

А.М. МАЦУЙ, к.т.н., доцент, matsuyan@mail.ru

В.О. КОНДРАТЕЦЬ, д.т.н., професор, matsuyan@mail.ru

Центральноукраїнський національний технічний університет, м. Кропивницький

Моделювання середньозваженої крупності твердого в завантаженні кульового млина рудою і пісками класифікатора

В промислових умовах у відповідності з розробленою методикою проведені випробування замкненого циклу подрібнення руди, результати яких стали основою подальшого моделювання крупності матеріалу на вході кульового млина. В результаті створено математичну модель середньозваженої крупності живлення технологічного агрегату, яка включає середню крупність вихідної руди та пісків і їх продуктивності.

In industrial conditions, in accordance with the developed methodology, tests of a closed ore grinding cycle were conducted, the results of which served as the basis for further modeling the size of the material at the entrance of the ball mill. As a result, a mathematical model of the weighted average feed size of the process unit was created, which includes the average size of the initial ore and sands and their productivity.

Постановка проблеми

На збагачувальних фабриках в Україні бідну залізу руду в основному подрібнюють у кульових млинах, які працюють у замкненому циклі з механічними спіральними класифікаторами. В наслідок недотримання оптимальних технологічних режимів, особливо в перших стадіях подрібнення, відбувається перевитрачання електроенергії, металевих куль і футеровки, що приводить до збільшення собівартості вітчизняних залізородних концентратів і, як наслідок, до неконкурентоспроможності самої продукції та виробів чорної металургії на світовому ринку. Одним з шляхів подолання цього є автоматизація технологічного процесу подрібнення руди [1], особливо розрідження пульпи у кульовому млині, яке на оптимальному рівні автоматично не підтримується і змушує технологічний агрегат працювати неефективно, оскільки воно впливає на ефективність роботи молоткових тіл і переміщення матеріалу вздовж технологічного агрегату. Текучість матеріалу в барабані млина буде задовільною, якщо вміст води в пульпі знаходиться в межах 20...50% [2]. У кульових млинах необхідно підтримувати розрідження пульпи на фіксованому рівні, однак він є величиною змінною, оскільки залежить від крупності і подрібнюваності вихідної руди.

Виходячи зі сказаного, дана публікація зв'язана з реалізацією поставлених в цій галузі урядових задач і плану наукової тематики Центральноукраїнського національного технічного університету, зокрема, за темою «Оптимізація продуктивності кульових млинів по руді і готовому продукту при мінімальних енергетичних і матеріальних перевитратах» (0115U003942). Оскільки задачу оптимального розрідження пульпи без моделі середньозваженої крупності твердого в завантаженні кульового млина розв'язати не можливо, тему даної статті слід визнати актуальною.

Аналіз останніх досліджень та публікацій

Автоматизацією процесу розрідження пульпи у кульових млинах, що працюють у замкненому циклі з механічними спіральними класифікаторами, вчені та практики займаються давно. Здебільшого ці системи спрямовані на підтримання певного заданого значення співвідношення тверде/рідке. Найбільш простими є системи автоматичного керування співвідношення тверде/рідке для відкритих циклів подрібнення руди. Вони містять витратомір руди, витратомір води, яка подається в млин, регулятор співвідношення та виконавчий

механізм зміни подачі води [3]. При незмінній продуктивності по твердому витрата води в таких системах змінюється в нешироких межах в наслідок коливань крупності і подрібнюваності вихідної руди [4]. Здебільшого така корекція не здійснюється. При використанні даних систем для замкненого циклу необхідна точність стабілізації співвідношення тверде/рідке не забезпечується з огляду на те, що циркулююче навантаження змінюється в широких межах [5].

Зважаючи на це, для замкнених циклів подрібнення руди розроблялися спеціальні системи, які можливо представити трьома типами: з підтриманням параметра в розвантаженні; з підтриманням параметра всередині барабана; з підтриманням параметра у завантаженні. Системи автоматичного керування співвідношення тверде/рідке на вході кульового млина отримали більш широке розповсюдження через відсутність багатьох вад, притаманних двом іншим підходам стабілізації технологічного параметра. Такі системи можливо подати у вигляді п'яти груп. Першу групу засобів даного типу можливо подати у вигляді систем, що передбачають перерви в подачі руди в млин з наступним визначенням запасу матеріалу в технологічному агрегаті. Друга група пристроїв автоматичної стабілізації співвідношення тверде/рідке на вході кульового млина відрізняється тим, що передбачає вимірювання циркулюючого навантаження. Базовим варіантом таких пристроїв є система, розроблена інститутом «Механобр» [4]. Третя група засобів передбачає визначення масової витрати пісків класифікатора, густину пісків та густину твердого [6]. Четверта група засобів передбачає визначення витрати руди і вимірювання густини пульпи у розвантаженні млина [7]. П'ята група засобів ґрунтується на визначенні масової витрати пісків та вологовмісту в пісках [8]. В наслідок різних недоліків дані засоби стабілізації співвідношення тверде/рідке не отримали розповсюдження на збагачувальних фабриках.

Сучасні автоматизовані системи керування технологічними процесами на залізородних збагачувальних фабриках [9, 10, 11] конкретно задачу керування співвідношенням тверде/рідке не розглядають. Прикладом адаптивної системи є АСКТП рудопідготовки MineOcad компанії National Steel Pellet Company (США, штат Міннесота) [12, 13, 14]. В системах [12, 13] серед функцій не знаходиться керування співвідношенням руда/вода у кульовому млині. У роботі [14] запропоновані адаптивні системи керування, які працюють у

режимі реального часу і базуються на різних стратегіях, однак серед стратегій відсутня та, що стосується керування розрідженням пульпи у кульовому млині. В Україні прикладом реалізації адаптивної системи є АСКТП секцією збагачення руди у ВАТ «Північний ГЗК», яка розроблена на базі SCADA-системи TRACE MODE 6 [15]. Дана система серед функцій здійснює керування подачею води у млини, класифікатори і зумпфи, однак відома інформація не розкриває механізм подачі води. В роботі [16], де розглянуті останні досягнення в розробці і використанні сучасних АСКТП збагаченням корисних копалин, розробки такого спрямування також відсутні. Отже, на сьогодні запропоновано достатньо широкий арсенал засобів стабілізації співвідношення руда/вода в кульових млинах, що подрібнюють вихідну руду в замкнених циклах, однак вони за різними причинами не можуть бути реалізованими. В той же час ведучі фахівці галузі вказують на необхідність реалізації в АСКТП системи стабілізації розрідження пульпи в барабанних млинах [17]. Тому у практиці сучасних АСКТП реалізація методів автоматичного керування водних режимів обмежується підтриманням співвідношення руда/вода на вході млинів [18]. При цьому подача води в млин змінюється автоматично у відповідності з заданим машиністом співвідношенням руда/вода, яке може бути далеким від технологічно необхідного. Отже, в АСКТП для усіх млинів використовують найбільш простий підхід, призначений для розімкнутих циклів подрібнення, який не задовольняє вимогам технологічного процесу.

Реалізація і експлуатація ряду АСКТП, створених в останні роки, показала, що необхідне більш чітке обґрунтування вибору керування водними режимами циклів для забезпечення ефективності подрібнення [18]. Не дивлячись на те, що на складність автоматизації процесів подрібнення руди вказує ряд авторів, в останні роки вдалося продвинути рішення цієї задачі. В роботі [19] запропоновано алгоритм визначення співвідношення тверде/рідке з врахуванням піскового продукту, де вимірюються лише кількісні параметри — витрата руди в млин, витрата води в млин, об'ємна витрата пісків класифікатора та витрата води в пісковий жолоб. Враховуючи, що деякі параметри можливо виміряти з достатньо високою точністю і те, що алгоритм володіє механізмом компенсації похибок визначення вказаних величин, запропоновану систему автоматичного керування співвідношенням тверде/рідке у замкнених циклах подрібнення руди порівняно легко реалізувати. Значним досягненням тут є врахування поряд з витратою вихідної руди і витрати піскового продукту. Однак поза увагою тут залишається крупність продукту, який поступає в кульовий млин на подрібнення, а він, як було вказано, сильно впливає на розрідження пульпи в технологічному агрегаті. Таку задачу ніхто не вирішував.

Формулювання мети дослідження

Метою даної публікації є моделювання середньозваженої крупності твердого в завантаженні кульового млина рудою і пісками класифікатора, спрямоване на пошук математичної моделі цього технологічного параметра. Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні задачі:

- розробити методику випробування замкненого циклу подрібнення вихідної руди, що включає кульовий млин і механічний односпіральний класифікатор;
- здійснити випробування замкненого циклу, що

включає кульовий млин і механічний односпіральний класифікатор, в промислових умовах при характерній зміні крупності руди;

- розробити математичну модель визначення середньозваженого розміру твердого в завантаженні кульового млина, що працює в замкненому циклі з механічним односпіральним класифікатором.

Методика випробування замкненого циклу подрібнення руди на крупність

Замкнений цикл подрібнення вихідної руди, що включає кульовий млин і механічний односпіральний класифікатор, доцільно випробувати на одній з діючих рудозбагачувальних фабрик, яка працює в режимі можливих змін крупності сировини на вході технологічного агрегату. Технологічна схема такого циклу подана на рис.1. На ній показано кульовий млин 1, який працює у замкненому циклі з односпіральним класифікатором 2, і точки А, В, С і D відбору проб матеріалів. Дослідження замкненого циклу слід здійснювати відповідно теорії випробування [20]. Зважаючи на те, що теорія породжує практику, дослідження доцільно провести відповідно практичним рекомендаціям, які витікають з теоретичних положень, перевірених на практиці.

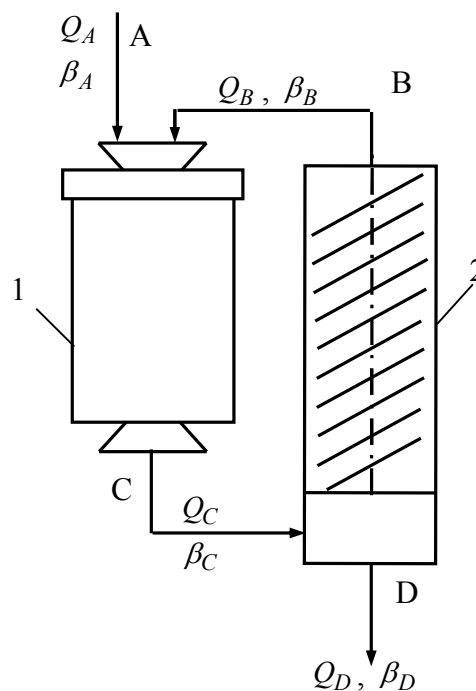


Рис. 1. Технологічна схема замкненого циклу подрібнення вихідної руди: 1 — кульовий млин; 2 — механічний односпіральний класифікатор; А, В, С, D — точки випробування замкненого циклу; Q_A , Q_B , Q_C , Q_D — масові продуктивності твердого в точках випробування; β_A , β_B , β_C , β_D — вміст класу — 0,07 мм в точках випробування

Про об'єкт дослідження відомі деякі апріорні дані. В точці В (рис.1) розвантажуються згущені піски механічного односпірального класифікатора від 0 до 10 мм, де можливо рахувати діаметр найбільшої зернини $d_{\max} = 10$ мм, а $d_{\min} = 0,028$ мм. В точці А надходить вихідна руда крупністю від 0 до +20 мм, де $d_{\max} =$

22,5 мм, а $d_{\min} = 2,5$ мм. У розвантаженні млина (точка С) міститься тверде розміром від 0 до +5 мм з $d_{\max} = 5$ мм, а $d_{\min} = 0,028$ мм. У зливі класифікатора (точка D) міститься самий дрібний матеріал, де розмір може складати дещо більше 1,5 мм з $d_{\max} = 1,8$ мм, а $d_{\min} = 0,028$ мм. В точці А з конвеєра надходить практично суха руда. Піски класифікатора (точка В) достатньо обезводнені дренажуванням, густі і в'язкі, мають значну ширину розвантаження. В точці С пульпа має достатню велику густину, яка в основному змінюється в межах 2300...2400 кг/м³. Найбільш рідкий матеріал формується у зливі класифікатора (точка D), його густина складає 1500...1600 кг/м³.

Точність результатів випробування залежить як від правильності відбору проб, так і від методу їх подальшої обробки. Відбір проб від матеріалу під час його руху є найкращим, оскільки його можливо здійснити з великою точністю. Відбір проб є самою відповідальною операцією у випробуванні, оскільки допущені при цьому помилки виправити вже не має можливості. Основним тут є те, що відібрана проба точно повинна характеризувати обсяг, всього матеріалу, який досліджується. Це досягається масою відібраної проби і їх кількістю в певній технологічній точці. Чим точніший результат необхідно отримати, тим більшим повинен бути об'єм вибірки. Слід мати на увазі, що, чим точніше виконується визначення показників, тим при певних умовах це складніше і дорожче. Тому на практиці не прагнуть досягти більшої точності, ніж це необхідно для розв'язання поставленої задачі. Для кожної з чотирьох точок випробування (рис.1) необхідно встановити мінімальну масу і кількість проб, які необхідно відібрати. При відборі проб для визначення гранулометричного складу особливу увагу слід звертати на явище сегрегації матеріалу за крупністю. Поряд з цим проба в заданих межах повинна бути репрезентативною і мати мінімальну допустиму масу. На основі дослідних даних отримано ряд емпіричних формул, які використовують при організації випробувань. Застосуємо формулу Р. Чечотта [21]

$$m = k \cdot d_{\max}^2$$

де m — мінімальна маса проби, кг; k — коефіцієнт, що залежить від розміру часток твердого і неоднорідності його розподілу в масиві; d_{\max} — максимальний розмір часток проби, мм.

Коефіцієнт k в залежності від неоднорідності руди, яка характеризується середньоквадратичним відхиленням σ_d , приймають на рівнях:

$$\sigma_d < 1,5 - k = 0,0125; \quad \sigma_d = 1,5 \dots 2,0 - k = 0,025;$$

$$\sigma_d > 2 - k = 0,05.$$

При випробуванні дуже важливо знати не лише масу окремої проби, але і те, у скільки прийомів її необхідно відібрати, щоб вона була репрезентативною. Дослідження і досвід показують, що похибка випробування в більшій мірі залежить від кількості частинних проб, набраних в загальну пробу, ніж від маси окремої проби.

Кількість частинних проб в одній технологічній точці визначимо за методикою, вкладеною в [22]. Використовуючи 95% довірчий інтервал будемо мати оцінку середньоквадратичного відхилення розміру у вигляді

$$\sigma_d = 0,25(d_{\max} - d_{\min}),$$

де d_{\max} і d_{\min} — відповідно максимальне і мінімальне значення розміру твердого, мм.

Оцінку математичного сподівання можна отримати як середнє арифметичне $\bar{d} = (d_{\max} + d_{\min})/2$.

Відношення $\bar{d}/\sigma_d = t$ слугує мірою неоднорідності масиву. Якщо $t > 5$ — масив однорідний. При $3 < t < 5$ — масив середньої однорідності. Коли $t < 3$ — масив дуже неоднорідний. При цьому властивості масиву за неоднорідністю повинні враховуватись перш за все.

Кількість частинних проб в одній технологічній точці в об'єднаній пробі визначають за формулою

$$n = (t\sigma_d/m)^2,$$

де m — максимально допустима похибка вимірювань, однак n можливо знайти і за відношенням відомого відхилення до припустимої похибки σ_d^2/σ_{II}^2 .

Відповідно викладеному знайдені маси частинних проб m_q і їх кількості n в технологічних точках замкненого циклу (рис.1). У зливі механічного односпіального класифікатора (точка D) $m_{qD} = 0,1$ кг. Зважаючи, що густина пульпи вздовж порога є змінною величиною, на зливі для осереднення продукту встановлюють подільник пульпи. Тоді доцільно відбирати проби літровим кухлем на кожному виході подільника. Найкраще проби відбирати конічним кухлем з верхнім круглим вхідним отвором діаметром близько 70 мм. При цьому необхідно перекидати весь потік в центральній частині і повністю не заповнювати кухню пульпою.

Частинна проба піскового продукту (точка В) повинна бути $m_{qB} = 5$ кг. Її можливо відбирати спеціально виготовленою лопаткою. Об'єднана піскова проба повинна містити вісім частинних. У розвантаженні кульового млина (точка С) маса частинної проби повинна бути $m_{qC} = 0,3125$ кг, а їх кількість складати шість. Відбирати частинні проби можна циліндричним літровим кухлем у різних точках потоку не заповнюючи повністю ємкість.

Маса однієї частинної проби вихідної руди (точка А) повинна складати $m_{qA} = 32$ кг. В об'єднаній пробі повинно міститись десять таких частинних проб. Найбільш зручно їх відбирати маятниковим пробовідбірником.

В процесі випробування замкненого циклу подрібнення руди необхідно провести три-чотири експерименти з відбором проб в помічених технологічних точках та обробити їх в установленому порядку.

Випробування замкненого циклу подрібнення руди на крупність

Перед випробуванням обладнувались робочі місця в технологічних точках відбору проб. Насамперед на весь період випробувань на конвеєрі перед завантаженням кульового млина рудою встановлювався маятниковий пробовідбірник з реле часу і лічильником проб. Крім того, монтувалася лійка, в яку розвантажувалася проба, що перетікала в приймальну ємкість місткістю 50 дм³. Таких ємкостей було десять.

Всі інші робочі місця оформлялися аналогічно, лише на зливі класифікатора був конічний, а в розван-

таженні млина — циліндричний кухоль, проби пісків відбиралися спеціально виготовленою лопаткою. На кожному робочому місці відповідно кількості частинних проб встановлювалися металеві кювети відповідної ємкості, а також відро з водою і кошиком для промивання кухля від прилиплих часток твердого від проб.

Впродовж дня проводився один експеримент. Візуально спостерігали за технологічним процесом. Коли тривалий час (не менше 45 хв.) показання конвеєрних вагів і густиноміра у зливі класифікатора практично не змінювалися, давалася команда на відбір проб. Всі проби відбиралися одночасно. При цьому фіксувалася продуктивність кульового млина (показання конвеєрних вагів).

Запускався в роботу маятниковий пробовідбірник. Він через 2 хв відбирав пробу, яка разом з прийнятною ємкістю відставлялася. Після відбору десяти проб маятниковий пробовідбірник автоматично зупинявся. На інших робочих місцях робота проводилася аналогічно. Відібрані проби виливалися в металеві кювети. Оскільки на стінках осідали частки твердого, кухлі обполіскували водою, яку зливали у ті ж кювети. Експеримент закінчувався після відбору останньої проби. Результати випробування зраховувалися за умови, коли показання конвеєрних вагів і густиноміра не змінювалися на протязі відбору проб. Якщо результати відбору проб зраховані, то вони транспортувалися на місця їх обробки.

Проби вихідної руди масою більше 300 кг розміщалися біля металевго листа. Окремі частинні проби руди попередньо необхідно осереднити перемішуванням матеріалу. Для матеріалу обсягом 100...200 кг крупністю до 60 мм використовують спосіб перемішування кільця і конуса [21]. Оскільки сумарна проба руди складає більше 300 кг, а максимальна крупність шматка — 25 мм, для її перемішування застосовували спосіб кільця і конуса. В центрі металевго листа вертикально жорстко встановлювався металевий прут, який слугував віссю конуса, що створювався матеріалом. Уважно і обережно матеріал з металевих ємкостей (частинні проби) висипався в зону осі так, щоб крупні шматки руди скочувались рівномірно по твірній конуса на всі боки. Коли весь матеріал розміщено в конусі, він «розвертається» шляхом втиснення в вершину тонкої дошки, яку обертають навколо металевго прута. При цьому конус перетворювався в плоский зрізаний конус. Потім на металевому листі проводилось коло діаметром в два рази більшим основи конуса. Матеріал зі зрізаного конуса пересипався вздовж наміченого кола в кільце кінцевого перерізу, після чого пробу закидали на конус, збираючи лопаткою або совком невеликі порції з зовнішнього боку кільця. Для зменшення впливу сегрегації рекомендують також забирати весь матеріал в кожному пункті кільця цілими секторами, які включають як крупний так і дрібний матеріал. Ці прийоми по чергово змінювали. Цю операцію повторювали три рази, завершаючи роботу кільцем кінцевого перерізу. В залежності від маси разової дози для розсіювання можливо визначити центральний кут сектора і частину матеріалу взяти в якості проби.

При цьому мінімальну масу проби звичайно визначають за формулою [23]

$$m_p = 0,002d_{\max}^3,$$

що при $d_{\max} = 25$ мм відповідає $m_p = 31,25$ кг.

Частку певного класу крупності визначають як відношення маси продукту цього класу до маси всієї проби.

Проби крупності менше 100 мм і більше 1,5 мм отримують шляхом розсіву на ручних ситах [23] з квадратними вічками 50; 25; 20; 15; 10; 5; 3; 2 мм. В експериментах використовували ручні сита з вічками 20; 15; 10; 5 і 3 мм. Для дрібних продуктів використовували сита з такими квадратними розмірами вічок — 2; 0,8; 0,5; 0,3; 0,16; 0,07; 0,056 мм.

Відібрана проба масою дещо більшою 31,25 кг розміщалися в металеві кювети і висушувалися у розстеленому положенні при температурі 35°C, з періодичним перемішуванням, після чого визначалася її точна маса. Висушена проба розсіювалася на ручних ситах впродовж 2 хв. з визначенням маси кожного класу крупності. Матеріал, який пройшов через сито з вічками 3 мм розсіювався окремо на іншому наборі сит з допомогою механічного струшувача на протязі 30 хв. За результатами просіювання визначався вміст в пробі дрібних класів крупності.

Проби пісків, зливу класифікатора та розвантаження кульового млина оброблялися за однаковим підходом. Спочатку вони в кюветах висушувалися при температурі 93...104°C у сушильних шафах. Кінець сушіння встановлювали повторним зважуванням кювет до постійної ваги. Два останні зважування показували однаковий результат. Після висушування проби перемішувалися.

Проби розвантаження кульового млина і зливу спірального класифікатора перемішувались методом перекошування. При цьому висушені частинні проби розпушувалися в кюветах, старанно перемішувалися і висипалися на брезент накритий клейонкою. Піднімаючи попеременно і наближаючи один кут клейонки до протилежного кута, матеріал перекошували, багаторазово повторюючи цю процедуру. Більш масивну сумарну пробу пісків перемішували просіюванням через решето з вічками 15 мм. Операцію повторювали десять разів.

Перемішані сумарні проби скорочувалися до маси, що відповідала мінімальній або дещо більшій цього значення. Для зливу класифікатора — до 100 г, розвантаження кульового млина — 0,3125 кг, пісків класифікатора — 5 кг. Пробу пісків скорочували методом квартування, оскільки вона містила близько 40 кг матеріалу. Пробу через вертикально закріплену ліжку обережно висипали на брезент покритий клейонкою, після чого створений конус розрівнювали в плоский диск невеликої однакової товщини. Створений диск зануренням металеві хрестовини до клейонки розділявся на чотири сектора. Матеріал з двох протилежних секторів з'єднували, створюючи скорочену пробу. Інший матеріал відкидали. Оскільки в скороченій пробі залишилося близько 20 кг пісків, операцію повторювали. Отримана проба після другого скорочення містила близько 10 кг. Вона розсіювалася вручну для відділення більш крупних класів, дрібний матеріал — на стандартному ряді сит за допомогою механічного струшувача. Сумарні проби розвантаження кульового млина і зливу односпіального класифікатора скорочувалися методом квадратування. При цьому добре перемішану пробу розрівнювали на клейонці тонким шаром однакової товщини лінійкою. Потім шар матеріалу ділився на ряд наближе-

но однакових за розміром кліток. Після цього з кожної клітки штапелем відбирали наближено однакові порції матеріалу, захоплюючи всю товщину шару. Окремі порції об'єднувалися в середню пробу. Якщо ця проба виявлялася великою, операцію скорочення повторювали. Кінцеві проби зі зливу класифікатора складали дещо більше 100 г, а з розвантаження кульового млина близько 350 г. Ці проби розсіювалися для визначення вмісту окремих класів крупності в продуктах замкненого циклу. Всього проведено чотири таких випробування. Їх результати подані в табл.1, де класи крупності позначені зі знаком "+", коли матеріал через сито з таким значенням вічка не проходить, залишається зверху, а — знаком "-", коли матеріал через сито з позначеним розміром квадратного вічка проходить.

З даних табл.1 видно, що крупність твердого в різних технологічних точках змінюється в достатньо широких межах. У вихідному живленні кульового мли-

на вміст класу +20 мм змінюється від 4,5 до 11%, класу +15 мм — від 7 до 12,3%, класу +10 мм — від 15,8 до 27%. Тверде у зливі спірального класифікатора також змінюється в значних межах. Наприклад, готовий клас — 0,07 мм змінюється в достатньо широких межах 40,6...60,5%. Суттєві зміни відбувалися і в пісках класифікатора. Найбільш представлені в пробі класи +0,8; +0,5; +0,3; +0,16 мм в першому випробуванні були представлені відповідно 18,7; 16,1; 16,6; 12,8, а в третьому — 38,4; 9,3; 8,7; 6,2%. Це показує, що в даних умовах оператор не може встановити близький до оптимального режим роботи кульового млина і рудопідготовка здійснюється далеко не найкращим чином. Ситуацію можливо значно покращити при умовах отримання інформації про середньозважену крупність твердого на вході кульового млина. Це дозволить приймати правильне рішення щодо завантаження технологічного агрегату рудю і про розрідження в ньому пульпи.

Таблиця 1. Результати випробування замкненого циклу подрібнення руди — процентний вміст твердого в класах крупності

Номер випробування	Технологічні точки	Класи крупності матеріалу, мм												
		+20	+15	+10	+5	+3	+2	+0,8	+0,5	+0,3	+0,16	+0,07	+0,056	-0,056
1	Точка А	11,0	11,6	24,5	26,0	11,0	2,2	4,9	1,4	1,3	1,4	1,0	0,4	3,3
	Точка В	—	—	1,2	3,4	6,4	10,0	18,7	16,1	16,6	12,8	4,2	1,0	9,6
	Точка С	—	—	—	0,4	2,4	4,7	11,2	9,8	14,1	17,4	9,4	2,4	28,2
	Точка D	—	—	—	—	—	0,2	1,5	4,0	9,3	19,6	14,8	3,5	47,1
2	Точка А	6,6	12,3	27,0	29,1	9,2	3,8	4,4	1,1	1,2	1,2	0,8	0,2	3,1
	Точка В	—	—	—	1,3	4,5	10,0	19,6	16,3	19,0	12,2	4,9	0,7	11,5
	Точка С	—	—	—	0,2	2,2	5,0	11,3	10,7	16,2	16,3	10,1	1,5	26,5
	Точка D	—	—	—	—	—	—	1,2	5,1	13,6	21,1	14,8	2,3	41,9
3	Точка А	7,0	7,0	15,8	32,2	18,8	5,5	7,4	2,0	1,8	2,0	0,7	0,7	5,1
	Точка В	—	—	2,4	6,0	10,7	11,0	38,4	9,3	8,7	6,2	1,4	0,9	5,0
	Точка С	—	—	0,3	1,4	5,4	5,3	22,4	10,4	11,5	12,6	6,2	1,2	23,3
	Точка D	—	—	—	—	—	—	0,6	2,7	7,1	17,3	11,8	6,0	54,5
4	Точка А	4,5	7,6	26,5	28,8	12,0	4,4	5,6	1,3	1,5	1,7	1,3	0,3	4,5
	Точка В	—	—	0,2	3,9	7,9	10,7	22,7	15,2	15,5	11,6	3,6	0,9	7,8
	Точка С	—	—	0,3	0,8	3,8	5,7	13,3	11,7	15,6	15,5	7,8	2,1	23,4
	Точка D	—	—	—	—	—	—	2,4	6,7	13,4	21,2	13,1	3,6	39,6

Розробка математичної моделі визначення середньозваженого розміру твердого в завантаженні кульового млина, що працює в замкненому циклі з односпіральним класифікатором

Найбільш точно масив сипкого матеріалу характеризує середньозважений розмір його компонентів. Його визначають як середнє гармонічне, зважене за усіма виходами фракцій. Результати розрахунків приведені в табл. 2. З даних табл.2 видно, що середньозважені розміри сипких продуктів також змінюються в значних межах.

В усталеному режимі замкненого циклу подрібнення руди масова продуктивність розвантаження кульового млина $Q_C = Q_A + Q_B$. Для нього буде справедливим баланс, наприклад готового класу, для односпірального класифікатора у вигляді

$$(Q_A + Q_B)\beta_C = Q_B\beta_B + Q_D\beta_D, \quad (1)$$

де Q_A, Q_B, Q_D — відповідно масові продуктивності кульового млина по руді, пісках і зливу класифікатора; $\beta_B, \beta_C, \beta_D$ — відповідно процентний вміст готового класу в пісках, розвантаженні млина і зливі класифікатора.

Таблиця 2. Середньозважені розміри зерен сипкого матеріалу у вихідному живленні кульового млина і пісках класифікатора та витрати пісків, розраховані за даними випробувань

Номер випробувань	Продуктивність кульового млина Q_A , т/год	Серед-ньозважений розмір зерен у вихідному живленні кульового млина d_A , мм	Серед-ньозважений розмір зерен в пісках класифікатора d_B , мм	Продуктивність пісків класифікатора Q_B , т/год
1	160	10,10	1,384	163,2
2	161	9,74	1,024	165,1
3	170	7,97	2,105	329,0
4	167,5	8,51	1,415	176,5

В рівнянні (1) в усталеному режимі роботи $Q_D = Q_A$. Тоді його можливо подати у вигляді

$$Q_A(\beta_D - \beta_C) = Q_B(\beta_C - \beta_B), \quad (2)$$

звідки

$$Q_B = \frac{(\beta_D - \beta_C)}{(\beta_C - \beta_B)} \cdot Q_A \quad (3)$$

Відповідно рівнянню (3) за даними випробувань і продуктивності кульового млина по руді можливо знаходити масову витрату пісків Q_B . Ці дані також занесені до табл.2. Масову витрату руди і пісків можливо ототожнити з масою їх проб. Тоді можливо за даними табл.1 і масовими витратами продуктів Q_A, Q_B у вихідному живленні млина і пісках знайти їх продуктивності за класами крупності, які занесені до табл.3. Підсумовуючи продуктивності в межах класів крупності, отримуємо загальну продуктивність твердого на вході кульового млина, представлену кожним класом. За цими даними і сумарною продуктивністю кульового млина знаходимо частку матеріалу кожної крупності в складі загальної витрати твердого, яка в табл.3 вираже-

на в процентах. Дані табл.3 розкривають структуру живлення кульового млина в межах кожного класу крупності, яка була визначена в результаті проведених випробувань. Дані табл.3 свідчать про те, що в структурі живлення кульового млина відбувалися зміни показників в достатньо широких межах. Так, серед 13 класів крупності в чотирьох продуктивність твердого змінювалася на 10...30%, у чотирьох класах крупності у 1,5 рази, у п'яти — в 2...2,5 рази. Це підтверджує неадекватність керуючих діянь на зміни умов живлення кульового млина рудою. З іншого боку, такі значні відхилення в умовах живлення кульового млина рудою дозволяють більш ефективно оцінити стан технологічного агрегату щодо формування узагальнених оцінок і перевірки їх адекватності.

Використовуючи дані табл.3 і сумарні продуктивності кульового млина по твердому, знайдемо тради-

Таблиця 3. Результати моделювання складу матеріалу на вході кульового млина

Номер випробування	Показники	Класи крупності матеріалу, мм												
		+20	+15	+10	+5	+3	+2	+0,8	+0,5	+0,3	+0,16	+0,07	+0,056	-0,056
1	Q_A , т/год	17,6	18,56	39,2	41,6	17,6	3,52	7,84	2,24	2,08	2,24	1,6	0,64	5,28
	Q_B , т/год	—	—	1,95	5,54	10,44	16,32	30,51	26,27	27,09	20,88	6,854	1,632	15,667
	$Q_A + Q_B$, т/год	17,6	18,56	41,158	47,149	28,045	19,84	38,358	28,515	29,171	23,129	8,454	2,272	20,947
	Частка матеріалу в живленні млина, %	5,445	5,742	12,735	14,588	8,6772	6,1386	11,868	8,8227	9,0257	7,1564	2,6158	0,703	6,4812
2	Q_A , т/год	10,626	19,803	43,47	46,851	14,812	6,118	7,084	1,771	1,932	1,932	1,288	0,322	4,991
	Q_B , т/год	—	—	—	2,146	7,429	16,51	32,359	26,911	31,369	20,142	8,089	1,1557	18,986
	$Q_A + Q_B$, т/год	10,626	19,803	43,47	48,997	22,241	22,628	39,443	28,682	33,01	22,074	9,3779	1,477	23,977
	Частка матеріалу в живленні млина, %	3,259	6,073	13,330	15,025	6,820	6,939	12,096	8,796	10,212	6,769	2,876	0,453	7,353
3	Q_A , т/год	11,9	11,9	26,86	54,74	21,76	9,35	12,58	3,4	3,06	3,4	1,19	1,19	8,67
	Q_B , т/год	—	—	7,896	19,74	35,203	36,19	126,336	30,597	28,623	20,398	4,606	2,961	16,45
	$Q_A + Q_B$, т/год	11,9	11,9	34,756	74,48	56,963	45,54	138,916	33,997	31,683	23,798	5,796	4,151	25,12
	Частка матеріалу в живленні млина, %	2,385	2,385	6,965	14,926	11,415	9,126	27,839	6,813	6,349	4,769	1,162	0,832	5,034
4	Q_A , т/год	7,5375	12,73	44,3875	48,24	20,1	7,37	9,38	2,1775	2,5125	2,8475	2,1775	0,5025	7,5375
	Q_B , т/год	—	—	0,353	6,883	13,943	18,885	40,065	26,828	27,357	20,474	6,354	1,5885	13,767
	$Q_A + Q_B$, т/год	7,538	12,73	44,74	55,123	34,043	26,255	49,445	29,005	29,87	23,321	8,531	2,091	21,304
	Частка матеріалу в живленні млина, %	2,191	3,701	13,006	16,024	9,896	7,632	14,374	8,432	8,683	6,780	2,480	0,608	6,193

ційним підходом середньозважену крупність продукту на вході технологічного агрегату. Такі дані по чотирьом випробуванням занесені до табл.4. З даних табл.4 видно, що середньозважений розмір твердого, знайдений традиційним підходом, у проведених випробуваннях змінюється значно у вузких межах порівняно з вмістом окремих класів крупності. Якщо окремі класи крупності або викликані ними продуктивності змінювалися навіть у 2...2,5 рази, то середньозважений розмір твердого мав відхилення лише на 28%. Отже, середньозважений розмір твердого є більш інтегрованою оцінкою матеріалу на вході технологічного агрегату.

Таблиця 4. Результати моделювання середньозваженої крупності матеріалу на вході кульового млина

Номер випробувань	Сумарна продуктивність млина $Q_A + Q_B$, т/год	Середньозважений розмір твердого d_{cp} , мм	
		Знайдений традиційним підходом	Визначений за середньозваженим розміром та продуктивністю вихідної руди і пісків
1	323,2	5,699452	5,699452
2	326,1	5,325546	5,325546
3	499,0	4,103534	4,103534
4	344,0	4,867533	4,867533

Застосуємо метод визначення середньозваженого розміру твердого на вході кульового млина через середньозважені оцінки вихідного живлення та пісків і їх продуктивності. При цьому можливо записати

$$d_{cp} = d_A Q_A / (Q_A + Q_B) + d_B Q_B / (Q_A + Q_B), \quad (4)$$

де d_{cp} — середньозважений розмір твердого на вході кульового млина; d_A, d_B — відповідно середньозважені розміри вихідної руди і пісків.

Середньозважені розміри твердого на вході кульового млина, знайдені за виразом (4), також приведені в табл.4. Порівнюючи середньозважені розміри твердого в табл.4, отримані за традиційним і запропонованим підходом, приходимо до висновку, що вони точно співпадають. Тому можливо стверджувати, що вираз (4) є математичною моделлю знаходження середньозваженої крупності твердого на вході кульового млина, який працює в замкненому циклі з односпіральною класифікатором.

Висновки та перспективи подальших досліджень

Згідно розробленій методиці в промислових умовах здійснено випробування замкненого циклу подрібнення руди на крупність продуктів, результати яких стали базою моделювання середньозваженої крупності твердого в завантаженні кульового млина. Отримана математична модель знаходження середньозваженої крупності твердого на вході кульового млина, який працює в замкненому циклі з односпіральною класифікатором, за визначеними продуктивностями і середніми розмірами часток дроблення і подрібнення у вихідній руді і пісках односпірального класифікатора.

Перспективою подальших розробок у даному напрямку є створення більш прогресивної системи автоматичного керування процесом подрібнення руди з врахуванням середньої крупності твердого на вході кульового млина.

ЛІТЕРАТУРА

1. Измельчение. Энергетика и технология / [Пивняк Г. Г., Вайсберг Л. А., Кириченко В. И. и др.]. – М. : Изд. дом “Руда и Металлы”, 2007. – 296 с.
2. Зверевич В. В. Основы обогащения полезных ископаемых / В. В. Зверевич, В. А. Перов. – М. : Недра, 1971. – 216 с.
3. Козин В. З. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках / Козин В. З., Троп А. Е., Комаров А. Я. – М. : Недра, 1980. – 333 с.
4. Автоматический контроль и регулирование технологических процессов на железорудных обогатительных фабриках / [Гончаров Ю. Г., Давидкович А. С., Гейзенблазен Б. Е., Гуленко Г. В.]. – М. : Недра, 1968. – 227 с.
5. Автоматизация управления обогатительными фабриками / [Кошарский Б. Д., Ситковский А. Я., Красноовец А. В. и др.]. – М. : Недра, 1977. – 525 с.
6. А. с. 1563757 СССР, МКИ В 02 С 25/00. Способ регулирования соотношения расходов потоков твердой и жидкой фаз в загрузке мельницы / Г. Г. Кононенко, В. В. Дядюра, В. Г. Дейнега, Ю. М. Кайгородцев (СССР). – № 4459214/23-33 ; заявл. 21.06.88 ; опубл. 15.05.90, Бюл. № 18.
7. А. с. 1526829 СССР, МКИ В 02 С 25/00. Способ автоматического управления соотношением расходов жидкой и твердой фаз потоков в загрузке мельницы / А. П. Савилов, Р. Р. Гилязов, М. С. Канафин, Е. А. Шатохин, В. И. Дмитриев (СССР). – № 44440582/23-33 ; заявл. 28.03.88 ; опубл. 07.12.89, Бюл. № 45.
8. А. с. 1688920 СССР, МКИ В 02 С 25/00. Способ управления плотностью пульпы в потоке на сливе барабана мельницы / В. И. Дмитриев, Д. А. Клименко, А. Л. Яровицын (СССР). – № 4728489/33 ; заявл. 14.08.89 ; опубл. 07.11.91, Бюл. № 41.
9. Моркун В. С. Адаптивные системы оптимального управления технологическими процессами / Моркун В. С., Цокуренок А. А., Луценко И. А. – Кривий Рог : Минерал, 2005. – 261 с.
10. Купін А. І. Інтелектуальна ідентифікація та керування в умовах процесів збагачувальної технології / Купін А. І. – Кривий Ріг : Вид-во КТУ, 2008. – 204 с.
11. Поркуян О. В. Керування нелінійними динамічними об'єктами збагачувальних виробництв на основі гібридних моделей Гамерштейна : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня докт. техн. наук : спец. 05.13.07 “Автоматизація процесів керування” / О. В. Поркуян. – Кривий Ріг, 2009. – 36 с.
12. Herbst J. A. Modern Control Theory Applied to Crushing. Part 1: Development of a Dynamic Model for Cone Crusher and Optimal Estimation of Crusher Operating Variables / J. A. Herbst, A. E. Oblad // Proc. of the 1st JFAC Symposium on Automation for Mineral

- Resource Development. – Pergamon Press, Oxford, 1986. – P. 301–307.
13. Herbst J.A. Optimal Control of Communion Operations / J. A. Herbst, F. A. Alba, W. T. Pate, A. E. Oblad // International Journal of Mineral Processing. – 1988. – Vol.22. – №1–4. – P. 275–296.
14. Herbst J. A. Model-based control of mineral processing operations / J. A. Herbst, W. T. Pate, A. E. Oblad // Powder Technology. – 1992. – Vol.69. – P. 21–32.
15. SCADA TRACE MODE в АСУТП обогащения руды Северного ГОКа [Электронный ресурс]. – <http://www.tracemode.ua>.
16. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых / [Морозов В. В., Топчаев В. П., Улитенко К. Я. и др.]. – М. : Изд. дом «Руда и Металлы», 2013. – 512 с.
17. Иванов А. Б. Перспективные направления автоматизации процессов дробления и измельчения руды / А. Б. Иванов, В. Н. Куваев, Я. Г. Куваев // Горный журнал. – 2010. – №11. – С.74–76.
- мельчения и классификации в современных АСУТП / К. Я. Улитенко // Обогащение руд. – 2008. – №1. – С.35–42.
19. Кондратець В. О. Оптимізація прогнозування розрідження пульпи у кульових млинах при змінній витраті води в піски класифікатора / В. О. Кондратець, А. М. Мацуй // Вісник Житомирського державного технічного університету. Серія: Технічні науки. – 2017. – №1 (79). – С. 171–181.
20. Козин В. З. Опробование минерального сырья / Козин В. З. – Екатеринбург : Изд-во Урал. гос. горного ун-та, 2011. – 316 с.
21. Клейн М. С. Опробование и контроль технологических процессов обогащения / М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина. – Кемерово : КузГТУ, 2012. – 131 с.
22. Младецкий І. К. Випробування і контроль в процесах збагачення корисних копалин / І. К. Младецкий, П. І. Пілов. – Дніпропетровськ : НГУ, 2005. – 155 с.
23. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость / Козин В. З. – Екатеринбург : Изд-во Урал. гос. горного ун-та, 2008. – 312 с.
18. Улитенко К. Я. Управление водными режимами из-

пост. 20.10.2017