

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ АВТОМАТИЧНОГО КОНТРОЛЮ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОСТІ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ КУЛЬОВИМИ МЛИНАМИ ПРИ СПРАЦЮВАННІ ФУТЕРОВКИ

УДК 681.5.017

МАЦУЙ Анатолій Миколайович

доцент, кандидат технічних наук, доцент кафедри автоматизації виробничих процесів
Центральноукраїнського національного технічного університету, м. Кропивницький.

Наукові інтереси: автоматизація процесів керування, комп'ютеризовані системи управління.

E-mail: matsuyan@mail.ru.

КОНДРАТЕЦЬ Василь Олександрович

професор, доктор технічних наук, Заслужений діяч науки і техніки України, професор кафедри автоматизації виробничих процесів
Центральноукраїнського національного технічного університету, м. Кропивницький.

Наукові інтереси: автоматизація процесів керування, комп'ютеризовані системи управління, інформаційні засоби.

E-mail: kondratetsva@gmail.com.

ВСТУП

Україна є розвинутою металургійною державою, яка за даним показником входить в першу десятку країн світу. В Україні діють шість найбільших у світі гірничозбагачувальних комбінатів, у складі яких використовуються велика кількість кульових млинів. В той же час вітчизняні залізородні збагачувальні підприємства виробляють магнетитовий концентрат з підвищеною собівартістю порівняно з зарубіжними аналогами, що веде до значних перевитрат електричної енергії, куль і футеровки в процесах рудопідготовки та до зниження конкурентоспроможності продукції на світовому ринку. Особливо великі втрати відмічаються в перших стадіях подрібнення-класифікації вихідної руди. Удосконалення автоматичного управління процесами рудопідготовки є одним з головних шляхів виходу з даної ситуації. Зважаючи на важливість, дані задачі постійно відмічаються в урядових документах України і вносяться в тематичні плани наукових організацій. Розв'язання ряду таких задач, зокрема, включені до тематики наукових досліджень Центральноукраїнського національного техніч-

ного університету. Оскільки дана публікація спрямована на розв'язання частини однієї з таких задач, її тема є актуальною.

Автоматизації рудопідготовки на магнітозбагачувальних фабриках приділяли увагу практично три покоління вчених і практиків. В далекому зарубіжжі найбільш відомими вченими цього напрямку є А.Д. Лінч [1] і Дж.А.Хербст [2, 3]. В Україні такі роботи проводяться досить активно. Основи сучасних підходів заклав О.М. Марюта [4]. В теперішній час особливо активно розробляють ці задачі В.С. Моркун [5, 6], А.І. Купін [7], Є.В. Кочура [8], О.В. Поркуян [9], Н.В. Моркун [10], А.А. Азарян [11], В.В. Тронь [12] та інші. Розвитку автоматизованих систем керування процесами збагачення бідних залізних руд в останні роки присвячена робота [13], в якій зроблено висновок, що існуючі проблеми до кінця не розв'язані. Крім того, в цій же роботі вказується на необхідність розробки сучасних інформаційних засобів. На відсутність надійних засобів контролю необхідної точності та на значну їх вартість звертається увага в [7]. Глибоко проаналізовані системи, що вико-

ристовуються нині на залізрудних збагачувальних фабриках в роботі [14]. В ній сказано, що поряд зі значними досягненнями не всі задачі розв'язані. Авторами роботи [11] доведено, що реальний шлях підвищення ефективності збагачення залізних руд – це автоматизація першої стадії подрібнення, класифікації та магнітної сепарації. В роботі «Подрібнення. Енергетика і технологія» [13] зроблено ухил в напрямі енергетики рудопідготовки. Зокрема, відмічається, що автоматизовані системи, в яких в якості інформації використовують середню потужність електродвигуна і шум кульового млина, в промисловості широкого використання не знайшли. Тому проблему автоматичної оптимізації рудопідготовки вирішують шляхом компенсації збурних впливів вихідного живлення (що проблематично) або пошуком і обґрунтуванням параметрів, що піддаються автоматичному контролю, які безпосередньо характеризують енергетичну ефективність процесу руйнування матеріалу в барабані млина [13]. Авторами даної роботи запропоновано такий підхід оцінки енергетичної ефективності подрібнення руди в кульовому млині першої стадії [15], однак роботу цих засобів при спрацюванні футеровки ніхто не вивчав. Тому дана публікація передбачає виконати такі дослідження.

Постановка проблеми. Метою даної публікації є математичне моделювання автоматичного контролю, що здійснюється безпосередньо в барабані кульового млина, енергетичної ефективності руйнування руди з отриманням даних для забезпечення необхідної точності в умовах спрацювання футеровки.

Викладення матеріалу та результати. Реалізація енергоефективного подрібнення руди в кульовому млині потребує його контролю безпосередньо в барабані. Такий контроль можливо здійснити, вимірюючи деформацію пружного елемента при ударах куль. Як показано в роботі [16], кульові млини працюють в умовах неперервної зміни стану куль і футеровки, однак можливо створити умови автоматичної стабілізації усталеного режиму найкращого кульового навантаження як за об'ємом, так і за складом. В межах $1/3 \dots 1/2$ довжини барабана від завантаження утворюються широкі зони з практично незмінним розміром куль і осередненим розміром крупних шматків руди. У зовнішньому шарі біля футеровки кулі мають практично незмінний розмір і при падінні у водоспадному

режимі вони наносять удар по барабану, де знаходиться пульпа з крупними шматками руди. Дану задачу можливо розглянути на математичній моделі, яка описує деформацію пружного елемента при ударі кулі в центральній частині. Деформацію центра пружного елемента можливо визначити відповідно залежності

$$x_1 = \frac{mg + \sqrt{mg(mg + 2ch)}}{c}, \quad (1)$$

де m – маса падаючої кулі; g – прискорення земного тяжіння; c – жорсткість пружного елемента; h – висота, з якої падає куля – еквівалент її швидкості руху.

Якщо між футеровкою барабана і падаючою кулею є крупні шматки руди, залежність (1) прийме вигляд

$$x_2 = \frac{mg + \sqrt{mg(mg + 2ch) - 2ckk_1V_p}}{c}, \quad (2)$$

де k – коефіцієнт пропорційності, що залежить від міцності руди; k_1 – стала, що характеризує зв'язок між загальним і деформованим об'ємом шматка руди; V_p – об'єм шматка руди.

Аналіз показує, що при роботі кульового млина можуть виникати збурні фактори в наслідок неідеальної сегрегації куль і зносу футеровки. При цьому в певних межах може змінюватись діаметр і маса молоткових тіл, які використовуються при вимірюванні, та швидкість їх руху.

Як відомо [17], кількість обертів барабана кульового млина визначається залежністю

$$n = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R}} \sqrt{\cos\alpha}, \text{ об/хв.}, \quad (3)$$

де $\pi=3,14$; R – внутрішній радіус барабана млина; α – кут відриву куль зовнішнього шару.

Визначивши з (3) $\sqrt{\cos\alpha}$ і піднісши до квадрату ліву і праву сторони отриманої залежності, запишемо

$$\alpha = \arccos \frac{\pi^2 n^2 R}{900g}. \quad (4)$$

Оскільки при спрацюванні футеровки швидкість обертання барабана не змінюють, то при $n=const$ можливо за (4) визначити кут відриву куль зовнішнього шару від футеровки при різних R .

Швидкість падіння куль зовнішнього шару у точці зіткнення з футеровкою можливо визначити за формулою [17]

$$v_p = v\sqrt{1 + 8\sin^2 \alpha}, \quad (5)$$

де v – швидкість руху куль зовнішнього шару при відриванні від футеровки, яка дорівнює $v = \pi Rn/30$, м/с.

В моделях (1) і (2) швидкість руху куль при зіткненні з футеровкою подана через висоту їх падіння. Еквівалентна висота падіння кулі буде дорівнювати

$$h = v_p^2 / 2g. \quad (6)$$

Розглянуті залежності дозволяють отримати вихідні дані для моделювання процесу за моделями (1) і (2). Промодельємо процес руйнування руди на прикладі кульового млина МШЦ-45-60, у якого внутрішній діаметр з неспрацьованою футеровкою 130..150 мм складає 4,5 м. Вихідні дані для математичного моделювання занесемо в табл.1.

Таблиця 1

Вихідні дані для моделювання процесу руйнування руди в кульовому млині МШЦ-45-60

Величина спрацювання футеровки, мм	Внутрішній радіус барабана R , м	Швидкість руху куль зовнішнього шару при відриві від футеровки v , м/с	Кут відриву куль зовнішнього шару α , град	Швидкість руху куль при зіткненні з футеровкою v_p , м/с	Висота h падіння куль еквівалентна швидкості v_p , м
0	2,25	3,8269	48°25'	8,95489	4,087
50	2,30	3,91	47°15'	9,010	4,139
100	2,35	3,995	46°10'	9,078	4,2

З даних табл.1 видно, що при спрацюванні футеровки зростає швидкість зіткнення куль з нею і, відповідно, висота h в моделях (1) і (2). Зміна висоти падіння кулі відбувається на 2,76%, що складає суттєву систематичну похибку. Вона на результати вимірювання буде впливати по-різному в залежності від розміру кулі.

Результати моделювання впливу спрацювання футеровки на точність контролю енергоефективності подрібнення руди в кульовому млині в залежності від розміру куль показані на рис.1. З рис.1 видно, що похибка контролю енергетичної ефективності подрібнення руди в кульовому млині при неспрацьованій футеровці не залежить від розміру кулі, оскільки вона відсутня і є базовою величиною. Похибка залежить від величини зносу футеровки (криві 1 і 2). Особливо вона велика при малих розмірах куль і стрімко зменшується при зростанні їх діаметра від 40 до 50 мм. При руйнуванні 1 см³ руди кулею діаметром 40 мм відносна похибка відповідно складає 1,9 та практично 4% для спрацювання футеровки на 50 і 100 мм. Розглянуті більш діаметри куль забезпечують похибку 0,85...0,65 та 1,84...1,46% відповідно при тих же спрацюваннях. Дані рис.1 характеризують загальний механізм виникнення похибки

при спрацюванні футеровки. Однак на їх підставі не можливо сформулювати підходи організації такого контролю та мінімізації похибки, яка виникає.

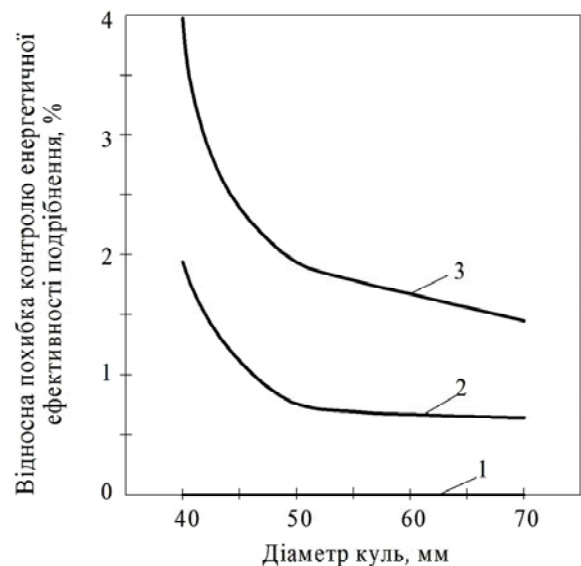


Рис. 1. Залежність відносної похибки контролю енергетичної ефективності подрібнення руди об'ємом 1 см³ від розміру куль при спрацюванні футеровки: 1 – неспрацьована; 2 – спрацьована на 50 мм; 3 – спрацьована на 100 мм.

Перш за все звертає на себе увагу факт, що при відносно малому об'ємі руди і великих розмірах куль похибка зменшується. Максимальний розмір (за висотою) зруйнованого шматка руди можливо визначити відповідно залежності

$$h_{p\max} = R_k \left(1 - \frac{1}{\sqrt{2}} \right), \quad (7)$$

де R_k – радіус кулі.

Залежність (7) дозволяє знайти найбільшу товщину руди, яка буде ефективно подрібнена певною кулею, якщо у неї буде достатньо енергії. Об'єм ефективно подрібненої руди можливо визначити за залежністю

$$V_{pp} = \frac{\pi h_{p\max}^2}{3} (3R_k - h_{p\max}). \quad (8)$$

Результати моделювання процесу подрібнення руди падаючою кулею з використанням залежностей (7) і (8) приведені в табл.2. З даних табл.2 слідує, що максимальна товщина шматка зруйнованої падаючою кулею руди майже вдвічі збільшується при розглянутому зростанні діаметра молоткових тіл. Об'єми кульових сегментів зруйнованої руди відрізняються більше ніж у п'ять разів, однак відношення об'ємів зруйнованої руди до об'ємів падаючих куль залишається незмінним. Об'єм зруйнованої руди порівняно з об'ємом падаючої кулі складає незначну частку. Тому цю частку подрібненої руди доцільно розглядати в якості критерію оптимальності подрібнення матеріалу кулями різних діаметрів.

Таблиця 2

Моделювання найбільшого ефективно зруйнованого об'єму матеріалу падаючими кулями різних розмірів

Радіус кулі R_k , см	Об'єм кулі V_k , см ³	Максимальна товщина шматка руди $h_{p\max}$, см	Об'єм зруйнованої руди кульового сегмента V_{kr} , см ³	Відношення об'ємів V_{kr}/V_k відн. одиниць
2,0	33,49336	0,585780	1,944524	0,058057
2,5	65,41672	0,732225	3,797899	0,058057
3,0	113,04009	0,878670	6,562700	0,058057
3,5	179,50318	1,025115	10,421435	0,058057

Другим критерієм оптимальності подрібнення матеріалу кулями різних діаметрів може бути ефективність роботи маси молоткового тіла. Результати розрахунку даного показника представлені в табл.3. З даних табл.3 слідує, що ефективність роботи маси куль при подрібненні руди з максимальним значенням товщини шматка матеріалу не залежить від їх діаметра і є достатньо високою – близько 7,4431 см³/кг. Тому визначимо деформації пружного елемента і різниці деформацій незавантаженого і завантаженого пружного елемента при подрібненні руди кулями різних діаметрів при максимальній для них товщині шматків руди. Моделювання проведемо на матеріалі з $k=0,45$ кГм/см³ при $h=4,0872$ м. Результати моделювання приведені на рис.2, з якого видно, що деформація центральної частини пружного елемента (залежність 2) практично лінійно зростає при збільшенні діаметра кулі, яка подрібнює руду максимальної для неї товщини. Практично

така ж залежність (графік 1) отримана для різниці деформацій незавантаженого і завантаженого пружного елемента, однак сигнали тут набагато вищі. Отже, при однакових умовах подрібнення руди різними за діаметром кулями деформації пружного елемента зростають зі збільшенням розміру молоткових тіл. В чому ж тут причина? Її можливо уточнити співставленням відхилень пружного елемента і залишкової кінетичної енергії кулі після руйнування руди, яке виконано на рис.3. З нього видно, що деформація пружного елемента майже пропорційно зростає при збільшенні залишкової кінетичної енергії куль. Найбільша залишкова кінетична енергія у крупних молоткових тіл. Тому при контролі енергетичної ефективності подрібнення руди кульовими млинами слід по можливості вибирати кулі з більшим діаметром. Виходячи з умов кульового млина МШР-40-50 [16], доцільно вибрати кулі діаметром 50 мм, центр зони яких розташований на відстані

253 см від завантажувальної горловини, а сама зона має ширину 44 см і розташована на середині довжини барабана, де здебільшого встановлюють кришку люка [18]. Це підтверджується також і даними рис.1, оскільки при $d_k=50$ мм відносна похибка контролю енергетичної ефективності подрібнення руди досягає практично мінімального значення, а розмір крупних шматків руди тут значно менший порівняно з їх величиною у завантаженні.

Відносна похибка вимірювання технологічних параметрів у збагачувальній галузі повинна знаходитись в межах $\pm 3\%$ [19]. Для куль $d_k=50$ мм при неспрацьованій футеровці відносна похибка складає 0% при $\Delta x=0,2847$ мм в разі руйнування 1 см^3 матеріалу. Спрацюванню футеровки на 50 мм відповідає деформація $\Delta x=0,2823$ мм, що складає 0,843%. Коли футеровка спрацюється на 100 мм, деформація складе $\Delta x=0,2795$ мм, що відповідає відносній похибці $\delta=1,826\%$. Це буде систематичною похибкою при вимірюванні енергетичної ефективності подрібнення руди.

Вона є недостатньо великою, але і не бажаною, оскільки буде зміщувати результати вимірювання даного технологічного параметра. Тому її необхідно ліквідувати або зменшити.

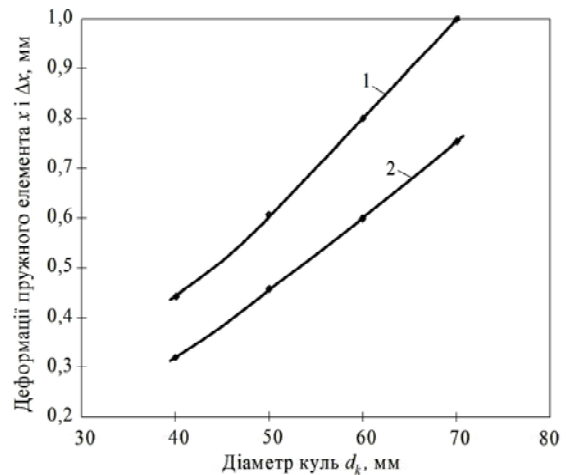


Рис. 2. Залежність деформації пружного елемента при подрібненні руди з максимальною товщиною шматка: 1 – для деформації Δx ; 2 – для деформації x .

Таблиця 3

Дані розрахунку ефективності роботи маси куль при подрібненні руди з максимальним значенням товщини шматка руди

Діаметр кулі d_k , см	Маса кулі m_k , кг	Об'єм зруйнованої руди $V_{кр}$, см^3	Відношення $V_{кр}/m_k$, $\text{см}^3/\text{кг}$
4	0,26125	1,944524	7,4432
5	0,51	3,797899	7,4469
6	0,88117	6,562700	7,4431
7	1,4	10,421435	7,4439

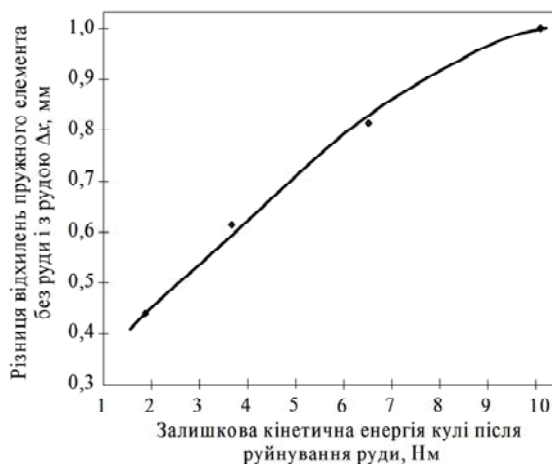


Рис. 3. Залежність різниці відхилень пружного елемента без руди і з рудою від залишкової кінетичної енергії кулі

Похибку, що виникає при спрацюванні футеровки, можливо компенсувати. Для цього необхідно визначити спрацювання футеровки і внести корекцію за результатами вимірювання. Виміряти товщину футеровки кульового млина можливо стержневим перетворювачем, що проходить через всю товщину футеровальної плити. При спрацюванні футеровки однаково буде спрацьовуватись і стержневий перетворювач, зменшуючи свою довжину. Вимірювання можливо здійснити пристроєм зображеним на рис.4, який працює таким чином. При обертанні барабана млина 4 стержневий перетворювач входить в зону

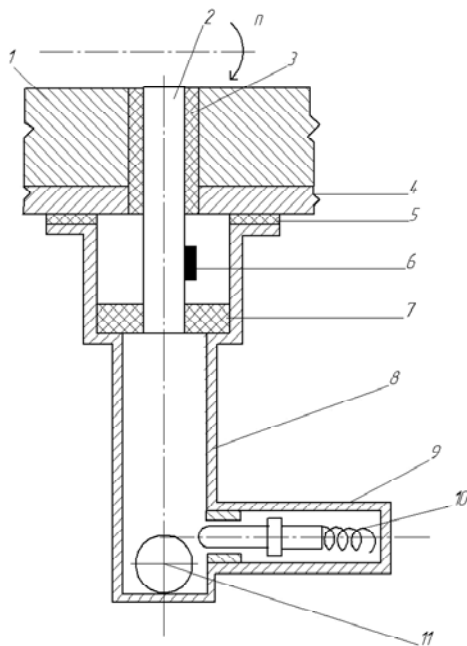


Рис. 4. Схематичне зображення стержневого перетворювача зі збуджувачем коливань:

- 1 – футеровка; 2 – стержневий первинний перетворювач;
- 3 – гідроізоляційне та гнучке амортизаційне кріплення перетворювача; 4 – фрагмент барабана кульового млина;
- 5 – прокладка; 6 – вторинний перетворювач деформації;
- 7 – жорстке амортизаційне кріплення перетворювача;
- 8 – кришка - канал збуджувача коливань; 9 – колпачок;
- 10 – фіксатор кулі; 11 – куля – збуджувач

підстиляючого шару куль, які потім рухаються відповідно коловій траєкторії, а потім відриваються від футеровки. В цій зоні фіксатор 10 утримує кулю 11 у верхньому положенні. При підході стержневого перетворювача в зону, близьку до вертикального стану, фіксатор 10 в наслідок збільшення зусилля з боку кулі 11 спрацьовує і звільняє збуджувач коливань 11. Куля 11, долаючи відцентрову силу, рухається практично вертикально і наносить удар в зовнішній торець стержневого перетворювача 2. Цей удар є еталонним з зусиллям, прикладеним до зовнішнього торця стержневого перетворювача. При цьому збуджена хвиля фіксується вторинним перетворювачем 6 і проходить від зовнішнього торця до вторинного перетворювача, далі проходить до внутрішнього торця відстань l і в зворотному напрямі. Збуджена хвиля спочатку долає відстань u від зовнішнього торця до вторинного перетворювача, далі проходить до внутрішнього торця відстань $l-u$ і повертається, пройшовши ще раз відстань $l-u$ на зворотному

шляху. Проміжок часу t_y від фіксування хвилі вторинним перетворювачем до повторного фіксування хвилі відповідає шляху $2(l-u)$ або шляху $2l_1$, де l_1 – відстань від вторинного перетворювача до кінця стержня, l – повна довжина стержня в момент вимірювання. Швидкість розповсюдження хвилі $v_x = \sqrt{E/\rho}$, де E – модуль Юнга матеріалу стержневого перетворювача, а ρ – його густина. Тоді відстань від вторинного перетворювача до кінця стержня (товщина футеровки) буде дорівнювати

$$l_1 = \frac{t_y}{2} \sqrt{\frac{E}{\rho}}. \quad (9)$$

Оскільки u – це конструктивна стала, то повна довжина стержневого перетворювача буде $l=l_1+u$.

Отже, пристрій (рис.4) дозволяє визначати товщину футеровки в процесі експлуатації кульового млина і вносити корекцію при вимірюванні енергетичної ефективності руйнування матеріалу. Однак це значно ускладнить апаратуру. У даному випадку є більш доцільним зменшення допущеної при спрацюванні футеровки похибки наполовину. Тобто, тарування вимірювального пристрою енергетичної ефективності подрібнення руди здійснити з розрахунком на 50% умовного спрацювання футеровки, що відповідає 50 мм. Тоді при неспрацьованій футеровці систематична похибка складає 0,843%, поступово зменшуючись до нуля при зносі 50 мм. Подальше спрацювання футеровки до 100 мм приведе до зростання похибки від нуля до 0,983%, що суттєво не вплине на результати вимірювання технологічного параметра, а систему контролю ускладнювати не буде.

ВИСНОВКИ

Одним з ефективних шляхів розв'язання проблем, що накопичилися у вітчизняній рудопідготовці на залізородних збагачувальних фабриках, є удосконалення її автоматизації як створенням новітніх керуючих систем, так і засобів контролю технологічних параметрів, одним з найбільш важливих серед яких є пристрій безпосереднього контролю в барабані кульового млина енергетичної ефективності руйнування матеріалу. Він не досліджувався в умовах експлуатаційного спрацювання футеровки.

Запропонована математична модель такого контролю дозволяє здійснити математичне моделювання процесу.

Встановлено, що швидкість руху куль при зіткненні з футеровкою при її спрацюванні змінюється на 2,7%, що призводить до виникнення похибки контролю енергетичної ефективності руйнування руди. Вона має найбільше значення при малих діаметрах куль близько 40 мм і стрімко зменшується при кулях розміром 50 мм. Показано, що об'єми кульових сегментів зруйнованої руди відрізняються більш ніж у п'ять разів, однак відношення об'ємів зруйнованої руди до об'ємів падаючих куль залишається незмінним. Відношення кульових сегментів зруйнованої руди до маси падаючих куль різної величини складає близько 7,4431 см³/кг. Деформація центральної частини пружного елемента практично лінійно зростає при збільшенні діаметра кулі, яка подрібнює руду максимальної для неї товщини. Практично така ж залежність отримана для різниці деформацій незавантаженого і завантаженого пружного елемента. Це пояснюється збіль-

шенням залишкової кінетичної енергії після руйнування матеріалу при зростанні розміру куль. Найбільш підходящим для контролю енергетичної ефективності руйнування руди є куля розміром 50 мм. При спрацюванні футеровки в млині МШР-40-50 на 50 мм виникає похибка 0,843%, на 100 мм – 1,826%. Є можливість її компенсувати, вимірюючи спрацювання футеровки, однак це сильно ускладнює апаратуру. Тому більш доцільним є здійснення тарування пристрою при умовно спрацьованій наполовину футеровці, коли буде допускатись систематична похибка у два рази менша порівняно з отриманою, що суттєво не вплине на результати вимірювання технологічного параметра.

Перспективною подальших досліджень є практична реалізація засобу автоматичного контролю енергетичної ефективності подрібнення руди кульовими млинами при спрацюванні футеровки.

ЛІТЕРАТУРА

1. Linch A.Dzh. Tsikly drobleniya i izmel'cheniya: [per. s angl.]. – M.: Nedra, 1981. – 342 s.
2. Herbst J.A., Alba F.A., Pate W.T., Oblad A.E. Optimal Control of Communion Operations // International Journal of Mineral Processing. – 1988. – Vol.22. – №1-4. – P. 275-296.
3. Herbst J.A., Pate W.T., Oblad A.E. Model-based control of mineral processing operations // Powder Technology. – 1992. – Vol. 69. – P. 21-32.
4. Maryuta A.N. Avtomaticheskaya optimizatsiya protsesa obogashcheniya rud na magnitobogatitel'nykh fabrikakh. – M.: Nedra, 1987. – 230 s.
5. Morkun V.S., Tsokurenko A.A., Lutsenko I.A. Adaptivnye sistemy optimal'nogo upravleniya tekhnologicheskimi protsessami. – Krivoi Rog: Mineral, 2005. – 261 s.
6. Morkun V.S., Morkun N.V., Tron' V.V. Formirovanie robastnogo avtomatizirovannogo upravleniya zamknutym tsiklom izmel'cheniya na osnove ∞ -normy // Gimnichii visnik: nauk.-tekhn. zb. DVNZ «KNU». – 2014. – Vip. 98. – S. 83-85.
7. Kupin A.I. Inteltektual'na identifikatsiya ta keruvannya v umovakh protsesiv zbagachuval'noi tekhnologii. – Krivii Rig: Vid-vo KTU, 2008. – 204 s.
8. Kochura E.V., Faris Samir Rasmi Al'khorī. Modelirovanie protsesa raskrytiya rudy v sharovoi mel'nitse s pozitsii zadach upravleniya // Naukovii visnik Natsional'nogo gimnichogo universitetu. – 2013. – №1. – S.102-107.
9. Porkujan Ol'ga Viktorivna. Keruvannya nelinejnyimi dynamichnyimi ob'ektamy zbagachuval'nyh vyrobnyctv na osnovi gibrydnyh modelej Gamershtejna: avtorefer. dys. na zdobuttja nauk. stupenja dokt. tehn. nauk: spec. 05.13.07 «Avtomatyzacija procesiv keruvannya». – Kryvyj Rig, 2009. – 36 s.
10. Morkun Natalja Volodymyrivna. Rozpodilene optymal'ne keruvannya vzajemopov'jazanyimi procesamy zbagachuval'noho vyrobnyctva na osnovi dynamichnoi' prostorovo-chasovoi' modeli: dys. . . . d-r. tehn. nauk: spec. 05.13.07 "Avtomatyzacija procesiv keruvannya". – Kryvyj Rig, 2017. – 357 s.
11. Azaryan A.A., Krivenko Yu.Yu., Kucher V.G. Avtomatizatsiya pervoi stadii izmel'cheniya, klassifikatsii i magnitnoi separatsii – real'nyi put' povysheniya effektivnosti obogashcheniya zheleznykh rud // Visnik Krivoriz'kogo natsional'nogo universitetu: zb. nauk. prats'. – 2014. – Vip. 36. – S. 276-280.
12. Tron' V.V., Maevs'kii K.V. Formuvannya adaptivnogo keruvannya protsesom podribnennya zalozrudnoi' sirovini v umovakh neviznachenosti kharakteristik ob'ekta // Gimnichii visnik: nauk.-tekhn. zb. DVNZ «KNU». – 2015. – Vip. 99. – S. 27-32.
13. Pivnyak G.G., Vaisberg L.A., Kirichenko V.I., Pilov P.I., Kirichenko V.V. Izmel'chenie. Energetika i tekhnologiya. – M.: Izd. dom "Ruda i Metally", 2007. – 296 s.
14. Morozov V.V., Topchaev V.P., Ulitenko K.Ya., Ganbaatar Z., Delgerbat L. Razrabotka i primeneniye avtomatizirovannykh sistem upravleniya protsessami obogashcheniya poleznykh iskopaemykh. – M.: Izd. dom «Ruda i Metally», 2013. – 512 s.
15. Kondratec' V.O., Karchev'ska M.O. Identyfikatsiya zavantazhenija kul'ovogo mlyna rudoju po parametram energetychnoi' efektyvnosti rujnuvannja materialu // Visnyk Vinnyc'kogo politekhnichnogo instytutu. – 2011. – №5. – S. 9-13.
16. Kondratec' V.O., Reva O.M., Karchev'ska M.O. Teoretyчне doslidzhennja ustalenyh i perehidnyh rezhymiv roboty kul' ta futerovky v mlynah // Tehnika v sil'skogospodars'komu vyrobnyctvi, galuzeve mashynobuduvannja, avtomatyzacija: zb. nauk. prac' KNTU. – 2008. – Vyp.21. – S.187-196.
17. Andreev S.E., Perov V.A., Zverevich V.V. Droblenie, izmel'chenie i grokhochenie poleznykh iskopaemykh. – M.: Nedra, 1980. – 415 s.
18. Kryukov D.K. Futerovki sharovykh mel'nits. – M.: Mashinostroenie, 1965. – 183 s.
19. Nesterov G.S., Nesterova N.A., Batanov A.I. Upravlenie tekhnologicheskimi protsessami na obogatitel'nykh fabrikakh. – M.: Nedra, 1966. – 220 s.

Рецензент: д.т.н., проф. Рудакова Г.В.,
Херсонський національний технічний університет