

УДК 621.92

А.А. ЖОСАН, канд. техн. наук, доц., С.І. ЛІПАНЧИКОВ, аспірант  
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

## ОГЛЯД ТА АНАЛІЗ СПОСОБІВ МАТЕМАТИЧНОГО ОПИСУ ДЕЗІНТЕГРАЦІЙНОГО ОБЛАДНАННЯ ЯК ОБ'ЄКТІВ КЕРУВАННЯ

У статті дано короткий огляд найбільш поширених до цього часу на практиці прийомів математичного моделювання дробарного обладнання як об'єкта керування, вказано на їх основні недоліки та намічено підходи до їх подолання.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** На дроблення та подрібнення матеріалу витрачається більшість загального споживання енергії на виробництвах металургійного та будівельного комплексу. У зв'язку з цим виникає необхідність розробки якомога більш адекватного математичного апарату опису дезінтеграційного обладнання як об'єкту керування для створення можливості оптимального керування ним.

**Аналіз досліджень та публікацій.** На теперішній час існує чимало праць, присвячених математичному опису дробарного обладнання як об'єкта керування. У [1] дробильний агрегат як об'єкт керування описано аперіодичною ланкою із запізненням. У [2] розглянуто передавальні функції дробильних агрегатів за декількома каналами. У [3], [4] приведено математичний опис дробарного обладнання на основі рівнянь балансу.

**Постановка завдання.** Метою даної статті є огляд та аналіз основних існуючих методів одержання математичної моделі дезінтеграційного обладнання як об'єкту керування.

**Викладення матеріалу та результати.** В [1] визначено деякий критерій ефективності процесу дроблення  $E$  для конусної дробарки

$$E = k_0 Q_{\text{вих}} \sum_{i=1}^n k_i Y_i \rightarrow \max,$$

де  $k_0$  - коефіцієнт пропорційності;  $Y_i$  - відносний вихід контрольованих фракцій матеріалу, що дробиться;  $k_i$  - коефіцієнт попиту на фракції в процесі подрібнення;  $n$  - кількість контрольованих фракцій. У процесі дроблення коефіцієнт  $k_i$  має реальний економічний сенс собівартості на продукцію товарних фракцій. Отже, керування процесом дроблення формулюється як задача отримання дробленого матеріалу певної якості, що характеризується критерієм ефективності  $E$ . Цей критерій часто застосовують для опису стратегії керування.

У [2] приводяться математичні моделі шоккової дробарки за певними каналами у вигляді передавальних функцій.

У табл.1 наведено математичні моделі, що є характерними для багатьох робіт і занадто спрощені, адже дробарка є складним нелінійним динамічним об'єктом, на вхід якого поступають сигнали, які постійно змінюються. Окрім цього, на цей об'єкт керування діє велика кількість збурюючих впливів, що в цьому випадку важко врахувати.

Таблиця 1

Математичні моделі дробарок

Найменування вхідних та вихідних змінних	Посилання	Передавальна функція	Коефіцієнти
Середній розмір шматка матеріалу – розмір розвантажувальної щілини	[1]	$W(p) = \frac{e^{-\tau p}}{T + 1}$	$T = 0,25 \gamma D_k^2 \frac{m}{k_1}$ $k_1 = \frac{\Delta Q_{\text{вих}}}{\Delta d_{\text{сер}}}$

Найменування вхідних та вихідних змінних	Посилання	Передавальна функція	Коефіцієнти
Крупність, міцність вхідного матеріалу, кількість качань рухомої шоки – продуктивність дробарки	[2]	$W_Q(p) = (k_{\sigma Q} + k_{DQ})e^{-pT(t)} + k_{nQ}$	$k_{DQ} = -A_Q k_{\rho_0} \left( \frac{tg \alpha}{(c + 0.5S)S} - 0.01n_0 \sqrt{\frac{tg \alpha}{(c + 0.5S)SD}} \right)$ $k_{\sigma Q} = A_Q n_0;$ $k_{nQ} = A_Q k_{\rho_0} \left( \frac{D_0 tg \alpha}{c + 0.5S} - 0.0008 n^2 \right)$ $A_Q = \frac{408 L (c + 0.5S - h)}{\left[ \frac{D_0 tg \alpha}{(c + 0.5S)S} + 0.02 n_0 \sqrt{\frac{D_0 tg \alpha}{(c + 0.5S)S} + 0.0008 n^2} \right]}$
Кількість качань рухомої шоки, міцність матеріалу – потужність, споживана дробаркою	[2]	$W_N(p) = \frac{k_{\sigma N}}{T(t)p} (1 - e^{-pT(t)}) + k_{nN}$	$k_{\sigma N} = 0.03 \frac{Q_{\pi} S \sqrt{n_0}}{c * tg \alpha}$ $k_{nN} = \frac{0.015 Q_{\pi} S k_{N_0}}{c * tg \alpha \sqrt{n_0}} + 1.15 F^{0.8} S^{0.84}$
Міцність матеріалу, що дроблять, кількість качань рухомої шоки – крупність продукту дроблення	[2]	$W_d(p) = p_{\sigma d} e^{-pT(t)} + k_{nd}$	$k_{\sigma d} = \frac{c}{0.55 \sqrt{n_0} (S + 0.3h)}$ $k_{nd} = \frac{0.91 c k_{d_0}}{n_0 \sqrt{n_0} (S + 0.3h)}$

Змінні, використані в табл. 1:  $D_k$  - діаметр нижньої основи конуса, що дробить;  $m$  - число качань конуса, необхідних для повного звільнення камери дроблення;  $k_1$  - коефіцієнт чутливості за каналом  $Q_{вих} - d_{сер}$ . Коефіцієнти  $k$  визначаються емпірично на основі даних про дроблення матеріалу в дробарці.

$T(t) = \frac{V(t) \gamma_o(t) 3600}{Q_o(t)}$  - час робочої зміни. Тут  $V(t)$  - об'єм матеріалу в просторі, що дробить ( $m^3$ ),

$\gamma_o(t)$  - об'ємна вага матеріалу,  $t/m^3$ ;  $\alpha$  - кут нахилу рухомої шоки дробарки до вертикальної площини, градус;  $L$  - довжина розвантажувальної щілини, м;  $c$  - розмір розвантажувальної щілини, м;  $S$  - хід рухомої шоки, м;  $h$  - глибина карбування футеровки, м;  $n$  - кількість качань рухомої шоки в хвилину;  $D$  - середньозважений діаметр вхідного матеріалу дроблення, м;  $F$  - площа нерухомої шоки,  $m^2$ .

Кількість технологічних, конструктивних та збурюючих факторів, що повинні бути враховані при одержанні моделі об'єкта керування, досить велика. Нижче наведено список параметрів, що розглядаються найчастіше.

Вхідні параметри:

частота качань шоки (для шокової дробарки) або частота обертання конуса (для конусної дробарки)  $n_{op}$  (кількість качань/хв);

продуктивність рудного живлення  $Q_{ex}$  (т/ч);

положення органу, що регулює розмір вихідної щілини дробарки  $S_{щ}$  (мм) або аналогічних випускних пристроїв;

гранулометричний склад вхідного матеріалу  $d_{ex}$ ;

міцність матеріалу  $\sigma$ ;

розмір розвантажувальної щілини  $h$ .

Серед наведених, регулюючими впливами вважають  $Q_{ex}$  та  $h$ , інші вхідні параметри - збурюючі.

До збурюючих параметрів також відносять:

вміст контрольованого класу крупності в руді, що поступає на вхід  $a_c$  (%);

фізичні властивості руди: тріщинуватість, твердість, розколюваність  $\sigma$ ;

вологість руди  $W$  (%);

наявність глинистих включень  $\Gamma$ , та ін;

перешкоди  $F(t)$  (старіння обладнання, зношення футерувальних плит, зношення розвантажувальної щілини дробарки та ін).

Найбільш ефективним керуючим впливом процесу дроблення є величина розвантажувальної щілини.

До вихідних показників відносять:

продуктивність дробарки за дробленим продуктом  $Q_z$  (т/ч);

вміст контрольного класу крупності в продукті дроблення  $a_{z.d}$  (%);

споживана електродвигуном приводу дробарки активна потужність  $P$  (кВт);

рівень руди в робочій зоні дробарки  $h$  (мм).

Підхід до математичного опису, запропонований в [2] (табл. 1), має недоліки, аналогічні тим, що надані [1] (табл. 1). Увагу авторів звернула на себе робота [3], в якій представлено опис дробарки разом з обладнанням, що безпосередньо пов'язане з нею за технологічною лінією. Зазначено, що в математичному описі доцільно враховувати фактори, що впливають на процес зменшення розміру частинок та потік матеріалу через камеру дроблення. Ця модель основана на рівняннях масового балансу

$$p = [I - C][I - CB]^{-1} f,$$

де  $p, f$  - вектори, відповідно, швидкості потоку матеріалу на вході і продукту дроблення за фракціями кожного класу крупності;  $B$  - нижньотрикутна матриця розламування;  $C$  - діагональна матриця класифікації, що дає співвідношення частинок на вході в зону дроблення.

Матрицю  $B$  можна умовно розбити на два доданки так

$$B = \alpha B_1 + (1 - \alpha) B_2$$

Матриці  $B_1, B_2$  пов'язані відповідно з дробленням першої стадії та з виробництвом дрібних частинок. Показник  $\alpha$  необхідно обчислювати емпірично як функцію операційних змінних

$$\alpha = \alpha_0 + \alpha_1 T + \alpha_2 S + \frac{\alpha_3}{G},$$

де  $T$  - інтенсивність живлення;  $S$  - відсотковий вміст фракції більше за певний розмір (в дюймах) в живленні дробарки;  $G$  - установлена величина закритого стану розвантажувальної щілини дробарки.

Перевагою моделі на основі матеріального балансу є той факт, що вони дають можливість враховувати велику кількість факторів, що впливають на процес дроблення. Ці фактори представлені у матричному вигляді. Кількість факторів визначає розмірність матричної моделі.

В [4] наведено модель процесу подрібнення на основі кількісного балансу частинок.

$$\frac{df_i(t)}{dt} = -S_i f_i(t) + \sum_{j \geq i}^{i-1} b_{ij} s_j f_j(t), (i=1, 2, \dots, n),$$

де  $f_i$  - фракція маси кожного окремого  $i$ -го класу крупності;  $S_i$  - функція селекції або коефіцієнт дроблення матеріалу  $i$ -го класу крупності;  $b_{ij}$  - функція розподілення розламування класу крупності. Вираз вище можна трансформувати в наступне матричне диференціальне рівняння

$$\frac{df(t)}{dt} = -(I - B)Sf(t),$$

де  $f(t)$  - це матриця розподілення розміру продукту;  $I$  - одинична матриця порядку  $n$ ;  $B$  - матриця розподілення розламування;  $S$  - матриця селекції.

Цей спосіб складання моделі об'єкту керування має ті ж переваги, що спосіб, представлений в [3].

**Висновки та напрямки подальших досліджень.** Незважаючи на оригінальність деяких з методів одержання моделей дробарного обладнання, їх об'єднує загальний недолік:

лінеаризація моделей відносно деякого стану процесу та переніс одержаної моделі на його інші робочі стани, тобто прийняття лінійної моделі в якості глобальної моделі у часі та у просторі станів, і, як наслідок, практична відсутність методик визначення коефіцієнтів моделі відповідно різних станів процесу;

фактично, центральною проблемою одержання моделі об'єкта є одержання постійних коефіцієнтів або їх налаштувань в локальній області протікання процесу, однак, враховуючи нелінійність процесів та випадковість змін їх параметрів (постійні часу залежать від властивостей матеріалу на вході в камеру дроблення, зношеності броні камери дроблення тощо), в іншій об-

ласті функціонування модель, отримана раніше, строго кажучи, не є дійсною;

якість моделей залежить від вдалого вибору виду прийнятої передавальної функції, що є неоднозначною задачею;

окрім перерахованих, існують інші види дробарок (роторні, шнекові, валкові, молоткові та ін.). Для них теж застосовують підходи до складання математичних моделей, оснований на складанні передавальних функцій, із вказаними недоліками.

У подальшому планується використання дуального підходу, засновником якого є Фельдбаум О.А. В [5] була зроблена одна з таких спроб. Основна концепція роботи полягає у відмові від таких понять, як диференційне рівняння, передавальна функція, коефіцієнти рівняння об'єкта керування. У якості моделі об'єкта керування пропонується використання потоку даних, що, власне, і є основою для моделі будь-якого виду.

### Список літератури

1. **Марюта А.Н.** Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик: Учеб. для вузов / **А. Н. Марюта, Ю. Г. Качан, В. А. Бунько.** – М.: Недра, 1983. – 277 с.
2. **Виноградов В.С.** Автоматизация технологических процессов на горнорудных предприятиях / **В.С. Виноградов.** – М.: Недра, 1984, 165с.
3. **D. Sbarbaro** Control of crushing circuits with variable speed drives / **D. Sbarbaro** // IFAC. – 2005.
4. LI Xia Computer Simulation of Batch Grinding Process Based on Simulink 5.0 / LI Xia, YANG Ying-jie, DENG Hui-yong □ HUANG Guang yao // J. China Univ. of mining & Tech. (English Edition). – 2005.
5. **Жосан А.А.** Концепція моделі динамічного об'єкта керування як потоку вхідних і вихідних даних. Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць, випуск 22, Кривий Ріг, 2008 (жовтень), стор. 154-157.

Рукопис подано до редакції 19.03.13

УДК 681.011.56

В.О. КОНДРАТЕЦЬ, О.М. СЕРБУЛ, кандидати техн. наук,  
Кіровоградський національний технічний університет

## ОБҐРУНТУВАННЯ СИСТЕМИ КОМП'ЮТЕРНОЇ ІДЕНТИФІКАЦІЇ ТА РЕГУЛЮВАННЯ РОЗРІДЖЕННЯ ПУЛЬПИ У КУЛЬОВИХ МЛИНАХ З ЦИРКУЛЮЮЧИМ НАВАНТАЖЕННЯМ

Запропоновано систему комп'ютерної ідентифікації розрідження пульпи та цифрової релейної стабілізації співвідношення руда/вода у кульовому млині з циркулюючим навантаженням.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** За нинішніх умов все більша частка металургійної сировини формується шляхом збагачення бідних залізних руд, де на подрібнення витрачається біля 50 % сумарних витрат, які значні за величиною. В Україні найбільш широке розповсюдження отримали технологічні схеми першої стадії подрібнення у кульових млинах з циркулюючим навантаженням. Відсутність технічних засобів ідентифікації і керування розрідженням пульпи у таких кульових млинах гальмує виконання Державної науково-технічної програми “Ресурсозберігаючі технології нового покоління в гірничо-металургійному комплексі” та вимагає розробки теми “Комп'ютерно інтегрована система автоматичного регулювання співвідношення руда/вода в кульових млинах з циркулюючим навантаженням” (0106U000981), яка є складовою плану наукової тематики Кіровоградського національного технічного університету і присвячена розв'язанню даної задачі. Оскільки запропонована система комп'ютерної ідентифікації та регулювання розрідження пульпи спрямована на розв'язання даної задачі, тема статті є актуальною.

**Аналіз досліджень та публікацій.** Системи автоматичної стабілізації співвідношення руда/вода у млинах з циркулюючим навантаженням можливо поділити на три основні групи: стабілізації густини пульпи у потоці розвантаження млина; формування співвідношення руда/вода у барабані млина; формування параметра на вході млина. Їх у різні часи розробляли Сітало В.М., Дмитрієв В.І., Андреев Є.Є., Марюта О.М., Матюхін В.П., Кондратець В.О., Гуленко Т.І., Архангельська І.М., Гогсадзе В.Б., Морозов Є.Ф., Кононенко Г.Г., Маніон В.В., Савілов А.П., Саганенко А.А. та інші. Найбільш перспективними виявилися системи автоматичної стабілізації співвідношення руда/вода на вході у кульовий млин. Серед них можливо виділити