

УДК621.926.2:681.5.015.3

АНАЛІЗ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ ПРОЦЕСУ ДРОБЛЕННЯ З ВИКОРИСТАННЯМ БАГАТОЗОННОЇ МАТРИЧНОЇ МОДЕЛІ

О. Ю. Михайленко

ДВНЗ «Криворізький національний університет»

вул. XXII Партз'їзду, 11, м. Кривий Ріг, 50027, Україна. E-mail: epem.mykhailenko@gmail.com

Розглянуто питання аналізу закономірностей формування гранулометричного складу готового продукту при дробленні руди в конусних дробарках. При проведенні обчислювальних експериментів була використана вдосконалена матрична багатозонна модель технологічного об'єкта, яка дозволила врахувати вплив швидкості обертання дроблячого конуса, ширини розвантажувальної щілини, профілю камери дроблення і коефіцієнта тертя ковзання гірської маси на режимний параметр. Адекватність моделі процесу підтверджується порівнянням результатів моделювання з експериментальними даними (в середньому коефіцієнт варіації середньоквадратичної похибки склав 7,16 %). У результаті проведених досліджень встановлено, що прийнятна якість дробленої руди може бути отримана при одночасному регулюванні ширини розвантажувальної щілини і швидкості обертання дроблячого конуса. При цьому швидкість обертання має більший вплив на однорідність готового продукту, а ширина розвантажувальної щілини на його загальну крупність.

Ключові слова: процес дроблення, аналітична модель, статика, гранулометричний склад, закономірність.

АНАЛИЗ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МНОГОЗОННОЙ МАТРИЧНОЙ МОДЕЛИ

А. Ю. Михайленко

ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ул. XXII Партсъезда, 11, г. Кривой Рог, 50027, Украина. E-mail: epem.mykhailenko@gmail.com

Рассмотрен вопрос анализа закономерностей формирования гранулометрического состава готового продукта при дроблении руды в конусных дробилках. При проведении вычислительных экспериментов была использована усовершенствованная матричная многозонная модель технологического объекта, которая позволила учесть влияние скорости вращения дробящего конуса, ширины разгрузочной щели, профиля камеры дробления и коэффициента трения скольжения горной массы на режимный параметр. Адекватность модели процесса подтверждается сравнением результатов моделирования с экспериментальными данными (в среднем коэффициент вариации среднеквадратической ошибки составил 7,16 %). В результате проведенных исследований установлено, что приемлемое качество дробленой руды может быть получено при одновременном регулировании ширины разгрузочной щели и скорости вращения дробящего конуса. При этом скорость вращения оказывает большее влияние на однородность готового продукта, а ширина разгрузочной щели на его общую крупность.

Ключевые слова: процесс дробления, аналитическая модель, статика, гранулометрический состав, закономерность.

АКТУАЛЬНІСТЬ РОБОТИ. У сучасних умовах розвитку гірничо-збагачувальної галузі задача зниження собівартості готового продукту при підтримці його заданих якісних показників може бути розв'язана шляхом удосконалення існуючих систем керування окремими стадіями виробництва. Для рішення задачі підвищення якісних показників процесу дроблення руди у конусних дробарках шляхом автоматизованого керування, необхідно отримати математичний опис взаємозв'язку між вхідними параметрами і вихідної величиною, що характеризує протікання цього процесу. Враховуючи, що основним технологічним призначенням процесу є скорочення крупності кускового матеріалу, тому в якості режимного параметра доцільно розглядати гранулометричний склад готового продукту.

Аналіз наведених у роботах [1, 2] досліджень впливу швидкості обертання дроблячого конусу і ширини розвантажувальної щілини на характеристики крупності дробленої руди показав, що закономірності формування гранулометричного складу вимагають додаткового уточнення через різні підсумкові результати отримані авторами. Для цього необхідно розробити нову або удосконалити існуючу математичну модель процесу, котра дозволить оцінити вплив режиму дроблення на розподіл руди за класами крупності після руйнування.

Теоретичним і експериментальним дослідженням процесів зменшення крупності гірської маси при дробленні, присвячено достатньо велику кількість робіт вітчизняних та закордонних науковців. Більшість з них [3–7], присвячено розробці аналітичних моделей процесу дроблення, які дозволяють оцінити допустиму область зміни технологічних параметрів та потенційні можливості підвищення якості готового продукту без урахування конструктивних особливостей конусної дробарки і умов її функціонування. Їх використання дозволяє достатньо точно прогнозувати гранулометричний склад руди отриманої при дробленні.

Так, в роботах [3, 4] запропонована диференційно-інтегральна модель процесу дроблення, яка спирається на припущення, що гранулометричний склад готового продукту формується під дією двох операцій: поповнення визначеного класу крупності продуктами руйнування крупних кусків матеріалу і переходу зруйнованих кусків з нього до більш дрібних класів. В моделі прийняті наступні допущення: живлення має рівномірний розподіл кусків за крупністю, тобто масові частки всіх класів представлені порівну; розподіл потоків між крупними і дрібними класами пропорційний масовій частці крупного класу в матеріалі у поточний момент часу. Проте самі автори [3] вказують на суттєвий недолік моделі,

який полягає у наявності в селективній функції дроблення наперед невідомого параметру Рітінгера, що може бути визначений лише дослідним шляхом. Також відзначимо, що даний математичний опис не відображає впливу швидкості обертання ексцентрики і ширини розвантажувальної щілини на гранулометричний склад готового продукту.

У роботі [4] вперше запропонована математична модель, що пов'язує гранулометричні характеристики живлення і готового продукту, на основі опису механічних процесів, які відбуваються всередині робочого простору конусної дробарки. Автор припустив, що матеріал, який поступає у дробарку може або вільно пройти через камеру дроблення без механічного впливу, або відібратися для руйнування. Для аналітичного опису сукупності цих операцій вводиться поняття функцій класифікації і руйнування. Функція класифікації визначає частку руди окремих класів крупності, що залишає робочий простір агрегату, без зміни розміру. Функція руйнування демонструє гранулометричний склад дробленої руди, яка отримана після руйнування матеріалу більш крупного класу. Ці функції зручно представити у матричному вигляді.

До основних переваг матричної моделі автори в роботі [3] відносять її простоту, наочність і можливість практичного застосування. Недоліками є допущення, що параметри руйнування постійні та не залежать від геометрії камери дроблення і переміщення руди по ній. Відзначимо також, що не враховуються вплив частоти хитань рухомого конусу на гранулометричну характеристику готового продукту і той факт, що під час дроблення не вся руда, котра залишається в камері, руйнується.

У роботі [5] удосконалено матричну модель статки процесу дроблення. З метою опису характеру руху руди по камері дроблення автор запропонував розділити її простір на зони, по яким послідовно переміщується матеріал. Враховується, що дробленню піддається не весь матеріал у робочому просторі, а його частка, котра визначається функцією відбору. До недоліку моделі автор у роботі [3] відносить допущення, що весь матеріал i -ї зони переміщується в наступну без класифікації. В результаті не враховується вплив ширини розвантажувальної щілини на гранулометричний склад готового продукту. Також зазначимо, що модель не дозволяє оцінити динамічні властивості процесу дроблення і залежність режимного параметру від швидкості обертання ексцентрики.

Для усунення недоліків, притаманних моделям, розглянутим вище у роботі [7], по аналогії із задачами гідрогазодинаміки і теплопровідності, запропоновано представити камеру дроблення сукупністю замкнених областей переміщення руди, що дозволило розглядати конусну дробарку як об'єкт із розподіленими параметрами. Автор також вводить логарифмічну шкалу крупності. В результаті, процес дроблення описується диференціальним рівнянням із частинними похідними за часом і простором. Автор відзначає, що модель стає астатичною при низьких швидкостях обертання ексцентрики. В результаті різко підвищується продуктивність за гото-

вим продуктом, що не відповідає реальній поведінці об'єкту. Для усунення цього недоліку автор пропонує модифікувати функцію класифікації, щоб при збільшенні маси руди знижувалась швидкість її переміщення. Проте, така залежність вносить в модель нелінійність, тому в роботі [7] дане рішення не було реалізовано через обмеження запропонованої схеми розв'язку диференціального рівняння.

Проведений аналіз аналітичних моделей процесу дроблення показав, що їх застосування для дослідження закономірностей формування гранулометричного складу готового продукту при зміні швидкості обертання і ширини щілини обмежено. Тому удосконалення моделі технологічного процесу є актуальним завданням.

Мета роботи полягає в удосконаленні математичної моделі процесу дроблення руди у конусних дробарках і подальшому аналізі впливу частоти хитань конусу та ширини розвантажувальної щілини на крупність і однорідність готового продукту.

МАТЕРІАЛ І РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ. Для аналізу закономірностей процесу дроблення руди в якості базової доцільно застосувати матричну модель [3, 5], яка описує взаємозв'язок між гранулометричними характеристиками живлення і готового продукту. Урахування особливостей, що пов'язані з переміщенням гірської маси по камері дроблення, пропонується здійснювати шляхом умовного розділення робочого простору на зони [5]. Кожна зона характеризується власними матрицями руйнування, відбору і класифікації, які залежать від геометричних параметрів зони камери.

Гранулометричний склад руди у i -й зоні зручно представити вектором $M_i = [m_1 \ m_2 \ \dots \ m_n]^T$, який описує масовий вміст відповідного класу крупності у межах розмірів $[d_{i-1}, d_i]$, що задаються вектором $d = [d_1 \ d_2 \ \dots \ d_n]^T$. При цьому розмір кусків матеріалу задається від більшого до меншого. Вектор d залишається незмінним для усіх зон робочого простору.

Статика процесу дроблення у i -й зоні камери може бути описана наступним рівнянням [3]:

$$P_i = v_i (I - C_i(\theta, b)) \times (F_i + [B_i \cdot S_i + (I - S_i)] \cdot C_i(\theta, b) \cdot M_i); \quad (1)$$

$$v_i = \frac{g\eta^2}{2\omega^2 L_i}, \quad (2)$$

де F_i , M_i і P_i – вектори розподілу за класами крупності, відповідно, живлення, матеріалу, що залишається у дробарці і готового продукту, кг або т; B_i , S_i – матриці руйнування, відбору; C_i – матриця класифікація, складові якої визначаються залежно від ширини розвантажувальної щілини (θ , мм) і ширини камери дроблення (b , мм); I – одинична діагональна матриця розміру $n \times n$; де n – кількість класів крупності; v – коефіцієнт, що характеризує рух руди по робочому простору; ω – швидкість обертання робочого органу, об/с; g – прискорення вільного падіння, м/с²; η – відносний коефіцієнт, який визначає кількість, що здійснює переміщення по

камері за один оберт робочого конусу; L_i – довжина i -ї зони камери.

Матриці відбору, руйнування і класифікації визначаються згідно з роботами [6, 7].

Недолік моделі (1), (2) полягає у застосуванні запропонованого відносного коефіцієнту v [3], що враховує вплив швидкості обертання рухомого конуса на переміщення гірської маси по камері дроблення і визначає частину матеріалу, котра може покинути зону робочого простору за один оберт. Даний параметр є функцією довжини зони і швидкості обертання. Проте, як видно з графіку [3], при використанні наведеного автором виразу, на низьких швидкостях обертання модель може відобразити випадіння кількості матеріалу, що перевищує місткість зони. Також використання довжини зони камери при розрахунку вільного падіння кусків руди, замість її висоти, некоректно.

У роботі [10] рух матеріалу по камері дроблення розглядається як процес вібраційного переміщення вздовж дотичної до поверхні конусу площини, котра здійснює гармонічні коливання. Запропоновано вираз для розрахунку довжини переміщення гірської маси, виходячі з формули Кантаровича:

$$\omega = 2,22 \sqrt{\frac{\sin \beta - f \cos \beta}{l}} \Rightarrow \Rightarrow l = \frac{4,44(\sin \beta - f \cos \beta)}{\omega^2} \quad (3)$$

де f – коефіцієнт тертя ковзання; ω – швидкість обертання робочого органу, об/с; β – кут між утворюючою зовнішньою поверхнею рухомого конусу з горизонталлю.

Частку матеріалу, що переміститься на вхід наступної зони або залишить камеру дроблення, визначається за виразом [3], який дорівнює відношенню довжини переміщення руди до довжини зони падіння кусків руди до висоти зони:

$$v_i = \frac{4,44(\sin \beta - f \cos \beta)}{\omega^2 l_i} \quad (4)$$

де l_i – довжина камери.

Виходячі з виразу (4), при низьких частотах хитань рухомого конусу висота падіння може перевищувати висоту зони, як і випадку з [3]. У результаті коефіцієнт v буде більше одиниці, тому його необхідно обмежити наступним чином:

$$v = \min \left[\frac{4,44(\sin \beta - f \cos \beta)}{\omega^2 l_i}, 1 \right] \quad (5)$$

Порівняємо результати використання виразів (2) і (5) для розрахунку коефіцієнту переміщення.

На рис. 1 зображені залежності коефіцієнту переміщення руди від швидкості обертання робочого органу конусної дробарки. Для розрахунку коефіцієнту за формулою (5) використано наступні параметри: довжина зони камери 0,4 м, кут $\beta = 40^\circ$ і коефіцієнт тертя ковзання руди 0,3. Параметри виразу (2) прийняті згідно [3]: довжина зони камери 0,4 м; $\eta = 0,5$.

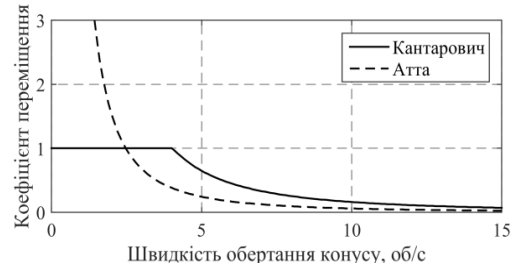


Рисунок 1 – Графік залежності коефіцієнтів переміщення руди від швидкості обертання конусу

Графік показує, що при розрахунку коефіцієнту переміщення за формулою (5), у діапазоні швидкостей $\{\omega \in \mathbb{R} \mid 0 \leq \omega \leq 3,8\}$ об/с зону залишає вся руда, що пройшла класифікацію. Далі вихід постійно знижується, і, при $\omega = 10$ об/с, складає 18 % від загальної кількості дробленого продукту. Це пов'язано з тим, що при збільшенні швидкості обертання зменшується час розвантаження, що відповідає реальній поведінці об'єкту.

У результаті використання виразу (6) для обчислення коефіцієнту переміщення взаємозв'язок між гранулометричними характеристиками живлення і продукту дроблення зони описується наступним виразом:

$$P_i = \min \left[\frac{4,44(\sin \beta_i - f \cos \beta_i)}{\omega^2 \cdot l_i}, 1 \right] \times (I - C_i) (F_i + [B_i \cdot S_i + (I - S_i)] \cdot C_i \cdot M_i) \quad (6)$$

Для перевірки адекватності використаємо дані про гранулометричний склад живлення та готового продукту дробарки Sandvik CH880 EEF, що встановлені у IV стадії дроблення дробильної фабрики гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Характеристики крупності живлення і дробленої руди при швидкості обертання 10 об/с прийняті з [11], а гранулометричний склад продукту при швидкості обертання 6 об/с отриманий під час пусконаладжувальних робіт після заміни бронею конусу.

Таблиця 1 – Гранулометричний склад живлення

Сумарний вихід, %												
-60 мм	-50 мм	-40 мм	-30 мм	-20 мм	-10 мм	9 мм	8 мм	7 мм	6 мм	5 мм	4 мм	3 мм
90	75	57	39	23	11	9	8	7	6	5	4	3

Таблиця 2 – Гранулометричний склад дробленого продукту при номінальній швидкості обертання конусу 10 об/с і різній ширині щілини

θ , мм	Сумарний вихід, %										
	20 мм	10 мм	9 мм	8 мм	7 мм	6 мм	5 мм	4 мм	3 мм	2 мм	1 мм
8	100	95	91	85	75	66	55	43	35	25	17
10	100	85	79	72	64	56	46	37	32	23	15
13	100	69	64	58	52	45	38	32	27	21	13

Таблиця 3 – Гранулометричний склад дробленого продукту при швидкості обертання конусу 6 об/с і різній ширині щілини

θ , мм	Сумарний вихід, %										
	20 мм	10 мм	9 мм	8 мм	7 мм	6 мм	5 мм	4 мм	3 мм	2 мм	1 мм
8	100	87	80	71	58	47	35	24	18	14	9
10	100	65	59	52	44	34	25	18	12	10	7
13	100	49	44	38	32	25	18	12	10	8	5

При побудові моделі процесу дроблення для здійснення точної апроксимації гранулометричної характеристики живлення виконаємо порівняння трьох емпіричних функцій розподілу: Годена-Андреєва, Розіна-Рамлера і логнормального розподілу [6]. Як видно з графіку (рис. 2), застосування рівняння Розіна-Рамлера демонструє кращу відповідність експериментальним даним гранулометричних аналізів продуктів дроблення порівняно з рівняннями Годена-Андреєва і логнормального розподілу.

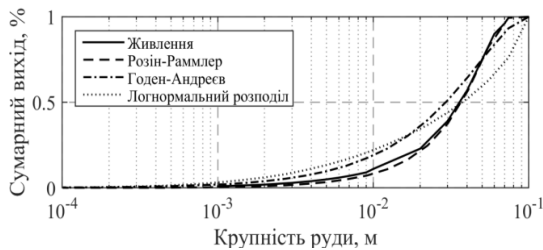


Рисунок 2 – Моделювання кумулятивної характеристики крупності живлення емпіричними функціями розподілу

Таким чином, для подальших досліджень доцільно використовувати усічений розподіл Розіна-Рамлера [6]:

$$R(d) = 1 - e^{-(\xi/\xi_{63})^\alpha}, \quad (7)$$

де $R(d)$ – сумарний вихід класу менше d за міном, %; $\xi = d/(D-d)$ і $\xi_{63} = d_{63}/(D-d_{63})$, D – найбільша крупність руди у вхідному продукті, м; d_{63} – крупність на яку приходиться 63% руди від її загальної кількості, м, для розглянутої характеристики крупності живлення $d_{63} = 44$ мм; α – параметр, що задає кут нахилу кривої розподілу, $\alpha = 1,25$.

Перехід від кумулятивної характеристики крупності до диференційної здійснюється наступним чином [6]:

$$r_i = R(d_i) - R(d_{i+1}). \quad (8)$$

Враховуючи, що аналіз диференційних і кумулятивних характеристик при широкому діапазоні крупностей ускладнюється через необмежене зростання числа дрібних класів, доцільно застосувати логарифмічну шкалу розмірів $\lambda = \lg d$ [7].

Отже вектор живлення аналітичної моделі визначається наступним чином:

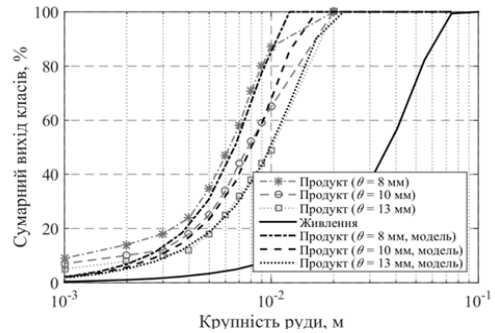
$$F = Q \cdot \Gamma, \quad (9)$$

де Q – загальна продуктивність по вхідному продукту, т/год або кг/с; $\Gamma = [r_1 \ r_2 \ \dots \ r_n]^T$ – вихід окремих класів, %.

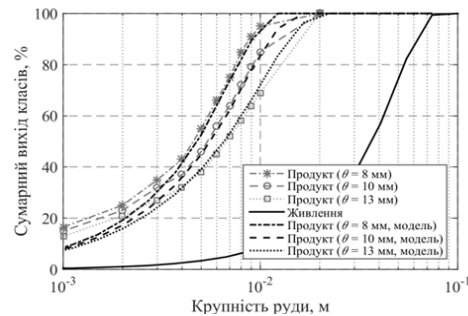
Згідно з виразом (у програмному пакеті MATLAB/Simulink була розроблена імітаційна мо-

дель зони камери дроблення. Для зниження обчислювального навантаження і спрощення інтерпретації результатів моделювання при аналізі режимів роботи технологічного об'єкту в статистиці робочий простір було розділено на три зони. При цьому встановлювалися наступні параметри моделі: довжина камери $L = 1,2$ м, довжина зони $l_i = 0,4$ м; кількість класів крупності $n = 11$; коефіцієнти тертя ковзання руди 0,3.

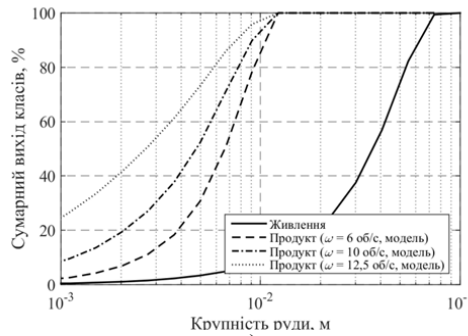
На рис. 3,а-г приведені результати моделювання статичних режимів роботи конусної дробарки.



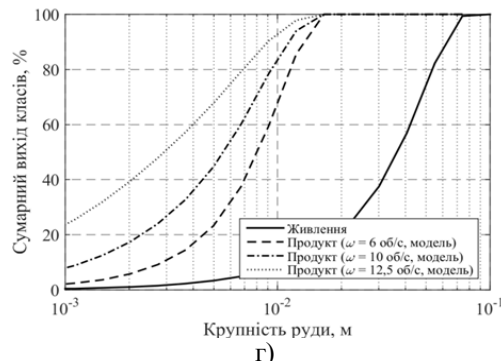
а)



б)



в)



г)

Рисунок 3 – Кумулятивна характеристика крупності продукту дроблення при: а) $\omega = 6$ об/с і $\theta = \text{var}$; б) $\omega = 10$ об/с і $\theta = \text{var}$; в) $\theta = 8$ мм і $\omega = \text{var}$; г) $\theta = 10$ мм і $\omega = \text{var}$

Було виконано аналіз впливу ширини щілини і швидкості обертання конуса на гранулометричний склад продукту дроблення. Враховуючи, що оптимальна крупність живлення кульових млинів складає 5–10 мм [12], тому контрольним доцільно прийняти клас –9,1+6,7 мм. Для інтерпретації результатів моделювання контрольними величинами вибрані: вихід контрольного класу, сумарний вихід контрольного класу «за мінусом». Також для визначення однорідності руди використовується коефіцієнт варіації. Середнє арифметичне і стандартне відхилення розраховувалися арифметичним методом моментів [8]:

$$CV = \frac{\sqrt{\sum_{i=1}^n f_i (m_i - \bar{X})^2} / 100}{\bar{X}}, \text{ де } \bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n f_i m_i}{100}, \quad (70)$$

де n – кількість класів крупності; m_i – середня точка i -го класу; f_i – частота, що відповідає i -му класу.

Числові дані отримані при комп'ютерному експерименті зведені у табл. 4–7.

Кумулятивні гранулометричні характеристики отримані при постійній швидкості обертання конусу і змінній ширині щілини наведені на рис. 3,а,б. Обчислювальний експеримент проводився для трьох режимів швидкості 6 і 10 об/с. При цьому в кожному випадку ширина щілини змінювалася у діапазоні $\{\theta \in \mathbb{N} | 8 \leq \theta \leq 13\}$ мм.

Згідно отриманих результатів (рис. 3,а, табл. 4) при $\omega = 6$ об/с вихід контрольного класу знижується на 11,74 %, сумарний вихід «за мінусом» – на 34,5 %, а коефіцієнт варіації зростає на 0,05 при збільшенні ширини щілини з 8 до 13 мм. Це пов'язано з утворенням більш дрібних продуктів дроблення при зменшенні θ і їх змішуванням з дрібними класами, що не піддалися руйнуванню.

Таблиця 4 – Параметри характеристики крупності дробленого продукту при $\omega = 6$ об/с

Ширина розвантажувальної щілини, мм	Вихід класу –9,1+6,7 мм, %	Вихід класів –9,1+6,7 мм і нижче, %	Коефіцієнт варіації
8	27,31	78,44	0,44
10	22,01	59,46	0,47
13	15,57	43,94	0,49

При $\omega = 10$ об/с (рис. 3,б, табл. 5) і $\theta = 8$ мм вихід контрольного класу складає 18,51 %, готовий продукт достатньо однорідний $CV = 0,59$ і переважають класи менше –9,1+6,7 мм – 89,86 %. Потім при збільшенні ширини щілини до 10 мм окремий вихід знижується на 0,12 %, сумарний вихід на 11,43 % при зниженні однорідності на 0,04. Подальша зміна щілини до 13 мм призводить до зменшення виходу контрольного класу зі збереженням тенденції зниження однорідності отриманої руди.

Слід відзначити, що у діапазоні $\{\theta \in \mathbb{N} | 10 \leq \theta \leq 13\}$ мм у цьому швидкісному режимі знижується вплив ширини щілини на однорідність продукту, у порівнянні з $\omega = 6$ об/с. Так коефіцієнт варіації змінюється лише на 14,4 %. Це по-

яснюється тим, що при збільшенні швидкості знижується час відходу конусу від точки руйнування і продукт дроблення, незалежно від його гранулометричного складу, не встигає покинути робочий простір.

Таблиця 5 – Параметри характеристики крупності дробленого продукту при $\omega = 10$ об/с

Ширина розвантажувальної щілини, мм	Вихід класу –9,1+6,7 мм, %	Вихід класів –9,1+6,7 мм і нижче, %	Коефіцієнт варіації
8	18,51	89,86	0,59
10	18,39	78,43	0,63
13	15,44	66,65	0,67

Для оцінки адекватності опису статистики процесу математичною моделлю для кожної кумулятивної характеристики крупності при швидкостях $\omega = 6$ об/с, $\omega = 10$ об/с і різній ширині щілини розраховано коефіцієнт варіації середньоквадратичної похибки між експериментальними і модельними даними виду:

$$CV (RMSE) = \frac{\sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n y_i - \hat{y}_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{\hat{y}_i}{n}}, \quad (11)$$

де y_i – вимірне значення; \hat{y}_i – обчислене значення; n – кількість вимірів.

При швидкості обертання $\omega = 6$ об/с цей показник склав 7,39, 11,86 і 7,7 % для ширини щілини 8, 10 і 13 мм, відповідно, а при $\omega = 10$ об/с – 3,83 %, 5,26 і 6,94 %. В середньому точність не перевищує 7,16 %. Слід відзначити, що для класу –4+1 мм модель не зовсім коректно відображає реальні дані, проте, це не впливає на розрахунок виходу «за мінусом» відносно крупності –10 мм.

На рис. 3,в,г наведені окремі і кумулятивні гранулометричні характеристики продукту дроблення при постійній ширині щілини та змінній швидкості обертання. Результати моделювання статистики при $\theta = 8$ мм і діапазоні швидкостей $\{\omega \in \mathbb{R} | 6 \leq \omega \leq 12,5\}$ об/с зведені до табл. 6. Збільшення швидкості у встановленому інтервалі призводить до зниження виходу контрольного класу на 17,54 %, збільшенню виходу «за мінусом» на 17,36 % і зниженню однорідності на 0,38.

Таблиця 6 – Параметри характеристики крупності дробленого продукту при $\theta = 8$ мм

Частота хитань конусу, об/с	Вихід класу –9,1+6,7 мм, %	Вихід класів –9,1+6,7 мм і нижче, %	Коефіцієнт варіації
6	27,31	78,44	0,44
10	18,51	89,86	0,59
12,5	9,77	95,8	0,82

При $\theta = 10$ мм і $\omega = 6$ об/с (рис. 3, г, табл. 7) вихід класу –9,1+6,7 мм складає 22,01 %. Збільшення швидкості до $\omega = 10$ об/с знижує окремий вихід на 3,62 %. При цьому сумарний вихід і коефіцієнт варіації зростають на 18,97 % і 0,4, відповідно. При по-

дальшому збільшенні ω до 12,5 об/с вихід контрольного класу знижується на 7,27 % і зберігається тенденція збільшення коефіцієнту варіації і сумарного виходу (на 11,95 % і 0,24).

Таблиця 7 – Параметри характеристики крупності дробленого продукту при $\theta = 10$ мм

Частота хитань конусу, об/с	Вихід класу –9,1+6,7 мм, %	Вихід класів –9,1+6,7 мм і нижче, %	Коефіцієнт варіації
6	22,01	59,46	0,47
10	18,39	78,43	0,63
12,5	11,12	90,38	0,87

У цілому, аналіз результатів моделювання продемонстрував, що прийнятна якість дробленої руди може бути отримана при одночасному використанні ширини щілини і частоти хитань конусу які керуючих величин процесу дроблення. Відзначимо, що експериментальні дані вказують на більш значний вплив швидкості обертання на гранулометричний склад продукту дроблення у порівнянні з шириною щілини. На високих обертах ширина щілини, як керуюча величина, втрачає свою актуальність, так як характеристика крупності практично не змінюється. Проте, з іншого боку, зі збільшенням ширини щілини зводиться до мінімуму можливість отримання бажаної якості готового продукту навіть шляхом регулювання швидкості обертання конусу в допустимому діапазоні. Така поведінка цілком відповідає теоретичним уявленням про природу технологічного процесу.

Результати обчислювальних експериментів показують, що в середньому кращі характеристики гранулометричного складу досягаються за наступних умов: $\omega = 6$ об/с і $\theta = 10$ мм. При цьому вихід класу –9,1+6,7 мм склав 18,51 %, однорідність – 0,59, сумарний вихід «за мінусом» – 89,86 %.

Як режимні параметри процесу дроблення доцільно використовувати вихід контрольного класу і коефіцієнт варіації характеристики крупності, які повною мірою характеризують гранулометричний склад руди, через простоту їх графічного або аналітичного визначення, що не вимагає значних обчислювальних витрат. Додатковий контроль сумарного виходу «за мінусом» призведе до зайвої надмірності системи керування внаслідок наявності додаткових каналів керування. При оптимальних значеннях окремого виходу класу і коефіцієнту варіації характеристики крупності, як показують експериментальні дані, домінують класи менше контрольного.

ВИСНОВКИ. В результаті проведеної роботи було вдосконалено багатозонну матричну аналітична модель процесу дроблення, котра дозволяє описати характер переміщення руди по робочому простору шляхом урахування відстані, що може пройти руда за один оберт рухомого конусу, швидкості обертання конусу, довжини зони камери, коефіцієнту тертя ковзання і кута між утворюючою зовнішньою поверхнею рухомого конусу з горизонталлю.

Результати моделювання процесу дроблення у статистичні показали, що прийнятна якість продукту дроблення отримується при одночасному використанні ширини розвантажувальної щілини і швидкості обертання конусу в якості керуючих дій процесу. При цьому показники гранулометричного складу не перевищують: вихід контрольного класу – 18,51 %, однорідність – 0,59, сумарний вихід «за мінусом» – 89,86 %.

Подальші дослідження доцільно присвятити розробці на базі запропонованого математичного опису динамічної моделі процесу дроблення.

ЛІТЕРАТУРА

1. Itavuo P. Dynamic Modeling Of A Rock Crushing Process: Master of Science Degree Thesis. – Tampere University of Technology, 2009. – 102 p.
2. Hulthen E. Real-Time Optimization Of Cone Crushers: Thesis for the Degree of Doctor of Philosophy. – Goteborg, 2010. – 68 p.
3. Динамика технологических процессов на обогатительных фабриках / Е.Е. Андреев, О.Н. Тихонов. – Л.: ЛГИ, 1987. – 91 с.
4. Тихонов О. Н. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках: учебник для вузов. – М.: Недра, 1985. – 272 с.
3. Atta K.T. Modelling And On-Line Optimization Of Cone Crushers: Licentiate Thesis. – Lulea: Universitetstryckeriet, 2013. – 63 p.
4. Whiten W. The Simulation Of Crushing Plants With Models Developed Using Multiple Spline Regression // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. – 1972. – Vol. 72, № 10. – PP. 257–264.
5. Evertsson C. Modelling Of Flow In Cone Crushers // Minerals Engineering. – 1999. – Vol. 12, № 12. – PP. 1479–1499.
6. King R.P. Modeling And Simulation Of Mineral Processing Systems. – Oxford: Butterworth-Heinemann, 2001. – 403 p.
7. Johansson A. Modeling And Simulation Of Cone Crushers // In Proceedings of IFACMMM. 2009 Workshop on Automation in Mining, Mineral and Metal Industry. – Viña del Mar, Chile, 2009. – PP. 13–18.
10. Щековые и конусные дробилки / В.Б. Пономарев, А.Б. Лошкарев. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ–УПИ, 2008. – 70 с.
11. Конусные дробилки Sandvik / Sandvik Rock Processing, 2007. – 20 с.
12. Измельчение. Энергетика и технология / Г.Г. Пивняк, Л.А. Вайсберг, В.И. Кириченко, П.И. Пиллов, В.В. Кириченко: учебн. пос. для ВУЗов. – М.: Руда и металлы, 2007. – 296 с.
8. GRADISTAT: A Grain Size Distribution and Statistics Package for the Analysis of Unconsolidated Sediments / S. J. Blott, K. Pye // Earth Surface Processes and Landforms. – 2001. – Vol. 26, № 11. – PP. 1237–1248.

**THE ANALYSIS OF THE ORE CRUSHING PROCESS REGULARITIES
USING MULTI-ZONE MATRIX MODEL**

O. Mykhailenko

State institution of higher education «Kryvyi Rih National University»

vul. XXII Part z'yizdu, 11, Kryvyi Rih, 50027, Ukraine. E-mail: epem.mykhailenko@gmail.com

Paper deals with the analysis of formation regularities of the finished product particle size distribution at the crushing ore process in the cone crushers. During the carrying out of a computational experiments it was used an improved matrix multi-zone model of technological plant, which will allow to take into account the effect of the crusher rotational speed, the closed side setting, the profile of the crushing chamber and the coefficient of rock mass sliding friction on the product particle size distribution. The adequacy of the process model is confirmed by comparing the simulation results with the experimental data (the average of coefficient of variation of the root-mean-square error was 7.16 %). The studies revealed that an acceptable quality of the crushed ore may be obtained with simultaneous regulating the closed side setting and the rotational speed of the crushing cone. The rotational speed has a greater effect on the uniformity of the finished product, and the closed side setting – on its total size.

Key words: crushing process, analytical model, steady state, particle size distribution, regularity.

REFERENCES

1. Itavuo, P. (2009), "Dynamic modeling of a rock crushing process", Thesis abstract for master sc., Tampere University of Technology, Korkeakoulunkatu, Finland.
2. Hulthen, E. (2010), "Real-time optimization of cone crushers", Thesis abstract for degree of doctor of philosophy, Goteborg, Sweden.
3. Andreev, E.E., and Tykhonov, O. N.(1987), *Dynamyka tekhnolohycheskykh protsessov na obohatytelnykh fabrykakh* [Dynamics of technological processes at the concentrating factory], LGI, Leningrad, USSR.
4. Tykhonov, O.N. (1985), *Avtomatyzatsyya proizvodstvennykh protsessov na obohatytelnykh fabrykakh* [Automation of production processes at the concentrating factory], Nedra, Moscow, USSR.
5. Atta, K. T. (2013), "Modelling and on-line optimization of cone crushers", licentiate thesis, Universitet stryckeriet, Lulea, Sweden.
6. Whiten, W. (1972), "The simulation of crushing plants with models developed using multiple spline regression", *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, vol. 72, no. 10, pp. 257–264.
7. Evertsson, C. (1999), "Modelling of flow in cone crushers", *Minerals engineering*, vol. 12, no. 12, pp. 1479–1499.
8. King, R.P. (2001), *Modeling and simulation of mineral processing systems*, Butterworth-Heinemann, Oxford, Great Britain.
9. Johansson, A. (2009), "Modeling and Simulation of Cone Crushers", *Proceedings of the IFACMMM 2009*, Viña del Mar, Chile, 14-16 October, 2009, pp. 13–18.
10. Ponomarev, V.B., Loshkarev, A.B. (2008), *Shchekovyye y konusnyye drobylky* [Jaw and cone crushers], GOU VPO UGTU-UPI, Yekaterinburg, Russia.
11. *Konusnyye drobilki Sandvik* [Sandvik cone crushers], (2007).
12. Pyvniak, H.H., Vaisberh, L.A., Kyrychenko, V.Y., Pylov, P.Y., Kyrychenko, V.V. (2007), *Izmelcheniye. Enerhetyka y tekhnolohyya: uchebnoe posobie dlja VUZov* [Milling. Energy and technology: Textbook for high schools], Ruda i metally, Moscow, Russia.
13. Blott, S.J, Pye, K. (2001), "GRADISTAT: A grain size distribution and statistics package for the analysis of uncon-solidated sediments", *Earth Surface Processes and Landforms*, vol. 26, no. 11, pp. 1237–1248.

Стаття надійшла 30.06.2015.