних передавальних коефіцієнтах редуктора. Відповідно (9) можливо побудувати перехідні процеси безпосередньо для  $K_{T/P}$ , використовуючи отримані при математичному моделюванні значення витрати води в кульовий млин. Вони приведені на рис. 3, з якого слідує, що в перехідному процесі розрідження пульпи в кульовому млині збільшується, як і витрата води в кульовий млин (рис. 2), однак темпи змін різні. Нового усталеного значення  $K_{T/P} = 4,3$  керована величина при найменшому передавальному співвідношенні редуктора досягає за 2,3 с, при середньому – за 1,28 с, при найбільшому – за 0,34 с. Найкращі показники нелінійної системи будуть при  $k_p = 0,02$ . Інші значення  $k_p$  редуктора погіршують якість системи автоматичного регулювання.

Аналіз показує, що при тривалості перехідних процесів 0,34 с у виконавчих автоматичних системах стабілізації якість всієї системи адаптивного керування подрібненням руди у кульовому млині буде високою. Запропонована система адаптивного керування подрібненням руди у кульових млинах, що працюють у замкненому циклі з односпіральною класифікатором, показали, що вона відповідає вимогам технологічного процесу і її застосування на рудозбагачувальних виробництвах дозволяє зменшити тривалість пере-



хідних процесів на 17...32%, енерговитрати – на 3...12%, витрати куль і футеровки – на 5...7% в основному за рахунок їх неперевитрачання, забезпечуючи значний економічний ефект. При цьому продуктивність зростає на 6...8%.

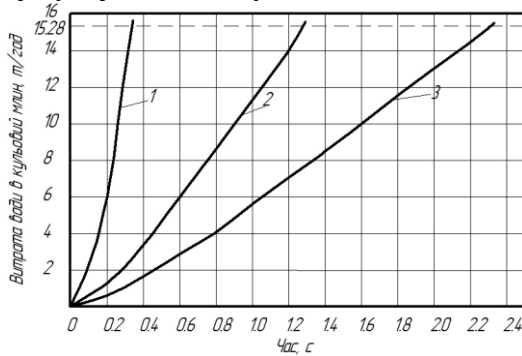


Рис. 2. Зміна витрати води в кульовий млин у часі при переході з  $K_{(T/P)}=4,9$  до  $K_{(T/P)}=4,3$  при значеннях передавального коефіцієнта знижувального редуктора: 1 – 0,02; 2 – 0,0033; 3 – 0,00167

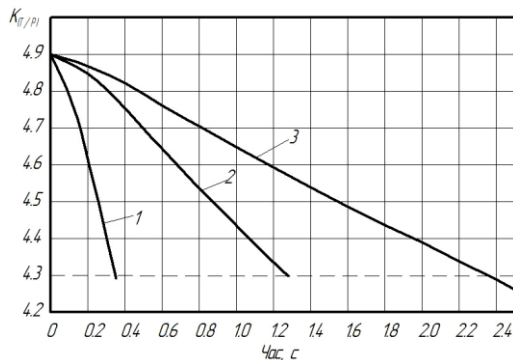


Рис. 3. Зміна співвідношення руда/вода в кульовому млині в часі при переході з  $K_{(T/P)}=4,9$  до  $K_{(T/P)}=4,3$  при значеннях передавального коефіцієнта знижувального редуктора:

1 – 0,02; 2 – 0,0033; 3 – 0,00167

### Висновки та перспективи подальших розробок

У перших стадіях подрібнення дробленої руди на залізорудних збагачувальних фабриках допускається зниження продуктивності кульових млинів і перевитрачання електричної енергії, куль і футеровки. Значно зменшити збитки можливо удосконаленням автоматизованого керування процесом подрібнення. Теоретично обґрунтовано підхід удосконалення автоматичного керування даним процесом, що відповідає адаптивному керуванню завантаженням кульового млина рудою та розрідженням пульпи в ньому залежно від середньої крупності дробленого матеріалу. Вперше запропоновано перехід на перероблення одного певного типу руди та організа-

цію циклового керування на основі інформації, зокрема середньої крупності матеріалу, яка змінюється, отриманої на руді, що розташована на незмінній довжині конвеєрної стрічки від конвеєрних вагів до горловини млина перед її завантаженням, автоматичне формування на базі отриманої інформації та апріорних даних задавальних діянь в циклі на витрату руди і розрідження пульпи, витрати доданої води в піски та на поверхню дробленої руди, програмне забезпечення реалізації цих складних функцій та адаптивної системи керування подрібненням руди, що включає чотири виконавчих контури циклової автоматичної стабілізації – витрати руди, води в млин, в піски та на поверхню руди з максимальною швидкістю. Запропонована система адаптивного керування подрібненням руди в кульових млинах зменшує тривалість перехідних процесів на 17...32%, енерговитрати на 3...12%, витрати куль і футеровки на 5...7%, а продуктивність збільшує на 6...8%. Практична значущість роботи полягає в тому, що відкривається перспектива значного зменшення собівартості вітчизняного залізорудного концентрату і підвищення його конкурентоспроможності та продукції металургійної промисловості на світовому ринку.

Перспективою подальших розробок є удосконалення запропонованої системи адаптивного керування подрібненням руди у кульових млинах шляхом підвищення точності і надійності ряду інформаційних засобів, які в ній застосовуються.

### Список використаної літератури

1. Моркун В. С. Инициализация гибридной нечеткой модели замкнутого цикла измельчения руды [Текст] / В. С. Моркун, Н. В. Моркун, Н. С. Подгородецкий, А. В. Пикильняк // Вісник КТУ. – Кривий Ріг. – 2010. – Вип. 26. – С.290 – 293.
2. Моркун В. С. Формирование робастного автоматизированного управления замкнутым циклом измельчения на основе  $H_\infty$ -нормы [Текст] / В. С. Моркун, Н. В. Моркун, В. В. Тронь // Гірничий вісник. – Кривий Ріг. – 2014. – Вип. 98. – С.83 – 85.
3. Тронь В. В. Формування адаптивного керування процесом подрібнення залізорудної сировини в умовах невизначеності характеристик об'єкта [Текст] / В. В. Тронь, К. В. Маєвський // Гірничий вісник. – Кривий Ріг. – 2015. – Вип. 99. – С.27 – 32.
4. Тронь В. В. Оптимальне і модальне керування стадією збагачення технологічних різновидів залізорудної сировини [Текст] / В. В. Тронь, Ю. В. Гуляєва // Гірничий вісник. – Кривий Ріг. – 2015. – Вип. 100. – С. 83–87.

5. Азарян А. А. Автоматизация первой стадии измельчения, классификации и магнитной сепарации – реальный путь повышения эффективности обогащения железных руд [Текст] / А. А. Азарян, Ю. Ю. Кривенко, В. Г. Кучер // Вісник КНУ. – Кривий Ріг. – 2014. – Вип. 36. – С. 275 – 280.

6. Бонч-Бруевич А.М. Бесконтактные элементы самонастраивающихся систем [Текст] / А. М. Бонч-Бруевич, В. Л. Быков, П. И. Чинаев; под ред. П. И. Чинаева. – М.: Машиностроение, 1968. – 292с.

7. Иванов А. Б. Перспективные направления автоматизации процессов дробления и измельчения руды [Текст] / А. Б. Иванов, В. Н. Куваев, Я. Г. Куваев // Горный журнал. – М.: Изд. дом “Руда и Металлы”. – 2010. – № 11. – С. 74 – 76.

8. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых [Текст] / В. В. Морозов, В. П. Топчаев, К. Я. Улитенко и др. – М.: Изд. дом «Руда и Металлы», 2013. – 512 с.

9. Биленко Л. Ф. Закономерности совместного измельчения разнопрочных минеральных компонентов [Текст] / Л. Ф. Биленко // Обогащение руд. – 2000. – № 1. – С. 7 – 10.

10. Тронь В. В. Енергоефективне автоматизоване керування процесом збагачення руди з термографічним розпізнаванням її технологічних різновидів [Текст]: дис. канд. техн. наук: 05.13.07 / Тронь Віталій Валерійович. – Кривий Ріг, 2012. – 226 с.

11. Тимошенко М. А. Методи контролю якості руди в умовах гірничо-збагачувального комбінату [Текст] / М. А. Тимошенко // Гірничий вісник. – Кривий Ріг. – 2015. – Вип. 99. – С.150 – 153.

12. Азарян В. А. Система контроля и управления качеством в рудопотоках железорудных карьеров [Текст] / В. А. Азарян // Вісник КНУ. – Кривий Ріг. – 2016. – Вип. 41. – С. 170 – 174.

13. Кондратець В.О. Моделювання розподілу дробленої руди вздовж конвеєрної стрічки при розвантаженні бункерів [Текст] / В.О. Кондратець, А.М. Мацуй // Інтегровані технології та енергозбереження. – Харків. – 2015. – №3. – С.42 – 50.

14. Моркун В. С. Контроль гранулометрического состава железорудной пульпы на базе комбинированного использования объемных ультразвуковых волн и волн Лява [Текст] / В. С. Моркун, О. В. Поркуян // Вісник КТУ. – Кривий Ріг. – 2007. – Вип.17. – С. 224 – 230.

15. Гуленко Т. И. Исследование стержневого датчика с пьезокерамическим преобразователем [Текст] / Т. И. Гуленко, В. А. Кондратец,

В. И. Лопатин // Контрольно-измерительная техника. – Львов. – 1972. – Вып.12. – С. 93 – 99.

16. Кондратець В. О. Теоретичне дослідження сканування поверхні відкритих матеріальних потоків променями незмінної довжини [Текст] / В. О. Кондратець // Вісник КНУ. – Кривий Ріг. – 2013. – Вип. 35. – С. 174 – 178.

17. Кондратець В. О. Вимірювання рудного завантаження млинів конвеєрними вагами з подвійною фільтрацією сигналу погонного навантаження [Текст] / В. О. Кондратець // Електротехнічні та комп'ютерні системи.– Одеса. – 2014. – № 13 (89). – С. 62 – 69.

18. Кондратець В. А. Обеспечение идентификации соотношения руда/вода в мельницах с циркулирующей нагрузкой [Текст] / В. А. Кондратец // Вестник ИргТУ. – Иркутск. – 2013. – № 11. – С. 95 – 102.

### References

1. Morkun V. S., Morkun N. V., Podgorodetsky N. S., and Pikilnyak A. V. Initialization hybrid fuzzy model of a closed cycle of ore grinding [Initsializatsiya gibridnoi nechetkoi modeli zamknutogo tsikla izmel'cheniya rudy], (2010), *Bulletin of the Kryvyi Rih Technical University*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 26, pp. 290–293. (In Ukrainian).

2. Morkun V. S., Morkun N. V., and Tron' V. V. Formation of robust automated closed-loop control on the basis of shredding  $N_{\infty}$ -norm [Formirovanie robastnogo avtomatizirovanno-go upravleniya zamknutym tsiklom izmel'cheniya na osnove  $N_{\infty}$ -normy], (2014), *Mining Journal*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 98, pp. 83–85. (In Ukrainian).

3. Tron' V. V., and Majevs'kyj K. V. Formation of adaptive control process crushing iron ore in the face of uncertainty characteristics of the object [Formuvannja adaptivnogo keruvannja procesom podribnennja zalizorudnoi' syrovyny v umovah nevyznachenosti harakterystyk ob'jekta], (2015), *Mining Journal*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 99, pp. 27–32. (In Ukrainian).

4. Tron' V. V., and Guljajeva Ju. V. Optimal management and modal stage enrichment process varieties of iron ore [Optymal'ne i modal'ne keruvannja stadijeju zbagachennja tehnologichnyh riznovydiv zalizorudnoi' syrovyny], (2015), *Mining Journal*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 100, pp. 83–87. (In Ukrainian).

5. Azarjan A. A., Krivenko Ju. Ju., Kucher V. G. Automation of the first grinding step, the classification and magnetic separation - the real way to improve the efficiency of iron ore beneficiation [Avtomatizatsiya pervoi stadii izmel'cheniya, klassifikatsii i magnitnoi separatsii – real'nyi put' povysheniya effektivnosti obogashcheniya zheleznykh

rud], (2014), *Bulletin of the Kryvyi Rih National University*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 36, pp.275–280. (In Ukrainian).

6. Bonch-Bruevich A .M., Bykov V. L., and Chinaev P. I. Contactless elements of adaptive systems [Beskontaktnye elementy samonastraivayushchikhsya sistem], (1968), Moscow, Russian Federation, 292 p. (In Russian).

7. Ivanov A. B., Kuvaev V. N., and Kuvaev Ya. G. Perspective directions of automation of processes of crushing and grinding of ore [Perspektivnye napravleniya avtomatizatsii protsessov drobleniya i izmel'cheniya rudy], (2010), *Mining Journal*, Moscow, Russian Federation, No. 11, pp. 74–76. (In Russian).

8. Morozov V. V., Topchaev V. P., and Ulitenko K. Ya. i dr. Development and application of automated process control systems, mineral processing [Razrabotka i primeneniye avtomatizirovannykh sistem upravleniya protsessami obogashcheniya poleznykh iskopaemykh], (2013), Moscow, Russian Federation, 512 p. (In Russian).

9. Bilenko L. F. Patterns of co-grinding of mineral components different strengths [Zakonomernosti sovместnogo izmel'cheniya raznoprochnykh mineral'nykh komponentov], (2000), *Ore dressing*, Moscow, Russian Federation, No. 1, pp. 7–10. (In Russian).

10. Tron' V. V. Energy efficient automated process control ore thermographic recognition of its technological species [Energoefektyvne avtomatyzovane keruvannja procesom zbagachennja rudy z termografichnym rozpoznavannjam ii' tehnologichnyh riznovydiv], (2012), Dis. of the cand. techn. sciences: 05.13.07, Kryvyi Rih, Ukraine, 226 p. (In Ukrainian).

11. Tymoshenko M. A. Methods of quality control in terms of ore mining and processing plant [Metody kontrolju yakosti rudy v umovah girnychozbagachuval'nogo kombinatu], (2015), *Mining Journal*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 99, pp. 150–153. (In Ukrainian).

12. Azarjan V.A. Quality control and management system in the production intensity of iron ore quarries [Sistema kontrolya i upravleniya kachestvom v rudopotokakh zhelezorudnykh kar'erov], (2016), *Bulletin of the Kryvyi Rih National University*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 41, pp. 170–174. (In Russian).

13. Kondratic' V. O., and Macuj A. M. Simulations split ore distribution along the conveyor belt at unloading bins [Modeljvannja rozpodilu droblenoj rudy vzdovzh konvejernoj' strichky pry rozvantazhenni bunkeriv], (2015), *Integrated technologies and energy efficiency*, Kharkiv, Ukraine, No. 3, pp. 42–50. (In Ukrainian).

14. Morkun V. S., and Porkuyan O. V. Control of particle size distribution of the iron ore slurry based on the combined use of bulk ultrasonic waves and the Love waves [Kontrol' granulometricheskogo sostava zhelezorudnoi pul'py na baze kombinirovanogo ispol'zovaniya ob'emnykh ul'trazvukovykh voln i voln Lyava], (2007), *Bulletin of the Kryvyi Rih Technical University*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 17, pp. 224–230. (In Russian).

15. Gulenko T. I., Kondratets V. A., and Lopatin V. I. Research rod sensor with a piezoelectric transducer [Issledovanie sterzhnevogo datchika s p'ezokeramicheskim preobrazovatelem], (1972), *Control and measuring equipment*, Lviv, Ukraine, No. 12, pp. 93–99. (In Russian).

16. Kondratic' V. O. Theoretical studies scanning the surface of open beams constant material flow length [Teoretychne doslidzhennja skanuvannja poverhni vidkrytyh material'nyh potokiv promenjamy nezminnoi' dovzhyny], (2013), *Bulletin of the Kryvyi Rih National University*, Kryvyi Rih, Ukraine, No. 35, pp. 174–178. (In Ukrainian).

17. Kondratic' V. O. Measurement mill ore loading conveyor scales with double filtered signal linear load [Vymirjvannja rudnogo zavantazhennja mlyniv konvejernymy vagamy z podvijnoju fil'tracijeju sygnalu pogonnogo navantazhennja], (2014), *Electro-technic and computer system*, Odessa, Ukraine, No. 13(89), pp. 62–69. (In Ukrainian).

18. Kondratets V. A. Providing identification ratio ore/water mill circulating load [Obespechenie identify-katsii sootnosheniya ruda/voda v mel'nitsakh s tsirkuliruyushchei nagruzkoj], (2013), *Bulletin of the Irkutsk State Technical University*, Irkutsk, Russian Federation, No. 11, pp. 95–102. (In Russian).

## INCREASING PRODUCTIVITY BALL MILL ADAPTIVE CONTROL LOADING ORE AND DILUTION OF PULP

V. A. Kondratets, A. N. Matsui  
Kirovohrad National Technical University

**Abstract.** As a result of the imperfections of the automatic control of ore grinding in ball mills allowed electricity overrun balls and lining with a decrease in performance. The aim was to develop a computer

*adaptive control system capable to reduce the existing shortcomings. Theoretically grounded approach reducing the existing shortcomings. It is suggested to go on grinding in ball mills in the mixture, and a certain type of ore, and control the process is not in fact there is a situation, and in particular identified an array of ore, which will be sent to a ball mill.. In a feed of mill with certain regularity accidentally changing the average size of the ore from which performance depends on both the boot and the optimum value of the liquefaction slurry. The developed computer adaptive control system has a present and a priori information support that allows you to create a defining impact on the estimation of the array cycle of ore at its load management, liquefaction of pulp, water consumption in the sand and on the surface of the original ore. In addition, the adaptive system with a sufficiently high accuracy determines a mass flow rate stabilizes at ore loading cycle, predicts and stabilizes the pulp dilution. Preliminary dilution sands single-spiral classifier wetting original ore and the remainder of spraying it with water for a given total amount of thinning the pulp in the central part to allow the inclusion of active initial section of the drum mill, which increases the grinding performance. Relay law formed by the same computing resources in the form of an ideal relay characteristic without hysteresis, and a low level of response, which may be 1% of the nominal value of the controlled quantity of the output device adaptive system are four similar automatic stabilization circuit parameters where used. Adaptive system reduces power consumption to 12%, the flow of balls and lining up to 7% and an increase in productivity of up to 8%.*

**Key words:** computer adaptive system, cyclic control, automatic stabilization, ore crushing, energy and resource saving.

## ПОВЫШЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦ ЗА СЧЕТ АДАПТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ЗАГРУЗКОЙ РУДЫ И РАЗЖИЖЕНИЕМ ПУЛЬПЫ

**В. А.Кондратец, А. Н.Мацуї**

*Кировоградский национальный технический университет*

**Аннотация.** Показано, что существуют неисчерпанные пути повышения продуктивности шаровых мельниц при измельчении руды на железорудных обогатительных фабриках. Предложенная компьютерная адаптивная система управления измельчением руды их реализует и обеспечивает повышение продуктивности до 8% и значительную экономию ресурсов.

**Ключевые слова:** компьютерная адаптивная система, цикловое управление, автоматическая стабилизация, измельчения руды, энергоресурсосбережение.

Получено 18.12.2016



**Кондратец Василий Александрович**, доктор технических наук, профессор, профессор кафедры автоматизации производительных процессов Кировоградского национального технического университета. Просп. Университетский, 8, Кропивницкий, Украина, E-mail: KondratetsVA@gmail.com, тел. +38-0522-56-70-91

**Kondratets Vasiliy**, Dr. of Science, Professor, Professor of Department of automation of production processes, Kirovohrad National Technical University, University ave., 8, Kropyvnytskyi, Ukraine

**ORCID ID:** 0000-0002-1411-168X



**Мацуї Анатолий Николаевич**, кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры автоматизации производительных процессов Кировоградского национального технического университета. Просп. Университетский, 8, Кропивницкий, Украина, E-mail: Matsuyan@mail.ru, тел. +38-050-060-48-70

**Matsui Anatolii**, PhD, Associate Professor, Associate Professor of Department of automation of production processes, Kirovohrad National Technical University, University ave., 8, Kropyvnytskyi, Ukraine

**ORCID ID:** 0000-0001-5544-0175