

УДК 004.942

В.О. КОНДРАТЕЦЬ

Кіровоградський національний технічний університет

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ФОРМУВАННЯ ПОТОКІВ РУДНОГО ЖИВЛЕННЯ КУЛЬОВИХ МЛИНІВ ПРИ ТРАНСПОРТУВАННІ

Метою роботи є дослідження формування потоків рудного живлення кульових млинів у процесі транспортування. Отримано математичне описання процесу завантаження бункера дробленою рудою. Математичним моделюванням встановлено, що у нормальному поперечному перерізі бункера руда розташовується наближено концентричними кільцевими елементами, ширина яких визначається розміром шматків руди та їх вмістом. При розвантаженні спочатку видаляється рівномірно змішаний дрібний матеріал центральної частини, а потім нерівномірно змішаний дрібний і крупний, який створює основний потік і формується під впливом периферійних кільцевих елементів з крупних шматків руди, що періодично вступають у дію при опусканні матеріалу в центральній частині бункера. Ці потоки без суттєвих змін потрапляють на конвеєрну стрічку і по різному впливають на конвеєрні ваги і стан кульового млина.

Ключові слова: математичне моделювання, потоки руди, фракції крупності, нерівномірне розташування, конвеєрні ваги.

V.A. KONDRATEC

Kirovograd National Technical University

MATHEMATICAL MODELING FORMATION OF STREAMS ORE SUPPLY BALL MILL WHEN TRANSPORTING**Abstract**

The aim is to study the formation of ore supply streams ball mills in transit. The mathematical description of the boot process hopper crushed ore is established. The result of mathematical modeling is that normal cross section ore hopper located approximated concentric annular elements, the width of which is determined by the size of the pieces of ore and its content. While unloading first removed uniformly mixed fine material central part, and then unequally mixed small and large that creates the main stream and is influenced by peripheral ring elements of the larger pieces of ore that periodically come into effect when lowering material in the central part of the hopper. These streams without significant changes fall on the conveyor belt and have different effects on the weighing conveyor and the condition of a ball mill.

Keywords: mathematical modeling, the flow of ore particle size fractions, irregular arrangement, belt weigher.

Постановка проблеми

Подрібнення вихідної руди перед збагаченням відноситься до найбільш витратних технологічних процесів. При подрібненні бідних залізних руд широке розповсюдження отримали кульові млини, які працюють у замкнутому циклі з механічними спіральними класифікаторами. Неможливість підтримання необхідного розрідження пульпи у таких кульових млинах в конкретних технологічних умовах приводить до значних економічних збитків і не узгоджується з виконанням Державної науково-технічної програми «Ресурсозберігаючі технології нового покоління в гірничо-металургійному комплексі». На реалізацію поставлених цією програмою задач також спрямована тема «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. Зважаючи на те, що вихідна руда може сильно змінювати стан технологічного агрегату і впливати на точнісні характеристики конвеєрних вагів, дослідження формування потоків рудного живлення кульових млинів у процесі транспортування є актуальним.

Аналіз останніх досліджень і публікацій

Зниження енергоємності процесів подрібнення та підвищення технологічної ефективності подрібнення необхідно розглядати як найбільш важливу складову на шляху інтенсифікації рудопідготовки [1]. Одним із основних напрямів є критичний аналіз переваг і недоліків існуючого подрібнювального обладнання з метою виявлення можливостей подальшого покращення його показників, у тому числі завдяки оптимізації конструкції та технологічних схем, використання режимів подрібнення та автоматичного управління [2]. Так, ефективність запропонованого пристрою

автоматичної стабілізації розрідження пульпи у млинах з циркулюючим навантаженням [3] суттєво зменшується завдяки невизначеному впливу вхідного рудного потоку, що формується у транспортній системі, як на конвеєрні ваги, так і на кульовий млин. Транспортна система подачі руди у кульовий млин включає бункери, дозатори та конвеєр з конвеєрними вагами. Ці засоби розробляються давно, досягнувши високого рівня досконалості. Однак, на широкі перспективи удосконалення конвеєрів вказується у роботі [1]. Нещодавно завершена розробка «Автоматизація процесів керування стрічковим конвеєром транспортування руди з визначенням теплових режимів приводного барабана» [4]. Бункери вважають розробленими засобами і в основному їх розглядають на рівні проектування під певні потреби [5]. На недоліки конвеєрних вагів вказується, починаючи з 1977 р. У 1986 р. в [6] відмічено, що недоліком конвеєрних вагів є недодержання гарантованої похибки вимірювання в основному через негативний вплив ступеня нерівномірності розташування матеріалу на конвеєрній стрічці. У той же час особливості розташування матеріалу на конвеєрній стрічці і причини, що його викликали, ніхто не вивчав.

Формулювання мети дослідження

Метою даної роботи є дослідження формування потоків рудного живлення кульових млинів у процесі транспортування сипкого матеріалу в системі бункер-дозатор-конвеєр-кульовий млин шляхом його математичного моделювання за умов різних характеристик крупності.

Викладення основного матеріалу дослідження

Вихідним матеріалом для кульових млинів перших стадій подрібнення є кінцевий продукт дробильної фабрики, який завантажують у бункери. З бункерів збагачувальної фабрики дроблену руду подають живильниками на стрічкові конвеєри, де її зважують конвеєрними вагами перед подачею у кульові млини. Для дозування дроблених руд застосовують пластинчасті, стрічкові, тарілчасті, телескопічні живильники та віброживильники. Для дозування дрібного матеріалу на залізорудних збагачувальних фабриках в основному використовують телескопічні та віброживильники.

Дроблений матеріал, що подається у бункери збагачувальної фабрики, характеризують насипною масою і коефіцієнтом розпушування. Ці показники слугують для розрахунку кількості матеріалу у бункерах і на конвеєрних стрічках. Насипна маса являє собою масу одиниці об'єму дробленої руди у її насипному стані. Насипна маса визначається коефіцієнтом розпушування, що дорівнює відношенню об'єму дробленої руди до її об'єму в недробленому стані. Коефіцієнт розпушування завжди більший одиниці. Він залежить від гранулометричного складу подрібненої маси матеріалу, форми і взаємного розташування шматків руди, а також від часу знаходження у дробленому стані (самоущільнення), тиску, вологи, ємкості та форми бункерів. Залежність насипної маси дробленої руди від коефіцієнта розпушування і крупності її шматків можуть бути причиною нерівномірності насипної маси матеріалу вздовж потоку на конвеєрній стрічці. Важливою характеристикою дробленого матеріалу є кут природного схилу. Це кут, створений вільною поверхнею розсипчастої гірської маси з горизонтальною площиною. Шматки руди, що знаходяться на цій поверхні, перебувають у стані граничної рівноваги. Кут природного схилу зв'язаний з коефіцієнтом тертя і залежить від шорсткості шматків, вологості, гранулометричного складу, форми шматків та від щільності матеріалу. При збільшенні вологості гірської маси до певної межі кут природного схилу збільшується. Кут природного схилу також зростає при збільшенні крупності і кутастості шматків руди. Для руд Криворізького басейну кут природного схилу складає 42° . На такій нахиленій поверхні шматки руди не скочуються, утримуються. Вони прийдуть у рух, коли нахил поверхні збільшити.

Розглянемо формування потоків дробленої руди при її транспортуванні в умовах магнітозбагачувальних фабрик. Конкретна магнітозбагачувальна фабрика працює на певній сировині, що має свої особливості. У реальних умовах однієї з магнітозбагачувальних фабрик за тривалий період зафіксовано зміни гранулометричного складу живлення кульових млинів, які можливо охарактеризувати даними, приведеними у табл. 1. Сумарні характеристики крупності руди, побудовані за даними табл.1, розташовуються одна під одною і мають однаковий характер зміни. Простір між ними належить іншим гранулометричним складам вихідного живлення кульових млинів, які є проміжними. Дані першого рядка табл.1 відповідають руді з мінімальною крупністю шматків, їх середньозважений розмір d_{cmin} дорівнює 5,61 мм. У другому рядку дані відповідають руді з максимальною крупністю шматків, їх середньозважений розмір $d_{cmax} = 7,52$ мм. Граничні значення дозволяють знайти найбільш імовірний гранулометричний склад живлення кульових млинів. Його визначено як середнє арифметичне граничних значень і приведено у третьому рядку табл.1. Формування потоків дробленої руди найбільш доцільно розглядати на матеріалі, середньозважений розмір якого відповідає $d_{cср}$.

Завантаження дробленої руди у бункери звичайно здійснюють по їх осі. У циліндричному бункері для розвантаження створюють конічну поверхню (воронку) з кутом нахилу α_6 , який більший кута природного схилу α_{nc} , що показано на рис.1, а. При завантаженні дробленої руди у циліндричний

бункер у ньому завдяки куту природного схилу α_{nc} з матеріалу створюється конус 5, що показано на рис.1,б. При подальшому завантаженні певного об'єму руди на створеному конусі 5 формується конічний шар 6 сипкого матеріалу, що показано на рис.1, в.

Таблиця 1

Гранулометричний склад живлення кульового млина першої стадії подрібнення, що працює у замкнутому циклі з механічним спіральним класифікатором, %

Середньо-зважений розмір шматків руди	Середнє значення розміру шматків руди у класі крупності, мм													
	20	15	10	5	3	2	1	0,5	0,3	0,16	0,07	0,05	0,04	0,025
$d_{с\pi m}$	5,5	12,7	15,3	25,9	13,7	7,1	4,4	2,5	2,3	2,5	2,1	0,5	0,5	5,0
$d_{с\pi ax}$	10,0	13,6	14,2	30,6	12,4	5,0	3,5	1,7	1,9	1,9	1,3	0,4	0,3	3,2
$d_{с\pi p}$	7,75	13,1	14,7	28,25	13,05	6,05	3,95	2,1	2,1	2,2	1,7	0,45	0,4	4,1

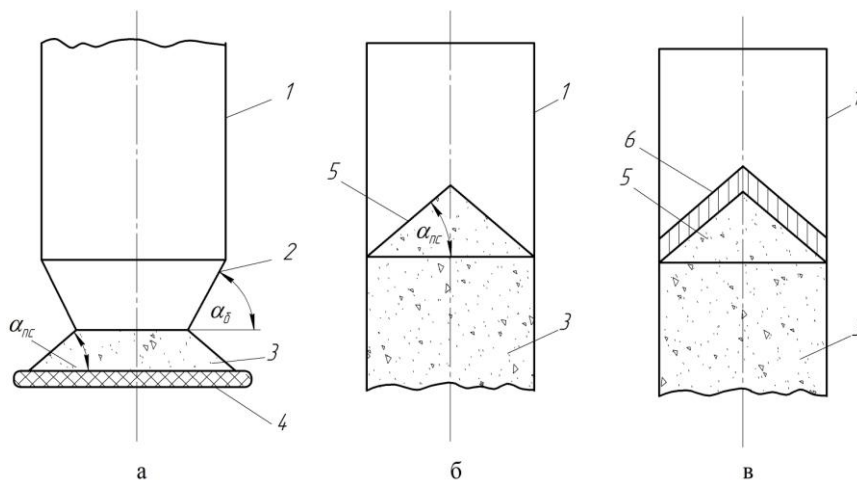


Рис. 1. Особливості розвантаження (а) та завантаження (б, в) дробленої руди у циліндричні бункери:

1 – бункер; 2 – конічна поверхня (воронка); 3 – матеріал; 4 – конвеєрна стрічка; 5 – конус з матеріалу; 6 – конічний шар сипкого матеріалу, створений його наступною дозою

Особливості формування конічного шару сипкого матеріалу видно з рис. 2. Перш за все знаходимо об'єм сипкого матеріалу у його даному шарі. Допустимо, що матеріал умовно може розташовуватися поза межами циліндричного бункера, як показано на рис.2. Тоді штриховкою буде виділено знову створений шар матеріалу у бункері, де OB дорівнює його радіусу R , BE – приращенню радіуса ΔR основи знову створеного конуса висотою OC , що дорівнює висоті $OA=h$ базового конуса, збільшеній на Δh .

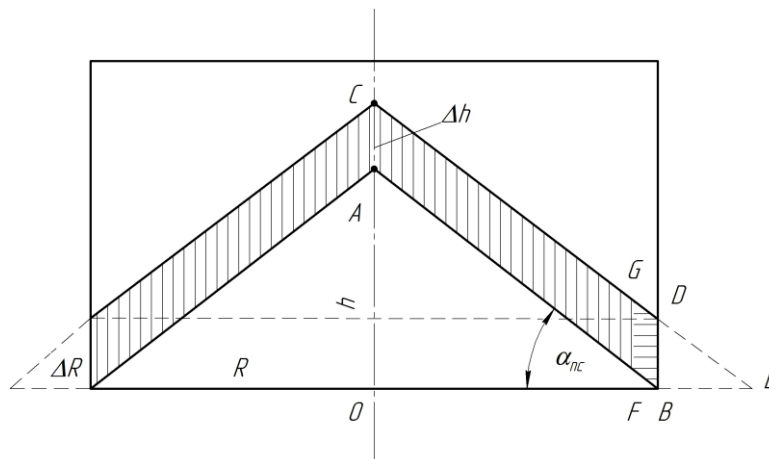


Рис. 2. Геометричні зв'язки знову створеного у бункері шару сипкого матеріалу з його конічною основою

Об'єм конуса, що слугує основою знов створеного шару сипкого матеріалу, дорівнює

$$V_{\text{ко}} = \frac{1}{3} \pi R^3 \operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}}. \quad (1)$$

Об'єм фігури з поверхнею, створеною обертанням трикутника BDE , зображеного на рис. 2, навколо вертикальної осі бункера буде дорівнювати

$$V_{\text{фо}} = \frac{1}{3} \frac{\pi \Delta h^2}{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}}} \left(3R + \frac{\Delta h}{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}}} \right). \quad (2)$$

Об'єм високого конуса з висотою $h + \Delta h$ і радіусом основи $R + \Delta R$, відповідно рис. 2, дорівнює

$$V_{\text{вк}} = \frac{\pi}{3} \left[R^3 \operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}} + 3R^2 \Delta h + R \left(1 + \frac{2}{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}}} \right) \Delta h^2 + \frac{\Delta h^3}{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}}} \right]. \quad (3)$$

З врахуванням (1), (2), (3), після відповідних перетворень отримуємо залежність для визначення об'єму знову створеного шару сипкого матеріалу

$$V_{\text{зш}} = \pi \Delta h \left[R^2 + \frac{R}{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}}} \left(\frac{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}} + 2}{3} - 1 \right) \Delta h + \left(\frac{\operatorname{tg} \alpha_{\text{пс}} - 1}{3 \operatorname{tg}^2 \alpha_{\text{пс}}} \right) \Delta h^2 \right]. \quad (4)$$

Задаємося радіусом бункера $R=2,5$ м. З врахуванням значення $\alpha_{\text{пс}}=42^\circ$ рівняння (4) приймає вигляд

$$V_{\text{зш}} = 19,625 \Delta h + 5,523 \Delta h^2 - 0,129 \Delta h^3, \text{ м}. \quad (5)$$

Задаємося величиною $\Delta h = 5 \cdot d_{\text{max}} = 5 \cdot 20 \text{ мм} = 0,1$ м, де d_{max} – середнє значення максимального за розміром шматка руди. Тоді об'єм знову створеного шару сипкого матеріалу становить $V_{\text{зш}} = 2,0176 \text{ м}^3$. Приймаючи однакове значення коефіцієнта розпушування руди незалежно від крупності шматків, наприклад на рівні 1,3, визначаємо об'єм твердого у незруйнованому стані, який дорівнює $V_{\text{т}} = 1,552 \text{ м}^3$. При густині 3300 кг/м^3 у знову створеному шарі сипкого матеріалу знаходиться $5121,6 \text{ кг}$ руди, що дозволяє, відповідно даним табл.1, для найбільш імовірного за крупністю і складом продукту знайти масову і об'ємні частки кожного класу. Такі дані приведені у табл. 2. З даних табл. 2 видно, що об'ємні розпушені частки твердого, які характеризують конкретні класи крупності, дуже відрізняються між собою.

Таблиця 2

Частки руди різних класів крупності у знов створеному шарі сипкого матеріалу масою 5121,6 кг

Характеристики рудного матеріалу	Середнє значення розміру шматків руди у класі крупності, мм													
	20	15	10	5	3	2	1	0,5	0,3	0,16	0,07	0,05	0,04	0,025
Масова частка, кг	396,9	673,5	755,4	1446,8	668,4	309,9	202,3	107,6	107,6	112,7	87,1	23,05	20,5	21,0
Об'ємна монолітна частка, м ³	0,1203	0,2041	0,2289	0,4384	0,2025	0,0939	0,0613	0,0326	0,0326	0,0342	0,0264	0,007	0,0062	0,0636
Об'ємна розпушена частка, м ³	0,1564	0,2653	0,2976	0,5699	0,2632	0,1221	0,0797	0,0424	0,0424	0,0445	0,0343	0,0091	0,0081	0,0827

Розглядаючи послідовний процес завантаження руди масою 5121,6 кг у бункер, відмічаємо, що при завантаженні бункера рудою дрібні фракції не відрізняються великою рухливістю і здебільшого заповнюють його центральну частину. До таких фракцій необхідно віднести всі малорозмірні, включаючи 3 мм (табл. 2). Їх сумарний об'єм становитиме 0,7285 м³. У процесі завантаження бункера можливе захоплення дрібним матеріалом певної кількості більш крупних шматків руди. Це буде імовірнісний процес, однак кількість крупних шматків руди у центральній частині бункера (поблизу осі) буде незначною, і нею можна знехтувати. Інші більш крупні шматки руди внаслідок сегрегації по конусу будуть скочуватись до периферії тим далі, чим більша їх крупність. Таким чином, можливо рахувати, що при більш-менш ідеалізованому процесі розділення біля стінки бункера накопичуються найбільш крупні шматки руди з середнім розміром 20 мм, потім по конусу розташовуються шматки руди з середнім розміром 15 мм, 10 мм і 5 мм. За ними конус знову створеного шару сипкого матеріалу створюють змішані дрібні класи, включаючи середній розмір 3 мм. Цей процес відбувається в міру надходження змішаних класів сипкого матеріалу до бункера. Наступна подача вихідного матеріалу в бункер повторює описаний процес розподілу сипкого матеріалу. Заповнений бункер являє собою у нормальному поперечному перерізі концентричні кільця, складені з матеріалу різної крупності, яка від найбільшого значення біля стінки зменшується до центральної частини. Розміри концентричних кілець у поперечному перерізі бункера можливо визначати відповідно фрагментам конічної форми.

Поздовжній переріз кільця, створеного матеріалом найбільшої крупності біля стінки бункера, на рис. 2 показано фігурою *BFGD*. Поздовжній переріз являє собою паралелограм, вертикальні сторони якого дорівнюють Δh , а гострий кут – $\alpha_{\text{пс}}$. Його висота по радіусу бункера буде складати Δr . Такі ж фігури відповідають й іншим класам крупності матеріалу. Об'єм матеріалу певної крупності, що розміщується у такому кільці, буде дорівнювати об'єму фігури обертання, наприклад *BFGD*, навколо осі бункера з певним радіусом, що дорівнює відстані від осі до центральної частини паралелограма. Радіус обертання буде дорівнювати

$$r_o = R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i - \frac{\Delta r}{2}, \quad (6)$$

де $\sum_{i=0}^k \Delta r_i$ – сума усіх висот паралелограмів, для кілець яких вже визначені параметри заповнення матеріалом;

Δr – висота паралелограма, для тіла обертання якого визначаються параметри заповнення.

Об'єм сипкої фракції, що створює фігуру обертання, дорівнює

$$V_{\text{пк}} = 2\pi\Delta h \left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i - \frac{\Delta r}{2} \right) \Delta r. \quad (7)$$

Подаємо рівняння (7) у наступному вигляді

$$\pi\Delta h\Delta r^2 - 2\pi\Delta h \left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i \right) \Delta r + V_{\text{пк}} = 0. \quad (8)$$

Розв'язок рівняння (8) відносно Δr дорівнює

$$\Delta r = \left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i \right) - \sqrt{\left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i \right)^2 - \frac{V_{\text{пк}}}{\pi\Delta h}}. \quad (9)$$

Рівняння (9) дозволяє за відомими параметрами і об'ємом сипкого матеріалу у кільці знайти його ширину. Залежність (9) відповідає кільцевим елементам знов створеного шару сипкого матеріалу, однак у його центральній частині знаходиться конус. Тому необхідно встановити обмеження дії залежності (9), які з неї витікають. Такою умовою є:

$$\pi^2\Delta h^2 \left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i \right)^2 > \pi\Delta h V_{\text{пк}}$$

або

$$\pi\Delta h \left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i \right)^2 > V_{\text{пк}}. \quad (10)$$

Гранична умова відповідає рівнянню

$$\pi \Delta h \left(R - \sum_{i=0}^k \Delta r_i \right)^2 = V_{\text{пк}},$$

яке після позначення $\sum_{i=0}^k \Delta r_i = A$ і перетворень прийме вигляд

$$A^2 - 2RA + \left(R^2 - \frac{V_{\text{пк}}}{\pi \Delta h} \right) = 0. \quad (11)$$

Розв'язок (11) дає граничне значення віддалення певного кільцевого елемента від стінки бункера

$$A = R - \sqrt{V_{\text{пк}} / \pi \Delta h}. \quad (12)$$

Залежність (12) дозволяє встановити об'єм сипкого матеріалу $V_{\text{пк}}$ останнього кільцевого елемента, при якому ще зберігається їх утворення.

Використовуючи рівняння (9) і (12), знаходимо залежність ширини кільцевого елемента з сипким матеріалом від віддалення його від стінки бункера при однаковому вмісті фракцій крупності і різних значеннях об'ємів дробленого матеріалу, що створюють кільця. Такі залежності показані на рис. 3. З нього видно, що при порівняно невеликих значеннях об'єму $V_{\text{пк}}$ залежність охоплює широкий діапазон зміни аргумента і відрізняється значною нелінійністю (крива 1). Тобто, при порівняно малих об'ємах $V_{\text{пк}}$ і однаковому вмісті класів крупності в міру віддалення кілець від стінки бункера їх ширина буде значно зростати. При збільшенні об'ємів $V_{\text{пк}}$ нелінійність залежності зменшується, однак зменшується і діапазон зміни аргумента. Залежність 4, показана на рис. 3, практично лінійна, але вміщує лише три класи крупності.

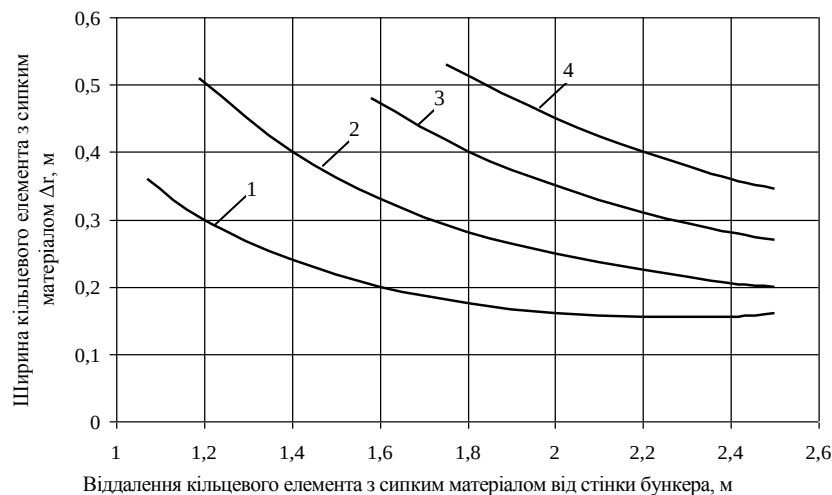


Рис. 3. Залежність ширини кільцевого елемента з сипким матеріалом від віддалення його від стінки бункера при однаковому вмісті фракцій крупності за умов: 1 – об'єм сипкого матеріалу у кільцевому елементі $V_{\text{пк}} = 0,2$; 2 – $0,3$; 3 – $0,4$; 4 – $0,5 \text{ м}^3$

В умовах гірничо-збагачувальних комбінатів вміст класів крупності у дробленому матеріалі не однаковий (табл. 1). З використанням даних табл. 2 і формули (9) побудовані залежності ширини кільцевого елемента з сипкого матеріалу від розпушеного об'єму певного класу крупності, що його створив, за умови перерозподілу вмісту (об'єму) окремих фракцій, що відображається на рис. 4. З нього видно, що в межах можливих змін вмісту окремого класу крупності ширина кільцевого елемента з сипким матеріалом при варіюванні об'єму $V_{\text{пк}}$, що його створює, змінюється по лінійній залежності. Залежності для середніх розмірів шматків руди 20 і 15 мм (пряма 1 і 2) практично зливаються і є продовженням одна одної. У реальних умовах вмісту класів крупності у дробленому матеріалі для шматків руди з середнім розміром 10 і 5 мм початкові умови змінюються, оскільки їх кільцеві елементи розташовані ближче до вершини конуса. Тому прямі 3 і 4 піднімаються відносно залежностей 1 і 2, що вказує на дещо більший вплив цих фракцій на формування ширини кільцевих елементів.

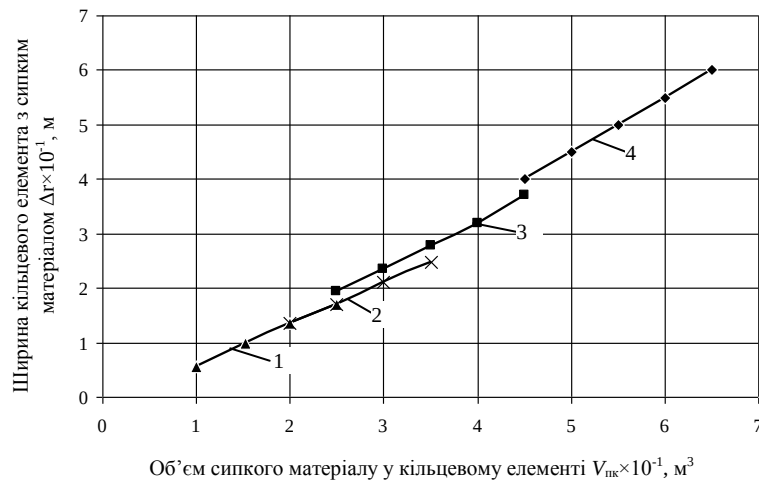


Рис. 4. Залежність ширини кільцевого елемента з сипкого матеріалу від розпушеного об'єму руди певного класу крупності, що його створює: 1 – середній розмір шматків руди у класі крупності 20; 2 – 15; 3 – 10; 4 – 5 мм

Поперечний переріз бункера з кільцевими елементами сипкого матеріалу, що відповідають сировині з осередненою характеристикою крупності (табл. 2), показано на рис.5. З нього видно, що середня частина 5 перерізу, який є характерним для усієї висоти бункера, займає круг з дрібним матеріалом – 0,074 мм...3,0 мм. За ним розташоване кільце 4 шириною 0,52 м з матеріалу 5 мм, потім кільце 3 шириною 0,22 м і середнім розміром шматків 10 мм. Близьче до стінки розташовані більш вузькі кільця 2 і 1 шириною 0,18 м ($d=15$ мм) і 0,1 м ($d=20$ мм).

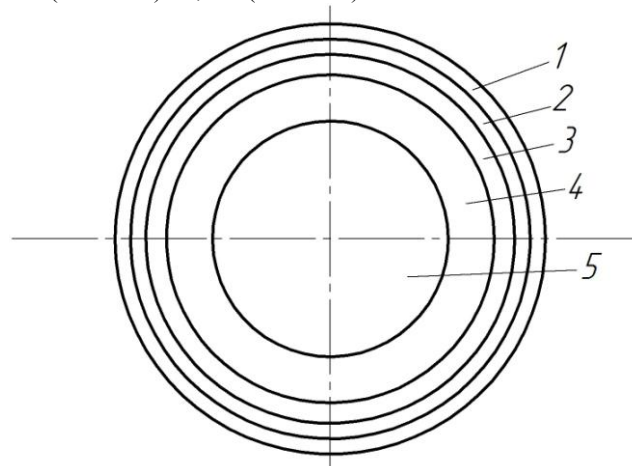


Рис. 5. Поперечний переріз бункера з кільцевими елементами сипкого матеріалу різних фракцій крупності d і ширини Δr : 1 – $d=10$ мм, $\Delta r=0,1$ м; 2 – $d=15$ мм, $\Delta r=0,18$ м; 3 – $d=10$ мм, $\Delta r=0,22$ м; 4 – $d=5$ мм, $\Delta r=0,52$ м; 5 – $d=\text{менше } 5$ мм, $\Delta r \approx d=3$ м

Розвантаження бункерів на залізрудних збагачувальних фабриках в основному здійснюють телескопічними та вібраційними живильниками. У вібраційних живильниках продуктивність регулюють зміною електричних параметрів живлення. У телескопічних живильниках руда з бункера випускається через вертикальний патрубок, зовні якого з можливістю вертикального переміщення встановлено патрубок дещо більшого діаметра, який своїм торцем і конвеєрною стрічкою створює регульований зазор, що визначає товщину шару матеріалу. Змінюючи величину регульованого зазора можливо керувати продуктивністю по руді. При регульованій подачі матеріалу живильниками швидкість конвеєрної стрічки приймають незмінною. Можливий інший режим зміни продуктивності по руді, коли подача віброживильником і телескопічним живильником приймається на певному рівні, а необхідне значення продуктивності досягається регулюванням швидкості конвеєрної стрічки.

При розвантаженні бункера живильником з нього матеріал, перш за все, виходить з середньої частини, оскільки цей рухомий потік тисне на бокові маси руди і робить їх практично нерухомими навіть у конічній частині. У процесі розвантаження спочатку зникає конус 5, показаний на рис.1, потім

утворюється конічна воронка. При подальшому розвантаженні в середній частині формується пустота 4, показана на рис.6, з якою межує дрібний матеріал 9. Дрібний матеріал 9 є дещо ущільненим, тому втрачає рухливість. При досягненні кута $\alpha_{\text{пс}}$, показаного на рис.6, він не рухається. Його переміщення може розпочатися лише під дією зовнішньої сили. Такою силою тут виступає більш крупний матеріал (кільцеві елементи 5, 6, 7 і 8), однак вона діє лише при кутах, значно більших $\alpha_{\text{пс}}$, що видно з рис. 6. Для цього пустота 4 повинна поглибитись на певну величину. Під тиском розташованих вище крупних фракцій опір дрібного матеріалу долається, і він пересувається у незайнятий простір 4, показаний на рис. 6. Зверху над ним розміщується руда крупних фракцій, які скочуються по інерції. У подальшому такі цикли повторюються, і матеріал поступово зменшує свою висоту у бункері. У розглянутих циклах дроблений матеріал з периферійних зон бункера поступово переходить у середню і направляється на розвантаження. У середній частині бункера по висоті при розвантаженні матеріал розташовується шарами, у яких чергується дрібний і крупний матеріал. Процес розташування матеріалу у вертикальних шарах є випадковим. Випадковість розташування матеріалу підсилюють розвантажувальні пристрої при формуванні рудного потоку на конвеєрній стрічці. Сам конвеєр при переміщенні сипкої суміші впливає на її стан, піддаючи сегрегації, під дією якої дрібні частинки прагнуть опуститись до поверхні стрічки. Цей процес також відбувається випадково, але практично не впливає на перерозподіл твердого у поперечних перерізах потоку.

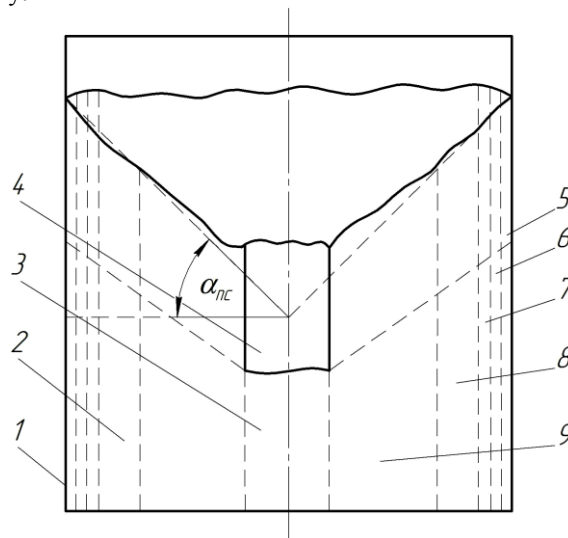


Рис. 6. Поздовжній осьовий переріз фрагмента вертикальної частини бункера з сипким матеріалом, що розвантажується: 1 – корпус бункера; 2 – сипкий матеріал; 3 – зона ефективного розвантаження; 4 – пустота, що утворюється при опусканні матеріалу; 5, 6, 7, 8 – відповідно кільцеві елементи з сипкого матеріалу середньої крупності 20, 15, 10 і 5 мм; 9 – дрібний матеріал

З розглянутого видно, що при розвантаженні бункерів з дробленим матеріалом спочатку формується осереднений за крупністю потік руди, який за об'ємом відповідає площі поперечного перерізу утворюваної пустоти, помноженій на висоту матеріалу в бункері. Потім основна частина матеріалу формує рудний потік з нерівномірним розташуванням крупного і дрібного матеріалу, який на конвеєрній стрічці зберігає цей характер. Оскільки насипна маса дробленого матеріалу залежить від крупності шматків руди, то при певній незмінній висоті потоку маса суміші в будь-якому його поперечному перерізу є змінною, залежною від поєднань дрібних і крупних класів, і являє собою випадковий процес. Даний випадковий процес має набагато меншу коливальність і більші відхилення, порівняно з характеристиками, притаманними випадковому процесу з рівномірним розташуванням фракцій крупності. Конкретні характеристики випадкового процесу з нерівномірним розподілом сипкого матеріалу по крупності можливо отримати лише експериментально.

Висновки

Проведеними дослідженнями встановлено, що в результаті сегрегації при завантаженні бункера дробленою рудою в середній частині розташовуються дрібні фракції, а на периферії більш крупні і більш рухомі. При розвантаженні бункера у першій фазі на вихід в основному рухається більш дрібний і рівномірно осереднений матеріал середньої частини. Потім у другій фазі, циклічно змінюючись, пересовуються спочатку дрібні, а потім крупні фракції руди. Унаслідок черговості таких циклів створюється потік з нерівномірним розташуванням дрібних і крупних фракцій руди. Ці потоки по різному впливають на конвеєрні ваги і стан кульового млина.

У даних дослідженнях вперше теоретично описано процес розподілу сипкого матеріалу при завантаженні і розвантаженні бункерів, що дозволило розкрити механізм формування потоків рудного живлення кульових млинів у їх транспортній системі. Практична значущість отриманих результатів полягає у тому, що надається можливість враховувати специфіку даних технологічних потоків і підвищувати показники як інформаційного забезпечення, так і самого технологічного агрегату.

Перспективою подальших досліджень є можливість підвищення точності конвеєрних вагів і системи автоматичного управління завантаженням та розрідженням пульпи у кульових млинах з циркулюючим навантаженням.

Список використаної літератури

1. Маляров П.В. Основы интенсификации процессов рудоподготовки: [монография] / Маляров П.В. – Ростов-на-Дону: ООО “Ростиздат”, 2004. – 320 с.
2. Измельчение. Энергетика и технология: [учебное пособие для вузов] / [Пивняк Г.Г., Вайсберг Л.А., Кириченко В.И. и др.]. – М.: Изд. дом “Руда и металлы”, 2007. – 296 с.
3. Пат. 40465 Україна, МПК В 03 В 11/00, В 02 С 25/00. Пристрій автоматичної стабілізації розрідження пульпи в млинах з циркулюючим навантаженням / Кондратець В.О., Сербул О.М.; заявник і патентовласник Кіровоградський нац. техн. ун-т. – №U200813005; заявл. 10.11.08; опубл. 10.04.09, Бюл.№7.
4. Курганов І.Д. Автоматизація процесів керування стрічковим конвеєром транспортування руди з визначенням теплових режимів приводного барабана: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.13.07 “Автоматизація процесів керування” / І.Д. Курганов. – Луганськ, 2012. – 20 с.
5. Кривцов И.П. Автоматизация и механизация погрузочно-разгрузочных работ на промышленном железнодорожном транспорте / Кривцов И.П., Геллер Н.М., Мироненко В.А. – К.: Головное изд. объединение “Высшая школа”, 1986. – 264 с.
6. Троп А.Е. Автоматическое управление технологическими процессами обогатительных фабрик / Троп А.Е., Козин В.З., Прокофьев Е.В. – М.: Недра, 1986. – 303 с.