Центральноукраїнський національний технічний університет
Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Міністерство освіти і науки України

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

МАЦУЙ АНАТОЛІЙ МИКОЛАЙОВИЧ

УДК 001.57:681.542.35:681.5.015

МЕТОДОЛОГІЧНІ ЗАСАДИ ЕНЕРГОЕФЕКТИВНОГО ІНВАРІАНТНОГО КЕРУВАННЯ ПОДРІБНЕННЯМ-КЛАСИФІКАЦІЄЮ РУД НА ОСНОВІ НЕПРЯМИХ ПРОГНОСТИЧНИХ ОЦІНОК ХАРАКТЕРИСТИК СИРОВИНИ ТА ОБЛАДНАННЯ

05.13.07 – Автоматизація процесів керування

Дисертація на здобуття наукового ступеня
доктора технічних наук

ДОДАТКИ

Кривий Ріг – 2021

ЗМІСТ ДОДАТКІВ

Додаток А. Особливості рудопідготовки в конкретному родовищі для кульових млинів замкненого циклу з механічним односпіральним класифікатором 395

Додаток Б. Забезпечення теоретичного дослідження процесів класифікації та контролю параметрів механічного односпірального класифікатора при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання 396

Додаток Б.1. Особливості і деякі аспекти розвитку теорії механічного односпірального класифікатора 396

Додаток Б.2. Огляд розвитку засобів вимірювання циркулюючого навантаження в замкнених циклах кульового подрібнення руд 404

Додаток Б.3. Метод моделювання визначення об’єму пісків в міжвитковому просторі спіралі механічного односпірального класифікатора 406

Додаток Б.4. Можливість моделювання нижньої частини піскового матеріалу в міжвитковому просторі спіралі механічного односпірального класифікатора аналітичним шляхом 414

Додаток Б.5. Врахування крайових ефектів при моделюванні розташування пісків 421

Додаток Б.6. Моделювання формування піскового потоку у пісковому жолобі механічного односпірального класифікатора 423

Додаток Б.7. Математичне моделювання зв’язку об’єму і висоти сипкого матеріалу у конічних бункерах 430

Додаток Б.8. Вплив похибок на результати вимірювання об’єму пісків при спрацюванні робочих елементів спіралі 438

Додаток Б.9. Основні теоретичні положення методу вимірювання середньозваженої крупності піскового продукту механічного односпірального класифікатора 439

Додаток Б.10. Обґрунтування підходу передачі інформації з обертової частини об’єкта на нерухому стосовно кульових млинів і механічних односпіральних класифікаторів 449

Додаток В. Інформаційне забезпечення кульового млина при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання 454

Додаток В.1. Особливості оптимізації вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода в кульовому млині 454

Додаток В.2. Оптимізація вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода в кульовому млині, що переробляє руду з пісками механічного односпірального класифікатора 459

Додаток В.3. Визначення базових параметрів подрібнення самої дрібної руди конкретного технологічного різнотипу в кульовому млині і таких же параметрів для руди довільної крупності 463

Додаток В.4. Характеристика підходів оцінювання стану кульового завантаження млинів, що працюють у замкненому циклі з механічним односпіральним класифікатором першої стадії подрібнення руди 467

Додаток В.5. Основні наукові підходи методу непрямого прогностичного оцінювання стану оптимального кульового завантаження млина, що подрібнює руду на збагачувальних фабриках 471

Додаток В.6. Дослідження впливу параметрів на величину корисно витраченої енергії при подрібненні руди 476

Додаток В.7. Характеристика математичних моделей в’язкості пульпи при подрібненні руди кульовими млинами 478

Додаток В.8. Особливості в’язкості пульпи як технологічного параметра 480

Додаток В.9. Доведення адекватності реальній в'язкості пульпи параметру, визначеному за запропонованою залежністю 484

Додаток В.10. Базові положення розташування кульового завантаження в рудорозмельних кульових млинах і гіпотеза щодо структурних особливостей пульпи з точки зору її в'язкості 487

Додаток В.11. Моделювання кінетики подрібнення руди в кульовому млині МШЦ 4,5×6,0 492

Додаток В.12. Моделювання проходження пульпи вздовж барабана млина МШЦ 4,5×6,0 з осередненим мололльним середовищем 495

Додаток В.13. Розрахунки режимів руху пульпи в барабані млина при різному розташуванні кульового завантаження 501

Додаток В.14. Дослідження характеристик дробленого матеріалу і умов руйнування твердого дрібними кулями 505

Додаток В.15. Аналіз ефективності подрібнення руди в двох граничних зонах – на вході і виході кульового млина 509

Додаток В.16. Теоретичне дослідження первинного перетворювача енергоефективності руйнування руди в кульовому млині з високим рівнем зливу пульпи 514

Додаток В.17. Функціональна схема реалізації автоматичного контролю енергоефективності подрібнення руди кульовим млином з низьким рівнем зливу пульпи 518

Додаток Д. Оптимальний склад і обсяг кульового завантаження та його стабілізація при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд 523

Додаток Д.1. Обґрунтування параметрів оцінювання енергоефективності подрібнення руди в кульових млинах 523

Додаток Д.2. Оптимізація використання енергії в кульовому млині як керованому об'єкті при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд 528

Додаток Д.3. Аналіз роботи кульового млина першої стадії подрібнення руди в умовах спрацювання його робочих поверхонь 536

Додаток Д.4. Обґрунтування типу куль при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд і заходи, які необхідно реалізувати для переведення функціонування кульового млина першої стадії подрібнення руди на новий якісно вищий рівень 545

Додаток Д.5. Аналіз впливу факторів на спрацювання куль 551

Додаток Д.6. Моделювання характеристик крупності кульового завантаження при однорозмірних кулях 551

Додаток Д.7. Аналіз використання суміші різнорозмірних куль 555

Додаток Д.8. Отримання оптимального кульового завантаження млина для енергоефективного подрібнення руд 556

Додаток Д.9. Оцінка впливу мололього середовища на подрібнюваний матеріал і можливість використання нових форм подрібнювальних тіл 565

Додаток Д.10. Формування оптимального мололього середовища з підвищеною енергетичною ефективністю подрібнення руд кульовими млинами 569

Додаток Д.11. Перевірка запропонованого кульового завантаження млина МШЦ 4,5×6,0 на оптимальність 575

Додаток Д.12. Аналіз підходів стабілізації оптимального складу кульового завантаження млина в першій стадії подрібнення руди 577

Додаток Д.13. Теоретичне дослідження стабілізації оптимального складу кульового завантаження млина при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання 581

Додаток Д.14. Реалізація запропонованої математичної моделі визначення корисно витраченої енергії на подрібнення руди в кульовому млині 590

Додаток Д.15. Два підходи побудови завантажувальних пристроїв і результати фізичного моделювання багатоструминного магазинного кульового завантажувального пристрою млинів першої стадії подрібнення руди 593

Додаток Е. Забезпечення теоретичних досліджень і розроблення систем енергоефективного інваріантного керування подрібненням руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання 596

Додаток Е.1. Обґрунтування типу автоматизованої системи, що здійснює стабілізацію густини пульпи у пісковому жолобі механічного односпірального класифікатора 596

Додаток Е.2. Визначення параметрів асинхронного електричного двигуна змінного струму і тиристорного перетворювача 597

Додаток Е.3. Доведення необхідності зміни підходу завантаження кульового млина рудою, що працює у замкненому циклі з механічним односпіральним класифікатором 601

Додаток Е.4. Практичний приклад розрахунку часу подрібнення більш крупної руди і розрідження пульпи на вході кульового млина 604

Додаток Е.5. Передаточні функції асинхронного електродвигуна змінного струму і тиристорного перетворювача частоти 605

Додаток Е.6. Критерій оцінювання енергоефективності подрібнення руди в кульовому млині 607

Додаток Е.7. Обґрунтування необхідності адаптації інваріантної системи до прослизання кульового завантаження і збільшення діаметра барабана в наслідок спрацювання футеровки 609

Додаток Е.8. Аналіз циклового керування в радіометоді 611

Додаток Ж. Оціночні розрахунки показників ефективності від використання комплексу систем енергоефективного інваріантного

керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання 618

Додаток З. Розрахунок економічної ефективності від використання результатів науково-дослідних робіт за тематикою дисертації (ПрАТ "Полтавський ГЗК") 625

Додаток И. Довідка про використання результатів науково-дослідних робіт за тематикою дисертації (ПрАТ "Полтавський ГЗК") 628

Додаток К. Випробування розроблених технічних засобів та впровадження одержаних наукових результатів 632

Додаток К.1. Акт відомчих випробувань системи автоматичної стабілізації оптимального складу мололього середовища в технологічному агрегаті 632

Додаток К.2. Акт відомчих випробувань системи енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання 636

Додаток К.3. Акт відомчих випробувань датчика середньозваженого розміру пісків механічного односпірального класифікатора та розвантаження кульового млина, що подрібнює вихідну руду з пісками класифікатора 640

Додаток К.4. Акт відомчих випробувань датчика контролю енергоефективності руйнування (концентрації) руди в кульовому млині 644

Додаток К.5. Акт відомчих випробувань радіометоду передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі 648

Додаток К.6. Довідка про використання результатів НДДКР у навчальному процесі 651

Додаток К.7. Довідка про використання результатів дисертації в навчальному процесі 654

Додаток Л. Інформаційні повідомлення про отримання патентів та підтримання їх чинності за темою дисертації 655

Додаток Л.1. Інформаційне повідомлення 655

Додаток Л.2. Інформаційне повідомлення 658

Додаток М. Список публікацій здобувача 660

Додаток А

Особливості рудопідготовки в конкретному родовищі для кульових млинів замкненого циклу з механічним односпіральним класифікатором

В процесі рудопідготовки в кульовому млині взаємодіють два середовища – руда з пісками і кульове завантаження з футеровкою. Обидва середовища сильно впливають на процес подрібнення. Спочатку розглянемо особливості руди. В одному кар'єрі збагачувальної фабрики виокремлюють кілька технологічних різнотипів руд. На сьогодні не існує конкретних підходів щодо переробки руд. В останні роки почали з'являтися публікації щодо виокремлення окремих ґатунків руд, їх розпізнавання і формування рекомендацій. Однак здійснити в умовах кар'єра таку селективну підготовку руд в найближчі роки не можливо. Тому вчені і практики приходять до висновку, що необхідно складати суміші з близьких за властивостями руд і розглядати їх як окремі технологічні різнотипи. На більшості залізорудних комбінатів виокремлюють два технологічні різнотипи руд, які переробляють на окремих фабриках або спеціально виділених секціях. При цьому враховують окремі особливості руд – міцність, вміст магнітного заліза, величина вкрапленості корисного компоненту. Деякі руди настільки відрізняються текстурою, що до них необхідно застосовувати попереднє дрібне дроблення і попереднє сухе магнітне збагачення дробленого продукту з метою скидання значної частки руди, що не містить корисного компоненту та підвищення при цьому його вмісту.

Отже, нині у кожному випадку приймають свою схему підготовки сировини до подрібнення в першій стадії. Однак можливо стверджувати, що кульовий млин здебільшого в якості технологічної сировини завантажують рівномірно створену суміш близьких різнотипів руд, які мають близькі характеристики. Сучасні накопичувальні бункери дозволяють отримувати якісно осереднену за середньозваженою крупністю суміш, розмір якої має тенденцію до зростання при спрацюванні футеровки дробильного обладнання.

Додаток Б

Забезпечення теоретичного дослідження процесів класифікації та контролю параметрів механічного односпірального класифікатора при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

Додаток Б.1

Особливості і деякі аспекти розвитку теорії механічних односпіральних класифікаторів

Відома теорія механічних класифікаторів, запропонована на початку 60-х років минулого століття Олевським В.А., занадто проста. Відповідно їй розділення часток твердого за крупністю пояснюється різною швидкістю їх падіння в пульпі. Дрібні частки твердого не встигають випасти нижче рівня зливу і виносяться течією, а крупні випадають на дно. Вказується, що розділення матеріалу вздовж вертикалі ванни класифікатора відбувається не в однакових умовах. Верхня частина пульпи більш розріджена, а в її нижній частині відбувається масове стіснене осадження мінеральних зерен. Тому теорія розділення зерен відповідно швидкості вільного падіння не може повністю пояснити процес класифікації. За цілим рядом причин ця теорія виявляється зовсім незадовільною. Висновки, які слідують з неї часто вступають у протиріччя з експериментальними даними. Розробляються спроби удосконалення гідравлічної теорії класифікації Авершиним (1958р.), Бокштейном (1960р.), Ушковим (1964р.) та іншими. Грінман і Блях (1964, 1966 рр.) приходять до висновку, що головним процесом класифікації є перемішування, а гідродинамічні течії є другорядними і ними можливо знехтувати. З цих позицій вони розвивають гідравлічну теорію класифікації, яка конкретизує ряд положень. Зокрема, вони встановили, що розмір граничного зерна визначається інтенсивністю перемішування та глибиною класифікатора. При більш інтенсивному перемішуванні або меншій глибині басейна гранулометричний склад зливу стає

значно грубішим. Виділивши в головний механізм класифікації перемішування пульпи, його практично ніхто не розвивав, не знаходив математичних моделей.

Працюючи над підвищенням енергоефективності подрібнення руди в кульовому млині поряд з розв'язанням інших завдань необхідно покращити ефективність розділення подрібненого продукту в МОК, оскільки вона нині складає 35…65%.

Теоретичні дослідження слід розпочати з входження вихідного потоку (розвантаження кульового млина) в класифікатор і початкове розділення його на піскову і загальну частину. Результати таких досліджень розглянуті на прикладі МОК 1КСН-30, який отримав найбільш широке розповсюдження на збагачувальних фабриках України. Рух потоку живлення при незаповненому пульпою класифікаторі можливо подати таким чином.

Корпус МОК 1КСН-30 являє собою прямокутний резервуар шириною 3,2 м, довжиною 12,5 м, що встановлюють під кутом 18°30′ до горизонту. Висота зливного порога в нього складає 2,5 м (передня стінка). Пісковий поріг розташований протилежно, являє собою низьку задню стінку. Спіраль виконано двозахідною зовнішнім діаметром 3 м, внутрішнім 2,4 м, довжиною 12,1 м і кроком 1,8 м. Обертається спіраль звичайно з швидкістю 0,05 об/с (3 об/хв.). Дзеркало пульпи має протяжність близько 7,8 м. Вихідне живлення подається у бічне вікно корпуса шириною 0,5 м, яке розташоване на відстані 4,5 м від зливного порога.

Вихідне живлення, введене у бічне вікно корпуса, може рухатись практично лише в умовно створеному "жолобі" з поперечним перетином у вигляді сегмента з внутрішнім радіусом витка 1,2 м, нахиленому до горизонту під кутом 18°30′. Цей умовно створений "жолоб" має оптимальний поперечний перетин за формою і забезпечує найменші втрати. В якості "стінок" у ньому слугує пульпа, що забезпечує найменше значення коефіцієнта шорсткості. У ці умовні "стінки" через 0,9 м вписуються внутрішні крайки робочих елементів спіралі, що створюють виток. В нижній частині спіралі створюються чарунки висотою, що дорівнює радіальному розміру робочих елементів hPE (наближено

0,3 м). Як ці чарунки, так і бічні кишені, створені витками спіралі над нижньою точкою “жолоба”, заповнюються матеріалом вихідного живлення. Вихідне живлення неперервно взаємодіє з спіраллю, яка обертається і формує фактори впливу на пульпу. Обертові рухи спіралі практично не впливають на стан “жолоба”. В працюючому класифікаторі “жолоб” заповнений пульпою, але її густина менша густини вихідного живлення. Враховуючи, що вихідне живлення має велику густину 2200...2400 кг/м3, значну початкову швидкість, а переміщення здійснюється вздовж нахиленого “жолоба” , його потік, не дивлячись на заповнене русло, рухається з досить високою швидкістю. Ще з більшою швидкістю буде переміщуватись потік вихідного живлення якщо умовно вважати корпус класифікатора незаповненим пульпою.

Потік пульпи, що вільно рухається вздовж спіралі, є зависенесучим. Його русло слід рахувати таким, що піддається розмиву, тобто при певних швидкостях може насичуватись зваженими частинками, які створюють русло. У такому руслі частинки твердого позбавлені сил зчеплення між собою, тому можуть захоплюватись потоком і транспортуватись ним. Таке русло може і приймати частинки твердого з потоку у певних ситуаціях.

Пульпа рухається у турбулентному режимі, який характеризується інтенсивністю турбулентності у різних напрямках, масштабом турбулентності та спектром турбулентності. Найбільш часто у турбулентних потоках враховують поперечні пульсації швидкостей. Величина пульсацій поперечної швидкості має у середньому той же порядок, що і величина пульсаційної поздовжньої швидкості. Ці величини є залежними одна від одної.

Завдяки дії поперечних пульсаційних швидкостей турбулентний потік у часі може поступово насичуватись частинками твердого на все більшу висоту. Цей процес насичення турбулентного потоку твердим повинен продовжуватись до певної межі, після якої степінь насичення потоку твердим, що захоплюється з русла, стабілізується. Після стабілізації об’єми гідросуміші та об’єми твердого, що за нескінченно короткий проміжок часу піднімаються у потік і опускаються до русла через довільно взятий горизонтальний перетин, виявляються однаковими.

Об’єм твердого, що піднімається потоком з русла, виходить таким, що дорівнює об’єму твердої фази, яка випадає з потоку у русло. Після стабілізації концентрація твердого, що знаходиться у потоці, завжди зменшується у напрямку від дна до вільної поверхні потоку.

Інтенсивність пульсації швидкостей у випадку безнапірних потоків зменшується при віддаленні від дна потоку. Рахують, що для вільної поверхні спокійних потоків поперечна пульсаційна швидкість практично дорівнює нулю. Тому у таких потоках відбувається розшарування на паралельні вздовж вертикалі потоки з різною крупністю і концентрацією частинок твердого. При цьому більш крупні частинки знаходяться у нижніх шарах потоку. Так рухається вільний потік пульпи вздовж спіралі.

При заповненні ванни класифікатора пульпою вихідне живлення змінює свої характеристики, оскільки на нього починають впливати обмеження з боку навколишнього середовища, що оточує потік.

Навколишнє середовище, що оточує потік, впливає на нього тиском, який визначається густиною та рівнем пульпи у ванні класифікатора. Схема впливу пульпи на потік показана на рис.Б.1.1. На підставі рис.Б.1.1 можемо записати

$$H_C = H_П \cos\alpha - L_{AB} \sin\alpha, \qquad (Б.1.1)$$

де H_C – частка рівня пульпи над потоком, яка не змінюється;

$H_П$ – висота порога класифікатора;

L_{AB} – довжина активної частини ванни;

α - кут нахилу корпуса класифікатора до горизонталі.

Змінний рівень пульпи

$$H_υ = X \sin\alpha, \qquad (Б.1.2)$$

де $H_υ$ – змінне значення рівня пульпи від постелі на днищі класифікатора;

X – змінна координата за напрямом OA.

Дно “русла” проходить через внутрішні крайки робочих елементів витків спіралі. Тому змінний рівень пульпи від дна русла буде дорівнювати

$$H_{\upsilon P} = H_{\upsilon} - h_{PE}\cos\alpha = X\sin\alpha - h_{PE}\cos\alpha, \qquad (Б.1.3)$$

де h_{PE} – висота робочого елемента спіралі.

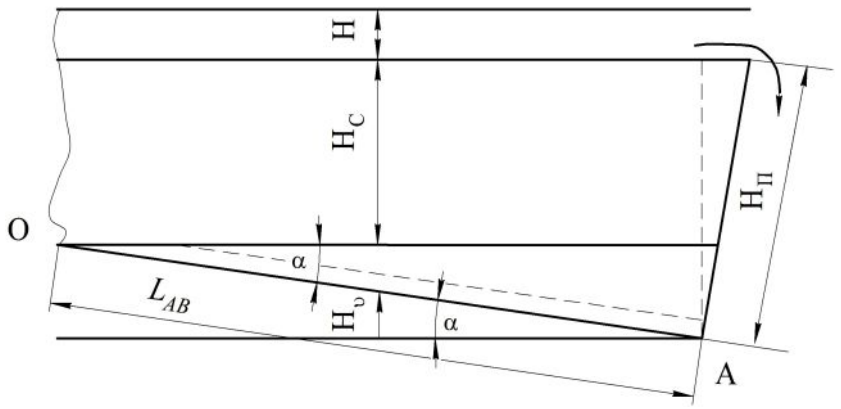


Рис. Б.1.1. Схема впливу пульпи на потік вихідного живлення у класифікаторі

Рівень пульпи відносно дна русла буде дорівнювати (рис. Б.1.1)

$$H_P = H_{\upsilon P} + H_C + H, \qquad (Б.1.4)$$

де H_P – рівень пульпи відносно дна русла;

H – рівень пульпи над порогом класифікатора, який залежить від витрати вихідного живлення.

З врахуванням (Б.1.1) і (Б.1.3) отримаємо

$$H_P = H + \left[(H_П - h_{PE})\cos\alpha - L_{AB}\sin\alpha\right] + X\sin\alpha. \qquad (Б.1.5)$$

З рівняння (Б.1.5) видно, що рівень пульпи відносно русла визначається конструктивними сталими класифікатора (другий доданок), змінною H, яка варіює порівняно у вузьких межах (перший доданок), та змінною, що залежить від віддалення координати визначення рівня від точки завантаження вихідного живлення. З врахуванням параметрів класифікатора 1КСН-30 рівняння (Б.1.5) можливо подати у вигляді

$$H_P = 0{,}8085 + 0{,}3173X, \qquad (Б.1.6)$$

де X змінюється від 0 до 4,5 м.

Стовп пульпи, що визначається залежністю (Б.1.6), створює тиск на потік вихідного матеріалу, який залежить від густини пульпи. Для класифікатора найбільш імовірне значення середньої густини пульпи може знаходитись у межах

1600…1800 кг/м^3. Залежності рівня і тиску пульпи у функції віддалення від точки завантаження вихідного матеріалу приведені на рис.Б.1.2. З рис.Б.1.2 видно, що рівень пульпи (залежність 1) вздовж класифікатора змінюється у значних межах. Його початкове значення у точці завантаження вихідного живлення складає 0,8 м. З наближенням до зливного порога він зростає і приймає найбільше значення 2,2 м. Отже, біля порога рівень пульпи збільшується практично у три рази. Пульпа здійснює відчутний тиск на вхідний матеріальний потік. Особливо значну величину він складає після двох метрів від точки завантаження.

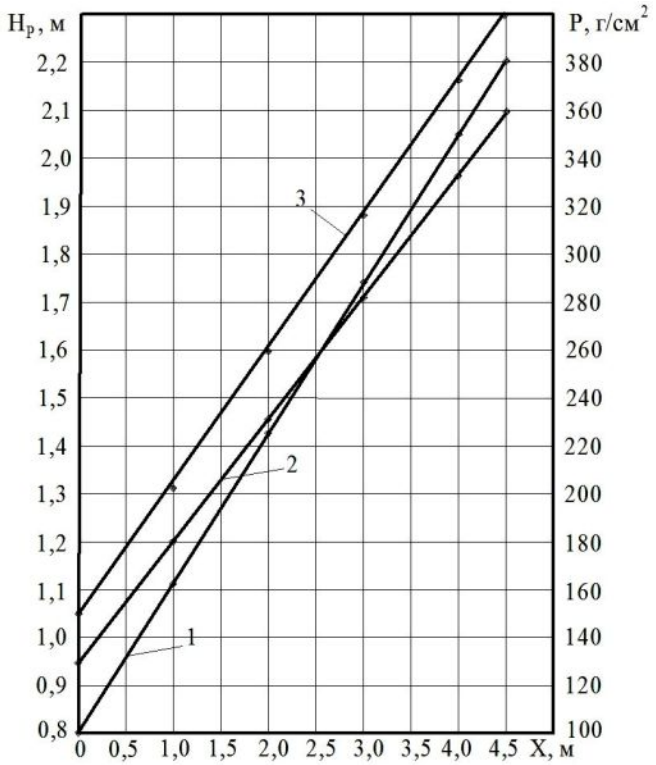


Рис. Б.1.2. Залежність параметрів пульпи над потоком вхідного матеріалу:
1 – рівня; 2 – тиску при густині 1600 кг/м^3; 3 – тиску при густині 1800 кг/м^3

З ростом густини пульпи у класифікаторі ситуація ще більш ускладнюється. Біля порога наднормальний тиск може досягати практично 0,5 атмосфери. Такий силовий вплив на вихідний матеріал приводить до зменшення поперечних пульсацій турбулентного потоку і навіть до практично повного їх припинення при наближенні до порогової зони. Це сприяє інтенсивному переходу крупних фракцій твердого у простір між витками спіралі.

Крім того, при надходженні вихідного живлення у зону, що прилягає до зливного порога, починає накопичуватися пульпа. Потік вихідного живлення має значний повний напір, тому він вклинюється у практично стоячий масив пульпи,

гасить свою швидкість і при відсутній турбулентності практично швидко звільняється від крупного твердого. Все поступаючий новий матеріал витісняє більш легший, що звільнився від крупного твердого. Він піднімається у ванні класифікатора. Більш важкий матеріал відносно верхніх шарів пульпи розтікається у горизонтальній площині, заповнюючи весь простір над рухомим вихідним потоком пульпи і в межах спіралі. На цей, звільнений від самих крупних фракцій твердого, матеріал впливають витки спіралі, продовжуючи процес відділення дрібних фракцій від більш значних за розмірами. Ці більш значні за розмірами частинки крупного, які повинні попасти у піски, осідають над поверхнею рухомого вхідного потоку вихідного живлення і в процесі складного руху потрапляють у пісковий продукт. Ті частинки цих фракцій крупності, які осідають у межах спіралі поза руслом, відразу попадають у пісковий продукт.

При обертанні спіралі класифікатора вздовж її робочих елементів під “руслом” потоку діють вектори швидкості, під впливом яких дрібні частинки твердого з пісків переміщуються у пульпу. Отже, витки спіралі не лише переміщують піски, а і сприяють їх звільненню від дрібних фракцій твердого. Особливо це характерно для затопленої зони, що знаходиться над точкою введення вихідного живлення. Після точки завантаження пульпи у класифікатор витки спіралі разом з сформованими раніше пісками транспортують і частину готового продукту. На ділянці від точки завантаження до кінця дзеркала пульпи відбувається відділення дрібного твердого від крупного, тобто доочищення пісків від готового продукту. Не дивлячись на ефективну дію векторів швидкості вздовж робочих елементів, все ж таки у пісках залишається певна кількість готового продукту, який необхідно було б направити у злив.

Піски, які знаходяться у межах водяної ванни класифікатора, являють собою крупнозернисту пульпу високої густини. При виході з водного середовища під дією спіралі вони обезводнюються, оскільки тут умови співпадають з дренуванням, а тривалість операції у 2-3 рази довша, ніж в ковшових елеваторах. Завдяки цьому у спіральних класифікаторах існує механізм самостабілізації вологи пісків. Пісковий матеріал достатньо рівномірний і відносно крупний за

розміром, його середня крупність може бути близькою до 1,5 мм. Обезводнення пісків здійснюється за рахунок зміни плівкової, капілярної і гравітаційної вологи. Аналіз показує, що волога пісків в основному визначається проміжками між твердим, які зайняті водою, оскільки спіраль діє зі значним зусиллям на матеріал при транспортуванні його на позицію розвантаження. Якщо подати піски сферичними частинками однакового розміру, то коефіцієнт розпушування не буде залежати від діаметра і складає незмінну величину 1,3514. Тоді об'єм проміжків, які можуть бути зайняті водою, відносно маси твердого густиною 3300 кг/м^3 складе 9,6215%, тобто піски будуть мати таку вологу. Це дуже ідеалізований варіант. Реально піски можливо подати сферичними частинками різної крупності. Проміжки між кулями однакового розміру складають 26%, а для суміші різнорозмірних куль цей показник становить 38%. Тобто, якщо піски подати сферичними різнорозмірними частинками, то отриманий показник буде 15,6636%. Тому слід очікувати значення вологи в межах цих величин, можливо ближче до 9,6215%, оскільки піски достатньо рівномірні за крупністю. Експериментально отриманий у виробничих умовах показник складає 11,3533%, 12,0176%, 11,9478%, 11,7775% для різних збагачувальних секцій. Розсіювання отриманих значень є наслідком дії ряду факторів, які в експериментах повністю виключити не можливо. Тому можливо стверджувати, що відносний вміст вологи в пісках спіральних класифікаторів є величиною практично незмінною, характерною для певного родовища корисних копалин.

Отже, можливо стверджувати, що теорія класифікації в МОК має недоліки, які стримують ефективність розділення твердого. Тому доцільно відшукувати шляхи покращення цього показника автоматичним керуванням розділення твердого в цьому технологічному агрегаті.

Додаток Б.2

Огляд розвитку засобів вимірювання циркулюючого навантаження в замкнених циклах кульового подрібнення руд

Засоби вимірювання циркулюючого навантаження в замкнених циклах подрібнення-класифікації розробляються давно як вітчизняними, так і зарубіжними вченими. Одними з перших розроблялися пристрої непрямого вимірювання циркулюючого навантаження. Вони включають вимірювання струму електродвигуна класифікатора або його активної потужності. Точність цих засобів низька в наслідок впливу стану спіралі, постелі, підшипників спіралі, редуктора, електродвигуна. Удосконалення цих пристроїв шляхом визначення змінної складової або врахування додаткових параметрів, встановлення пружних елементів дозволяють підвищити точність визначення циркулюючого навантаження, але вона залишається недостатньою.

Практично в цей же час і дещо раніше запропоновані пристрої, які беруть свій початок з США, що засновані на безпосередньому неперервному зважуванні конвеєра або піскового жолоба класифікатора, якими піски подаються до кульового млина. Дані пристрої складні і громіздкі. Вони мають низьку точність вимірювання циркулюючого навантаження в наслідок налипання матеріалу та ремонтних змін ваги.

Більш точними виявилися пристрої, які вимірюють пісковий потік безпосередньо в пісковому жолобі класифікатора. Першим з них був пристрій з зануреною в потік зірочкою що обертається за допомогою двигуна постійного струму. Однак точність тут також невисока, оскільки на показання впливає розрідженість пульпи, її нерівномірність, стан зірочки та інше. Крім того, попадання скрапу або сторонніх предметів може приводити до аварійних режимів в наслідок забивання піскового жолоба і виходу з ладу зупиненого дорогого електродвигуна. Ліквідує цей недолік пристрій, який дозволяє надійно вимірювати об’ємну витрату пульпи у пісковому жолобі шляхом сканування поверхні рухомого матеріалу.

В кінці 80^{-x} років минулого століття започатковані розрахункові методи визначення циркулюючого навантаження, які зафіксовані на рівні авторських свідоцтв СРСР. Запропоновані формули містять значну кількість параметрів, продукт оцінюється в межах спіралі класифікатора, але створюється запізнювання в наслідок введення інформації і складних обчислень. Підходи відрізняються громіздкістю і не забезпечують отримання точних результатів в наслідок експлуатаційної зміни деяких параметрів.

Пристрої, що розроблялися на початку нового століття, не дозволяють розв'язати задачу достатньо точно, оскільки спираються на застарілі методи вимірювання потужності або струму електродвигуна класифікатора. Вони дещо підвищують точність, але в основі залишаються з вже вказаними недоліками. Не дивлячись на це, вимушені і нині їх пропонувати для використання. Більш пізні роботи покращують характеристики скануючого пристрою і дозволяють вимірювати об'ємні витрати пульпи з похибкою ±(3…4)%.

Виходячи з актуальності даної проблеми слід відмітити, що за останні 25 років не з'явилося нових більш прогресивних підходів визначення циркулюючого навантаження, а попередньо розроблені засоби як технічні системи практично вичерпали свої можливості і їх удосконалити вже не можливо. Слід враховувати і те, що нині крім циркулюючого навантаження необхідно мати інформацію і про миттєві масові витрати пісків та інші параметри потоку. Встановити ці характеристики циркуляційного потоку на вході в пісковий жолоб можливо за допомогою непрямого прогностичного оцінювання витрати пісків МОК.

Отже, існуючі засоби вимірювання циркулюючого навантаження не відповідають вимогам точності. Тому необхідно розвивати новий підхід непрямого прогностичного оцінювання витрати пісків на основі матеріалу, що знаходиться у міжвитковому просторі спіралі, де відсутня його динаміка.

Додаток Б.3

Метод моделювання визначення об’єму пісків в міжвитковому просторі спіралі механічного односпірального класифікатора

Піски в класифікаторі розташовуються між двома витками двозахідної спіралі і постіллю, яка створена крупними фракціями пісків і має циліндричну поверхню. Піски класифікатора створюють складну форму і здійснють сходження при поступальному переміщенні витка спіралі, що обертається, вздовж циліндричної поверхні постелі. Під сходженням пісків класифікатора будемо мати на увазі їх об’ємну витрату при перевалюванні через розвантажувальний поріг.

Уявлення про витрату пісків класифікатора може дати розгляд їх у вертикальній і горизонтальній площинах. Розріз пісків у вертикальній площині, що проходить через вісь спіралі, показано на рис.Б.3.1.

З аналізу рис.Б.3.1 видно, що піски спірального класифікатора у вертикальній площині складають дві геометричні фігури, які практично незалежні. Тобто, можливо виконати декомпозицію пісків спірального класифікатора на відрізок циліндра 6 і геометричну фігуру 3, яка розташована над ними. При цьому надається можливість досліджувати окремо дані геометричні тіла, а потім, виконавши композицію, отримати загальний результат.

Відрізок циліндра 6 у вертикальній площині буде розповсюджуватись до відмітки h_C, яка дорівнює

$$h_C = \frac{B_C}{2}\sin\alpha, \qquad (Б.3.1)$$

де B_C – крок спіралі класифікатора; α – кут нахилу класифікатора до горизонту.

Верхня частина пісків класифікатора може розташовуватись на проміжку h_{max}-h_C (рис.Б.3.1). Найбільше значення рівня пісків дорівнює

$$h_{\max} = h_e \cos\alpha, \qquad (Б.3.2)$$

де h_e – висота змінного робочого елемента спіралі.

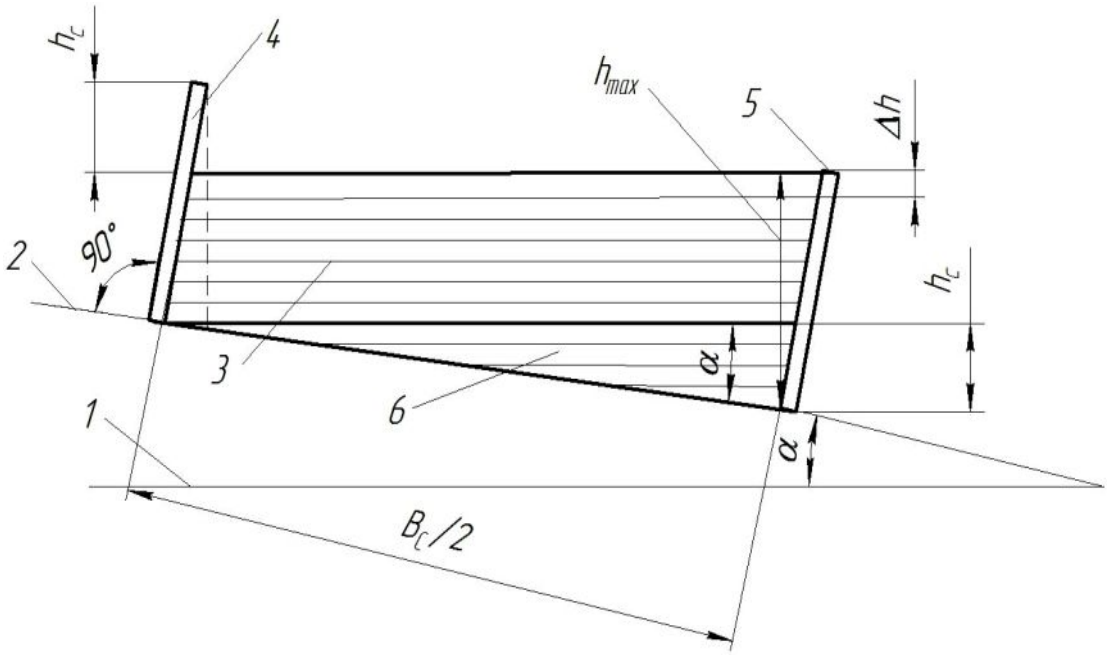


Рис. Б.3.1. Розріз пісків у вертикальній площині, що проходить через вісь обертання, при максимальному значенні рівня матеріалу:
1 – горизонталь; 2 – днище класифікатора; 3 – верхня частина пісків; 4,5 – відповідно передній і задній (подаючий) виток спіралі; 6 – нижня частина пісків; α – кут нахилу класифікатора до горизонталі

Поточне значення рівня піскового продукту h необхідно визначати від основи зовнішньої крайки робочого елемента заднього витка спіралі до горизонтальної площини розташування пісків. Оскільки горизонтальні перетини пісків класифікатора мають різну площу, то при моделюванні закономірностей розташування матеріалу вздовж нього необхідно враховувати об’єми продукту в елементарних шарах Δh (рис.Б.3.1) у вертикальній площині.

Нехтуючи кривизною спіралі на обмеженій ділянці і нахилом її робочих елементів до циліндричної поверхні постелі, зобразимо вид пісків між витками, які відповідають найбільшому значенню об’єму, у горизонтальній площині (рис.Б.3.2). При цьому рахуємо, що витки спіралі будуть знаходитись у площині, розташованій під кутом γ до її осі, яка з площиною, що проходить через вісь і паралельна днищу класифікатора, створює пряму АВ (рис.Б.3.2). Дана пряма є гіпотенузою прямокутного трикутника АВС, з якого

$$\gamma = arc\ tg \frac{4R_C}{B_C}, \qquad (Б.3.3)$$

де R_C – радіус спіралі, оскільки BC=2 R_C, AC= B_C/2.

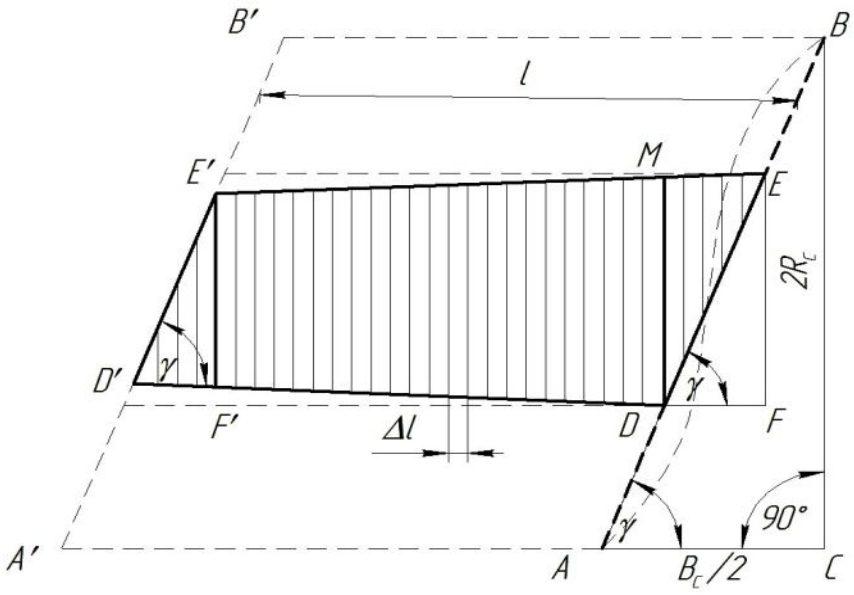


Рис. Б.3.2. Вид пісків між витками спіралі у горизонтальній площині при найбільшому їх значенні рівня

Пряма *DE*, яка є проекцією прямої *AB* на піски, належить плоскій геометричній фігурі *D′E′ED*, що являє найбільшу його горизонтальну поверхню. У геометричній фігурі *D′E′ED* основи *D′E′* і *DE* є прямими, а *D′D* і *E′E* – кривими, оскільки дана плоска горизонтальна фігура перетинає циліндричну поверхню, яка розташована під гострим кутом *α*. Зважаючи на те, що кривизна тут незначна, можливо рахувати *D′D* і *E’E* прямими лініями, а фігуру *D′E′ED* – трапецією. Найбільша площа трапеції *D′E′ED* відповідає найвищому рівню пісків *h* між витками спіралі, тобто, $h=h_{max}$. В процесі експлуатації рівень пісків *h* може змінюватись теоретично від 0 до h_{max}. Площі елементарних геометричних фігур довжиною *Δl* геометричної фігури *D′E′ED* вздовж осі спіралі *l* також є змінними. Площу трапеції *D′E′ED* можливо оцінювати на елементарних ділянках довжиною *Δl* вздовж осі спіралі (рис.Б.3.2). Врахування площ фігур, паралельних *D′E′ED*, та їх висот *Δh* дозволить визначати елементарні об’єми пісків вздовж його осі на окремих ділянках *Δl*.

Знайдемо параметри пісків МОК при висоті матеріалу в межах h_{max}-h_C, яку розділимо на однакові горизонтальні частини висотою *Δh* (рис.Б.3.1). Визначимо проекцію лінії контакту пісків з заднім витком спіралі при найбільшому рівні h_{max} матеріалу на площину, перпендикулярну осі обертання, розглянувши відповідний

вид на піски (рис.Б.3.3). З рис.Б.3.3 видно, що $OE=OF=R_C$, $GP=h_{max}=h_e\cos\alpha$, $OG=R_C-h_e\cos\alpha$. Тоді

$$GE = GF = \sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha\right)^2}\,, \qquad \text{(Б.3.4)}$$

а відшукуваний параметр дорівнює

$$FE = 2GF = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha\right)^2}\,. \qquad \text{(Б.3.5)}$$

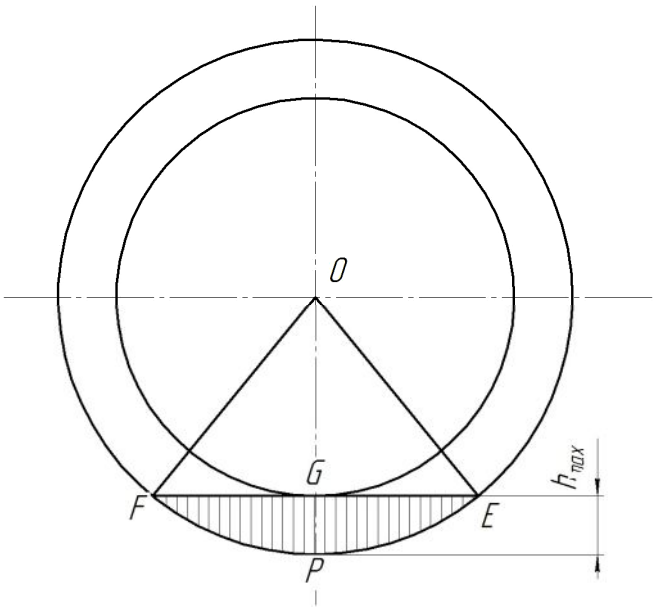


Рис. Б.3.3. Вид на піски МОК вздовж осі спіралі з боку його найбільших розмірів

Розміри хорд, які характеризують лінію контакту матеріалу з заднім витком спіралі, який знаходиться праворуч у міжвитковому просторі, можливо визначити аналогічно, враховуючи однакові елементарні відрізки Δh. Методика визначення довжини хорд витікає з рис.Б.3.4. Довжини хорд будуть дорівнювати

$$F_1E_1 = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + \Delta h\right)^2}\,, \qquad \text{(Б.3.6)}$$

$$F_2E_2 = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + 2\Delta h\right)^2}\,, \qquad \text{(Б.3.7)}$$

$$F_3E_3 = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + 3\Delta h\right)^2}\,, \qquad \text{(Б.3.8)}$$

……

$$F_CE_C = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_C\right)^2}\,. \qquad \text{(Б.3.9)}$$

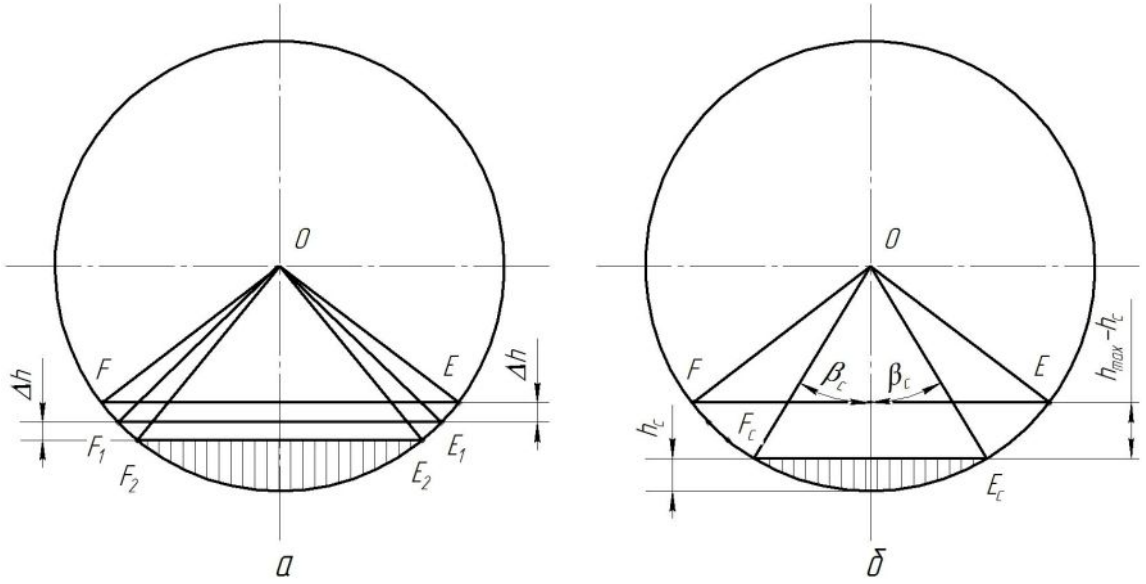


Рис. Б.3.4. Положення хорд кола, що відповідає діаметру спіралі класифікатора, при різних рівнях пісків між витками (а) і рівні, який дорівнює h_c (б)

Довжини ліній контакту пісків і заднього витка спіралі з боку більшого рівня матеріалу відповідно рис.Б.3.2 дорівнюють

$$DE = FE/\sin\gamma\,, \tag{Б.3.10}$$

$$D_1E_1 = F_1E_1/\sin\gamma\,, \tag{Б.3.11}$$

$$D_2E_2 = F_2E_2/\sin\gamma\,, \tag{Б.3.12}$$

$$D_3E_3 = F_3E_3/\sin\gamma\,, \tag{Б.3.13}$$

……

$$D_CE_C = F_CE_C/\sin\gamma\,. \tag{Б.3.14}$$

Розміри хорд, які характеризують лінію контакту матеріалу з переднім витком, який знаходиться ліворуч у міжвитковому просторі, можливо визначати, враховуючи, що він при найбільшому заповненні матеріалом залишається зверху вільним на висоті h_C (рис.Б.3.1). Тоді довжина хорди, що відповідає найбільшому завантаженню матеріалу, з врахуванням рис.Б.3.1 буде дорівнювати *FE* (Б.3.5), у якому вираз в круглих дужках зменшено на h_C, тобто

$$F'E' = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + h_C\right)^2}\,. \tag{Б.3.15}$$

Довжини інших хорд будуть дорівнювати

$$F_1'E_1' = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + h_C + \Delta h\right)^2}\,, \tag{Б.3.16}$$

$$F_2'E_2' = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + h_C + 2\Delta h\right)^2}\,, \qquad \text{(Б.3.17)}$$

$$F_3'E_3' = 2\sqrt{R_C^2 - \left(R_C - h_e\cos\alpha + h_C + 3\Delta h\right)^2}\,, \qquad \text{(Б.3.18)}$$

……

$$F_C'E_C' = 0\,.$$

Довжини ліній контакту пісків і витка спіралі з боку меншого рівня матеріалу відповідно рис.Б.3.2 дорівнюють

$$D'E' = F'E'/\sin\gamma\,, \qquad \text{(Б.3.19)}$$

$$D_1'E_1' = F_1'E_1'/\sin\gamma\,, \qquad \text{(Б.3.20)}$$

$$D_2'E_2' = F_2'E_2'/\sin\gamma\,, \qquad \text{(Б.3.21)}$$

$$D_3'E_3' = F_3'E_3'/\sin\gamma\,, \qquad \text{(Б.3.22)}$$

……

$D_c'E_c' = F_c'E_c'/\sin\gamma = 0$ – при визначенні об’ємів використовувати попереднє значення лінії контакту пісків і витка спіралі.

Визначення об’єму верхньої частини пісків вздовж l за окремими елементарними складовими Δl зводиться до знаходження площі фігур в межах конкретного вертикального стовпчика довжиною Δl з врахуванням усіх шарів матеріалу, перемноження їх на висоту Δh з наступним сумуванням результатів.

Горизонтальний розріз пісків на рівні h_C, де $F_C'E_C' = 0$, не входить у розрахунки верхньої частини пісків. З нього необхідно розпочинати розрахунки стосовно нижньої частини пісків МОК.

Моделювання нижньої частини пісків МОК є більш складним і його слід розпочинати з першої геометричної фігури горизонтального розрізу на стику двох згаданих частин, яка має форму параболи,обмеженої лінією контакту пісків і заднього витка D_CE_C. Далі форма фігур у перетинах пісків повторюється при зменшених розмірах, що відповідають довжині відповідних проекцій ліній контакту пісків і заднього витка. Проблемною тут є заміна парабол іншими більш простими геометричними фігурами і зміщення початків цих шарів відносно шарів верхніх пісків. Параболу з прямою заміняти трикутною формою недоцільно в

наслідок можливої суттєвої похибки. Більш виправданою може бути заміна параболічного елемента трапецоїдним. При цьому одночасно з'являється можливість і узгодження початку даної геометричної фігури з початком певного(зміщеного) відрізка Δl. Однак проведення даної операції необхідно виконувати за умов практичної незмінності об'ємів тіл. Елементарні складові пісків довжиною Δl необхідно розташовувати відносно вертикальної площини, що проходить через початок правого витка спіралі і співпадає з вертикаллю h_{max} (рис.Б.3.1). Ця площина є базовою і від неї ліворуч і праворуч розташовуються у кожному шарі матеріалу елементарні складові довжиною Δl, створюючи вертикальні стовпчики з різним об'ємом пісків.

Нижня частина пісків являє собою відрізок циліндра. Для визначення об'єму відрізка циліндра запропонована залежність, однак вона призначена для тіл з незмінними параметрами. Виконане удосконалення даної залежності дозволяє її використовувати для змінного параметра, що відповідає умовам формування пісків МОК.

В удосконаленій формі дана залежність має вигляд

$$V_{BC} = \frac{R_c^3}{tg\alpha}\left(\sin\beta - \frac{\sin^3\beta}{3} - \beta_p\cos\beta\right), \qquad (Б.3.23)$$

де β – половина центрального кута, що опирається на хорду F_cE_c та інші хорди відрізка циліндра (рис.Б.3.4, б);

β_p – кут β в радіанах.

Зважаючи на те, що h_C (Б.3.1) є константою для конкретного МОК, вибір величини Δh необхідно розпочинати саме з циліндричного тіла, щоб забезпечити ціле число шарів матеріалу у цій ділянці. Тоді за залежністю (Б.3.23) можливо визначити об'єм усього відрізка циліндричного тіла, а, зменшивши його висоту на Δh, для тіла висотою h_C-Δh.

Різниця цих об'ємів дасть об'єм матеріалу, що знаходиться у першому шарі відрізка циліндра. В процесі цих розрахунків буде відомою і величина l_c – довжина циліндричного тіла. Зменшуємо l_c до значення l'_c, коли вона буде відповідати початку певного (наприклад, другого) відрізка (Δl_2). Потім за

отриманою висотою трапеції l'_c, відомою основою F_cE_c і розрахунково знайденим об'ємом V_p визначаємо невідому другу основу трапеції b, використовуючи залежність

$$V_p = \frac{b + F_cE_c}{2} \cdot l'_c \Delta h\,, \qquad \text{(Б.3.24)}$$

де b – невідома основа трапеції;

Δh – висота шару матеріалу.

За аналогічним підходом визначаємо дані інших трапецій відрізка циліндра, а за цими трапеціями – об'єми матеріалу на окремих ділянках Δl.

Сумуючи всі елементарні об'єми матеріалу за певними Δl, знаходимо закономірність розташування матеріалу на конкретних ділянках довжини нижнього пісків. Знаходячи суми об'ємів матеріалу у відповідних вертикальних стовпчиках обох частин, визначаємо закономірність зміни об'єму пісків вздовж їх МОК.

Отже, запропоновано метод моделювання пісків у міжвитковому просторі спіралі класифікатора, який дозволяє ідентифікувати їх витрату при сходженні через пісковий поріг у жолоб.

Додаток Б.4

Можливість моделювання нижньої частини піскового матеріалу в міжвитковому просторі спіралі механічного односпірального класифікатора аналітичним шляхом

Моделювання нижньої частини пісків МОК доцільно розпочинати з верхньої геометричної фігури горизонтального розрізу на стику двох частин – нижньої і верхньої. Вона має форму, обмежену параболою і нахиленою під кутом γ прямою, що характеризує лінію змочування на робочих елементах подаючого витка спіралі. У нижніх шарах форма фігур у горизонтальних перетинах пісків повторюється при зменшених розмірах, що характеризується довжиною відповідних ліній змочування. Площі цих геометричних фігур вздовж осі спіралі l також є змінними, тому їх доцільно оцінювати на елементарних ділянках довжиною Δl. Аналіз показав, що відрізок Δl може дорівнювати 0,05 м. При цьому процес сходження кінцевих пісків у пісковий жолоб МОК можливо характеризувати об’ємами пісків, що знаходяться у елементах довжиною Δl. Об’єм пісків у конкретному шарі матеріалу дорівнює площі геометричних фігур довжиною Δl, помноженій на висоту шару матеріалу Δh. Тобто, знаходження об’ємів матеріалу в елементарних складових пісків зводиться до визначення площ відповідних геометричних фігур довжиною Δl. Елементарні складові пісків вздовж вертикальної осі повинні бути вирівняними, не мати відносних зсувів у горизонтальних площинах. Розріз нижньої частини пісків класифікатора вздовж осі спіралі видно з рис.3.11. З рис.3.11 слідує, що при складній формі нижньої частини пісків і прийнятих розмірах його елементарних складових Δl і Δh мають місце не повністю заповнені структури, які зафарбовано. Їх об’єми слід віднести до сусідніх елементів або знехтувати ними. Це не вплине суттєво на точність моделювання процесу. Подібний ефект необхідно враховувати і на циліндричних бічних поверхнях окремих шарів нижньої частини пісків.

Як слідує з рис.3.11, у нижній частині пісків спірального класифікатора у самому верхньому шарі матеріалу елементарні складові у стовпчику 1 можуть

бути відсутніми, тоді облік розпочнеться лише з стовпчика 2, куди входить один елемент. У другому шарі матеріалу облік розпочнеться лише з елементарної складової, розташованої у стовпчику 3 і т.д. Найбільше матеріалу буде у стовпчику 17. Зі стовпчиків 18 і 19 матеріал практично буде розвантажуватись одночасно, оскільки він зсувається з круто нахиленої площини. Для визначення "ваги" елементарних складових нижньої частини пісків проведемо більш детальний аналіз.

В прямокутних трикутниках *ABD* і *DBC* (рис.3.11) катет *BD* є спільним і його можливо задавати у кількості складових Δh, де величина змінюється від 1 до 9. З трикутника *ABD* катет $AB=BD/tg\alpha$, а з прямокутного трикутника *DBC* катет $BC=BD\cdot tg\alpha$. Горизонтальний відрізок $AC=AB+BC$. Для різних шарів матеріалу визначимо параметри *AB, BC* і *AC* та кількість елементарних складових Δl в них. Дані зведемо в табл.Б.4.1.

З даних табл.Б.4.1 слідує, що при зменшенні рівня матеріалу *BD* (рис.3.11) у міжвитковому просторі спірального класифікатора загальна кількість елементарних складових Δl на відрізку *AC* зменшується з 18,96 до 2,11. При переміщенні подаючого витка 5 (рис.3.11) у напрямі стрілки *B* матеріал розвантажується через пісковий поріг класифікатора в напрямі стрілки *A* до піскового жолоба, починаючи з самого верхнього шару. Товщина матеріалу у часі збільшується відповідно висоті стовпчиків на рис.3.11. Оскільки при зменшенні висоти пісків *BD* при зменшенні їх продуктивності початки нижніх шарів матеріалу зміщуються праворуч, то відлік початку вертикальних стовпчиків (рис.3.11) слід розпочинати від вертикалі *BD* ліворуч і праворуч. Матеріал у стовпчиках (рис.3.11), розташованих ліворуч вертикалі *BD* сходять у пісковий жолоб під дією власної ваги, відриваючись від загального масиву, а матеріал, розташований праворуч даної вертикалі, також сходить під дією власної ваги, але ковзаючи вздовж круто нахиленої площини робочих елементів витка 5. При цьому матеріал у стовпчиках, розташованих праворуч вертикалі *BD*, сходить у пісковий жолоб практично одночасно. Тому формування вертикальних стовпчиків матеріалу ліворуч граничної лінії *BD* слід розглядати саме від цієї вертикалі до

кінця конкретного шару пісків. Для визначення об’єму пісків у елементарних складових нижньої частини пісків спірального класифікатора, крім того, необхідно розглядати горизонтальні перерізи пісків, а також визначати об’єми матеріалу в конкретних шарах.

Таблиця Б.4.1

Значення довжини відрізків у горизонтальних шарах нижньої частини пісків МОК та кількості елементарних складових Δl в них

Найбільша висота матеріалу, подана у одиницях Δh, м	Довжина відрізка *AB*, м	Кількість елементарних складових Δl у відрізку *AB*	Довжина відрізка *BC*, м	Кількість елементарних складових Δl у відрізку *BC*	Довжина відрізка *AC*, м	Кількість елементарних складових Δl у відрізку *AC*
9 Δh=0,2853	0,8527	17,05	0,0955	1,91	0,9482	18,96
8 Δh=0,2536	0,7579	15,16	0,0848	1,70	0,8427	16,85
7 Δh=0,2219	0,6632	13,26	0,0742	1,48	0,7374	14,75
6 Δh=0,1902	0,5684	11,37	0,0636	1,27	0,6320	12,64
5 Δh=0,1585	0,4737	9,47	0,0530	1,06	0,5267	10,53
4 Δh=0,1268	0,3790	7,58	0,0424	0,85	0,4214	8,43
3 Δh=0,0951	0,2842	5,68	0,0318	0,64	0,3160	6,32
2 Δh=0,0634	0,1895	3,79	0,0212	0,42	0,2107	4,21
1 Δh=0,0317	0,0947	1,89	0,0106	0,21	0,1053	2,11

Верхній шар нижньої частини пісків спірального класифікатора у горизонтальній площині показано на рис.Б.4.1. Він відповідає рівню матеріалу h_c і лінії змочування ним заднього витка спіралі, розташованого під кутом γ=73°20′ довжиною 1,84 м. Нижня частина пісків класифікатора своїм верхнім шаром лише торкається переднього витка спіралі. Бокові сторони фігури, що знаходяться у горизонтальній площині, проходять від точки торкання до кінців лінії змочування вздовж циліндричної поверхні. При малій крутизні поверхні їх можливо рахувати прямими. Тоді самий верхній шар матеріалу нижньої частини пісків спірального класифікатора можливо подати у вигляді трикутника або геометричної фігури, створеної параболою, обмеженою лінією змочування подаючого витка спіралі (рис.Б.4.1). Як показав аналіз, подання верхнього шару нижньої частини пісків спірального класифікатора у вигляді трикутника не забезпечує самої високої точності. Більш задовольняє умовам моделювання подання її у вигляді параболи, обмеженої прямою (рис.Б.4.1).

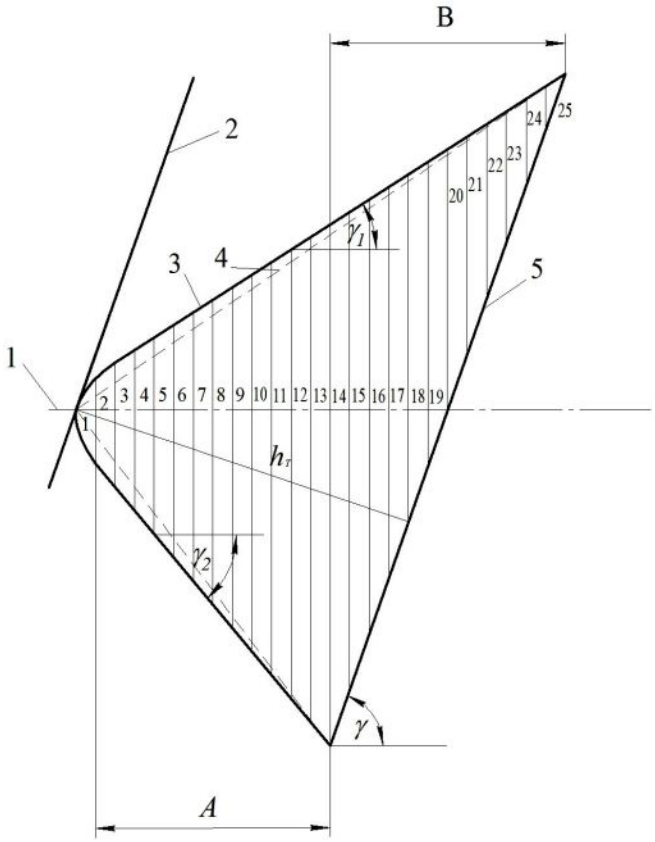


Рис. Б.4.1. Подання горизонтальної площини верхнього шару нижньої частини пісків спірального класифікатора параболою, обмеженою нахиленою прямою: 1 – проекція осі обертання на горизонтальну площину; 2 – проекція нижньої частини переднього витка на горизонтальну площину; 3 – верхній шар пісків у формі параболи, обмеженої прямою; 4 – верхній шар пісків у формі трикутника; 5 – змочена лінія на задньому (подаючому) витку спіралі; 1…25 – елементарні складові пісків довжиною Δl

Отриману на рис.Б.4.1 геометричну фігуру можливо подати 19-ма складовими, якщо провести через інтервали Δl прямі, паралельні лінії змочування. Тоді геометричну фігуру доцільно розглядати як трапецію. Це можливо зробити зважаючи на те, що різниця у довжині відрізків такої геометричної фігури, проведених паралельно лінії змочування і перпендикулярно осі невелика. Невеликими є і зміни площ геометричних фігур. Тому при визначенні об’єму пісків у окремих шарах геометричні фігури будемо рахувати трапеціями з незмінною висотою Δh, відносячи до невеликого варіювання бокових розмірів трапеції незаповнені до кінця елементарні складові пісків. З іншого боку, знайдену геометричну фігуру (рис.Б.4.1) можливо розбити на 25 елементарних складових довжиною Δl.

Верхній шар нижньої частини пісків спірального класифікатора у горизонтальній площині будемо подавати у вигляді трапеції (рис.Б.4.1) з короткою верхньою основою a, висотою h_T=0,95 м·sin73°20′=0.91 м і нижньою основою b=1,84 м. При цьому площа трапеції дорівнює

$$S_T = \frac{a+b}{2} \cdot h_T . \qquad (Б.4.1)$$

У рівнянні (Б.4.1) дві невідомі величини – площа трапеції S_T і верхня основа a.

Об’єм верхнього шару матеріалу нижньої частини пісків спірального класифікатора дорівнює V_B=$S_T\Delta h$. Знаючи об’єм матеріалу у верхньому шарі, визначаємо його меншу основу

$$a = \frac{2V_B}{\Delta h h_T} - b . \qquad (Б.4.2)$$

Отже, за відомим об’ємом матеріалу у конкретному шарі нижньої частини пісків спірального класифікатора, за відомими Δh, h_T і b можливо знайти верхню основу a трапеції і побудувати її, розбивши на окремі складові лініями, перпендикулярними проекції осі обертання спіралі на горизонтальну площину (рис.Б.4.1). Це відкриває шлях аналітичного підходу моделювання.

За точними значеннями площ окремих складових визначаємо об’єми матеріалу в них. Менша основа початкової трапеції на ділянці A (рис.Б.4.1) відома. Більша основа будь-якої трапеції на даній ділянці може визначатись відповідно залежності

$$h_{An} = h_{M1} + n\Delta l\left(tg\gamma_1 + tg\gamma_2\right), \qquad (Б.4.3)$$

де n – порядковий номер трапеції, що знаходиться в основі елементарної складової нижньої частини пісків спірального класифікатора;

h_{M1} – відома менша основа трапеції.

На ділянці B (рис.Б.4.1) розрахунки слід виконувати, починаючи з трикутника 25 за відомою висотою Δl і взятою з креслення основою h_{M2}. Нижня основа будь-якої трапеції на ділянці B дорівнює

$$h_{Bn1} = h_{MB} + \Delta l\left(n_1/ctg\gamma - tg\gamma_1\right), \qquad (Б.4.4)$$

де n_1 – порядковий номер трапеції на ділянці B після трикутника.

За цими даними знаходимо площі елементарних складових пісків, а за відомою висотою Δh – їх об'єми.

Нижня частина пісків класифікатора являють собою відрізок циліндра. Для визначення об'єму відрізка циліндра в математиці запропоновано залежність. Удосконалена автором залежність дозволяє її використовувати для змінних параметрів. Вона має наступний вигляд

$$V_{BC} = \frac{R_C^3}{tg\alpha}\left(\sin\beta - \frac{\sin^3\beta}{3} - \beta_p\cos\beta\right), \qquad (Б.4.5)$$

де β – половина центрального кута, що опирається на змінні хорди циліндричного тіла;

β_p – кут β в радіанах.

Кут β при рівні матеріалу h_C буде найбільшим, найбільшим буде і об'єм відрізка циліндра V_{BC1}. Зменшивши h_C на висоту одного шару матеріалу Δh, знайдемо об'єм відрізка циліндра V_{BC2}. Різниця цих об'ємів дорівнює об'єму матеріалу у верхньому шарі нижньої частини пісків спірального класифікатора. Розрахунки показують, що об'єм матеріалу в даному шарі дорівнює 0,024 м^3. Порівняємо цей об'єм з об'ємом матеріалу, знайденим відповідно геометричній фігурі верхнього шару нижньої частини пісків, зображеній на рис.Б.4.1. Розглянемо варіант, що забезпечує мінімальний об'єм матеріалу в цьому шарі, визначаючи його за площею трикутника, який показано пунктиром на рис.Б.4.1. Відповідно рис.Б.4.1 площа верхнього шару нижньої частини пісків спірального класифікатора у формі трикутника дорівнює 82,8 дм^2, а їх об'єм при Δh=0,317 дм – 26,25 дм^3, що більше на 8,57%. При менших площах горизонтально розташованих геометричних фігур нижньої частини пісків похибки можуть бути ще більшими. Якщо брати не трикутник, а трапецію в основі шару матеріалу, що відповідає фізичній суті процесу, похибка при моделюванні буде значно зростати, як це видно з рис.Б.4.1. Оскільки формула (Б.4.5) не забезпечує достатньої точності визначення об'єму матеріалу в конкретному шарі нижньої частини пісків

спірального класифікатора, моделювання закономірностей розташування матеріалу вздовж неї недоцільно виконувати аналітичним шляхом.

Отже, моделювання закономірностей розташування пісків у їх нижній частині недоцільно виконувати аналітичним шляхом. Значно кращі результати може забезпечити графоаналітичний підхід з повним перебором елементарних складових, з врахуванням крайових ефектів. Як показав аналіз з достатньою для практики точністю можливо розглядати трикутні геометричні фігури.

Додаток Б.5

Врахування крайових ефектів при моделюванні розташування пісків

Розглянемо даний метод відповідно шару матеріалу, розташованому на рівні, що дорівнює 5, Δh=0,1585 м. При цьому змочена пряма на подаючому витку спіралі має довжину 1,4 м. З даних табл.Б.4.1 слідує, що кількість елементарних складових Δl у відрізку AB складає 9,47, а у відрізку BC – 1,06. Геометрія даного шару матеріалу в горизонтальній площині, отримана як проекція на зовнішню поверхню верхнього шару матеріалу нижньої частини пісків, показана на рис.Б.5.1.

З рис.Б.5.1 видно, що геометрична фігура 2 верхнього шару матеріалу нижньої частини пісків має найбільші розміри. На неї будуть проектуватись геометричні фігури інших шарів матеріалу нижньої частини пісків. На рис.Б.5.1 показані проекції геометричної фігури 3 п’ятого знизу шару матеріалу і четвертого 5 шару. Лінії на рис.Б.5.1 визначають контури 3 і 5 геометричних фігур цих шарів матеріалу. Між контурами 3 і 5 товщина шару матеріалу змінна – змінюється практично від нуля до Δh=0,0317 м. Аналіз показав, що середня лінія між цими контурами в основному відповідає рівню матеріалу Δh. Тому на рис.Б.5.1 виконана побудова середньої лінії 4, яка враховує зміни товщини шару на нахилених і циліндричних поверхнях. Таку фігуру 4 назвемо нормалізованою. Вона буде в середньому характеризувати даний шар матеріалу. Як показав аналіз, початкова частина нормалізованого шару відрізняється меншою товщиною, якою можливо знехтувати. Тому в межах одного елемента Δl або дещо більшої ширини необхідно виключити початкову частину нормалізованого шару матеріалу з обліку. Ця частина нормалізованого шару на рис.Б.5.1 заштрихована. Така проекція будь-якого нормалізованого шару матеріалу дозволяє графоаналітично визначати об’єми елементарних складових нижньої частини пісків спірального класифікатора. Для визначення об’ємів елементарних складових необхідно виміряти середню лінію трапецій шириною Δl, помножити її на ширину Δl і висоту Δh. При такому підході визначений графоаналітичним методом об’єм

пісків як в окремому вертикальному шарі матеріалу, так і в усіх пісках в цілому буде адекватним фактичному об’єму сипкого матеріалу.

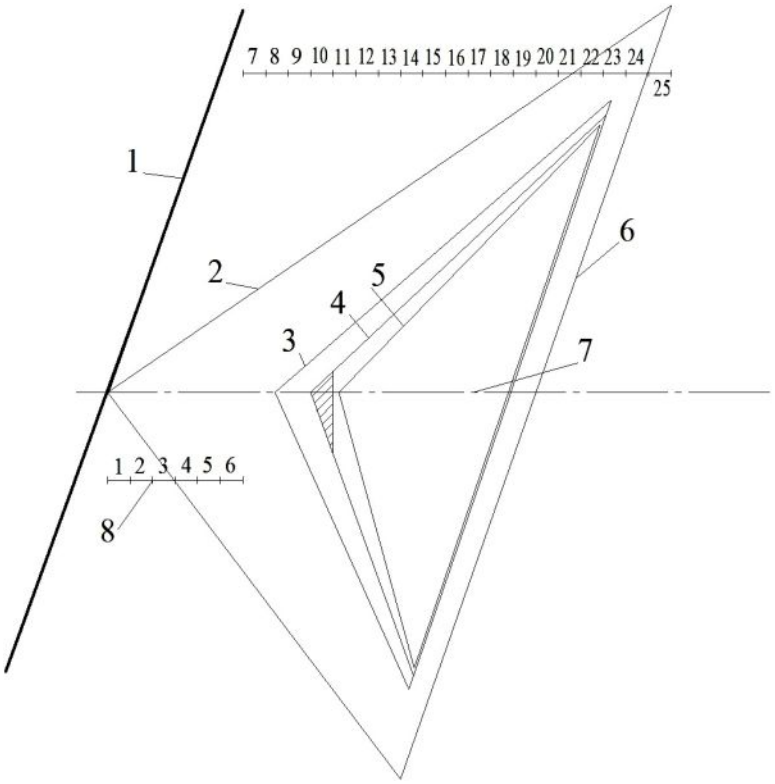


Рис. Б.5.1. Отримання нормалізованої геометричної фігури п’ятого шару матеріалу для визначення параметрів елементарних складових нижньої частини пісків:
1 – проекція переднього витка спіралі на площину, у якій знаходиться верхня поверхня верхнього шару нижньої частини пісків спірального класифікатора; 2 – геометрична фігура верхнього шару; 3, 4, 5 – відповідно проекції геометричних фігур п’ятого, нормалізованого і четвертого шару матеріалу на ту ж площину; 6 – змочена пісками лінія на задньому (подаючому) витку спіралі у тій же площині; 7 – центральна точка побудови проекцій; 8 – номера стовпчиків з матеріалом

Додаток Б.6

Моделювання формування піскового потоку у пісковому жолобі механічного односпірального класифікатора

Рівномірний рух пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора характеризується функціональною залежністю об’ємної витрати пульпи від її висоти. При цьому з ростом висоти потоку середня швидкість руху пульпи збільшується, однак функціональна залежність між витратою і висотою зберігається. Це дозволяє визначати об’ємну витрату пульпи у пісковому жолобі за висотою за допомогою скануючих пристроїв. Математичним моделюванням формування пісків у міжвитковому просторі МОК встановлено, що при розвантаженні тверде у пісковий жолоб подається нерівномірно. В залежності від величини циркулюючого навантаження середня об’ємна витрата пісків буде різною. Сам же характер сходження змінюватись не буде. Для довільного значення циркулюючого навантаження розподіл об’єму твердого вздовж елементарних стовпчиків довжиною Δl=0,05м пісків у двох циклах сходження, що рядом розташовані, приведено на рис Б.6.1. Дані відповідають односпіральному класифікатору 1КСН-30.

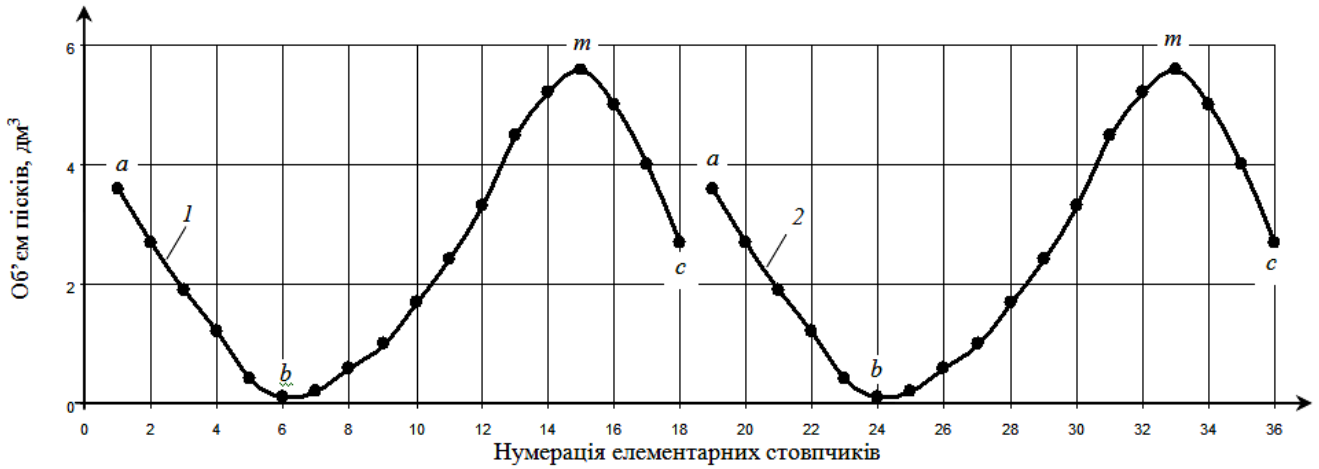


Рис. Б.6.1. Розподіл об’єму твердого в елементарних стовпчиках довжиною Δl, розташованих вздовж пісків:
1, 2 – відповідно перше і друге розміщення пісків; *a, b, m, c* – характерні точки

З рис.Б.6.1 видно, що при незмінному значенні циркулюючого навантаження графіки, що характеризують піски, які слідують одні за одним,

однакові. Це дозволяє вимірювати параметри один раз у циклі роботи спіралі. Врахувавши час сходження через пісковий поріг у пісковий жолоб одного елементарного стовпчика довжиною Δl=0,05, можливо перейти до об'ємної витрати пісків у пісковому жолобі. При обертах спіралі 3 об/хв. (0,05 об/с) цей час складає Δt=0,5555с. Враховуючи отримані для рівномірного руху залежності, можливо отримувати зміни висоти потоку пульпи та швидкості її переміщення у пісковому жолобі.

Характерні точки *a, b, m* і *c* (рис.Б.6.1) визначають особливості потоку. Точка *a* відповідає початку циклу розвантаження, *в* – найменшому значенню в циклі, *m* – найбільшому, а точка *c* – кінцю циклу. Охарактеризувати цикл розвантаження пісків можливо відносними відхиленнями параметра в певних точках відносно максимального значення в точці *m*. Тоді можливо записати

$$\delta_{Vma} = \frac{V_m - V_a}{V_m} \cdot 100\% \quad ; \qquad \text{(Б.6.1)}$$

$$\delta_{Vmb} = \frac{V_m - V_b}{V_m} \cdot 100\% \quad ; \qquad \text{(Б.6.2)}$$

$$\delta_{Vmc} = \frac{V_m - V_c}{V_m} \cdot 100\% \quad ; \qquad \text{(Б.6.3)}$$

$$\delta_{Vac} = \frac{V_a - V_c}{V_a} \cdot 100\% \quad , \qquad \text{(Б.6.4)}$$

де V_m, V_a, V_b, V_c - відповідно об'єми пісків, що відповідають конкретним точкам.

Приведені залежності (Б.6.1)…(Б.6.4) однотипні, але вони по-різному характеризують процес розвантаження пісків. Мабуть, однією з найбільш важливих оцінок є δ_{Vmb}, яка відповідає найбільшому відхиленню параметра. При цьому найбільш складно вирівняти поверхню матеріального потоку. Оцінки δ_{Vma} і δ_{Vmc} є проміжними. Вони характеризують стан потоку на початковій і кінцевій фазах розвантаження пісків і також впливають на рівномірність поверхні рухомого матеріалу. Оцінка δ_{Vac} визначає умови формування рухомої поверхні на стику двох сусідніх циклів розвантаження пісків (рис.Б.6.1, криві 1 і 2). Кожна з розглянутих оцінок має певний фізичний зміст. Якщо $V_m = V_a = V_b = V_c$ всі оцінки дорівнюють нулю, що відповідає рівномірному руху потоку пульпи. За цих умов

точність вимірювання об’ємної витрати пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора буде найвищою. Якщо оцінки будуть відмінними від нуля, це означає появу нерівномірності руху пульпи у пісковому жолобі і зменшення точності вимірювання. Суттєві значення даних оцінок підтверджують нерівномірність руху рідкого матеріалу, зміну епюри швидкостей на окремих ділянках потоку і, як наслідок, виникнення значних похибок при вимірюванні об’ємної витрати пульпи у пісковому жолобі МОК.

Зважаючи на те, що при розвантаженні пісків МОК вода, що подається у пісковий жолоб, ефективно проходить у пісковий продукт при співударянні пісків і дна піскового жолоба, тверде не розшаровується ні за крупністю, ні за концентрацією частинок. В процесі руху в наслідок турбулентності частинки твердого знаходяться в положенні рівномірного розташування у зваженому стані. Піски спірального класифікатора несуть з собою 12% води. Подача додаткової води у пісковий жолоб для досягнення незмінної розрідженості пісків не змінює закономірностей розташування матеріалу, приведених на рис.Б.6.1. Враховуючи це, можливо в процесі моделювання розглядати лише пісковий продукт, виключаючи операцію його розрідження. При цьому вважається, що піски володіють текучістю, яка притаманна пульпам.

Моделювання формування піскового потоку у пісковому жолобі МОК виконувалося для умов технологічного агрегату 1КСН-30, який має двозахідну спіраль діаметром 3м і кроком 1,8м. Піски вздовж осі поділялись на елементарні складові Δl=0,05 м, а вздовж вертикалі – на складові Δh=0,0318м. Вертикальні складові Δh створювали 11 горизонтальних шарів, що охоплюють всю висоту пісків. При висоті пісків 4 Δh їх об’єм незначний і не відповідає реальним циркулюючим навантаженням. Тому висота пісків розглядалась в межах $5\Delta h$...$11\Delta h$. Крім того, піски подавались вертикальними стовпчиками довжиною Δl, які мали різну ширину як в окремому шарі матеріалу, так і в різних шарах вздовж вертикалі. Окремий вертикальний стовпчик вздовж осі пісків має за різних значень висоти, виражених у Δh, певний об’єм, який і визначався в процесі моделювання. При обертанні спіралі, як звичайно це прийнято 3об/хв (0,05 об/с),

за час Δt=0,5555с сходить через пісковий поріг класифікатора у пісковий жолоб один вертикальний стовпчик з певним об'ємом твердого, формуючи пісковий потік. Зійшовший об'єм твердого ΔV за час Δt дозволяє визначати миттєве значення об'ємної витрати пісків у пісковому жолобі класифікатора, однак вона не дозволяє достатньо глибоко аналізувати процес формування потоку пульпи. Тому визначалися показники, що володіють більшою інформативністю – миттєві значення висоти потоку h і швидкості руху пісків. Миттєві значення висоти потоку в циклі розвантаження пісків при різних значеннях висоти пісків між витками спіралі приведені на рис.Б.6.2. З рис.Б.6.2 видно, що значення параметра в характерних точках *a*, *b*, *m*, *c* (рис.Б.6.1) різні. Це підтверджує, що потік пісків буде нерівномірним, нерівномірність зростає при зменшенні їх висоти.

Миттєві значення швидкості руху пісків у пісковому жолобі в циклі розвантаження при різних їх висотах показані у вигляді графіків на рис.Б.6.3. Графіки зміни швидкості мають той же характер. Абсолютне значення миттєвих швидкостей зростає при збільшенні висоти пісків. Вони мають ті ж характерні точки.

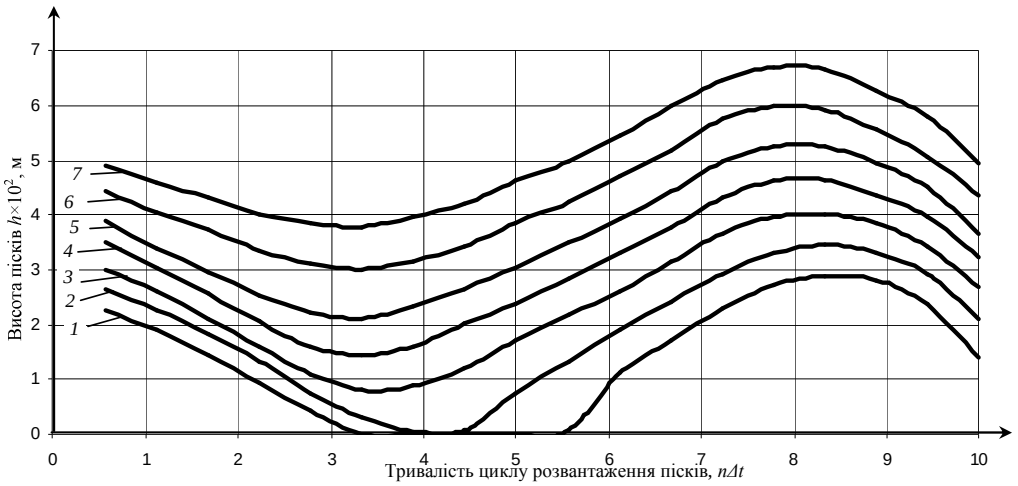


Рис. Б.6.2. Миттєві значення висоти потоку в циклі розвантаження пісків при різній їх висоті:
1 – 5Δh; *2* – 6Δh; *3* – 7Δh; *4* – 8Δh; *5* – 9Δh; *6* – 10Δh; *7* – 11Δh

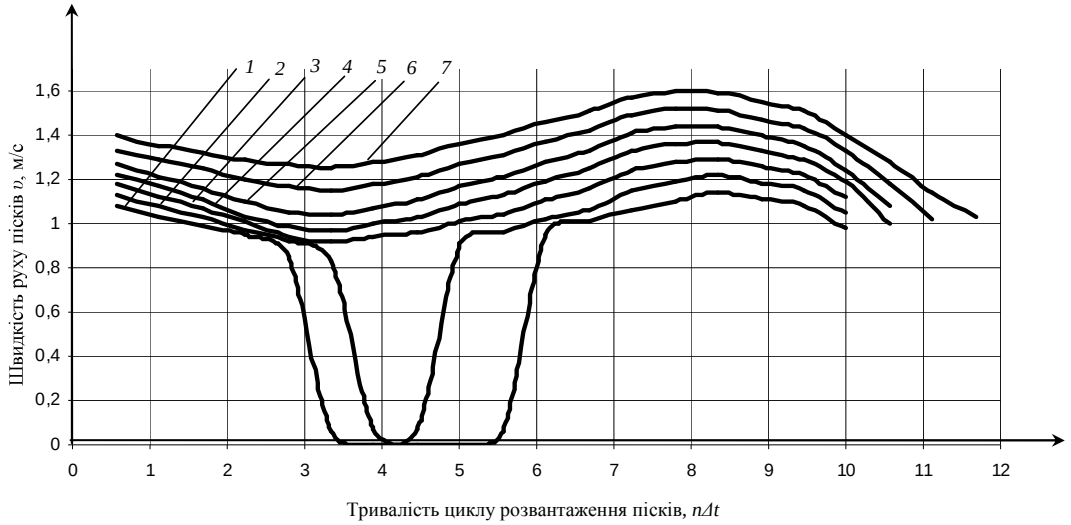


Рис. Б.6.3. Миттєві значення швидкості руху матеріалу в циклі розвантаження пісків при різній їх висоті:
1 – 5*Δh*; *2* – 6*Δh*; *3* – 7*Δh*; *4* – 8*Δh*; *5* – 9*Δh*; *6* – 10*Δh*; *7* – 11*Δh*

Висота пісків *h* у пісковому жолобі сама не повністю характеризує формування матеріального потоку. Враховуючи, що при певній незмінній ширині піскового жолоба висота пісків *h* характеризує поперечний переріз потоку, добуток *h* на швидкість руху відповідає об'ємній витраті матеріалу. Тому доцільно розглянути поведінку пісків у пісковому жолобі, одночасно розглядаючи і висоту, і їх швидкість при певних *nΔh*. Розглядаючи, наприклад, залежності 4 на рис.Б.6.2 і рис.Б.6.3, можливо відмітити, що дія швидкості спричинює вирівнювання поверхні потоку, оскільки при найбільшій висоті пісків їм притаманна сама висока швидкість. Тобто, завдяки більшій швидкості накопичений матеріал за рахунок висоти у поперечному перерізі потоку зміщується на його ділянку з меншою висотою і швидкістю. Найгірші умови вирівнювання поверхні потоку будуть у зоні з найменшим значенням параметра. Такі процеси відбуваються і на стику циклів розвантаження пісків, оскільки значення рівня і швидкості в кінці циклу менші цих значень на його початку. Зрозуміло, що повного вирівнювання поверхні потоку тут не відбувається. Тому необхідно використовувати оцінки (Б.6.1)…(Б.6.4). Вони всі характеризують процес формування піскового потоку у пісковому жолобі МОК, однак найбільш важливими слід визнати оцінки δ_{mb} і δ_{ac}.

Відповідно даним моделювання, що характеризуються залежностями, приведеними на рис.Б.6.2 і рис.Б.6.3, визначимо оцінки, що відповідають циклам

розвантаження пісків при різній їх висоті, вираженій у одиницях Δh. Значення оцінок стосовно висоти пісків класифікатора занесемо до табл.Б.6.1.

Таблиця Б.6.1

Оцінки, що характеризують висоту матеріалу у пісковому жолобі односпірального класифікатора в циклі розвантаження пісків

Висота пісків класифікатора, виражена в умовних одиницях Δh	Відносне відхилення висоти матеріалу у пісковому жолобі в характерних точках циклу розвантаження пісків, %			
	δ_{hma}	δ_{hmb}	δ_{hmc}	δ_{hac}
$5\Delta h$	18,760	100,0	51,288	40,039
$6\Delta h$	20,900	100,0	40,043	24,201
$7\Delta h$	22,395	88,979	34,469	15,558
$8\Delta h$	24,021	72,303	65,003	53,939
$9\Delta h$	25,037	61,652	54,389	39,155
$10\Delta h$	26,123	50,253	68,857	57,845
$11\Delta h$	26,806	43,484	70,629	59,872

Тут використані розглянуті оцінки (Б.6.1)…(Б.6.4), але приведені відносно висоти h матеріалу у пісковому жолобі.

З даних табл.Б.6.1 слідує, що оцінка δ_{hma} нелінійно зростає, а δ_{hmb} нелінійно зменшується при збільшенні висоти пісків. Оцінки δ_{hmc} і δ_{hac} спочатку зменшуються, а потім зростають. Значення оцінок високі. Особливо це стосується основної оцінки δ_{hmb}, де вона змінюється від 100 до 43,5%. Достатньо високі значення і другої основної оцінки δ_{hac}, які змінюються в межах 15,6…59,9%. Оцінка δ_{hmc} також приймає високі значення від 34,5% до 70,6%. Дещо менші значення 18,76…26,81 має δ_{hma}. При середніх значеннях циркулюючих навантажень оцінки також високі. Основна оцінка δ_{hma} тут змінюється в межах 61,6…89,0%, а друга основна оцінка приймає значення 15,6..53,9% . Оцінка δ_{hmc} змінюється у більш широких межах 34,5…65,0%, а δ_{hma} – у більш вузьких, але суттєвих межах – від 22,4% до 25,0%. Як видно, всі оцінки мають достатньо високі значення.

Значення оцінок, що стосуються швидкості руху матеріалу у пісковому жолобі класифікатора у характерних точках в циклі розвантаження пісків, приведені в табл.Б.6.2. Це будуть оцінки δ_{vma}, δ_{vmb} δ_{vmc}, δ_{vac}.

Як видно з даних табл.Б.6.2, характер зміни оцінок практично однаковий з розглянутими раніше, однак як діапазон, так і величини цих оцінок менші. Вони суттєві за величиною. Основна оцінка δ_{vmb} висока, змінюється в межах 27,8…29,3%. Основна оцінка особливо погіршується при зменшенні циркулюючих навантажень.

Таблиця Б.6.2

Оцінки, що характеризують висоту матеріалу у пісковому жолобі односпірального класифікатора в циклі розвантаження пісків

Висота пісків класифікатора, виражена в умовних одиницях Δh	Відносне відхилення швидкості руху матеріалу у пісковому жолобі у характерних точках циклу розвантаження пісків, %			
	δ_{vma}	δ_{vmb}	δ_{vmc}	δ_{vac}
$5\Delta h$	5,783	100,0	14,449	9,198
$6\Delta h$	7,595	100,0	14,135	7,078
$7\Delta h$	9,027	29,230	13,802	5,249
$8\Delta h$	10,389	29,320	27,038	18,579
$9\Delta h$	11,330	27,836	24,796	15,187
$10\Delta h$	12,246	24,300	32,924	23,564
$11\Delta h$	12,779	21,536	35,488	26,036

Отже, сказане свідчить про несприятливі умови оцінювання об’ємної витрати пульпи в пісковому жолобі односпірального класифікатора за її висотою.

Додаток Б.7

Математичне моделювання зв’язку об’єму і висоти сипкого матеріалу у конічних бункерах

Розглянемо задачу на прикладі конічного бункера, що являє собою незрізаний конус (рис.Б.7.1). Розглядаючи повністю заповнений матеріалом бункер, виділимо у ньому незаповнений об’єм 1, який позначимо через ΔV, і заповнений об’єм 2 з похибкою ΔV, яка дорівнює повному об’єму бункера V_B, зменшеному на виміряне значення об’єму матеріалу V_V, тобто, $\Delta V = V_B - V_V$. Величину ΔV будемо рахувати абсолютною похибкою при вимірюванні об’єму матеріалу у повністю заповненому бункері. Неврахований об’єм матеріалу буде дорівнювати

$$\Delta V = \frac{\pi}{3}\left[R_B^2 H_B - \left(R_B - \Delta R\right)^2 \left(H_B - \Delta H\right)\right], \qquad (Б.7.1)$$

де R_B, H_B – відповідно радіус основи бункера і висота бункера;

ΔR, ΔH – відповідно зменшення радіуса і висоти бункера при неврахуванні(помилці вимірювання) об’єму матеріалу ΔV.

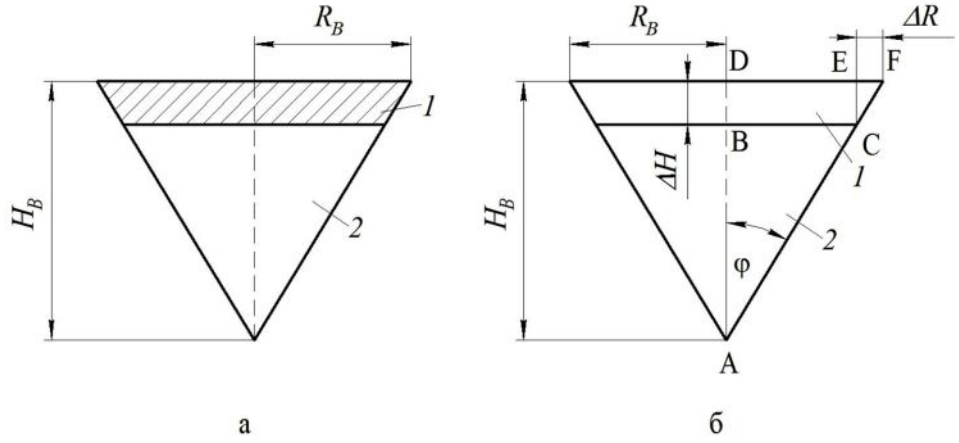


Рис. Б.7.1 – Конічний бункер:
а – загальний вигляд; б – геометричне креслення; *1* – неврахований об’єм (похибка); *2* – врахований об’єм з похибкою

З прямокутного трикутника *CEF*

$$\Delta R = \Delta H tg\varphi \,. \qquad (Б.7.2)$$

Враховуючи, що з прямокутного трикутника *ADF* $tg\varphi = R_B/H_B$, вираз (Б.7.2) подамо у вигляді

$$\Delta R = \Delta H \cdot R_B / H_B \,. \qquad \text{(Б.7.3)}$$

З іншого боку неврахований об'єм ΔV можливо подати як частку повного об'єму конуса або об'єму матеріалу, який розглядається. Тоді частка неврахованого об'єму матеріалу в бункері при вимірюванні буде дорівнювати

$$\Delta V = K\pi R_B^2 H_B / 3, \qquad \text{(Б.7.4)}$$

де K – коефіцієнт, що враховує частку матеріалу, яка не ввійшла до об'єму V_V і дорівнює 0,01; 0,02, 0,03 і т.д., якщо неврахована частка складає 1%, 2%, 3% і т.д. від загального об'єму.

Прирівняємо праві частини виразу (Б.7.1) і (Б.7.4), враховуючи, що така частина виразу (Б.7.1) після перетворення дорівнює

$$\Delta V = \frac{\pi R_B^2}{3}\left[H_B - \frac{1}{H_B^2}\left(H_B^3 - 3H_B^2\Delta H + 3H_B\Delta H^2 - \Delta H^3 \right) \right]. \qquad \text{(Б.7.5)}$$

Тоді з врахуванням (Б.7.5) після перетворень отримаємо

$$\Delta H^3 - 3H_B\Delta H^2 + 3H_B^2\Delta H - KH_B^3 = 0 \,. \qquad \text{(Б.7.6)}$$

Рівняння (Б.7.6) є математичною моделлю кругового конічного бункера. Вона зв'язує для певного бункера висотою H_B абсолютну похибку зміни висоти бункера ΔH з часткою K неврахованого об'єму матеріалу (абсолютною похибкою вимірювання об'єму матеріалу). Оскільки залежність (Б.7.6) не містить другого параметра бункера R_B, розглянемо задачу дещо по-іншому.

Будемо вважати $\Delta V = KV_B$. Цю частку неврахованого об'єму матеріалу, виражену через параметри кругового конічного бункера, можна подати виразом

$$\Delta V = \frac{\pi}{12}\left[D_B^2 H_B - \left(D_B - \Delta D \right)^2 \left(H_B - \Delta H \right) \right], \qquad \text{(Б.7.7)}$$

де D_B – діаметр основи бункера.

Зменшення діаметра основи бункера (рис.Б.7.1) можливо подати залежністю

$$\Delta D = 2\Delta H / ctg\varphi \,. \qquad \text{(Б.7.8)}$$

Підставивши значення ΔD з залежності (Б.7.8) у (Б.7.7), отримаємо

$$\Delta V = \frac{\pi}{12}\left[D_B^2 H_B - \left(D_B - 2\Delta H / ctg\varphi \right)^2 \left(H_B - \Delta H \right) \right]. \qquad \text{(Б.7.9)}$$

Після перетворення отримаємо

$$\frac{4}{ctg^2\varphi}\Delta H^3 - \frac{4}{ctg\varphi}\left(\frac{H_B}{ctg\varphi} + D_B\right)\Delta H^2 + D_B\left(\frac{4H_B}{ctg\varphi} + D_B\right)\Delta H - \frac{\pi}{12}\Delta V = 0 \quad . \qquad \text{(Б.7.10)}$$

Рівняння (Б.7.10) також є математичною моделлю кругового конічного бункера, але воно містить усі його параметри – H_B, D_B, φ. Воно також, в залежності від неврахованого при вимірюванні об'єму ΔV, дозволяє визначити при цьому абсолютну похибку при вимірюванні висоти матеріалу ΔH, але з варіюванням параметрів D_B, H_B, φ і ΔV.

Промоделюємо процес виникнення похибок відповідно рівнянню (Б.7.6) при різних значеннях висоти бункера і коефіцієнта K. Для H_B=1 м рівняння (Б.7.6) прийме вид

$$\Delta H^3 - 3\Delta H^2 + 3\Delta H - K = 0 \, . \qquad \text{(Б.7.11)}$$

При H_B=0,75 м і H_B=0,5 м рівняння відповідно будуть наступними

$$\Delta H^3 - 2,25\Delta H^2 + 1,6875\Delta H - 0,421875K = 0 \, , \qquad \text{(Б.7.12)}$$

$$\Delta H^3 - 1,5\Delta H^2 + 0,75\Delta H - 0,125K = 0 \, . \qquad \text{(Б.7.13)}$$

Розв'язання рівнянь (Б.7.11), (Б.7.12), (Б.7.13), виконане за допомогою персонального комп'ютера, дає два комплексних спряжених кореня і один дійсний. Комплексні спряжені корені тут не підходять за змістом задачі, тому будемо враховувати дійсні корені. Вони при різних значеннях K і висоти бункера приведені в табл.Б.7.1. З даних табл.Б.7.1 слідує, що при порівняно невеликих об'ємах неврахованого матеріалу у бункері як абсолютне, так і відносне відхилення його рівня зростають при збільшенні ΔV, однак відношення відносних відхилень висоти матеріалу до об'єму при збільшенні ΔV мають лише тенденцію зростання, залишаючись практично незмінними. Такі закономірності не залежать від висоти бункера або матеріалу в ньому, при їх зміні в широких межах.

Дані моделювання при більш великих неврахованих об'ємах матеріалу приведені в табл.Б.7.2. З даних табл.Б.7.2 слідує, що при збільшенні ΔV абсолютні відхилення висоти матеріалу в бункері також зростають. При збільшенні ΔV до 50% відносне відхилення висоти матеріалу складає 20,6299%. Відношення відносних відхилень висоти матеріалу до зміни його висоти $\Delta H/\Delta V$ також мають лише

тенденцію зростання, однак вона більш сильніше виявлена. Визначені закономірності також не залежать від висоти бункера або матеріалу в ньому. Рівняння (Б.7.6), відповідно з яким отримано ці дані, містить лише висоту бункера H_B і параметр K, що характеризує частку неврахованого об'єму ΔV. Порівняно з ним рівняння (Б.7.10) більш різноманітне, оскільки враховує поряд з висотою бункера H_B ще й його діаметр D_B і кут φ при вершині конуса (рис.Б.7.1). Промоделюємо ті ж самі зв'язки в круговому конічному бункері при різних поєднаннях його параметрів.

Таблиця Б.7.1

Результати моделювання зв'язку неврахованого об'єму матеріалу і його висоти в круговому конічному бункері при різній його висоті

Частка неврахованого об'єму ΔV відносно повного об'єму матеріалу, %	Абсолютне відхилення висоти матеріалу ΔH при неврахуванні ΔV, м	Відносне відхилення висоти матеріалу ΔH від номінального значення $H_M=H_B$, %	Відношення відносних відхилень висоти матеріалу до відхилення його об'єму $\Delta H/\Delta V$	Наближене значення відношення $\Delta H/\Delta V$
Висота бункера H_B=1 м				
1	0,003345	0,3345	0,3345	1/3
2	0,006712	0,6712	0,3356	1/3
4	0,013516	1,3516	0,3379	1/3
6	0,020414	2,0414	0,3402	1/3
8	0,027411	2,7411	0,3426	1/3
10	0,034511	3,4511	0,3451	1/3
12	0,041716	4,1716	0,3476	1/3
Висота бункера H_B=0,75 м				
1	0,002508	0,3344	0,3344	1/3
2	0,005034	0,6712	0,3356	1/3
4	0,010136	1,3515	0,3379	1/3
6	0,015311	2,0415	0,3402	1/3
8	0,020559	2,7412	0,3426	1/3
10	0,025883	3,4511	0,3451	1/3
12	0,031287	4,1716	0,3476	1/3
Висота бункера H_B=0,5 м				
1	0,001672	0,3344	0,3344	1/3
2	0,003356	0,6712	0,3356	1/3
4	0,006758	1,3516	0,3379	1/3
6	0,010207	2,0414	0,3402	1/3
8	0,013706	2,7412	0,3426	1/3
10	0,017255	3,4510	0,3451	1/3
12	0,020858	4,1716	0,3476	1/3

Нехай кругові конічні бункери будуть мати параметри, приведені в табл.Б.7.3. Всі три бункери мають однаковий об'єм матеріалу 0,08854605 м^3. При

відмінній їх висоті вони будуть мати різні значення діаметрів основи і кутів при вершинах. Підставимо почергово параметри бункерів, наведені в табл.Б.7.3, у рівняння (Б.7.10) і після перетворень відповідно отримаємо наступні рівняння моделей бункера

Таблиця Б.6.2

Результати моделювання зв'язку неврахованого об'єму матеріалу при великих його значеннях в круговому конічному бункері за умов різної висоти

Частка неврахованого об'єму ΔV відносно повного об'єму матеріалу, %	Абсолютне відхилення висоти матеріалу ΔH при неврахуванні ΔV, м	Відносне відхилення висоти матеріалу ΔH від номінального значення $H_M=H_B$, %	Відношення відносних відхилень висоти матеріалу до відхилення його об'єму $\Delta H/\Delta V$	Наближене значення відношення $\Delta H/\Delta V$
Висота бункера H_B=1 м				
20	0,071682	7,1682	0,3584	1/3
30	0,112096	11,2096	0,3736	1/3
40	0,156567	15,6567	0,3914	1/3
50	0,206299	20,6299	0,4126	1/3
Висота бункера H_B=0,75 м				
20	0,053762	7,1683	0,3584	1/3
30	0,084072	11,2096	0,3736	1/3
40	0,117425	15,6567	0,3914	1/3
50	0,154725	20,63	0,4126	1/3
Висота бункера H_B=0,5 м				
20	0,035841	7,1682	0,3584	1/3
30	0,056048	11,2096	0,3736	1/3
40	0,078284	15,6568	0,3914	1/3
50	0,103150	20,63	0,4126	1/3

$$20,8214\Delta H^3 - 15,8229\Delta H^2 + 4,0081\Delta H - 3,8217\Delta V = 0, \quad \text{(Б.7.14)}$$

$$3,687\Delta H^3 - 4,9894\Delta H^2 + 2,2506\Delta H - 3,8217\Delta V = 0, \quad \text{(Б.7.15)}$$

$$0,3253\Delta H^3 - 0,9889\Delta H^2 + 1,0020\Delta H - 3,8217\Delta V = 0, \quad \text{(Б.7.16)}$$

де ΔV – частка неврахованого об'єму матеріалу в бункері, м^3.

Відповідно рівнянням (Б.7.14), (Б.7.15), (Б.7.16) за допомогою персонального комп'ютера промоделюємо зв'язок між ΔV і ΔH при різних значеннях неврахованого об'єму в бункері і занесемо дані до табл.Б.7.4. З даних табл.Б.7.4 видно, що при широкому діапазоні зміни співвідношення діаметр/висота бункера або матеріалу в ньому від 4,5552 до 0,5695 і використанні іншої математичної моделі (Б.7.10) встановлені раніше співвідношення між відносними похибками неврахованого

об’єму матеріалу в бункері і зміною його висоти не змінюються. Дані, приведені в табл.Б.7.1, і отримані в табл.Б.7.4 повністю співпадають.

Таблиця Б.7.3

Дані бункерів, виконаних у вигляді кругових конусів

Номер бункера	Висота бункера H_B, м	Діаметр бункера D_B, м	Кут при вершині конуса φ
Бункер 1	0,2536	1,1552	66°20′
Бункер 2	0,4508	0,8664	43°50′
Бункер 3	1,0143	0,5776	15°55′

Таблиця Б.7.4

Результати моделювання зв’язку неврахованого об’єму матеріалу і його висоти в круговому конічному бункері при різних значеннях параметрів

Частка неврахованого об’єму ΔV відносно повного об’єму матеріалу, %	Абсолютне значення неврахованого об’єму ΔV, м^3	Абсолютне відхилення висоти матеріалу ΔH при неврахуванні ΔV, м	Відносне відхилення висоти матеріалу ΔH від номінального значення $H_M=H_B$, %	Відношення відносних відхилень висоти матеріалу і неврахованого його об’єму $\Delta H/\Delta V$	Наближене значення відношення $\Delta H/\Delta V$
Бункер 1					
1	0,0008855	0,000847	0,3340	0,3340	1/3
2	0,001771	0,0017	0,6704	0,3352	1/3
4	0,003542	0,003423	1,3499	0,3375	1/3
6	0,005313	0,005171	2,0390	0,3398	1/3
8	0,007084	0,006943	2,7380	0,3422	1/3
10	0,008855	0,008744	3,4480	0,3448	1/3
12	0,010626	0,001057	4,1670	0,3472	1/3
Бункер 2					
1	0,0008855	0,001508	0,3345	0,3345	1/3
2	0,001771	0,003027	0,6717	0,3358	1/3
4	0,003542	0,006097	1,3524	0,3381	1/3
6	0,005313	0,009209	2,0430	0,3405	1/3
8	0,007084	0,012365	2,7428	0,3428	1/3
10	0,008855	0,015568	3,4533	0,3453	1/3
12	0,010626	0,018818	4,1742	0,3478	1/3
Бункер 3					
1	0,0008855	0,003389	0,3341	0,3341	1/3
2	0,001771	0,006801	0,6705	0,3352	1/3
4	0,003542	0,011369	1,3500	0,3375	1/3
6	0,005313	0,020684	2,0392	0,3399	1/3
8	0,007084	0,027773	2,7380	0,3422	1/3
10	0,008855	0,034966	3,4472	0,3447	1/3
12	0,010626	0,042267	4,1670	0,3472	1/3

Промоделюємо зв’язок ΔV і ΔH в круговому конічному бункері з висотою 0,2536 м і кутом φ при вершині 66°20′, але при різних значеннях робочих рівнів

матеріалу. Вихідні дані моделювання зведемо в табл.Б.7.5. Відповідно математичній моделі (Б.7.10) і даних табл.Б.7.5 отримані робочі рівняння

$$20,8214\Delta H^3 - 13,845\Delta H^2 + 3,0687\Delta H - 3,8217\Delta V = 0, \quad \text{(Б.7.17)}$$

$$20,8214\Delta H^3 - 11,8671\Delta H^2 + 2,2545\Delta H - 3,8217\Delta V = 0, \quad \text{(Б.7.18)}$$

$$20,8214\Delta H^3 - 9,8893\Delta H^2 + 1,5657\Delta H - 3,8217\Delta V = 0. \quad \text{(Б.7.19)}$$

Математичне моделювання з використанням залежностей (Б.7.17), (Б.7.18), (Б.7.19) при зміні ΔV в межах від 1% до 12% об'єму матеріалу в бункері при прийнятих робочих висотах показало повне співпадання з раніше отриманими результатами для інших значень цього параметра.

Таблиця Б.7.5

Вихідні дані моделювання зв'язку між ΔV і ΔH в бункері при різних значеннях робочої висоти матеріалу

Робоча висота матеріалу, м	Діаметр конуса при даній робочій висоті, м	Об'єм матеріалу в бункері при даній робочій висоті, $м^3$
0,2219	1,0108	0,059320
0,1902	0,8664	0,037359
0,1585	0,7220	0,021620

В результаті проведеного математичного моделювання встановлено, що при неврахованих об'ємах матеріалу до 12% вихідного значення абсолютні і відносні відхилення його висоти також змінюються. Зростання відхилення неврахованого об'єму приводять лише до тенденції збільшення відношення відносних відхилень висоти матеріалу до об'єму в круговому конічному бункері, яке залишається практично незмінним. Співвідношення діаметр/висота кругового конічного бункера не впливають на встановлені залежності. Співвідношення також не змінюються, якщо в певному круговому конічному бункері технологічний процес буде здійснюватись при різних прийнятих робочих висотах матеріалу. Більш широкі відхилення неврахованого об'єму в межах 20…50% вихідного значення не порушують встановлену тенденцію зміни відношення відносних відхилень висоти матеріалу до його об'єму, але ця тенденція суттєво підсилюється, збільшуючи показник відносно 1/3. Отже, в межах неврахування

об’єму матеріалу в круговому конічному бункері до 15% вихідного значення чітко діє наступна закономірність: “Відношення відносної величини відхилення висоти матеріалу від очікуваного значення в круговому конічному бункері до відносної величини неврахованого його об’єму проти вихідного складає 1/3”. Дана закономірність показує, що у випадку визначення кількості матеріалу в ємкості, наприклад, з відносною похибкою 6%, відносна похибка знаходження висоти матеріалу складе всього 2%. Це важливий результат, оскільки при теоретичному описанні процесів можливо буде допускати різні прийоми, де будуть виникати похибки у визначенні об’єму матеріалу і це не буде прямо позначатись на точності знаходження його рівня. Крім того, можливо буде започаткувати нові підходи визначення рівня сипких і рідких матеріалів в технічних ємкостях, які забезпечують підвищену точність.

Таким чином, як видно з викладеного, математичні моделі кругового конічного бункера є еквівалентним і отримані з використанням точних математичних залежностей, тому є адекватними щодо процесу, який оцінюється. При визначенні об’єму матеріалу в круговому конічному бункері, враховуючи співвідношення 1/3, його рівень необхідно визначати з достатньо високою точністю, оскільки допущена відносна похибка оцінювання об’єму буде в три рази більшою.

Додаток Б.8

Вплив похибок на результати вимірювання об’єму пісків при спрацюванні робочих елементів спіралі

Будь-які вимірювання характеризуються похибками, що підрозділяють на систематичні, випадкові та промахи. Промахи тут практично виникати не можуть, якщо автоматичне вимірювання організоване правильно. Випадкові похибки у даному разі будуть характерними для вимірювання відстані від точки установки ультразвукового рівнеміра до горизонтальної поверхні пісків. Однак похибка вимірювання відстані для конкретного рівнеміра відома, наприклад, складає ±1 мм і змінитись при непорушенні умов його роботи не може. Тому розглянемо вплив систематичних похибок на результат вимірювання висоти пісків.

Систематичні похибки можуть залишатись незмінними або змінюватись за певною закономірністю. Найбільш часто маємо справу з інструментальними систематичними похибками або з тими, що виникають у наслідок зовнішніх причин. Інструментальні систематичні похибки можуть виникати в наслідок неправильної технології або недосконалості виготовлення інформаційного пристрою – це, зокрема, неточності виготовлення шкали, спрацювання та старіння пристрою. Можливі систематичні похибки в наслідок неправильної установки пристрою, за рахунок впливу навколишньої температури, атмосферного тиску, вологості повітря, зовнішніх магнітних і електричних полів. Можливе також виникнення систематичних похибок теоретичної природи за рахунок прийнятих допущень або спрощень у самому методі вимірювання. Як показує аналіз, всі перераховані систематичні похибки можуть бути при вимірюванні даного технологічного параметра виключені. Будемо рахувати, що вони не діють і не вносять похибку у результат вимірювання. Однак у даному випадку при зносі спіралі виникає систематична похибка від зміщення вертикалі вимірювання і від неї необхідно позбавитися.

Додаток Б.9

Основні теоретичні положення методу вимірювання середньозваженої крупності піскового продукту механічного односпірального класифікатора

Для витратоміра феромагнітної пульпи, віднесеного П.П Кремлівським до групи флуктуаційних, справедлива залежність

$$\sigma_{\dot{\xi}} = \frac{\upsilon - \upsilon_1}{k_1 k_2} \sqrt{\frac{n}{2}\left(2k_2^2 + k_1^2\right)}, \qquad (Б.9.1)$$

яка описує середнє квадратичне відхилення (амплітуду) похідної випадкового процесу $\dot{\xi}(t)$ кількості, наприклад, однакових за розміром сферичних часток твердого при переміщенні потоку через контрольований невеликий об'єм простору ΔV. В залежності (Б.9.1) υ – середня швидкість потоку пульпи, υ_1 – середня швидкість потоку пульпи, яка визначається порогом чутливості вимірювального пристрою; k_1, k_2 – незмінні коефіцієнти, що залежать від конструкції перетворювача і епюри швидкостей потоку; n – математичне сподівання кількості однакових за розміром і формою часток твердого у контрольованому об'ємі ΔV. Коефіцієнти k_1 і k_2 зв'язують параметри кореляційної функції, що входять до експоненціальної і гармонічної складових, з середньою швидкістю потоку. Вони передбачають незмінність математичного сподівання n і розміру сферичних часток твердого, що характерно для гідро- і пневмотранспортування ряду сипких матеріалів і пульп в окремих технологічних точках.

Якщо n є незмінною величиною, то за амплітудою $\sigma_{\dot{\xi}}$ похідної випадкового процесу $\dot{\xi}(t)$ відхилення часток твердого від математичного сподівання можливо точно вимірювати середню швидкість потоку, а при незмінному поперечному перерізі потоку - об'ємну витрату пульпи. У випадку вимірювання піскового продукту МОК епюри швидкостей не буде, оскільки обезводнений матеріал наближається до сипкого. Тоді залежність (Б.9.1) прийме вигляд

$$\sigma_{\dot{\xi}} = \frac{\upsilon}{k_1 k_2}\sqrt{\frac{n}{2}\left(2k_2^2 + k_1^2\right)}. \qquad (Б.9.2)$$

Математичне сподівання кількості часток твердого в контрольованому об'ємі простору ΔV можна виразити залежністю

$$n = V_T / V_{ЧТ} = 6V_T / \pi d^3, \qquad (Б.9.3)$$

де V_T – об'єм твердого в контрольованому об'ємі ΔV;

d – діаметр сферичної частки твердого.

З врахуванням (Б.9.3) залежність (Б.9.2) прийме вигляд

$$\sigma_{\dot{\xi}} = \frac{\upsilon}{k_1 k_2}\sqrt{\frac{3V_T}{\pi d^3}\left(2k_2^2 + k_1^2\right)}. \qquad (Б.9.4)$$

У випадку пульпи об'єм твердого V_T в контрольованому об'ємі ΔV може змінюватись, оскільки залежить від густини пульпи і густини руди. Якщо густина руди не змінюється, то у випадку піскового продукту, ущільненого подаючою спіраллю, об'єм твердого у контрольованому об'ємі ΔV буде практично незмінною величиною, тобто $\Delta V = const$. Приймемо додатково $\upsilon = const$. Тоді залежність (Б.9.4) можливо розглядати при певних незмінних значеннях діаметра часток твердого d і відповідно значенням $\sigma_{\dot{\xi}}$ робити судження про кількість відхилених часток різного розміру від середнього значення. Однак сталі k_1 і k_2 раніше розглядалися при незмінній крупності твердого. В процесі лабораторних досліджень першої похідної випадкового процесу $\dot{\xi}(t)$ на матеріалі з середньою крупністю 1,0 і 2,0 мм встановлено, що при зростанні розміру твердого частотний спектр $\sigma_{\dot{\xi}}$ практично не змінюється. Враховуючи, що крупність твердого при цьому змінювалася в чотири рази, можливо коефіцієнти k_1, k_2 в (Б.9.4) вважати такими, що від розміру подрібненого матеріалу в межах однієї технологічної точки не залежать. Тоді залежність (Б.9.4) дозволяє за амплітудою першої похідної випадкового процесу $\dot{\xi}(t)$ визначати кількість відхилених часток конкретної крупності d. Однак такий параметр виміряти не можливо. Тому перейдемо до об'єму, який можливо зафіксувати в таких середовищах. Для цього помножимо ліву і праву сторони рівняння (Б.9.4) на об'єм частки твердого

$V_{ЧТ}=\pi d^3/6$. В результаті у лівій частині (Б.9.4) отримаємо першу похідну зміни об'єму твердого в часі, а праворуч – вираз для її визначення

$$\frac{dV_T}{dt}=\frac{\upsilon}{k_1k_2}\sqrt{\frac{\pi d^3V_T}{12}\left(2k_2^2+k_1^2\right)}. \qquad (Б.9.5)$$

Промоделюємо процес швидкості зміни об'єму твердого в часі в контрольованому об'ємі ΔV вимірюваного середовища при k_1=0,027 м, k_2= 0,0062 м, υ_1= 0,22 м/с, υ_2= 0,33 м/с, υ_3= 0,44 м/с, V_T=2197 мм^3 при зміні розміру сферичних часток d=1 мм; 1,5 мм; 2,0 мм; 2,5 мм; 3,0 мм. Результати математичного моделювання приведені на рис. Б.9.1, з якого видно, що при різних швидкостях переміщення матеріалу повз контрольований об'єм ΔV характер зміни залежності залишається однаковим. Спостерігається незначна нелінійність залежностей, однак в конкретній технологічній точці діапазон зміни крупності подрібненої руди буде меншим і зміна dV_T/dt від d буде практично лінійною. Чутливість методу в кінці діапазону при великих крупностях матеріалу зі зменшенням швидкості переміщення відповідно склала 4435,12; 3326,34 і 2217,55 мм^2/с. Тобто, вона приймає найбільші значення при найбільшій швидкості переміщення матеріалу. При достатньо невеликих швидкостях переміщення матеріалу вона також, достатня, але, враховуючи порівняно невеликі швидкості переміщення пісків, бажано вживати заходи підвищення чутливості іншими підходами, наприклад, при виборі величини контрольованого об'єму і параметрів перетворювача.

Чутливість самого процесу $\xi(t)$ можливо визначити відповідно формулі

$$\delta=\frac{\sqrt{2n}}{n}100\%, \qquad (Б.9.6)$$

де n – математичне сподівання числа часток в контрольованому об'ємі ΔV, шириною, що наближено дорівнює діаметру матеріалу, і площею, яка відповідає контрольованому поперечному перерізу потоку. Тобто, контрольований об'єм середовища може бути розширеним за рахунок нарощування елементарних об'ємів ΔV вздовж напряму руху потоку, які мають незмінну площу

контрольованого перерізу в потоці і ряд складових шириною, що наближено відповідає розміру подрібненого матеріалу.

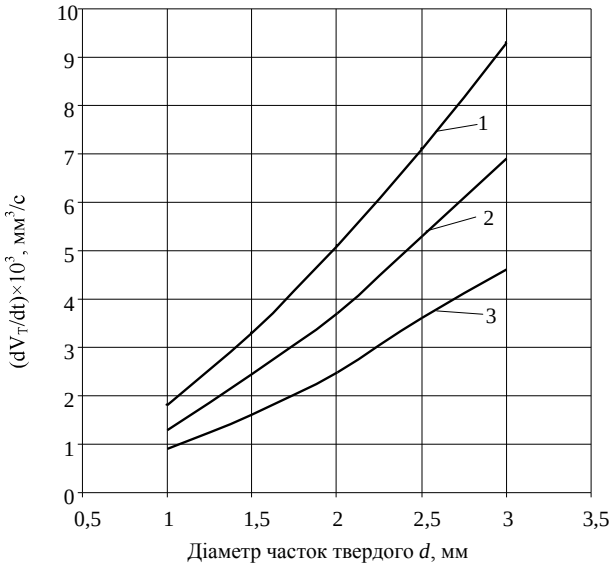


Рис. Б.9.1. Залежність швидкості зміни об’єму твердого в контрольованому об’ємі середовища від діаметра часток руди при різних швидкостях:
1 – υ = 0,44 м/с; 2 – υ = 0,33 м/с; 3 – υ = 0,22 м/с

Величина δ характеризує відносні зміни кількості часток матеріалу в елементарному об’ємі ΔV при його переміщенні. Якщо ця величина буде занадто малою, то зміни кількості часток зафіксувати не буде можливо. З залежності (Б.9.6) видно, що з ростом n чутливість процесу буде зменшуватись. Аналіз показує, що при n≈100 максимальна чутливість δ складає близько 14%, при n≈1000 ця величина дорівнює 4…5%. Якщо n≈10000, найбільші зміни кількості шматків руди складають близько 1,5%. Тому найкращі результати можуть бути отримані при n≈100, стійке вимірювання можна здійснити при збільшенні n до 1000. Реальні вимірювання можливі до n≈1000. При подальшому збільшенні кількості часток матеріалу в елементарному об’ємі шириною близько d вимірювання можливо здійснити лише за допомогою складної і високостабільної апаратури. Враховуючи це, при розробці засобів необхідно відповідально відноситись до розмірів контрольованого об’єму в потоці і виходити з розміру твердого, характерного для даної точки технологічного процесу.

Встановлено, що для матеріалу, представленого сферичними шматками твердого однакового розміру, коефіцієнт розпушення складає 1,3514. Тоді частка твердого в певному об’ємі розпушеного таким чином матеріалу буде дорівнювати

0,74. Тобто, 26% об'єму будуть складати пустоти. Якщо елементарний об'єм при d=3 мм (у даній технологічній точці) буде мати розміри 3×20×50 мм, тобто, ΔV=3000 мм^3, то об'єм твердого в ньому буде V_T=2220 мм^3, що відповідає n=157 шт. Це забезпечить нормальну чутливість процесу $\xi(t)$, однак треба мати на увазі, що при відхиленні розміру матеріалу в бік збільшення, наприклад до d=3,5 мм, кількість часток в елементарному об'ємі не стане меншою 100. У даному випадку n=98,9≈99 шт. Такі параметри контрольованого елементарного об'єму ΔV можливо прийняти. Вони будуть гарантувати високу чутливість вимірювання.

Реалізувати даний підхід визначення крупності піскового продукту можливо непрямим методом контролю властивостей твердого в контрольованому об'ємі ΔV. Найбільш поширеними є методи теплопровідності, електропровідності, діелектричної та магнітної проникності. При значних швидкостях переміщення матеріалу інерційний метод теплопровідності використати не можливо. Крім того, він є достатньо енерговитратним. Аналіз показує, що електропровідність і діелектрична проникність сухих матеріалів, які входять в пульпу, змінюються в широких межах. Крім того, електропровідність і діелектрична проникність магнетиту і кварцу сильно змінюються при змочуванні їх водою, а електропровідність води, в свою чергу, значно залежить від її мінералізації і складу розчинених у ній солей. Враховуючи сказане, контроль об'ємної концентрації твердого в контрольованому об'ємі практично не можливо здійснити за електропровідністю та діелектричною проникністю.

Значення магнітних проникностей діамагнітних і парамагнітних мінералів, що входять до складу твердої фази пульпи, і води незначно відрізняються між собою за величиною (μ=0,999836…1,0064), їх суміш можливо умовно розглядати як однорідне середовище з постійною магнітною проникністю $\mu_{см}$. Оскільки магнітна проникність магнетиту значно більша магнітної проникності матриці і змінюється в нешироких межах ($\mu_м$=6,5), зміна його об'ємної концентрації буде приводити до однозначної зміни магнітної проникності контрольованого об'єму.

Включення корисних компонентів в породах і частки, які отримують в подрібнювальних агрегатах, звичайно мають неправильну форму. Для гірських порід і продуктів подрібнення можливо допустити, що вони мають еліпсоїдальну форму і наближено однакові розміри. При хаотичній орієнтації і будь-якій концентрації таких часток твердого магнітну проникність μ контрольованого об'єму можливо визначати за формулою, запропонованою Вейнбергом А.К., в залежності від об'єму, який займають частки магнетиту. Залежність магнітної проникності $\mu_{см}$ від сумарного об'єму магнетитових включень, які містяться в контрольованому об'ємі, що визначається за даною формулою, близька до лінійної. Реальні значення магнітної проникності нерухомого контрольованого об'єму, визначені за формулою, будуть дещо відрізнятися від знайдених за розрахунками, оскільки на величину магнітної проникності дещо впливає форма і розміри феромагнітних часток матеріалу.

При роботі це не буде здійснювати вагомого впливу зважаючи на те, що форма і розміри часток матеріалу для конкретної руди будуть практично незмінними.

В процесі руху подрібненого матеріалу через нерухомий контрольований об'єм разом зі зміною кількості часток руди в ньому буде змінюватися кількість, а як наслідок, і об'ємний вміст магнітних включень. Тобто, магнітна проникність контрольованого об'єму, через який рухається потік подрібненого матеріалу, буде змінюватись в часі пропорційно відхиленням об'єму твердого. Такий контрольований об'єм можливо використати в якості магнітного опору магнітної системи з постійними магнітами як це показано на рис.Б.9.2.

Постійний магніт 1 (рис.Б.9.2) з допомогою полюсних наконечників 2 створює магнітний потік Φ, який проникає через немагнітну струмонепровідну прокладку 3 товщиною a у матеріал 4, що рухається зі швидкістю υ. Матеріальний потік, рухаючись через нерухомий контрольований об'єм 5, в наслідок зміни магнітної проникності зосередженого в 5 твердого приводить до зімни магнітного потоку Φ_M в магнітній системі, який можливо перетворити у величину, зручну для

подальшого використання. Об’єм 5 створюється завдяки повітряному зазору 6 довжиною *l*.

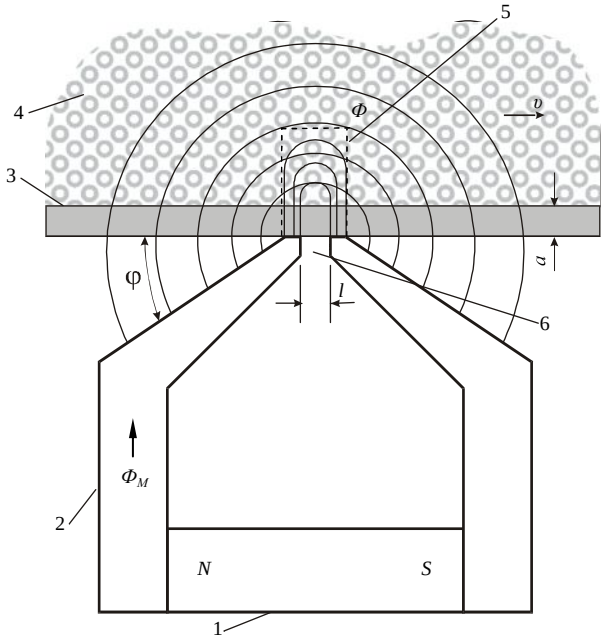


Рис. Б.9.2. Магнітна система з постійними магнітами:
1 – постійний магніт; 2 – полюсний наконечник; 3 – немагнітна і електроізолююча прокладка; 4 - рухомий подрібнений матеріал з магнетитовими включеннями; 5 – нерухомий контрольований об’єм у якому змінюється магнітна проникність; 6 – повітряний зазор

Досвід показує, що контрольований об’єм 5 у вигляді магнітного поля в рухомому потоці матеріалу зручно створювати двома полюсними наконечниками 2, які мають товщину крайок біля повітряного проміжку 2 мм, а біля джерела магніторушійної сили – 10 мм. Від крайок, розташованих біля матеріального потоку, товщина полюсних наконечників поступово зростає до 10 мм. Оптимальним кутом нахилу полюсних наконечників є кут φ, що дорівнює 45°. Ширину полюсних наконечників b_H вибирають з міркувань створення необхідного об’єму нерухомого контрольованого простору. Необхідну ширину нерухомого контрольованого об’єму створюють зміною параметра *l* (рис.Б.9.2). Глибина проникнення магнітного поля в матеріал (третій вимір нерухомого контрольованого об’єму) забезпечується описаною конструкцією магнітної системи.

Магнітний потік Φ, як видно з рис.Б.9.2, має дві складові. Напруженість магнітного поля в таких магнітних системах біля зазору нерівномірна. Максимальне її значення H_3 спостерігається безпосередньо в зазорі. З

віддаленням вздовж нормалі від крайки зазору відбувається зменшення напруженості магнітного поля, яке можливо описати рівнянням

$$H_{П} = K_1 H_З e^{-C1X} + K_2 H_З e^{-C2X}, \qquad (Б.9.7)$$

де K_1, K_2, C_1, C_2 – сталі коефіцієнти, які залежать від конструктивних параметрів магнітної системи;

X – відстань від передньої крайки зазору до конкретної точки вздовж нормалі.

Значення напруженості магнітного поля в зазорі не можливо приймати достатньо великою, оскільки при цьому відбувається притягування і утримання магнітних часток подрібненого матеріалу біля зазору при вільному русі потоку. Це приводить до викривлення ідентифікації розглянутого випадкового процесу аж до повної відмови роботи магнітної системи. Отримати потрібну напруженість магнітного поля в зазорі при певній конструкції магнітної системи можливо підбором необхідної кількості стандартних постійних магнітів за допомогою відомих методик або експериментально. При цьому буде досягнено мінімуму витрачання вартісного магнітного матеріалу в магнітній системі, яким може бути сплав ЮНДК-24.

Магнітна проникність матеріалу в нерухомому контрольованому об’ємі залежить від об’ємного вмісту в ньому феромагнітної складової – магнетиту і може бути визначеною відповідно виразу

$$\mu_{Ko} \cong k_{\mu} Fe_M (\%) V_T, \qquad (Б.9.8)$$

де k_μ – сталий коефіцієнт;

Fe_M – вміст магнітного заліза в твердому.

Магнітний потік в магнітопроводі, що проходить через нерухомий контрольований об’єм, дорівнює

$$\Phi_M = \int_S H_{П} \mu_{Ko} dS, \qquad (Б.9.9)$$

де S – поперечний переріз контрольованого об’єму.

Підставивши значення $H_П$, μ_{Ko} і $dS=b_H dX$ в рівняння (Б.9.9) і перетворивши його, отримаємо

$$\Phi_M = -k_\mu b_H H_З \left(\frac{K_1}{C_1} e^{-C1a} + \frac{K_2}{C_2} e^{-C2a} \right) Fe_M(\%) V_T . \qquad (Б.9.10)$$

Враховуючи для певної конструкції магнітної системи незмінність параметрів, формулу (Б.9.10) можливо подати у вигляді

$$\Phi_M = -K_\Phi Fe_M(\%) V_T , \qquad (Б.9.11)$$

де $K_\Phi = k_\mu b_H H_З \left(\frac{K_1}{C_1} e^{-C1a} + \frac{K_2}{C_2} e^{-C2a} \right)$.

Як видно з рівняння (Б.9.11), магнітний потік в магнітній системі залежить від вмісту магнітних вкраплень і об'єму твердого в нерухомому контрольованому об'ємі, через який рухається матеріальний потік. Отже, він є джерелом інформації про випадковий процес $\xi(t)$. Оскільки $\Phi_П = B_M S_M$, де B_M – магнітна індукція, S_M – площа контура, вимірюючи B_M, наприклад перетворювачем Холла, можливо за напругою на його виході оцінювати випадковий процес $\xi(t)$. Однак чутливість вимірювання буде достатньо низькою, оскільки на тлі загального достатньо великого магнітного потоку будуть з'являться невеликі його збільшення або зменшення як результат відхилення окремих часток. Буде заниженою і точність, оскільки, тут діє повний магнітний потік Φ, а не лише Φ_M.

Значно вагоміший ефект, порівняно з перетворювачем Холла, можливо отримати, використавши індукційну обмотку, в якій при зміні магнітного потоку Φ_M буде індукуватись електрорушійна сила (е.р.с.). При цьому перетворювач стає генератором напруги, струм якого створює власне магнітне поле, яке чинить розмагнічуючий вплив на постійний магніт. В наслідок цього в процесі експлуатації спостерігається зниження напруженості поля в зазорі, а як наслідок, і вихідного сигналу перетворювача. Це явище виключають використанням стабілізованих постійних магнітів. Постійний магніт буде достатньо стабілізованим, якщо його повністю намагнітити до введення в магнітний ланцюг.

Е.р.с., що індукується у вимірювальній обмотці, дорівнює

$$E = -w \frac{d\Phi_M}{dt}, \qquad (Б.9.12)$$

де w – число витків у вимірювальній обмотці;

Φ_M – частина магнітного потоку, що проходить через нерухомий контрольований об’єм.

Підставивши значення Φ_M (Б.9.11) в (Б.9.12) і виконавши перетворення, отримаємо вираз для миттєвих значень е.р.с.

$$E = -wK_{\Phi}Fe_M(\%)\frac{dV_T}{dt}. \qquad (Б.9.13)$$

З врахуванням (Б.9.13) миттєве значення е.р.с., що індукується в обмотці, буде дорівнювати

$$E = -wK_{\Phi}Fe_M(\%)\frac{\upsilon}{k_1k_2}\sqrt{\frac{\pi d^3V_T}{12}\left(2k_2^2 + k_1^2\right)}. \qquad (Б.9.14)$$

Дана залежність порівняно з (Б.9.10) і перетворювачем Холла забезпечує набагато вищу чутливість, оскільки число витків в обмотці може бути значним.

Отже, за допомогою запропонованої магнітоелектричної системи з індукційними обмотками і перетворювачем Холла можливо за е.р.с., що індукується у вимірювальній обмотці і коректується сигналом перетворювача Холла у відповідності з вмістом магнетиту в твердому, оцінювати середньозважену крупність пісків МОК. Магнітоелектричну систему необхідно встановлювати на робочому елементі спіралі, що стабілізує вміст твердого в робочій зоні і швидкість переміщення перетворювача.

Додаток Б.10

Обґрунтування підходу передачі інформації з обертової частини об’єкта на нерухому стосовно кульових млинів і механічних односпіральних класифікаторів

У промисловості отримали широке розповсюдження засоби дистанційної передачі сигналів між нерухомими об’єктами, які засновані на логометрах, компенсаційних схемах з використанням лінійних диференціально-трансформаторних, феродинамічних перетворювачів, мостів змінної та постійної напруги. Для дистанційної передачі кута повороту застосовують обертові трансформатори, індуктосини, сельсини, перетворювачі кута повороту вала в цифровий код. Близькими до них є системи дистанційної передачі з обертових об’єктів числа їх обертів в одиницю часу. Їх базою слугують також генератори постійного і змінного струму. Використовують також частотні системи телевимірювання. Такі системи дистанційної передачі даних не придатні для використання в обертових об’єктах типу кульових млинів.

Більш пристосованими до подібних об’єктів є системи, що визначають відносне положення їх рухомих частин. Тут використовують характерні ознаки обертових об’єктів – виступи, створені штучно елементи. У якості індикаторів звичайно застосовують ємнісні та магнітоіндукційні перетворювачі. Такі системи можуть передавати з обертових об’єктів лише дану інформацію.

Акустичні канали передачі інформації через повітряний простір застосовують у випадках, коли вона формується безпосередньо в об’єкті у вигляді шуму. Стосовно завантаження кульових млинів рудою акустичні системи отримали практично повний розвиток як технічні системи. Розроблялися вони і для контролю шумових характеристик і іншого технологічного обладнання. Однак їх застосовують лише для передачі шумових сигналів, які формуються у технологічному обладнанні і характеризують його стан.

В останні роки розповсюджуються канали передачі інформації, які складаються безпосередньо з частин технологічного обладнання. По ним передаються коливання у вигляді вібрації. Відомі пристрої, що використовують

залежність інтенсивності коливань корпусу млина від внутрішньомлинового заповнення. Тут коливання передаються через барабан млина вхідному опорному підшипнику. Датчик вібрації встановлюють безпосередньо на нерухомому опорному підшипнику. Системи такого типу, що призначені для кульових млинів, достатньо глибоко розроблені. Їх розробляли і стосовно вимірювання вібрації іншого технологічного обладнання. Однак вони використовуються для передачі лише сигналів, що створюються безпосередньо в обладнанні як наслідок його певного стану.

Більш уніфікованими, здатними передавати сигнали, що формуються окремими перетворювачами, є електроконтактні, оптичні та радіотехнічні засоби. Електроконтактні засоби отримали широке розповсюдження в електричних машинах різного призначення. Їх конструкції добре відпрацьовані, але електричні машини при можливості прагнуть використовувати без цих пристроїв. Це зв’язано з підвищенням вартості електричних машин з контактними пристроями та зниженням їх надійності. Відомі недоліки контактних пристроїв електричних машин. В цілому електроконтактним пристроям будуть притаманні недоліки взагалі контактних пристроїв. У випадку кульових млинів контактне кільце необхідно розташовувати над поверхнею барабана. Воно буде мати великий діаметр, де точність вздовж радіуса забезпечити достатньо складно. Нелегко забезпечити необхідну точність установки і в площині обертання контактного кільця. Забезпечити надійний контакт графітових щіток з контактним кільцем також проблематично. Практично непрацездатними виявляються такі засоби в наслідок деформації барабана кульового млина при обертанні під дією великого нерівномірно розташованого кульового та рудного навантаження. При деформуванні барабана переміщується і контактне кільце, що на ньому розташоване. В наслідок цього у даному положенні або збільшується тиск і переміщення на щітки, або розривається контакт. Крім того, контактне кільце довго і складно встановлювати на барабані млина, воно легко пошкоджується при експлуатації та ремонті обладнання. Надійність таких засобів різко зменшується в наслідок того, що в промислових умовах спостерігаються значні зміни

температури, вологості, запиленості та забруднення бризками пульпи. Сказане не дозволяє використати цей канал передачі інформації.

У випадку об’єктів, що обертаються, можливо використати засоби передачі інформації вздовж прямої лінії з особливим виконанням приймача. Ці засоби представлені фото-, інфрачервоними і лазерними пристроями, які мають однаковий принцип дії. Будь-яка така система передачі містить у собі передавальний і приймальний пристрій, які зв’язані між собою оптичним каналом зв’язку. Найпростіша одностороння система лазерного зв’язку містить наступні складові частини. Передавальний пристрій, до якого входять лазер (генерує несучі електромагнітні коливання оптичного діапазону), оптичний модулятор (здійснює управління несучими коливаннями у відповідності з інформацією, що передається), оптична передавальна система (формує оптичне випромінювання каналу зв’язку), апаратура перетворення. Приймальний пристрій складається з оптичної приймальної антени, фотодетектора і апаратури перетворення. Приймальна антена служить для фіксування оптичного випромінювання, яке посилається передавальним пристроєм на чутливу площадку фотодетектора. Останній є перетворювачем енергії лазерного випромінювання в енергію електричних сигналів. Дальність дії таких систем звичайно складає кілька десятків метрів.

Якщо об’єкт рухається, як це має місце в обертових апаратах, то передавальний і приймальний пристрої взаємно переміщуються, що ускладнює зв’язок. При цьому виникає необхідність в спеціальних пристроях пошуку і слідкування, які забезпечують наведення фотоприймача на промінь і утримання його в такому положенні в процесі руху об’єкта. У випадку непрямолінійного руху об’єкта пристрій наведення здійснює переміщення лазера вздовж траєкторії руху за допомогою програмного задавача.

До основних переваг оптичних систем зв’язку відносять широку смугу пропускання, вузьку ширину спектральної лінії випромінювання і його високу направленість. Основним недоліком таких систем передачі є великий вплив навколишнього середовища на розповсюдження випромінювання. При

розповсюдженні оптичного випромінювання відбувається послаблення енергії за рахунок поглинання і розсіювання газоподібними, твердими і рідкими частинками. Крім послаблення випромінювання спостерігається також тремтіння променя, зміна поляризації, флуктуації потужності та ін. Найбільш відчутно недоліки проявляються у тяжких умовах експлуатації більшості обертових об'єктів, які характеризуються великою запиленістю, вологістю, динамічними навантаженнями, вібраціями та іншими несприятливими факторами. Складність відслідковування положення передавальної антени, виділення бризок пульпи та відмічені недоліки не дозволяють використати даний канал передачі інформації з кульових млинів.

Радіотехнічні засоби широко розповсюджені як засоби дистанційної передачі інформації. Відомі радіотехнічні засоби передачі інформації, описані в літературі, передбачають використання головок передавача і приймача. Недоліком даного засобу є складність реалізації, призначення для стаціонарних умов і передача інформації, що стосується зображення об'єктів. Такі пристрої звичайно передбачають створення команд, кодування та ущільнення каналів, передачу сигналів каналом радіозв'язку на відстань, їх прийом, розділення каналів, декодування та отримання команд. Недоліком даних пристроїв є складність реалізації та звичайно спрямованість на передачу команд з пункту керування на борт літальних апаратів. Відомі також пристрої, які передбачають формування події, перетворення події в керуючий сигнал, передачу його за допомогою радіопередавального пристрою на відстань, прийом радіоприймальним пристроєм, перетворення прийнятого сигналу в подію і передачу інформації споживачу. Близькими за технічною суттю є і пристрої, призначені для керування моделями. Їх недоліком є спрямованість на стаціонарні умови реалізації та порівняно низька точність передачі технологічної інформації в промислових умовах. Складність передачі інформації з обертової частини об'єкта на нерухому привела до того, що і засоби контролю технологічних параметрів у млинах і спіральних класифікаторах також практично не розроблялися.

Не дивлячись на сказане, в роботі М.М. Іващенко [Автоматическое регулирование. Теория и элементы систем. Москва. 1962. 628 с.] ще в 1962 році відмічається перспективність радіотехнічних засобів для використання в системах зв'язку з промисловими об'єктами. У безпровідних технологіях, описаних Пожарським Ю.М., Полещенком Д.А., Подковировим І.Ю. [Определение степени заполнения мельницы мокрого самоизмельчения с применением беспроводных технологий. ГИАБ. 2013. №3. С. 249–254.] використовують радіоканал, а в авторському свідоцтві [Экспериментальный анализатор внутримельничного заполнения. №1755322 А1 (СССР): МКИ В02С 25/00, опубл.23.08.92. Бюл.№31] вказується, що радіопередавач встановлено на обертовій частині, а приймач – на нерухомій. Прикладом використання радіотехнічної системи для передачі інформації з обертової частини агрегату на нерухому є пристрій Грінмана І.Г., Сакбаєва Ж.М., Жотабаєва Ж.Р. [Измерение степени загрузки мельниц рудой с помощью телеизмерительного датчика. Обогащение руд. 1969. №1. С. 27–29], який пройшов перевірку у виробничих умовах. Однак тут використовуються звичайні радіотехнічні засоби, які непристосовані до умов збагачувальних фабрик і їх об'єктів, що потребує розробки спеціальної радіотехнічної системи. Тому, зважаючи на відмічене, найбільш придатним для передачі технологічної інформації з обертового об'єкта на нерухомий слід вважати радіометод.

Додаток В

Інформаційне забезпечення кульового млина при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

Додаток В.1

Особливості оптимізації вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода в кульовому млині

Найкращі результати прогнозування можливо отримати в процесі оптимізації при одночасному врахуванні впливу на $K_{T/B}$ діючих факторів. При цьому допустиму похибку прогнозування $K_{T/B}$ можливо забезпечити за рахунок високої точності вимірювання одних параметрів при більш низькій точності контролю інших. При переробленні певного технологічного різнотипу твердого або суміші руд густина δ_T буде незмінною. Незмінні умови її класифікації не будуть змінювати вологовміст пісків $K_П$. Тому ці технологічні параметри не будуть вносити похибки у значення $K_{T/B}$, що спрощує розв'язання задачі. З іншого боку, реалізація керування розрідженням пульпи в пісковому жолобі в автоматичному режимі забезпечує покращення показників роботи кульового млина, але ускладнює досягнення необхідної точності прогнозування значення $K_{T/B}$ в наслідок збільшення похибки визначення витрати води в пісковий жолоб як за рахунок витратоміра, так і системи автоматичного керування її витратою. Тому задачу оптимізації вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода необхідно розглянути заново, щоб не вийти за межі допустимої похибки визначення технологічного параметра.

Аналіз показав, що найбільший вплив на похибку прогнозування $K_{T/B}$ здійснює неточність вимірюваних витрати води в млин, найменший – витрати води в пісковий жолоб односпірального класифікатора. При певному напрямі відхилення похибки вимірювання параметрів два фактори в результат прогнозування $K_{T/B}$ вносять від'ємну похибку і два – додатню. Всі ці фактори

попарно вносять практично однаковий вплив на прогнозування $K_{T/B}$, оскільки будь-яке вимірювання здійснюється з певною похибкою і різниця у відносних похибках звичайно незначна. Враховуючи, що знаки впливів попарно протилежні, це в певній мірі забезпечує компенсацію неточностей вимірювальних засобів. Найкращі результати прогнозування $K_{T/B}$ в кульовому млині можливо отримати на основі оптимізації вибору вимірювальних засобів за їх допустимою похибкою.

Задача оптимізації є актуальною тому, що існують проблеми з точністю вимірювання усіх чотирьох параметрів – Q_{PM}, Q_{VP}, Q_{VBG}, Q_{BM}, особливо об'ємної витрати пульпи у пісковому жолобі класифікатора і води в нього. Метою оптимізації в даній задачі є забезпечення необхідної точності прогнозування співвідношення тверде/вода на вході кульового млина при обмежених ресурсах точності засобів вимірювання технологічних параметрів. При цьому допустиму похибку прогнозування $K_{T/B}$ можливо забезпечити за рахунок більш високої точності вимірювання одних параметрів і максимально високої точності контролю інших. Дана задача відноситься до статичної оптимізації.

Об'єктом оптимізації тут виступає процес прогнозування співвідношення тверде/вода в кульовому млині. Об'єкт оптимізації передбачає виокремлення чотирьох груп параметрів – вхідних, керуючих, збурюючих і вихідних. До вхідних параметрів у даному процесі необхідно віднести витрату руди та води в кульовий млин, витрату пульпи у пісковому жолобі та води в нього. Керуючі параметри, як відомо, це ті, на які можливо здійснювати прямий вплив у відповідності з тими чи іншими вимогами, що дозволяє керувати процесом. За змістом даної задачі до керуючих параметрів слід віднести похибки вимірювання витрати руди та води в кульовий млин, витрати пульпи у пісковому жолобі класифікатора та витрату води у пісковий жолоб. Збурюючі параметри змінюють свої значення в часі випадковим чином. Вони звичайно не доступні для вимірювання. За змістом у даній задачі збурюючими параметрами могли б виступати густина руди і вміст вологи в пісках класифікатора, однак вони тут є практично незмінними. У даному випадку замість вихідних параметрів доцільніше використовувати термін "параметр стану", оскільки саме ця величина

характеризує стан матеріалу у кульовому млині. Таким параметром є співвідношення тверде/вода в кульовому млині. Як видно, даний процес оптимізації містить чотири змінних – ΔQ_{PM}, ΔQ_{BM}, ΔQ_{VP} і ΔQ_{VBG}. Математичною моделлю даного об'єкта оптимізації є залежність $K_{T/B}$. Обмеження на вхідні величини тут задаються у вигляді нерівностей: $Q_{PMmin} \leq Q_{PM} \leq Q_{PMmax}$; $Q_{BMmin} \leq Q_{BM} < Q_{BMmax}$; $Q_{VPmin} \leq Q_{VP} < Q_{VPmax}$; $Q_{VBGmin} \leq Q_{VBG} < Q_{VBGmax}$.

Для розв'язання задачі необхідно визначитись з критерієм оптимальності. В якості критерію оптимальності може бути висунута вимога забезпечення відносної похибки прогнозування співвідношення тверде/вода в кульовому млині, що дорівнює деякому максимально допустимому значенню. В процесах збагачення таку величину приймають на рівні ±3,0%. Тому критерій оптимальності в даній задачі встановимо $J=\delta_{KT/B}$, $\% \leq |3{,}0\%|$.

Виходячи з розглянутого та враховуючи число змінних, вид математичної моделі та вид обмежень, приходимо до висновку, що для розв'язання даної задачі оптимізації підходить метод динамічного програмування.

Метод динамічного програмування є ефективним засобом розв'язання задач оптимізації дискретних багатостадійних процесів, для яких загальний критерій оптимальності описується адитивною функцією критеріїв оптимальності окремих стадій. Тут виокремлюємо чотири стадії оптимізації, розуміючи під стадією один з вимірювальних засобів, тобто його вибір.

Задачу оптимізації багатостадійного процесу можливо сформулювати як задачу пошуку оптимальної стратегії, для якої критерій оптимальності J приймає максимальне або мінімальне значення. У даній задачі критерій оптимальності може зростати, але не перевищувати $|3{,}0\%|$ заданого нормативного значення співвідношення тверде/вода. В основу методу динамічного програмування покладено принцип оптимальності, суть якого можливо звести до наступного. Оптимальна стратегія володіє тією властивістю, що яким би не був початковий стан багатостадійного процесу і керуючий вплив на першій стадії, наступні керування на усіх стадіях повинні складати оптимальну стратегію відносно стану першої стадії, який визначається початковим станом процесу і керуванням на

першій стадії. Процедура застосування принципу оптимальності для оптимізації багатостадійного процесу, звичайно, повинна починатися з останньої стадії, для якої не існує наступних стадій, які можуть впливати на вибір керування на стадії, що розглядається. У багатьох практичних задачах, як і в даній, така послідовність не обов'язкова.

Метод динамічного програмування фактично являє собою алгоритм визначення оптимальної стратегії керування на усіх стадіях процесу. Закон керування на кожній стадії звичайно знаходять шляхом розв'язання частинних задач оптимізації послідовно для усіх стадій процесу за допомогою інших методів дослідження. В переважній більшості практичних задач кінцевий розв'язок отримують лише в чисельній формі. Результати розв'язання звичайно зводять в таблиці. Скористаємося методом Гауса-Зайделя. У цьому методі почергово змінюють усі незалежні змінні так, щоб на кожній з них досягалося найбільше (найменше) значення критерію оптимальності. Черговість варіювання незалежних змінних при цьому можливо встановлювати довільно.

Динамічне програмування використовують для оптимізації математично описаних процесів. У даному випадку це буде залежність $K_{T/B}$, де величини Q_{PM}, Q_{BM}, Q_{VP} і Q_{VBG} вимірюються певними засобами з похибками і ці засоби необхідно вибрати так, щоб результуючий критерій $J=\delta_{KT/B}$, %≤|3,0%|. Результуючий критерій оптимальності буде дорівнювати сумі критеріїв оптимальності, отриманих у кожній стадії. На підставі $K_{T/B}$ можливо записати вираз для визначення відхилення цього параметра при розрахунку критерію оптимальності однієї з стадій, наприклад для Q_{PM}

$$K_{(T/B)\delta} = \frac{A_\delta\left(Q_{VP} - Q_{VBG}\right) + \left(Q_{PM} \pm \Delta Q_{PM}\right)}{Q_{BM} + Q_{BGM} + K_n\left[A_\delta\left(Q_{VP} - Q_{VBG}\right)\right]}, \qquad \text{(В.1.1)}$$

де $K_{(T/B)\delta}$ – співвідношення тверде/вода визначене з абсолютною похибкою;

$J_i=(K_{(T/B)B} \pm K_{(T/B)\delta i})$ – критерій оптимальності в i-й стадії;

ΔQ_{PM} – абсолютна похибка вимірювання масової витрати руди.

Аналогічно можливо знайти критерії оптимальності J_i для інших стадій. Величина критерію оптимальності буде залежати лише від стану входу першої

стадії. У даній задачі вхід першої стадії відповідає нульовому значенню критерію оптимальності.

Отже, скориставшись викладеним підходом, можливо здійснити найкращий в даних умовах вибір вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода на вході кульового млина.

Додаток В.2

Оптимізація вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода в кульовому млині, що переробляє руду з пісками механічного односпірального класифікатора

У даній задачі в процесі оптимізації необхідно вибрати вимірювальні засоби так, щоб $J \leq |3{,}0\%|$. Оцінки будемо визначати відповідно залежності $K_{T/B}$ в абсолютних значеннях похибок в кожній стадії оптимізації. Їх значення зведено в табл.В.2.1. Сумарне абсолютне значення похибки переведемо у відносну похибку, враховуючи $K_{(T/B)B}$=4,3.

Оптимізацію тут можливо розпочати з будь-якої величини. В першій стадії розглянемо вибір засобу вимірювання витрати руди в млин. В табл.В.2.1 при прийнятих значеннях параметрів в залежності $K_{T/B}$ (A_δ=2363,897 кг/м^3; δ_B=1000 кг/м^3; δ_T=3300 кг/м^3; K_n=0,12; Q_{PM}=220 т/год; Q_{PP}=200%Q_{PM}; $K_{T/B}$=4,3; Q_{VBG}=24,3 т/год; Q_{VP}=176,6 м^3/год; Q_{BM}=105,19 м^3/год) приведені абсолютні похибки, що виникають при прогнозуванні $K_{T/B}$ під дією вимірювання технологічних параметрів з певною відносною похибкою. З даних табл.В.2.1 витікає, що абсолютна похибка прогнозування $K_{T/B}$ при збільшенні відносної похибки вимірювання витрати руди зростає. Найкращі результати будуть при найменшій похибці вимірювання. Конвеєрні ваги можуть забезпечити похибку вимірювання витрати руди на рівні одного відсотку. Тому відхилення фактичного значення $K_{(T/B)Ф}$ від базового $K_{(T/B)B}$ складе 0,01580, тобто $J_{абс}$=0,01580 у першій стадії оптимізації. Оптимізацію у другій стадії здійснимо відносно вимірювання витрати води в кульовий млин. Оскільки для модернізованих індукційних витратомірів останніх зразків підтверджують відносну похибку ±2,0%, то критерій оптимальності у другій стадії оптимізації складе $J_{абс}$=0,04110 (табл.В.2.1). Третя стадія оптимізації зв’язана з вибором витратоміра пульпи у пісковому жолобі класифікатора. Такий витратомір є самим неточним пристроєм. Нехай він забезпечить відносну похибку вимірювання об’ємної витрати пульпи на рівні ±3,0%. У зв’язку з цим на даній стадії оптимізації абсолютна похибка

прогнозування $K_{T/B}$ збільшиться на саму більшу величину. Критерій оптимальності тут буде $J_{абс}$=0,04515 (табл.В.2.1). Четверта стадія оптимізації зв'язана з вибором засобу вимірювання витрати води в пісковий жолоб МОК. Тут також буде порівняно велика відносна похибка, оскільки характеристики витратоміра будуть ще погіршуватись системою автоматичного керування витрати води. При відносній похибці витратоміра води ±2,0% її можливо прийняти збільшеною на 1%, тобто ±3,0%. Тоді критерій оптимальності в четвертій стадії оптимізації відповідно табл.В.2.1 складе $J_{абс}$=0,03200.

Таблиця В.2.1

Абсолютні похибки прогнозування співвідношення тверде/вода в кульовому млині при вимірюванні варійованих параметрів з різними похибками

Варійований параметр	Відносні похибки вимірювання варійованих параметрів, %				
	1	2	3	4	5
Витрата руди в млин	**0,01580**	0,03159	0,04730	0,06321	0,07912
Витрата води в млин	0,02069	**0,04110**	0,06106	0,08084	0,10105
Витрата пульпи в пісковому жолобі	-	0,03038	**0,04515**	0,06020	0,07482
Витрата води в пісковий жолоб	-	0,02100	**0,03200**	0,04200	0,05300

Графічна інтерпретація оптимізації вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода на вході кульового млина показана на рис.В.2.1. З нього видно, що перед оптимізацією похибка відсутня і абсолютне значення критерію оптимальності дорівнює нулю. Потім похибка від стадії до стадії зростає і в четвертій стадії оптимізації критерій приймає найбільше значення, яке дорівнює 0,13405. Оскільки результуючий критерій оптимальності дорівнює сумі абсолютних значень частинних критеріїв, то $J_{абс.рез}$=0,13405, а його відносне значення складає $J_{відн}$=3,12%, що дещо перевищує допустимі 3,0%.

Раніше ніж перейти до практичної реалізації оптимального режиму оцінимо чутливість оптимального розв'язку до зміни параметрів. Під чутливістю оптимуму перш за все розуміють величину відносної зміни критерію

оптимальності при відхиленні керуючих діянь від оптимальних значень. Однак в поняття чутливості оптимуму звичайно відносять не лише залежність критерію оптимальності від керуючих діянь, але також і від останніх параметрів математичної моделі, для яких в процесі моделювання необхідно задавати чисельні значення. До таких параметрів відносять вхідні та збурюючі впливи процесу оптимізації. Як було показано, згадані параметри змінюються неістотно і похибкою, що зв'язана з цим, можливо знехтувати. Дослідження показали, що відбувається компенсація зміни вмісту вологи в пісках класифікатора. Розрахунки, проведені на персональному комп'ютері, показали, що при зміні вмісту вологи в пісках класифікатора від 10 до 14% похибка визначення $K_{T/B}$ не виникає. Ефект стабілізації забезпечується і відносно густини руди δ_T. Розрахунки, виконані на персональному комп'ютері для різних режимів роботи, показують, що в межах максимально можливих змін густини бідних залізних руд від 3100 до 3500 кг/м^3 співвідношення тверде/вода не змінюється.

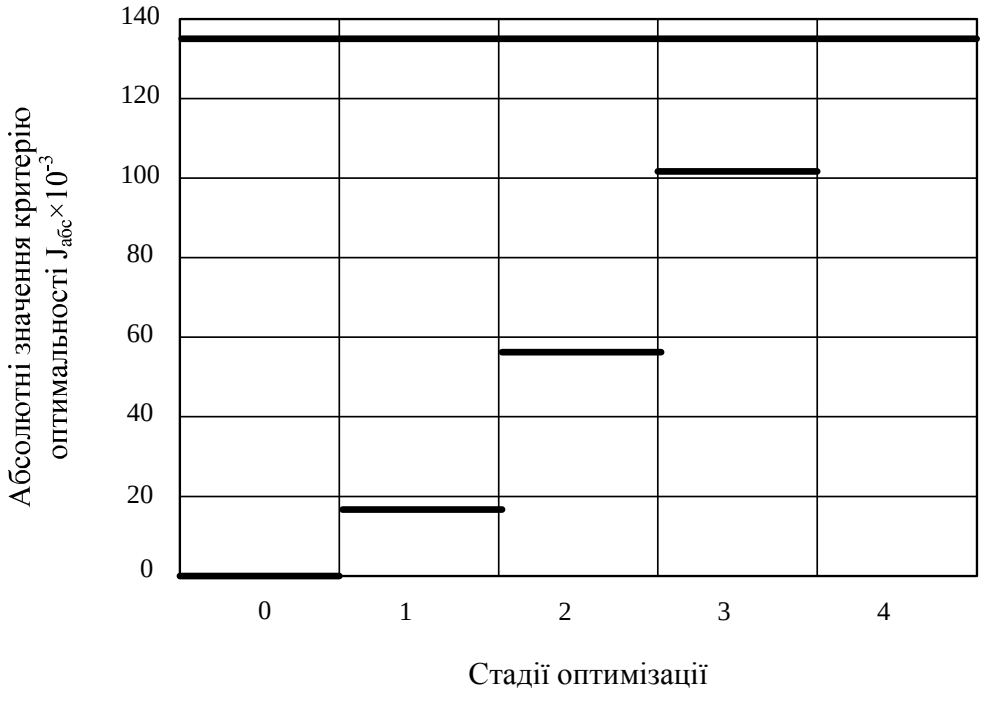


Рис.В.2.1. Оптимізація вибору вимірювальних засобів при прогнозуванні співвідношення тверде/вода на вході кульового млина, що подрібнює вихідну руду з пісками класифікатора

Вплив на $K_{T/B}$ керуючих параметрів – вимірюваних величин більш суттєвий. Це стосується похибок вимірювання витрати руди і води в кульовий млин $\pm\Delta Q_{PM}$, $\pm\Delta Q_{BM}$, об'ємної витрати пульпи у пісковому жолобі класифікатора

$\pm\Delta Q_{VP}$ і витрати води у пісковий жолоб $\pm\Delta Q_{VBG}$. Цей вплив на $K_{T/B}$ видно з даних табл.В.2.1. Чутливість оптимуму до зміни керуючих параметрів тут достатньо висока і точність вимірювальних засобів, які використовуються, необхідно надійно забезпечувати. В той же час прогнозування $K_{T/B}$ здійснюється доступними засобами, які не є прецизійними і мають доступну вартість. Оскільки точність конвеєрних вагів вже підвищена до найбільшого можливого значення, а похибки формування піскового потоку і води в пісковий жолоб МОК збільшилися до ±3%, відомим підходом не можливо досягти точності забезпечення значення $K_{T/B}$, яка не перевищує допустимих ±3%.

Отже, доведено, що забезпечити точність оцінювання співвідношення тверде/вода на вході кульового млина відомим підходом, що базується на математичній моделі $K_{T/B}$, існуючими вимірювальними засобами не можливо.

Додаток В.3

Визначення базових параметрів подрібнення самої дрібної руди конкретного технологічного різнотипу в кульовому млині і таких же параметрів для руди довільної крупності

Відомо, що чим більш крупна руда в завантаженні кульового млина тим довше її необхідно за даних умов подрібнювати для отримання заданої крупності твердого в розвантаженні. Знайдемо умови такого подрібнення.

Будь-який режим роботи кульового млина на збагачувальній фабриці перевіряється експериментально, а потім використовується. Знайдений і перевірений режим подрібнення самої дрібної руди передбачає певну рудну продуктивність Q млина крупністю $d_{ср1}$ при подрібненні її до крупності $d_{ср2}$ при розрідженні $K_{P/B}$ і в'язкості пульпи ν_1. Даний режим характеризується швидкістю w_1 і часом T_1 проходження пульпи через барабан млина. Отже, в даному підході обсяг промислових експериментів зменшується в два рази. Однак ці дані можливо взяти і з конкретного виробництва.

Необхідно знайти T_2 – час руху пульпи через барабан млина при середньозваженій крупності вхідної руди $d'_{ср1}$ та підхід реалізації цього руху.

Енергетичною мірою подрібнення руди різної крупності може бути залежність для визначення величини корисно витраченої енергії в цьому процесі. Для промислового експерименту кінцева крупність подрібнення руди в розвантаженні кульового млина в середньозваженому вираженні складає 0,58 мм, а в середньогармонічному – 0,082 мм. Середньозважена крупність руди на вході кульового млина становить 4,0 мм, а середня гармонічна зважена крупність – 0,26 мм. Для цієї руди повністю відпрацьований технологічний процес, для якого співвідношення руда/вода становить $K_{P/B}$=2,8, а в'язкість пульпи складає ν=0,00006 м^2/с, продуктивність 170 т/год, час проходження пульпою барабана млина T=27,98 хв. Ці базові дані можливо використати для визначення технологічних параметрів при зміні крупності руди на вході кульового млина.

Необхідно відмітити, що корисно витрачена енергія на подрібнення однієї і тієї ж кількості руди при різній крупності однаковою не буде. Ця кількість енергії буде константою, залежною лише від середньозваженої (середньої геометричної зваженої) крупності руди, яку можливо визначити. Однак різними будуть продуктивності, які зменшуються при зростанні крупності.

Величина циркулюючого навантаження визначається відношенням вмісту крупного класу в розвантаженні млина до вмісту в ньому готового продукту. Оскільки подрібнення виконується до середньозваженого розміру $d_{ср2}$, то відносний вміст крупного класу і готового продукту в розвантаженні млина при подрібненні самої дрібної руди і руди з більшою крупністю буде практично однаковим. Рахуючи ефективність класифікації цих продуктів практично однаковою, можливо записати

$$\frac{П_1}{Q_1} = \frac{П_2}{Q_2} \quad або \quad C_1 = C_2, \tag{В.3.1}$$

де $П_1$, $П_2$ – відповідно витрата пісків при подрібненні дрібної і більш крупної руди;

Q_1, Q_2 – відповідно рудна продуктивність млина при подрібненні дрібної і більш крупної руди;

C_1, C_2 – циркулююче навантаження в частках одиниці при подрібненні дрібної і більш крупної руди, де C_1 – відома величина з промислового експерименту, проведеного на самій дрібній руді.

При постійному заповненні млина пульпою, незалежно від величини циркулюючого навантаження, тривалість подрібнення обернено пропорціональна кількості матеріалу, що завантажується в технологічний агрегат

$$\frac{T_1}{T_2} = \frac{(1 + C_2)Q_2}{(1 + C_1)Q_1},$$

звідки

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{(1 + C_1)T_1}{(1 + C_2)T_2},$$

або, враховуючи, що C_1=C_2

$$Q_2 = \frac{T_1}{T_2} Q_1. \qquad \text{(В.3.2)}$$

Отже, для визначення продуктивності кульового млина при збільшеній крупності вихідної руди необхідно знайти час її подрібнення T_2.

Кількість корисно витраченої енергії на подрібнення певної кількості дрібної руди буде дорівнювати

$$E_{1\min} = 1{,}33154 \cdot 10^{-6} \left(\frac{1}{d_{СГ}} - \frac{1}{D_{СГ\min}} \right) Q_E. \qquad \text{(В.3.3)}$$

Кількість корисно витраченої енергії на подрібнення тієї ж кількості Q_E більш крупної руди буде дорівнювати

$$E_{1П} = 1{,}33154 \cdot 10^{-6} \left(\frac{1}{d_{СГ}} - \frac{1}{D_{СГП}} \right) Q_E. \qquad \text{(В.3.4)}$$

де $D_{СГП}$ – середньогармонічна зважена поточна крупність руди на вході кульового млина.

Для подрібнення Q_E руди мінімальної крупності необхідно корисно витратити E_{1min} енергії. Подрібнення буде тривати T_1 хвилин. Для подрібнення Q_E руди поточної (більшої) крупності необхідно корисно витратити $E_{1П}$ енергії. Таке подрібнення буде тривати довше, оскільки руда більш крупна. Таку ж аналогію можливо провести і відносно неперервного подрібнення руди в технологічних умовах. В прийнятих технологічних умовах руда подрібнюється за час T_1, хв. Ця величина відома. Тоді можливо записати пропорцію

$$\frac{E_{1\min}}{E_{1П}} = \frac{T_1}{T_2}. \qquad \text{(В.3.5)}$$

де T_2 – невідома тривалість подрібнення більш крупної руди.

Тривалість подрібнення більш крупної руди з виразу (В.3.5) буде дорівнювати

$$T_2 = \frac{E_{1П}}{E_{1\min}} T_1. \qquad \text{(В.3.6)}$$

Тепер при продуктивності кульового млина Q_2 необхідно забезпечити тривалість подрібнення руди T_2. Вона буде більшою T_1. Це можливо здійснити

зменшенням швидкості просування пульпи вздовж барабана млина, тобто, збільшенням в’язкості пульпи.

Отже, використовуючи отримані залежності, можливо автоматично визначати рудну продуктивність млина і тривалість подрібнення руди при зміні крупності вихідного живлення.

Додаток В.4

Характеристика підходів оцінювання стану кульового завантаження млинів, що працюють у замкненому циклі з механічним односпіральним класифікатором першої стадії подрібнення руди

Відомо, що найвища продуктивність млина досягається при заповненні барабана кулями на 50%. Здебільшого кульові млини працюють при заповненні кулями на 40-50%. Практика показує, що заповнення барабана млина кулями тримають на рівні 40%, оскільки експериментально підтверджено максимум продуктивності при такому завантаженні. Встановлено, що суміш куль різного розміру більш продуктивна, ніж однакові молольні тіла. Питання раціонального живлення млинів кулями ставляться давно і продовжують ставитись, оскільки практикою доведено, що млини, які завантажені кулями чотирьох-п’яти розмірів, забезпечують на 10…15% більш високу продуктивність порівняно з технологічними агрегатами з однорозмірним молольним середовищем. З точки зору максимуму продуктивності існує оптимальна характеристика крупності кульової суміші. Максимальний розмір куль і характеристику крупності їх суміші уточнюють експериментальним шляхом. Існують підібрані суміші куль для певних умов роботи, матеріалу і технологічних агрегатів. Розроблені прийоми визначення початкової оптимальної характеристики крупності куль, її підтримання в процесі роботи шляхом додавання нових молольних тіл на зміну спрацьованим. Даний підхід дозволить економити мільярди грошових одиниць на рік у країнах з розвинутою гірничо-видобувною промисловістю, однак для цього необхідно керувати станом кульового завантаження. Для забезпечення оптимального кульового завантаження на рівні близько 40% і, як наслідок, найбільшої продуктивності млина, необхідно безперервно оцінювати його стан – або вимірювати об’єм в барабані, або величину спрацьованого кульового завантаження. Дану проблему розв’язують різними шляхами, в основному починаючи з початку 70-х років минулого століття. Одним з перших, який реалізується і в теперішній час, є принцип тимчасового керування. Він більш-

менш ефективно застосовується для млинів за умов стабілізації вихідного живлення, коли певна партія куль завантажується через заданий інтервал роботи (звичайно через добу). За умов більш широкої зміни продуктивності кульових млинів застосовували принцип слідкування за кількістю подрібненої руди. Ці підходи мають низьку точність підтримання кульового завантаження. Здавна помічено зменшення навантаження приводного двигуна млина при спрацюванні подрібнюючого середовища. Тому завантаження куль в технологічний агрегат почали здійснювати за енергетичними параметрами приводного електродвигуна. Спочатку розроблялися пристрої контролю активного струму статора електродвигуна кульового млина, потім активної потужності. На рівні винаходів були запропоновані пристрої з акустичним перетворювачем, засоби з контролем частоти виходу з млина недоподрібнених шматків руди, витрати спрацьованого від куль і футеровки металу, вимірюванням активної потужності і звукометричного сигналу, визначенням кореляційного зв'язку між спрацюванням куль і футеровки та пристрої, що включають зміну подачі куль і вимірювання поточної ваги млина та рівня заповнення барабана подрібнюваним матеріалом і мололльними тілами. Ці пропозиції в подальшому не розвивалися і на практиці не використовувалися. Системи, засновані на вимірюванні активної потужності приводних двигунів, продовжили удосконалюватися. Вони будувалися з використанням залежності сигналу середнього значення активної потужності електропривода млина від маси куль в барабані. В основному дослідники розвивають даний підхід. Так, до цих же систем в 2006 році повертається M. J. Daniel, а в 2008 році – К.Я. Улітенко, який запропонував метод оцінки оптимальності кульового заповнення млинів на основі контролю розвантаження об'єму барабана при дискретному завантаженні порції куль. Є.В. Кочурою, О.М.Марютою і В.І.Дмитрієвим запропоновано спосіб регулювання кульового завантаження з вимірюванням дисперсії пульсацій моменту, прикладеного до вала приводного двигуна. У сучасних умовах його досліджено в роботі з використанням DEM-моделювання. Відмічено, що сигнал крутного моменту на кульових млинах містить достатню інформацію, щоб однозначно характеризувати

рівень навантаження технологічного агрегату. Тут пропонується методологія оцінки рівня заповнення млина на основі спектрального аналізу крутного моменту. Отже, в основному розробки базуються на вимірюванні активної потужності приводу кульового млина. Використання крутного моменту і DEM-моделювання з залученням спектрального аналізу замість вимірювання активної потужності приводу практично нічого нового не вносять, оскільки принцип вимірювання залишається попереднім. Сам принцип завантаження кульового млина мололльними тілами не може відрізнятися високою точністю, виходячи з ряду причин. Наприклад, формула потужності кульового млина, що працює у водоспадному режимі, містить внутрішній діаметр барабана, який змінюється при спрацюванні футеровки. Ця ж формула дає завищені значення потужності, оскільки при падінні кульового навантаження відбувається “віддача” частини її енергії на обертання барабана млина. Яку частину загальної енергії кульового завантаження складає ця “віддача” точно не встановлено. Крім того, приводний електродвигун споживає загальну активну потужність, яка поряд з корисною, витрачається на подолання внутрішніх втрат, втрат у редукторах, власних підшипниках і підшипниках безпосередньо технологічного агрегату, де вони значні і непостійні в часі, а кульове навантаження зв’язане лише з її корисною часткою. При зміні циркулюючого навантаження також суттєво зростає або зменшується і момент опору завиткового живильника, що ще вносить вагому додаткову похибку. Тому на практиці приймають, що корисна потужність приводного електродвигуна млина складає 75…90% (за іншими даними 75…85%) від її загального значення. За цих умов практично не можливо вести мову про рівень похибки, який задовольнить технологічний процес. Тим більше, що добове зменшення маси подрібнюючого середовища в кульовому млині складає близько 4…5%. Слід також мати на увазі, що різке зменшення споживаної активної потужності млином частіше всього свідчить не про зменшення кульового завантаження, а про його технологічне перевантаження. Тому нині не існує альтернативи недосконалому часовому принципу керування станом кульового завантаження млинів і його вимушені застосовувати, значно втрачаючи

продуктивність, перевитрачаючи електроенергію, кулі і футеровку. Зважаючи на це, задача удосконалення контролю за станом кульового завантаження млинів є актуальною і потребує подальшого дослідження.

Отже, напрям здійснення контролю кульового завантаження млина доцільно зберегти, але необхідно відшукувати більш досконалий підхід.

Додаток В.5

Основні наукові підходи методу непрямого прогностичного оцінювання стану оптимального кульового завантаження млина, що подрібнює руду на збагачувальних фабриках

Робота подрібнення руди в кульових млинах виражається у заново створеній поверхні. В таких випадках прийнято користуватись питомою поверхнею сипкого матеріалу s_P=S/Q, де S – поверхня Q кг сипкого матеріалу. Замінимо дійсний сипкий матеріал ідеальним, який складається з однакових за розміром часток твердого кубічної форми. Тоді питома поверхня сипкого матеріалу буде дорівнювати

$$s_P = 6/\delta_T d_C \,, \qquad \text{(В.5.1)}$$

де δ_T – густина руди;

d_C – розмір окремого шматка руди.

Враховуючи (В.5.1), можливо стверджувати, що питома поверхня сипкого матеріалу може слугувати мірою його крупності.

Застосуємо формулу (В.5.1) до відібраної проби сипкого матеріалу масою m, представленої n вузькими класами крупності, де середнє значення розміру будемо визначати як середнє арифметичне $(d_i+d_{i+1})/2$. Нехай матеріал в пробі буде ідеалізованим, в якому вузький клас подано кубиками з середнім значенням d_{Ci}. Тоді поверхня часток твердого в кожному вузькому класі крупності визначиться залежністю

$$S_i = \frac{6 \cdot m_i}{\delta_T d_{Ci}}, \qquad \text{(В.5.2)}$$

де m_i – масовий вихід вузького класу крупності.

Аналогічно запишемо залежність для всієї проби сипкого матеріалу

$$S_\Sigma = \frac{6 \cdot m}{\delta_T d_C}, \qquad \text{(В.5.3)}$$

де d_C – середній розмір твердого у відібраній пробі матеріалу.

Баланс поверхонь для всієї проби сипкого матеріалу $S_\Sigma=\Sigma S_i$ подамо у вигляді

$$\frac{6\cdot m}{\delta_T d_C}=\frac{6\cdot m_1}{\delta_T d_{C1}}+\frac{6\cdot m_2}{\delta_T d_{C2}}+\ldots+\frac{6\cdot m_n}{\delta_T d_{Cn}}$$

або

$$\frac{m}{d_C}=\frac{m_1}{d_{C1}}+\frac{m_2}{d_{C2}}+\ldots+\frac{m_n}{d_{Cn}}. \qquad \text{(В.5.4)}$$

Подавши праву частину (В.5.4) у вигляді суми, запишемо

$$\frac{m}{d_C}=\sum_{i=1}^{n}\frac{m_i}{d_{Ci}}, \qquad \text{(В.5.5)}$$

звідки

$$d_C=\frac{m}{\sum\limits_{i=1}^{n}\frac{m_i}{d_{Ci}}}=d_{CГ}. \qquad \text{(В.5.6)}$$

В залежності (В.5.6) d_C є середній розмір твердого, розрахований як середнє гармонічне зважене за масовими виходами фракцій. Позначимо його через $d_{CГ}$. Отже, залежність (В.5.1) можливо застосовувати для розрахунку питомої поверхні дійсного сипкого матеріалу, де тверде подане частками різного розміру і форми, якщо $d_C=d_{CГ}$, тобто визначене за (В.5.6).

При випробуванні технологічних процесів, обладнання, розробці контрольно-вимірювальних засобів використовують середньозважений розмір твердого в сипкому матеріалі, який визначають відповідно залежності

$$d_{C3}=\frac{d_{C1}\cdot m_1+d_{C2}\cdot m_2+\ldots+d_{Cn}\cdot m_n}{\sum\limits_{i=1}^{n}m_i}=\sum_{i=1}^{n}d_{Ci}\cdot m_i/m. \qquad \text{(В.5.7)}$$

Перемножимо ліві і праві частини виразів (В.5.6) і (В.5.7), скоротимо отриманий вираз на m, з якого отримаємо

$$d_{CГ}=\sum_{i=1}^{n}d_{Ci}\cdot m_i \Big/ d_{C3}\sum_{i=1}^{n}\frac{m_i}{d_{Ci}}. \qquad \text{(В.5.8)}$$

В залежності (В.5.8) параметри d_{Ci} і m_i відповідно означають середні значення вузьких класів крупності і їх масовий вихід в пробах, тому між $d_{CГ}$ і d_{C3} існує

зв'язок. Цей зв'язок функціональним не буде, оскільки $\sum_{i=1}^{n} d_{Ci} \cdot m_i$ і $\sum_{i=1}^{n} m_i / d_{Ci}$, крім того, визначаються характеристикою крупності сипкого матеріалу. Тому дану залежність можливо застосовувати в межах конкретного сипкого матеріалу, наприклад вихідної руди, пісків класифікатора, розвантаження кульового млина. Для певного технологічного різнотипну руди або суміші руд і технологічного обладнання в межах конкретного продукту технологічної схеми це практично буде функціональна залежність.

Дослідним шляхом доведено, що спрацювання куль за певних умов пропорціональне витраті корисної енергії. Тому визначимо роботу дроблення руди, що поступає на вхід кульового млина.

При дробленні шматки руди руйнуються в найбільш слабких місцях, наслідком чого є зміцнення матеріалу при зменшенні його розмірів. В процесі дроблення зовнішні сили спочатку деформують шматки в деякій частині їх об’єму, а потім, коли межа міцності перевищена, викликають їх руйнування на ряд уламків. При цьому створюються нові поверхні в тих місцях, де напруги від зовнішніх сил перевищили межу міцності. Створена площа поверхні при руйнуванні одиничного крупного шматка завжди більша порівняно з заново створеною площею при руйнуванні окремого дрібного уламку. Тому при руйнуванні великого шматка руди завжди потрібні більші зовнішні сили. При подрібненні робота частково витрачається на деформування руди і розсіюється в навколишній простір у вигляді тепла і частково на створення нових поверхонь з перетворенням у вільну поверхневу енергію твердого тіла. Робота деформацій при руйнуванні пропорціональна деформованому об’єму крихкого тіла. Робота створення нової поверхні при дробленні пропорціональна її величині

$$A_S = \sigma \Delta S, \qquad \text{(В.5.9)}$$

де σ – коефіцієнт пропорціональності;

ΔS – величина нової створеної поверхні.

Якщо $\Delta S = 1$, то коефіцієнт пропорціональності σ являє собою виконану роботу на створення одиниці поверхні і може мати розмірність кГм/см^2. Коли

дробленню піддається окремий шматок з малою поверхнею, а після дроблення отримують тонкий продукт з великою поверхнею, то при визначенні роботи, виконаної в цьому процесі, можливо знехтувати витратами на деформацію, оскільки вони будуть малими. Тоді залежність (В.5.9) виражає закон Ріттінгера, згідно з яким робота дроблення пропорціональна величині нової створеної при подрібненні поверхні.

В процесі моделювання різнорозмірного кульового завантаження встановлено, що в барабані млина МШР-4,0х5,0 за його довжиною можливо виокремити десять практично однакових ділянок майже однорозмірних куль, діаметри яких збільшуються від завантажувального до розвантажувального кінця. На кожній з цих ділянок відбувається подрібнення твердого при пересуванні пульпи. Аналіз показує, що умови роботи куль на цих ділянках такі, що подрібнення відбувається майже з однаковою ефективністю. Тверде, що поступило на вхід окремої ділянки, на виході значно зменшує свій розмір. Тому можливо рахувати, що даний кульовий млин має 10 каскадів подрібнення зі значною ступіню. За таких умов можливо застосовувати закон Ріттінгера.

Нехай на вхід кульового млина надходить Q тон вихідного живлення, що являє собою шматки різної форми і розмірів. Для спрощення досліджень подамо дійсний сипкий матеріал ідеальним, який складається з однакових за розміром часток твердого кубічної форми з розміром ребра $D_{СГ}$, визначеним за (В.5.6). Тоді на виході з кульового млина частки твердого будуть мати розмір $d_{СГ}$, визначений за тією ж залежністю (В.5.6). Приймемо однакову ступінь дроблення r в усіх стадіях. При цьому загальна ступінь дроблення буде $i=r^{10}$. Враховуючи, що $d_{СГ}= D_{СГ}/i$, площа поверхні малої частки руди після дроблення буде $6(D_{СГ}/i)^2$, а її об'єм – $(D_{СГ}/i)^3$. Кількість малих часток руди в одному шматку її вихідного розміру буде $D_{СГ}^3$: $(D_{СГ}/i)^3=i^3$. Тоді поверхня дробленого матеріалу буде

$$S_g = 6\left(D_{СГ}/i\right)^2 \cdot i^3 = 6D_{СГ}^2 i\,. \qquad \text{(В.5.10)}$$

Оскільки поверхня вихідного шматка руди дорівнює $S_в=6\ D_{СГ}^2$, величина заново створеної поверхні буде дорівнювати

$$\Delta S = S_g - S_в = 6D_{СГ}^2 i - 6D_{СГ}^2 = 6D_{СГ}^2 (i-1). \quad \text{(В.5.11)}$$

На підставі рівнянь (В.5.9) і (В.5.11) визначимо роботу дроблення одного крупного шматка руди, яка буде дорівнювати

$$A_S = k_r D_{СГ}^2, \quad \text{(В.5.12)}$$

де k_r=6σ(i–1).

Роботу дроблення всього масиву руди Q кг, представленого у вигляді кубічних часток розміром $D_{СГ}$ відповідно (В.5.12), подамо у вигляді

$$A_Q = k_R Q / D_{СГ}, \quad \text{(В.5.13)}$$

де k_R=k_r/δ=6σ (i-1)/δ_T, де δ_T – густина руди.

Отже, в процесі подрібнення руди існує зв'язок між середнім зваженим і середнім гармонічним зваженим розміром зерен подрібненого матеріалу. Цей зв'язок функціональним не буде, оскільки на нього впливає характеристика крупності матеріалу. Однак для певного технологічного різнотипу руди або суміші руд і технологічного обладнання в межах конкретного продукту технологічної схеми він практично функціональний або тісний кореляційний. Тому за відомим середньозваженим розміром твердого, який визначається інформаційними пристроями, можливо визначати середньогармонічний зважений розмір подрібненого твердого. Роботу, витрачену на подрібнення, можливо визначати за середньогармонічним зваженим розміром вихідного твердого.

Додаток В.6

Дослідження впливу параметрів на величину корисно витраченої енергії при подрібненні руди

Насамперед розглянемо вплив коефіцієнта k_R в (4.19) на величину витраченої енергії, що непрямо визначається. У кульовому млині найбільш доцільно використовувати і підтримувати оптимальне кульове завантаження. Наприклад, для певного технологічного типу руди або суміші руд кульовий склад у млині МШР-4,0х5,0 може займати 50% об'єму барабана і вміщувати отриманий раціональний склад мололього середовища. Завантаження різнорозмірних куль 90 мм, 75 мм, 65 мм і 50 мм в установленій кількості на заміну спрацьованих забезпечує незмінність стану кульового завантаження в процесі роботи. За цих умов ступінь подрібнення руди i в технологічному агрегаті не змінюється і вплив на A (4.19) не здійснюється.

Як показує аналіз, залізорудні родовища бідних залізних руд містять кілька технологічних різнотипів сировини. Ці руди відрізняються якісним складом, густиною і властивістю подрібнюватися, тобто, в них різне значення коефіцієнта σ і густини δ_T. Якщо ці руди на перероблення подавати в суміші або не витримуючи в цьому суворий порядок, коефіцієнт k_R в (4.19) буде змінюватись і у визначення витраченої енергії буде вноситись вагома похибка, оскільки межі зміни σ і δ_T в одному родовищі можуть бути достатньо широкі. Технологічні суміші руд формують так, щоб ці та інші параметри практично не змінювалися. Нині доведена доцільність роздільного перероблення окремих типів руд і можливість його здійснення та розпізнавання руд в процесі їх видобування, однак реально це здійснити поки не можливо. При переході на збагачення окремих сумішей технологічних різнотипів руд σ і δ_T будуть практично незмінними. Тому коефіцієнт k_R в (4.19) буде константою і не буде здійснювати негативного впливу при непрямому визначенні кількості корисно витраченої енергії на подрібнення руди.

На величину корисно витраченої кількості енергії при подрібненні руди також впливають розмір твердого $D_{СГ}$, яке подрібнюється, розмір твердого $d_{СГ}$, до якого подрібнюється матеріал, та масова кількість подрібненого матеріалу Q, як це видно з залежності (4.19). При розрахунку корисно витраченої кількості енергії за формулою (4.19) необхідно визначитись з матеріалом на вході кульового млина. Відомо, що подрібненню в млині підлягають лише зерна крупного класу, оскільки заново створений готовий продукт отримується лише від подрібнення таких зерен. Циркуляційне навантаження в основному відіграє роль транспортуючого засобу. Тому крупність твердого $D_{СГ}$ слід визначати без врахування циркуляційного навантаження, лише за вузькими класами вихідного живлення або за виміряними значеннями його середньозваженого живлення. Крупність подрібненого матеріалу вимірюється безпосередньо.

Для визначення середньозваженої крупності вихідної руди запропоновано кілька підходів. Найбільш придатним, мабуть, є метод, заснований на базі виміряних площі поперечного перерізу потоку і погонного навантаження сипкого матеріалу на конвеєрній стрічці. Середньозважений розмір твердого в розвантаженні кульового млина можливо визначати засобом, основні положення якого викладені у вказаній роботі до даного Додатку В.6. Розглянуті засоби вимірюють середньозважену крупність подрібненого матеріалу, а в залежність (4.19) входять середні гармонічні, зважені крупності. Оскільки між ними існує зв'язок (В.5.8), то дані засоби вимірювання крупності сипких матеріалів можливо протарувати в середніх гармонічних зважених одиницях розміру. Масу Q подрібненого матеріалу доцільно визначати за допомогою конвеєрних вагів, оскільки в кульовому млині подрібнюються лише крупні шматки руди, представлені потоком вихідного матеріалу.

Отже, корисно витрачену енергію непрямим прогностичним підходом на подрібнення руди можливо визначати за ідентифікованими її витратою, середньозваженою крупністю, середньозваженою крупністю, до якої подрібнюють матеріал, і відомим енергетичним коефіцієнтом відповідно типу сировини.

Додаток В.7

Характеристика математичних моделей в’язкості пульпи при подрібненні руди кульовими млинами

Дослідження в’язкості пульпи при подрібненні руди кульовими млинами ніхто не здійснював, мабуть зважаючи на вплив багаточисельних факторів на цей технологічний параметр і складну його поведінку під їх дією. Більш-менш детально розроблені задачі визначення і керування в’язкістю при збагаченні в тяжких середовищах. Ці результати, особливо поведінку і залежності визначення в’язкості суспензій, можливо використати при розв’язанні даної задачі. Математичні моделі суспензій розробляються достатньо давно, одна з перших моделей запропонована А. Ейнштейном для сумішей з невеликою концентрацією дрібних часток твердого в воді. Відомі результати теоретичних і експериментальних досліджень реології консистентних середовищ, багаточисельні варіанти математичних моделей їх реологічних властивостей. Аналіз показує, що з усієї різноманітності відомих реологічних моделей найбільш обґрунтованою є модель Г.С. Ходакова, яка має вигляд

$$\frac{\mu}{\mu_0} = \frac{k}{1 - \left[1{,}5(1-\varphi_0)^{1{,}5} + 1 + \Delta\right]\varphi_0}, \qquad \text{(В.7.1)}$$

де k – параметр, що відповідає за хвилястість прошарків дисперсійного середовища;

Δ – відносний об’єм “вільного” дисперсійного середовища (води);

φ_0 – фактична об’ємна концентрація часток твердої фази;

μ_0 – в’язкість дисперсійного середовища (води).

Для малих концентрацій ($\varphi_0 \leq 0{,}1$) параметр k в (В.7.1) дорівнює 1. При збільшенні концентрації суспензій хвилястість прошарків збільшується. Для пористого тіла, створеного щільним упакуванням часток твердого ($\varphi_0 \geq 0{,}5$), значення k в (В.7.1) $k = 5$. В інтервалі концентрацій твердого φ_0 від 0,1 до 0,5 закономірність зміни коефіцієнта хвилястості суспензій не вивчена. Значення відносного об’єму “вільного” дисперсійного середовища Δ залежать від багатьох

факторів – це гранулометричний склад дисперсної фази, щільність упакування часток твердого, особливості взаємодії середовищ, хімічна взаємодія і розчинення часток твердого, створення і руйнування конгломератних структур, фізико-хімічні характеристики їх поверхні, дія поверхнево активних речовин. Конкретне значення Δ в конкретних умовах визначається емпірично.

Отже, саму досконалу модель в’язкості суспензій не можливо застосувати для оперативного визначення в’язкості пульпи і керування її розрідженням в процесі подрібнення руди.

Додаток В.8

Особливості в’язкості пульпи як технологічного параметра

В’язкість пульпи є достатньо складним технологічним параметром, інколи з непередбаченою поведінкою. Тому необхідно проаналізувати впливи на нього факторів і якомога більше спростити умови, в яких буде перебувати пульпа у кульовому млині при подрібненні вихідної руди. По-перше, слід відмітити, що при подрібненні вихідної руди в перших стадіях не застосовують поверхнево активні речовини. По-друге, при подрібненні залізної руди в кульових млинах не створюються глиноподібні розчинні у воді речовини, а мають місце лише дрібні кристалічні частки твердого. Тому відсутність в пульпі глиняних шламів позбавляє її від сильних змін в’язкості, оскільки незначна їх кількість може помітно впливати на стан консистентного середовища. По-третє, дрібні частки кристалічної будови, створені з мінералів при подрібненні, не здійснюють такого сильного впливу на в’язкість пульпи. Дрібні частки твердого в пульпі схильні створювати агрегати. Міцність і структура агрегатів залежать від фізико-хімічних властивостей часток твердого, які їх створюють, особливостей міжчасткових взаємодій в дисперсійному середовищі і зовнішніх силових полів. Структура агрегатів у свою чергу визначає обсяг розміщеного в ній дисперсійного середовища. Наближено 40% вільного дисперсійного середовища розміщується в агрегатах, причому ця частка майже не збільшується при зростанні вмісту в суспензії дисперсійної фази (твердого). В прошарках між частками твердого і агрегатами зосереджено біля 60% дисперсійного середовища суспензії. Вібраційні та інші механічні впливи можуть сприяти руйнуванню або ущільненню агрегатів і цим змінювати в’язкість пульпи. Ущільнення агрегатів приводить до зменшення в’язкості в наслідок збільшення частки рідкої фази у вільному стані. Барабан кульового млина неперервно знаходиться під дією сильних вібрацій. Кулі в неперервному русі як руйнують тверде, так і його переміщують, тому умови для створення агрегатів при подрібненні вихідної руди відсутні. По-четверте, конкретне середовище бідних залізних руд представлене кількома

технологічними різнотипами руд, які між собою значно відрізняються за властивостями. Виходячи з цього, дану задачу доцільно розглядати в межах одного конкретного технологічного різнотипу руди або прийнятої їх суміші, коли властивості твердого змінюватись не будуть. По-п’яте, пульпа в кульовому млині представлена рядом класів крупності, однак тверде часто характеризують середньозваженим розміром, що дозволяє в першому наближенні розглядати її як середовище з однаковим розміром твердого, що дорівнює середньозваженій крупності, яка може в тих чи інших ситуаціях приймати різні значення. По-шосте, для спрощення викладок в дослідженні приймемо, що форма усіх часток твердої фази сферична. Дане наближення не викривляє суті явищ, що розглядаються, однак спрощує математичні викладки і краще відображає процеси, які відбуваються в пульпі. До такого прийому звертається, наприклад, і автор роботи. По-сьоме, враховуючи майже ідеальне перемішування пульпи в барабані кульового млина, можливо рахувати, що сферичні частки твердого в двофазному середовищі розташовані практично рівномірно. По-восьме, пульпу, як і суспензію, слід рахувати представленою у вигляді двох фаз, з яких дисперсійне середовище визначає їх реологічні властивості, а дисперсійна фаза – стан дисперсійного середовища, що відповідає гіпотезі: сумарна товщина і в’язкість прошарків “вільного”, не приєднаного будь-яким чином до часток твердого, дисперсійного середовища (води) і визначає в’язкість двофазних середовищ. Тобто, вимірювана в’язкість суспензій залежить тільки від в’язкості дисперсійного середовища (води), але віднесеної до ефективної сумарної товщини її вільного прошарку Δ. Тут фактори, що визначають в’язкість суспензій, такі як взаємодія часток, степінь наповнення суспензій і дисперсність твердої фази, безпосередньо впливають насамперед на товщину прошарків “вільної” рідини, а вони вже – на в’язкість суспензії. По-дев’яте, відносний об’єм “вільної” рідини Δ залежить від концентрації φ_0 і розміру часток твердої фази в суспензії, а в певних умовах для ряду суспензій залежність між параметрами φ_0 і Δ однозначна, що дозволяє здійснити перехід до іншого, більш зручного параметра оцінки в’язкості пульпи. По-десяте, приєднана або зв’язана з твердим частка води створюється

гігроскопічною і адгезійною вологами. Гігроскопічна волога утримується на поверхні твердого у вигляді плівок адсорбційними силами і є найбільш міцно з ним зв'язаною. Адгезійна волога утримується на поверхні часток молекулярними силами. Приєднана до твердого волога зменшує кількість "вільної" води в суспензії, впливаючи на її в'язкість. Тому її кількість бажано знати. Чим більша питома поверхня продукту, тим більше вологи може утримуватись на ній. Показником вологоутримуючих властивостей продуктів збагачення при їх зневодненні механічними методами може слугувати максимальна молекулярна вологоємкість (ММВ) – це максимальний вміст вологи, який не вилучається при механічному зневодненні. ММВ визначається силами взаємодії поверхні часток твердого з водою, від яких залежить товщина водних плівок, які утримуються на поверхні часток. При збільшенні питомої поверхні твердого спостерігається зростання ММВ, в реальних умовах ця величина є значно більшою, тобто, даний показник є нестабільним. В роботі приведені дані різних дослідників, які достатньо різноманітні і змінюються в широких межах. Прямих вимірів товщини плівок води на поверхні гірських порід ніхто не здійснював. Крім того, відмічається, що товщина плівки зв'язаної води залежить від багатьох змінних факторів, в тому числі тиску і температури. Тиск і температура зменшують товщину плівки зв'язаної води. Враховуючи, що товщина пліви зв'язаної з частками води відрізняється нестабільністю її не варто як параметр використовувати в моделі визначення в'язкості пульпи. Вона може враховуватись не прямо як частка "вільної" води, яка не "працює", в проміжках між частками твердого, оскільки умови перебування його в пульпі кульового млина при подрібненні конкретного технологічного різнотипу руди або суміші руд в широких межах змінюватися не будуть.

Таким чином, при подрібненні руди в перших стадіях не застосовують поверхнево активні речовини, які впливають на в'язкість, відсутність в пульпі залізних руд глиняних шламів не змінює їх в'язкість. Кулі в неперервному русі як руйнують тверде, так і його перемішують, тому умови для створення агрегатів при подрібненні вихідної руди практично відсутні. В'язкість пульп необхідно

розглядати в межах одного технологічного різнотипу руди для стабілізації їх властивостей. Пульпу можливо розглядати як розчин з однаковим розміром твердого, який дорівнює середньозваженому розміру, а тверде має форму кулі, що розташоване рівномірно. Пульпу можливо розглядати представленою у вигляді двох фаз – твердого і розміщеної між ним води, частина якої змочує тверде. Аналіз показує, що в'язкість пульпи в основному визначається об'ємом "вільної" води в прошарках між твердим, що дозволяє здійснити перехід до іншого більш зручного параметра оцінки в'язкості пульпи, наприклад, відстані між частками твердого. Оскільки товщина плівки води, зв'язаної з частками твердого, відрізняється нестабільністю і малою товщиною її не варто як параметр використовувати в моделі визначення в'язкості пульпи. Зроблені допущення щодо сферичної форми твердого і однакового його розміру легко компенсуються адаптацією моделі в'язкості до реальних умов при подрібненні одного технологічного різнотипу руди або суміші руд.

Додаток В.9

Доведення адекватності реальній в’язкості пульпи параметру, визначеному за запропонованою залежністю

В’язкість пульпи запропоновано оцінювати відповідно залежності

$$\nu_{ПМ} = k_\nu d_ч \left[\sqrt[3]{\frac{\pi}{6}\left(1 + \frac{\delta_T}{\delta_B \cdot K_{T/B}}\right)} - 1 \right], \qquad (В.9.1)$$

де δ_T, δ_B – відповідно густини твердого і води;

$d_ч$ – середньозважений розмір твердого в точці визначення в’язкості;

k_ν – коефіцієнт в’язкості пульпи, який визначається на базі експериментальних даних;

$K_{T/B}$ – співвідношення тверде/вода.

Густина твердого δ_T має незмінне значення для конкретного різнотипу руди або суміші руд. У випадку осереднення кількох типів споріднених за властивостями руд параметр δ_T можливо знайти за залежністю

$$\delta_{TC} = \sum_{i=1}^{n} \delta_{Ti} V_{Ti}\,, \qquad (В.9.2)$$

де n – число споріднених руд, що складає суміш;

δ_{Ti} – густина окремих технологічних типів руд;

V_{Ti} – частка об’єму певного типу руди в суміші $V_C = V_1 + V_2 + \ldots + V_n$.

Вираз в квадратних дужках при певному δ_T буде функцією лише співвідношення $K_{T/B}$. Співвідношення тверде/вода можливо змінювати в межах його варіювання в технологічному процесі. Тоді можливо знайти ці значення виразу в квадратних дужках в межах зміни $K_{T/B}$.

Введемо позначення

$$A = \left[\sqrt[3]{\frac{\pi}{6}\left(1 + \frac{\delta_T}{\delta_B \cdot K_{T/B}}\right)} - 1 \right]. \qquad (В.9.3)$$

Тоді вираз (В.9.1) прийме вигляд

$$\nu_{ПМ} = k_\nu d_ч A, \qquad (В.9.4)$$

де A – відома величина.

Параметри $v_{ПМ}$, k_v і $d_ч$ в (В.9.4) залишаються невідомими. Параметр $v_{ПМ}$ можливо виміряти віскозиметром з певною точністю, але за умов заданої середньозваженої крупності подрібненої руди.

За таких умов у залежності (В.9.4) стають відомими $v_{ПМ}$, $d_ч$ і A. Тоді коефіцієнт в'язкості пульпи буде дорівнювати

$$k_v = \frac{v_{ПМ}}{d_ч A}. \qquad (В.9.5)$$

Кульовий млин працює за умов, коли співвідношення $K_{T/B}$ задане і воно не змінюється в процесі роботи. Однак в'язкість пульпи збільшується в наслідок зменшення крупності часток руди в процесі подрібнення. За таких умов можливо задаватись різними значеннями $K_{T/B}$ і при них для різних $d_ч$, вимірюючи в'язкість пульпи, визначати значення коефіцієнта в'язкості k_v пульпи. При цьому отримаємо залежності $k_v=f(d_ч)$ при $K_{T/B}=const$. Значення середньозваженої крупності подрібненої руди вздовж барабана млина можливо визначати за рівнянням кінетики

$$d_ч = \frac{d_{ср1}}{\frac{d_{ср1} - d_{ср2}}{d_{ср2} \cdot L} \cdot x + 1}, \qquad (В.9.6)$$

де $d_{ср1}$, $d_{ср2}$ – відповідно середньозважені крупності руди у завантаженні і розвантаженні млина;

L – довжина барабана млина;

x – координата вздовж осі барабана, яка для млина МШЦ 4,5×6,0 змінюється від 0 до 6 м.

При керуванні процесом подрібнення руди в кульовому млині найбільш важливою є точка в кінці барабана млина, тобто, де крупність подрібненої руди досягає заданого значення, коли ефективно розкриваються зерна вкрапленості корисного компоненту. Визначення такої середньозваженої крупності подрібненої руди можливо здійснювати і засобами контролю параметра.

Тоді для даної руди δ_T і готових крупностей $d_ч$ в розвантаженні млина можливо знаходити за $К_{Т/В}$ значення в'язкості пульпи $v_{ПМ}$. При різних $К_{Т/В}$ отримаємо різні значення в'язкості пульпи, а отож і швидкість її переміщення вздовж барабана.

Додаток В.10

Базові положення розташування кульового завантаження в рудорозмельних кульових млинах і гіпотеза щодо структурних особливостей пульпи з точки зору її в'язкості

Подрібнення руди в кульових млинах здійснюється подрібнювальним середовищем, у якому повинна зберігатись рівновага між втраченою масою куль на подрібнення і її надходженням в технологічний агрегат. Тобто, умови подрібнення не повинні змінюватися.

Відомо, що на процес подрібнення і спрацювання в кульових млинах визначаючий вплив здійснює характер руху подрібнювального середовища та закономірностей його поздовжньої і поперечної сегрегації. Ці закономірності в коротких кульових млинах специфічні.

У кульових млинах значної довжини барабана, які використовують на рудозбагачувальних фабриках, сегрегація куль відбувається по-іншому. Спостереження дозволили встановити, що у заповнених млинах кулі різної величини несприятливо розподіляються вздовж барабана технологічного агрегату. Більш крупні кулі завжди переміщуються до розвантажувального кінця барабана, відтісняючи дрібні до завантажувального. Це негативно впливає на ефективність подрібнення руди, оскільки в результаті такого розподілу мололього середовища більш крупні частки матеріалу піддаються подрібнювальній дії дрібних куль, а дрібний матеріал, навпаки, знаходиться під впливом крупних сферичних тіл. Відтиснення дрібних куль до завантажувального кінця барабана не відбувається ідеально, оскільки між крупними кулями в незаповнені простори можуть потрапляти дрібні спрацьовані кулі і продовжувати рух до розвантажувального кінця барабана, виходячи з млина через бутари або заповнюючи скрапом класифікатор при їх відсутності. Малорозмірні кулі, при відтисненні до завантажувального кінця барабана розташовуються за вже згаданою закономірністю. Більш дрібні з них розташовуються біля бронефутеровки, а більш крупні зосереджуються в центральній частині барабана. Дрібні кулі,

спрацьовуючись, ще більше зменшують розмір і мають імовірність проникнення між крупними кулями до розвантажувального кінця, залишаючи кульовий млин. Ці кулі не виконують роботу подрібнення руди і підлягають заміні новими молольними тілами. Це в основному кулі, що відносяться до класу з середнім значенням діаметра 10 мм. Отже, масу цих куль, що відносяться до спрацьованих оптимальних розмірів молольних тіл, скажімо 90 мм, 75 мм, 65 мм і 50 мм, необхідно додатково внести при завантаженні кульового млина.

При великих швидкостях обертання барабана, що відповідає водоспадному режиму роботи млина, кульове завантаження працює в основному ударом. Спостерігається чітко виражене розташування молольних тіл. Крупні молольні тіла концентруються в середній частині завантаження. Дрібні кулі, що мають велику швидкість, зосереджуються у зовнішніх рядах. Крупні кулі не виходять на поверхню броневої футеровки, а як би перекочуються на шарах з дрібних куль. Дрібні кулі за даних умов руху кульового завантаження не виходять у зовнішні ряди і, досягнувши броньованої футеровки, як би покривають її шаром, припиняючи доступ крупним кулям. Крупні кулі, зосередившись в середині завантаження, пересуваються вздовж шарів дрібних куль до кінця барабана. За таких умов у барабані кульового млина кулі розташовуються від завантажувального до розвантажувального кінця зі зростанням діаметра – від самих дрібних до самих крупних біля розвантажувальної горловини. Таке розташування не носить ідеального порядку. Покращити упорядкованість розташування куль за їх розміром можливо використанням кулесортувальної футеровки. В якості такої футеровки можливо застосувати, наприклад, конусну бронефутеровку з гладкою поверхнею. У такому випадку досягається практично ідеалізоване розташування куль вздовж барабана млина. Відповідно розробленій методиці отримана характеристика зон розподілу молольного середовища за зростаючою крупністю у кульовому млині МШЦ 4,5×6,0, яка приведена в табл.В.10.1.

Таблиця В.10.1

Характеристика зон розподілу молольного середовища за зростаючою крупністю у кульовому млині МШЦ 4,5×6,0

Діаметр куль, мм	10	20	30	40	50	60	70	80
Маса куль, т	3,67	9,93	19,44	32,0	27,16	29,03	19,44	14,85
Довжина барабана, яку займають кулі даного розміру, м	0,1416	0,3831	0,75	1,2346	1,0478	1,12	0,75	0,5729
Довжина барабана, яку займають кулі одного або середнього розміру, м	1,2747			1,2346	1,0478	1,12	1,3229	
Діаметр куль в об'єднаних і звичайних діапазонах, мм	24,773			40	50	60	74,331	
Середньозважена крупність твердого d_{PC}, мм	3,68			1,64	1,09	0,82	0,65	
Перевищення верхнього кінця барабана над нижнім в діапазоні куль h_H, м	0,0666			0,0646	0,0548	0,0586	0,0692	

З даних табл.В.10.1 слідує, що кулі різних розмірів в барабані млина займають не однакову протяжність. Найбільш широкі ділянки займають кулі діаметром 40 мм, 60 мм і 50 мм. Практично однакова протяжність вздовж барабана – 75 см зайнята кулями діаметром 30 і 70 мм. Ділянка, зайнята самими дрібними та крупними кулями відповідно складає 52,91 см та 57,29 см. Можливе і зворотне розташування куль в подрібнюваному середовищі млина також з використанням спеціальних футеровок. Характеристика зон розподілу молольного середовища за спадаючою крупністю куль в млині МШЦ 4,5×6,0 приведена в табл.В.10.2. Виходячи з даних табл.В.10.2, при довжині барабана 6,0 м будемо мати середньозважену крупність у розвантаженні млина 0,5807 мм. Зрозуміло, що на кожній ділянці кульового завантаження взаємодії куль і матеріалу будуть суттєво відрізнятися між собою.

Крім зміни розміру куль вздовж барабана млина змінює свій стан і пульпа, яка може характеризуватися співвідношенням тверде/вода (Т/В), густиною та в'язкістю. В'язкість суспензії вивчена достатньо добре. Її основна властивість

полягає в тому, що тверде представлене частками майже однакового розміру. В'язкість пульпи вивчалась не так глибоко. Інші поняття розрідженості пульпи також мають більш глибокий зміст. Співвідношення Т/В – це відношення маси твердого до маси рідкого. Воно не змінюється при зменшенні крупності руди вздовж барабана в процесі подрібнення, хоч властивості пульпи не залишаються постійними. Густина пульпи виглядає дещо складніше – це відношення маси до об'єму. Цей параметр також наближено характеризує пульпу, оскільки не залежить від розміру твердого. Ще більш складно виглядає в'язкість пульпи, яка залежить від багатьох факторів і найбільше впливає на технологічний процес. Крупні шматки твердого практично не змінюють в'язкості пульпи, тому їх можливо рахувати як сторонні включення в середовище, що складається з дрібних часток твердого і води. Якщо розглядати середньозважену крупність твердого в барабані млина, то в'язкість пульпи буде малою, оскільки крупність часток руди порівняно велика. В той же час в'язкість пульпи буде значно більшою, оскільки вона визначається дрібними фракціями, а більш крупний матеріал являє собою сторонні включення.

Таблиця В.10.2

Характеристика зон розподілу молольного середовища за спадаючою крупністю куль в млині МШЦ 4,5×6,0

Діаметр куль в об'єднаних і звичайних діапазонах, мм	74,331	60	50	40	24,733
Довжина барабана, яку займають кулі одного або середнього розміру, м	1,3229	1,12	1,0478	1,2346	1,2747
Віддалення центру кульового завантаження певної крупності від початку барабана кульового млина, м	0,66145	1,8829	2,9668	4,108	5,36265
Середньозважена крупність подрібненої руди, що відповідає конкретному кульовому завантаженню при початковій і кінцевій середньозваженій крупності 10,1 мм і 0,5807 мм, d_P, мм	0,0692	0,0586	0,0548	0,0646	0,0666
Кінематичний коефіцієнт в'язкості пульпи при середньозваженій крупності твердого ν, $м^2/с$	0,0000257	0,0000781	0,0001147	0,0001669	0,0002504

Таким чином, встановлено, що кулі в барабані млина в основному розташовуються від завантажувального до розвантажувального кінця зі зростанням діаметра. Використання кулесортувальної футеровки покращує упорядкованість розташування куль за їх розміром. Можливо і зворотне розташування куль також з використанням спеціальних футеровок. Крім зміни розміру куль вздовж барабана млина змінює свій стан і пульпа. При просуванні матеріалу вздовж барабана крупність твердого зменшується, а в'язкість при незмінному співвідношенні тверде/вода збільшується. Крупні включення твердого в пульпу на в'язкість практично не впливають і фактично являються наповнювачами. В'язкість визначається більш дрібними класами крупності. Так в основному пульпа виглядає на початку барабана, де в'язкість порівняно невелика, а потім рівномірність тонких класів зростає і в'язкість в кінці барабана стає набагато вищою.

Додаток В.11

Моделювання кінетики подрібнення руди в кульовому млині МШЦ 4,5×6,0

В’язкість пульпи залежить від багатьох факторів. При незмінній температурі, відсутності глиняних включень та незмінності інших факторів в’язкість пульпи в основному визначається її густиною та крупністю твердого. Прийнята густина пульпи буде незмінною вздовж барабана млина, але змінюватися буде крупність твердого вздовж барабана при подрібненні руди. Це буде фактором впливу на в’язкість пульпи вздовж барабана млина. Промоделюємо зміну крупності руди вздовж барабана млина при подрібненні, використовуючи дані промислового експерименту.

Зміна середньозваженої крупності руди вздовж барабана млина при подрібненні описується рівнянням кінетики

$$d_{ср} = y = \frac{d_{ср1}}{\frac{d_{ср1} - d_{ср2}}{d_{ср2} L} \cdot x + 1}, \qquad \text{(В.11.1)}$$

де $d_{ср1}$, $d_{ср2}$ – відповідно середньозважені крупності руди у завантаженні і розвантаженні млина;

L – довжина барабана млина;

x – координата вздовж осі барабана, яка для млина МШЦ 4,5×6,0 змінюється від 0 до 6 м;

$d_{ср} = y$ – ордината залежності, середньозважена крупність твердого вздовж осі барабана, мм.

Дані моделювання приведені на рис.В.11.1, з якого видно, що середньозважена крупність руди вздовж осі барабана млина спочатку стрімко спадає, а потім, проходячи через перехідну зону, плавно зменшується. Перехідна зона відноситься до крупності від 3...4 мм до 1...2 мм і охоплює межі 1…3 м довжини барабана. На інших ділянках барабана зміни крупності здійснюються практично за лінійними залежностями. На ділянці довжини барабана млина 3...6 м середньозважена крупність твердого зменшується в середньому в 1,87 рази. На

початковій ділянці барабана 0...1 м крупність зменшується більш стрімко – наближено в 2,7 рази.

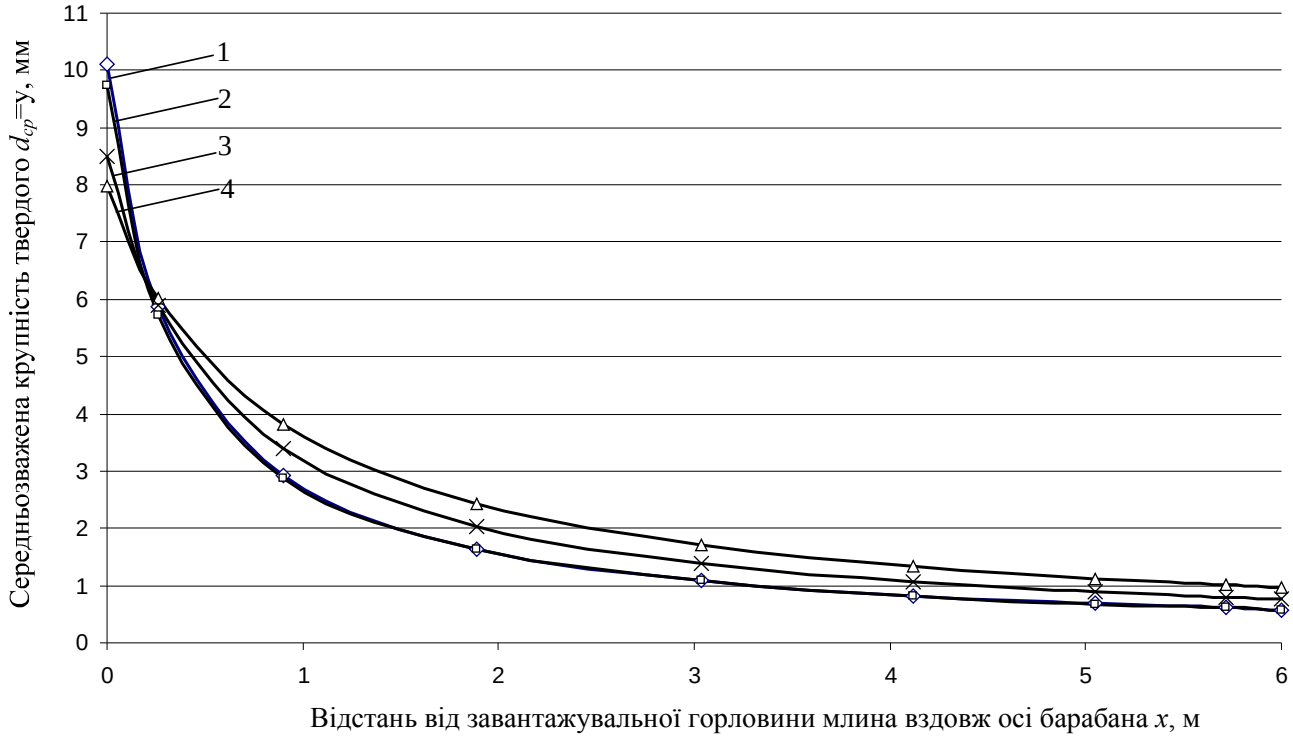


Рис.В.11.1. Зміна середньозваженої крупності твердого вздовж осі барабана кульового млина для даних випробувань – 1, 2, 3 і 4

Визначимо середньозважені крупності руди вздовж барабана млина з врахуванням розташування куль за розміром відповідно даним табл.В.10.1. Для цього розрахуємо параметр *x* (табл.В.11.1) для середини кожного кульового діапазону. Результати розрахунків приведемо в табл.В.11.1 для руди з середньозваженою крупністю 10,1 мм. З даних табл.В.11.1 видно, що розглянута раніше закономірність зменшення середньозваженої крупності руди вздовж барабана млина зберігається, лише показники відповідають середині діапазонів кульового завантаження за крупністю.

Таблиця В.11.1

Зміна середньозваженої крупності твердого вздовж барабана млина з врахуванням розміщення куль за їх розміром

Діаметр куль в об'єднаних і звичайних діапазонах, мм	24,773	40	50	60	74,331	
Відстань від початку барабана до середини кульового діапазону, м	0,6374	1,892	3,033	4,117	5,338	6,0
Середньозважена крупність твердого, мм	3,6844	1,638	1,088	0,825	0,648	0,581

Густина пульпи вздовж барабана млина не змінюється і відповідає заданому значенню. Зі зміною крупності твердого в процесі подрібнення руди при тому ж значенні густини пульпи буде змінюватися її в’язкість. Ця залежність передбачається складною, оскільки слід очікувати, що зі зміною крупності часток руди в’язкість пульпи буде зростати або спадати нелінійно. На цей процес також сильно буде впливати нелінійна зміна середньозваженої крупності руди вздовж барабана млина. Заздалегідь передбачити залежність достатньо складно. Достеменно відомо лише те, що зі збільшенням крупності твердого в’язкість буде зменшуватися і навпаки. Конкретно знайти необхідні умови зміни в’язкості пульпи можливо лише в процесі моделювання проходження пульпи вздовж барабана млина.

Отже, густина пульпи вздовж барабана млина не змінюється і відповідає заданому значенню. В процесі подрібнення руди в наслідок зміни її крупності в’язкість пульпи буде зростати. Ця зміна буде відбуватися за складною залежністю. Знайти необхідні умови зміни в’язкості пульпи можливо лише в процесі моделювання проходження матеріалу вздовж барабана млина.

Додаток В.12

Моделювання проходження пульпи вздовж барабана млина МШЦ 4,5×6,0 з осередненим мололльним середовищем

Для моделювання проходження пульпи вздовж барабана млина використаємо рівняння Бернуллі

$$Z_1 + \frac{P_1}{\gamma} + \frac{2\upsilon_1^2}{2g} = Z_2 + \frac{P_2}{\gamma} + \frac{2\upsilon_2^2}{2g} + h_B, \qquad \text{(В.12.1)}$$

де Z_1, Z_2 – висотне положення перерізів;

P_1, P_2 – гідростатичний тиск у перерізах;

υ_1, υ_2 – середня швидкість руху у перерізах;

h_B – втрати напору при русі рідини від першого до другого перерізу;

g – прискорення земного тяжіння.

У кульовому млині в якості перерізів приймемо нижню і верхню відмітки барабана. Позначимо $Z_1 – Z_2 = h_H$ – перевищення верхнього кінця барабана над нижнім, яке дорівнює $h_H = L \cdot sin\alpha°$, де $\alpha°$ – кут нахилу барабана млина до горизонту. Для $h_H = L \cdot sin3° = 0{,}3138$ м. Оскільки тиск в точці завантаження і розвантаження пульпи однаковий, атмосферний, $P_1 = P_2$, швидкість υ_1 на початку барабана дорівнює нулю, а рух пульпи буде здійснюватись з осередненою швидкістю υ, після позначення $h_B = \Delta P$ рівняння (В.12.1) подамо у вигляді

$$\gamma_П g h_H = \frac{\upsilon^2 \gamma_П}{2} + \Delta P g, \qquad \text{(В.12.2)}$$

де $\gamma_П$ – густина пульпи у барабані млина.

Частку вільного об’єму в кульовому завантаженні можливо визначити за формулою

$$\varepsilon = \frac{V - V_0}{V}, \qquad \text{(В.12.3)}$$

де V – об’єм, що зайнятий в барабані кулями;

V_0 – об’єм куль.

Враховуючи, що в кульових млинах використовують полідисперсне кульове завантаження, параметр ε=0,38.

Для кульового полідисперсного завантаження еквівалентний діаметр мололього середовища можливо визначити відповідно формулі

$$d_E = \frac{2\varepsilon d}{3(1-\varepsilon)}, \qquad \text{(В.12.4)}$$

де d – середньозважений діаметр кульового завантаження млина.

Для млина МШЦ 4,5×6,0 і прийнятого кульового завантаження середньозважений розмір кульового завантаження склав 49,8142 мм або $d \cong 0{,}05$ м.

В рівняння (В.12.2) входить втрата тиску на долання довжини при русі пульпи від завантаження до розвантаження. При розрахунку гідравлічного опору кульового завантаження можливо використати залежність, аналогічну за виглядом рівнянню для визначення втрати тиску на тертя в трубопроводах

$$\Delta P = \lambda \frac{L}{d_E} \cdot \frac{\gamma_{\Pi} w^2}{2}, \qquad \text{(В.12.5)}$$

де λ – коефіцієнт опору;

w – дійсна швидкість рідини в каналах кульового завантаження.

Коефіцієнт λ в рівнянні (В.12.5) лише формально відповідає коефіцієнту тертя в рівняннях для трубопроводів. Він відображає не лише вплив опору тертя, але і додаткових місцевих опорів, які виникають при русі рідини вздовж викривлених каналів у кульовому завантаженні на обтікання нею окремих елементів завантаження. Таким чином, λ у рівнянні (В.12.5) є загальним коефіцієнтом опору.

У рівняння (В.12.5) входить дійсна швидкість рідини в каналах кульового завантаження, яку складно визначити. Тому її звичайно виражають через швидкість, умовно віднесену до повного поперечного перерізу кульового завантаження. Цю швидкість, що дорівнює відношенню об’ємної витрати рідини до всієї площі поперечного перерізу завантаження, називають фіктивною швидкістю. Позначимо її символом w_0.

При цьому для розрахунку дійсної швидкості умовно нехтують кривизною каналів, вздовж яких рухається рідина в завантаженні, рахуючи середню довжину каналів такою, що дорівнює довжині кульового завантаження. При цьому

приймають коефіцієнт кривизни каналів α_K=1. Звичайно середня довжина каналів перевищує загальну довжину кульового завантаження в α_K разів. Тоді середня довжина каналів дорівнює $\alpha_K L$. Тобто, для розрахунку дійсної швидкості умовно нехтують кривизною каналів, вздовж яких рухається рідина в завантаженні, рахуючи середню довжину каналів такою, що дорівнює довжині кульового завантаження (α_K=1). При цьому сумарний переріз каналів складає $SL\varepsilon/L = S\varepsilon$, де S – поперечний переріз кульового завантаження. Добуток даного перерізу на швидкість w в каналах дорівнює об'ємній витраті, яку можливо визначити також добутком Sw_0. Звідси $S\varepsilon w = Sw_0$. Тоді залежність між дійсною швидкістю w і фіктивною швидкістю w_0 виразиться співвідношенням

$$w = w_0/\varepsilon \,. \qquad \text{(В.12.6)}$$

Величина w виявляється меншою швидкості руху пульпи в реальних каналах, причому тим в більшій мірі, чим більший коефіцієнт кривизни α_K. Однак ця різниця не здійснює суттєвого впливу на вигляд розрахункового рівняння для гідравлічного опору. З врахуванням (В.12.4), (В.12.6) і, підставляючи замість реальної довжини каналів загальну протяжність L кульового завантаження, після невеликих перетворень отримаємо

$$\Delta P = \lambda \cdot \frac{3(1-\varepsilon)}{2\varepsilon^3} \cdot \frac{L}{d} \cdot \frac{\gamma_П w_0^2}{2}. \qquad \text{(В.12.7)}$$

Коефіцієнт опору λ, як і при русі рідини в трубах, залежить від гідродинамічного режиму, який визначається значенням критерію Рейнольдса. В даному випадку з врахуванням (В.12.6) і (В.12.4) вираз критерію Рейнольдса прийме вигляд

$$\mathrm{Re} = \frac{w d_E}{\nu}, \qquad \text{(В.12.8)}$$

де ν – кінематичний коефіцієнт в'язкості пульпи, м^2/с.

З врахуванням (В.12.4) і (В.12.6) вираз (В.12.8) прийме вигляд

$$\mathrm{Re} = \frac{2}{3} \cdot \frac{1}{(1-\varepsilon)} \cdot \mathrm{Re}_0, \qquad \text{(В.12.9)}$$

де $\mathrm{Re}_0 = \dfrac{w_0 d}{\nu}$ – модифікований критерій Рейнольдса.

Модифікований критерій Рейнольдса також є безрозмірним комплексом, але вираженим через фіктивну швидкість пульпи і середньозважений розмір куль мололього середовища.

Для розрахунку коефіцієнта опору λ при різних режимах руху рідини через шар з твердих часток матеріалу запропоновано ряд залежностей. Всі ці залежності отримані узагальненням дослідних даних різних науковців і забезпечують результати, які більш-менш узгоджуються між собою Для будь-яких режимів руху, зокрема, можливо застосувати узагальнене рівняння

$$\lambda = \frac{133}{\mathrm{Re}} + 2{,}34, \qquad \text{(В.12.10)}$$

де Re визначається залежністю (В.12.9).

Необхідно відмітити, що при русі пульпи через подрібнювальне середовище турбулентність в ньому розвивається значно раніше, ніж при русі в трубопроводах, причому між ламінарним і турбулентним режимами не існує різкого переходу. Ламінарний режим практично існує наближено при Re<50.

При Re<1 другим доданком у правій частині рівняння (В.12.10) можливо знехтувати і визначати λ за спрощеним рівнянням

$$\lambda = 133/\mathrm{Re}. \qquad \text{(В.12.11)}$$

При Re>7000 наступає автомодельна область турбулентного режиму руху в зернистому шарі, коли можливо знехтувати першим членом у правій частині рівняння (В.12.10). В цьому випадку $\lambda \approx 2{,}34 = \text{const}$.

Рівняння (В.12.10) можливо використовувати для зернистих шарів з відносно рівномірним розподілом пустот (шари куль, гранул, зерен, часток твердого неправильної форми). Тобто, залежність (В.12.10) підходить для описання руху пульпи в подрібнювальному середовищі кульового млина і можливо застосувати рівняння Бернуллі у вигляді (В.12.2), яке, поділивши всі члени на g і замінивши υ на w_0, можливо подати

$$\gamma_П h_H = \frac{w_0^2 \gamma_П}{2g\varepsilon} + \Delta P. \qquad \text{(В.12.12)}$$

Втрати тиску при переміщенні пульпи вздовж барабана млина на підставі (В.12.7) з врахуванням (В.12.10) і виконанням перетворень будуть дорівнювати

$$\Delta P = \left[\frac{199{,}5(1-\varepsilon)\nu}{w_0 d} + 2{,}34\right] \cdot \frac{3}{4} \cdot \frac{(1-\varepsilon)}{\varepsilon^3} \cdot \frac{L}{d} \cdot \gamma_{\Pi} w_0^2 . \qquad \text{(В.12.13)}$$

Рівняння (В.12.13) дозволяє визначати втрати тиску при русі пульпи вздовж барабана млина. Для описання процесу можливо використовувати рівняння (В.12.12). В даних рівняннях ε=0,38, g=9,81 м/с, d=0,05 м, L=6 м. Вони є незмінними. Параметр h_H при куті нахилу осі барабана до горизонту 2° дорівнює 0,2094 м. Густина пульпи згідно технічним умовам може змінюватись в межах 1900…2200 кг/м^3. Приймемо верхнє граничне значення густини γ_{Π}=2200 кг/м^3. Параметри w_0 і ν будемо рахувати невідомими. При цьому втрати тиску виразяться залежністю

$$\Delta P = 5534401662{,}04\nu w_0 + 5235603{,}42 w_0^2 . \qquad \text{(В.12.14)}$$

З врахуванням (В.12.14) і прийнятих значень параметрів рівняння (В.12.12) прийме вигляд

$$5235358{,}5 w_0^2 + 5534401662{,}04\nu w_0 - 460{,}68 = 0 . \qquad \text{(В.12.15)}$$

Дане рівняння дозволяє при різних в’язкостях пульпи отримувати середнє значення швидкості її руху вздовж кульового завантаження (умовно всього перерізу завантаження, а не лише пустот). Моделювання процесу руху пульпи вздовж кульового завантаження показало, що у даних умовах роботи при Re<1 похибки складають порівняно незначну величину – 0,65…1,36%. Тому можливо використовувати залежність (В.12.13) в усіх випадках, не контролюючи значення числа Рейнольдса і не виключаючи з (В.12.13) доданок 2,34.

Промоделюємо процес руху пульпи через мололльне середовище з використанням залежностей (В.12.12), (В.12.13) і прийнятих значень параметрів. Приймемо середнє значення густини пульпи γ_{Π}=2000 кг/м^3 і h_H=0,3138 м. Оскільки в’язкості пульпи приділялося мало уваги, приймемо її апріорно на рівні в’язкості нафти, яка має значну величину. Результати моделювання приведені в табл.В.12.1. З даних табл.В.12.1 слідує, що при достатньо в’язкій пульпі матеріал

через кульовий млин проходить. Швидкість руху пульпи значно залежить від її в’язкості. При зміні в’язкості пульпи в 3,5 рази тривалість проходження пульпи через кульове завантаження змінюється майже так же – у 3,29 рази. Це свідчить про можливість впливу на тривалість подрібнення руди шляхом розрідження пульпи.

Таблиця В.12.1

Результати комп’ютерного моделювання руху пульпи через кульове завантаження млина МШЦ 4,5×6,0

Кінематичний коефіцієнт в’язкості пульпи ν, $м^2/с$	Фіктивна швидкість руху пульпи w_0, м/с	Дійсна швидкість руху пульпи в каналах w, м/с	Тривалість проходження пульпи через кульове завантаження $T_П=L/w$, хв..
0,00014	0,000886	0,002331	42,90
0,00012	0,001031	0,002771	36,08
0,00010	0,001233	0,003245	30,82
0,00008	0,001531	0,004029	24,82
0,00006	0,002015	0,005300	18,87
0,00004	0,002917	0,007676	13,03

Отже, доведено, що швидкість руху пульпи вздовж барабана значно залежить від її в’язкості. Це свідчить про можливість впливу на тривалість подрібнення руди в кульовому млині шляхом розрідження пульпи і зміною її в’язкості.

Додаток В.13

Розрахунки режимів руху пульпи в барабані млина при різному розташуванні кульового завантаження

Для ділянки куль з середньозваженим розміром 0,06 м еквівалентний діаметр каналів складає 0,02452 м. В таких каналах легко проходять частки твердого 0,82 мм. В'язкість пульпи знаходимо розв'язуючи ітераційним методом рівняння типу (4.36) і знаходячи необхідну в'язкість пульпи, при якій $T_П$ буде наближено дорівнювати 34,45 хв. Для даного випадку отримано $\nu = 0{,}000165$ м^2/с.

Ділянка мололього середовища з розміром куль d=0,05 м відповідно прийнятим параметрам має d_E=0,02043 м. В таких каналах легко проходять частки твердого крупністю 1,09 мм. Знайдена аналогічно описаному вище підходу в'язкість пульпи дорівнює $\nu = 0{,}000112$ м^2/с.

Ділянка мололього середовища з кулями розміром 0,04 м і крупністю твердого 1,64 мм має еквівалентний діаметр каналів d_E =0,01644 м, через які легко проходять частки твердого з середньозваженим діаметром 1,64 мм.

Ділянка кульового середовища з середньозваженою крупністю куль 0,02477 м, середньозваженим розміром зерен твердого 3,68 мм має еквівалентний діаметр каналів d_E =10,12 мм. Зважаючи на значну густину пульпи 2200 кг/м^3 і наявність в руді з середньозваженою крупністю 10,1 мм часток твердого класів +20 мм (11,0%),+15 мм (11,6%), +10 мм (24,5%),+5 мм (26,0%), +3 мм (11,0%), +2 мм (2,2%), тверде практично не буде проходити через першу ділянку кульового завантаження млина. Крупні шматки руди будуть змішуватись з кульовим завантаженням, збільшуючи поперечний переріз на даній ділянці технологічного агрегату.

Відповідно даним ітераційного комп'ютерного моделювання апроксимована в середовищі MatLAB отримана залежність в'язкості пульпи середньозваженого розміру руди в поперечних перерізах кульового млина. Вона має вигляд

$$\nu = 0{,}001651 \cdot e^{-3{,}757 d_{pc}} + 0{,}0001391 \cdot e^{-0{,}4622 d_{pc}}. \qquad \text{(В.13.1)}$$

Вона дозволяє визначати в'язкість пульпи при різному значенні середньозваженої крупності твердого при незмінній густині пульпи $\gamma_{П} = 2200$ кг/м^3.

Промоделюємо рух пульпи вздовж барабана млина при зростаючому розмірі кульового завантаження. При синтезі процесу з точки зору оптимальності руху пульпи необхідно забезпечити час проходження пульпи на окремих ділянках незмінним, тобто $T_{Пі}$=*const*. В мололльному середовищі рух пульпи буде визначатись сумою гідравлічних опорів (втрат) на окремих ділянках розташування кульового завантаження за крупністю.

Рівняння втрат тиску буде таким же, лише будуть різні дані на ділянках руху. Розглянемо процес з кінця барабана, де розташовані крупні кулі і відбувається розвантаження млина. Для різних ділянок подрібнювального середовища отримані наступні рівняння втрати тиску

$$\Delta P_1 = 138034{,}127 w_0 + 776421{,}838 w_0^2, \qquad \text{(В.13.2)}$$

$$\Delta P_2 = 118374{,}702 w_0 + 814343{,}199 w_0^2, \qquad \text{(В.13.3)}$$

$$\Delta P_3 = 108246{,}993 w_0 + 914216{,}575 w_0^2, \qquad \text{(В.13.4)}$$

$$\Delta P_4 = 126335{,}075 w_0 + 1346501{,}937 w_0^2, \qquad \text{(В.13.5)}$$

$$\Delta P_5 = 129322{,}367 w_0 + 2244760{,}8759 w_0^2. \qquad \text{(В.13.6)}$$

Результуючі втрати тиску будуть дорівнювати сумі складових рівнянь (В.13.2)…(В.13.6). Вони складають

$$\Delta P_P = 620313{,}264 w_0 + 6096244{,}425 w_0^2. \qquad \text{(В.13.7)}$$

Рівняння Бернуллі буде таким

$$6096539{,}505 w_0^2 + 620313{,}264 w_0 - 690{,}36 = 0. \qquad \text{(В.13.8)}$$

Розв'язок рівняння (В.13.8) дає w_0=0,001101 м/с, а w=0,0028974 м/с. Час проходження пульпи при цьому складе $T_П$=34,51 хв. Для останньої ділянки завантаження з крупними кулями цей параметр склав $T_П$=34,452 хв, що практично співпадає.

Отже, при зростаючому розмірі кульового завантаження пульпа в кульовому млині проходить достатньо добре, особливо, якщо забезпечувати оптимальні умови руху на всіх ділянках кульового завантаження за зростаючою крупністю.

Моделювання руху пульпи вздовж барабана млина при спадаючому розмірі кульового завантаження виконаємо аналогічно. При розміщенні дрібних куль на розвантажувальному кінці барабана млина вони чинять великий гідравлічний опір, оскільки тут високі значення кінематичного коефіцієнта в'язкості, густини пульпи і малі значення еквівалентних діаметрів каналів. В наслідок цього великого гідравлічного опору буде стримуватись проходження пульпи, представленої самими дрібними частками твердого. Інші кульові розташування своєю пульпою будуть тиснути на даний прошарок, але він суттєво буде стримувати рух. В наслідок цього швидкість руху пульпи вздовж усього барабана буде зменшеною. Рух пульпи буде визначатися сумою втрат тиску на всіх ділянках кульового завантаження. У даному випадку втрату опору можливо визначити залежністю

$$\Delta P_i = \left[2306000{,}692 \cdot \frac{L_i w_0 \nu_i}{d_i^2} + 43625{,}53 \frac{L_i w_0^2}{d_i} \right], \qquad \text{(В.13.9)}$$

де L_i – довжина окремої ділянки кульового завантаження;

ν_i – кінематичний коефіцієнт в'язкості на конкретній ділянці кульового завантаження;

d_i – середньозважений розмір куль в кульовому завантаженні.

Відповідно (В.13.9) і прийнятих даних (табл.В.10.1) визначені втрати тиску на ділянках руху пульпи, які представлені наступними рівняннями:

$$\Delta P_1 = 14576{,}404 w_0 + 776421{,}838 w_0^2, \qquad \text{(В.13.10)}$$

$$\Delta P_2 = 49143{,}437 w_0 + 814343{,}199 w_0^2, \qquad \text{(В.13.11)}$$

$$\Delta P_3 = 105250{,}871 w_0 + 914216{,}575 w_0^2, \qquad \text{(В.13.12)}$$

$$\Delta P_4 = 300713{,}156 w_0 + 1346501{,}937 w_0^2, \qquad \text{(В.13.13)}$$

$$\Delta P_5 = 1194555{,}493 w_0 + 2244760{,}876 w_0^2. \qquad \text{(В.13.14)}$$

Результуючі втрати тиску будуть дорівнювати

$$\Delta P_P = 1664239{,}36 w_0 + 6096244{,}425 w_0^2 . \qquad \text{(В.13.15)}$$

Рівняння Бернуллі буде

$$\gamma_{П} h_{HP} = \frac{w_0^2 \gamma_{П}}{2g\varepsilon} + \Delta P_P .$$

Результуюче значення параметра h_H в ньому дорівнює

$$h_{HP} = h_{H1} + h_{H2} + h_{H3} + h_{H4} + h_{H5} = 0{,}3138 \text{ м}.$$

Тоді рівняння Бернуллі прийме наступний вигляд

$$6096539{,}505 w_0^2 + 1664239{,}36 w_0 - 690{,}36 = 0 . \qquad \text{(В.13.16)}$$

Його розв’язок дорівнює w_0=0,0004142 м/с, а w=0,00109 м/с.

Час проходження пульпи через кульовий млин при цьому складає $T_{П}$=91,74 хв. Він практично в три рази більший параметра, що характеризує проходження пульпи через кульове завантаження зі зростаючим розміром мололльних тіл. Така швидкість проходження пульпи не прийнятна при експлуатації кульових млинів.

Таким чином, розрахунками режимів руху пульпи вздовж барабана млина при різному порядку розташування кульового завантаження встановлено, що кулі в технологічному агрегаті повинні розташовуватись від самих дрібних зі зростаючим розміром до самих крупних біля розвантажувальної горловини. Для цього необхідно використовувати спеціальну футеровку.

Додаток В.14

Дослідження характеристик дробленого матеріалу і умов руйнування твердого дрібними кулями

Основною функцією кульового млина є подрібнення руди. Як було показано, на процеси в даному технологічному агрегаті сильно впливає в'язкість пульпи та її густина. Тому розкриття властивостей пульпи з точки зору зміни її в'язкості має чи не найбільше значення при вивченні взаємодії подрібнюваного матеріалу і куль. Для цього вивчались властивості дроблених матеріалів у кульовому млині, характеристики яких приведені в табл.В.14.1. Дані взяті з промислового експерименту. З даних табл.В.14.1 слідує, що дрібний і крупний продукти пульпи за крупністю твердого можливо подати двома класами. Аналіз показав, що результати такого поділу матеріалу за крупністю відповідають наближено 30% вмісту дрібного твердого в масиві сипкого матеріалу. Тобто, 30% дрібного матеріалу за об'ємом в основному розміщується в 70% крупного матеріалу. Причини відхилень від цього правила вже коментувалися. Видно, що така закономірність підтверджується для всіх продуктів кульового млина – вихідної руди, пісків односпірального класифікатора, суміші вихідної руди та пісків класифікатора, а також для розвантаження кульового млина. Це є справедливим, оскільки в'язкість розрідженого продукту в основному визначається дрібними частками твердого і водою, а крупні фракції практично є наповненням, яке мало впливає на даний параметр.

Важливою характеристикою дробленого матеріалу є відношення середньозважених розмірів крупної і дрібної фракцій сипкого матеріалу $d_{ск}/d_{сд}$. Для вихідної руди це відношення змінюється в межах 5,47…6,0. Воно є малим, що підкреслює достатньо велику середньозважену величину дрібного матеріалу. Тому вихідна руда буде відрізнятися особливостями у подрібненні в кульовому млині.

Піски односпірального класифікатора мають аналогічні показники, але відношення $d_{ск}/d_{сд}$ тут майже вдвічі більше. Це викликано тим, що піски

класифікатора являють собою більш рівномірний за крупністю продукт і його дрібна частка має значно менший розмір порівняно з крупною.

Таблиця В.14.1

Характеристики дроблених матеріалів кульового млина, взяті з промислового експерименту

Загальний продукт		Дрібний продукт (30% від загальної маси за годину)			Крупний продукт (70% від загальної маси руди)				Відносний показник відношення середньозважених розмірів крупної і дрібної руди $d_{ск}/d_{сд}$
Продуктивність, Q_A, т/год	Середньозважена крупність, d_{CA}, мм	Маса руди, $M_{РД}$, т	Об'єм дрібної руди, $V_{РД}$, м^3	Середньозважена крупність дрібної руди, $d_{РД}$, мм	Маса руди, $M_{РК}$, т	Об'єм крупної руди, $V_{РК}$, м^3	Об'єм пустот в крупній руді, $V_{ПРК}$, м^3	Середньозважена крупність крупної руди, $d_{РК}$, мм	
Вихідна руда									
160	10,10	43,04	13,04	2,1690	116,96	35,44	13,468	13,02	6,00
161	9,74	40,25	12,20	2,158	120,75	36,59	13,90	12,26	5,68
170	7,97	64,60	19,58	2,054	105,40	31,94	12,137	11,597	5,65
167,5	8,51	54,60	16,55	2,12	112,90	34,21	13,00	11,60	5,47
Піски односпірального класифікатора									
163,2	1,384	45,03	13,64	0,136	118,12	35,79	13,60	1,856	13,62
165,1	1,024	48,37	14,66	0,128	116,72	35,37	13,44	1,392	10,91
329,0	2,105	73,04	22,13	0,359	255,96	77,56	29,47	2,906	8,09
176,5	1,415	42,18	12,78	0,1405	134,31	40,70	15,47	1,813	12,90
Вихідна руда і піски односпірального класифікатора									
323,2	5,699	83,97	25,45	0,2226	239,22	72,49	27,55	7,620	34,23
326,1	5,326	89,92	27,25	0,2262	235,89	71,48	27,16	7,274	32,16
499,0	4,104	90,55	27,44	0,2185	408,45	123,77	47,03	4,964	22,72
344,0	4,868	85,12	25,79	0,2235	258,88	78,45	29,81	6,393	28,60
Розвантаження кульового млина									
323,2	0,581	98,90	29,97	0,0309	224,30	67,97	25,83	0,823	26,63
326,1	0,578	91,31	27,67	0,03	234,79	71,15	27,04	0,791	26,39
499,0	0,962	153,19	46,42	0,047	345,81	104,79	39,82	1,367	29,08
344,0	0,769	87,72	26,58	0,0310	256,28	77,66	29,51	0,9816	31,66

Вихідна руда, змішана з пісками односпірального класифікатора, характеризується значно вищим значенням даного показника (табл.В.14.1), що змінюється в межах 28,6…34,23. Це викликано тим, що 30% самого дрібного продукту у вихідному живленні млина має крупність $d_{РД}$ в межах 0,22 мм, а середньозважений розмір крупного матеріалу достатньо значний за рахунок крупних фракцій вихідної руди. Це значно буде впливати на подрібнення матеріалу. З одного боку, в ньому велика частка крупного продукту, а з іншого боку, він має значну кількість дрібного матеріалу, що необхідно враховувати при подрібненні.

Подібна ситуація щодо відношення $d_{ск}/d_{сд}$ зберігається і в розвантаженні кульового млина. Тут відношення $d_{ск}/d_{сд}$ практично таке ж – 26,39…31,66, але це відбувається на тлі менших крупностей як дрібного, так і крупного продукту. Тут дрібний продукт в основному має розмір 0,03 мм, а крупний – 0,8…1,4 мм (табл.В.14.1). Тут практично на тлі готового продукту необхідно здрібнювати продукт розміром 1,0 мм. Це специфічна задача і для її розв’язання необхідно створювати необхідні умови.

Отже, доведено, що руда вздовж барабана млина змінюється і потребує різних умов при подрібненні. Показано, що необхідно використовувати варіант розташування мололього середовища, яке має найменші кулі в початковій частині барабана і найбільші в зоні розвантаження. Тому необхідно розглядати взаємодію дрібних куль з крупними фракціями руди, пісками і водою. Рахують, що дрібні кулі погано подрібнюють крупну руду. Сказано, що аналіз режимів роботи кульових млинів показав, що подрібнювальні тіла в своїй більшості впливають на зерна подрібнюваного матеріалу з силою, яка в кілька разів перевищує оптимальне значення, обумовлене їх міцнісними характеристиками. Це, в певній мірі, сприяє можливості використання дрібних куль на вході технологічного агрегату.

Мінімальний діаметр кулі, що руйнує шматки руди певної крупності, визначають відповідно залежності

$$d_{k\min} = d_{p\max}\sqrt[3]{\frac{\sigma^2}{1{,}28E\gamma_K D}}, \qquad \text{(В.14.1)}$$

де d_{pmax} – максимальний розмір шматка руди, см;

σ – межа міцності подрібнюваного матеріалу при стисненні в кг/см^2;

E – модуль пружності в кг/см^3;

γ_k – густина кулі в кг/см^3;

D – внутрішній діаметр барабана млина в см.

З аналізу залежності (В.14.1) витікає, що для кульового млина МШЦ 4,5×6,0 для руйнування шматка руди розміром 10 мм достатньо кулі діаметром 15 мм. Руйнування шматка руди розміром 15 мм достатньо кулі діаметром 21 мм. Отже, є перспективи активного використання дрібних куль для подрібнення крупної руди в кульовому млині МШЦ 4,5×6,0.

Отже, дослідженнями встановлено, що у всіх продуктах циклу подрібнення руди і їх технологічних сумішах крупний продукт складає 70%, а дрібний – 30% і в основному вміщується у простір між крупними частками твердого. Це підтверджує факт, що в’язкість розрідженого продукту в основному визначається дрібними частками твердого і водою, а крупні фракції практично є наповненням, яке мало впливає на цей параметр. Дрібні кулі, як показали розрахунки, в умовах кульового млина МШЦ 4,5×6,0 ефективно подрібнюють шматки руди розміром 10 мм (куля діаметром 15 мм), 15 мм (куля діаметром 21 мм). Тому є перспективним активне використання дрібних куль для подрібнення крупної руди.

Додаток В.15

Аналіз ефективності подрібнення руди в двох граничних зонах – на вході і виході кульового млина

На перших двох ділянках дрібного кульового завантаження шириною 0,5247 м зернистий шар з куль має еквівалентні діаметри каналів (В.12.4), що дорівнюють d_E=7,07 мм. Ці діаметри каналів будуть однаковими як в поздовжньому, так і в поперечному напрямі руху. Лише при поперечному напрямі пульпа (тверде) практично стоїть, а на неї рухається зернистий шар куль з еквівалентними діаметрами 7,07 мм. На даній ділянці пульпа представлена вихідною рудою і пісками односпірального класифікатора. Цей матеріал містить великорозмірні класи крупності +20, +15, +10, +5 і +3 мм. Крупний матеріал обмежено класом +3 мм, оскільки в ньому можуть бути зерна розміром до 5 мм, які практично не проходять через канали з еквівалентним діаметром d_E=7,07 мм, враховуючи їх кривизну в зернистому шарі. Наприклад, для умов першого випробування крупний матеріал на вході кульового млина складав 47,187%. Серед нього клас +20 мм займав 5,445%, +15 мм – 5,742%, +10 мм – 12,735%, +5 мм – 14,588%. Розрідження пульпи задається на вході кульового млина, тобто до твердого додається необхідна кількість води, щоб подрібнений матеріал мав певну консистенцію. Однак до великої кількості води реально додається лише 52,813% порівняно дрібного матеріалу. У самій несприятливій ситуації, як показав аналіз, рідка складова має густину, що не більше 1500 кг/м^3. Виходить, що в такій рідкій пульпі просто знаходяться крупні зерна, фактично не збільшуючи її густину і в’язкість. Налітаючий на таку пульпу зернистий шар, складений з дрібних куль, через канали з еквівалентним діаметром d_E=7,07 мм легко пропускає рідку пульпу. Досліди з вимірюванням дійсної ударної сили, яку випробує подрібнювальне середовище, показали, що мінеральна пульпа майже наполовину пом’якшує ударну силу. У даному випадку такого не відбувається, оскільки пульпа володіє малою в’язкістю. Кулі практично не втрачають енергії перед ударом. Враховуючи, що кулі рухаються не поодиноко, а у вигляді

зернистого агрегату, складеного з кількох шарів дрібних тіл, і займаючи достатньо велику площу, їх подрібнювальна дія виходить зовсім не схожою на роботу окремих молольних складових. Найбільш імовірно це відбувається наступним чином. На пульпу налітає зернистий агрегат з молольних тіл. При цьому рідка пульпа з дрібними частками твердого легко проходить через криволінійні канали і майже не чинить опору. Притиснуте до футеровки крупне тверде, а його практично половина з повного обсягу, попадає під силову дію зернистого кульового агрегату, який практично не втратив своєї енергії і має велику масу, яка лише представлена не одним тілом, а їх сукупністю. При цьому під тиском знаходиться практично все крупне тверде і тут процес майже не залежить від імовірності попадання окремої кулі в конкретний шматок руди. Велика маса зернистого агрегату, мабуть, може розвивати більшу силу, ніж окрема крупна куля.

Відомо, що збільшення щільності кульового завантаження приводить до значного зростання його енергоозброєності, тобто відношення маси молольних тіл до маси подрібнюваного матеріалу. Використання щільної упаковки куль дозволяє збільшити продуктивність трубного млина до 30%. Оскільки щільність кульового завантаження при зменшенні розміру молольних тіл збільшується, його енергоозброєність на ділянці барабана з дрібними кулями практично однакового розміру зростає. Цей показник проти куль діаметром 100 мм складає близько 1,1. Тому процес подрібнення крупних кусків руди дрібними кулями може виявитися більш ефективним порівняно з використанням крупного молольного середовища.

Доказом цього також можуть бути результати дослідження на прикладі кульового млина МШЦ 5,5×6,5, який експлуатувався в умовах збагачувальної фабрики СП “Эрдэнэт” при наступних параметрах: частота обертання 13,69 об/хв.; середнє кульове завантаження 265…268 тон куль діаметром 100 і 80 мм при співвідношенні 1:1; величина живлення вихідною рудою 280…285 т/год. Встановлено, що впродовж 1000…1200 годин спрацювання резинової футеровки було мінімальним, потім розпочалося її інтенсивне спрацювання. Найбільш інтенсивно зношувалася футеровка на відстані 700…750 мм від завантажувальної

горловини з розповсюдженням зони спрацювання до 2500…2800 мм. Більш за все були зруйновані футерувальні плити перших двох кілець довжиною 1250 мм і 1500 мм. Далі інтенсивність спрацювання суттєво зменшилася. Футерувальні плити третього кільця зношені в межах 65…70%, четвертого 30…35% і п'ятого (плити довжиною 1000 і 1250 мм) спрацьовані наближено на 15%. З результатів дослідження видно, що найбільш інтенсивно футеровка спрацьовується там, де діють найбільш дрібні кулі. Якщо б у цих зонах не відбувалося подрібнення крупної руди і не розвивалися великі зусилля, то руйнування футеровки не було б можливим. Навпаки, де діють самі крупні кулі і в'язкість пульпи велика (кінець барабана біля розвантажувальної горловини), там спрацювання футеровки мінімальне. Автори дослідження стверджують, що подрібнення руди в основному здійснюється на одній третій, початковій частині барабана млина. Отже, ствердження про неефективне подрібнення руди в початковій зоні кульового млина були не досить аргументованими.

Це також пояснюється і введеним поняттям елементарного акту одночасного впливу подрібнювального середовища на подрібнюваний матеріал в барабанному млині у вигляді імпульсу ударного стиснення (ІУС), який визначають співвідношенням

$$ІУС = \frac{m_{МТ}}{m_{РМ}}, \qquad \text{(В.15.1)}$$

де $m_{МТ}$ – маса молольних тіл в одному кубічному метрі;

$m_{РМ}$ – маса матеріалу, що знаходиться у проміжках між кулями і одночасно розмелюється.

Параметр $m_{РМ}$ при роботі млина майже не змінюється, хоч має тенденцію зростання зі збільшенням крупності куль. Параметр $m_{МТ}$ для дрібних куль буде більшим, ніж для крупних. Так, для куль діаметром 30 мм він складає 4,85 т/м^3, а для куль діаметром 100 мм – 4,56 т/м^3. Тобто, для дрібних куль на початку млина $m_{МТ}$ може бути більшим 4,85 т/м^3. Отже, дрібні кулі будуть забезпечувати значно більше значення ІУС порівняно з крупними кулями. Крім того, щільність подрібнювального середовища у випадку однорозмірного кульового середовища

буде складати 5816,4 кг/м^3, а різнорозмірного – 4873,2 кг/м^3. Отже, при однорозмірному дрібному середовищі на вході кульового млина ІУС буде значно більшим, ніж при крупних кулях. Тому і подрібнення тут крупної руди дрібними кулями відбувається значно ефективніше ніж крупним мололльним середовищем.

Кулі в барабані кульового млина займають однаковий поперечний переріз не залежно від координати його довжини. Коли крупні шматки руди будуть зменшенні, а кулі будуть більшими в діаметрі, практично весь матеріал розміщується в пустотах між мололльним середовищем. На початку барабана крупний рудний матеріал не поміщається в пустотах між дрібними кулями, тому об’єм мололльного середовища разом з крупними шматками руди частково перемішується. При цьому поперечний переріз зайнятий змішаним мололльним середовищем на початковій ділянці млина буде значно більшим такого ж параметра в інших точках барабана. Оскільки поперечний переріз кульового завантаження впливає на передаточну функцію млина, її необхідно уточнювати в каналі керування завантаженням рудою.

Розглянемо другий граничний вузол млина, його розвантаження, де діють самі крупні кулі і де в’язкість сама висока. Запропонована модель пульпи вміщує 30% дрібного твердого і 70% крупного твердого, в пустотах між крупними частками твердого розміщується дрібний матеріал, а в його пустотах – вода. Така модель дозволяє встановити граничне значення густини пульпи, як найбільш в’язкого її стану. Наприклад, для матеріалу, близькому до розвантаження, необхідно подрібнювати частки твердого середньою величиною 1 мм, які знаходяться в матеріалі розміром близько 0,03 мм. Подрібнення відбувається кулями найбільшої величини.

Розглянемо дозу сипкого матеріалу 100 г, в якій буде 78,5 г крупного і 21.5 дрібного продукту або 23,79 см^3 крупного і 6,52 см^3 дрібного продукту. Дрібний продукт містить 38% пустот, тому його об’єм складе 6,52 см^3+2,48 см^3=9 см^3. Крупний продукт також містить 38% пустот, тому об’єм пустот в крупному продукті складає 9,04 см^3. Тобто, дрібний продукт розміщується в пустотах крупного продукту. Маса руди в даній дозі складає 100 г, вода, що розміщується в

пустотах дрібного продукту – 2,48 г. Разом маса дози містить 102,48 г. Об'єм, який займає доза матеріалу дорівнює об'єму цільної руди крупного матеріалу 23,79 $см^3$, збільшеному на пустоти – 9,04 $см^3$. Разом об'єм дози дорівнює 32,83 $см^3$. Густина пульпи в дозі складає $\gamma_{ПД}$=102,48 г / 32,83 $см^3$=3,12 $г/см^3$. Густина твердого в дозі дорівнює 3,3 $г/см^3$. Це граничне значення густини пульпи, вище якого вона не може мати. При цій густині пульпи буде сама висока в'язкість. Це дозволяє чітко зафіксувати частки дрібного розміром наближено 1 мм частками дрібного матеріалу близько 0,03 мм на поверхні великорозмірних куль. Оскільки руйнування часток твердого відбувається в зоні контактної взаємодії подрібнюючих тіл одне з одним і з футеровкою барабана млина, то крупні частки твердого, закріплені на поверхнях, будуть ефективно руйнуватися. Частки дрібного твердого при цьому руйнуватися не будуть, оскільки не будуть знаходитися під тиском куль. Це ідеальний випадок, який показує, що у розвантаженні практично ідеально відбуваються подрібнення крупними кулями.

В'язкість пульпи в основному визначається крупністю твердого і водою, яка відіграє роль змащуючої речовини. Води в пустотах дрібного матеріалу недостатньо для нормальної роботи млина. При $\gamma_{П}$=3,12 $г/см^3$ навіть великорозмірні кулі вільно рухатись не можуть, тому води необхідно додати для забезпечення руху пульпи. Фіксація крупного твердого при цьому буде виконуватись, а подрібнення буде відбуватись між кулями, кулями і футеровкою барабана. Найкращий режим для конкретного типу руди можливо уточнити експериментально. Звичайно густину пульпи у розвантаженні підтримують близько 2200…2300 $кг/м^3$. В такій в'язкій пульпі лише важкі крупнорозмірні кулі можуть виконувати ефективне подрібнення матеріалу.

Отже, доведено, що на вході дрібні кулі можуть ефективно руйнувати крупну вихідну руду, а крупні кулі при в'язкій пульпі також можуть долати опір і подрібнювати дрібну руду, яка фіксується на їх поверхні і футеровці.

Додаток В.16

Теоретичне дослідження первинного перетворювача енергоефективності руйнування руди в кульовому млині з високим рівнем зливу пульпи

Розглянемо перетворювач без руди (рис.4.7, а). Робота, виконана при падінні кулі з висоти h до найбільшого прогину пластини $x_{П1}$, буде дорівнювати

$$A_P = m_к g\left(h + x_{с1} + x_{П1}\right), \qquad \text{(В.16.1)}$$

де $m_к$ – маса кулі;

$x_{с1}$ – скорочення стержня при ударі.

Виконана при падінні кулі робота перетворюється в кінетичну енергію деформованої пружної пластини і стержня

$$E_n = \frac{c_c x_{с1}^2}{2} + \frac{c_n x_{П1}^2}{2}, \qquad \text{(В.16.2)}$$

де $c_с$, $c_П$ – відповідно коефіцієнти жорсткості стержня і пружної пластини.

Укорочення стержня буде дорівнювати

$$x_{с1} = \frac{l_0 F}{E_Ю \mathrm{S_C}}, \qquad \text{(В.16.3)}$$

де l_0 – довжина стержня;

F – прикладена сила до його торця;

$E_Ю$ – модуль Юнга матеріалу;

$S_С$ – площа поперечного перерізу стержня.

Аналіз показує, що в даних умовах параметри стержня будуть такими, що величина його укорочення $x_{с1}$ буде набагато меншою, ніж $x_{П1}$. Тому укороченням стержня при ударі можливо знехтувати і рахувати, що в перетворювачі (рис.4.7) деформується лише пружна пластина. Пружна пластина деформується від удару кулі вздовж стержня і переданої стержнем енергії.

Відомо, що рухоме тіло при пружному зіткненні з нерухомим тілом такої ж маси може передати останньому значну частину своєї енергії. При прямому ударі енергія передається повністю. Однак при пружних зіткненнях між тілами з більшою різницею мас обмін енергією ускладнюється. При цьому більш легке

тіло відскакує від нерухомого важкого як від стінки, передаючи важкому лише незначну частину своєї енергії. Таку взаємодію тіл можливо описати більш точно математично. У перетворювачі (рис.4.7) куля рухається зі швидкістю $\upsilon_к$, а швидкість стержня $\upsilon_c = 0$. Після пружного зіткнення відповідно закону збереження енергії можна записати

$$\frac{m_к \upsilon_к^2}{2} = \frac{m_к \upsilon_к'^2}{2} + \frac{m_c \upsilon_c'^2}{2}, \qquad \text{(В.16.4)}$$

де m_c – маса стержня;

$\upsilon_к'$, υ_c' - швидкості руху кулі і стержня після пружного зіткнення.

У виразі (В.16.4) член $\frac{m_c \upsilon_c'^2}{2}$ являє собою кінетичну енергію, передану стержню на деформування пружної пластини. Член $\frac{m_к \upsilon_к'^2}{2}$ представляє енергію, що не передана падаючою кулею стержню в наслідок відскоку. Тому, нехтуючи деформуванням стержня, можна записати

$$m_к g\left(h + x_{п1}\right) = \frac{m_к \upsilon_к'^2}{2} + \frac{c_П x_{П1}^2}{2}, \qquad \text{(В.16.5)}$$

де $\upsilon_к'$ - невідома величина.

Записавши закон збереження імпульсу і використавши вираз (В.16.4) можна визначити швидкість

$$\upsilon_к' = \frac{m_к - m_c}{m_к + m_c}\upsilon_1. \qquad \text{(В.16.6)}$$

З іншого боку, робота, виконана падаючою кулею, відповідає кінетичній енергії і тому можна подати

$$A_Р = \frac{m_k \upsilon_1^2}{2}, \qquad \text{(В.16.7)}$$

звідки

$$\upsilon_1 = \sqrt{\frac{2A_Р}{m_k}}. \qquad \text{(В.16.8)}$$

З врахуванням виразу (В.16.1) при $x_{c1}=0$, значень (В.16.8) за (В.16.6) можна записати

$$\upsilon'_к = \frac{m_к - m_c}{m_к + m_c}\sqrt{2g(h + x_{П1})}. \qquad (В.16.9)$$

Підставивши $\upsilon'_к$ (В.16.9) у (В.16.5) і перетворивши вираз, отримаємо

$$c_П x_{П1}^2 - 2m_к g\left[1+\left(\frac{m_c - m_к}{m_к + m_c}\right)^2\right]x_{п1} - 2m_к gh\left[1+\left(\frac{m_c - m_к}{m_к + m_c}\right)^2\right] = 0. \qquad (В.16.10)$$

Розв’язавши рівняння (В.16.10) відносно $x_{п1}$, отримаємо

$$x_{п1} = \frac{m_к g\left[1+\left(\frac{m_c - m_к}{m_к + m_c}\right)^2\right]}{c_П} + \frac{\sqrt{m_к g\left[1+\left(\frac{m_c - m_к}{m_к + m_c}\right)^2\right]\left\{m_к g\left[1+\left(\frac{m_c - m_к}{m_к + m_c}\right)^2\right]+2c_П h\right\}}}{c_П}. \qquad (В.16.11)$$

Залежність (В.16.11) показує рівень вихідного сигналу перетворювача при ударі стержня кулею, що падає з висоти h.

З врахуванням шматків руди, що руйнуються на торці стержня (рис.4.7,б), можна записати рівняння балансу роботи і енергії в перетворювачі

$$m_k g(h + x_{П2}) - m_k g(h + x_{П2})\left(\frac{m_c - m_k}{m_k + m_c}\right)^2 - k_{МР}k_1 V_P = \frac{c_П x_{П2}^2}{2} \qquad (В.16.12)$$

яке після перетворення можна подати у вигляді

$$c_П x_{П2}^2 - 2m_k g\left[1+\left(\frac{m_c - m_k}{m_k + m_c}\right)^2\right]x_{П2} - 2\left\{m_k gh\left[1+\left(\frac{m_c - m_k}{m_k + m_c}\right)^2\right] - k_{МР}k_1 V_P\right\} = 0 \qquad (В.16.13)$$

де $x_{П2}$ – деформація пружної пластини;

$k_{МР}$ – коефіцієнт пропорціональності, що залежить від міцності руди;

k_1 – стала, що характеризує зв'язок між загальним і деформованим об’ємом шматка руди;

V_p – об’єм шматка руди, що знаходився під дією кулі.

Розв’язавши рівняння (В.16.13) відносно $x_{П2}$, отримаємо

$$x_{П2} = \frac{m_k g\left[1+\left(\frac{m_c - m_k}{m_k + m_c}\right)^2\right]}{c_П} + \frac{\sqrt{m_k^2 g^2\left[1+\left(\frac{m_c - m_k}{m_k + m_c}\right)^2\right]^2 + 2c_П\left\{m_k gh\left[1+\left(\frac{m_c - m_k}{m_k + m_c}\right)^2\right] - k_{MP}k_1 V_P\right\}}}{c_П} \quad \text{(В.16.14)}$$

З рівняння (В.16.14) видно, що вихідний сигнал перетворювача буде тим вищим, чим більша маса $m_к$ і висота її падіння h. Він також визначається масою стержня m_c. При незмінних цих параметрах вихідний сигнал перетворювача $x_{П2}$ є функцією об'єму руди на внутрішньому торці стержня.

Первинний перетворювач працює за умови незмінності маси кулі, що можливо забезпечити в кульових млинах. Недопустимість одночасного удару кількох куль в поверхню торця і незмінність розглянутих умов руйнування руди забезпечуються вибором діаметра стержня d_c, який приймається меншим порівняно з діаметром кулі $d_к$, наприклад, $d_c \approx 0{,}7 d_к$. Аналіз показав, що ефективне використання кулі $d_к$=50 мм при руйнуванні шматків руди розміром d_p=(5…6) мм відповідає діаметру стержня близько 30…35 мм.

Отже, статична математична модель (В.16.14) підтвердила достатньо високу точність визначення енергетичної ефективності руйнування руди в кульовому млині. Практична перевірка теоретичних висновків підтвердила можливість реалізації таких первинних перетворювачів на практиці. Розходження вимірювальних параметрів знаходилась в межах 2..2,5%.

Додаток В.17

Функціональна схема реалізації автоматичного контролю енергоефективності подрібнення руди кульовим млином з низьким рівнем зливу пульпи

Функціональна схема реалізації автоматичного контролю енергоефективності подрібнення руди кульовим млином показана на рис.В.17.1. При обертанні барабана млина навколо осі 12 кулі зовнішнього шару спочатку рухаються коловою траєкторією, оскільки притиснені до футеровки. У верхній частині відбувається відрив від футеровки і вони рухаються параболічною траєкторією, а потім рухаються вздовж прямої на поверхні підстиляючого шару молольних тіл, покритій пульпою, до зіткнення з футеровкою в нижній частині барабана. На параболічній траєкторії швидкість руху куль є незмінною, тому сталою є і їх кінетична енергія. Частина цієї енергії втрачається в процесі руху вздовж прямої. Тут змінюється швидкість руху, яка може приймати різні значення в момент зіткнення кулі з футеровкою, оскільки втрачається кінетична енергія в залежності від положення підстиляючого шару молольних тіл, рівня пульпи, густини пульпи і її в’язкості та інших факторів. В конкретній технологічній ситуації швидкість руху куль і їх кінетична енергія будуть незмінними перед ударом по футеровці.

Завантаженням кульового млина є крупні фракції руди, що знаходяться в пульпі, яка створена дрібним твердим. Об’єм крупних фракцій твердого в одиниці об’єму пульпи є мірою енергоефективності подрібнення руди кульовим млином. Цей об’єм крупного твердого 2 буде на верхньому торці основного стержня 11 в момент удару кулі 1. Такі ж процеси відбуваються і на футеровці 3, розташованій на внутрішній поверхні барабана 4, однак вони залишаються поза контролем.

Енергія, необхідна для руйнування крупних фракцій на верхньому торці стержня 11, залежить при певній міцності руди 2 від її об’єму в контрольованій зоні руйнування. Тому дана енергія є мірою енергоефективності подрібнення руди кульовим млином. Енергія, прикладена до стержня при ударі, дорівнює

кінетичній енергії рухомої кулі, зменшеній на величину енергії, необхідної для руйнування крупних фракцій твердого на верхньому торці основного стержня.

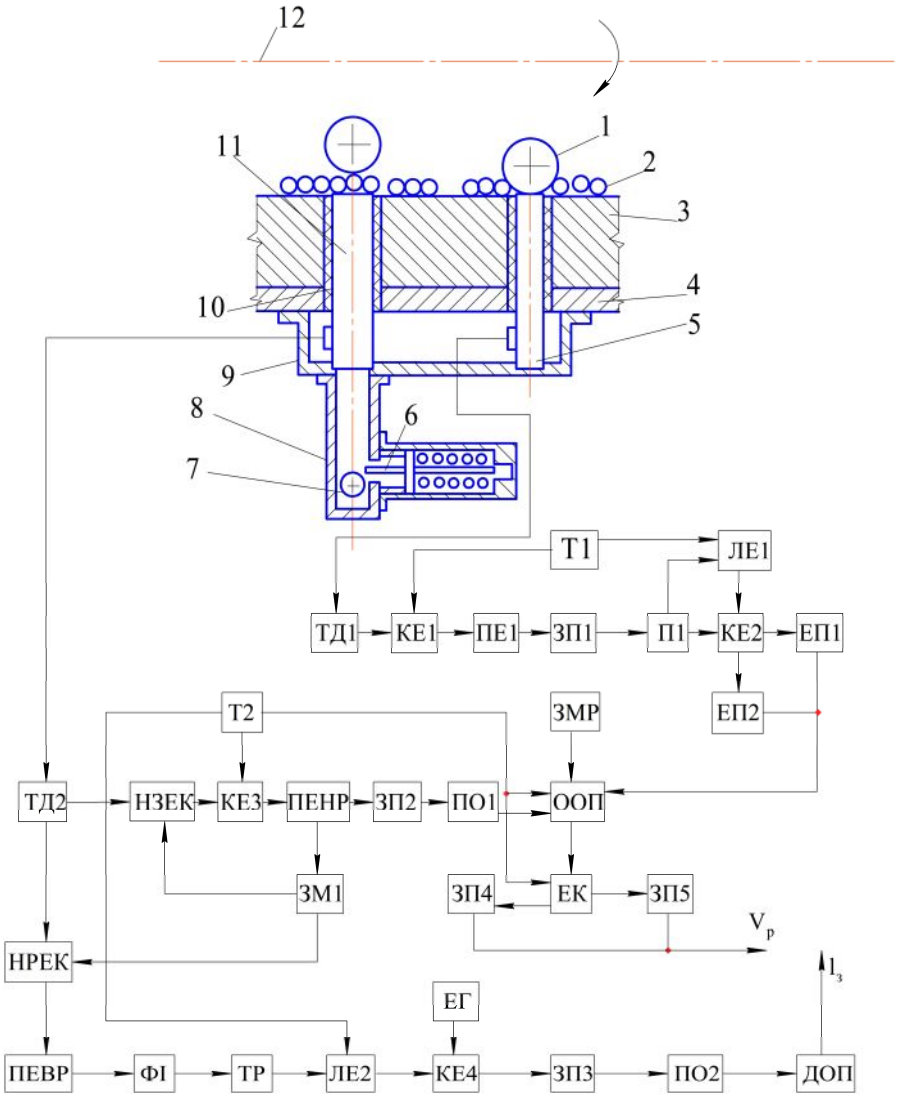


Рис. В.17.1. Функціональна схема реалізації автоматичного контролю енергоефективності подрібнення руди кульовим млином:
1 – куля; 2 – шматки руди; 3 – футеровка; 4 – стінка барабана; 5 – допоміжний стержень; 6 – фіксатор; 7 – еталонна куля; 8 – збуджувач коливань; 9 – упор; 10 – гідроізолююча та амортизуюча втулка; 11 – основний стержень; 12 – вісь обертання млина; ТД1, ТД2 – тензодатчики; Т1, Т2 – таймери; КЕ1, КЕ2, КЕ3, КЕ4 – ключові елементи; ПЕ1 – пороговий елемент; ЗП1, ЗП2, ЗП3, ЗП4, ЗП5 – запам’ятовуючі пристрої; П1 – амплітудний селектор; ЕП1, ЕП2 – елементи пам’яті; ЛЕ1, ЛЕ2 – логічні елементи “І”; НЗЕК – нормально замкнений елемент ключа; ПЕНР – пороговий елемент низького рівня; ПО1, ПО2 – пристрої осереднення сигналів; ООП – основний обчислювальний пристрій; ЗМР – задавач міцності руди; ЕК – елемент ключа; ЗМ1 – загальмований мультивібратор; НРЕК – нормально розімкнутий елемент ключа; ПЕВР – пороговий елемент високого рівня; ФІ – формувач імпульсів; ТР – тригер з двома стійкими станами; ДОП – допоміжний обчислювальний пристрій; ЕГ – еталонний генератор

Чим більше завантаження млина рудою (концентрація крупного твердого в пульпі, об’єм руди на верхньому торці основного стержня), тим більша енергія витрачається кулею на руйнування крупного твердого. При цьому меншою буде залишкова енергія кулі, що забезпечує стиснення основного стержня в момент удару. Основний стержень 11, жорстко закріплений упором 9, при цьому буде менше укорочуватися. Тому за укороченням основного стержня 11 можна судити про енергоефективність подрібнення руди кульовим млином. Таку ж інформацію несе і укорочення контрольованої ділянки стержня 11, яка використовується. Однак при втраті кінетичної енергії кулі на ділянці прямолінійного руху в пульпі результати будуть викривлятися. При цьому буде вноситись значна похибка при ідентифікації завантаження кульового млина. Це викликано тим, що рівень, густина пульпи та інші фактори в процесі роботи можуть приймати різні значення, характерні для даного технологічного режиму в конкретній ситуації.

Допоміжний стержень 5 виконано з невеликим поперечним перерізом, тому попадання кулі 1 в його торець є малоймовірною ситуацією порівняно з основним стержнем 11. Ще більш малоймовірною є ситуація розміщення частинки крупного твердого в момент попадання кулі 1 в торець допоміжного стержня 5. Тому при роботі в основному будуть фіксуватися співударяння кулі 1 з торцем допоміжного стержня 5. У відведеному таймером Т1 проміжку часу тензодатчик ТД1 формує сигнали, які через ключовий елемент КЕ1 і пороговий елемент ПЕ1 проходять в запам’ятовуючий пристрій ЗП1. Пороговий елемент ПЕ1 не пропускає випадкові імпульси малої амплітуди в запам’ятовуючий пристрій ЗП1. У запам’ятовуючому пристрої ЗП1 накопичуються за відведений таймером Т1 відрізок часу сигнали, що відповідають прямому співударянню кулі зі стержнем 5 та можливому – зі стержнем 5 через крупний шматок руди. Імпульс з найбільшою амплітудою буде відповідати прямому зіткненню допоміжного стержня 5 з кулею 1. Імпульс відображається пристроєм П1 і подається на вхід ключового елемента КЕ2, який забезпечує почергово запам’ятовування найбільшого значення сигналу стержня 5 у даному відведеному таймером Т1 проміжку часу і стирання попереднього значення. Команду на здійснення такої

операції дає логічний елемент “І” ЛЕ1, на вхід якого повинні надійти сигнал таймера про закінчення циклу і сигнал найбільшого значення вимірюваного параметра. Якщо пристрій П1 такого сигналу не сформував, то робота системи контролю буде продовжуватися з попереднім значенням найбільшого сигналу допоміжного стержня 5. Це відповідає малоймовірній ситуації, коли у відведеному таймером Т1 тимчасовому інтервалі не відбулося співударяння кулі 1 з торцем допоміжного стержня 5. Таким чином на виходах елементів пам’яті ЕП1 і ЕП2 завжди буде діяти сигнал допоміжного стержня 5. Укорочення контрольованої ділянки допоміжного стержня 5 характеризує величину кінетичної енергії кулі в даних технологічних умовах. Оскільки маса кулі і її швидкість в кінці параболічної ділянки є незмінними, то укорочення контрольованої ділянки допоміжного стержня 5 несе інформацію лише про рівень зміни кінетичної енергії в процесі руху кулі на прямолінійній ділянці перед співударянням іі з футеровкою та саме укорочення f_{21}. Такі ж зміни кінетичної енергії кулі в даній технологічній ситуації будуть притаманні і для основного стержня 11.

Укорочення ділянки основного стержня 11, що вимірюється тензодатчиком ТД2, перетворюється в електричний сигнал, який через нормально замкнений елемент ключа НЗЕК, ключовий елемент КЕ3 у випадку дії таймера Т2 поступає на пороговий елемент низького рівня ПЕНР, налаштований на певний рівень сигналу. При найбільшому завантаженні млина рудою сигнал тензодатчика ТД2 буде мінімальним, особливо при самій міцній руді. Однак сигнал буде ще набагато меншим, коли куля нанесе удар на стику, охоплюючи частину робочого торця стержня 11 і гідроізолюючої та амортизуючої втулки 10 або футеровки 3. Рівень налагодження порогового елемента ПЕНР повинен бути дещо вищим цього сигналу. Тоді на запам’ятовуючий пристрій ЗП2 поступають сигнали, амплітуда яких вища порогового рівня елемента ПЕНР. Ці сигнали відповідають об’єктивній інформації про об’єм крупних фракцій руди 2 на робочому торці основного стержня 11. Сигнали, що потрапили на запам’ятовуючий пристрій ЗП2, осереднюються пристроєм ПО1.

Осереднений сигнал, який характеризує об’єм зруйнованої руди на робочому торці основного стержня 11, через його укорочення поступає на один з входів основного обчислювального пристрою ООП, на інші входи якого подано сигнал задавача міцності руди ЗМР, сигнал, що відповідає укороченню допоміжного стержня 5. Інші величини в пристроях є фізичними або прийнятими сталими, які визначаються конструкцією системи контролю енергоефективності подрібнення руди кульовим млином і занесені в їх постійні запам’ятовуючі пристрої. Основний обчислювальний пристрій відповідно залежності (4.58) визначає об’єм руди, який підлягає руйнуванню. Результат обчислення через ЕК подається на запам’ятовуючий пристрій ЗП4 або ЗП5.

Факт попадання або непопадання кулі 1 в робочий торець основного стержня 11 при обертанні барабана кульового млина навколо осі 12 є випадковою подією. Тому гарантовано це може відбуватися лише за певний проміжок часу або певну кількість обертів барабана. Даний відрізок часу встановлюється таймером Т2. Оскільки імовірність попадання кулі 1 в торець допоміжного перетворювача 5 значно менша порівняно з такою імовірністю для основного перетворювача, то проміжок часу для фіксування укорочення ділянки допоміжного перетворювача 5, слід приймати в кілька разів довшим. Проміжок часу встановлюється таймером Т1. Враховуючи, що його занадто тривалим також приймати не варто з розуміння можливої певної зміни технологічної ситуації, доцільно працювати на більш коротких проміжках часу і їх фактичному продовженні лише у випадках, коли співударяння куль і допоміжного стержня 5 у відведеному циклі не відбулися. Це забезпечується логічним елементом ЛЕ1.

Таким чином, показано, що функціональна схема пристрою дозволяє здійснювати автоматичний контроль енергоефективності подрібнення руди кульовим млином з низьким рівнем пульпи, реалізуючи математичну модель двостержневого перетворювача. Отримуваний результат є інваріантним як до зміни швидкості руху куль, так і до зміни довжини перетворювачів в процесі спрацювання футеровки. Завдяки цьому вимірювання об’єму зруйнованої руди здійснюється з високою точністю.

Додаток Д

Оптимальний склад і обсяг кульового завантаження та його стабілізація при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд

Додаток Д.1

Обґрунтування параметрів оцінювання енергоефективності подрібнення руди в кульових млинах

У XXI столітті відбувається становлення інноваційного технологічного способу виробництва, який приходить на зміну індустріального. У зв’язку з цим у збагаченні корисних копалин формуються нові тенденції розвитку технології і техніки рудопідготовки. Враховуючи тривалість розробки нових технологій і технологічного обладнання для їх реалізації і вартість існуючих виробничих потужностей, ще тривалий час будуть використовуватись діючі виробництва в сфері збагачення корисних копалин. Розвиток виробництва у цій ситуації найбільш доцільно здійснювати шляхом модернізації технологій та обладнання. Тепер накопичено значний досвід модернізації діючих збагачувальних фабрик. У послідовному ланцюзі технологічних апаратів збагачувальної фабрики неефективна робота однієї ланки різко знижує ефективність усієї дільниці. Тому доцільно знаходити саму слабку ланку технологічного процесу і удосконалювати її роботу. Такою ланкою на рудозбагачувальних фабриках є кульовий млин першої стадії подрібнення, в якій споживана енергія слабко залежить від кінцевого результату – процесу руйнування і скорочення розміру часток твердого. Однак до тепер в циклах подрібнення не існує заміни кульовим млинам. Аналіз причин низької ефективності процесів руйнування мінеральної сировини в кульових млинах показав, що даний тип подрібнювального агрегату має досить обмежені можливості зменшення енерговитрат. В той же час вказується на можливі шляхи покращення характеристик кульового млина. Однак системно ці шляхи підвищення продуктивності і зменшення енергоємності кульових млинів не досліджувалися.

Для досягнення цієї мети необхідно забезпечити можливу найбільшу продуктивність кульового млина і найменші витрати електроенергії. В процесі програмно-цільового аналізу енергоефективності подрібнення руди в кульових млинах встановлено, що в якості оцінки ефективності роботи подрібнювального агрегату доцільно прийняти вже відому – ефективність подрібнення – число тон подрібненої вихідної руди на одну кВт·г або тон готового продукту на одну кВт·г, тобто т/ кВт·г. Витрата електроенергії на подрібнення коливається в залежності від властивостей руди і крупності кінцевого продукту від 7 до 21 кВт·г/т. Чим більша енергетична ефективність подрібнення, тим досконаліший процес рудопідготовки. Однак цей показник не повністю характеризує процес рудопідготовки, оскільки його високе значення при низькій продуктивності веде до регресу. Тому паралельно з енергетичною ефективністю необхідно розглядати продуктивність кульового млина.

Продуктивність кульового млина визначається рядом факторів як показано на рис.Д.1.1. Їх звичайно подають трьома групами. Продуктивність кульового млина при певному завантаженні подрібнювальним середовищем буде тим більшою, чим крупніший подрібнений продукт, чим менший розмір вихідної руди і її густина, краща подрібнюваність і більша споживана технологічним агрегатом корисна потужність. Крупність вихідного живлення вибирають з врахуванням найменших загальних витрат на дроблення та подрібнення і вона є величиною відомою, оскільки обґрунтовується ще на стадії проектування збагачувальної фабрики. В теперішній час вона на збагачувальних фабриках знаходиться в межах до 10…15 мм або 5…10 мм при кульовому подрібненні руди. Крупність подрібненого продукту також відома, оскільки визначається вкрапленістю корисного компоненту. З подрібненістю руди питання залишається відкритим, оскільки вона змінюється в різних типах руди одного родовища, а перероблятися нині може по-різному.

Зараз відсутня чітка визначеність щодо впливу конструктивних факторів на продуктивність кульових млинів. Експериментами підтверджена більша ефективність дії подрібнювального середовища в кульових млинах з низьким

рівнем пульпи, тому їх продуктивність на 15% вища порівняно з технологічними агрегатами з високим рівнем пульпи. Є суперечні дані про вплив розміру кульових млинів на їх продуктивність, відомо, що вона зростає при збільшенні об’єму барабана. Однак відсутні чіткі відповіді на зміну їх енергетичної ефективності подрібнення. Доведено, що продуктивність кульових млинів з гладкою футеровкою нижче порівняно з технологічними агрегатами з ребристою футеровкою.

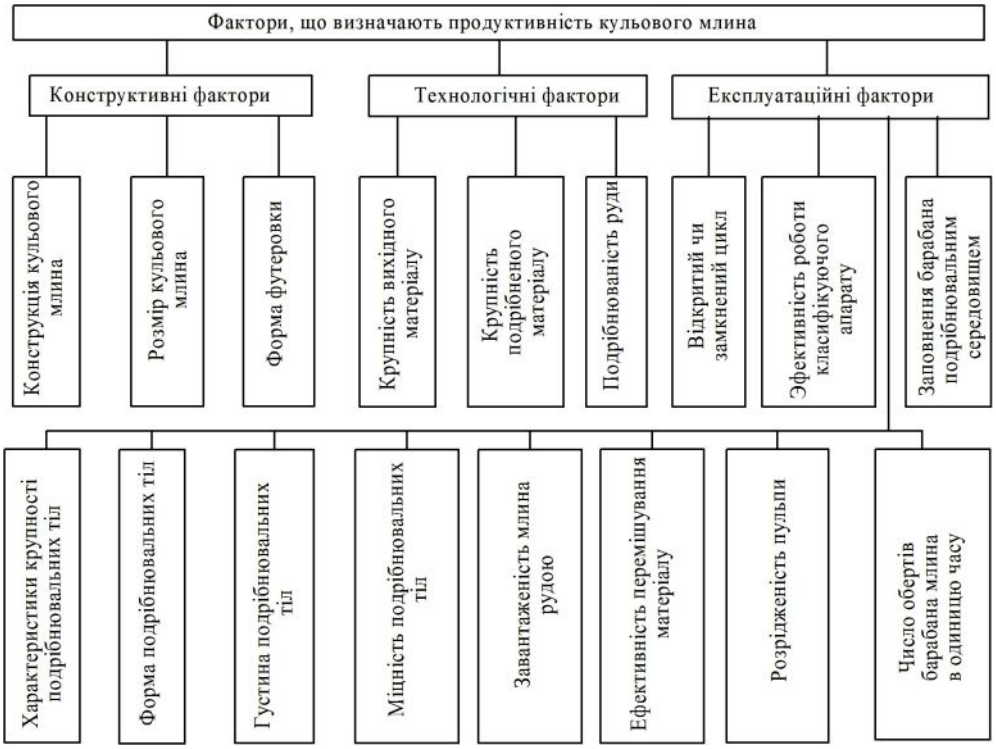


Рис.Д.1.1. Фактори, що визначають продуктивність кульового млина

Рахують, що при експлуатації регулюванню піддаються фактори третьої групи – експлуатаційні, однак їх слід проаналізувати більш детально. Цикл подрібнення в перших стадіях для абсолютної більшості руд – відомий – він замкнений. У ньому кульовий млин працює в замкненому циклі з МОК. МОК мають ряд недоліків, однак ефективної заміни їм поки що не знайдено. Покращення їх характеристик здійснюється і це виправдано в даній ситуації. Необхідно відмітити, що низька ефективність класифікації особливо негативно впливає на роботу кульових млинів при невеликих циркуляційних навантаженнях.

Ряд експлуатаційних факторів вже визначено. Наприклад, доведено, що серед подрібнювальних тіл найкращим є сталева сфера. Подрібнювальні тіла тим краще працюють, чим вони твердіші і мають більшу густину.

Для певного типу кульового млина продуктивність пропорційна корисній потужності, причому її максимум відповідає 50% заповненню барабана подрібнювальним середовищем. Тому кульові млини працюють при заповненні кулями на 40...50%, тобто φ=0,4…0,5. Екстремальною також є залежність корисної потужності, яку споживає кульовий млин, від частоти обертання барабана при різних заповненнях його подрібнювальним середовищем. Враховуючи, що продуктивність млина пропорційна корисній споживаній потужності, при частоті обертання барабана, яка відповідає максимуму потужності, досягається найбільше значення і продуктивності. Тому кульові млини в перших стадіях подрібнення руди працюють з частотою обертання барабана 75...80% від критичної, тобто ψ=0,75...0,8.

Корисну споживану з електричної мережі потужність кульовим млином, діаметр якого більше 2 м, наближено можливо визначити за залежністю

$$N_{ем} = 1{,}025\, N / \eta\eta_{ем} = 2{,}51 \cdot \mathrm{D}^{2{,}5} \cdot L \text{, кВт,} \qquad \text{(Д.1.1)}$$

де D – діаметр барабана кульового млина;

L – довжина барабана.

Відомо, що суміш куль різного розміру забезпечує більшу продуктивність порівняно з однаковими кулями. Максимальну продуктивність кульового млина забезпечує оптимальна характеристика крупності подрібнювального середовища, однак не існує конкретних рекомендацій щодо її складу.

Кульовий млин ефективно подрібнює матеріал в тому випадку, коли весь простір між кулями заповнено твердим. Якщо таке заповнення не повне, то матеріал і кулі частково не взаємодіють і ефективність подрібнення падає, що зменшує продуктивність, і частково споживання електроенергії. При більшому завантаженні матеріалу кулі розходяться і подрібнення погіршується. Контролює цей процес часто оператор в ручному режимі або з застосуванням автоматичного контролю, однак вважають, що такі технічні засоби ще не достатньо точні.

Кульовий млин ефективно подрібнює матеріал, коли він якісно перемішаний і розріджений. Кульовий млин являє собою достатньо якісний перемішувач, тому для попереднього перемішування вихідної руди, мокрих пісків

і води додатково перемішувач не встановлюють. В той же час існуюча подача матеріалу у кульовий млин не забезпечує в початковій частині барабана якісне перемішування і практично виключає її з роботи. Оскільки продуктивність кульового млина лінійно залежить від довжини барабана, то це суттєво знижує показник, рівноцінно скороченню його довжини.

Розрідження пульпи в млині, з одного боку, визначає ефективність роботи подрібнювальних тіл, з другого, швидкість проходження матеріалу вздовж барабана. При малому вмісті води густина пульпи збільшується і подрібнювальні тіла в процесі руху в більш густому середовищі мають меншу силу удару. Це також сприяє зменшенню швидкості переміщення матеріалу з входу до виходу технологічного агрегату. Більші розрідження знижують ефективність дії молольних тіл і роблять надзвичайно велику швидкість проходження матеріалу. Зрозуміло, що оптимальне розрідження пульпи повинно забезпечити максимум ефективності роботи молольних тіл і відповідну швидкість видалення матеріалу з млина. Ці питання до теперішнього часу повністю не розв’язані.

Отже, виокремлено дев’ять факторів, які можуть впливати на зменшення енергоємності процесу подрібнення. Як засіб підвищення енергетичної ефективності подрібнення називається раціональний підбір технічних і технологічних параметрів подрібнювальних відділень для кожного конкретного випадку, а також введення попереднього збагачення. Пропонується також адаптація режимів роботи до змінних властивостей подрібнюваного матеріалу і завантаження куль різного діаметра, застосування раціонування завантаження млинів кулями і деякі інші. Як видно з викладеного, всі ці завдання входять в перелік розглянутих факторів. Модернізація кульових млинів, спрямована на зсувне руйнування руди, не отримала розвитку в наслідок низької надійності при контакті виступаючих в середині барабана елементів з кульовим завантаженням. Така ж участь спостигла і пристрої на основі ефекту самозбудження пульсацій завантаження при постійних режимах руху механічної системи млина.

Додаток Д.2

Оптимізація використання енергії в кульовому млині як керованому об’єкті при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд

Системно розглянувши фактори, що визначають продуктивність кульового млина, приходимо до висновку, що не повністю розкритою залишилась роль дев’яти достатньо важливих з них, які представлені на рис.Д.2.1. Аналізу, зв’язаному з виявленням можливості підвищення продуктивності кульового млина, необхідно піддати всі приведені на рис.Д.2.1 фактори. Легко встановити, що вони одночасно прикладені до технологічного агрегату, однак деякі впливають на весь об'єкт, інші лише на його частину. Зважаючи на це при дослідженні впливу конструкції кульового млина, його розміру, завантаженості рудою, ефективності роботи класифікуючого апарату на продуктивність необхідно розглядати весь технологічний агрегат в цілому. В процесі дослідження впливу інших факторів на продуктивність млина доцільно здійснити декомпозицію об'єкта і розглядати їх роль окремо з наступним узагальненням результату. При декомпозиції кульового млина необхідно виділити і дослідити окремі незалежні підсистеми: футеровка, подрібнювальне середовище, подрібнюваність руди, розрідження (в'язкість) пульпи. При цьому в одну незалежну підсистему подрібнювального середовища увійдуть дії факторів – характеристика крупності подрібнювальних тіл, правильність їх форми, густина і твердість.

Рис.Д.2.1. Фактори, роль яких в підвищенні продуктивності кульового млина повністю не розкрита

Аналіз показує, що дію досліджуваних факторів на енергетичну ефективність подрібнення руди в кульовому млині не можливо виразити в таких же одиницях виміру, оскільки відсутні конкретні дані їх впливу на роботу подрібнювального агрегату. Тому, аналізуючи дію конкретного фактора на роботу кульового млина, доводимо його суттєвий позитивний вплив. Якщо він є, наприклад збільшення продуктивності або зменшення енерговитрат, виставляємо умовну оцінку його впливу. При цьому необхідно враховувати і степінь впливу конкретного фактора на створюваний ефект. Ще на початку 60-х років минулого століття встановлено, що автоматичне регулювання процесу подрібнення руди дозволяє збільшити продуктивність млинів на 5...10%. Оскільки збільшення продуктивності на 5% складає вагому величину, цей рівень можливо прийняти за одиницю відліку позитивного ефекту конкретного фактора. Якщо, наприклад, збільшення продуктивності складе 10%, то необхідно врахувати дві одиниці і т.д. Як показує аналіз, цим підходом можливо об’єднати дію усіх факторів на результат роботи кульового млина в цілому і отримати результуючий ефект. Цього можливо досягнути розв’язанням оптимальної задачі.

Метою оптимізації в даній задачі є отримання результуючої оцінки підвищення енергетичної ефективності кульового млина при подрібненні руди в першій стадії. Зрозуміло, що дана задача відноситься до статичної оптимізації.

Об'єктом оптимізації тут виступає процес підвищення енергетичної ефективності подрібнення руди кульовим млином. Об'єкт оптимізації передбачає виокремлення чотирьох груп параметрів – вхідних, керуючих, збурюючих і вихідних. Ці параметри слід розглядати або до кульового млина в цілому, або до окремих незалежних його підсистем. До вхідних параметрів у даному процесі необхідно віднести витрату матеріалу в кульовий млин, підведену електроенергію до технологічного агрегату. Вихідним параметром тут буде енергетична ефективність подрібнення як параметр стану об'єкта. Оскільки в даних дослідженнях її визначати не вдається, то необхідно в якості вихідних параметрів розглядати збільшення продуктивності, зменшення витрати електроенергії і можливо деякі інші, які забезпечують позитивний ефект. Збурюючі параметри

змінюють свої значення в часі випадковим чином. Вони звичайно недосяжні для вимірювання і відомі за змістом задачі. Керуючі параметри – це ті, на які можливо здійснювати прямий вплив у відповідності з тими чи іншими вимогами, що дозволяє керувати процесом. За змістом даної задачі до керуючих параметрів необхідно віднести самі фактори, що впливають на кульовий млин, або їх окремі складові. Математичними моделями даного об'єкта оптимізації слугують залежності, які відносяться до теорії кульових млинів. В математичних моделях розглядалась ідеалізована продуктивність кульового млина в певних умовах, тобто та, яку розвиває агрегат при його роботі. Однак її необхідно коригувати, враховуючи час на простої обладнання при планово-попереджувальних ремонтах, на заміну футеровки і кульового завантаження, відмови технологічних агрегатів. Фактичну продуктивність можна визначити відповідно формулі

$$Q_{ф} = Q \cdot \frac{\left(n_p - n_N\right)}{n_p}, \qquad (Д.2.1)$$

де Q – продуктивність млина;

n_p – кількість робочих днів у році;

n_N – кількість днів простою технологічного обладнання в рік.

Цим буде враховуватись надійність технологічного обладнання, ефективність його ремонту і обслуговування, що впливає на річні показники збагачувальної фабрики.

Ці математичні моделі об’єкта оптимізації доповнюються зв’язками вихідних і керуючих параметрів, які встановлюються експериментальним шляхом.

Тут основними обмеженнями є

$$Q > Q_N \ при \ N \le N_{\text{N}} \ або \ Q = Q_N \ при \ N < N_{\text{N}}, \qquad (Д.2.2)$$

де Q, N – відповідно досягнута продуктивність при корисній витраченій потужності;

Q_N, N_N – продуктивність і корисна витрачена потужність нормативного процесу подрібнення (до оптимізації).

Для розв’язання завдання необхідно визначитись з критерієм оптимальності. В якості критерію оптимальності може бути висунута вимога досягнення найбільшого значення умовної оцінки від впливу окремих факторів. При цьому зручно прийняти “1” за відлік досягнутого вагомого позитивного ефекту при дії конкретного фактора, тобто $J_i = 1$.

Виходячи з розглянутого і враховуючи число змінних, види математичних моделей і обмежень, приходимо до висновку, що для розв’язання даної задачі оптимізації підходить метод динамічного програмування, оскільки він є ефективним засобом розв’язання задач оптимізації дискретних багатостадійних процесів, для яких загальний критерій оптимальності описується адитивною функцією критеріїв оптимальності окремих стадій. Тут виокремлюємо дев’ять стадій оптимізації, розуміючи під стадією один з впливових факторів – конструкція кульового млина, розмір кульового млина та ін.

Метод динамічного програмування фактично являє собою алгоритм визначення оптимальної стратегії управління на усіх стадіях процесу. Закон управління на кожній стадії зазвичай знаходять шляхом розв'язання частинних задач оптимізації послідовно для усіх стадій процесу за допомогою інших методів дослідження. В більшості практичних задач кінцевий результат отримують лише в чисельній формі. Скористаємося методом Гаусса-Зайделя. У цьому методі почергово змінюють всі незалежні змінні так, щоб за кожною з них досягалося найбільше значення критерію оптимальності. Черговість варіювання незалежних змінних при цьому можливо встановлювати довільно. Результуючий критерій оптимальності буде дорівнювати сумі критеріїв оптимальності, отриманих в кожній стадії. У даній задачі вхід першої стадії відповідає нульовому значенню критерію оптимальності J=0. Оптимізацію тут можливо розпочинати з будь-якого фактора.

З залученням достатньо широкого переліку вітчизняних і зарубіжних літературних джерел шляхом аналізу встановлені критерії оптимальності в кожній стадії оптимізації, які були присвячені окремому фактору.

В результаті проведених досліджень встановлено, що за усіма напрямами можливого покращення енергетичної ефективності подрібнення руди в кульових млинах отримано позитивний результат. В окремих стадіях оптимізації отримані різні критерії – від 1 до 9. Більшість факторів забезпечують критерій оптимальності на рівні одиниці, проте вибором конструкції або розміру кульового млина його можливо збільшити відразу на 4 одиниці. Мололльне середовище при його правильному виборі забезпечує значення критерію оптимальності на рівні 9. Гумова футеровка, коли вона буде мати стійкі результати в першій стадії подрібнення, може забезпечити значення критерію оптимальності на рівні 7. Графічна інтерпретація результуючого критерію оптимальності оптимізації енергетичної ефективності подрібнення руди в кульових млинах при повній реалізації впливу усіх факторів приведена на рис.Д.2.2. З рис.Д.2.2 видно, що перед оптимізацією критерій дорівнює нулю, потім він збільшується від стадії до стадії, досягаючи найбільшого значення 29. Порядок здійснення стадій оптимізації на кінцевий результат не впливає. Кінцевий результат оптимізації вагомий, однак необхідно більш детально розглянути шляхи досягнення покращення ефективності кульового млина.

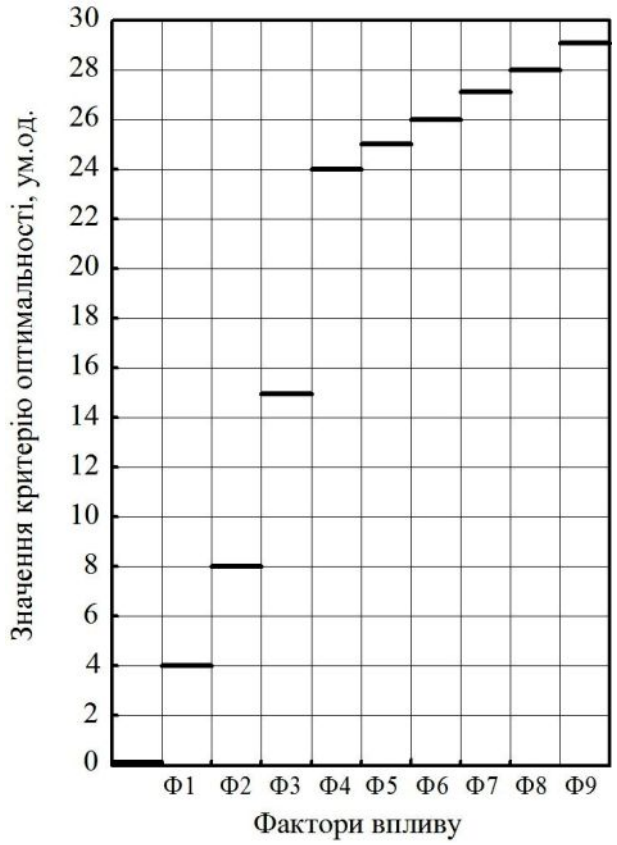


Рис.Д.2.2. Вплив факторів на критерій оптимальності при їх повній реалізації

Найбільш імовірні варіанти подані на рис.Д.2.3. Тут розглядаються можливі варіанти покращення показників кульового млина в різних умовах підприємства або побажання і можливостей керівного складу. Як видно з рис.Д.2.3, відповідно усім представленим варіантам можливо досягти суттєвого покращення роботи кульового млина. Не виключається і реалізація вигоди навіть

від впливу одного з факторів. Оскільки спочатку вводилася умова за “1” рахувати покращення результату від впливу фактора на 5%, то за критерієм оптимальності можливо оцінити вплив одного чи кількох факторів на покращення ефективності роботи кульового млина. Наприклад, варіант, де критерій оптимальності складає J=15, відносна зміна показника буде 0,05×15=0,75. Це означає, що ефективність роботи кульового млина може покращитись в 1,75 рази. Як видно, ефективність роботи кульового млина може суттєво покращитись – до 2,5 разів порівняно з існуючим варіантом. Однак тут розглянуто лише технічний бік питання стосовно технологічного агрегату. Для реалізації цих можливостей необхідно понести і деякі тимчасові і фінансові витрати. По-перше, багато з розглянутого вимагає автоматичного управління. По-друге, у ряді випадків необхідна модернізація або придбання нового обладнання. По-третє, і саме головне, для досягнення поставлених задач необхідно у багатьох випадках змінити психологію відношення до праці, підняти професійність і відповідальність за виконання службових обов'язків. Необхідно ретельно виконувати інструктивні вимоги до технологічного процесу і обладнання, що включає жорсткий контроль якості футеровки, куль, регламенту і якості проведення ремонтних робіт та ін. Така ж увага повинна приділятись і сировині, що надходить на переробку, оскільки вона часто більш вартісна порівняно з обладнанням і матеріалами, які використовуються при переробці. Крім того, сировина не повинна виходити за межі якості, приписані технологічним процесом. Щоб успішно розв’язати поставлені задачі, необхідно об'єднати зусилля всіх учасників цього достатньо непростого процесу.

При цьому також необхідно мати на увазі, що при зростанні одиничної продуктивності кульових млинів чітко прослідковується погіршення показників енерговіддачі. Зростання енерговіддачі прослідковується для кульових млинів з об'ємом до 60 м^3, потім енерговіддача зростає повільно або навіть стабілізується. Межею цього показника є 8...10 кВт/т. Проф. С.Ф. Шинкаренко відмічає, що для кульових млинів при збільшенні діаметра зростають капітальні і приведені

витрати. В кожному конкретному випадку існує розмір млина, перевищення якого зменшує ефективність подрібнення.

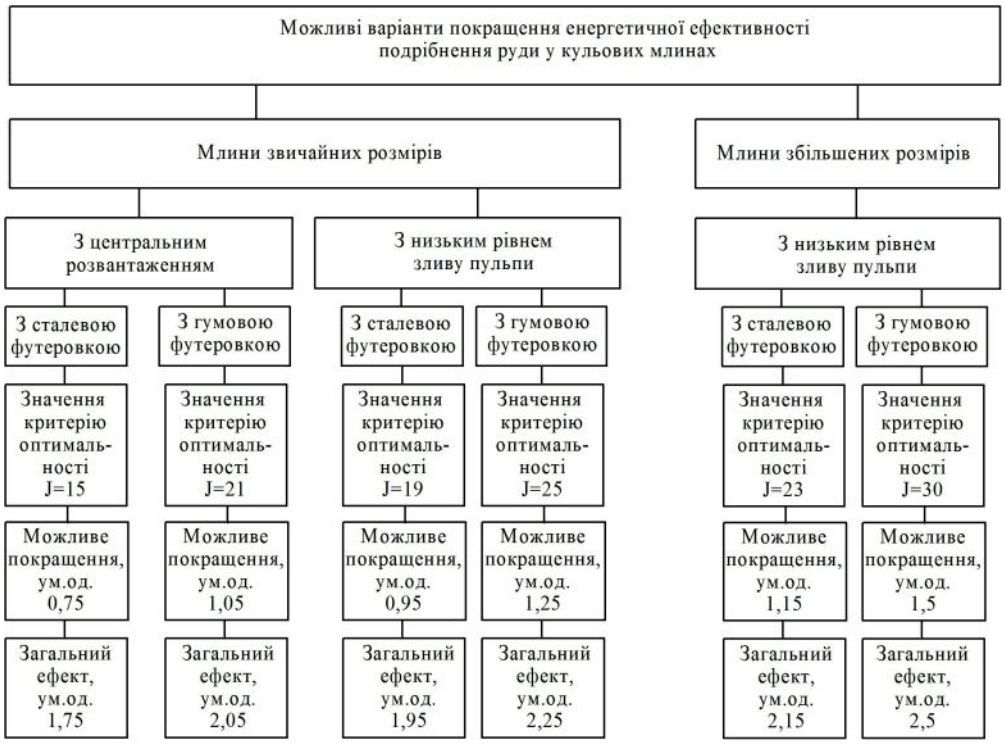


Рис.Д.2.3. Можливі шляхи реалізації покращення енергетичної ефективності подрібнення руди в кульових млинах

Дещо пізніше відмічається: “при збільшенні розміру млина більше певних значень ефективність подрібнення в них зменшується; зміна діаметра, довжини і частоти обертання барабана в різній степені впливає на продуктивність і питомі витрати електроенергії”. Далі відмічається, що більш високий приріст продуктивності на кубометр збільшення об’єму млина при менших питомих витратах електроенергії відповідає варіанту зі збільшенням довжини барабана. Отже, покращення є, однак необхідно робити уточнення в кожній конкретній ситуації.

Таким чином, виконано аналіз вітчизняного і зарубіжного практичного досвіду рудопідготовки, виокремлено фактори, які можуть вплинути на покращення енергетичної ефективності подрібнення руди кульовими млинами. Методом динамічного програмування здійснена оптимізація енергетичної ефективності подрібнення руди кульовими млинами, де розглядалося дев’ять стадій. В кожній стадії оптимізації шляхом аналізу процесів встановлювався абсолютний рівень критерію оптимальності величиною “1”, якщо показник

поліпшувався на 5%, тобто кожним 5% приросту показника встановлювалася “1”. У всіх стадіях критерій оптимальності склав не менше 1, найбільш високе значення отримано на рівні 9, а результуючий критерій оптимальності, який дорівнює сумі часткових, склав 29.

Додаток Д.3

Аналіз роботи кульового млина першої стадії подрібнення руди в умовах спрацювання його робочих поверхонь

Дослідженнями встановлено, що продуктивність кульових млинів в більшій мірі залежить від кількості кульового завантаження та його якості, оскільки недовантаження молольних тіл і неправильно підібрана їх крупність зменшують питому продуктивність технологічних агрегатів. Важливим також є правильне використання сферичних молольних тіл. Оскільки нині панує тенденція зменшення крупності руди, яка подається на подрібнення, до 12-0 мм і навіть менше 10 мм, то доцільно в першій стадії використовувати кулі діаметром 80…90 мм. Обмеження кількості крупних куль (більше 80 мм), які завантажуються у кульовий млин, сприяє суттєвому підвищенню ефективності роботи вузла подрібнення. Однак при цьому необхідно відмітити, що зменшення діаметра куль приводить до зростання поверхні кульового завантаження і сил тертя між ними, а також до зростання споживаної потужності (С.Ф. Шинкоренко). Відповідно даним, насипна маса куль зі зменшенням їх розміру збільшується, що також приводить до зростання щільності молольного завантаження і корисної потужності. Експериментально встановлено вплив розміру куль на споживану млином потужність. Однак також встановлено, що “ступінь впливу розміру куль на споживану потужність зменшується зі збільшенням розміру млинів”. Вплив відчутний на лабораторних млинах. У млинах діаметром 3,6 м зміна потужності не встановлена. У більш крупних технологічних агрегатах при зменшенні розміру куль можливе навіть деяке зниження потужності. Отже, використання більш дрібного молольного середовища у сучасних кульових млинах не приведе до перевитрати електроенергії. Крім того, відповідно практичному досвіду подрібнення золотовмісної руди було встановлено, що використання більш дрібних куль приводить до суттєвого зменшення спрацювання футеровки кульового млина. Оскільки використання куль 90 мм і 80 мм не дало відчутних результатів при подрібненні руди в промислових умовах, то доцільно

використовувати кулі діаметром 80 мм. Слід також мати на увазі, що наявність у завантаженні млина крупних куль приводить до розколювання більш дрібних молольних тіл навпіл і створення так званої “плоскіші”, що погіршує умови подрібнення і збільшує витрату молольного середовища.

Молольна куля практично повністю спрацьовується в процесі експлуатації, спрацювання досягає від 0,5 до 2,0 кг/т переробленої руди. Частка витрат на кулі у собівартості отримання 1т залізорудного концентрату досягає 10% і більше. Відповідно іншому літературному джерелу витрата на придбання куль складає за різними оцінками від 15 до 35% від загальних технологічних витрат відповідних виробництв. У зв’язку з цим підвищення довговічності куль впродовж останніх десятиліть не втрачає своєї актуальності у світовій практиці.

Кулі звичайно виготовляють з сталі або чавуну, причому сталеві пресуванням або поперечно-клиновим прокочуванням, чавунні – литвом у пісково-глинистих формах або металевих формах. На підвищення стійкості молольних куль сильно впливає технологія їх виготовлення. Особливо задовільні результати стійкості литих куль забезпечує литво в кокіль. При цьому кулі мають високу об’ємну точність, низьку шорсткість поверхні, а форми можливо використовувати багаторазово. Відливки при цьому мають більш мілкий розмір структурних складових Ця технологія має переваги поперечно-клинового прокочування, але при цьому відрізняється меншими витратами при виробництві. Однак ця технологія поки що стримується високою вартістю виготовлення самого кокіля. Для куль, що випускаються на підприємствах країн Росії і СНД, актуальним є підвищення поверхневої твердості при збільшенні глибини залягання зміцненого шару. Для первинного грубого помелу руд необхідно використовувати крупні кулі діаметром 110…120 мм. Однак їх якість не відповідає вимогам виробництва. На цих діаметрах 4-та група твердості на поверхні і, тим паче, в середині шару не досягається. Якість качаної кулі відстає від світового рівня за показником поверхневої та об’ємної твердості, але не менш важливим є його можливість не розколюватися від співударянь. Якщо є внутрішні

дефекти і не витримано режим термічного зміцнення, то куля швидко розколюється і потім спрацьовується.

Не дивлячись на те, що у виготовленні міцних молольних куль є проблеми, в збагачувальній промисловості набуває розширення тенденція переходу на більш стійке молольне середовище, оскільки більш висока якість куль суттєво знижує витрати на електроенергію до 20% і підвищує якість розмелу сировини. Споживач, використовуючи більш якісні молольні кулі, переслідує насамперед мету зниження собівартості свого основного виробництва. Ця мета досягається різними шляхами. Наприклад, за рахунок підвищення експлуатаційної довговічності молольних куль забезпечується зменшення їх питомої витрати на тону готового продукту, що автоматично зменшує витрати, які пов'язані як з придбанням нових куль, так і з їх транспортуванням, складуванням і завантаженням у млини. Так, результати випробування показали зменшення питомої витрати куль на тону готового концентрату на 11,4% порівняно з кулями $2^{-ї}$ групи твердості, які використовувалися раніше. Ще одними випробуваннями у Кривому Розі зафіксовано зменшення витрати куль на 9,5 і 5,7%. Пряме зменшення витрат спостерігається і в тих випадках, коли при однаковій стійкості сталевих і чавунних куль витрати на їх придбання виявляються нижчими внаслідок меншої собівартості і ціни куль, отриманих литвом. Непрямі вигоди для споживачів від використання більш якісних куль полягають у зростанні продуктивності млинів. Зафіксовані ще результати промислових випробувань штампованих молольних куль підвищеної твердості, що термозміцнені за новою технологією, показали їх високу експлуатаційну стійкість: знизилась у 2 рази кількість розколених куль; зменшився вихід металевого скрапу; на 76% понизилася витрата куль. При цьому покращилися технологічні показники роботи млина, зменшилось на 0,41 кВт·г/т переробленої руди питоме споживання електроенергії. Зрозуміло, що використання куль підвищеної твердості не потребує додаткових поточних витрат і капітальних вкладень, а собівартість концентрату змінюється лише за рахунок зміни витрат на кулі.

Ще один приклад використання подібних подрібнювальних куль показує, що витрата куль зменшилась в 1,76 раза, а економічний ефект лише від зменшення витрати куль склав 57 карб/т куль. Використання в млинах куль підвищеної твердості зумовило суттєве зниження крупності продукту подрібнення при одночасному підвищенні продуктивності млинів. Масова частка класу +0,2 мм у готовому продукті подрібнення зменшилась на 4% і одночасно на 4% зросла масова частка класу -0,074 мм. Очевидно, оптимальна твердість куль для різних руд буде різною. Самим перспективним шляхом буде вибір конкретних куль для кожного технологічного різнотипу руд. Виходячи з цього необхідно переробляти в конкретному кульовому млині певний технологічний різновид руди.

Відповідно загальній думці чавунні молольні кулі в зв'язку з вмістом в структурі значної кількості карбідів володіють більш високою експлуатаційною стійкістю порівняно зі сталевими кулями. Найбільш переконливо це показано на прикладі використання чавунних куль в цементній промисловості, де ефект зниження питомої витрати порівняно з кованими сталевими кулями досягає 3…5 разів. Крім меншої витрати маси в чавунних кулях реалізується так званий "зубчастий" ефект: напрямне розташування кристалів карбідів перпендикулярно до поверхні тіла та їх чергування з більш м'якими прошарками матричної фази, що створює специфічну шорохуватість поверхні і покращує подрібнювальний ефект за рахунок зменшення ковзання між кулями і зернами подрібнюваного матеріалу. Чавунні кулі вітчизняного виробництва, звичайно, мають відносно невеликі розміри. Це зв'язано з труднощами отримання масивних тіл (куль) без внутрішніх ливарних дефектів, які б не розколювалися при ударах в млинах перших стадій подрібнення. В той же час ряд фірм Західної Європи випускають якісні молольні чавунні кулі діаметром до 100…125 мм.

Таким чином, виробництво чавунних куль в Україні неминуче буде розвиватися шляхом створення та реалізації технологій, які дозволяють отримувати кулі великого розміру з діаметром до 100…120 мм з щільною макроструктурою, що забезпечує їм високу стійкість до розколів. Ударостійкість

куль отриманих литвом може бути підвищена введенням в рідкий чавун дисперсних порошків тугоплавких з'єднань, частково або повністю усуваючи транскристалічну структуру. Обробка розплавів комплексними модифікаторами дозволяє створювати в кулях структуру половинчастого чавуну з розміщенням в центрі відливки включень кулевидного графіту, демпфуючих ударні навантаження. В той же час сучасні крупні чавунні кулі при ударах в млинах першої стадії у зв'язку з крихкістю чавуну приймають форму лускуватого зколювання, що сприяє різкому збільшенню швидкості спрацювання. Це не дозволяє у сучасних умовах використовувати чавунні кулі в перших стадіях подрібнення руди на збагачувальних фабриках.

Витрата куль на 1 тону подрібненої руди залежить від її міцності і розміру, до якого здійснюється подрібнення. За нинішніх умов середня витрата куль на 1 тону подрібненої кулями руди може складати величини приведені в табл.Д.3.1.

Таблиця Д.3.1

Середнє значення витрати куль на 1 тону подрібненої руди, кг

Матеріал куль		Крупність подрібненого продукту		
		До 0,2 мм	До 0,15 мм	До 0,074 мм
Сталь	Хромиста	0,5	0,75	1,0
	Вуглецева	0,75	1,0	1,25
Чавун		1,0	1,25	1,25

З даних табл.Д.3.1 слідує, що зі зменшенням крупності подрібнення руди витрата куль суттєво збільшується. Найкраща стійкість до спрацювання у куль з хромистої сталі. При подрібненні руди до 0,15 і 0,074 мм характеристики стійкості вуглецевої сталі і чавуну наближаються одна до одної. Кулі з хромистої сталі найбільш зручні для завантаження в млини, оскільки порівняно з чавунними молольними тілами їх завантажувати і довантажувати необхідно вдвоє менше.

Під спрацюванням молольних тіл розуміють зменшення їх маси, що відбувається в процесі подрібнення матеріалу. Витрата молольних куль складається з їх спрацювання з утворенням пиловидних металевих частинок і відходів спрацьованих тіл діаметром менше 15 мм і розколених куль, які виходять з розвантаженням млина або видаляються при сортуванні.

Витрата куль залежить від багатьох факторів, одним з яких є діаметр барабана. Цей показник в галузі збагачення корисних копалин досліджено недостатньо. У енергетиці він більш відомий, оскільки його вносять у діючі положення стосовно млинів з барабанами, діаметр яких не перевищує 3,0 м. Для кульових млинів діаметром більше 3,0 м дані Норми використовуються з коефіцієнтом 1,28. Отже, кулі спрацьовуються швидше у млинах, де більші діаметри барабанів. При автоматизації конкретних виробництв цей показник впливати не буде, оскільки в першій стадії використовуються конкретні млини з певним діаметром барабана.

У промислових випробуваннях, де порівнювалися питомі витрати сталевих мололльних куль четвертої і п’ятої груп твердості, встановлено, що більш тверді мололльні кулі стирають більш м’які. Це говорить про те, що у кульовий млин необхідно завантажувати лише кулі однієї групи твердості. В той же час встановлено, що використання куль п’ятої групи твердості не приводить до збільшення спрацювання усіх різновидів бронеплит, які в цей час застосовуються для захисту барабанів кульових млинів. Це також стосується і спрацювання гумової футеровки кульових млинів.

Самі мололльні кулі також інтенсивно спрацьовуються при подрібненні руди. Найбільш стійкими, як вже відмічалося, є кулі з хромистої сталі. В цементній галузі накопичено чималий досвід використання таких куль. Їх характеристики приведені в табл.Д.3.2.

З даних табл.Д.3.2 видно, що характеристики куль достатньо сильно різняться між собою. При однаковому вмісті хрому питоме спрацювання куль змінюється від 15 до 110 г/т. Відрізняються і інші показники. При практично однаковій вартості куль споживач може отримати різні за можливостями кулі. Серед усіх відрізняються кулі постачальника С, в них дещо більше міститься хрому, однак результати набагато кращі. Це забезпечується якісною термообробкою. З даних табл.Д.3.2 також слідує, що якість отриманих від виробника куль необхідно також контролювати у споживача. Кулі постачальника

С найбільш сприятливі для автоматичного довантаження, оскільки їх необхідно подавати в 5…7 разів менше порівняно з іншими такими ж молольними тілами.

Таблиця Д.3.2

Питоме спрацювання молольних куль, виготовлених різними фірмами

Постачальник молольних тіл	A	B	C	D
Вміст хрому, %	12	12	17	12
Тривалість використання молольних тіл, год	3933	3410	5190	4480
Кількість розмеленого цементу $\times 10^3$,т	93,6	78,2	119,4	103,1
Питоме спрацювання молольних тіл, г/т	65	77	15	110

Нині в Україні склалася ситуація, що в сфері молольних тіл одночасно діє два стандарти – старий і новий, не затверджений на рівні центрального органу виконавчої влади. Тому якість куль може бути різною. Нормальні відносини між постачальником і споживачем найкраще регулювати на рівні взаємного контролю якості продукції, який буде базуватися на прийнятих документах. На сьогодні компанія “Енергостіл” пропонує своїм покупцям продукцію Європейської якості, яка не має аналогів на території України і СНД. Це молольні кулі підвищеної об’ємної і $5^{-ї}$ групи твердості, виробництво яких було розпочато в 2013 р. Дана продукція позитивно себе зарекомендувала на ряді підприємств в Україні і за рубежем. В результаті використання даних куль було досягнуто зниження витрати мінімум на 20…30% порівняно з кулями $4^{-ї}$ групи твердості. Молольні кулі $5^{-ї}$ групи твердості мають не тільки високу твердість на поверхні, але і високу об’ємну твердість, що забезпечує рівномірне спрацювання та збереження форми в процесі експлуатації. Ці молольні тіла виготовляються з сталі з унікальним хімічним складом – підвищеним вмістом вуглецю і ряду інших легуючих елементів, що дозволило отримати кулю з високою стійкістю до спрацювання. Аналогом цих куль можуть бути лише вартісні європейські марки молольного середовища.

Отже, нині в Україні можливо виходити на використання самих досконалих сталевих куль $5^{-ї}$ групи твердості. При виборі кульового середовища для млинів ціна не може бути єдиним визначальним фактором. Гірничорудні

підприємства при виборі постачальника куль все частіше роблять упор на зниження питомої витрати молольних тіл на тону виробленого продукту в грошовому вираженні, тобто, прагнуть досягти оптимальне співвідношення питомої витрати і ціни на молольні тіла. Як показує світовий досвід, використання сталевих молольних куль (особливо даного типу) забезпечує відчутну економію за рахунок зниження питомої витрати на молольне середовище і споживаної електроенергії. Порівняно з існуючими аналогами питома витрата при застосуванні даних молольних тіл при мокрому подрібненні руди скорочуються мінімум в два рази. Виключенням можуть слугувати молольні тіла, виготовлені з "білого" чавуну з додаванням хрому, однак даний матеріал є вартісним, і його в основному використовують у млинах, де здійснити швидке довантаження куль неможливо. Крім цього бронефутеровка такого кульового млина повинна бути виготовлена з того ж матеріалу. Тому як альтернативу такі кулі розглядати просто недоцільно.

Крім того, сталеві кулі $5^{-ї}$ групи твердості покращують якість подрібнення, оскільки мають ідеальну сферичну форму, що суттєво збільшує площу дотику подрібнюваного матеріалу і подрібнювальних тіл. При цьому також значно зменшуються транспортні витрати, зменшуються об'єми складальних приміщень, скорочується час і витрати на довантаження куль, відбувається економія електроенергії, відкривається перспектива переходу на автоматичне довантаження молольних тіл.

Спрацювання металевих молольних тіл при мокрому подрібненні руд включає два спряжених явища: механічний (абразивний) знос і електрохімічне (корозійне) руйнування металу у водному середовищі. Якщо питанням абразивного зносу приділяється порівняно велика увага, то корозійні явища вивчені недостатньо. Встановлено, що швидкість корозії куль з сталі 6 і ШХ-15 відповідно дорівнювали $1{,}17\ 10^{-7}$ і $1{,}03\ 10^{-7}$ г-моль/см^2 і залежать від кількості введеного інгібітора – хромату калія. Частка корозійного зносу складає 25…28% від загальних витрат металевого заліза. Основним продуктом корозії металевих куль є парамагнітні гідроксили двох – і тривалентного заліза. Однак мають місце і

інші дані. Наприклад, при мокрому подрібненні знос куль зростає в 2…3 рази і більше. Це підтверджується і даними цементної галузі, де здійснюється сухе подрібнення матеріалу (табл.Д.3.1 і табл.Д.3.2). Отримані експериментальні дані дають можливість рахувати, що частка корозійного зносу куль може бути суттєво зниженою як за рахунок використання відповідних інгібіторів, так і застосуванням мололльних тіл з високоякісних марок сталей, тобто, легованих сталей. Отже, і у даному випадку сталеві кулі $5^{-ї}$ групи твердості є найкращим варіантом для використання.

Додаток Д.4

Обґрунтування типу куль при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд і заходи, які необхідно реалізувати для переведення функціонування кульового млина першої стадії подрібнення руди на новий якісно вищий рівень

В процесі досліджень встановлено, що в перших стадіях подрібнення сучасних збагачувальних фабрик доцільно використовувати кулі діаметром 80 мм і більш дрібніші. Це в сучасних млинах діаметром більше 3,6 м не приводить до перевитрат електроенергії. Це також сприяє суттєвому зменшенню спрацювання футеровки і збереженню цілісності молольних куль. Підвищення довговічності куль впродовж останніх десятиліть не втрачає своєї актуальності у світовій практиці. Доведено, що доцільно використовувати кулі підвищеної твердості, оскільки при цьому збільшується ефективність виробництва. Чавунні кулі в певних умовах більш ефективні порівняно зі сталевими, їх виробництво в Україні розвивається, однак їх поки що в перших стадіях застосовувати не можливо. Кулі з хромистої сталі найбільш ефективні, оскільки їх завантаження і довантаження вдвоє менше порівняно, наприклад з чавунними молольними тілами. Кулі спрацьовуються швидше у млинах, де більші діаметри барабанів. У млини необхідно завантажувати кулі однакової твердості, оскільки більш тверді молольні тіла стирають більш м’які. Використання куль п’ятої групи твердості не приводить до збільшення спрацювання усіх різновидів бронеплит і гумової футеровки. Якість отримуваних куль необхідно контролювати у споживача, а самі кулі застосовувати у млинах, які подрібнюють руду одного технологічного різнотипну. Найбільш ефективно застосовувати кулі $5^{-ї}$ групи твердості, які в Україні виробляє компанія “Енергостіл”. Сталеві кулі $5^{-ї}$ групи твердості є практично найкращим варіантом для використання і в умовах мокрого подрібнення, де велика складова корозійного зносу. Однак найкращих результатів можливо досягти лише за умов використання однакових куль і футеровки з обов’язковим контролем їх якості безпосередньо у споживача. Непрямі вигоди

для споживачів від використання більш якісних куль полягають у зростанні продуктивності млинів, зменшенні питомого споживання електроенергії. Зрозуміло, що використання куль підвищеної твердості не потребує додаткових поточних витрат і капітальних вкладень, а собівартість концентрату змінюється лише за рахунок зміни витрат на кулі. В результаті використання даних куль було досягнуто зниження витрати мінімум на 20…30% порівняно з кулями $4^{-ї}$ групи твердості.

Важливим тут є і використання прогресивних інформаційних технологій у питаннях контролю за якістю виготовленої продукції. Нині, мабуть, мало вибірково контролювати якість виготовлених куль, необхідно переводити це на потік, де автоматично будуть здійснюватися контрольні операції з документуванням продукції. Такий же автоматичний контроль необхідно здійснювати і у споживача. Це буде економічно доцільно. Лише так в одній галузі промисловості можливо підняти випуск продукції на новий, більш високий якісний рівень і суттєво знизити собівартість кінцевої продукції чорної металургії.

Подрібнення одного технологічного різнотипу руди або суміші руд в окремому кульовому млині з використанням куль $5^{-ї}$ групи твердості наближає технологічний агрегат до оптимального режиму. Однак на нього негативно впливає ще ряд факторів. Вони розглянуті в процесі системного аналізу роботи кульового млина першої стадії подрібнення руди як об’єкта енергоефективного інваріантного керування на основі непрямих прогностичних оцінок параметрів.

З залученням ряду літературних джерел розглянуті особливості кульового подрібнення руди в замкненому циклі з МОК у першій стадії. Показано, що для кульових млинів найбільш важливими є співвідношення розмірів куль і подрібнюваного матеріалу, кількість куль, їх густина, твердість, діаметр барабана, швидкість обертання. Оптимальне кульове завантаження необхідно підтримувати в процесі роботи, однак це потребує обґрунтування підходу його розробки. Явище сегрегації куль в барабані за розміром вважають негативним, однак в такому їх розподілі можливо виокремити і позитивні сторони. В останній час кульові млини з решіткою все більше витісняються технологічними агрегатами з центральним

розвантаженням. Особливо великі можливості має кульовий млин з низьким рівнем розвантаження пульпи.

Аналіз показує, що від оптимального режиму працюючий кульовий млин може відхиляти ряд факторів (рис.Д.4.1). Їх можливо подати трьома групами. Першу групу представляють змінні фактори, викликані принципом дії кульового млина або особливостями допоміжного обладнання. До них відносяться наступні: поздовжня і поперечна сегрегація куль, спрацювання куль; спрацювання футеровки; зміна густини пульпи вздовж барабана; зміна крупності вихідної руди; значення середньозваженої крупності пісків класифікатора. Наступну групу складають фактори, які можуть бути незмінними або змінними. Це – швидкість обертання барабана млина, матеріал і технологія виготовлення куль і футеровки, технологічний тип руди. Третя група включає фактори, завдяки зміні яких можливо досягти оптимального режиму роботи керованого об’єкта. До неї входять завантаження руди в технологічний агрегат і розрідження пульпи на його вході.

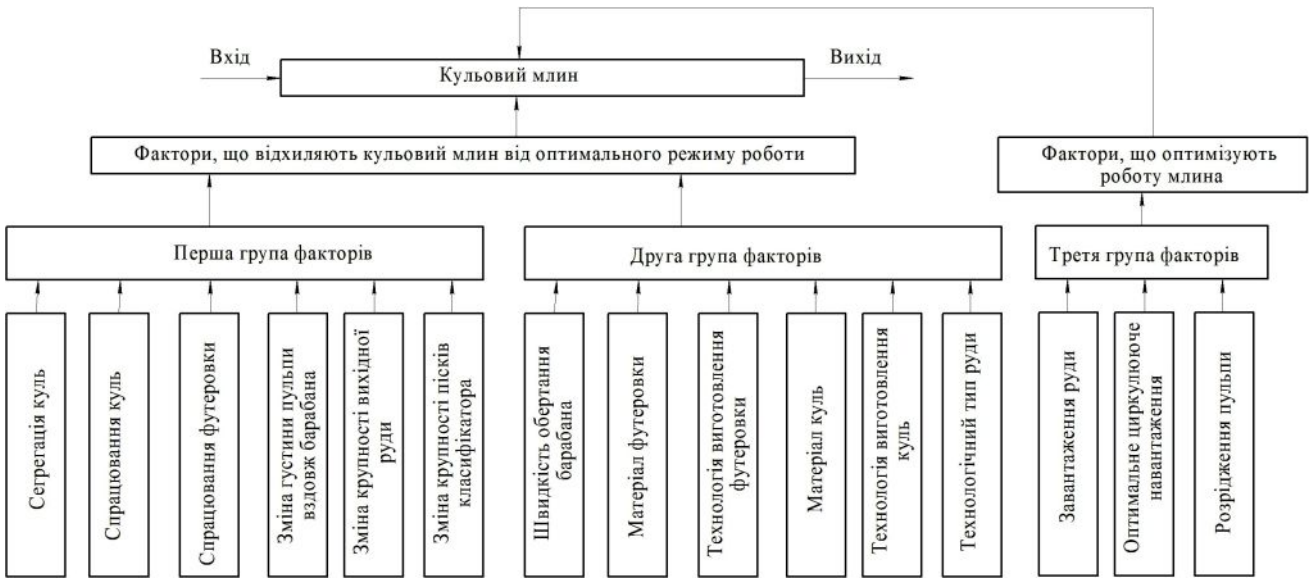


Рис.Д.4.1. Фактори, що діють на кульовий млин в процесі роботи

Проаналізуємо особливості кожного з вказаних факторів, які впливають на оптимальний режим роботи кульового млина. Спочатку розглянемо фактори першої групи. При роботі кульового млина в процесі сегрегації кулі оптимального завантаження розташовуються вздовж барабана, створюючи зони з наближено незмінними розмірами, особливо в шарі, що розміщений біля футеровки.

Наближено однорозмірні кулі надають можливість оцінювання енергетичної ефективності подрібнення руди безпосередньо в барабані, в зоні, де ще містяться крупні шматки руди. Дрібні кулі біля завантажувальної горловини, де густина пульпи між кусками руди мала, добре пропускають матеріал і крупні шматки, а діють на них не поодиноко, а масивно, блоком, створюючи велике зусилля.

Біля розвантажувального кінця барабана, навпаки, знаходяться крупні кулі. Вони більш ефективно долають перепони у вигляді великої густини пульпи і зафіксованих в ній дрібних частках твердого, які руйнуються ударом, роздавлюванням і розтиранням. Густа пульпа захоплюється крупними кулями на колову, а потім на параболічну орбіту, переміщується разом з ними і ефективно руйнується при зустрічі з перепонами. При вмісті твердого в пульпі біля 80% може відбутися навіть пакетування куль, чого не потрібно допускати. Однак густа пульпа сприяє руйнуванню твердого. В останній час запропоновано молольні тіла спеціальних форм, які підвищують густину завантаження і тим самим продуктивність барабанного млина. Одним з варіантів такого молольного завантаження є використання упаковки однорозміних куль. В такій упаковці об’єм куль складає 74% проти 26% проміжків, зайнятих рудою. Якщо використовується багаторозмірне кульове завантаження, то в ньому проміжки між кулями складають 38%,що зменшує продуктивність технологічного агрегату. Отже, сегрегація поряд з недоліками несе і певні переваги – це не безпорядне, а закономірне розташування куль в барабані великих млинів, яке можливо врахувати і використати.

Аналіз використання основних фундаментальних положень кульового подрібнення руди в перших стадіях збагачувальних фабрик на базі ряду літературних джерел дозволяє відмітити наступне. На виробництві завантаження куль в млини відповідно їх спрацюванню за кількістю і розміром не здійснюється. Капітальні витрати на електродвигун зі змінною швидкістю обертання перевищують потенційну вигоду від його використання. Зменшення продуктивності кульового млина при спрацюванні футеровки можливо компенсувати додатковою подачею куль, однак таких систем керування

подрібнювальним середовищем нині не існує. Для досягнення оптимальних умов подрібнення руди необхідно встановити закономірності зміни густини і в’язкості пульпи вздовж барабана кульового млина. Одночасне розвантаження руди з трьох бункерів на конвеєрну стрічку, що практикується, не вирішує задачі осереднення руди за крупністю.

З використанням ряду літературних джерел розглянуті особливості забезпечення оптимального функціонування кульового млина в замкненому циклі з МОК. Показано, що крупність вихідної руди і пісків є збурними впливами. Керуючим впливом виступає масова витрата вихідної руди в млин. Масову витрату пісків класифікатора можливо віднести як до регульованих, так і до збурних діянь в залежності від принципу побудови системи керування. Необхідною умовою економічності подрібнення руди є робота технологічного агрегату при повному завантаженні подрібнювальним матеріалом. Це завантаження ефективно може контролювати засіб енергетичної ефективності руйнування руди. Зважаючи на те, що знайдено рішення визначення середньозваженої крупності пісків односпірального класифікатора, можливо реалізувати регулювальну характеристику замкненого циклу подрібнення руди запропоновану О.М. Марютою.

З розглянутого витікає, що основні фундаментальні положення подрібнення руди на збагачувальних фабриках в першій стадії розроблені і успішно використовуються. Для переведення функціонування кульового млина першої стадії подрібнення руди на новий якісно вищий рівень, що підвищить показники рудопідготовки на цій технологічній ділянці, необхідно реалізувати ряд різнопланових заходів, які приведені на рис.Д.4.2.

Їх зміст зрозумілий з назв. Заходи включають обґрунтування певних положень, оцінювання параметрів і автоматичне керування деякими технологічними параметрами (АСК) з новими підходами, організаційні та організаційно-технічні дії.

Слід зауважити, що найбільш складними в реалізації можуть виявитися заходи, спрямовані на підвищення загальної культури виробництва. До них

відносяться переходи на використання конкретних типів куль, виготовлених за певною технологією, футеровки та перероблення на спеціально налаштованих кульових млинах конкретних незмінних технологічних різнотипів руди, а також заходи, що включають обґрунтування нових підходів, методів, закономірностей, рівнів параметрів, заходи оцінювання технологічних параметрів та заходи керування технологічними параметрами.

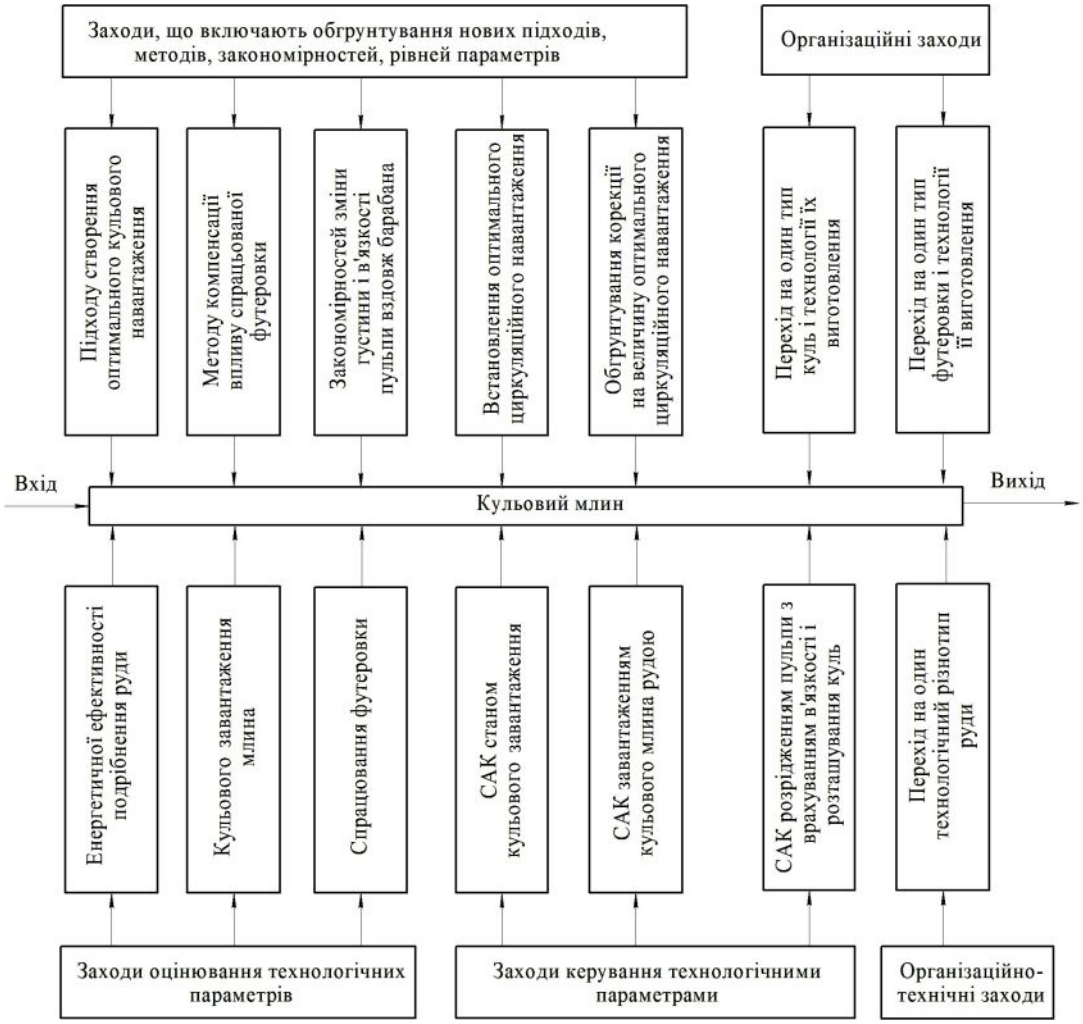


Рис.Д.4.2. Заходи, які необхідно реалізувати, для переведення функціонування кульового млина першої стадії подрібнення руди на новий якісно вищий рівень

Додаток Д.5

Аналіз впливу факторів на спрацювання куль

При подрібненні руди в барабанних млинах кулі спрацьовуються. Спрацювання молольних тіл залежить віл багатьох факторів – матеріалу і способу їх виготовлення, розмірів і маси, діаметра барабана та швидкості його обертання, властивостей і крупності подрібнюваної руди, розрідження пульпи, кінцевої крупності подрібнення, типу футеровки, режиму роботи та ін. Як показує аналіз, в конкретних випадках багато з цих факторів стають незмінними. Так, діаметр барабана і швидкість його обертання, тип футеровки і режим роботи технологічного агрегату вибираються зарані і не змінюються. Технологічним процесом визначається конкретний різнотип руди, її крупність, кінцева крупність подрібнення і розрідження пульпи, які також стають практично незмінними. Значно зручніше і доцільніше працювати на кулях, виготовлених з конкретного матеріалу за певною технологією, що також легко стабілізується. Отже, практично всі фактори впливу, крім розміру і маси куль, в конкретних умовах подрібнення вихідної руди на збагачувальних фабриках є незмінними або їх можливо зробити такими.

В процесі спрацювання молольного середовища при подрібненні руди змінюється характеристика кульового завантаження млина. Це складний процес, однак встановлені закономірності для одного базового випадку, коли технологічний агрегат завантажено однорозмірними кулями, знос яких поповнюється такими ж тілами при спрацюванні попередніх. При цьому, після спрацювання первинного молольного завантаження, в кульовому млині встановлюється склад різнорозмірних куль з незмінною характеристикою крупності кульового завантаження. Це забезпечує незмінність умов подрібнення руди, але через переважання крупних куль продуктивність виявляється заниженою. Тому необхідно знайти умови підвищення продуктивності технологічного агрегату до найвищого рівня шляхом удосконалення кульового завантаження з залученням теорії спрацювання молольного середовища.

Закономірності спрацювання мололього середовища виражені через гіпотези, які узагальнив К.О. Разумов. Запропоновано швидкість спрацювання куль визначати рівнянням

$$\frac{dG}{dt} = -kD_M^m , \qquad (Д.5.1)$$

де G – маса кулі в момент початку спрацювання, кг;

k – коефіцієнт пропорціональності;

t – тривалість спрацювання;

D_M – початковий діаметр кулі, см;

m – величина, що змінюється в залежності від режиму роботи млина в межах від 2 до 3.

У формулі (Д.5.1) значення m = 2 відповідає каскадному режиму роботи, m = 3 – водоспадному режиму роботи. В проміжку між 2 і 3 параметр m відповідає змішаному режиму роботи.

Відповідно узагальненій гіпотезі (Д.5.1) щодо швидкості зносу куль у кульовому млині можливо для характеристики кульового завантаження за плюс D записати рівняння виходу Z куль певного розміру

$$Z = 100\left[1 - \left(\frac{D}{D_M}\right)^n\right] = 100\frac{D_M^n - D^n}{D_M^n}, \qquad (Д.5.2)$$

де D – діаметр кулі, що розглядається, $D<D_M$; n=6-m.

Отже, залежність (Д.5.2) дозволяє будувати характеристики крупності мололього середовища після спрацювання початкового завантаження млина. При цьому отримуємо молольне завантаження, в якому переважають крупні кулі і не забезпечується найкраща продуктивність в наслідок невистачання дрібних і середніх молольних тіл, які на одиницю об’єму забезпечують більшу поверхню.

Додаток Д.6

Моделювання характеристик крупності кульового завантаження при однорозмірних кулях

При побудові характеристик крупності мололього середовища за рівнянням (Д.5.2) враховують початкове значення діаметра куль D_M і кінцеве значення D_K=0, до якого спрацьовується подрібнювальне тіло, тобто, воно повинно повністю стертися. Кулі ж в млині звичайно використовують при зменшенні їх діаметра до 15…20 мм. За залежністю (Д.5.2) з врахуванням D_K=0 виконаємо розрахунки і побудуємо характеристики крупності кульового завантаження при різних початкових значеннях діаметра D_M, які приведені на рис.Д.6.1. Крім того, тут приведені ідеалізовані характеристики крупності кульового завантаження 1', 2', 3'. З залежностей 1, 2, 3 видно, що точні характеристики крупності кульового завантаження є випуклими. Випуклість залежить від початкового значення діаметра кулі D_M. Чим більше значення початкового діаметра, тим більша випуклість характеристики. Отже, чим більший початковий розмір куль, тим більша середня їх крупність у завантаженні млина. Таке кульове завантаження тим більше не буде забезпечувати високої продуктивності технологічного агрегату. Це не можливо сказати про ідеалізовані характеристики 1', 2', 3'.

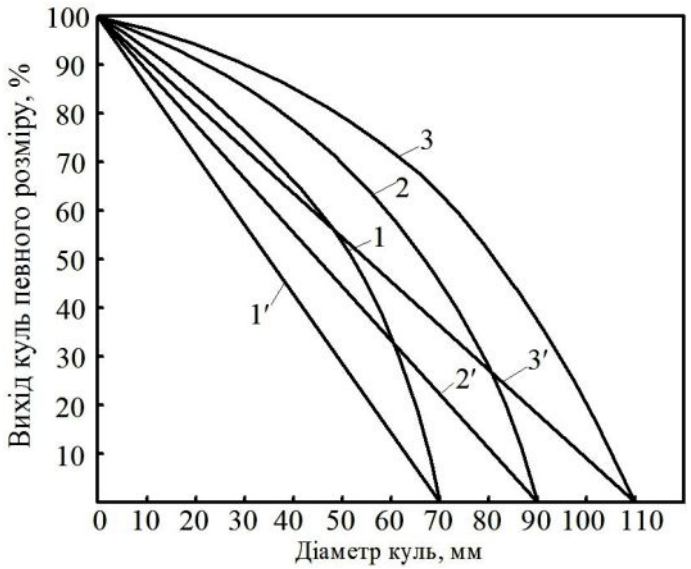


Рис. Д.6.1. Характеристики крупності кульового завантаження млина, що працює на однорозмірних кулях, при різних початкових розмірах:
1, 2, 3 – точні; 1', 2', 3' – ідеалізовані

Забезпечення найвищої продуктивності технологічного агрегату, як слідує з рис. Д.6.1, буде визначатись початковим розміром найбільшої кулі та ступенем наближення реальної характеристики кульового завантаження до ідеалізованої.

Характеристики крупності кульового завантаження млинів необхідно уточнювати експериментальним шляхом.

Для подрібнення руди крупністю 25…0 мм використовують кулі діаметром 100…125 мм. Кулі діаметром 80…90 мм призначені для подрібнення руди 12…0 мм або дрібнішої.

Отже, за відомою крупністю руди на вході кульового млина можливо визначити найбільший початковий діаметр куль у завантаженні. Як видно, вибір значення D_M спрощується і не викликає особливих труднощів. Цьому також сприяє можливість встановлення середньозваженої крупності твердого в завантаженні кульового млина.

Додаток Д.7

Аналіз використання суміші різнорозмірних куль

Як відомо, використання суміші куль різного діаметра може суттєво підвищити ефективність роботи вузла подрібнення. Тому початкове кульове завантаження складемо з кількох розмірів куль, базовим з яких буде D_M, наприклад, D_M =90 мм при крупності міцної руди 12…0 мм. Оскільки обмеження кількості куль більших 80 мм у кульовому завантаженні млина може суттєво підвищити ефективність його роботи, кількість таких куль слід обирати порівняно невеликою. Для спрощення приймемо чотири типорозміри куль.

В таких розрахунках звичайно “здійснюють” подрібнення до повного спрацювання куль усіх прийнятих розмірів. Різнорозмірне кульове завантаження млина повинно мати певну характеристику крупності, яка б забезпечувала високу продуктивність технологічного агрегату. Це можливо при достатньо близькому розташуванні характеристики різнорозмірного кульового завантаження до ідеалізованої. Засобами впливу тут можуть бути: кількість видів куль; інтервал між прийнятими розмірами куль; мінімальний розмір кулі; вміст куль кожного розміру. Використовуючи засоби впливу на характеристику кульового завантаження, необхідно обрати параметр оцінювання. Ним може бути відхилення дійсної характеристики різнорозмірного кульового завантаження від ідеалізованої. Однак для цього необхідно мати характеристики кульового завантаження млина, яке складене з кількох типорозмірів молольних тіл.

Додаток Д.8

Отримання оптимального кульового завантаження млина для енергоефективного подрібнення руд

В теорії кульового завантаження запропоновано графоаналітичний підхід побудови результуючої характеристики різнорозмірного кульового завантаження млина, яке складається з кількох типорозмірів молольних тіл, однак метод достатньо складний і його практично не можливо застосувати на практиці. Запропоновано інший підхід, який відрізняється гнучкістю і може бути застосований при машинній обробці даних. Аналіз показав, що результуючу характеристику крупності різнорозмірного кульового завантаження млина можливо отримати за результуючими характеристиками крупності кульового завантаження, що створюється при регулярному його живленні лише однорозмірними кулями максимального діаметра і повному спрацюванні первинних тіл. Для обраних діаметрів куль вони показані на рис.Д.8.1. Вони отримані за залежністю (Д.5.2). Змішане кульове завантаження початково складається з куль діаметром D_1, і вмістом w_1 відсотків, діаметром D_2 і вмістом w_2, діаметром D_3 і вмістом w_3, діаметром D_4 і вмістом w_4, причому $w_1+ w_2+ w_3+ w_4=100\%$. Кількість розмірів куль, інтервал між ними, мінімальний розмір кулі та відсотковий вміст молольних тіл певного розміру задаються в процесі моделювання.

При побудові характеристики кульового завантаження млина розглядають почергово всі діаметри куль, наприклад кулі діаметром D_i (рис.Д.8.1). Відповідно характеристикам 1, 2, 3, 4 (рис.Д.8.1) визначають ординати. Кожну з них множать на коефіцієнт, що відповідає вмісту куль даного розміру в кульовому завантаженні. Коефіцієнти відповідно дорівнюють $k_1 = \frac{w_1}{100}$, $k_2 = \frac{w_2}{100}$, $k_3 = \frac{w_3}{100}$, $k_4 = \frac{w_4}{100}$. Сума скоректованих ординат характеристик дорівнює ординаті результуючої характеристики змішаного кульового завантаження для діаметра куль D_i. Визначивши ординати для всіх діаметрів і з’єднавши точки між собою,

отримуємо результуючу характеристику крупності різнорозмірного кульового завантаження. Якщо при визначенні результуючої ординати, наприклад для D_i, одна з характеристик, наприклад 1, не входить, то цей член відповідно опускається і не враховується в загальний результат. Даний підхід отримання характеристики крупності різнорозмірного кульового завантаження млина доцільно реалізовувати на персональному комп'ютері. Отримана результуюча характеристика крупності повинна достатньо близько розташовуватися біля ідеалізованої характеристики 5 (рис.Д.8.1) різнорозмірного кульового завантаження млина. Найкращим рішенням було б повне співпадіння даних залежностей, однак це не можливо, оскільки характеристики 1, 2, 3, і 4 є нелінійними, а 5 являє собою пряму. Тому необхідно ввести критерій, який би оцінював степінь наближення цих характеристик одна до одної.

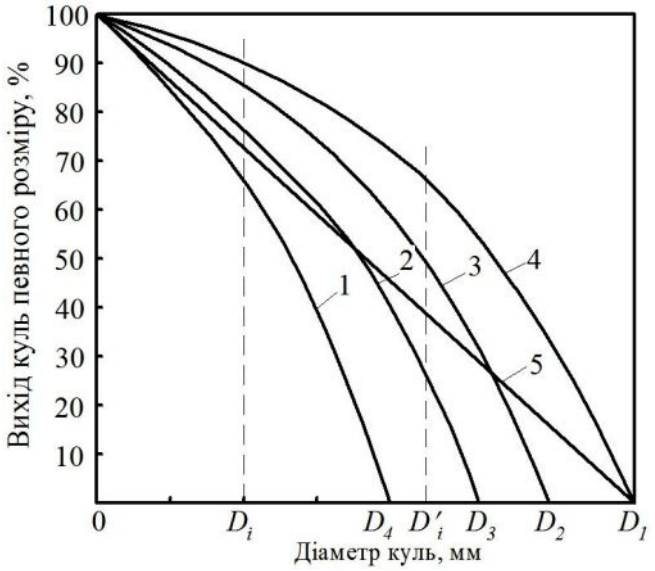


Рис. Д.8.1. Результуючі характеристики крупності кульового завантаження при регулярному живленні однорозмірними кулями D_1, D_2, D_3, D_4 і повному спрацюванні первинних завантажених молольних тіл одного розміру:
1 – для куль діаметром D_4; 2 – D_3; 3 – D_2; 4 – D_1

Аналіз показує, що ступінь наближення ідеалізованої і результуючої характеристик можливо оцінити певним критерієм. Для отримання таких оцінок необхідно визначати ступінь відхилення результуючої характеристики кульового завантаження від ідеалізованої для кожного значення діаметра кулі. Найкраще це робити аналітичним шляхом. Запропонований підхід отримання результуючої характеристики різнорозмірного кульового завантаження млина дозволяє це здійснити, однак ще необхідне рівняння ідеалізованої характеристики 5 (рис.Д.8.1). Це пряма, яка приходить через дві точки [100; 0] і [0; D_1] в декартовій системі координат на рис.Д.8.1. Для неї справедлива залежність

$$\frac{W-100}{0-100}=\frac{D_i}{D_1},$$

звідки

$$W=100\left(1-\frac{D_i}{D_1}\right),\ \%, \qquad (Д.8.1)$$

де w – ваговий процентний вміст куль діаметром D_i;

D_i – діаметр куль, що розглядається;

D_1 – найбільше значення діаметра куль.

Ординату Z_{pi} реальної результуючої характеристики різнорозмірного кульового завантаження млина визначимо відповідно залежності

$$Z_{pi}=100\left[\left(k_1+k_2+k_3+k_4\right)-\left(\frac{D_i^2}{D_1^2}k_1+\frac{D_i^2}{D_2^2}k_2+\frac{D_i^2}{D_3^2}k_3+\frac{D_i^2}{D_4^2}k_4\right)\right]. \qquad (Д.8.2)$$

Рівняння (Д.8.2) дозволяє знаходити ординати для куль, діаметр яких менший мінімального діаметра куль, які входять до складу первинного завантаження і дозавантаження.

Якщо ж визначаються ординати для куль, що мають розміри, більші деяких куль у первинному завантаженні і дозавантаженні кульового млина, то в рівнянні (Д.8.2) деякі члени прибираються. Наприклад, $D_i > D_4$. Тоді у виразі (Д.8.2) необхідно не враховувати члени k_4 (вираз у перших круглих дужках) і $\frac{D_i^2}{D_4^2}k_4$ (вираз у других круглих дужках). Для даного випадку ордината для $D_i > D_4$ визначиться залежністю

$$Z_{pi}=100\left[\left(k_1+k_2+k_3\right)-\left(\frac{D_i^2}{D_1^2}k_1+\frac{D_i^2}{D_2^2}k_2+\frac{D_i^2}{D_3^2}k_3\right)\right]. \qquad (Д.8.3)$$

Аналогічно з рівнянням (Д.8.3) можуть виключатись відповідно члени для $D_i > D_3$ і воно прийме вигляд

$$Z_{pi}=100\left[\left(k_1+k_2\right)-\left(\frac{D_i^2}{D_1^2}k_1+\frac{D_i^2}{D_2^2}k_2\right)\right], \qquad (Д.8.4)$$

при $D_i > D_2$ рівняння буде наступним

$$Z_{pi} = 100\left(k_1 - \frac{D_i^2}{D_1^2}k_1\right) = 100k_1\left(1 - \frac{D_i^2}{D_1^2}\right). \qquad (Д.8.5)$$

Відхилення результуючої характеристики різнорозмірного кульового завантаження від ідеалізованої при діаметрі куль D_i дорівнює різниці ординат, тобто

$$\Delta Z_i = \left[\left(k_1 + k_2 + k_3 + k_4\right) - \left(\frac{D_i^2}{D_1^2}k_1 + \frac{D_i^2}{D_2^2}k_2 + \frac{D_i^2}{D_3^2}k_3 + \frac{D_i^2}{D_4^2}k_4\right)\right] - \left(1 - \frac{D_i}{D_1}\right). \qquad (Д.8.6)$$

В залежності від значень D_i у лівій частині (Д.8.6) в якості зменшуваного може знаходитись відповідно права частина виразів (Д.8.3), (Д.8.4) або (Д.8.5). При обході всього діапазону зміни діаметрів куль кульового завантаження млина від 0 до D_i, будуть отримані додатні та від'ємні відхилення ΔZ_i результуючої характеристики 1 від ідеалізованої 2 (рис.Д.8.2). Однак ці відхилення викривлено характеризують процес наближення характеристик, оскільки вони розташовані не під прямим кутом до ідеалізованої характеристики 2. Відхилення результуючої характеристики 1 від ідеалізованої 2 при даному діаметрі кулі D_i можливо визначати з трикутника ΔABC. Воно буде дорівнювати

$$\Delta Z_i' = AB = BC \cdot \sin\alpha = \Delta Z_i \sin\alpha\,. \qquad (Д.8.7)$$

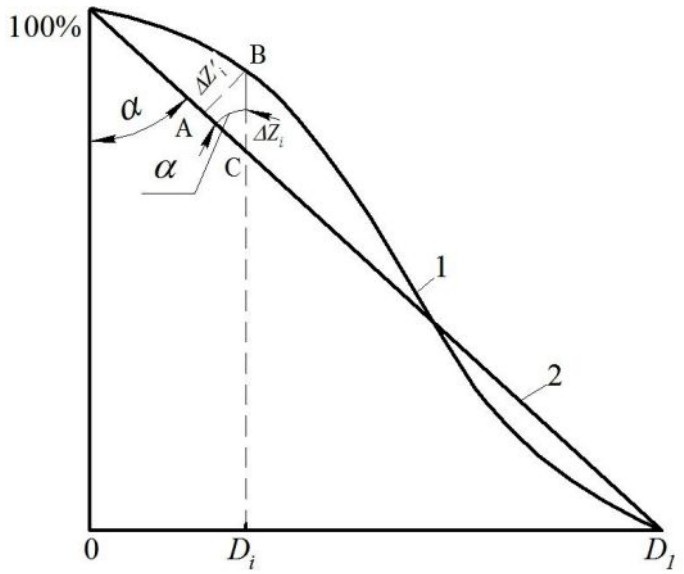


Рис. Д.8.2. Визначення відхилення результуючої характеристики 1 від ідеалізованої 2 різнорозмірного кульового завантаження млина

Однак для цього необхідно визначити кут α (рис.Д.8.2). При розв'язанні прямокутних трикутників враховують довжину їх сторін. У даному випадку сторони задані різними величинами – мм і %, тому їх необхідно привести до однієї міри вимірювання. Ведучою величиною тут є найбільший діаметр кулі D_1, тому сторони трикутника необхідно виражати в мм, прийнявши масштаб 1%=1 мм. Тоді $tg\alpha = D_1/100\% =$

D_1,мм/100мм. Діаметр найбільшої кулі у кульовому завантаженні виступає базовою величиною. Якщо D_1=120 мм, $tg\alpha$=1,2, α=50°10'. При D_1=100 мм, $tg\alpha$=1, α=45°, при D_1=90 мм, $tg\alpha$=0,9, α=42°, при D_1=80 мм, $tg\alpha$=0,8, α=38°40'. Кут α буде незмінним при вибраному діаметрі D_1 найбільшої кулі різнорозмірного кульового завантаження млина. Здійснивши розрахунки для прийнятих і менших стандартизованих діаметрів куль у кульовому завантаженні, визначаємо ординати результуючої характеристики 1 змішаного кульового завантаження млина відносно його ідеалізованої характеристики 2. Апроксимуючи розрахункові дані, отримуємо аналітичну залежність *Z(D),* яка характеризує процес відхилення результуючої характеристики 1 від ідеалізованої 2. Мірою (критерієм) найкращого наближення характеристик 1 і 2 буде мінімум сумарної площі, обмеженої даними залежностями. Для цього підходить квадратична інтегральна оцінка запропонована для систем автоматичного керування А.А. Красовським, яку необхідно мінімізувати

$$J_2 = \int_0^{D1} [\Delta Z_i'(D)]^2 \, dD . \qquad (Д.8.8)$$

Функцію $^{\Delta Z_i'(D)}$ знаходимо апроксимуванням значень $^{\Delta Z_i'}$, визначених для прийнятих діаметрів куль та їх стандартизованих розмірів, менших найменшого прийнятого значення.

Доведення можливості реалізації критерію оцінювання наближення результуючої та ідеалізованої характеристик здійснимо на чотирьох прикладах, дані початкового кульового завантаження яких приведені в табл.Д.8.1.

Таблиця Д.8.1

Ваговий вміст куль певного розміру у різнорозмірному початковому завантаженні млина, %

Варіант первинного завантаження млина	Діаметр куль, мм												
	0	25	40	50	55	65	70	75	80	90	100	110	120
Перший	0	-	25	-	25	-	25	-	-	25	-	-	-
Другий	0	-	26	-	35	-	27	-	-	12	-	-	-
Виробничий	0	-	25	-	-	-	-	-	20	-	35	20	-
Оптимальний	0	-	-	18	-	23	-	27	-	32	-	-	-

Застосовуючи запропонований метод побудови результуючої характеристики кульового завантаження млина за залежністю (Д.8.7) знаходились її ординати $^{\Delta Z_i'}$. Дані розрахунків приведені в табл.Д.8.2. З даних табл.Д.8.2 слідує, що всі результуючі характеристики різнорозмірного кульового завантаження млина у функції діаметра кулі змінюються циклічно. Результуючі характеристики за усіма варіантами апроксимувалися математичними залежностями у вигляді поліномів, суми синусів і ряду Фур'є. Апроксимація виконувалася в Curve Fitting Toolbox – наборі графічних інтерфейсів (GULs) і M – функцій для користувачів, які створені в обчислювальному середовищі MATLAB. При цьому отримані аналітичні залежності відхилення результуючої характеристики від ідеалізованої f(x) у відсотках у функції діаметра кулі x, поданого в мм.

Результати апроксимування результуючих характеристик різнорозмірного кульового завантаження млина за першим варіантом різними підходами приведені на рис.Д.8.3. Вздовж осі ординат Y відкладені відхилення $^{\Delta Z_i' \equiv f(x)}$ у процентах. З рис.Д.8.3 видно, що поліноміальним підходом (рис.Д.8.3,а) і рядом Фур'є (рис.Д.8.3,в) характеристики описуються точно. Сумою синусів такої точності не досягається. Тому ці дослідження необхідно розглянути більш докладніше.

Таблиця Д.8.2

Відхилення результуючої характеристики від ідеалізованої у різнорозмірних завантаженнях кульового млина, %

Варіант первинного завантаження млина	Діаметр куль, мм												
	0	25	40	50	55	65	70	75	80	90	100	110	120
Перший	0	+7,73	-6,88	-	-13,66	-	-12,24	-	-	0	-	-	-
Другий	0	+6,0	-11,26	-	-20,04	-	-17,48	-	-	0	-	-	-
Виробничий	0	+6,05	-4,49	-	-	-	-	-	-9,62	-	-10,56	-	0
Оптимальний	0	+14,44	-	+2,12	-	-5,75	-	-6,89	-	-	-	-	-

В процесі апроксимування результуючих характеристик різнорозмірного кульового завантаження млина встановлено, що метод суми синусів дає

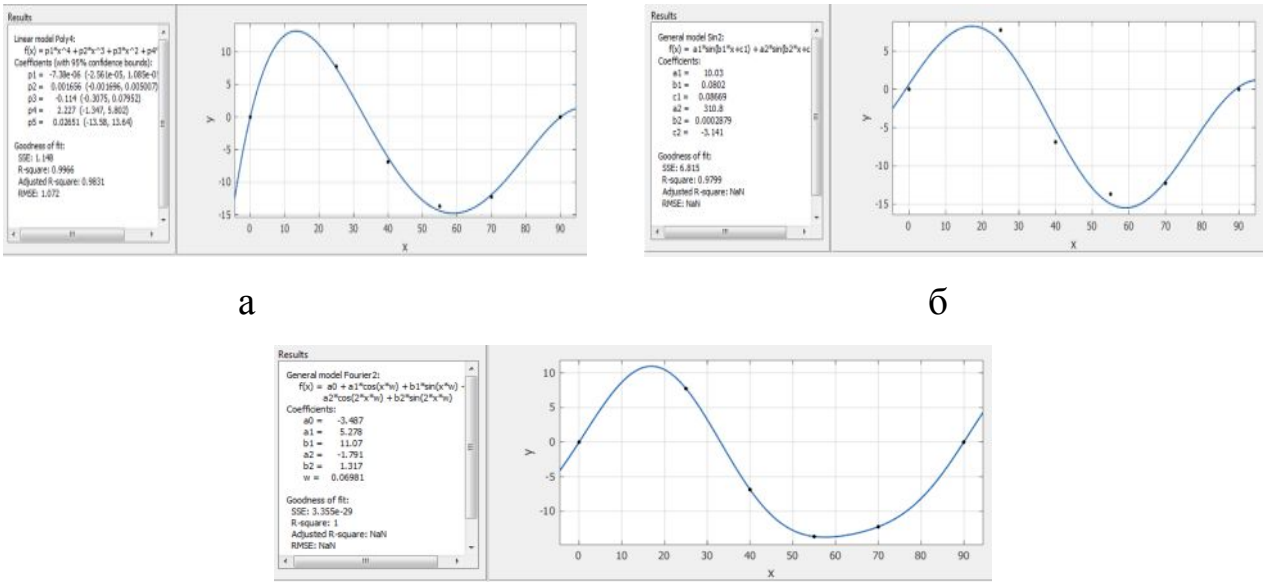
найгірший результат. Метод Фур'є допускав певні неточності при описанні характеристики відповідно оптимальному складу різнорозмірного кульового завантаження. Поліноміальний підхід забезпечив високу точність апроксимування характеристик за усіма варіантами кульового завантаження. Тому його слід рекомендувати при реалізації даного підходу отримання результуючих характеристик різнорозмірного кульового завантаження млинів. При моделюванні отримані наступні залежності відповідно розглянутим варіантам кульового завантаження млина

$$f_1(x) = -7.38 \cdot 10^{-6} \cdot x^4 + 0.001656 \cdot x^3 - 0.114 \cdot x^2 + 2.227 \cdot x + 0.02651, \quad (Д.8.9)$$

$$f_2(x) = -8.126 \cdot 10^{-6} \cdot x^4 + 0.001856 \cdot x^3 - 0.1278 \cdot x^2 + 2.393 \cdot x + 0.01924, \quad (Д.8.10)$$

$$f_B(x) = 7.049 \cdot 10^{-8} \cdot x^5 - 2.274 \cdot 10^{-5} \cdot x^4 + 0.002678 \cdot x^3 - 0.1345 \cdot x^2 + 2.26 \cdot x - 6.177 \cdot 10^{-13}, \quad (Д.8.11)$$

$$f_o(x) = 0.0003061 \cdot x^3 - 0.04396 \cdot x^2 + 1.478 \cdot x + 0.03706. \quad (Д.8.12)$$



а б

в

Рис. Д.8.3. Апроксимування результуючих характеристик різнорозмірного кульового завантаження млина за першим варіантом різними підходами: а – поліноміальний; б – суми синусів; в – рядом Фур'є

Як видно з рівнянь (Д.8.9)–(Д.8.12), вони відрізняються складністю, що зв'язано з особливостями отриманих результуючих характеристик. Тобто, змінюючи склад кульового завантаження млина, можливо впливати на його результуючі характеристики. Як витікає з рівнянь (Д.8.9)–(Д.8.12), залежності *f(x)* будуть тим

простіші, чим ближче результуюче різнорозмірне кульове завантаження млина наближається до оптимального.

Критерії оцінювання наближення результуючої характеристики різнорозмірного кульового завантаження до ідеалізованої визначалися в середовищі MathCAD відповідно отриманим в процесі апроксимації математичним залежностям f(x) за усіма варіантами мололього середовища і методами апроксимації. Оцінка критерію оптимальності, наприклад, для першого варіанта кульового завантаження і поліноміального підходу апроксимації приймала наступний вигляд

$$J_2 = \int_0^{90} \left(-7.38 \cdot 10^{-6} \cdot x^4 + 0.001656 \cdot x^3 - 0.114 \cdot x^2 + 2.227 \cdot x + 0.02651 \right)^2 dx . \quad (Д.8.13)$$

Критерій J_2 необхідно мінімізувати.

Результати знаходження значень критеріїв оптимальності зведені в табл.Д.8.3.

Таблиця Д.8.3

Критерії оцінювання наближення результуючої характеристики різнорозмірного кульового завантаження млина до ідеальної

Підхід апроксимації результуючої характеристики	Варіант початкового різнорозмірного кульового завантаження	Значення критерію оцінювання наближення характеристик J_2
Поліноміальний	Перший	8821,75
	Другий	15545,26
	Виробничий	8771,80
	Оптимальний	6726,40
Ряд Фур'є	Перший	8085,19
	Другий	14766,52
	Виробничий	8264,38
	Оптимальний	6180,52
Сума синусів	Перший	7199,62
	Другий	14017,44
	Виробничий	-
	Оптимальний	6482,56

З даних табл.Д.8.3 видно, що значення критеріїв сильно відрізняється як за варіантами різнорозмірного кульового завантаження млина, так і за підходами апроксимування його характеристик. Відповідно першому і другому варіантам кульового завантаження млина значення критерію зменшується в залежності від

методу апроксимування – поліноміального, Фур'є, суми синусів. Така ж залежність спостерігається для виробничого варіанту кульового завантаження, якщо не брати до уваги відсутності значення критерію для суми синусів. Для оптимального значення кульового завантаження млина ці дані змінюються навпаки, що насторожує, оскільки це стосується оптимального кульового завантаження млина. Враховуючи розкриті особливості від підходу апроксимації сумою синусів у даному методі слід відмовитися. З даних табл.Д.8.3 видно, що підхід апроксимування результуючих характеристик впливає на абсолютне значення критерію. У випадку застосування ряду Фур'є значення критерію занижуються, що може приводити до викривлення результатів. Виходячи зі сказаного, у запропонованому підході отримання результуючих характеристик різнорозмірного кульового завантаження і при визначенні критерію J_2 необхідно застосувати поліноміальний метод. Він може забезпечує дещо завищені результати самого критерію, але при цьому взаємне розташування результуючої та ідеалізованої характеристик буде оцінюватись більш строго. В результаті моделювання встановлено, що різні варіанти різнорозмірного кульового завантаження мають відмінні значення критерію J_2. Великий відрив у значеннях J_2 створюється при дрібному кульовому завантаженні, що логічно можливо пояснити. Найменше значення J_2 має оптимальний варіант кульового завантаження, що підтверджує правильність даного підходу. З одного боку, оптимальне кульове завантаження має характеристику з найменшим значенням J_2, а з іншого боку, воно забезпечує найвищу продуктивність технологічного агрегату як загальну, так і за готовим продуктом. Тому, знаходячи результуючу характеристику з найменшим значенням J_2, практично будемо гарантувати найвищу продуктивність млина, оскільки оптимальне кульове завантаження перевірялося на практиці. Для нового отриманого результату необхідно лише здійснити експериментальну перевірку отримання найвищої продуктивності кульового млина.

Отже, здійснюючи впливи на різнорозмірне первинне завантаження млина кулями за допомогою відмічених факторів, досягнемо мінімуму оцінки J_2 і цим самим найкращого складу мололього середовища, яке необхідно перевірити експериментально.

Додаток Д.9

Оцінка впливу мололього середовища на подрібнюваний матеріал і можливість використання нових форм подрібнювальних тіл

Різнорозмірне кульове середовище забезпечує збільшення продуктивності млинів на 10…15% порівняно з однорозмірним. Однак пустоти в різнорозмірному кульовому середовищі займають 38%, що значно зменшує його щільність, і як наслідок, продуктивність.

Продуктивність кульових млинів наближено пропорціональна щільності подрібнювального середовища, причому зростання його твердості і якість форми також впливають сприятливо, оскільки збільшення щільності кульового завантаження приводить до значного зростання його енергоозброєності, тобто, відношенню маси мололього тіл до маси подрібнюваного матеріалу. Встановлено, що енергоозброєність щільного завантаження може зрости порівняно зі звичайним в 2…2,5 рази, а продуктивність технологічного агрегату – до 30%. Нині введене поняття елементарного акту одночасного впливу подрібнювального середовища на подрібнюваний матеріал в барабанному млині у вигляді імпульсу ударного стиснення (ІУС), який можливо визначити співвідношенням

$$ІУС = \frac{m_{МТ}}{m_{РМ}} = \frac{\gamma_{МТ} \cdot V_{МТ}}{\rho_{РМ} \cdot V_{РМ}}, \text{ кг/кг}, \qquad (Д.9.1)$$

де $m_{МТ}$ – маса мололього тіл в одному кубічному метрі;

$m_{РМ}$ – маса матеріалу, що знаходиться у проміжках між кулями і одночасно розмелюється;

$\gamma_{МТ}$ – густина мололього тіл;

$\rho_{РМ}$ – насипна маса матеріалу, що розмелюється;

$V_{МТ}$, $V_{РМ}$ – відповідно об’єми куль і матеріалу в проміжках між кулями в об’ємі завантаження, що розглядається.

Показник ІУС дозволяє порівнювати між собою різні варіанти виконання подрібнювального середовища.

Запропонована нова форма подрібнювальних тіл, яка названа сфероїдальними тетрагедронами, забезпечує більш високу продуктивність і заново створені поверхні, що збільшують продуктивність барабанних млинів при тих же витратах енергії. С.Ф. Шинкоренко запропонував сукупність молольних тіл кулеподібної форми, призначену для завантаження в барабанний млин. Вона складається з кулеподібних молольних тіл з заглибленнями на поверхні, наприклад у вигляді замкнених кільцевих канавок, і кулеподібних молольних тіл без заглиблень у співвідношенні 1/10-9/10. При цьому радіуси молольних тіл без заглиблень повинні дорівнювати 1…0,5 радіуса поперечного перерізу заглиблень на молольних кулях з заглибленнями. Ці співвідношення виконуються для всіх розмірів молольних тіл, що завантажуються у млин. На думку автора дана молольна суміш дозволить підвищити інтенсивність розмелу мінеральної сировини і продуктивність млина, а також зменшити питому витрату електроенергії.

Модель комбінованого молольного середовища, запропонована А. Яценко, складається з куль і багатогранників з ввігнутими гранями з сферичними поверхнями. Оптимальний розмір ребра кубиків повинен дорівнювати радіусу куль. При русі даного молольного середовища його найбільш імовірною і простою статичною упаковкою буде щільна гранецентрована гексагональна, коли кубики прагнуть розташуватися в просторі між кулями, торкаючись своїми ввігнутими гранями з опуклими поверхнями куль. Дана упаковка володіє повною симетрією в просторі відносно будь-якої з координат.

Запропоновані молольні середовища випробовувалися лише в лабораторних умовах, що зазвичай триває недовго. Експериментальні дослідження включали оцінку технологічних і структурних параметрів і властивостей матеріалу. Експериментальні дані показують, що при інших однакових умовах подрібнювальне середовище, яке складене з сфероїдальних тетрагедронів, забезпечує більш високі технологічні показники в процесі подрібнення порівняно з подрібнювальним середовищем, що складене з куль. Заново створена фракція крупності – 0,08 мм в середньому вище на 2,32%, а флотаційна крупність – 0,2 мм вище на 5,868%. Степінь подрібнення виявилася на дві одиниці вищою. Як видно, показники не

настільки високі порівняно зі складністю реалізації такого кульового завантаження. Виходячи з цього не можливо повністю охарактеризувати запропоновані комбіновані середовища. В той же час аналіз показує, що такі молольні середовища будуть забезпечувати ефективність лише за умов, коли вони не спрацьовуються. Спрацювання цих молольних середовищ порушить створені зв'язки між окремими елементами і достатньо імовірно, що вони будуть давати набагато гірші результати порівняно з кулями. Крім того, таке молольне середовище при спрацюванні більш дрібних елементів, яких багато, створить велику кількість скрапу, що також сильно погіршить умови подрібнення.

Для формування щільного кульового завантаження більш вигідною може виявитись двокульова упаковка з основних і більш дрібних, вписаних в пустоти між основними подрібнювальними тілами, куль. Для такого подрібнювального середовища запропоновано можливі варіанти двокульових щільних упаковок, для яких ІУС в два рази вищий порівняно зі стандартним кульовим однорозмірним середовищем. Тут ІУС=14,43, а в стандартній упаковці ІУС дорівнює 7,3. Розрахунки показують, що на щільній кульовій упаковці продуктивність млина може бути в 1,6 рази вищою порівняно зі стандартним варіантом. Отже, тут результати більш вагомі, а реалізація значно простіша, оскільки технології виготовлення куль відпрацьовані і більш дешеві. Отже, цілком виправданим тут є лише використання куль, оскільки інші аспекти реалізації такого кульового завантаження не розглядалися. Тому проаналізуємо їх більш докладніше.

В розрахунках не враховувалося спрацювання мололього середовища. При тривалій роботі будуть змінювати свої розміри як крупні, так і дрібні кулі. При цьому з дрібних куль створиться багато скрапу, який порушить роботу млина, а довантажувані кулі не зможуть вирівняти попереднє положення. Тому таке кульове завантаження при тривалій роботі на міцних залізних рудах також не зможе забезпечити високої енергоефективності подрібнення.

Ефективність застосування раціонного кульового завантаження збільшується при використанні кулесортувальної футеровки млинів. Для млинів довжиною більше трьох метрів необхідно застосовувати футеровку з уступами вздовж барабана. Така

футеровка при роботі млина залишає крупні кулі на початку барабана, куди надходить крупна вихідна руда, а дрібні кулі переганяє в кінець млина, де присутні вже дрібні зерна подрібненого матеріалу. Сортування куль вздовж барабана млина здійснюється спеціальною кулесортувальною футеровкою, яка значно підвищує ефективність подрібнення руди. Тому застосування раціонного завантаження куль різного розміру в поєднанні з кулесортувальною футеровкою для рудних млинів МШЦ-5,5×6,5 є суттєвим фактором підвищення продуктивності подрібнення. Конічно-східчаста футеровка, що починає використовуватися за кордоном і у вітчизняній промисловості з середини 70-х років минулого століття, удосконалюється і в теперішній час. Однак аналіз показує, що її застосування в кульових млинах, не може сприяти покращенню ефективності подрібнення руди.

Ще одним з можливих напрямів удосконалення барабанних млинів є створення таких пристроїв в середині млина, які б руйнували застійні зони, інтенсифікували б рух мололльних тіл, забезпечували б класифікацію подрібнювального матеріалу в середині барабана, покращували б умови енергообміну між барабаном, футеровкою, мололльними тілами і матеріалом. Запропоновані такі енергообмінні пристрої для розміщення в середині барабана – це нахилені перегородки, діафрагми (кільце), спеціальні схеми та типи футеровок зі змінним коефіцієнтом зчеплення. Використання їх дозволяє створювати млини з поздовжньо-поперечним рухом мололльних тіл, завдяки чому змінюється характер і енергетичний режим роботи мололльних тіл, руйнуються застійні зони завантаження, зменшується споживана потужність привода. На думку ряду фахівців використання таких енергообмінних пристроїв у кульових млинах дають підстави прогнозувати суттєву економію електроенергії, підвищення виробничого потенціалу розмельного обладнання в наслідок збільшення експлуатаційної надійності та ефективності процесу подрібнення. Однак, як показав аналіз, такі прийоми незастосовні на рудних кульових млинах і ними не можливо поліпшити роботу багатокомпонентних мололльних середовищ нового типу в умовах їх спрацювання.

Отже, підвищити ефективність подрібнення міцних бідних залізних руд в барабанних млинах можливо лише на базі сферичних мололльних тіл.

Додаток Д.10

Формування оптимального молольного середовища з підвищеною енергетичною ефективністю подрібнення руд кульовими млинами

Як показано, підвищувати ефективність роботи молольного середовища доцільно використанням куль. Тобто, необхідно застосовувати раціонне завантаження кульового млина молольним середовищем, яке містить кілька розмірів куль. При виборі раціонного завантаження слід зупинятись на можливих найменших розмірах куль, оскільки число ударів у млині збільшується при зменшенні їх розміру, зважаючи на зростання кількості молольних тіл у тій же масі. Тому бажано використання куль найменшого розміру, при якому вони ще можуть добре подрібнювати матеріал даної крупності і твердості. Крім того, зменшення діаметра молольних тіл приводить до зростання поверхні завантаження і сил тертя між кулями, а також до збільшення споживаної потужності. Слід також відмітити, що насипна маса куль зі зменшенням їх розміру збільшується, що приводить до зростання енергоозброєності молольного середовища та зростання споживаної потужності. Ефективність млина характеризується відношенням ударних і вхідних енергій. Встановлено, що ефективність млина зменшується при збільшенні середнього розміру куль. Однак необхідно враховувати, що ступінь впливу розміру куль на споживану потужність зменшується при збільшенні розміру млинів. Залежність насипної ваги куль від їх розміру приведена в табл. Д.10.1. З даних табл.Д.10.1 слідує, що енергоозброєність куль, наприклад діаметром 30 мм порівняно з тілами розміром 100 мм, є більшою на 6,4%. Слід враховувати і те, що тонина помелу (якість подрібнення) на пряму залежність від співвідношення площі поверхні молольного середовища *S* до його об’єму *V*. Чим більше значення цього співвідношення, тим більша тонина помелу, тобто подрібнення здійснюється більш якісно. Відомо, що чим менші геометричні розміри молольних тіл, тим більший показник *S/V*. Для грубого подрібнення руди в першій стадії використовують крупні кулі діаметром від 120 до 70 мм. Так, один з найбільш крупних гірничозбагачувальних комбінатів

України для первинного подрібнення вихідної руди тривалий час використовував сталеві молольні кулі діаметром 100 мм. В кінці 2017 року розпочалися випробування з заміни молольних куль 100 мм на тіла діаметром 80 мм з метою досягнення більш якісного подрібнення руди без зміни існуючих технологічних параметрів роботи збагачувальної фабрики, особливо уникнути зниження продуктивності кульових млинів. У середині 2018 року був отриманий результат, який показав ефективність використання куль діаметром 80 мм порівняно з молольними тілами 100 мм. Приріст продуктивності по готовому класу склав більше 10%. При цьому також відмічено зниження питомої витрати молольних тіл. Для куль 100 мм відношення *S/V*=0,060, а для куль 80 мм – 0,075. Приріст цього відношення складає 25%. Отже, зменшенням діаметра молольного середовища можливо суттєво підвищити ефективність подрібнення руди.

Таблиця Д.10.1

Залежність насипної ваги куль від їх розміру

Діаметр куль, мм	Вага 1 м^3 куль, т	Відношення питомого значення ваги 1 м^3 куль до базового при d_k=100 мм	Покращення показника відносно куль діаметром 100 мм, %
100	4,560	1,0	0
80	4,620	1,013	1,3
60	4,660	1,022	2,2
50	4,708	1,032	3,2
40	4,760	1,044	4,4
30	4,850	1,064	6,4

У кульовому млині молольне середовище представлене різними розмірами куль. У такому середовищі вільний простір між кулями складає 38% або 0,38 якщо первинний обсяг куль прийняти таким, що дорівнює одиниці. Тоді об’єм, зайнятий безпосередньо кулями складає 62% або 0,62.

Дослідимо найбільш стійкий, який формується самостійно, стан розташування однорозмірних куль. Він є найбільш щільним і найбільш енергоозброєним. Задачу розглянемо у загальному вигляді, де тверде буде складеним з часток сферичної форми. Кулі будуть представляти один з граничних варіантів, де коефіцієнт розпушення складає

$$k_P = 6/\pi\sqrt{2} = 1{,}3514\,. \qquad (Д.10.1)$$

Коефіцієнт розпушення матеріалу, який складено з кульок однакової величини, не залежить від розміру сферичних тіл і є величиною постійною.

Відповідно визначенню коефіцієнт розпушення твердого $k_P=V_З/V_К$, $V_З$ – загальний об'єм; $V_К$ – об'єм твердого (куль) в об'ємі $V_З$. Для куль одного розміру $k_P=V_З/V_К$=1,3514, звідки $V_К$=1/1,3514=0,74. Якщо $V_К$=1, то незайнятий простір, де може розміститися подрібнюваний матеріал, складає $V_{МК}$=0,26 або 26%.

Визначимо значення імпульсу ударного стиснення для різнорозмірного кульового завантаження млина відповідно (Д.9.1) при $\gamma_{МТ}$=7860 кг/м^3; $V_{МТ}$=0,62 м^3; $\rho_{РМ}$=2046 кг/м^3; $V_{РМ}$=0,38 м^3

$$ИУС_Р = \frac{7860 \cdot 0.62}{2046 \cdot 0.38} = 6.268.$$

Значення ІУС для однорозмірного кульового завантаження при отриманих даних буде дорівнювати

$$ИУС_О = \frac{7860 \cdot 0.74}{2046 \cdot 0.26} = 10.934.$$

Отже, в щільному кульовому завантаженні значення ІУС зросло на 74,44%. Відповідно даному показнику ефективність подрібнення руди однорозмірними кулями суттєво зростає – на 74,44%, що дозволяє реалізувати даний підхід відомими мололльними тілами – кулями.

Щільність подрібнювального середовища у випадку різнорозмірних куль дорівнює

$$\rho_Р = \frac{P_Р}{V_{НР}} = \frac{7860 \cdot 0.62}{1.0} = 4873.2\ кг/м^3.$$

Щільність подрібнювального середовища у випадку однорозмірних куль дорівнює

$$\rho_О = \frac{P_О}{V_{НО}} = \frac{7860 \cdot 0.74}{1.0} = 5816.4\ кг/м^3.$$

Дослідами встановлено, що продуктивність кульового млина змінюється наближено прямо пропорційно щільності подрібнювального середовища. Тоді буде мати місце така залежність

$$Q_О = \frac{Q_Р}{\rho_Р}\rho_О, \qquad (Д.10.2)$$

де Q_O – продуктивність кульового млина при однорозмірному молольному середовищі;

Q_P – продуктивність кульового млина при різнорозмірному молольному середовищі.

Якщо на даній руді при різнорозмірному молольному середовищі продуктивність кульового млина буде 170 т/год, то у випадку однорозмірного кульового завантаження вона зросте до 202,9 т/год, збільшившись в 1,19 разів. Це суттєве збільшення продуктивності і ним варто скористатись.

Слід також відмітити, що збільшення твердості подрібнювальних тіл і їх правильна геометрична форма також забезпечують деяке підвищення продуктивності кульового млина. Для цього необхідно використовувати міцні кулі, враховуючи те, що використання молольних куль п’ятої групи твердості не приводить до скорочення терміну роботи сталевих бронеплит.

При роботі кульових млинів відбувається розшарування кульового завантаження, яке залежить від швидкості обертання барабана, форми поверхні бронеплит і зчеплення куль і матеріалу з бронефутеровкою. Якщо в барабані, що обертається зі швидкістю n=0,85$n_{крит}$ або більше, встановити конусну бронефутеровку з гладкою поверхнею, то в такому кульовому млині можливе сортування молольних тіл (куль). При цьому більш крупні кулі завжди переміщуються до розвантажувального кінця барабана, відтісняючи дрібні до завантажувального. В поперечних перерізах барабана при високих швидкостях його обертання спостерігається чітке розшарування молольних тіл. Крупні кулі концентруються в середній частині завантаження. Дрібні кулі, що мають більшу швидкість при обертанні, зосереджуються у зовнішніх рядах. Крупні кулі не виходять на поверхню броньової футеровки, а як би перекочуються на шарах дрібних куль.

Дрібні кулі за цих умов руху кульового завантаження виходять на зовнішні ряди і, досягнувши броньової футеровки, як би покривають її шаром, перегороджуючи доступ крупним молольним тілам. При великих швидкостях крупні кулі, зосереджуючись всередині завантаження, пересуваються на поверхні дрібних молольних тіл до кінця барабана.

Розшарування мололльних тіл в поперечному перерізі барабана можливо пояснити тим, що центр маси малої кулі може бути ближче до внутрішньої стінки барабана млина, ніж центр маси великої кулі. В наслідок цього радіус обертання малих куль більший, а це означає більшу і швидкість порівняно з крупними кулями. Тому мала куля при обертанні барабана в наступних обертах піднімається вище і виявляється у зовнішньому шарі кульового завантаження. Більші ж кулі мають менші швидкості, піднімаються на меншу висоту і, відриваючись від бронефутеровки, залишаються в одному з внутрішніх шарів. В результаті великі кулі залишаються в середній частині завантаження і не змішуються з малими кулями у всій його масі.

Вміст кульового млина біля завантажувального кінця знаходиться на більш високій відмітці порівняно з розвантажувальним. При дозавантаженні різнорозмірних куль в замін спрацьованих це приводить до скочування вздовж схилу мололльних тіл. В процесі руху дрібні кулі легко провалюються між крупними і далеко не скочуються. Чим крупніші кулі, тим далі вони відкочуються. При цьому також відбувається перший етап поздовжньої сегрегації мололльних тіл.

Дрібні кулі, зосереджені біля завантажувального кінця барабана, спрацьовуються і стають ще меншими. Оскільки вони знаходяться зверху над іншими, на цих неперервно діє вектор сили, що прагне їх пересунути до розвантажувального кінця. В певній ситуації зовсім малі кулі можуть потрапити у незайнятий простір більш великих куль і залишити свою зону перебування. Далі цей процес при більш крупних кулях здійснюється легше і вони потрапляють у розвантаження млина. Це процес імовірнісний і точно його визначити не можливо. Найбільш точні результати може забезпечити контроль виходу цих тіл з кульового млина. Зрозуміло, ці мололльні елементи не виконали роботу, зв’язану з подрібненням руди і являють собою прямі втрати.

Рахуючи поздовжню сегрегацію мололльних тіл ідеальною, можливо визначити їх розташування вздовж барабана кульового млина. Довжина барабана млина МШЦ 4,5×6,0 складає 6 м. При загальному кульовому завантаженні 155,52 т (40% об’єму млина) питоме навантаження складає 25,92 т/м або 0,2592 т/см. Воно дозволяє визначити зони мололльного середовища кульового млина за

крупністю з залученням визначених мас куль різної крупності. Дані математичного моделювання приведені в табл.Д.10.2.

Таблиця Д.10.2

Характеристика зон розподілу мололього середовища за крупністю для кульового млина МШЦ 4,5×6,0 в усталеному режимі роботи

Діаметр куль, мм	10	20	30	40	50	60	70	80
Маса куль, т	3,67	9,93	19,44	32,0	27,16	29,03	19,44	14,85
Довжина барабана, яку займають кулі даного розміру, см	14,6	38,31	75,00	123,46	104,78	112,00	75,00	57,29
Половина діапазону, зайнятого кулями одного розміру, см	7,08	19,15	37,50	61,73	52,39	56,00	37,50	28,65
Відстань від завантажувального кінця до середини діапазону, см	7,08	33,31	89,96	189,19	303,31	411,7	505,2	571,35

З даних табл.Д.10.2 слідує, що у кульовому млині вздовж барабана створюються зони мололього середовища з наближено однаковою крупністю куль. Найбільш широкі зони відповідають кулям з середнім діаметром 40 мм, 50 мм і 60 мм. Ці зони наближено мають однакову довжину, в них крупність куль знаходиться в межах 35…45 мм, 45…55 мм, 55…65 мм. Вони розташовані в середній частині барабана млина. Граничні зони на кінцях барабана в сумі мають наближено таку ж довжину, але складену з дрібних куль на завантажувальному та з крупних куль на розвантажувальному кінцях. Даний розподіл куль вздовж барабана млина підтверджено експериментально на діючих кульових млинах. Звукометричний сигнал при установці приймального пристрою в цих зонах суттєво змінював свої характеристики. Це можливо пояснити лише тим, що в конкретній зоні вздовж барабана млина розташовані різні за розміром кулі і певний за крупністю склад руди, оскільки загальне завантаження вихідного живлення стабілізувалося, а його крупність контролювалася і була практично незмінною.

Отже, розташувавши оптимальне кульове завантаження млина окремими ділянками зі зростаючою крупністю від завантажувальної до розвантажувальної горловини за допомогою спеціальної футеровки, можливо підвищити енергетичну ефективність подрібнення руд до 77%.

Додаток Д.11

Перевірка запропонованого кульового завантаження млина МШЦ 4,5×6,0 на оптимальність

Відомо, що існує певне оптимальне співвідношення між крупністю подрібнювального середовища і подрібнюваним матеріалом. Цю закономірність подрібнення автори роботи сформулювали таким чином: витрата енергії на подрібнення матеріалу прямо пропорціональна гранулометричному параметру завантаження або відношенню заново створених поверхонь подрібнюваної руди і подрібнювального середовищ. При цьому гранулометричний параметр завантаження в кожну мить часу визначається при кульовому подрібненні як відношення середньозваженого діаметра куль до середньозваженого діаметра часток подрібнюваного матеріалу. Значення оптимального гранулометричного параметра в загальному випадку буде залежати від співвідношення діаметра пор в кульовому середовищі і розміру часток подрібнюваного матеріалу. Середній діаметр пор подрібнювального середовища можливо визначити за формулою

$$d_П = kD_{КС} \big/ P_П^{0,6}\,, \qquad (Д.11.1)$$

де k – постійний коефіцієнт;

$D_{КС}$ – середньозважений діаметр тіл подрібнювального середовища, м;

$P_П$ – гранулометричний параметр подрібнювального середовища.

Для однорозмірного подрібнювального середовища $P_П$=1, $d_П$=$kD_{КС}$. Оптимальне відношення діаметра тіл подрібнювального середовища до середньозваженого діаметра часток дробленої руди, як встановлено, дорівнює $D_{КС}/d_{СЗ}$=10, $d_П/d_{СЗ}$=10k, де $d_{СЗ}$ – середньозважений діаметр часток подрібненої руди. Для різнорозмірного кульового середовища ці параметри повинні залишатися такими ж оптимальними.

Перевіримо на оптимальність отримане кульове завантаження. В основу покладемо дані, отримані в промисловому експерименті. Значення середньозважених розмірів вихідної і подрібненої руди в чотирьох експериментах приведені в табл.Д.11.1. Насамперед за даними табл.Д.10.2 визначимо

середньозважений діаметр запропонованого кульового завантаження млина МШЦ 4,5×6,0. Він дорівнює $D_{КС}$=49,8142 мм. Оскільки кульове завантаження млина в процесі роботи підтримується автоматично, $D_{КС}$ буде незмінною величиною. З даних табл.Д.11.1 видно, що середньозважений розмір шматків руди у вихідному живленні змінюється в значних межах. В значних межах змінюється як середньозважений розмір часток руди у розвантаженні млина, так і середнє значення середньозважених часток руди у барабані. При подрібненні різної руди в кульовому млині параметр $D_{КС}/d_{СЗ}$ змінюється в певних межах, але суттєво не відхиляється від оптимального значення 10. Осереднене значення параметра дорівнює 10,2185, що незначно відхилене від оптимального значення. Те ж можливо сказати і про параметр $d_{П}/d_{СЗ}$, якщо вважати, що кулі представлені одним розміром $D_{КС}$=49,8142 мм. Тому можливо стверджувати, що запропоноване кульове завантаження млина МШЦ 4,5×6,0 є оптимальним.

Таблиця Д.11.1

Значення середньозважених розмірів вихідної і подрібненої руди та показників $D_{КС}/d_{СЗ}$ і $d_{П}/d_{СЗ}$, отриманих в промислових експериментах

Середньозважений розмір шматків руди у вихідному живленні кульового млина, мм	10,1	9,74	7,97	8,51
Середньозважений розмір часток руди у розвантаженні кульового млина, мм	0,581	0,578	0,962	0,769
Середнє значення середньозважених часток руди у барабані кульового млина, мм	5,340	5,159	4,466	4,640
Значення параметра $D_{КС}/d_{СЗ}$	9,327	9,656	11,155	10,737
Значення параметра $d_{П}/d_{СЗ}$	9,327k	9,656k	11,155k	10,737k

Таким чином, можливо стверджувати, що запропоноване кульове завантаження млина МШЦ 4,5×6,0 є оптимальним, оскільки оптимальне відношення діаметра тіл подрібнювального середовища до середньозваженого діаметра часток дробленої руди дорівнює 10.

Додаток Д.12

Аналіз підходів стабілізації оптимального складу кульового завантаження млина в першій стадії подрібнення руди

Спрацювання куль при подрібненні конкретного технологічного різнотипну руди на конкретному кульовому млині з оптимальним кульовим завантаженням можливо знаходити за методикою В.А. Олевського. При цьому визначають спрацювання куль за добу у кульовому млині ΔG та спрацювання куль за добу у кожному класі їх крупності, яких буде чотири. Це будуть спрацювання ΔG_1, ΔG_2, ΔG_3 і ΔG_4 відповідно кожному класу крупності. Віднісши ці дані до кількості $Q_П$ переробленої за добу руди визначають питомі втрати кульової сталі на подрібнення однієї тони руди, тобто $\Delta q=\Delta G/Q_П$, кг/т; $\Delta q_1=\Delta G_1/Q_П$; $\Delta q_2=\Delta G_2/Q_П$; $\Delta q_3=\Delta G_3/Q_П$; $\Delta q_4=\Delta G_4/Q_П$.

Такі експерименти необхідно провести на найбільшій, середній і найменших крупностях даного технологічного різнотипну руди. Їх можливо виконувати на заздалегідь підготовленій руді різної крупності або провести експерименти кілька разів впродовж доби з фіксуванням приладами середньої крупності подрібнюваної руди. За результатами експериментів знайти залежності $\Delta q=\Delta G/Q_П$ при різних середніх крупностях руди. За цими експериментальними даними побудувати залежність $\Delta q=f(d_П)$. Середнє значення спрацювання куль буде достатньо добре представляти процес і за окремими складовими крупності, залежності будуть базовими, незмінними в часі для даного технологічного різнотипу руди.

Вони дозволяють знайти кількість довантажуваних у кульовий млин різнорозмірних тіл за певний проміжок роботи. Для цього встановлюють певну кількість переробленої руди $Q_П$ і фіксують за цей проміжок середньозважену крупність руди $d_П$, яка направлена на подрібнення. За відомою залежністю $\Delta q=f(d_П)$ знаходимо відповідно отриманому значенню $d_П$ показник $\Delta q_П$, що характеризує даний проміжок роботи. Визначаємо масу спрацювання куль за даний проміжок роботи за залежністю

$$\Delta G_П = \Delta q_П \cdot Q_П . \qquad (Д.12.1)$$

Знайдене значення $\Delta G_П$ повинно заміститися масою різнорозмірних куль, які необхідно довантажити в млин.

З іншого боку, параметр $\Delta G_П$ можливо подати у вигляді залежності

$$\Delta G = n_ц \left(P_{к1} \cdot k_{р1} + P_{к2} \cdot k_{р2} + P_{к3} \cdot k_{р3} + P_{к4} \cdot k_{р4} \right), \quad (Д.12.2)$$

де $n_ц$ – кількість циклів завантаження куль у їх разовому поєднанні;

$P_{к1}$, $P_{к2}$, $P_{к3}$, $P_{к4}$ – відповідно маса різнорозмірних куль у дозавантаженні;

$k_{р1}$, $k_{р2}$, $k_{р3}$, $k_{р4}$ – частка вмісту куль різного розміру в довантаженні.

Вираз (Д.12.2) за відомими параметрами ΔG, $P_{кі}$ і $k_{рі}$ дозволяє визначити кількість циклів $n_ц$ завантаження куль у млин

$$\Delta G = n_ц \left(P_{к1} \cdot k_{р1} + P_{к2} \cdot k_{р2} + P_{к3} \cdot k_{р3} + P_{к4} \cdot k_{р4} \right). \quad (Д.12.3)$$

За відомим $n_ц$ можливо визначити масу куль різного розміру в довантаженні млина

$$P_{11} = P_{к1} \cdot k_{р1} \cdot n_ц, \quad (Д.12.4)$$

$$P_{21} = P_{к2} \cdot k_{р2} \cdot n_ц, \quad (Д.12.5)$$

$$P_{31} = P_{к3} \cdot k_{р3} \cdot n_ц, \quad (Д.12.6)$$

$$P_{41} = P_{к4} \cdot k_{р4} \cdot n_ц. \quad (Д.12.7)$$

Кількість куль різних розмірів, які необхідно довантажити в млин на заміну спрацьованого за даний проміжок роботи кульового завантаження дорівнює

$$n_{11} = P_1 / P_{к1} + \Delta P_1 / P_{к1} = n_{110} + \Delta P_1 / P_{к1}, \quad (Д.12.8)$$

$$n_{21} = P_2 / P_{к2} + \Delta P_2 / P_{к2} = n_{210} + \Delta P_2 / P_{к2}, \quad (Д.12.9)$$

$$n_{31} = P_3 / P_{к3} + \Delta P_3 / P_{к3} = n_{310} + \Delta P_3 / P_{к3}, \quad (Д.12.10)$$

$$n_{41} = P_4 / P_{к4} + \Delta P_4 / P_{к4} = n_{410} + \Delta P_4 / P_{к4}. \quad (Д.12.11)$$

де n_{110}, n_{210}, n_{310}, n_{410} – кількість повних різнорозмірних куль, які довантажуються у млин;

$\Delta P_1/P_{к1}$, $\Delta P_2/P_{к2}$, $\Delta P_3/P_{к3}$, $\Delta P_4/P_{к4}$ – частки неповних різнорозмірних куль.

Визначаючи спрацювання футеровки і куль при подрібненні руди знаходимо залежність

$$\Delta q_{фi} = K_{фi} \cdot \Delta q_i, \qquad (Д.12.12)$$

де $\Delta q_{фi}$ – питоме спрацювання футеровки при подрібненні руди певної крупності;

$K_{фi}$ – коефіцієнт, що зв'язує питоме спрацювання футеровки з питомим спрацюванням куль при різній крупності руди.

Зрозуміло, що залежність (Д.12.12) зв'язує дані параметри при зміні середньозваженої крупності руди. За цими даними необхідно побудувати залежність $K_ф=f(d_П)$.

Методика В.А.Олевського достатньо складна і вимагає багато витрат праці, тому нею практично не користуються у виробництві. Практикою збагачення руд вироблено кілька способів довантаження куль в барабан млина на заміну спрацьованих. Найпершими були наступні: довантаження пропорційно кількості завантаженої руди; рівномірне довантаження куль в часі роботи технологічного агрегату; довантаження пропорційно сумарному завантаженню рудою та пісками. Недоліком перших двох способів є те, що вони не враховують різної витрати подрібнюючого середовища на здрібнення вихідного матеріалу змінного гранулометричного складу, подрібнюваності та переходу з однієї крупності на іншу готового продукту. Основним недоліком таких пристроїв є довантаження куль незалежно від степені зносу подрібнюючого середовища і футеровки. Третій спосіб довантаження куль має практично ті ж недоліки.

Для підтримання незмінної маси млина запропоновано спосіб довантаження куль пропорційно зносу куль і футеровки. Це можливо при подрібненні руд, які не містять феромагнітних компонентів. На виході з млина встановлюють датчик феромагнітної фракції; який формує сигнал, пропорційний кількості металу, що виходить з технологічного процесу в одиницю часу. Він характеризує степінь спрацювання подрібнюючого середовища і футеровки. Такий підхід не отримав розповсюдження на практиці в наслідок складності контролю такого параметра.

Згодом були запропоновані пристрої довантаження куль засновані на вимірюванні активного струму приводного електродвигуна млина. Потім

запропоновані пристрої довантаження куль відповідно споживаній активній потужності. Такі вимірювання базуються на тому, що у кульовому млині споживана потужність значно слабкіше залежить від об'ємного заповнення барабана рудою порівняно з сильним впливом завантаження кулями. Однак поряд з кулями вагомий вплив на вимірюваний параметр здійснюють і інші фактори – завантаження рудою, кульовий склад, стан спрацювання футеровки та інші. Суттєвий вплив на вимірюваний параметр здійснюють також і стан електродвигуна привода млина, редуктора, підшипників кульового млина та інші фактори. Разом з тим слід мати на увазі, що стрімке зниження споживаної активної потужності млина частіше всього свідчить про його технологічне перевантаження.

В останній час для оцінювання стану кульового завантаження кульових млинів запропоновано використовувати крутний момент приводу з використанням DEM (Discrete element method)-моделювання. Однак аналіз показує, що крутний момент має всі ті ж вади, що і вимірювана активна потужність.

Питома витрата куль на 1 т готового продукту залежить від фізико-механічних властивостей подрібнюваного матеріалу, необхідної крупності подрібнення, крупності вихідного живлення та якості подрібнюючого середовища. Якщо подрібнююче середовище не змінюється, технологічний різнотип руди обрано певний, то питома витрата куль при незмінній крупності вихідного живлення також буде незмінною не залежно відносимо її до одиниці енергії чи тони подрібненої руди. Якщо таке співвідношення розглядати до тони подрібненої руди, то необхідно враховувати її вихідну крупність. Враховуючи такий стан, необхідно реалізувати запропонований більш ефективний підхід стабілізації кульового завантаження млина за корисно витраченою енергією.

Отже, відомі підходи підтримання заданого кульового завантаження в млинах не відповідають технологічним вимогам. Тому розв'язати таку задачу можливо реалізацією запропонованого більш ефективного підходу стабілізації кульового завантаження за корисно витраченою енергією, яка враховує всі показники процесу подрібнення руди і на неї не впливають збурюючі фактори, які роблять таку операцію нездійсненною.

Додаток Д.13

Теоретичне дослідження стабілізації оптимального складу кульового завантаження млина при енергоефективному інваріантному керуванні подрібненням руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

Будемо рахувати, що кульове завантаження млина на заданому рівні підтримується автоматично. Тоді на продуктивність кульового млина буде впливати спрацювання футеровки. Дослідження проведемо на прикладі кульового млина МШЦ 4,5х6,0. У нього внутрішній діаметр барабана без футеровки D=4,5 м, а довжина L=6,0 м. Футеровка товщиною 150 мм при роботі спрацьовується на 100 мм. Тоді початковий діаметр барабана з незношеною футеровкою складає $D_П$=4,2 м. Кінцеве значення внутрішнього діаметра барабана буде $D_К$=4,4 м. Кульове завантаження для цього млина звичайно приймають на рівні φ=0,4.

Продуктивність кульового млина дорівнює

$$Q_{РМ} = cD^{2.5}L\text{, т/год} \qquad \text{(Д.13.1)}$$

де D – внутрішній діаметр барабана млина;

L – довжина барабана млина;

c – коефіцієнт, що дорівнює $c=ЄK$.

Параметр $Є$ дорівнює

$$Є = \frac{k_П}{\left(\frac{1}{d_{СЗ}} - \frac{1}{D_{СЗ}}\right)\frac{6}{\delta_Т}}, \qquad \text{(Д.13.2)}$$

де $k_П$ – коефіцієнт подрібнюваності руди;

$d_{СЗ}$ і $D_{СЗ}$ – відповідно середні діаметри подрібненого продукту та шматків вихідного матеріалу;

$\delta_Т$ – густина подрібнюваного матеріалу.

За певних технологічних умов параметр $Є$ буде незмінною величиною. Якщо буде подрібнюватись руда певного технологічного різнотипну, то $k_П$, $\delta_Т$, $d_{СЗ}$ – будуть незмінними, а $D_{СЗ}$ може змінюватись і буде перешкодою.

Коефіцієнт K у виразі $c = \text{Є}K$ зв'язаний з енергетикою подрібнення руди. Будемо рахувати режим роботи кульового млина наближеним до каскадного. Тоді коефіцієнт K в (Д.13.1) визначається залежністю

$$K = 3{,}63\gamma_K \psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \qquad (Д.13.3)$$

де γ_K – об'ємна вага куль, т/м^3;

Ψ – ступінь швидкості обертання барабана;

Ω і Θ – кути, що визначають положення кульового завантаження в барабані.

Розглянемо більш детально параметри, що входять до виразу (Д.13.3). Коефіцієнт K в (Д.13.1) буде змінюватися, оскільки при спрацюванні футеровки збільшується внутрішній діаметр D барабана і змінюється ступінь заповнення його кулями φ, що впливатиме на параметри Ω, Θ і Ψ. Виразимо Ω, Θ і Ψ через ці змінні.

Ступінь швидкості обертання барабана млина виражається залежністю

$$n = \psi n_{кр}, \qquad (Д.13.4)$$

де n – швидкість обертання барабана млина;

$n_{кр}$ – критичне значення швидкості обертання барабана млина, яке дорівнює $n_{кр}$=42,3/$\sqrt{D}$, об/хв.

З залежності (Д.13.4) витікає, що при зміні значення внутрішнього діаметра D барабана млина змінюється $n_{кр}$. При цьому відповідно (Д.13.4) необхідно скоректувати швидкість обертання барабана млина, однак на практиці його не змінюють, виходячи зі складності і вартості розв'язання цієї задачі. При середньому значенні діаметра D=2,3 м $n_{кр}$=20,4 об/хв. При граничних значеннях діаметра 4,2 м і 4,4 м $n_{кр}$ відповідно складе 20,64 об/хв і 20,166 об/хв. Відхилення при цьому незначні і відповідно дорівнюють +1,1765% і -1,1471%. Це невеликі відхилення і вони суттєво не вплинуть на процес подрібнення руди. З іншого боку, якщо n=const, то відповідно залежності (Д.13.4) при зміні $n_{кр}$ повинен змінитись параметр Ψ. Тобто, $\Psi = n/n_{кр}$, де $n_{кр}$ параметр, що змінюється відповідно зростанню D. В процесі моделювання зміни внутрішнього діаметра кульового млина, критичної швидкості його обертання і параметра Ψ з наступною

процедурою апроксимування залежності в середовищі Microsoft Excel отримано рівняння

$$\psi = 0{,}0881D + 0{,}3801, \qquad (Д.13.5)$$

яке дозволяє знаходити параметр Ψ при зміні діаметра барабана.

Розглянемо значення кута Ω, що характеризує кульове завантаження. Ступінь заповнення барабана кулями φ розглянемо в площині нормального перерізу барабана зображеного на рис.Д.13.1.

Положення кульового завантаження характеризується сегментом *ABD*. Кут Ω визначає його стан. Висота трикутника *OCB* дорівнює

$$OC = R\cos\frac{\Omega}{2}, \qquad (Д.13.6)$$

а основа

$$CB = R\sin\frac{\Omega}{2}, \qquad (Д.13.7)$$

де R – радіус барабана.

Площа трикутника *OCB* дорівнює $\frac{1}{2}R^2\sin\frac{\Omega}{2}\cdot\cos\frac{\Omega}{2}$, а трикутника *OAB*

$$S_T = R^2\sin\frac{\Omega}{2}\cdot\cos\frac{\Omega}{2}. \qquad (Д.13.8)$$

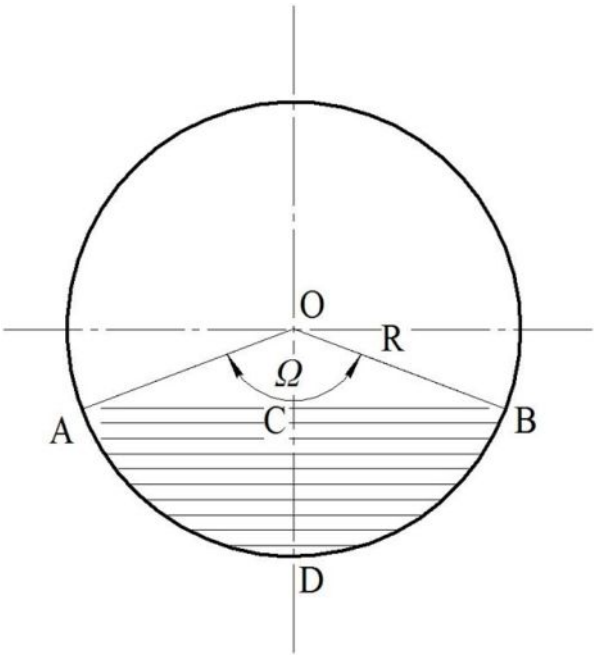


Рис. Д.13.1. Нормальний переріз барабана кульового млина в зупиненому стані

Площа сектора *OADB* дорівнює

$$S_C = \frac{\pi R^2\Omega}{360}, \qquad (Д.13.9)$$

де кут Ω в градусах.

Площа кульового завантаження (сегмента *ACBD*) дорівнює

$$S_{КЗ} = \frac{\pi R^2\Omega}{360} - R^2\sin\frac{\Omega}{2}\cdot\cos\frac{\Omega}{2}. \qquad (Д.13.10)$$

Виразимо площу кульового завантаження через параметр φ, вона буде дорівнювати $S_{КЗ} = \varphi\pi R^2$. З врахуванням цього рівняння (Д.13.10) прийме вигляд

$$\pi\varphi R^2 = \frac{\pi R^2 \Omega}{360} - R^2 \sin\frac{\Omega}{2}\cdot\cos\frac{\Omega}{2}. \qquad (Д.13.11)$$

Після скорочення на R^2 (Д.13.11) запишемо у вигляді

$$\pi\varphi = \frac{\pi\Omega}{360} - \sin\frac{\Omega}{2}\cdot\cos\frac{\Omega}{2} \qquad (Д.13.12)$$

або

$$\sin\frac{\Omega}{2}\cdot\cos\frac{\Omega}{2} = \pi\left(\frac{\Omega}{360} - \varphi\right). \qquad (Д.13.13)$$

Помноживши ліву і праву частини виразу (Д.13.13) на 2 і спростивши ліву частину, запишемо

$$\sin\Omega = 2\pi\left(\frac{\Omega}{360} - \varphi\right). \qquad (Д.13.14)$$

Параметр φ з (Д.13.14) буде дорівнювати

$$\varphi = \frac{\Omega}{360} - \frac{\sin\Omega}{2\pi}. \qquad (Д.13.15)$$

В рівнянні (Д.13.15) кут Ω може змінюватись від певного значення, наприклад 120°, до найбільшого значення 180°. Знайдемо за (Д.13.15) графічну залежність і апроксимуємо її аналітичним виразом використавши середовище Microsoft Excel. Використовуючи отриману залежність, побудуємо графік і апроксимуємо його в тому ж середовищі. При цьому рівняння буде мати наступний вигляд

$$\Omega = 190°11'\varphi + 85°25'. \qquad (Д.13.16)$$

Дане рівняння дозволяє визначати кут стану кульового середовища в барабані млина при зміні ступені заповнення його об’єму кулями в частках одиниці φ.

Можливо допустити, що коефіцієнт тертя в кульовому млині підтримується на рівні 0,4, який звичайно приймається. У використаній роботі приводяться теоретичні значення кута Θ для різних φ і Ψ при такому значенні коефіцієнта тертя. Рахуючи практично лінійною зміну параметрів кульового млина при різних φ в невеликих межах зміни Ψ, наприклад в діапазоні Ψ=70…80%, отримано масив даних, що характеризують поворот кульового

завантаження технологічного агрегату при його роботі в умовах спрацювання футеровки. Дані приведені в табл.Д.13.1.

Обробляючи отримані в табл.Д.13.1 дані методом множинної кореляції за допомогою програмного забезпечення Microsoft Excel отримано рівняння

$$\Theta^\circ = 2{,}606358D + 30{,}41889\varphi + 17{,}15829^\circ, \qquad \text{(Д.13.17)}$$

яке дозволяє визначати поворот кульового завантаження при подрібненні руди в умовах спрацювання футеровки.

Підставимо значення параметрів з залежностей (Д.13.15), (Д.13.16) і (Д.13.17) в формулу (Д.13.3) і отримаємо

$$K = 3{,}63\gamma\left(0{,}0881D + 0{,}3801\right)\sin^3\frac{1}{2}\left(190^\circ 11'\varphi + 85^\circ 25'\right)\sin\left(2{,}606358D + \right.$$
$$\left. + 30{,}41889\varphi + 17{,}15829^\circ\right). \qquad \text{(Д.13.18)}$$

Таблиця Д.13.1

Масив даних, що характеризують поворот кульового завантаження млина в умовах спрацювання футеровки

D, м	Ψ, частка одиниці	Ψ, %	Θ, °	φ, частка одиниці	Θ, °	φ, частка одиниці	Θ, °	φ, частка одиниці
4,20	0,75	75,0	37°18′	0,3	40°15′	0,4	43°18′	0,5
4,24	0,7536	75,36	37°24′	0,3	40°21′	0,4	43°25′	0,5
4,28	0,7571	75,71	37°28′	0,3	40°27′	0,4	43°32′	0,5
4,32	0,7606	76,06	37°34′	0,3	40°33′	0,4	43°39′	0,5
4,36	0,7642	76,42	37°39′	0,3	40°39′	0,4	43°46′	0,5
4,40	0,7676	76,76	37°44′	0,3	40°45′	0,4	43°53′	0,5

Отриманий вираз (Д.13.18) являє собою статичну математичну модель коефіцієнта K, який зв'язаний з енергетикою млина, і впливає на його продуктивність в процесі спрацювання футеровки.

В залежності (Д.13.18) об'ємна вага куль може визначатись з коефіцієнтом 0,62, оскільки в млин добавляються різнорозмірні молольні тіла. Тобто, γ=7,8·0,62=4,836т/м^3. При неспрацьованій футеровці $D_П$=4,2 м. Площа поперечного перерізу барабана $S_{бп}$=0,785·$D_П^2$=13,8474 м^2. Площа зайнята кулями при φ=0,4 дорівнює $S_{зк}$=5,53896 м^2. Вона не буде змінюватись, оскільки кількість куль залишається незмінною в умовах автоматичного поповнення при їх

спрацюванні. При спрацюванні футеровки буде збільшуватись внутрішній діаметр барабана, а в ньому зменшуватись φ як відношення $S_{зк}=const$ до площі нормального перерізу барабана, яка зростає. Промоделюємо за допомогою персонального комп'ютера зміну коефіцієнта K (Д.13.18) при спрацюванні футеровки кульового млина МШЦ 4,5х6,0 на 100 мм. Дані моделювання занесемо до табл.Д.13.2.

З даних табл.Д.13.2 видно, що продуктивність кульового млина стосовно зміни коефіцієнта K при зростанні внутрішнього діаметра барабана і в наслідок цього зменшення φ буде зменшуватись. Це зменшення складає 2,23% відносно початкової продуктивності технологічного агрегату або 1,115% за весь період використання футеровки сім місяців, що складає більше 9000 тон неперероблені руди.

Таблиця Д.13.2

Значення коефіцієнта K при спрацюванні футеровки кульового млина МШЦ 4,5х6,0 на 100 мм

Діаметр барабана млина D, м	Степінь заповнення об'єму барабана млина кулями в частках одиниці φ	Коефіцієнт K
4,20	0,4	8,1840
4,24	0,3925	8,1499
4,28	0,3852	8,1141
4,30	0,3816	8,0955
4,32	0,3781	8,0772
4,36	0,3712	8,0395
4,40	0,3645	8,0013

Промоделюємо за допомогою персонального комп'ютера зміну коефіцієнта K (Д.13.18) при спрацюванні футеровки кульового млина МШЦ 4,5х6,0 на 100 мм за умов автоматичного поповнення кульового завантаження при спрацюванні футеровки до стану, коли φ=0,4=const. Дані моделювання занесемо до табл.Д.13.3.

Таблиця Д.13.3

Значення коефіцієнта *К* при спрацюванні футеровки кульового млина МШЦ 4,5х6,0 на 100 мм і поповнення куль до стану φ=0,4

Діаметр барабана млина *D*, м	Степінь заповнення об'єму барабана млина кулями в частках одиниці при доповненні молольних тіл до стану $\varphi=const$=0,4	Коефіцієнт *К*
4,20	0,4	8,1841
4,24	0,4	8,2402
4,28	0,4	8,2964
4,30	0,4	8,3246
4,32	0,4	8,3528
4,36	0,4	8,4093
4,40	0,4	8,4656

З даних табл.Д.13.3 витікає, що при спрацюванні футеровки в межах 0…100 мм значення коефіцієнта *К* зростає, збільшується і продуктивність кульового млина. Зростання продуктивності відбувається на 3,4389%, тобто 3,44%. Оскільки це суттєве збільшення продуктивності, що в середньому складає 1,72%, варто виконувати автоматичне керування довантаженням куль у кульові млини першої стадії подрібнення руди на заміну спрацьованої футеровки, що за час її використання забезпечить додаткове подрібнення більше, ніж на 14 тис. тон вихідної руди.

Теоретично обґрунтуємо умови компенсації кулями спрацьованої футеровки млина. Розглянемо положення кульового завантаження в нормальних поперечних перерізах барабана при початковій і спрацьованій футеровці, які показані на рис.Д.13.2. Ступінь заповнення об'єму барабана млина кулями $\varphi=S_1'/S_1$, де S_1' – площа перерізу зайнята кулями; S_1 – загальна площа поперечного перерізу млина в початковому стані футеровки (рис.Д.13.2, а). Ступінь заповнення об'єму барабана млина кулями при спрацюванні футеровки (рис.Д.13.2, б)) $\varphi=S_2'/S_2$, де використані ті ж позначення.

На рис.Д.13.2,б площа S_2' крім площі S_1' включає ще частину кільця, створеного спрацьованою футеровкою.

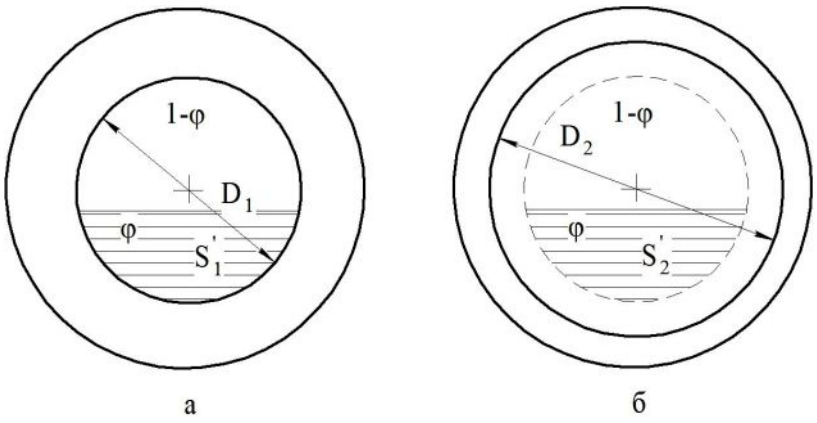


Рис.Д.13.2. Положення кульового завантаження млина в нормальних поперечних перерізах барабана при початковій (а) і спрацьованій (б) футеровці

Площа кільця, створеного при спрацюванні футеровки (рис.Д.13.2, б) дорівнює

$$S_K = \frac{\pi D_2^2}{4} - \frac{\pi D_1^2}{4} = \frac{\pi}{4}\left(D_2^2 - D_1^2\right). \qquad (Д.13.19)$$

Площа частини кільця, що входить до S_2' дорівнює

$$\Delta S_K = S_2' - S_1' = \frac{\pi D_2^2}{4}\varphi - \frac{\pi D_1^2}{4}\varphi = \frac{\pi}{4}\varphi\left(D_2^2 - D_1^2\right). \qquad (Д.13.20)$$

Частка ΔS_K в кільці S_K буде дорівнювати відношенню цих площ

$$Ч_{S_K} = \Delta S_K / S_K = \varphi\,. \qquad (Д.13.21)$$

Отже, тут витримується співвідношення між загальними площами і площами, створеними при спрацюванні футеровки.

Величина ΔS_K визначає площу в поперечному перерізі барабана, яка повинна бути зайнята кулями при спрацюванні футеровки. Додатково створений при спрацюванні футеровки об'єм буде заповнюватись різнорозмірними кулями, тому коефіцієнт заповнення слід приймати на рівні 0,62. З врахуванням цього об'єм, який повинен бути заповнений кулями при спрацюванні футеровки (об'єм куль), буде дорівнювати

$$V_{gк\,ф} = 0{,}62\frac{\pi}{4}\varphi\left(D_2^2 - D_1^2\right)L\,. \qquad (Д.13.22)$$

де L – довжина барабана млина.

В залежності (Д.13.22) параметр φ є незмінною величиною, яка прийнята при експлуатації кульового млина, наприклад φ=0,4, а D_1 і L – конструктивними

сталими. Тому вимірюючи товщину футеровки, можливо знаходити діаметр D_2 барабана при її спрацюванні і знаходити об'єм різнорозмірних куль, які необхідно додати в технологічний агрегат на заміну спрацьованої футеровки. Отже, залежність (Д.13.22) являє собою математичну модель для визначення віртуальних прогностичних оцінок об'єму різнорозмірного кульового завантаження при спрацюванні футеровки.

Залежність (Д.13.22) використати безпосередньо не можливо, якщо не вимірюється діаметр барабана D_2. Тому скористаємося залежністю (Д.12.12). Визначивши за виміряним $d_П$ відповідно $K_ф=f(d_П)$ значення $K_ф$, за залежністю (Д.12.12) $\Delta q_ф= K_ф\cdot\Delta q$ знаходимо питому витрату футеровки при перероблених $Q_П$ тонах руди, тобто маса спрацювання футеровки за даний проміжок роботи буде

$$\Delta G_ф = \Delta q_ф \cdot Q_n . \qquad (Д.13.23)$$

Отриману масу $\Delta G_ф$ спрацювання футеровки необхідно також замінити кулями і довантажити в млин. Це можливо здійснити за формулами (Д.12.2)…(Д.12.11).

Видалений з млина скрап також підлягає заміні різнорозмірними кулями, які необхідно додати в кульовий млин. При цьому датчик маси скрапу сформує сигнал ΔG_c. Далі обробка цього параметра відбувається за розглянутою вже процедурою. Загальна сума повних куль підлягає довантаженню у кульовий млин. Залишки неповних куль в наступних циклах об'єднуються і цілі значення також додаються у млин. При цьому члени, що відповідають неповним кулям, запам'ятовуються і враховуються в наступному проміжку роботи млина.

Отже, при спрацюванні футеровки продуктивність млина зменшується до 2,23%, що приводить до недоподрібнення більше 9 тисяч тон руди. За умов автоматичного поповнення кульового завантаження на заміну зношеного футерувального матеріалу до стану вихідного значення молольного середовища, наприклад φ=0,4, продуктивність за термін експлуатації футеровки зростає до 3,5%, що забезпечує додаткове подрібнення 14 тисяч тон вихідної руди, що в цілому складає 23 тисячі тон вихідної руди і відповідає збільшенню продуктивності млина на 2,85%.

Додаток Д.14

Реалізація запропонованої математичної моделі визначення корисно витраченої енергії на подрібнення руди в кульовому млині

Запропонована математична модель визначення величини корисно витраченої енергії на подрібнення руди в кульовому млині

$$E = 1{,}33154 \cdot 10^{-6}\left(\frac{1}{d_{СГ}} - \frac{1}{D_{СГ}}\right)Q \text{, кВт·год}$$

дозволяє дещо спростити підхід довантаження куль. Корисно витрачена енергія на подрібнення руди передбачає певне спрацювання куль в даному процесі. Тут не має особливого значення з якої і до якої крупності дробити матеріал, важливо виконати певну роботу в якій буде конкретне спрацювання куль. Зрозуміло, чим крупніший буде продукт і чим до меншого розміру його необхідно здрібнити, чим більше його буде, тим більшими будуть витрачена енергія і спрацювання куль. Корисно витрачена енергія на процес подрібнення руди не залежить від параметрів крупності матеріалу. Відомо, що спрацювання куль залежить від їх розміру.

Використовуючи енергетичний параметр, в експерименті спрацювання куль можливо визначати за добу. При цьому необхідно кульовий млин з нормативним різнорозмірним кульовим завантаженням і новою футеровкою завантажувати певним технологічним різнотипом руди встановленої крупності впродовж доби, витримуючи задане розрідження пульпи. Потім знайти загальну масу пустого барабана, кульового завантаження і масу куль різного розміру. Використовуючи значення цих мас до експерименту, визначити спрацювання куль, футеровки і подрібнюючих тіл у кожному класі крупності – ΔG_E, $\Delta G_ф$, ΔG_{E1}, ΔG_{E2}, ΔG_{E3} і ΔG_{E4}. Віднісши ці дані до кількості E витраченої енергії визначають питомі втрати кульового матеріалу на 1 кВт·г корисно затраченої енергії, отримуючи конкретні дані – $\Delta q_K=\Delta G_E/E$, $\Delta q_ф=\Delta G_ф/E$, $\Delta q_{E1}=\Delta G_{E1}/E$, $\Delta q_{E2}=\Delta G_{E2}/E$, $\Delta q_{E3}=\Delta G_{E3}/E$, $\Delta q_{E4}=\Delta G_{E4}/E$. Визначені питомі втрати кульового матеріалу і матеріалу футеровки будуть незмінними в процесі експлуатації, якщо не

змінювати технологічний різнотип руди та матеріали і технологію виготовлення куль і футеровки. Відомо, що спрацювання футеровки млина залежить від крупності куль, однак в умовах стабілізації мололього середовища вона змінюватись не буде. Тому параметр $\Delta q_ф$ також буде постійним.

Як встановлено, кулі в млин додавати бажано достатньо часто, наприклад через одну годину. Зручно їх додавати після завантаження певної кількості вихідної руди у кульовий млин, наприклад після 165 т, що наближено відповідає роботі технологічного агрегату впродовж однієї години. Разом з початком відліку маси руди, що завантажується у кульовий млин, необхідно здійснювати відлік середньозваженого розміру вихідної руди і розвантаження кульового млина. Відліки припиняють за сигналом конвеєрних вагів при досягненні 165 т. За кількістю виконаних вимірів знаходять осереднені значення d_{CP} розвантаження кульового млина і D_{CP} вихідної руди. Відповідно запропонованій математичній моделі за d_{CP}, D_{CP} і Q_3 знаходять кількість корисно витраченої енергії на подрібнення $Q_3 \approx 165$ т руди з d_{CP} і D_{CP}. Потім визначають масу спрацьованих куль

$$\Delta G_E = \Delta q_K \cdot E \qquad \text{(Д.14.1)}$$

та їх спрацювання за розмірами

$$\Delta G_{E1} = \Delta q_{E1} \cdot E, \qquad \text{(Д.14.2)}$$

$$\Delta G_{E2} = \Delta q_{E2} \cdot E, \qquad \text{(Д.14.3)}$$

$$\Delta G_{E3} = \Delta q_{E3} \cdot E, \qquad \text{(Д.14.4)}$$

$$\Delta G_{E4} = \Delta q_{E4} \cdot E. \qquad \text{(Д.14.5)}$$

Аналогічно знаходять масу спрацьованої футеровки

$$\Delta G_ф = \Delta q_ф \cdot E. \qquad \text{(Д.14.6)}$$

В загальному випадку ще буде виведений з кульового млина скрап ΔG_C. Він також створений з усіх спрацьованих куль, але не переніс повністю свою масу на корисну роботу. Тому його також необхідно замінити різнорозмірними кулями.

В цілому різнорозмірними кулями необхідно замінити результуючу масу спрацьованого металу на корисно витрачену енергію, футеровку і скрап

$$G_{PCM} = \Delta G_E + \Delta G_\phi + \Delta G_C . \quad (Д.14.7)$$

Дані запропонованого різнорозмірного кульового завантаження млина приведені в табл.Д.14.1.

Таблиця Д.14.1

Дані оптимального різнорозмірного кульового завантаження млина МШЦ 4,5х6,0

Діаметр куль, мм	50	65	75	90
Вміст куль, %	18	23	27	32
Маса кулі, кг	0,510	1,121	1,722	2,976

Результуюча спрацьована маса металу з розміром куль повинна розподілитись відповідно їх вмісту в оптимальному кульовому завантаженні, тобто

$$G_{50} = 0{,}18 G_{PCM} , \quad (Д.14.8)$$

$$G_{65} = 0{,}23 G_{PCM} , \quad (Д.14.9)$$

$$G_{75} = 0{,}27 G_{PCM} , \quad (Д.14.10)$$

$$G_{90} = 0{,}32 G_{PCM} . \quad (Д.14.11)$$

Кількість куль, які повинні ввійти в цикл завантаження дорівнює

$$n_{50} = G_{50} / 0{,}510 + \Delta G_{50} , \quad (Д.14.12)$$

$$n_{65} = G_{65} / 1{,}121 + \Delta G_{65} , \quad (Д.14.13)$$

$$n_{75} = G_{75} / 1{,}722 + \Delta G_{75} , \quad (Д.14.14)$$

$$n_{90} = G_{90} / 2{,}976 + \Delta G_{90} . \quad (Д.14.15)$$

де ΔG_{50}, ΔG_{65}, ΔG_{75}, ΔG_{90} – залишки маси, які менші маси однієї повної кулі і які необхідно врахувати в наступному циклі.

Отже, отримані залежності дозволяють побудувати алгоритм визначення кульового довантаження млина в залежності від корисно витраченої енергії на подрібнення заданої маси руди впродовж однієї години його роботи.

Додаток Д.15

Два підходи побудови завантажувальних пристроїв і результати фізичного моделювання багатоструминного магазинного кульового завантажувального пристрою млинів першої стадії подрібнення руди

Енергетичний підхід щодо спрацювання куль в млинах поки що не отримав розповсюдження. Тому у першому наближенні скористаємося показниками спрацювання мололього середовища на тону переробленої руди. Нині доступними є кулі зі спрацюванням 500 г на тону руди і футеровка з показником 100 г на тону руди. Моделювання показує, що за добу в кульовий млин на заміну спрацьованим необхідно ввести наступну кількість куль діаметром 50 мм – 838,56 шт., 65 мм – 487,44 шт., 75 мм – 372,48 шт., 90 мм – 255,36 шт. Це достатньо велика кількість мололиних тіл. Готових рішень щодо завантажувального пристрою немає. Аналіз показує, що принципово можливо використати два підходи. Перший – це активні пристрої типу зображеного на рис.Д.15.1.

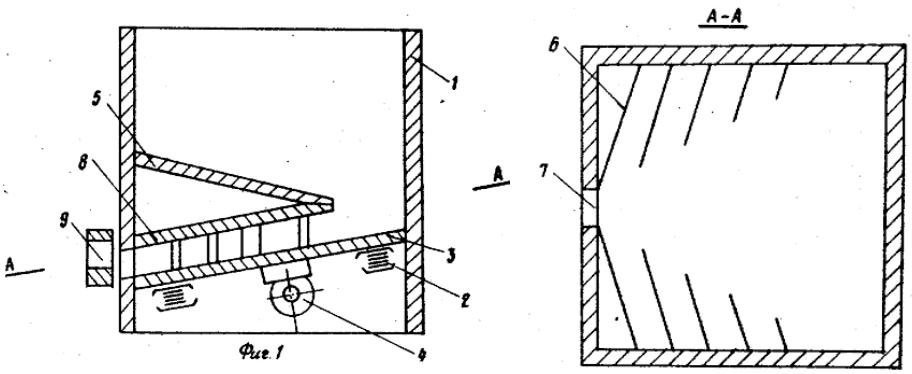


Рис. Д.15.1. Пристрій для завантаження кулями кульового млина:
1 – бункер; 2 – амортизатори; 3 – нахилене днище; 4 – вібратор; 5 – нахилений козирок; 6 – бокові відбивні перегородки; 7 – розвантажувальний отвір; 8 – кришка; 9 – затвор

Цей пристрій може завантажуватись кулями безпосередньо краном без їх орієнтації, однак в ньому можливе заклинення подрібнюючих тіл, є необхідність вмикати вібратор, контролювати стан виходу куль, витрачати енергію та ін. Більш прогресивним буде пристрій розглянутий і показаний на рис.Д.15.2. В ньому заклинення куль практично виключене. Він більш компактний і може бути

виготовлений у вигляді одного моноблока. Попередній пристрій потребує паралельного використання чотирьох систем для кожного розміру куль. Багатоструминний магазинний завантажувальний пристрій можливо виконати на чотири розміри куль. Моделювання показує, що для вказаних умов він може наближено мати наступні розміри: довжина – 1,5 м, висота – 1,5 м, ширина – 0,35 м, що допустимо для рудозбагачувальних фабрик. Цей пристрій може живити кульовий млин впродовж однієї доби.

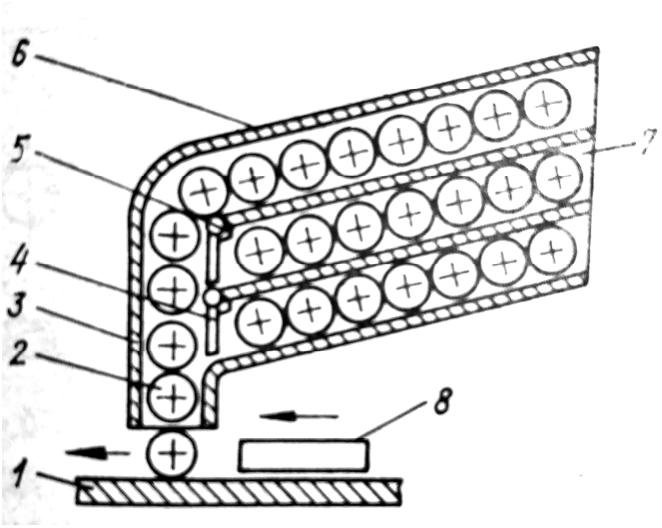


Рис. Д.15.2. Багатоструминний магазинний завантажувальний пристрій:
1 – основа; 2 – кулі; 3 – відвідний лоток; 4 – щока; 5 – упор; 6 – корпус; 7 – похилі лотоки; 8 – шибер

Більш перспективним є перехід на більш стійкі кулі і футеровки. Розглянемо варіант куль зі спрацюванням 0,1 кг на одну тону руди і відповідно футеровки з показником 0,02 кг на одну тону руди. Як було показано, є більш стійкі кулі, де спрацювання складає 15 г на тону руди. За цих умов при подрібненні 165 т руди спрацювання куль складає 16,5 кг, а футеровки 3,3 кг, що разом дорівнює 19,8 кг. За цих показників фізично промоделюємо багатоструминний магазинний завантажувальний пристрій. Результати моделювання приведені в табл.Д.15.1.

Ширину пристрою можливо визначити за формулою

$$b_П = \sum_{i=1}^{4} d_{Ki} + 5a_c + 4a_з\,, \qquad (Д.15.1)$$

де d_{Ki} – діаметри куль, м;

a_c – товщина стінок в пристрої;

$a_з$ – зазор між стінками і кулею.

Таблиця Д.15.1

Результати фізичного моделювання багатоструминного магазинного завантажувального пристрою

Діаметр куль d_K, що завантажуються, мм	50	65	75	90
Спрацювання куль при подрібненні 165 т руди, кг	3,564	4,554	5,346	6,336
Кількість куль у циклі завантаження, шт.	7,0	4,1	3,1	2,13
Добова кількість куль для завантаження, шт.	168	98,4	74,4	51,1
Довжина каналу для розміщення добової кількості куль, м	8,40	6,40	5,58	4,60
Необхідна кількість каналів довжиною l_K=1,2 м для розміщення добової кількості куль, шт.	7,0	5,3	4,65	3,83
Округлена кількість каналів, шт.	7	6	5	4
Сумарна висота каналів, м	0,42	0,45	0,43	0,40
Кількість куль в каналі, шт.	24	18,46	16	13,33
Округлена кількість куль в каналі, шт.	24	19	16	14
Необхідна довжина каналів, м	1,20	1,24	1,20	1,28
Прийнята довжина пристрою відповідно усім каналам, м	1,3	1,3	1,3	1,3
Округлена висота каналів, м	0,45	0,45	0,45	0,45

Прийнявши $a_c = a_з = 0{,}005$ м при діаметрах куль оптимального завантаження за (Д.15.1) можливо визначити ширину завантажувального пристрою, яка дорівнює b=0,325 м. Тому завантажувальний пристрій буде мати основні розміри 1,3×0,45×0,325 м. Це буде малогабаритний пристрій, в якому за шириною розташовані багатоструминні магазини для різних за розміром куль. Результати фізичного моделювання дозволяють відтворити багатоструминні магазини.

Додаток Е

Забезпечення теоретичних досліджень і розроблення систем енергоефективного інваріантного керування подрібненням руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

Додаток Е.1

Обґрунтування типу автоматизованої системи, що здійснює стабілізацію густини пульпи у пісковому жолобі механічного односпірального класифікатора

Враховуючи, що витрата пісків змінюється наближено за гармонічною залежністю, параметри якої визначаються змінною величиною – циркулюючим навантаженням, регулювання густини пульпи у пісковому жолобі слід здійснювати слідкуючою системою. Застосовуючи двосідловий клапан для регулювання витрати води, у якого зусилля переміщення штока не залежить від його положення, момент на валу виконавчого електродвигуна також змінюватися не буде, а слідкуючу систему можливо розглядати як таку, що не має збурюючого діяння і вона знаходиться лише під впливом задавального діяння. Її узагальнений керований об’єкт можливо подати рядом послідовно з’єднаних елементів – тиристорний перетворювач, виконавчий асинхронний електродвигун, редуктор, перетворювальний механізм, двосідловий регулювальний клапан, відрізок магістральної труби, витратомір води. У першому наближені автоматичний регулятор слідкуючої системи можливо подати елементом порівняння і послідовно з’єднаним з ним підсилювальним елементом. Крім того, для реалізації певних допоміжних функцій її необхідно забезпечити перетворюючою системою, яка формує задавальне діяння у вигляді витрати води в пісковий жолоб. Тоді слідкуюча система повинна забезпечувати потрібну витрату води у пісковий жолоб МОК для заданого розрідження пісків у ньому. Аналіз показав, що така система має незадовільну якість. Це в основному проявляється у зменшенні вихідної амплітуди коливання витрати води порівняно з задавальним діянням, що здебільшого викликано впливом першої і другої похідної у вхідному сигналі.

Додаток Е.2

Визначення параметрів асинхронного електричного двигуна змінного струму і тиристорного перетворювача

В даній системі можливо використати виконавчий механізм типу ПР1-М, який складається з реверсивного асинхронного двигуна з короткозамкненим ротором типу білячого колеса та редуктора. Він живиться від мережі змінного струму 220В частотою 50Гц. Його стала часу залежить від величини сигналу управління, зростаючи зі зменшенням пускового моменту. У практичних розрахунках приймають

$$T_{DB} = \frac{J_P \omega_{xx}}{M_p}, \qquad (Е.2.1)$$

де J_P – момент інерції ротора;

M_P – пусковий момент електродвигуна при номінальній напрузі на обмотці керування;

ω_{xx} – швидкість обертання вала електродвигуна при холостому ході і номінальній напрузі управління в радіанах за секунду.

Величина сталої часу, крім того, залежить від типу ротора і частоти струму в обмотці збудження. Для електродвигуна з обмоткою типу білячого колеса при частоті струму в обмотці збудження 50Гц стала часу T_{DB}=0,1…0,2 с. Враховуючи напругу живлення 220В, порівняно малу потужність (60 Вт) виконавчого двигуна, а відповідно і пусковий момент, сталу часу при частоті 50Гц приймемо T_{DB}=0,2с. Розглянемо більш детально залежність сталої часу від частоти. Швидкість обертання вала електродвигуна при холостому ході дорівнює

$$\omega_{xx} = \frac{2\pi n_{xx}}{60}, \qquad (Е.2.2)$$

де n_{xx} – кількість обертів ротора за одну хвилину при холостому ході.

Регулювання швидкості асинхронних електродвигунів зміною частоти напруги живлення засновано на зміні швидкості обертання поля статора відповідно залежності

$$n = \frac{60\,f}{p_1}, \qquad \text{(Е.2.3)}$$

де f – частота напруги живлення;

p_1 – число пар полюсів.

Підставимо n (Е.2.3) у залежність (Е.2.2) і отримаємо

$$\omega_{xx} = \frac{2\pi f}{p_1}. \qquad \text{(Е.2.4)}$$

Тоді після підстановки (Е.2.4) у (Е.2.1) стала часу буде дорівнювати

$$T_{DB} = \frac{J}{M_p} \cdot \frac{2\pi f}{p_1}, \qquad \text{(Е.2.5)}$$

звідки

$$\frac{J}{M_p} = \frac{T_{DB} \cdot p_1}{2\pi f} = const. \qquad \text{(Е.2.6)}$$

Після підстановки в праву частину (Е.2.6) відомих значень параметрів знаходимо J/M_p=0,001274, с^2. З врахуванням знайденого відношення стала часу електродвигуна буде визначатись залежністю T_{DB}=0,004f, с.

Будемо змінювати частоту напруги живлення електродвигуна в межах 25…75Гц при номінальному значенні 50Гц. Тоді стала часу буде змінюватись неперервно в межах 0,1…0,3с, приймаючи значення T_{DBmin}=0,1с, T_{DBcp}=0,2с, T_{DBmax} =0,3с.

Статичний передаточний коефіцієнт електродвигуна у даному випадку можливо визначити як відношення номінального значення кутової швидкості обертання ротора до частоти напруги живлення. Номінальне значення кутової швидкості обертання ротора електродвигуна дорівнює

$$\omega_H = \frac{2\pi n}{60}. \qquad \text{(Е.2.7)}$$

Враховуючи значення n (Е.2.3), отримуємо залежність номінального значення кутової швидкості обертання ротора у вигляді $\omega=2\pi f/p_1$. Поділивши праву частину цієї залежності на частоту f, отримуємо $k_{DB}=\omega/f=2\pi/p_1$. Тобто, на відміну від сталої часу, передаточний коефіцієнт електродвигуна не залежить від частоти і є величиною незмінною.

Сталу часу тиристорного перетворювача частоти визначають відповідно залежності

$$T_{pf} = T_f + \frac{1}{2mf_H}, \qquad \text{(Е.2.8)}$$

де T_f – стала часу ланцюга системи імпульсно-фазового керування тиристорного перетворювача частоти, включаючи фільтр;

m – число фаз тиристорного перетворювача частоти;

f_H – номінальна частота живлення.

При моделюванні значення сталої часу ланцюга системи імпульсно-фазового керування тиристорного перетворювача звичайно приймають у діапазоні 0,003…0,005с. Приймемо середнє значення цього діапазону, поклавши T_f = 0,004с. У даному випадку m=1, а номінальне значення частоти напруги живлення f_H =50Гц, тому стала часу тиристорного перетворювача частоти дорівнює T_{pf} =0,014с.

Передаточний коефіцієнт тиристорного перетворювача частоти визначають у статичному режимі при номінальному значенні вхідного впливу відповідно залежності

$$k_{pf} = f_H / I_{BX.H}, \qquad \text{(Е.2.9)}$$

де f_H – номінальне значення частоти на виході тиристорного перетворювача, що забезпечує номінальний режим роботи електродвигуна;

$I_{BX.H}$ – керуючий струм на вході тиристорного перетворювача частоти, який забезпечує номінальне значення частоти на виході.

Враховуючи, що керуючий струм буде змінюватись в межах 4…20 мА, а f_H=50Гц, їй повинен відповідати керуючий сигнал 12 мА. Тоді передаточний коефіцієнт тиристорного перетворювача частоти буде дорівнювати k_{pf} = 4,17 Гц/мА.

Отже, в наслідок широкого діапазону зміни сталої часу виконавчого асинхронного електродвигуна квазіінваріантна слідкуюча система, яка була працездатною при номінальних значеннях частоти живлення, не зможе якісно виконувати покладені на неї функції. Для забезпечення якісної стабілізації

розрідження пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора вона повинна адаптуватись до зміни умов роботи. Тобто, зі зміною сталої часу електродвигуна T_{DB} в контурі зв'язку за задавальним діянням автоматично повинна приймати такі ж значення відповідна стала часу T_{PD}.

Додаток Е.3

Доведення необхідності зміни підходу завантаження кульового млина рудою, що працює у замкненому циклі з механічним односпіральним класифікатором

Як доведено, в підсистемі завантаження барабанного млина подрібнюваним матеріалом збурюючим фактором в основному виступає змінна крупність вихідної руди. При переробці конкретного технологічного різнотипну руди крупність продукту у розвантаженні кульового млина повинна бути визначеною і незмінною, не дивлячись на непостійність розміру дробленого матеріалу на вході.

Відомо, що при постійному наповненні млина пульпою кількість матеріалу, який надходить впродовж години, визначає швидкість просування його в барабані від завантажувального кінця до розвантажувального і цим самим час перебування в технологічному агрегаті, тобто тривалість подрібнення. Отже, для компенсації зміни крупності матеріалу на вході млина необхідно регулювати тривалість його перебування в технологічному агрегаті. Однак таким дослідженням приділялось мало уваги.

Для випадку екстремального регулювання продуктивності кульових млинів за готовим класом, яке нині вважається недоцільним, О.М. Марюта запропонував статичні характеристики у вигляді рівнянь

$$\psi_{cp2} = \frac{0{,}817\omega\cos\psi\gamma_p k_p}{Q}\left[G_1(R+r) + L\theta\gamma_П\left(R^2-\rho^2\right)\left(1-\frac{\gamma_ш}{\gamma'_ш}\right)\times\right.$$
$$\left.\times\frac{R+\rho}{2}\right] + \frac{\gamma_p k_p \gamma'_ш L\omega^3}{48Qg}\left(R^4-r^4\right)+\psi_{cp1},\ при\ r<\rho<R; \qquad (Е.3.1)$$

$$\psi_{cp2} = \frac{0{,}817\omega\cos\psi\gamma_p k_p}{Q}\left[G_1(R+r) + L\theta\gamma_П\left(R^2-r^2\right)\left(1-\frac{\gamma_ш}{\gamma'_ш}\right)\times\right.$$
$$\left.\times\frac{R+r}{2}+\frac{r+\rho}{2}\left(r^2-\rho^2\right)\right] + \frac{\gamma_p k_p \gamma_ш L\omega^3}{48Qg}\left(R^4-r^4\right)+\psi_{cp1},\ при\ 0<\rho<r, \qquad (Е.3.2)$$

де $\psi_{cp1} = \frac{1}{d_{cp1}}$, де d_{cp1} – середньозважена крупність вихідного живлення;

$\psi_{ср2} = \frac{1}{d_{ср2}}$, де $d_{ср2}$ – середньозважена крупність твердого в розвантаженні кульового млина;

ω – кутова швидкість обертання барабана млина;

ψ – кут, що визначає зсув центру кульового навантаження в млині;

γ_p – густина подрібнюваного матеріалу;

k_p – коефіцієнт, що характеризує швидкість утворення нової поверхні на одиницю витраченої роботи (потужності) і має розмірність м^2/(с·кВт) або м/т;

$Q=Q_0+П$, де Q_0 – продуктивність вихідного живлення; $П$ – циркулююче навантаження замкненого циклу подрібнення руди;

G_1 – вага кульового навантаження на колових траєкторіях;

R – радіус барабана млина;

r – радіус кульового завантаження;

ρ – радіус рудного завантаження;

L – довжина барабана млина;

Θ – кут, що дорівнює $\Theta = 4arc\sin\frac{\omega^2(R+r)}{2g}$ де, g – прискорення сили земного тяжіння;

$\gamma_П$ – густина рудної пульпи;

$\gamma_ш$ – об’ємна вага куль;

$\gamma'_ш$ – густина куль.

В приведені статичні характеристики кульового млина не входить очевидно керуюче діяння w – витрата води в млин. Однак таку змінну в дані рівняння можна ввести, виразивши $\gamma_П$ через відношення тверде/вода і підставивши у відповідні рівняння цей вираз.

Підставивши значення $\gamma_П$ у відповідні залежності, отримаємо статичні характеристики, які враховують керуюче діяння w на вході кульового млина в явному вигляді. Для того, щоб підтримувати $\psi_{ср2}=const$, необхідно здійснити ще додаткове регулювальне діяння, яке, в свою чергу, буде впливати на ρ і, як наслідок, буде інша величина Q. Тобто, при цьому виникає неоднозначність.

Якщо екстремальне регулювання не здійснюється, то в обчислювальний пристрій для побудови характеристики $\gamma_П=f(\psi_{ср1})$ необхідно вводити сигнали, пропорціональні Q і ρ. Параметр ρ виміряти практично не можливо.

Вимірюючи $\psi_{ср1}$ (або $d_{ср1}$) на вході кульового млина можливо вирахувати необхідну густину пульпи $\gamma_П$ в його розвантаженні, щоб змінна $\psi_{ср2}$ (або $d_{ср2}$) залишалася незмінною величиною. Таке регулювання можливо використати для реалізації розімкнутої частини в комбінованій системі керування процесом подрібнення. Даний спосіб дозування води в кульовий млин є придатним для технологічних агрегатів такого призначення і має суттєві переваги порівняно з відомими підходами. Однак його не можливо використати в звичайних (не екстремальних) процесах регулювання. Ускладнені статичні характеристики кульового млина, при отриманні яких зроблено ряд допущень, не можуть забезпечити необхідної точності керування. Слід також відмітити, що інваріантність не може бути повною навіть в усталеному режимі роботи у зв'язку з варіацією параметрів $\gamma_ш$, $\gamma'_ш$, $\gamma_р$, r, $\rho_{опт}$.

Отже, виникає необхідність в реалізації керування кульовим млином, що працює в замкненому циклі з односпіральним класифікатором, по-іншому.

Додаток Е.4

Практичний приклад розрахунку часу подрібнення більш крупної руди і розрідження пульпи на вході кульового млина

Розглянемо практичний приклад. Базовий варіант відповідав $d_{СЗ}$=0,58 мм, $d_{СГЗ}$=0,082 мм, $D_{СЗ}$=4 мм, $D_{СГЗ}$=0,26 мм, T_1=27,98 хв. Витрачена корисна енергія при подрібненні цієї руди становила E_{1min}=1778,7176 кВт·г. Поточний варіант мав середньозважений розмір твердого $D_{СЗ}$=6 мм, $D_{СГЗ}$=0,308 мм. Корисно витрачена енергія на подрібнення цієї руди складає $E_{1П}$= 1906,4174 кВт·г. Час подрібнення більш крупної руди $T_2 = \frac{E_{1П}}{E_{1\min}} \cdot T_1 = 29{,}989\ хв$, а фіктивна швидкість переміщення пульпи w_0=0,00126713128 м/с. В'язкість пульпи, визначена за (5.19), дорівнює ν=0,0000644925 м^2/с. Нехай поточна температура пульпи дорівнює 15°С, тоді $K_{\nu t}$ =2,4299. В'язкість, що визначається відстанню між частками твердого $\nu(l_i)$ = 0,00002654 м^2/с. За залежністю (5.21) або за графіком рис.5.13,б необхідно на вході кульового млина встановити $K_{T/B}$=3,35.

Додаток Е.5

Передаточні функції асинхронного електродвигуна змінного струму і тиристорного перетворювача частоти

У якості електродвигуна приводу конвеєра використовується АД серії АИР180S4 потужністю 22кВт, швидкістю обертання 1500 об/хв.

Його передаточна функція дорівнює

$$W_{\text{АД}}(p)=\frac{\Delta n}{\Delta y}=\frac{k_{АД}}{T_{АД}p+1},$$

де $T_{АД}=\frac{GD^2S_n n_c}{375M_H}$;

$k_{АД}=\frac{k_g S_n n_c}{M_H}$.

Тут вихідною координатою АД є швидкість обертання *n* об/хв.

У математичних виразах

$$n_{\text{с}}=\frac{60\cdot f}{p}=\frac{60\cdot 50}{4}=750 \text{ об/хв.}$$

Обертаючий момент при номінальному режимі роботи

$$M_{\text{Н}}=\frac{95500\cdot P}{n}=\frac{9550\cdot 22}{1500}=140{,}01 \text{ Н·м.}$$

Ковзання

$$S_n=\frac{n_c-n}{n_c}=1.$$

Момент інерції двигуна, що використовується J=0,07 кГ·м^2, $J=\frac{GD^2}{4}$, тоді GD^2=4J=4·0,07 кГ·м^2=0,28 кГ·м^2.

Тоді стала часу електродвигуна дорівнює

$$T_{АД}=\frac{0{,}28\cdot 1\cdot 750}{375\cdot 140{,}01}=0{,}004 \text{ с.}$$

Статичний передавальний коефіцієнт АД визначається як відношення кутової швидкості обертання вала двигуна ω до частоти мережі f. Значення номінальної кутової швидкості обертання вала двигуна ω_H розраховується з

номінальної частоти обертання ротора відповідно залежності $\omega_H = \frac{2\pi \cdot n}{60} = \frac{2 \cdot 3{,}14 \cdot 1500}{60} = 157$ рад/с. Номінальна частота живлення f_H=50Гц. Тоді $k_{АД}$=3,14 рад.

Передаточна функція АД буде

$$W_{\text{АД}}(p) = \frac{3{,}14}{0{,}004p + 1}.$$

Передаточна функція тиристорного перетворювача частоти

$$W_{ТП}(p) = \frac{k_{ТП}}{T_{ТП}p + 1},$$

де $k_{ТП} = \frac{f_H}{J_{вхН}} = \frac{50\text{Гц}}{20\text{мА}} = 2{,}5$;

$$T_{ТП} = T_{Ф} + \frac{1}{2 \cdot m \cdot f_H},$$

де $T_{Ф}$ – стала часу ланцюга системи імпульсно-фазового керування ТПЧ, яка звичайно для нових типів перетворювачів складає 0,003 с;

m – число фаз ТПЧ.

Тоді $T_{ТП} = 0{,}003c + \frac{1}{2 \cdot 3 \cdot 50}, c = 0{,}0063c$.

З врахуванням цього передаточна функція ТПЧ буде дорівнювати

$$W_{ТП}(p) = \frac{2{,}5}{0{,}0063p + 1}.$$

Отже, отримані конкретні значення передаточних функцій АД і ТПЧ, що дозволяє досліджувати динаміку системи керування подачею руди у кульовий млин.

Додаток Е.6

Критерій оцінювання енергоефективності подрібнення руди в кульовому млині

На вхід кульового млина поступає вихідна руда і піски односпірального класифікатора. Крупні шматки руди подрібнюються на початку барабана агрегатами з дрібних куль. Подрібнення відбувається суміші вихідної руди разом з пісками. В усталених режимах роботи можуть створюватись стійкі ситуації поєднань крупного матеріалу та взаємодії його з агрегатами з дрібних куль. При цьому можуть певним чином руйнуватись крупні шматки руди в більш дрібні фракції. Причому в кожній такій ситуації дрібніші шматки будуть відрізнятись між собою за крупністю і складом, створюючи різні концентрації крупного твердого в контрольованому перерізі барабана, розташованому на певній відстані від завантажувальної горловини. Тому може виникати ситуація більш або менш ефективного подрібнення твердого. Щоб не втрачати ефективність подрібнення руди, може виникати необхідність в адаптації умов подрібнення до особливостей рудного потоку і самого кульового млина.

Відомо, що подрібненню в кульовому млині підлягають лише крупні шматки руди. Тому перший і головний блок адаптації системи, теоретична база якого розглянута в даному підрозділі, здійснює пристосування до зміни крупності вихідного живлення кульового млина і температури пульпи, виробляючи задавальні діяння витрати руди і співвідношення тверде/вода на вході технологічного агрегату. Реалізують ці задавальні діяння виконавчі системи подачі води і руди. Системи подачі води володіють достатньо високою точністю і швидкодією. Подача ж руди в контурі забезпечення енергоефективного подрібнення має значне ємкісне запізнювання, що може не задовольнити вимогам процесу керування.

Отже, для забезпечення кінцевого результату подрібнення руди необхідно створити конкретні умови. Одночасно з цим необхідно забезпечити енергоефективність подрібнення руди, яку можливо оцінити відповідним розробленим засобом. Для цього слід прийняти критерій оцінювання

енергоефективності подрібнення. Датчик енергоефективності реагує на концентрацію крупних часток твердого в зоні його роботи, фактично на об'єм крупного твердого. Частки крупного твердого мають різний об'єм і форму, але це не впливає на енергетичні показники. В зоні вимірювання одночасно знаходяться крупні частки вихідного живлення і дрібні частки пісків односпірального класифікатора. Крупний матеріал вихідного живлення підлягає подрібненню. Корисною ж є лише та частина циркулюючого навантаження, яка подана дрібним класом зерен, оскільки саме ці зерна забезпечують функцію транспортування матеріалу. Піски подані в основному дрібними класами, а їх крупні продукти і рештки вихідного живлення після подрібнення представлені самими крупними фракціями. Тому критерієм оцінки ефективності подрібнення слід вважати певну концентрацію крупного твердого в зоні датчика, задану об'ємом більш крупного твердого, тобто $V_{зmin}<V_{зопт}<V_{зmax}$, де $V_{зmin}$,$V_{зопт}$,$V_{зmax}$ – відповідно задані об'єми крупного твердого – мінімальний, оптимальний і максимальний. Саме оптимальний об'єм повинен відповідати енергоефективному руйнуванню руди.

Отже, критерій оцінювання енергоефективності подрібнення руди в кульовому млині можливо подати залежністю $V_{зmin}<V_{зопт}<V_{зmax}$, де члени виразу являють собою об'єми крупного твердого. Ці величини для руди встановлюють експериментально. Датчик енергоефективності руйнування руди налаштовують на об'єм $V_{зопт}$ або на відповідну середньозважену крупність твердого в зоні контролю.

Додаток Е.7

Обґрунтування необхідності адаптації інваріантної системи до прослизання кульового завантаження і збільшення діаметра барабана в наслідок спрацювання футеровки

Відомо, що продуктивність кульового млина залежить від потужності, яка корисно витрачається. Потужність, в свою чергу, залежить від кута повороту кульового завантаження, який є функцією швидкості обертання барабана, ступеня заповнення його кулями і головним чином від коефіцієнта тертя. Величина останнього точно не відома і способів безпосереднього його експериментального визначення не існує. Тому величину коефіцієнта тертя можливо визначати лише приблизно. Рахують, що прослизання в кульовому млині буде повністю відсутнім при кульовому завантаженні 50%-45%. Однак, враховуючи, що найбільша корисно витрачена потужність в кульовому млині буде при 50% кульовому завантаженні, багато з підприємств підтримують саме такий режим подрібнення. Це теоретичний результат. Однак експериментально встановлено, що найбільша корисно витрачена потужність відповідає 40% кульовому завантаженню. Оскільки при цьому ефективність подрібнення руди буде дещо вищою, а витрата куль меншою, то підприємства починають переходити на такий режим роботи. Однак тут можливе прослизання куль вздовж футеровки при обертанні барабана. Прослизання куль, впливаючи на потужність, дещо зменшує ефективність подрібнення руди.

При подрібненні руди футеровка кульового млина спрацьовується, збільшуючи внутрішній діаметр барабана. Для технологічного агрегату МШЦ 4,5×6,0 при товщині футеровки 150 мм внутрішній радіус барабана складає R=2,4 м. Якщо футеровка спрацюється на 100 мм, то R=2,3 м. Оскільки критична швидкість обертання барабана млина дорівнює $n_{кр}=30\sqrt{g}/\pi\sqrt{R}$, де R – внутрішній радіус барабана, $n_{кр}$ з новою футеровкою складає 19,3162 об/хв, а зі спрацьованою на 100 мм – 19,7316 об/хв, що при 80% критичної швидкості складе робоче обертання барабана – 15,4529 об/хв і 15,7853 об/хв. Тобто, при встановлених

робочих обертах барабана 15,4529 об/хв при неспрацьованій футеровці необхідно було б при спрацьованій футеровці встановити 15,7853 об/хв. Незмінність обертів барабана приводить до певних змін в роботі кульового млина. Їх можливо прослідкувати з графіків споживаної млином корисної потужності при різних швидкостях обертання барабана і різних степенях його заповнення кулями, які відомі в теорії. З графіків видно, що при 40% заповненні млина кулями максимум буде при 80% швидкості обертання барабана від $n_{кр}$. Оскільки при спрацюванні футеровки швидкість обертання не змінюється, то максимуму потужності не отримуємо. При n=15,7853 об/хв графік залежності праворуч і при новому значенні обертів при n=80% $n_{кр}$ буде зменшена корисно споживана млином потужність, а отож і продуктивність технологічного агрегату. З графіків витікає, що такі зміни при спрацюванні футеровки можуть доходити до 2%. Не дивлячись на незначні зміни продуктивності млина це суттєво погіршує його показники, що буде наслідком недоподрібнення руди в розвантаженні.

Отже, адаптацію до прослизання кульового завантаження і спрацювання футеровки в системі керування подрібненням руди необхідно реалізувати. Аналіз показує, що це здійснити можливо інваріантним підходом за результатом впливу цих факторів на процес подрібнення руди. Як при прослизанні кульового завантаження, так і збільшенні внутрішнього діаметра млина подрібнювання руди буде погіршуватись. Аналогічне можливо відмітити і стосовно дії інших перешкод на процес подрібнення руди.

Додаток Е.8

Аналіз циклового керування в радіометоді

Для виконання покладених на радіометод функцій необхідно здійснити циклове керування даною системою, яке полягає в координації дії окремих його вузлів. Таке керування розповсюджується як на рухому, так і нерухому частини пристрою.

Циклове керування відбувається впродовж одного оберту, наприклад барабана кульового млина, з врахуванням зони взаємодії куль і первинного перетворювача датчика завантаження рудою. Його здійснюють після зчитування інформації про завантаження кульового млина рудою. Цикл починається з саморозряду конденсатора, що підтримує встановлене значення коефіцієнта підсилення, і закінчується зчитуванням інформації про завантаження кульового млина рудою. Наприклад, при здійсненні барабаном 16,5 об/хв повний цикл триває 3,636 с. Цикл повинен бути узгодженим з положенням перетворювача завантаження кульового млина рудою. Тобто, цикли подачі команд відбуваються у фазі одного оберту барабана кульового млина, починаючи з кінця зони (точка *A*) взаємодії куль зовнішнього шару, що рухається вздовж траєкторії *T*, з первинним перетворювачем *П* (рис.Е.8.1). В секторі *AOB* здійснюється саморозрядження ємності інтегруючого RC – ланцюга. В точці *B* необхідно здійснити переключення модулятора високочастотного генератора з прийому сигналу підсилювача первинного перетворювача на прийом еталонного сигналу. Після цього в точці *C* доцільно розпочати підготовку приймача до прийому еталонного сигналу, ввівши заборону зчитування корисної інформації про завантаження кульового млина і дозвіл на прийом еталонного сигналу. Точка *D* відповідає подачі еталонного сигналу на модулятор. В точці *E* після прийому еталонного сигналу необхідно подати команду шляхом комутації на вході підсилювача низької частоти на зміну його коефіцієнта підсилення. Автоматичне регулювання параметра здійснюють в часі, що відповідає сектору *EOK*. В точці *K* автоматичне регулювання обов’язково повинно бути закінченим, а режим підсилювача низької частоти зафіксованим на

час, що відповідає сектору *КОА*. В даному проміжку часу здійснюють вимірювання вихідного сигналу первинного перетворювача, що забезпечується поверненням в точці К всіх комутуючих пристроїв у вихідне положення. В точці *А* розпочинається новий цикл.

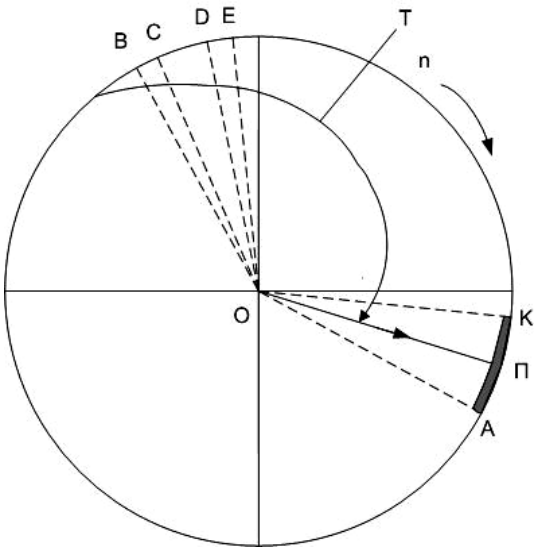


Рис.Е.8.1. Принцип побудови колової циклограми керування радіометодом

На рис.Е.8.1 подано принцип побудови колової циклограми керування радіометодом, де подачу команд можливо виразити у градусах одного кола. Тут окремі цикли подані довільно, зберігається лише послідовність їх виконання. Для реалізації циклового керування необхідно обґрунтувати величину окремих циклів і фазу початку циклограми.

Зважаючи на те, що точка взаємодії вздовж дуги кола *АК* первинного перетворювача і куль зовнішнього шару може змінюватися, приймемо розташування точки *А* під кутом 45º від горизонталі. За таких умов завжди буде гарантована точка взаємодії куль з перетворювачем над поверхнею підстиляючого шару подрібнюючих тіл. В цій точці *А* ще достатньо точно повинен зберігатися автоматично встановлений режим підсилення низькочастотного сигналу. Його встановлення повинно закінчитися в точці *К*, яка від горизонталі може бути пониженою десь на 10º, оскільки в такій точці ще гарантовано не може бути взаємодії перетворювача з кулями зовнішнього шару. Таким чином, сектор, де очікується взаємодія куль з перетворювачем, охоплює 35º, що при 16,5 об/хв. барабана млина відповідає 0,354 с. Розпочавшись в точці *Е*, в точці *К* повинен закінчитись процес заряджання ємності інтегруючого ланцюга до заданої

напруги, що гарантує встановлення і зберігання заданого коефіцієнта підсилення радіометоду на час вимірювання.

Запам’ятовувати задане значення напруги будемо на ємності $C_З$, яка від джерела напруги $U_З$ заряджається через ключ і резистор $R_З$, а розряджається при розімкненому ключі через вхідний опір $R_{вхП}$ каскаду на польовому транзисторі з емітерним повторювачем. Нехтуючи достатньо великим вхідним опором $R_{вхП}$ каскаду на польовому транзисторі, можливо інтегруючий ланцюг умовно подати без такого опору в процесі заряджання ємності від джерела напруги $U_З$. Рахуючи за вхідну величину ланцюга напругу $U_З$, а за вихідну – напругу на ємності U_C, для даної схеми можливо записати силу струму в колі залежностями

$$I = \frac{U_З - U_C}{R_З}, \qquad \text{(Е.8.1)}$$

$$I = C_З \frac{dU_C}{dt}. \qquad \text{(Е.8.2)}$$

Прирівнявши праві частини рівнянь (Е.8.1) і (Е.8.2) та здійснивши перетворення, отримаємо

$$T_З \frac{dU_C}{dt} + U_C = U_З, \qquad \text{(Е.8.3)}$$

де $T_З = R_З C_З$ – стала часу інтегрувального ланцюга.

З рівняння (Е.8.3) видно, що воно відповідає аперіодичній динамічній ланці з передавальним коефіцієнтом $K_З$ = 1. Відповідно даному рівнянню здійснюється заряджання ємності $C_З$ до необхідного значення напруги $U_{СП}$. Стала часу $T_З$ характеризує швидкість наростання напруги на ємності. Чим менше значення $T_З$, тим більш швидко буде зростати напруга на ємності U_C, однак при цьому і більш швидко ємність буде розряджатись в процесі фіксування необхідного режиму підсилення.

В першу мить після розмикання ключа напруга на ємності $U_{СП}$ залишається незмінною. В процесі розряджання напруга на ємності U_C буде експоненціально зменшуватися

$$U_C = U_{СП} \cdot e^{-\frac{t}{TP}}, \qquad \text{(Е.8.4)}$$

де $U_{СП}$ – початкове значення напруги на ємності перед розряджанням або кінцеве значення напруги на ємності при заряджанні;

$T_P = C_З R_{вхП}$ – стала часу розряджання.

В процесі циклового керування необхідно забезпечити практичну незмінність напруги $U_{СП}$ впродовж 0,354 с після закінчення заряджання ємності, а також зарядити її за достатньо короткий відрізок часу. Як видно з (Е.8.4), розряджання ємності в часі визначається зміною $e^{-\frac{t}{TP}}$. Аналіз показує, що зміні $U_{СП}$ на 1% за час 0,354 с відповідає стала часу T_P = 35,4 с. Це можливо при ємності близько 400 мкФ.

Заряджання ємності відповідно рівнянню (Е.8.3) описується виразом

$$U_C = \left(1 - e^{-\frac{t}{T_З}}\right) U_З. \qquad \text{(Е.8.5)}$$

Заряджання ємності необхідно здійснювати до встановленого рівня напруги $U_{СП}$. Якщо заряджання повністю розрядженої ємності здійснювати впродовж часу $3T_З$, то перехідний процес практично закінчиться і $U_C \approx U_З$. При $R_З$ = 1000 Ом час такого заряджання при $C_З$ = 100 мкФ буде становити 1,2 с, що не можливо допустити, оскільки це складає третину циклу і при достроковому закінченні процесу встановлення $U_{СП}$ розряджання розпочнеться раніше входження перетворювача в зону вимірювання, яке буде супроводжуватися значними похибками. Найкращі результати вимірювання можна отримати при скороченні часу заряджання ємності і закінчення його якомога ближче до точки *К* (рис.Е.8.1). Ще покращити результати вимірювання можливо перезаряджанням ємності до напруги, більшої $U_{СП}$. Це дає можливість у два рази продовжити тривалість стабілізації режиму підсилювача низької частоти у межах заданої похибки або у двічі зменшити ємність $C_З$. Одночасно можливо збільшити точність вимірювання параметра, забезпечивши зміну $U_{СП}$ в межах ±1%.

Надлишкове заряджання ємності можливо забезпечити наступним чином. Команду на розмикання ключа в колі заряджання подають при $U_C = U_{СП}$, однак контакти розмикаються через певний час. За цей невеликий проміжок часу здійснюється надлишкове заряджання ємності. Приріст напруги ΔU_C залежить як від витримки часу Δt_P на розмикання, так і від зони експоненти, де закінчується заряджання.

Приймемо час заряджання ємності однаковий з часом стабілізації режиму підсилювача низької частоти (близько 0,354 с). Тоді при ємності 400 мкФ і опорі $R_З$ = 1000 Ом стала часу заряджання ємності складе $T_З$ = 0,4 с. Подамо рівняння (Е.8.5) у вигляді

$$e^{-\frac{t_З}{T_З}} = 1 - \frac{U_{СП}}{U_З}, \qquad \text{(Е.8.6)}$$

де $t_З$ = 0,4 с;

$T_З$ = 0,4 с;

$U_{СП}$ = 3 В, оскільки вхідний сигнал аналого-цифрового перетворювача (АЦП) змінюється в межах 0…3,3 В. При прийнятих значеннях параметрів напруга заряджання $U_З$ складе 4,746 В. Приймемо $U_З$ = 5 В, тоді час заряджання $t_З$ буде 0,367 с.

Враховуючи, що максимальний час повернення герконів складає 0,3…2,5 мс, відповідно рівнянню (Е.8.6) визначаємо (при 2,5 мс) напругу на ємності, яка складає 3,0175 В і перевищує встановлений рівень $U_{СП}$ = 3 В на 0,58 %. Підбираючи контактні елементи за даним параметром, легко встановити перевищення напруги на ємності на 1% або дещо більшу величину, зважаючи на те, що після заряджання ще деякий час вимірювання не відбудеться і рівень напруги на ємності буде відхиленим не більше ніж на 1% від заданого.

При прийнятих тривалостях часових проміжків для заряджання ємності і запам’ятовування режиму підсилювача низької частоти на саморозряджання залишається 2,8 с. Відповідно (Е.8.4) знаходимо, що за даний тимчасовий проміжок ємність розрядиться лише до рівня напруги, що складе 0,93 $U_{СП}$. Оскільки цього

недостатньо, необхідно саморозряджання замінити примусовим розряджанням ємності через невеликий додатковий опір, який підключається окремим контактом. Відповідно залежності (Е.8.4) такий опір можна знайти з наступних міркувань. Нехай примусове розряджання ємності закінчиться за 6 $T_{ПР}$, що складає 1,44 с. Тоді при $C_З$ = 400 мкФ з рівняння $t_{ПР} = 6C_З R_{ПР}$ знайдемо опір ланцюга примусового розрядження $R_{ПР}$ = 600 Ом.

Виконані дослідження дозволяють встановити конкретні тривалості фаз окремих операцій при керуванні радіометодом, однак для їх реалізації необхідно визначити точку відліку на барабані кульового млина. Це буде точка *А* на рис.Е.8.1. Причому відлік початку циклу необхідно здійснювати як на рухомій, так і на нерухомій частині агрегату. Це здійснимо за допомогою герконів з постійними магнітами. Відлік початку циклу на барабані (рухомій частині агрегату) можливо здійснити встановленням геркону на барабані млина або кришці люка, який взаємодіє з постійним магнітом, встановленим на стояці біля барабана млина. Відлік початку циклу на нерухомій частині агрегату можна здійснювати встановленням постійного магніту на барабані млина, а геркону – на нерухомому стояці. Дані контакти дозволяють зафіксувати початок циклу керування в радіометоді.

Відповідно з викладеним побудовано циклограму пристрою автоматичного керування радіометодом (рис.Е.8.2). Як видно з рис.Е.8.2, для забезпечення функціонування радіометоду необхідно реалізувати керуючий пристрій з рядом контактів. Одна частина керуючого пристрою буде розташована на обертовій, а інша – на нерухомій частині агрегату. Керуючий пристрій необхідно розглядати як одне ціле з функціональними вузлами радіометоду.

Таким чином, в процесі аналізу циклового керування в запропонованому радіометоді передачі інформації з обертових частин обладнання на нерухомі розроблено обґрунтування взаємодії мобільної та нерухомої частини об’єкта в процесі роботи та циклограму керуючого пристрою, що узгоджує їх спільну роботу. Функціональні вузли в межах реалізації запропонованого радіометоду і керуючий пристрій, що узгоджує їх спільну роботу, необхідно розглядати як одне ціле.

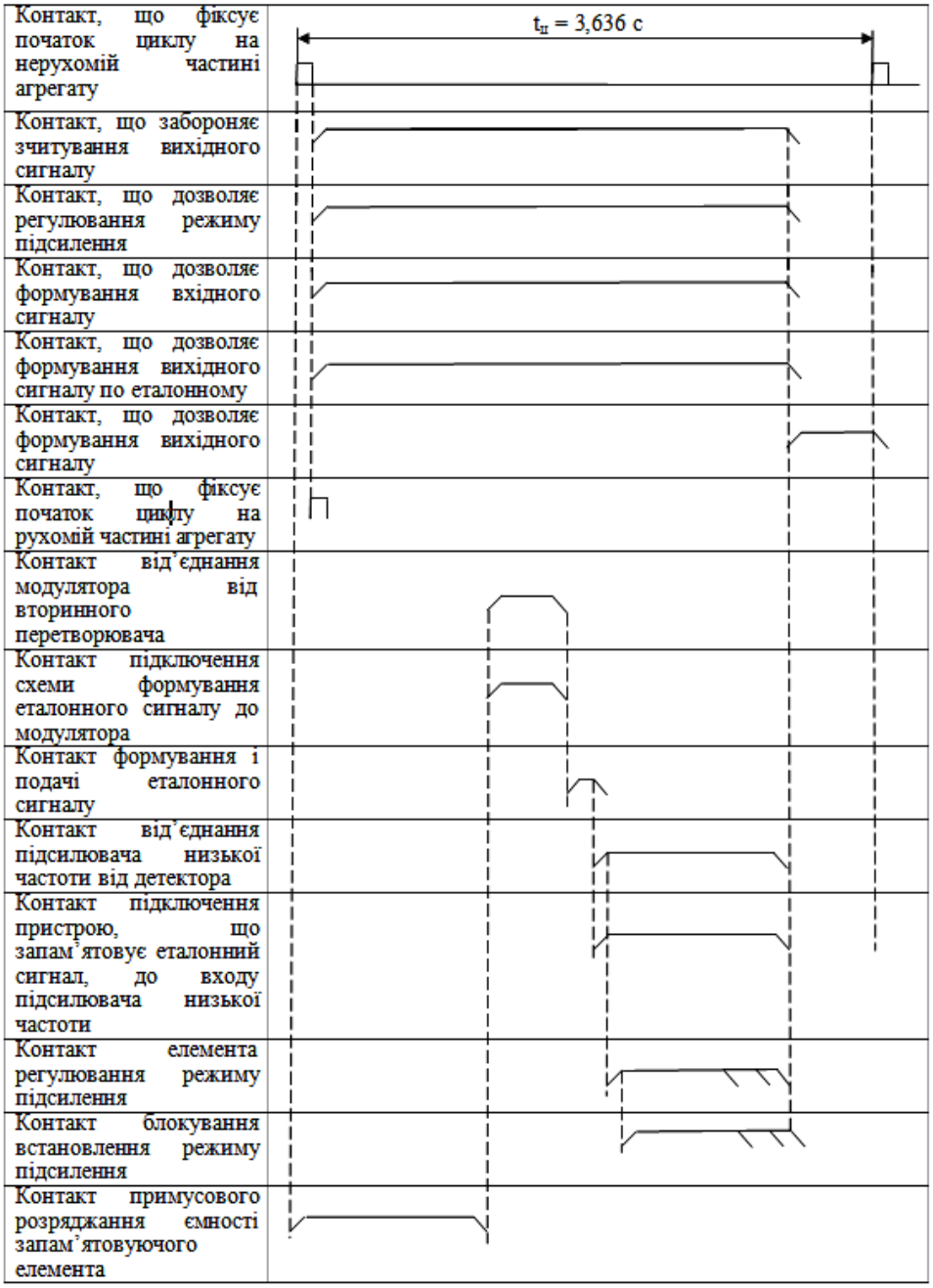


Рис. Е.8.2. Циклограма керуючого пристрою радіометоду

Додаток Ж

Оціночні розрахунки показників ефективності від використання комплексу систем енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

1. Збільшення рудної продуктивності кульового млина.

Відомо, що система втрачає 10…15% і більше рудної продуктивності в наслідок того, що оператор не ризикує піднімати продуктивність млина з огляду на можливе його перевантаження [1]. Об’ємне заповнення млина рудою в умовах енергоефективного подрібнення збільшує рудну продуктивність на ті ж 10…15% [2]. Практикою подрібнення руд кольорових металів в Росії, США, Канаді доведено, що млини, які заповнені кулями чотирьох-п’яти типорозмірів, мають на 10…15% більш високу продуктивність порівняно з технологічними агрегатами, заповненими однорозмірними мололльними тілами [3, 4]. Аналіз і розрахунки показали, що автоматичне поповнення кулями спрацьованої футеровки підвищує рудну продуктивність млина на 2,85%. Подрібнення окремих технологічних різнотипів руд у кульових млинах забезпечує зростання рудної продуктивності на 1,5% [5]. Оскільки щільність кульового завантаження при зменшенні розміру мололльних тіл збільшується [6], його енергоозброєність на ділянці барабана з дрібними кулями практично одного розміру зростає, що дозволяє збільшити продуктивність трубного млина до 30% [7]. Враховуючи, що в оптимальному кульовому завантаженні будуть секції куль одного розміру дещо більших діаметрів, приймемо з запасом збільшення рудної продуктивності кульового млина до 10%. Оскільки в автоматичному режимі роботи завантаження кульового млина рудою буде відповідати номінальному, то зменшенням продуктивності млина на 10…15% можливо знехтувати. Беручи найменші значення збільшення продуктивності млина, отримаємо результуюче збільшення рудної продуктивності комплексу систем енергоефективного інваріантного керування рудопідготовкою в першій стадії

РЗРП = 10%+10%+2,85%+1,5%+10%=34,35%.

2. Збільшення продуктивності млина за готовим продуктом.

Відомо, що більш висока якість куль суттєво підвищує якість розмелу сировини. Подрібнення окремих технологічних різнотипів руд забезпечує стабілізацію гранулометричного складу подрібненого матеріалу. В іншій роботі [5] вказується, що за рахунок оцінки ґатунку руди на 5…7% зростає стійкість регулювання процесу і якість подрібнення руди, тобто вихід готового продукту. В роботі [8] також повідомляється, що використання в млинах куль підвищеної твердості зумовило суттєве зниження крупності подрібнення при одночасному підвищенні продуктивності млинів. Масова частка класу +0,2 мм у готовому продукті подрібнення зменшилася на 4% і одночасно на 4% зросла масова частка класу – 0,074 мм. Якщо за готовий продукт прийняти половину масової частки класу +0,2 мм, на який зменшився його вміст, то загальне збільшення готового продукту, включаючи клас – 0,074мм, складе 6%.

Експериментально встановлено [9], що найкращі результати зливу пульпи можливо отримати при певних перепадах висоти порога відносно початкового. Зі зростанням висоти східців результати покращуються. При однаковій довжині порогів від початкового рівня вміст часток твердого <71 мкм в зливі класифікатора при певному його виконанні зріс на 2,2% [9]. Тобто на 2,2% зріс вихід готового продукту.

Це поряд з даними 5…7%, отриманими в інших випробуваннях, забезпечить результуюче зростання готового продукту на рівні, як мінімум, 13,2%. Тобто,

РЗГП = 6%+2,2%+5(7)%=13,2 (15,2)%.

Крім того, за оцінками експертів продуктивність млина за готовим продуктом може зрости на 2,0% в наслідок підвищення точності керування розрідженістю пульпи у кульовому млині, а також – на 2,8% в результаті ліквідації негативного впливу спрацювання футеровки і можливого прослизання кульового завантаження шляхом корекції розрідженості пульпи в технологічному

агрегаті за відхиленням крупності розвантаження кульового млина від приписаного значення.

3. Енергоефективність подрібнення руд.

Встановлено, що більш висока якість куль, наприклад 5-ї групи твердості, зменшує витрати на електроенергію до 20% [10]. Нехтуючи ефектом від самої автоматизації процесу, можливо рахувати мінімальним цей показник 20% за рахунок технології, оскільки автоматика стабілізує оптимальне кульове завантаження млина.

При об'ємному завантаженні млина рудою (забезпеченні оптимальної енергоефективності руйнування матеріалу) на 10…15% скорочується питома витрата електроенергії [2, 11]. Приймемо даний показник мінімальним, тобто, 10%.

В інших промислових випробуваннях аналогічного спрямування в умовах покращення ефективності класифікації руд відмічається зменшення споживання електричної енергії кульовим млином на 1 т готового продукту на 13,3% [12]. Приймемо умовно зменшений показник до 10%.

Як показали розрахунки значень імпульсу ударного стиснення (ІУС) для отриманого оптимального кульового завантаження млина МШЦ 4,5×6,0, ІУС=6,268 для різнорозмірного кульового завантаження. Розташування цього ж кульового завантаження за секціями з практично однакової крупності куль за допомогою спеціальної футеровки забезпечує ІУС=10,934, що підвищує енергоефективність руйнування руди на 74,44%. Враховуючи певну неоднаковість розміру куль в секціях, приймемо даний показник на рівні 37%.

Отже, результуюче зростання енергоефективності подрібнення руди від використання комплексу енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд буде дорівнювати

$$РЗЕП = 20\%+10\%+10\%+37\% = 77\%.$$

4. Ефективність використання куль більшої твердості.

При переході на кулі більшої твердості їх витрата зменшується. Результати випробування показали зменшення питомої витрати куль на тону

готового концентрату на 11,4% порівняно з кулями 2-ї групи твердості, які використовувалися раніше [8]. У Кривому Розі зафіксовано зменшення питомої витрати куль на тону готового концентрату на 9,5% і 5,7% [8]. На цей процес впливає міцність руди, тому приймемо мінімальне значення – 5%. За цих умов зменшилось на 0,41 кВт·г/т переробленої руди питоме споживання електроенергії [8], а економічний ефект лише від зменшення витрати куль склав 57 крб/т куль [13]. У випробуваннях зафіксовано зменшення витрати куль 5-ї групи твердості на 20…30% порівняно з мололльним середовищем 4-ї групи твердості [14]. Тобто, можливо прийняти зменшення витрати куль на 25%. Про спрацювання футеровки можливо робити судження за спрацюванням кульового завантаження, причому ці дані стійкі (табл.4.1). Витрата маси броньованих плит на одну тону цементу складає для матеріалу високої міцності 5 г. Витрата маси куль на одну тону цементу складає 40 г. Тоді витрата броньованих плит буде 5 г/40 г=0,125 порівняно з витратою куль. Якщо витрата куль буде зменшеною на 25%, то витрата футеровки буде зниженою на 3,125%.

5. Підвищення ефективності класифікації руди.

Ефективність класифікації забезпечує економію електроенергії на подрібнення руди.

Розширити зону і зменшити густину пульпи, що розділяться за крупністю твердого, можливо збільшенням глибини ванни класифікатора, що можливо зробити нарощенням бортів корпуса до 300 мм і таким же підняттям зливного порога. Оскільки при зменшенні густини пульпи збільшується швидкість осідання крупних класів, покращується вибірковість процесу. Враховуючи, що при цьому розмір зважених в пульпі зерен твердого збільшується в міру зростання глибини, покращується ефективність класифікації. Об’єм ванни типового класифікатора 1КСН-30 складає 30 м^3, з нарощеними бортами – 38 м^3. Розрахунки показують, що в такому класифікаторі при продуктивності кульового млина 161 т/год при густині руди 3300 кг/м^3 осереднення пульпи здійснюється впродовж 31,75 хв, що покращує показники його розділення. Зростання при цьому акумулюючої здатності збільшує сталу часу технологічного агрегату, однак це не погіршує

показники автоматичного керування, враховуючи, що використовується інваріантний підхід побудови системи керування.

На дні ванни класифікатора з пісків створюється постіль відповідно профілю спіралі. Вона має циліндричну поверхню, що створює різну висоту пісків у пульпі в центральній і периферійних зонах. Динаміка пульпи в ванні класифікатора, створювана рухомою спіраллю, приводить до існування трьох зон поверхні пульпи з різною їх висотою в зоні входження спіралі, в центральній зоні і в зоні її виходу, де відбувається інтенсивний викид спіраллю крупного матеріалу, який попадає у злив класифікатора, зменшуючи ефективність розділення твердого. Позитивно вплинути на процес розділення твердого в МОК можливо виконанням східчастого порога, вирівнюючи товщину зливного потоку над ним.

Експериментальними дослідженнями на збагачувальній фабриці встановлено [9], що найкращі результати зливу пульпи можливо отримати при певних перепадах висоти порога відносно початкового положення. Зі зростанням висоти східців порога результати покращуються. Ефективність класифікації покращується. При цьому питома продуктивність млина збільшилася на 0,12%, а ефективність класифікації зросла на 19,4% [9].

Приведені результати отримані в конкретних випробуваннях на збагачувальних фабриках, однак вони є адекватними реальним процесам лише при автоматичному керуванні, коли задані режими забезпечуються. Тому ефективність дії автоматизованої системи не будемо враховувати, а закріпимо за нею лише підтримання описаного вихідного стану системи. Тоді її показники ефективності будуть зі значним запасом відповідати наступним даним: ефективність класифікації зросла на 19,4%, а питома продуктивність кульового млина збільшилася на 0,12%.

6. Підвищення виходу концентрату і зменшення його собівартості.

Враховуючи вміст магнітного заліза у вихідній руді 25% в пачці К.2.2 на ПрАТ “Полтавський ГЗК” та вміст магнітного заліза в концентраті 64% за збільшеним обсягом рудної продуктивності в першій стадії подрібнення руди

встановлено підвищення виходу концентрату на рівні 13,2%. За оцінками експертів в даних технологічних умовах собівартість концентрату повинна зменшитись на 10…15%.

Література

1. Автоматизация загрузки руды в мельницы первой стадии измельчения в Абагурском филиале ОАО “Евразруда” / И.М. Ганженко, Ю.В. Плужнов, С.А. Гончаров [и др.]. *Обогащение руд*. 2008. №4. С.39–40.

2. Автоматизация процессов измельчения в обогащении и металлургии / К.Я. Улитенко, И.В. Соколов, Р.П. Маркин [и др] // E-mail: scma@scma.ru, http://www.scma.ru.

3. Баатархуу Ж., Даваацэрэн Г., Биленко П.Ф. Об одном из путей интенсификации процесса измельчения в шаровых мельницах МШЦ-5500-6500 на комбинате «ЭРДЭНЭТ». *Обогащение руд*. 2000. №3. С. 3–5.

4. Яценко А. А. О повышении эффективности работы шаровых мельниц на основе использования комбинированной мелющей загрузки. *Обогащение руд*. 2011. №3. С. 3–5.

5. Улитенко К.Я., Морозов В.В. Управление операциями измельчения и классификации на основе типизации руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2014. №3. С. 162–167.

6. Дешко Ю. И., Креймер М. Б., Крыхтин Г. С. Измельчение материалов в цементной промышленности. Москва, 1966. 272 с.

7. Барбанягрэ В.Д., Матвеев А.Ф., Смаль Д.В., Москвичев Д.С. Интенсификация процессов тонкого измельчения материалов в шаровых трубных мельницах. *Региональная научно-техническая конференция по итогам конкурса ориентированных фундаментальных исследований по междисциплинарным темам*: сборник труд. конф. (Белгород, 25-26 фев. 2016 г.). Белгород, 2016. С. 44-49.

8. Стеблов А.Б., Березов С.Н., Козлов А.А. Литые чугунные шары для помола материалов. *Литье и металлургия*. 2012. №3 (66). С. 45–49.

9. Сметанин В.А., Путято А.В., Иващенко В.В., Лобанова В.П. Способ повышения эффективности гидравлической классификации в спиральных классификаторах ДОФ-5 РОФ ОАО ММК. *Сталь*. 2015. №7. С. 10–11.

10. Щербаков О.К., Балашов Г.В., Тюрин Н.Г. Износ мелющих тел при мокром измельчении руд. *Горный журнал*. 1978. №8. С. 64–66.

11. Конох И.С., Найда В.В. Анализ актуальности развития информационных технологий для оптимизации работы первой стадии обогатительной фабрики ПГОКа. *Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського.* 2014. Вип. 5 (88). С. 68–76.

12. Габец С.В., Асламов А.А., Габец В.С. Повышение эффективности спирального классификатора и применение автоматизированных гидроциклонных установок на Норильских обогатительных фабриках. *Вестник АГТА*. 2009. Том 3. №1. С. 22–23.

13. Ефременко В.Г., Ткаченко Ф.К., Вознюк А.В., Танчак Е.С. Экономические предпосылки использования мелющих тел повышенного качества и технологические аспекты их производства. *Восточно-Европейский журнал передовых технологий*. 2007. №1/1 (25). С. 22–26.

14. Результаты испытаний помольных шаров 5-й группы твердости на газобетонном заводе (Азербайджан). https://energosteel.com/ispitaniya-pomolnih-melushih-sharov/

Додаток З

Розрахунок економічної ефективності від використання результатів науково-дослідних робіт за тематикою дисертації (ПрАТ “Полтавський ГЗК”)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Голова Правління

ПрАТ «Полтавський ГЗК»

_____ В. В. Лотоус

«08» 04 2020 р.

РОЗРАХУНОК

економічної ефективності від використання результатів науково-дослідних робіт, виконаних ВНЗ Центральноукраїнським національним технічним університетом

Міністерства освіти і науки України

Розрахунок економічної ефективності впровадження технічного і алгоритмічного забезпечення автоматизованої системи керування технологічним процесом збагачення руд на гірничорудних підприємствах, розроблених по науково-дослідних роботах:

1) «Автоматизація процесів керування розділенням твердого по крупності у механічних спіральних класифікаторах» (держреєстрація 0115U003602);

2) «Оптимізація продуктивності кульових млинів по руді і готовому продукту при мінімальних енергетичних і матеріальних перевитратах» (держреєстрація 0115U003942);

3) «Моделювання технологічних процесів у механічних спіральних класифікаторах з метою вдосконалення математичних моделей» (держреєстрація 0115U003962);

4) «Комп'ютеризована система ідентифікації завантаження кульового млина при управлінні подрібненням руди» (держреєстрація 0109U007939)

базується на зниженні витрат на виробництво концентрату за рахунок підвищення продуктивності замкненого циклу подрібнення руди по готовому продукту.

Економічний ефект визначається за формулою

$$E = (B \times З \times O_ц) - Д_в,$$

де B – зменшення витрат на виробництво 1000 т концентрату при підвищенні на 1,0 % продуктивності замкненого циклу подрібнення руди по готовому продукту, дорівнює 0,21 тис. грн.; $З$ – підвищення продуктивності замкненого циклу подрібнення руди по готовому продукту після впровадження технічного і алгоритмічного забезпечення автоматизованої системи керування технологічним процесом подрібнення-класифікації руди, дорівнює 13,2%; $O_ц$ – річний обсяг концентрату, який очікується виробити з використанням технічного і алгоритмічного забезпечення автоматизованої системи керування технологічним процесом подрібнення-класифікації руди, згідно показників роботи збагачувальної фабрики ПрАТ «Полтавський ГЗК» за 2019 р., становить 4505,33 тис. т; $Д_в$ – додаткові витрати на використання результатів науково-дослідних робіт. Додаткові витрати, пов'язані з використанням наукових розробок, включаючи вартість технічного та алгоритмічного забезпечення систем автоматичного керування, становлять 468,5 тис. грн.

Очікувана економічна ефективність використання технічного і алгоритмічного забезпечення автоматизованої системи керування технологічним процесом подрібнення-класифікації руди, зокрема засобами оперативного контролю її якості, дорівнює

$$E = (0{,}21 \times 13{,}2 \times 4505{,}33) - 468{,}5 = 12020{,}27 \text{ тис. грн.}$$

Заступник головного бухгалтера
ПрАТ «Полтавський ГЗК» Т.О.Кобзар

Додаток И

Довідка про використання результатів науково-дослідних робіт за тематикою дисертації (ПрАТ “Полтавський ГЗК”)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Голова Правління

ПрАТ «Полтавський ГЗК»

В. В. Лотоус

«04» 08 2020 р.

ДОВІДКА

про використання результатів науково-дослідних робіт,
виконаних ВНЗ Центральноукраїнським національним технічним університетом
Міністерства освіти і науки України

м.Кропивницький 2020 р.

Ми, що нижче підписалися, представники *ПрАТ «Полтавський ГЗК»*: начальник цеху ЦАСУТП Чекунов Т.М., начальник планово-економічного відділу Зотов І.В. *ВНЗ Центральноукраїнського національного технічного університету*: проректор з наукової роботи, доктор економічних наук Левченко О.М., професор кафедри автоматизації виробничих процесів, доктор технічних наук, професор Кондратець В.О., склали цю довідку про використання при модернізації, проектуванні і освоєнні технологій видобутку та збагачення магнетитових кварцитів, технічного і алгоритмічного забезпечення автоматизованої системи керування технологічним процесом збагачення руди результатів таких науково-дослідних робіт:

1. «Автоматизація процесів керування розділенням твердого по крупності у механічних спіральних класифікаторах» (держреєстрація 0115U003602);

2. «Оптимізація продуктивності кульових млинів по руді і готовому продукту при мінімальних енергетичних і матеріальних перевитратах» (держреєстрація 0115U003942);

3. «Моделювання технологічних процесів у механічних спіральних класифікаторах з метою вдосконалення математичних моделей» (держреєстрація 0115U003962);

4. «Комп'ютеризована система ідентифікації завантаження кульового млина при управлінні подрібненням руди» (держреєстрація 0109U007939).

Зазначені науково-дослідні роботи виконані у ВНЗ Центральноукраїнському національному технічному університеті відповідно до планів, затверджених Міністерством освіти і науки України. При модернізації, проектуванні і освоєнні технологій видобутку та збагачення магнетитових кварцитів, технічного і алгоритмічного забезпечення автоматизованої системи керування технологічним процесом збагачення руди використані такі результати науково-дослідних робіт:

- методи оцінювання енергоефективності руйнування руди шляхом визначення концентрації твердого, визначення оптимального різнорозмірного молольного середовища у кульовому млині та визначення усталеного значення в'язкості пульпи в зоні розділення твердого в односпіральному класифікаторі;

- спосіб визначення крупності дробленого матеріалу на вході кульового млина з циркулюючим навантаженням (патент на винахід №121590);

- пристрій вимірювання середньозваженого розміру пісків з феромагнітними включеннями в механічному односпіральному класифікаторі (патент на винахід №121594);

- спосіб визначення крупності пісків механічного односпірального класифікатора (патент на винахід №121251);

- алгоритми і підсистеми енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання.

Використання результатів наукових досліджень дозволяє:

1. Зменшити на 2,5% коливання речовинного складу продуктів збагачення, які надходять на металургійний переділ.

2. Підвищення продуктивності циклу подрібнення руди по готовому продукту, дорівнює 13,2%.

3. Максимізувати продуктивність технологічних агрегатів на гірничих підприємствах в умовах змінності статичних і динамічних характеристик об'єкта керування.

4. Зменшити енерговитрати на 0,3%.

Очікуваний економічний ефект від використання результатів науково-дослідних робіт становить 12020,27 тис. грн.

Від ЦНТУ

О. М. Левченко

В. О. Кондратець

Від ПрАТ «Полтавський ГЗК»

Т.М. Чекунов

І.В. Зотов

Додаток К

Випробування розроблених технічних засобів та впровадження одержаних наукових результатів

Додаток К.1

Акт відомчих випробувань системи автоматичної стабілізації оптимального складу мололього середовища в технологічному агрегаті

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи ЦНТУ
_____ О.М. Левченко
“ 01 ” 06 2020 р.

А К Т

відомчих випробувань системи автоматичної стабілізації оптимального складу молольного середовища в технологічному агрегаті

Система автоматичної стабілізації оптимального складу молольного середовища в кульовому млині призначена для підтримання визначеного складу і об’єму різнорозмірного кульового завантаження в процесі роботи.

Система автоматичної стабілізації оптимального складу молольного середовища в кульовому млині включає інформаційні засоби (конвеєрні ваги, датчик середньозваженої крупності вихідної руди, датчик середньозваженої крупності розвантаження кульового млина), інформаційно-керуючий блок завантаження різнорозмірних куль та багатоструминний пристрій з магазинами для завантаження різнорозмірних куль у кульовий млин на заміну спрацьованих і спрацьованої футеровки.

Систему автоматичної стабілізації оптимального складу молольного середовища в кульовому млині виготовлена в Центральноукраїнському національному технічному університеті.

Відомчі випробування системи автоматичної стабілізації оптимального складу молольного середовища в кульовому млині проводилися з 07.04.2020р. по 29.05.2020 р. за розробленою методикою.

Характеристика умов відомчих випробувань

Випробування системи автоматичної стабілізації оптимального складу молольного середовища в кульовому млині здійснювалися в наступних умовах:

1. Система здійснює компенсацію спрацьованих куль і футеровки в процесі роботи різнорозмірним кульовим завантаженням.

2. Для випробувань було виготовлено спрощений пристрій для завантаження куль в млин у вигляді агрегату з чотирма магазинами, які були придатні для роботи з інформаційно-керуючим блоком завантаження куль. Магазини мали меншу кількість сферичних тіл, а самі тіла були мініатюрними і однаковими за розміром. Їх розрізняли за кольором, що відповідав певному розміру кульок. При дозуванні тіла з окремого магазина поступали в конкретний приймач у вигляді скриньки певного кольору, що відповідав кольору кульок.

3. Інформаційно-керуючий блок завантаження куль у технологічний агрегат виготовлено у промисловому варіантні. В експериментах прийнято, що кулі використовуються з витратою 0,1 кг на одну тону подрібненої руди і 0,02 кг футеровки на одну тону руди, що складає 0,12 кг витрат металу при подрібненні однієї тони руди. Це складає, наприклад при подрібненні 160 т руди за годину витрату металу (куль і футеровки) 19,2 кг. Теоретично за даними подрібнення руди розраховувалася витрата енергії, що дозволило визначати кількість кВт·год на одну тону руди. За розробленою методикою встановлювалася кількість спрацьованих куль різного розміру на одну кВт·год. Це за теоретично визначеною витраченою енергією дозволяло встановлювати кількість різнорозмірних куль, які необхідно додати в технологічний агрегат після однієї години роботи.

4. На вхід інформаційно-керуючого блока в процесі досліджень подавалися оперативні дані про крупність вихідної руди, крупність розвантаження кульового млина та рудну продуктивність, що вимірюється конвеєрними вагами, а сигнали задавальних пристроїв, що відповідали цим незмінним значенням показників, зафіксованих в промислових експериментах, де крупність і рудна продуктивність змінювалися в достатньо широких межах: середньозважена крупність вихідного живлення варіювала від 8,21 до 10,1 мм, середньозважена крупність розвантаження млина – від 0,5807 до 1,0212 мм, рудна продуктивність – від 160 до 170 т/год.

5. Через годину роботи на світловому індикаторі блока фіксувалися кількості завантажених куль різних розмірів. Крім того вони перераховувалися в приймальних комірках, а результати порівнювалися між собою. Випробування завжди тривали впродовж 10 годин з фіксуванням годинних та загального результату.

Висновки за результатами випробувань

1. Обладнання для випробування системи автоматичної стабілізації

оптимального складу мололього середовища в кульовому млині відповідають умовам роботи на рудозбагачувальних фабриках.

2. Умови і методика випробувань забезпечували отримання достовірних результатів.

3. В експериментах встановлено, що за одну годину роботи кульового млина необхідно в технологічний агрегат завантажувати різну кількість мололиних тіл. Мололиних тіл розміром 50 мм необхідно дозавантажувати в кількості 2…6 шт, 65 мм – 1…3 шт, 75 мм – 1…3 шт, 90 мм – 0…2 шт.

4. Зафіксована кількість куль при різних технологічних ситуаціях співпадає з розрахунковою, а завантаження відповідає визначеній.

5. Впродовж тривалого часу роботи збоїв не відбувалося, що підтверджує як необхідну точність, так і надійність розробленої системи автоматичної стабілізації оптимального складу мололього середовища кульового млина.

6. Енергетичний підхід визначення спрацювання куль в кульовому млині є перспективним, оскільки забезпечує точність в будь-яких умовах роботи технологічного обладнання.

7. На підставі отриманих результатів досліджень вважаємо доцільним рекомендувати систему автоматичної стабілізації оптимального складу мололього середовища в кульовому млині для впровадження на рудозбагачувальних фабриках.

Голова комісії:

Декан факультету автоматики та енергетики _____ Л.Г. Віхрова

Члени комісії:

Завідувач кафедри АВП _____ С.І. Осадчий

Доцент, к.т.н. _____ О.М. Сербул

Завідувач лабораторіями кафедри АВП _____ С.Г. Прохватілов

Присутні:

Професор, д.т.н. _____ В.О. Кондратець

Доцент, к.т.н. _____ А.М. Мацуй

Додаток К.2

Акт відомчих випробувань системи енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи ЦНТУ
_____ О.М. Левченко
“ 17 “ 07 2020 р.

А К Т

відомчих випробувань системи енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання

Система енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання призначена для автоматичного керування рудною продуктивністю кульового млина і розрідженням пульпи в ньому в умовах зміни головних збурюючих діянь – середньозваженої крупності вихідної руди та спрацювання футеровки і впливу перешкод – можливого прослизання кульового завантаження і невідповідності обертів барабана його внутрішньому діаметру та ін. Метою є отримання заданого значення середньозваженої крупності готового продукту та максимально можливої енергоефективності руйнування руди.

Система енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання виготовлена у вигляді інформаційно-керуючого блока та периферійних пристроїв. Інформаційно-керуючий блок забезпечував необхідні перетворення сигналів і формування керуючих діянь.

Система енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання розроблена і виготовлена в Центральноукраїнському національному технічному університеті.

Відомчі випробування системи енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання проводилися з 12.05.2020р. по 15.07.2020 р. за розробленою методикою.

Характеристика умов відомчих випробувань

Випробування системи енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання здійснювалися в наступних умовах:

1. На вхід інформаційно-керуючого блока подавалися незмінні вимірювальні технологічні параметри та їх незмінні оцінки, взяті з результатів промислових досліджень роботи циклу подрібнення руди. Вони змінювалися у відповідності з довжиною однорідною за крупністю руди на конвеєрній стрічці.

2. У інформаційно-керуючому блоці у відповідності з введеними даними визначалися передбачені програмою показники з залученням передбачених параметрів знаходилися тривалість подрібнення поточного матеріалу до заданої крупності у розвантаженні млина, рудна продуктивність кульового млина, фіктивна швидкість руху пульпи вздовж барабана, в'язкість пульпи на виході з процесу. За цими даними знаходилося співвідношення тверде/вода, яке встановлювалося на вході кульового млина як задавальне діяння.

3. Система енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання є цифровою системою, в якій на вході з великою точністю формується і підтримується рудна продуктивність і співвідношення тверде/вода, що відповідають поточній крупності твердого на вході технологічного агрегату.

4. Встановлені задавальні діяння на вході кульового млина ніякими факторами порушитись не можуть.

5. Якщо технологічні параметри руди не змінюються, то в системі задавальні діяння залишаються незмінними і перехідні процеси не здійснюються. У випадку зміни крупності руди відбувається зміна задавальних діянь і здійснюється перехідний процес.

Висновки за результатами випробувань

1. Інформаційно-керуючий блок системи відповідав умовам роботи на рудозбагачувальних фабриках.

2. Умови і методика випробувань забезпечували отримання достовірних результатів.

3. Розроблена система енергоефективного інваріантного керування

подрібненням-класифікацією руд відрізняється високою надійністю, відмов і відхилень від нормальної роботи не спостерігалося.

4. Дана система була стійкою, її перехідний процес за керуючим діянням закінчується за 0,019 с, що говорить про достатньо високі якісні показники.

5. Температура навколишнього середовища не впливає на функціонування системи.

6. Система достатньо точно відпрацьовує створені на її вході задавальні діяння як за рудною продуктивністю, так і розрідженням пульпи в усьому діапазоні їх зміни. Вона має високі якісні показники стосовно точності і швидкодії.

7. Вважаємо доцільним рекомендувати систему енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання для впровадження на рудозбагачувальних фабриках.

Голова комісії:

Декан факультету автоматики та енергетики _____ Л.Г. Віхрова

Члени комісії:

Завідувач кафедри АВП _____ С.І. Осадчий

Доцент, к.т.н. _____ О.М. Сербул

Завідувач лабораторіями кафедри АВП _____ С.Г. Прохватілов

Присутні:

Професор, д.т.н. _____ В.О. Кондратець

Доцент, к.т.н. _____ А.М. Мацуй

Додаток К.3

Акт відомчих випробувань датчика середньозваженого розміру пісків механічного односпірального класифікатора та розвантаження кульового млина, що подрібнює вихідну руду з пісками класифікатора

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи ЦНТУ
_____О.М. Левченко
“ 03 “ 03 2020р.

А К Т

відомчих випробувань датчика середньозваженого розміру пісків механічного односпірального класифікатора та розвантаження кульового млина, що подрібнює вихідну руду з пісками класифікатора

Датчик середньозваженого розміру подрібненого кристалічного матеріалу з вмістом магнітної фракції призначений для автоматичного вимірювання середньозваженого розміру пісків механічного односпірального класифікатора та розвантаження кульового млина, який працює у замкненому циклі з класифікатором.

Основою датчика середньозваженої крупності подрібненого матеріалу є магнітоелектрична система, яка включає постійний магніт з двома полюсними наконечниками з повітряним зазором між ними, немагнітну прокладку, що ізолює полюсні наконечники від потоку феромагнітного здрібненого матеріалу, та індукційну обмотку, розташовану на полюсних наконечниках. Е.р.с. індукційної обмотки несе інформацію про середньозважену крупність матеріалу. Два полюсних наконечника біля повітряного зазору мають товщину крайок 2 мм, а біля джерела магніторушійної сили – 10 мм. Від крайок,розташованих біля матеріального потоку, товщина полюсних наконечників поступово зростає до 10 мм. Оптимальним кутом нахилу полюсних наконечників є кут, що дорівнює 45°. Ширина полюсних наконечників, величина повітряного проміжку між ними та глибина проникнення магнітного потоку у матеріал створюють контрольований об’єм датчика. В одному з полюсних наконечників у прорізі встановлено перетворювач Холла для контролю вмісту магнітного заліза в твердому.

Датчик середньозваженої крупності подрібненого матеріалу виготовлено в Центральноукраїнському національному технічному університеті.

Відомчі випробування датчика середньозваженої крупності подрібненого матеріалу проводилися з 08.01.2020р. по 28.02.2020 р. відповідно розробленій

методиці.

Характеристика умов відомчих випробувань

Випробування датчика середньозваженої крупності подрібненого матеріалу здійснювалися в наступних умовах:

1. Для випробування виготовлено спеціальний стенд, основою якого слугує металевий канал з прямокутним нормальним поперечним перерізом заповнений пісками класифікатора і накритий кришкою з плексигласу, в якому забезпечено задане ущільнення матеріалу. На зовнішній поверхні каналу по кришці з плексигласу ковзає магнітоіндукційний перетворювач встановлений в пересувній каретці. Канал фіксується нерухомо на сталевій плиті. Довжина каналу складає 1300 мм, каретка з магнітоіндукійним перетворювачем без люфту може переміщатись за допомогою привода з незмінною швидкістю.

2. За допомогою додаткових досліджень магнітоіндукційного перетворювача на двох стендах встановлені оптимальні параметри його магнітного поля в матеріалі, які дорівнювали 5×20×60 мм.

3. Строго витримувалися всі показники даного технологічного процесу – вологість матеріалу 12%, ущільнення, що відповідає механічному односпіральному класифікатору перед зоною розвантаження пісків, пісковий матеріал брався безпосередньо з технологічного продукту в межах зміни середньозваженої крупності і вмісту магнітного заліза.

4. Привод забезпечував швидкість переміщення каретки (датчика) на незмінному значенні 0,44 м/с, що відповідає швидкості руху спіралі класифікатора.

5. Після встановлення усталеної швидкості руху сигнали магнітоіндукційного перетворювача і перетворювача Холла заносились в пам'ять персонального комп'ютера. В процесі обробки отримували середнє значення напруги індукційної обмотки і перетворювача Холла. За базове значення сигналу перетворювача Холла було прийняте мінімальне в експериментах. Всі інші – більші значення при обробці даних ділилися на мінімальне. Сигнал індукційної обмотки перемножувався з величиною відношення сигналів перетворювача Холла. Таким чином отримували результуюче значення вихідних величин магнітоелектричної системи, які відносили до визначених середньозважених крупностей подрібненого матеріалу.

6. В експериментах середньозважена крупність пісків змінювалася в межах 1,45…2,61 мм. Вміст магнітного заліза не вимірювався, лише було відомо, що в матеріалі він змінювався на 19%. В процесі випробувань здійснено 103 експерименти.

Висновки за результатами випробувань

1. Стенд для випробування датчика середньозваженої крупності подрібненого матеріалу відповідав умовам роботи на рудозбагачувальних фабриках.

2. Умови і методика випробувань забезпечували отримання достовірних результатів.

3. В процесі експериментальних досліджень встановлено, що вихідний сигнал магнітоелектричної системи зростає при збільшенні середньозваженої крупності пісків. Експериментальна залежність відповідає теоретичній.

4. Кореляційний зв'язок отримано достатньо тісний, коефіцієнт кореляції склав 0,98. Середнє квадратичне відхилення дорівнює σ=0,00679 ум.од. При цьому 3σ становить 0,02038 ум.од., а відносна похибка вимірювання параметра дорівнює ±2,91%, що гарантує вимірювання крупності пісків односпірального класифікатора даною магнітоелектричною системою в межах вимог технологічного процесу.

5. Датчик середньозваженої крупності подрібненого твердого відрізняється високою надійністю, оскільки він є безконтактним і в процесі дослідження відмов і відхилень від нормального режиму роботи не спостерігалося.

6. На підставі отриманих результатів дослідження вважаємо доцільним рекомендувати датчик середньозваженого розміру пісків і розвантаження кульового млина для впровадження на рудозбагачувальних фабриках.

Голова комісії:

Декан факультету автоматики та енергетики _____ Л.Г. Віхрова

Члени комісії:

Завідувач кафедри АВП _____ С.І. Осадчий

Доцент, к.т.н. _____ О.М. Сербул

Завідуювач лабораторіями кафедри АВП _____ С.Г. Прохватілов

Присутні:

Професор, д.т.н. _____ В.О. Кондратець

Доцент, к.т.н. _____ А.М. Мацуй

Додаток К.4

Акт відомчих випробувань датчика контролю енергоефективності руйнування (концентрації) руди в кульовому млині

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи ЦНТУ
_____ О.М. Левченко
"07" 04 2020р.

А К Т

відомчих випробувань датчика контролю енергоефективності руйнування (концентрації) руди в кульовому млині

Датчик контролю енергоефективності руйнування руди в кульовому млині призначений для автоматичного визначення концентрації твердого в заданому перерізі барабана. Розроблявся для млинів з двофазним і трьохфазним рухом куль.

Датчики складаються з первинних та вторинних перетворювачів у вигляді вимірювальної схеми та засобу числової обробки інформації. Основою є первинні перетворювачі пружна пластина – передаючий стержень, на торці якого падаючою кулею руйнується руда і основний пружний стержень, на якому падаючою кулею руйнується руда, разом з допоміжним, по якому куля вдаряє без руди. Сигнали первинних перетворювачів обробляються відповідними цифровими засобами.

Датчики енергоефективності руйнування руди у кульовому млині виготовлені в Центральноукраїнському національному технічному університеті.

Відомчі випробування датчиків енергоефективності руйнування руди у кульовому млині проводилися з 05.02.2020р. по 31.03.2020 р. за розробленою методикою.

Характеристика умов відомчих випробувань

Випробування датчиків енергоефективності руйнування руди в кульовому млині здійснювалися в наступних умовах:

1. Для випробування виготовлено спеціальний стенд, конструктивною основою якого є масивна обернена П-подібна конструкція зі стояком, на якому зварюванням закріплена направляюча труба значної висоти. В направляючій трубі виконані наскрізні отвори, за допомогою яких і шпильки забезпечується фіксування висоти установлювання кулі. У направляючій трубі може вільно переміщуватись куля діаметром 70 мм. Висота падіння кулі може дискретно задаватись через 30 мм. При

падінні куля наносить удар в центрі пружної пластини, деформуючи її. На зворотному боці пружної пластини закріплено два тензоперетворювача ввімкнених у діагоналі вимірювального моста. Напруга на виході моста вимірювалася цифровим вольтметром. При незмінній висоті падіння кулі сигнал залежав від об'єму зруйнованої руди. Пружна пластина виготовлена з сталі і має довжину 300 мм, ширину 150 мм, а товщину – 20 мм.

2. Враховуючи те, що руди сильно відрізняються міцністю і нерівномірністю розташування вкраплень навіть в межах одного родовища, в дослідах використовували більш однорідні і різні за міцністю матеріали – сірий граніт, червоний граніт, мармур. Зразки гірських порід за формою наближено були кубічними і відповідали розмірам 8 мм, 10 мм, 12 мм. В експериментах реєструвалися час від початку до кінця руйнування і найбільше значення амплітуди, які визначалися за перехідним процесом тензоперетворювачів на персональному комп'ютері.

Висновки за результатами випробувань

1. Стенд для випробування методу оцінювання енергоефективності руйнування руди в кульовому млині відповідав умовам роботи на рудозбагачувальних фабриках.

2. Умови і методика випробувань забезпечували отримання достовірних результатів.

3. Встановлено, що час руйнування гірської породи лінійно зростає при збільшенні розміру зразків, залежність є практично функціональною, що гарантує отримання високої точності даним методом. Залежності для різних матеріалів однотипні, але нахил їх різний, що визначається міцністю. Експериментальні залежності відповідають теоретичним.

4. При руйнуванні різної кількості однакових шматків руди в залежності за тривалістю руйнування з'являвся розкид точок, що пояснюється різною висотою окремих зразків і збільшеною їх результуючою висотою. Якщо руйнування руди оцінювати за витраченою енергією, то розкид точок зменшується, особливо якщо брати різницю витрачених енергій на деформування перетворювача з рудою і без руди. Встановлено, що точність вимірювання параметра даним методом залежить від трьох функціональних переходів.

5. Першим з них є об'єм зруйнованої руди і тієї, що при ударі знаходиться під тиском падаючої кулі. Найкращими будуть умови, коли весь матеріал, що знаходиться під тиском падаючої кулі руйнується. Це можливо при певному розмірі кулі і шматка руди. Найбільш підходящим є діаметр кулі 50 мм, яка діє на певному віддаленні від

завантажувальної горловини, де розмір крупної руди вже достатньо малий.

6. Другим функціональним переходом є вибір параметра контролю – це час руйнування шматка руди певного об'єму чи енергія, затрачена на його руйнування. Тому слід вибрати параметр – енергія руйнування.

7. Наступним функціональним переходом є вибір первинного перетворювача. У випадку двофазного руху куль у млині ефективним є первинний перетворювач у вигляді пружної пластини з передаточним стержнем, а при трифазному русі куль – двостержневий перетворювач. Перетворювач для млина з двофазним рухом куль містить подвійний механізм інваріантної компенсації впливу експлуатаційного спрацювання стержня на результати вимірювання, що дозволяє звести похибку вимірювання параметра до 1,171%. У млині з трифазним рухом куль також перетворювач містить механізм інваріантної компенсації впливу спрацювання стержнів і зміни швидкості руху куль. Його відносна похибка складає ±2,5%.

8. На підставі отриманих результатів дослідження вважаємо доцільним рекомендувати датчик енергоефективності руйнування руди в кульових млинах для впровадження на рудозбагачувальних фабриках.

Голова комісії:

Декан факультету автоматики та енергетики _____ Л.Г. Віхрова

Члени комісії:

Завідувач кафедри АВП _____ С.І. Осадчий

Доцент, к.т.н. _____ О.М. Сербул

Завідувач лабораторіями кафедри АВП _____ С.Г. Прохватілов

Присутні:

Професор, д.т.н. _____ В.О. Кондратець

Доцент, к.т.н. _____ А.М. Мацуй

Додаток К.5

Акт відомчих випробувань радіометоду передачі інформації з рухомих об’єктів на нерухомі

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з наукової роботи ЦНТУ
_____О.М. Левченко
"05" 05 2020р.

А К Т

відомчих випробувань радіометоду передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі

Радіометод передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі, який реалізується відповідною системою, призначений для автоматичної передачі інформації у вигляді середньозваженої крупності пісків механічного односпірального класифікатора, середньозваженої крупності розвантаження кульового млина та енергетичної ефективності руйнування руди у кульовому млині.

Радіометод реалізується мобільним блоком, розташованим на барабані млина, нерухомим блоком, який являє собою радіоприймач зі складеним підсилювачем змінного струму та зв'язаний з ним автоматичний регулятор режиму підсилення радіосистеми. Узгоджує роботу мобільного і нерухомого блоків система циклового керування. Мобільний блок являє собою радіопередавальний пристрій.

Радіосистема, що реалізує радіометод передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі, виготовлена в Центральноукраїнському національному технічному університеті.

Відомчі випробування радіометоду передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі проводилися з 10.03.2020р. по 30.04.2020 р. відповідно розробленій методиці.

Характеристика умов відомчих випробувань

1. Для випробування виготовлено спеціальний стенд, що містить вал, встановлений в підшипниках. На валу за допомого ступиці і радіальних розпірок встановлено обід діаметром 4 м. На валу, крім того, встановлені кільцеві контакти, з яких напруга знімається за допомогою щіток. Вал обертається приводом з швидкістю 16,5 об/хв, що відповідає умовам руху барабана млина. На ободі, що імітує барабан кульового млина, встановлено мобільний блок і радіопередавальна антена. Така ж антена встановлювалася на радіоприймачі, який розміщувався на відстані 1 м від обода. Вихідний сигнал радіопередавача через кільцеві контакти і струмоз'ємні щітки також фіксувався в кінцевому пристрої радіоприймача. Функції кінцевого пристрою виконував персональний комп'ютер, на якому фіксувалися як переданий, так і прийнятий сигнали.

2. Замість первинного перетворювача використано генератор двох фіксованих частот з незмінною амплітудою. У кожному експерименті встановлювалася частота 50 та 250 Гц з незмінною амплітудою.

Висновки за результатами випробувань

1. Стенд для випробувань радіометоду передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі відповідав умовам роботи на рудозбагачувальних фабриках.

2. Умови і методика випробувань забезпечували отримання достовірних результатів.

3. Радіометод передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі підтвердив високу надійність, відмов і відхилень від нормальної роботи не спостерігалося.

4. Встановлено, що реалізації переданого і прийнятого гармонічних сигналів на частоті 50 Гц практично співпадають між собою. Достатньо якісно передається як форма, так і амплітуда корисного сигналу. Тривалості сигналів також однакові і відповідають періоду вхідного сигналу. На частоті 250 Гц отримані такі ж самі результати.

5. Реалізації випадкових процесів також достатньо добре співпадають, однак на виході прийнятий сигнал має дещо згладжені вершини викидів. Обробка отриманих реалізацій випадкового процесу показала, що їх дисперсії складають 1,8585 ум.од. і 1,8489 ум.од., а число додатних викидів за нульовий рівень однакове. Спектральні густини займають діапазон від 50 до 250 Гц. Розрахована відносна похибка прийнятого сигналу порівняно з переданим складає ±0,2586%. Отже, і випадкові сигнали достатньо точно передаються даним радіометодом.

6. На підставі отриманих результатів досліджень вважаємо доцільним рекомендувати радіометод передачі інформації з рухомих об'єктів на нерухомі для впровадження на рудозбагачувальних фабриках.

Голова комісії:

Декан факультету автоматики та енергетики _____ Л.Г. Віхрова

Члени комісії:

Завідувач кафедри АВП _____ С.І. Осадчий

Доцент, к.т.н. _____ О.М. Сербул

Завідувач лабораторіями кафедри АВП _____ С.Г. Прохватілов

Присутні:

Професор, д.т.н. _____ В.О. Кондратець

Доцент, к.т.н. _____ А.М. Мацуй

Додаток К.6

Довідка про використання результатів НДДКР у навчальному процесі

Документ, що підтверджує використання результатів НДДКР у навчальному процесі

УЗГОДЖЕНО
Проректор з наукової роботи
_____ О.М. Левченко
“30“ 08 2017 р.

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з навчальної роботи
_____ В.М. Кропівний
“31“ 08 2017 р.

АКТ
про використання результатів НДДКР
у навчальному процесі

Результати науково-дослідної роботи виконаної на кафедрі автоматизації виробничих процесів, що лягли в основу монографії “Автоматизація процесів керування розрідженням пульпи при подрібненні руди барабанними млинами” (Кіровоград: КОД, 2013. 368 с.), автором якої є Мацуй А.М., стали частиною його дисертації “Методологічні засади енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання” і з 2017/2018 навчального року впроваджені в навчальний процес у лекційні курси дисциплін “Теорія автоматичного керування”, “Автоматика та автоматизація виробництва”, “Методи оптимізації”, які викладаються для студентів за напрямів та спеціальностей 6.050201, 6.100101, 7.05020101, 7.05020102, 7.10010101, 8.05020101, 8.05020102, 8.10010101.

Підставою є рішення кафедри АВП від “29“ серпня 2017 р., протокол №1.

Завідувач кафедри, у навчальному процесі якої використовуються результати НДДКР _____ (підпис) С.І. Осадчий (ПІБ)
“29“ 08 2017 р.

Начальник навчального відділу _____ (підпис) Л.І. Кондратець (ПІБ)
“29“ 08 2017 р.

Додаток К.7

Довідка про використання результатів дисертації в навчальному процесі

Документ, що підтверджує
використання результатів
НДДКР у навчальному процесі

УЗГОДЖЕНО
Проректор з наукової роботи
_____О.М. Левченко
"30" 01 2020р.

ЗАТВЕРДЖУЮ
Проректор з навчальної роботи
_____В.М. Кропівний
"31" 01 2020р.

АКТ
про використання результатів НДДКР у навчальному процесі

Результати науково-дослідної роботи "Методологічні засади енергоефективного інваріантного керування подрібненням-класифікацією руд на основі непрямих прогностичних оцінок характеристик сировини та обладнання" (0115U003602, 0115U003942, 0115U003962 і 0109U007939), що виконується на кафедрі "Автоматизація виробничих процесів", з "1" лютого 2020 року використовуються у навчальному процесі на підставі рішення кафедри "29" січня 2020р., протокол №7.

Вказані результати включені до лекційних курсів "Теорія автоматичного управління", "Методи оптимізації", "Типові технологічні процеси автоматизації виробництва", "Автоматика та автоматизація виробництва", "Радіоприймальні пристрої", "Радіопередавальні пристрої", "Нечіткі регулятори в системах автоматичного управління", до лабораторного практикуму, курсового та дипломного проектування при підготовці фахівців за спеціальностями 141 «Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка», 151 «Автоматизація та комп'ютерно-інтегровані технології» та 172 «Телекомунікації та радіотехніка».

Завідувач кафедри, у навчальному процесі якої використовуються результати НДДКР _____ (підпис) С.І. Осадчий (ПІБ)

"29" 01 2020р.

Начальник навчального відділу _____ (підпис) Л.І. Кондратець (ПІБ)

"29" 01 2020р.

Додаток Л

Інформаційні повідомлення про отримання патентів та підтримання їх чинності за темою дисертації

Додаток Л.1

Інформаційне повідомлення

Інформаційне повідомлення

Цим засвідчуємо, що університет підтверджує чинність наступних патентів України:

1. 111027 B03B 11/00, B02C 25/00. «Спосіб автоматичної стабілізації розрідження пульпи в млинах з циркулюючим навантаженням» (2016 р.);

2. 107479 B03B 13/00. «Спосіб визначення продуктивності спірального класифікатора по пісках» (2016 р.);

3. 113083 G 01 G 11/00, G 01 G 11/04. «Конвеєрні ваги» (2017 р.);

4. 114305 B03B 13/00. «Спосіб визначення продуктивності спірального класифікатора по пісках» (2017 р.);

5. 118205 G01G 11/00, G01G 11/04. «Конвеєрні ваги для сипкого матеріалу зі змінними характеристиками» (2017 р.);

6. 121446 B03B 13/00. «Спосіб визначення продуктивності спірального класифікатора по пісках при експлуатаційному спрацюванні робочих елементів спіралі» (2017 р.);

7. 122858 B02C 25/00. «Спосіб ідентифікації завантаження кульового млина рудою в умовах експлуатаційного спрацювання футеровки» (2018 р.);

8. 121594 «Пристрій вимірювання середньозваженого розміру пісків з феромагнітними включеннями в механічному односпіральному класифікаторі» (2020 р.);

9. 121590 «Спосіб визначення крупності дробленого матеріалу на вході кульового млина з циркулюючим навантаженням» (2020 р.);

10. 121251 «Спосіб визначення крупності пісків механічного односпірального класифікатора» (2020 р.);

11. 143234 «Спосіб визначення середньозваженої крупності руди в

технологічному потоці» (2020 р.);

12. 122994 «Спосіб автоматичного визначення кульового завантаження барабанних млинів» (2021 р.);

автором яких є здобувач А.М. Мацуй.

Проректор з наукової роботи ЦНТУ О.М. Левченко

Керівник методично-організаційного відділу О.О. Смірнов

Додаток Л.2

Інформаційне повідомлення

Інформаційне повідомлення

Цим засвідчуємо, що університетом було подано заявки на винаходи України:

Проходить кваліфікаційну експертизу:

1. a201909798 «Пристрій для завантаження кулями барабанного млина» (2019 р.);

Проходять формальну експертизу:

1. a202102884 «Спосіб оперативного оцінювання в'язкості пульпи в кульових млинах» (2021 р.);

2. a202102892 «Спосіб оперативного визначення швидкості руху пульпи вздовж барабана кульового млина» (2021 р.);

автором яких є здобувач А.М. Мацуй.

Проректор з наукової
роботи ЦНТУ О.М. Левченко

Керівник методично-
організаційного
відділу О.О. Смірнов

Додаток М

Список публікацій здобувача

Наукові праці, в яких містяться основні наукові результати дисертації

Монографії

1. Кондратець В.О., Сербул О.М., Мацуй А.М. Автоматизація процесів керування розрідженням пульпи при подрібненні руди барабанними млинами. Кіровоград: КОД, 2013. 368 с.

2. Kondratets V., Matsui A., Abashina A. Virtual assessment of the state of the optimal ball load of the mill grinding ore dressing plants. Modernization and engineering development of resource-saving technologies in mineral mining and processing. Petrosani, Romania: UNIVERSITAS Publishing. 2019. P. 163–185 (*розділ колективної монографії опублікованої в країнах ЄС*).

3. Kondratets V., Matsui A., Pikilniak A., Artiukhov A. The study of ore breakage in ball mill to assess the energy efficiency of its grinding. Energy- and resourse-saving technologies of developing the raw-material base of mining regions. Petrosani, Romania: UNIVERSITAS Publishing. 2021. P. 370–385 (*розділ колективної монографії опублікованої в країнах ЄС*).

Публікації у фахових виданнях

4. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Дослідження нелінійної системи Мацуй А.М., Кондратець В.О. Дослідження нелінійної системи автоматичного управління подачею води у кульовий млин, що подрібнює піски класифікатора. *Техніка в сільськогосподарському виробництві, галузеве машинобудування, автоматизація*. 2013. №26. С. 161–168.

5. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Розширення можливості застосування формули Качана для визначення швидкості стісненого падіння мінеральних зерен. *Вестник ХНТУ*. 2015. №3. С. 138–144.

6. Мацуй А. М. Математичне моделювання формування піскового тіла у міжвитковому просторі механічного односпірального класифікатора. *Автоматизація технологічних і бізнес-процесів*. 2015. Вип. 7. С. 9–17.

7. Кондратець В.О., Мацуй А.М. Моделювання розподілу дробленої руди вздовж конвеєрної стрічки при розвантаженні бункерів. *Інтегровані технології та енергозбереження*. 2015. №3. С. 42–50.

8. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Моделювання закономірностей розташування матеріалу вздовж нижньої частини піскового тіла механічного спірального класифікатора. *Автоматизація технологічних і бізнес-процесів*. 2016. №8. С. 84–92.

9. Мацуй А. М. Моделювання закономірностей розташування матеріалу вздовж верхньої частини піскового тіла механічного односпірального класифікатора. *Вісник Херсонського національного технічного університету*. 2016. №1 (56). С. 154–162.

10. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Дослідження втрат точності вимірювання об’єму піскового тіла при експлуатаційному спрацюванні спіралі класифікатора. *Методи та прилади контролю якості*. 2016. №2 (37). С. 30–37.

11. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Моделювання закономірностей сходження пісків у механічному односпіральному класифікаторі. *Вісник Херсонського національного технічного університету*. 2017. №1 (60). С. 206–214.

12. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Математичне моделювання процесів адаптивної квазіінваріантної слідкуючої системи стабілізації розрідження пісків односпірального класифікатора. *Проблеми інформаційних технологій*. 2017. №1 (21). С. 116–124.

13. Мацуй А. М. Моделювання розрідженості пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора при незмінній витраті води. *Вісник Херсонського національного технічного університету*. 2017. №3 (62). Т.1. С. 186–191.

14. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Теоретичне і експериментальне дослідження магнітоелектричної системи, що сприймає крупність пісків односпірального класифікатора. *Електротехніка та електроенергетика*. Запоріжжя, 2017. №2. С.38–47.

15. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Оптимізація прогнозування розрідження пульпи у кульових млинах при змінній витраті води в піски

класифікатора. *Вісник Житомирського державного технічного університету. Серія: Технічні науки*. 2017. №1. С. 171–181.

16. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Аналіз роботи кульового млина першої стадії подрібнення руди як об’єкта оптимального керування. *Вчені записки Таврійського національного університету ім. В.І.Вернадського. Серія: Технічні науки*. 2018. Том 29 (68). №4. С. 180–188.

17. Matsui A., Kondratets V. Mathematical model of operative estimation of viscosity of a pulp in a ball mill at grinding an ore. *Вісник Тернопільського національного технічного університету.* 2018. №3 (91). С. 115–124.

18. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Теоретичне дослідження системної стабілізації підсилювальних властивостей радіоканалу для агрегатів з обертовими частинами. *Вісник Житомирського державного технічного університету. Серія: Технічні науки*. 2018. №1. (81) С. 191–201.

19. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Математичне моделювання автоматичного контролю енергоефективності подрібнення руди кульовими млинами при спрацюванні футеровки. *Проблеми інформаційних технологій.* 2018. №23. С. 111–117.

20. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Радіоканал для передачі інформації з обертових частин агрегатів на нерухомі. *Вчені записки Таврійського національного університету ім. В.І. Вернадського. Серія: Технічні науки*. 2018. Том 29 (68). №2. С. 64–72.

21. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Базова математична модель оперативного оцінювання в’язкості пульпи при подрібненні руди кульовими млинами. *Математичне моделювання*. 2018. №2 (39). С. 135–146.

22. Мацуй А. М. Математичне моделювання характеристик різнорозмірного кульового навантаження млина першої стадії подрібнення вихідної руди. *Вісник КНУ*. 2018. Вип. 47. С. 8–14.

23. Мацуй А. М. Теоретичне дослідження ідентифікації середньозваженої крупності розвантаження кульового млина і пісків односпірального класифікатора. *Гірничий вісник*. 2018. Вип. 103. С. 197–203.

24. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Математичне моделювання зв’язків показників процесу подрібнення з параметрами концентрації крупних фракцій руди. *Вісник Херсонського національного технічного університету.* 2018. №3 (66). Т.2. С. 266–274.

25. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Моделювання отримання і оцінювання результуючих характеристик кульового навантаження рудорозмельного млина першої стадії. *Математичне моделювання*. 2019. №1. С. 57–68.

26. Мацуй А.М., Кондратець В.О., Абашина А.А. Системний аналіз роботи механічного односпірального класифікатора як об’єкта керування. *Вісник КНУ*. 2019. Вип. 48. С. 8–13.

27. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Підвищення енергетичної ефективності кульового завантаження циклу «млин-класифікатор» в першій стадії рудопідготовки. *Вісник ХНТУ*. 2019. №2 (69). С. 86–95.

Статті у виданнях, що входять до міжнародних наукометричних баз

28. Matsui A. The features of the specific ore types grinding automated control in the ore preparation process. Metallurgical and Mining Industry. 2015. №1. P. 18–21 (*SCOPUS*).

29. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Віртуальне визначення характеристик потоку в пісковому жолобі односпіральних класифікаторів. *Радіоелектроніка. Інформатика. Управління.* 2017. №1. С. 24–32 (*Web of Science*)

30. Kondratets V.A., Matsui A.N., Surtel W. et. al. Research and neutralizing of spiral deterioration impact to the accuracy of measuring of the volume of sand classifier. *Proceeding of SPIE. Photonics Applications in Astronomy, Communications, Industry, and High Energy Physics Experiments*. 2017. № 1044565. doi: 10.1117/12.2280955 (*SCOPUS* та *Web of Science*).

31. Kondratets V., Matsui A., Yatsun V., Lichuk M. Identification of energy efficiency of ore grinding and the liner wear by a threephase motion of balls in a mill. *Eastern-european journal of enterprise technologies*. 2019. №3/5 (99). pp. 21–28 (*SCOPUS*).

Патенти

32. Спосіб визначення продуктивності спірального класифікатора по пісках: пат. 107479 Україна: МПК B03B 13/00. №u201511828; заявл. 30.11.15; опубл. 10.06.16, Бюл. № 11. 5 с. (*патент на корисну модель).*

33. Спосіб автоматичної стабілізації розрідження пульпи в млинах з циркулюючим навантаженням: пат. 111027 Україна: МПК B03B 11/00, B02C 25/00. №u201604986; заявл. 04.05.16; опубл. 25.10.16, Бюл. №20. 6 с. (*патент на корисну модель).*

34. Конвеєрні ваги: пат. 113083 Україна: МПК G01G 11/00. №u201607168; заявл. 02.07.16; опубл. 10.01.17, Бюл. № 1. 7 с. (*патент на корисну модель).*

35. Спосіб визначення продуктивності спірального класифікатора по пісках: пат. 114305 Україна: МПК B03B 13/00. №u201607832; заявл. 15.07.16; опубл. 10.03.17, Бюл. № 5. 6 с. (*патент на корисну модель).*

36. Конвеєрні ваги для сипкого матеріалу зі змінними характеристиками: пат. 118205 Україна: МПК G01G 11/00. №u201701647; заявл. 20.02.17; опубл. 25.07.17, Бюл. № 14. 8 с. (*патент на корисну модель).*

37. Спосіб визначення продуктивності спірального класифікатора по пісках при експлуатаційному спрацюванні робочих елементів спіралі: пат. 121446 Україна: МПК B03B 13/00. №u201704916; заявл. 22.05.17; опубл. 11.12.17, Бюл. № 23. 7 с. (*патент на корисну модель).*

38. Спосіб ідентифікації завантаження кульового млина рудою в умовах експлуатаційного спрацювання футеровки: пат. 122858 Україна: МПК B02C 25/00. №u201708827; заявл. 04.09.17; опубл. 25.01.18, Бюл. № 2. 9 с. (*патент на корисну модель).*

39. Спосіб визначення крупності пісків механічного односпірального класифікатора: пат. 121251 Україна: МПК G01N 15/10, G01N 27/74. №a201802604; заявл. 15.03.18; опубл. 27.04.20, Бюл.№8. 6 с. (*патент на винахід*).

40. Пристрій вимірювання середньозваженого розміру пісків з феромагнітними включеннями в механічному односпіральному класифікаторі:

пат. 121594 Україна: МПК B02C 25/00, G01N 27/72, G01N 15/02. №a201802955; заявл. 25.06.18; опубл. 25.06.20, Бюл.№12. 6 с. (*патент на винахід*).

41. Спосіб визначення крупності дробленого матеріалу на вході кульового млина з циркулюючим навантаженням: пат. 121590 Україна: МПК B02C 25/00, B02C 17/00. №a201802591; заявл. 10.07.18; опубл. 25.06.20, Бюл.№12. 5 с. (*патент на винахід*).

42. Спосіб визначення середньозваженої крупності руди в технологічному потоці: пат. 143234 Україна: МПК B02C 25/00, G01N 15/00, G01G 11/00. №a201802601; заявл. 15.03.18; опубл. 27.07.20, Бюл.№14. 5 с. *(патент на корисну модель)*.

43. Спосіб автоматичного визначення кульового завантаження барабанних млинів: пат. 122994 Україна: МПК B02C 17/18, B02C 25/00, F23K 1/02, G01L 3/26. №a201909799; заявл. 13.09.19; опубл. 28.01.21, Бюл.№4. 7 с. *(патент на винахід)*.

Наукові праці, які засвідчують апробацію матеріалів дисертації

44. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Отримання технологічних параметрів керованого об’єкта методами інформаційних технологій. *Інформаційні технології в металургії та машинобудуванні (ІТММ-2016)*: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Дніпропетровськ, 29-31 бер. 2016 р.). Дніпропетровськ, 2016. С. 21.

45. Кондратець В.О., Мацуй А.М. Математичне моделювання взаємодії спіралі механічного класифікатора з пульпою. *Проблеми математичного моделювання*: матеріали Всеукр. наук.-метод. конф. (Дніпродзержинськ, 25-27 трав. 2016 р.). Дніпродзержинськ, 2016. С.39-43.

46. Мацуй А.М. Підхід до вивчення нерівномірності розташування пісків у міжвитковому просторі спіралі механічного класифікатора. *Розвиток промисловості та суспільства*: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 25-27 трав. 2016 р.). Кривий Ріг, 2016. Том 1. С. 306.

47. Кондратець В.О., Мацуй А.М. Дослідження рівномірного руху нен’ютоновських рідин у нахилених лотоках. *Розвиток промисловості та*

суспільства: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 25-27 травня, 2016 р.). Кривий Ріг, 2016. Том 1. С.308.

48. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Дослідження можливості застосування адаптивного фільтра Калмана-Б'юсі при вимірюванні рудного потоку конвеєрними вагами. *Inzynieria i technologia. Teoretyczne i praktyczne aspekty rozwoju wspolczesnej nauki:* zbior artik. nauk. (Czestochowa, 29–30 черв. 2016 р.). Czestochowa, 2016. С. 10–16.

49. Matsui A. N., Kondratets V. A. A concept of the adaptive distributed control of optimum slurry dilution in a ball mill. *Inzynieria i technologia. Nowoczesne badania podstawowe i stosowane*: zbior artyk. nauk. konf. miezd. nauk.-prakt. (Sopot, 30-31 лип. 2016 р.). Sopot, 2016. С. 25–31.

50. Мацуй А. М. Теоретичне дослідження формування піскового потоку у механічному односпіральному класифікаторі як керованому об'єкті. *Inzynieria i technologia. Badania podstawowe i stosowane*: wyzwania i wyniki (Zakopane, 30-31 серп. 2016 р.). Zakopane, 2016. С. 5–12.

51. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Теоретичне дослідження впливу зносу спіралі на точність вимірювання об'єму піскового тіла класифікатора. *Контроль і управління в складних системах (КУСС-2016)*: тези допов. XIII Міжн. конф. (Вінниця, 3–6 жовт. 2016 р.). Вінниця, 2016. С. 143–145.

52. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Розробка математичних моделей конічних бункерів для дослідження точнісних характеристик їх технологічних параметрів. *Проблеми математичного моделювання*: матеріали Всеукр. наук.-метод. конф. (Кам'янське, 24–26 трав. 2017 р.). Кам'янське, 2017. С. 36–39.

53. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Слідкуюча система автоматичної стабілізації густини пульпи у пісковому жолобі механічного односпірального класифікатора. *Розвиток промисловості та суспільства*: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 24-26 трав. 2017 р.). Кривий Ріг, 2017. С. 378.

54. Мацуй А. М. Моделювання розрідженості пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора при незмінній витраті води. *Міжнародна конференція з математичного моделювання (МКММ–2017):* материалы XVIII

Межд. конф. по матем. модел., посв. 100-летию со дня рожд. акад. Ю.А. Митропольского (Херсон, 18–22 сент. 2017 г.). Херсон, 2017. С. 75–76.

55. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Автоматичне формування задавальних діянь при зміні крупності руди, що переробляється кульовими млинами. *Автоматика та комп'ютерно-інтегровані технології у промисловості, телекомунікаціях, енергетиці та транспорті*: матеріали Всеукр. наук.-практ. інтерн.-конф. (Кропивницький, 16-17 лист. 2017 р.). Кропивницький, 2017. С. 21–23.

56. Мацуй А.М. Алгоритми визначення середньозваженого розміру руди в процесах подрібнення-класифікації. *"Інформаційна безпека та комп'ютерні технології" (INFOSEC & COMPTECH)*: матеріали III Міжн. наук.-практ. конф. (Кропивницький, 19-20 квіт. 2018 р.). Кропивницький, 2018. С.230-233.

57. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Контроль енергетичної ефективності руйнування руди кульовим млином. *The development of technical sciences: problems and solutions*: proceedings of the conf. (Brno, 27-28 Apr. 2018). Brno, 2018. С. 115–118.

58. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Доцільність роздільного подрібнення і забезпечення автоматичного розпізнавання технологічних різнотипів руд конкретного родовища. *Розвиток промисловості та суспільства*: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 23-25 трав. 2018 р.). Кривий Ріг, 2018. С. 135.

59. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Математичне моделювання вихідного сигналу перетворювача крупності пісків механічного односпірального класифікатора. *Проблеми математичного моделювання*: матеріали Всеукр. наук.-метод. конф. (Кам'янське, 23–25 трав. 2018 р.). Кам'янське, 2018. С. 92–94.

60. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Реалізація і забезпечення автоматичного контролю енергоефективності подрібнення руди кульовими млинами. *Science, research, development technics and technology*: monogr. pokonf. (Berlin, 30–31 серп. 2018 р.). Berlin, 2018. С. 28–35.

61. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Теоретичне дослідження зв’язків показників процесу подрібнення з параметрами концентрації крупних фракцій руди. *Міжнародна конференція з математичного моделювання (МКММ-2018)*: матеріали XIX Міжн. конф., присвяч. 250-річчю Ж.Б.Ж. Фур’є (Херсон, 17–21 вер. 2018 р.). Херсон, 2018. С. 76.

62. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Віртуальне оцінювання стану оптимального кульового навантаження млина, що подрібнює руду збагачувальних фабрик. *Контроль і управління в складних системах (КУСС-2018)*: тези допов. XIV Міжн. конф. (Вінниця, 15–17 жовт. 2018 р.). Вінниця, 2018. С. 65.

63. Matsui A.N., Kondratets V.A. Analysis of the operation of a mechanical single-spiral classifier as a control object. *Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing:* proceeding Intern. scient. and techn. internet conf. (Petrosani, Romania, 14 Dec. 2018). Petrosani, 2018. P. 165–168.

64. Matsui A.N., Abashina A.A. Features of modern industrial robots. *Third International Conference of European Academy of Science*: Proceedings (Bonn, 20.12.2018-30.12.2018). Bonn, 2018. pp. 33–34.

65. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Теоретичне дослідження первинного перетворювача засобу автоматичного контролю енергоефективності руйнування руди кульовими млинами. *Science, research, development #13. Technics and technology*: monogr. pokonf. (Berlin, 30–31 січ. 2019 р.). Berlin, 2019. С. 75–85.

66. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Теоретичне дослідження інваріантності первинного перетворювача енергоефективності подрібнення руди до впливу експлуатаційних факторів. *Science, research, development #14. Technics and technology*: monogr. pokonf. (London, 27–28 лют. 2019 р.). London, 2019. С. 9–18.

67. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Прогресивні інформаційні технології та організація сучасного виробництва молольних куль і залізорудного концентрату. *Інформаційні технології в металургії та*

машинобудуванні: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Дніпро, 26-28 бер. 2019 р.). Дніпро: Національна металургійна академія України, 2019. С. 32.

68. Мацуй А.М., Кондратець В.О., Абашина А.А. Реалізація структурних зв'язків технологічних параметрів в механічному односпіральному класифікаторі. *Розвиток промисловості та суспільства*: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 22-24 трав. 2019 р.). Кривий Ріг, 2019. С. 124.

69. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Дослідження енергоефективності кульового завантаження млинів при подрібненні вихідної руди на збагачувальних фабриках. *Міжнародна конференція з математичного моделювання (МКММ-2019)*: матеріали XX Міжн. конф. (Херсон, 16-20 вер. 2019 р.). Херсон, 2019. С. 71.

70. Кондратець В. О., Мацуй А. М., Абашина А. А. Оптимальне кульове завантаження барабанних млинів віртуальним оцінюванням їх стану. *Перспективні напрямки інформаційних і комп'ютерних систем та мереж, комп'ютерно-інтегровані технології у промисловості, телекомунікаціях, енергетиці та транспорті*: матеріали Всеукр. наук.-практ. інтерн.-конф. (Кропивницький, 13-14 лист. 2019 р.). Кропивницький, 2019. С. 42–43.

71. Matsui A.N., Kondratets V.A., Abashina A.A. Loading device for ball mills with different sized grinding bodies. *Innovative development of resource-saving technologies of mineral mining and processing.* Proceeding 2nd Intern. scien. and techn. intern. conf. (Petrosani, Romania, 18 Nov. 2019). Petrosani, 2019. P. 150–152.

72. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Обґрунтування вибору діаметра кулі перетворювача енергоефективності подрібнення руди в кульовому млині. *Прикладні науково-технічні дослідження*: матеріали IV Міжнар. наук.-практ. конф. (Івано-Франківськ, 01-03 квітн. 2020 р.). Івано-Франківськ, 2020. С.106-108.

73. Мацуй А. М., Кондратець В. О., Абашина А. А. Математичне моделювання звя'зку середньогармонічної зваженої крупності та середньозваженої крупності в технологічних процесах рудопідготовки. *Проблеми*

математичного моделювання: матеріали Всеукр. наук.-метод. конф. (Кам'янське, 25-28 трав. 2020 р.). Кам'янське, 2020. С.68-70.

74. Kondratets V.A., Matsui A.N., Abashina A.A. Substantiation of the approach to increasing the accuracy of the information supply of the mechanical single-spiral classifier during crushing-classification of ore. *Innovative development of resource-saving technologies and sustainable use of natural resources.* Proceeding 3rd Intern. scien. and techn. conf. (Petrosani, Romania, 26 Oct. 2020). Petrosani, 2020. P. 155–158.

75. Matsui A., Kondratets V., Abashina A. Energy efficiency optimization of ore grinding by ball mills in a closed cycle with a single-spiral classifier. *Modeling, control and information technologies*. Proceeding IV Intern. scien. and pract. conf. (Rivne, 5-7 Nov. 2020). Rivne, 2020. P. 96–99.

76. Мацуй А.М., Кондратець В.О., Абашина А.А. Віртуальне оцінювання стану оптимального кульового завантаження млина, що подрібнює руду збагачувальних фабрик. *Розвиток промисловості та суспільства*: матеріали Міжн. наук.-техн. конф. (Кривий Ріг, 17-20 лист., 2020 р.). Кривий Ріг, 2020. С.252.

77. Мацуй А.М. Теоретичні основи інформаційно-вимірювальної системи оцінювання роботи кульових млинів з метою енергозбереження. *Проблеми використання інформаційних технологій в освіті, науці та промисловості*: матеріали XV Міжнар. наук.-практ. конф. (Дніпро, 15-17 груд. 2020 р.). Дніпро, 2020. С.142-148.

78. Kondratets V., Matsui A. Automatic indirect predictive estimation of the useful energy expended for grinding ore with ball mills. *Прикладні науково-технічні дослідження*: матеріали V Міжнар. наук.-практ. конф. (Івано-Франківськ, 5-7 квітн. 2021 р.). Івано-Франківськ, 2021. С.198-200.

Наукові праці, які додатково відображають наукові результати дисертації

79. Кондратец В. А., Мацуй А. Н. Технологические предпосылки и экспериментальная основа создания средств идентификации характеристик измельчаемой руды. *Гірничий вісник*. 2015. Вип. 99. С. 35–41.

80. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Теоретичне дослідження активного і пасивного сканування поверхні відкритих матеріальних потоків. *Гірничий вісник*. 2015. Вип.100. С. 52–57.

81. Мацуй А. М. Математичне моделювання взаємозв'язку конструктивних параметрів і факторів впливу на пульпу у механічному спіральному класифікаторі. *Вісник КрНУ ім. Михайла Остроградського*. 2015. Вип. 6 (95), Ч. 1. С. 67–73.

82. Мацуй А. М. Обґрунтування підходу математичного моделювання закономірностей розташування матеріалу вздовж піскового тіла спірального класифікатора. *Гірничий вісник*. 2016. Вип. 101. С. 93–98.

83. Кондратець В.О., Мацуй А.М. Математичне моделювання рівномірного руху пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора. *Вісник Криворізького національного університету.* 2016. Вип.41. С. 6–12.

84. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Метод автоматизованого керування подрібненням руди кульовим млином з оптимізацією динаміки розрідження пульпи. *Вісник КНУ*. 2016. Вип.42. С. 83–88.

85. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Дослідження умов формування потоку пульпи у пісковому жолобі односпірального класифікатора. *Вісник Національного технічного університету "ХПІ"*. 2016. Вип. 6 (1178). С. 24–30.

86. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Сферична частинка твердого певного розміру як основа процесу моделювання розпушення гірських порід. *Математичне моделювання*. 2016. №2 (33). С. 55–59.

87. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Моделювання формування піскового потоку у пісковому жолобі механічного односпірального класифікатора. *Вісник Національного технічного університету «ХПІ»*. 2016. Вип. 16 (1188). С. 53–59.

88. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Моделювання формування піскового тіла механічного класифікатора в умовах спрацювання робочих елементів спіралі. *Вісник Херсонського національного технічного університету*. 2016. №3 (58). С. 238–244.

89. Kondratets V.A., Matsui A.N. A concept of the top level automated system for adaptive control of slurry dilution in a ball mill. *Computer Science, Information Technology, Automation.* 2016. №2 (3). P. 26–30.

90. Кондратець В. О., Мацуй А. М. Система адаптивного керування розрідженням пульпи у кульовому млині першої стадії подрібнення руди. *East European Scientific Journal*. 2016. №7 (11). Vol. 2. P. 26–30.

91. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Моделювання середньозваженої крупності твердого в завантаженні кульового млина рудою і пісками класифікатора. *Математичне моделювання*. 2017. №1 (36). С. 59–66.

92. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Синтез квазіінваріантної слідкуючої системи стабілізації розрідження пульпи в пісковому жолобі односпірального класифікатора. *Вісник Криворізького національного університету*. 2017. Вип.45. С. 27–33.

93. Мацуй А.М., Кондратець В.О. Моделювання підходів подрібнення різнотипів руд конкретного родовища у кульових млинах замкненого циклу. *Математичне моделювання*. 2017. №2 (37). С. 43–49.

94. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Математичне моделювання зв’язку об’єму і висоти сипкого матеріалу у промислових ємкостях. *Вісник Національного технічного університету «ХПІ»*. 2017. № 6 (1228). С. 70–76.

95. Kondratets V.A., Matsui A.N. Mathematical modeling of concentration of coarse ore as a measure for possible overload of ball mill. *Computer Science, Information Technology, Automation.* 2018. №4 (1). P. 36–49.

96. Мацуй А. М., Кондратець В. О. Обґрунтування вторинного перетворювача системи контролю енергоефективності кульового подрібнення руди оптимізацією, аналізом, моделюванням. *Прикладні питання математичного моделювання*. 2018. №2. С. 81–95.

97. Kondratets V.A., Matsui A.N. Theoretical and experimental studies of an elastic plate as a means of identification of the energy-efficient fracturing of the ore. *Computer Science, Information Technology, Automation.* 2018. №4 (3). P. 12–26.