

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Криворізький національний університет

ГІРНИЧИЙ ВІСНИК

Науково-технічний збірник

Заснований у 1966 році

Випуск 110

Кривий Ріг, 2022

Редакційна колегія: **Ступнік М.І.**, д-р техн. наук, проф. (головний редактор); **Бровко Д.В.**, д-р техн. наук, проф. (заступник головного редактора); **Азарян А.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Березовський А.А.**, д-р геол. наук, проф.; **Варава Л.М.**, д-р екон. наук, проф.; **Вілкул Ю.Г.**, д-р техн. наук, проф.; **Губін Г.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Євтєхов В.Д.**, д-р геол.-мінерал. наук, проф.; **Жуков С.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Зінченко О.А.**, д-р екон. наук, проф.; **Зубов Д.А.**, д-р техн. наук, проф., Охрид, Македонія; **Ільяс Ніколає**, д-р техн. наук, проф., Петрошани, Румунія; **Калініченко В.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Ковальчук В.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Коробко В.М.**, д-р техн. наук, проф., Массачусетс, США; **Котов І.А.**, д-р техн. наук, доц.; **Кіяновський М.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Купін А.І.**, д-р техн. наук, проф.; **Лапшин О.Є.**, д-р техн. наук, проф.; **Моркун В.С.**, д-р техн. наук, проф.; **Несмашний Є.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Нусінов В.Я.**, д-р екон. наук, проф.; **Олійник Т.А.**, д-р техн. наук, проф.; **Паламар А.Ю.**, канд. техн. наук, доц.; **Перебудов В.В.**, д-р техн. наук, проф.; **Савельєв С. Г.**, д-р техн. наук, проф.; **Сінчук О.М.**, д-р техн. наук, проф.; **Сидоренко В.Д.**, д-р техн. наук, проф.; **Ткаченко А.М.**, д-р екон. наук, проф.; **Толмачов С.Т.**, д-р техн. наук, проф.; **Турило А.А.**, д-р екон. наук, проф.; **Учитель О.Д.**, д-р техн. наук, проф.; **Шахно А.Ю.**, д-р екон. наук, доц.; **Шижкін О.О.**, д-р техн. наук, проф.; **Федоренко П.Й.**, д-р техн. наук, проф.; **Щокін В.П.**, д-р техн. наук, проф.

Збірник індексується в науко-метричних базах даних Google Scholar, Index Copernicus, Research Bible, Academic Keys та ін., в загальнодержавній реферативній базі даних «Україніка наукова» (реферативний журнал «Джерело»).

Збірник надсилається до Національної бібліотеки України імені В.І. Вернадського НАН України та провідних наукових бібліотек України.

У матеріалах збірника викладено результати досліджень у галузі технічних наук. Розглянуто шляхи підвищення ефективності промислових виробництв, автоматизації, контролю та керування технологічними процесами.

Важливе місце займають питання енергозбереження, надійності охорони праці, техніки безпеки, захисту довкілля.

Наукові статті збірника рекомендовано науковим та інженерно-технічним працівникам, студентам, магістрантам й аспірантам.

Випуск № 110 рекомендовано до друку та до поширення через мережу Інтернет Вченою радою Криворізького національного університету (протокол № 2 від 26.04.2022 року).

Адреса редакції: 50002, Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 44.
Криворізький національний університет. Тел. 409 61 29.

<i>Вілкул Ю.Г., Азарян А.А., Колосов В.О.</i> Сучасний стан гірничо-видобувної промисловості України	3
<i>Перебудов В.В., Григор'єв І.С., Гук А.Ю., Григор'єв Ю.І.</i> Перспективи переробки окислених руд Криворізького басейну на прикладі кар'єру ПАО «ІНГЗК»	9
<i>Азарян А.А., Азарян В.А., Моркун В.С.</i> Оперативний контроль якості руд чорних металів з використанням гамма-випромінювання	13
<i>Сременко Г.І., Тітов Д.А., Генкуленко С.М., Загорський Д.В., Стрілець О.П.</i> Експериментальні дослідження застосування нових матеріалів та варіювання параметрів БПР в кар'єрі «Південний» ТОВ «Рудомайн» .	22
<i>Губін Г.В., Губін Г.Г., Курочкін Г.М.</i> Фізичні властивості слабомігнітних мінералів окислених кварцитів Кривбасу	27
<i>Panayotov V.T., Panayotova M.I.</i> Electrochemical treatment - basis of highly efficient technologies for mineral processing and wastewater treatment	32
<i>Перебудов В.В., Протасов В.П.</i> Оцінка сучасного стану та перспективного розвитку гірничо-видобувного комплексу України	37
<i>Сінчук О.М., Михайленко О.Ю., Купін А.І., Пересунько І.І., Барановський В.Д.</i> Нечітка система керування процесами «енергопостачання – енергоспоживання» в енергосистемах залізрудних шахт з розподіленою генерацією	46
<i>Стрілець О.П., Сременко Г.І., Тітов Д.А., Генкуленко С.М.</i> Аналіз сейсмобезпеки споруджень Кривбасу за умов вибухових робіт при зменшеній санітарно-захисній зоні кар'єру «Південний» ТОВ «Рудомайн»	53
<i>Азарян А.А., Трачук А.А., Швидкий О.В.</i> Оперативний контроль вмісту заліза у подрібненій гірській масі ...	59
<i>Євстратенко І.А., Федько Д.М., Євстратенко Л. І., Рясний В.М., Чухарев С.М., Заєць В.В.</i> Протипожежний захист конвеєрного транспорту на гірничорудних підприємствах: стан та пошук рішень щодо його підвищення	67
<i>Євтєхов В.Д., Демченко О.С., Євтєхов С.В., Сременко Г.І., Саженев С.В.</i> Природні й техногенні чинники стійкості гірничих масивів кар'єрів Північного ГЗК	72
<i>Маланчук З.Р., Корнієнко В.Я., Чухарев С.М., Рудика С.М., Заєць В.В., Кучерук М.О.</i> Дослідження вібраційно-пневматичних закладних машин в умовах Львівсько-Волинського вугільного басейну	79
<i>Пігулевський П.Г., Свистун В.К., Щербіна С.В., Малицький Д.В., Андрущенко Ю.А.</i> Про сейсмічність території Кривбасу за період 2011-2020 рр.	85
<i>Переметчик А.В., Федоренко С.О., Подойніцина Т.О., Ковтун К.І.</i> Аспекти створення ефективної методики маркшейдерсько-геодезичного забезпечення розробки залізрудного родовища	92
<i>Сокур М.І., Білецький В.С.</i> Випробування технології комбінованого подрібнення на Інгuleцькому ГЗК	98
<i>Біленко П.В., Сременко Г.І., Жуков С.О.</i> Нові детермінативи застосування круто-похилих конвеєрів при відпрацюванні круто-спадаючих родовищ	102
<i>Гарбер В., Головань В.</i> Використання ПВП - пиловугільного палива в металургії та на ГЗК України	107
<i>Гриценко А.М., Черкасов О.В., Швидкий О.В.</i> Каротаж вибухових свердловин в умовах відкритої розробки рудних родовищ	113
<i>Володимир Гарбер, Володимир Головань</i> Технологія спалювання вуглецевмісних продуктів у барботуючому шарі для металургії та енергетики	118
<i>Цибулевський Ю.С., Гриценко А.М., Черкасов О.В., Швидкий О.В.</i> Підвищення точності радіоізотопних густиномірів	125
<i>Гриценко А.М.</i> Дослідження методів та засобів визначення вмісту заліза магнетитового	129
<i>Лобов В.Й., Сфіменко Л.І., Тиханський М.П., Тиханська А.М.</i> Дослідження процесу керування термічним обробленням залізрудних котунів за допомогою нейронної мережі	134
<i>Азарян В.А.</i> Обґрунтування напрямків вдосконалення порошкового аналізатора проб	139
<i>Швець Д. В.</i> Автоматизоване керування процесами подрібнення і класифікації залізрудної сировини на основі визначення її міцності	146
<i>Азарян А.А., Азарян В.А., Гриценко А.М., Цибулевський Ю.С., Медяник Я.М., Черкасов О.В., Швидкий О.В.</i> Експрес-аналіз гематитових руд гравітаційним методом	150
<i>Плотніков О.В., Курило М.М., Озерко М.В.</i> Комплексні родовища як основне джерело отримання польово-шпатової сировини для сучасних технологій	154
<i>Несмашиный С.О., Ткаченко Г.І., Михайленко М.В.</i> Оперативне визначення відстані розльоту кусків гірської породи при масових вибухах на кар'єрах Кривбасу	161
<i>Губін Г.В., Сайгарєєв Л.Н., Скідін І.С., Губін Г.Г.</i> До питання про безперервні та суміщені металургійні процеси	168
<i>Моркун Н.В., Тронь В.В., Сердюк О.Ю., Гапоненко А.А., Гриценко С.М., Бобров С.Ю.</i> Визначення параметрів пульси у робочій камері магнітного сепаратора на основі оцінки процесу розповсюдження хвиль Лемба	172
<i>Анотації</i>	178

Ю.Г. ВІЛКУЛ, д-р техн. наук, проф., Академія гірничих наук України
 А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет
 В.О. КОЛОСОВ, д-р техн. наук, ДАК «Укррудпром»

СУЧАСНИЙ СТАН ГІРНИЧОДОБУВНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ

Метою даної роботи є аналіз та оцінка стану гірничодобувної промисловості України. Для забезпечення якості та обсягу видобутку залізорудної сировини пропонується комплекс геофізичних методів оперативного контролю та управління якістю мінеральної сировини на всіх стадіях видобутку та переробки залізних руд.

Метод. Використання широкого спектру геофізичних методів для мінімізації втрати руд та зменшення засмічення гірської маси порожніми породами.

Наукова новизна полягає у застосуванні апаратно-програмного комплексу на базі ядерно-фізичних та магнітометричних методів для оперативного контролю та управління якістю на всіх етапах видобутку та переробки залізних руд.

Практичну значимість. Повномасштабна реалізація запропонованого методу дозволить забезпечити розширення сировинної бази держави й підвищити конкурентоспроможність на світовому ринку.

Результати. У проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Криворізького національного університету розроблено апаратно-програмний комплекс оперативного контролю та управління якістю руди під час видобутку та переробки. Який частково впроваджено у виробництво (на шахтах та ГЗК Криворізького басейну, Запорізького залізорудного комбінату та Донського ГЗК (Казахстан) апаратно-програмний комплекс оперативного контролю та управління якістю руди під час видобування та переробки.

Ключові слова. Якість, втрати руд, засмічення, запаси руди, синхронний, каротаж, свердловина, вибухові, оперативний контроль, управління якістю товарної руди, гамма-випромінювання, інтенсивність, магнітна запальність.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-3-9

Проблема та її зв'язок із науковими та практичними завданнями. Гірничорудна промисловість України займає одне з провідних місць у світі за обсягом виробництва ззалізної руди. Балансові запаси країни становлять понад 30 млрд тонн залізної руди, що за статистикою, забезпечить безперебійну роботу підприємств приблизно 95-100 років. Однак, для цього необхідно знизити втрати, засмічення та підвищити якість товарної руди.

У даний час на світовому ринку видобутку залізорудної сировини є 7 основних гравців. На рис. 1 наведено розподіл запасів залізної руди по країнах.

На першому місці Україна з 18%, далі Росія 16%, Китай, Бразилія по 13%, Австралія 11%, Індія, США по 4% та решта 20% - ін. [1].

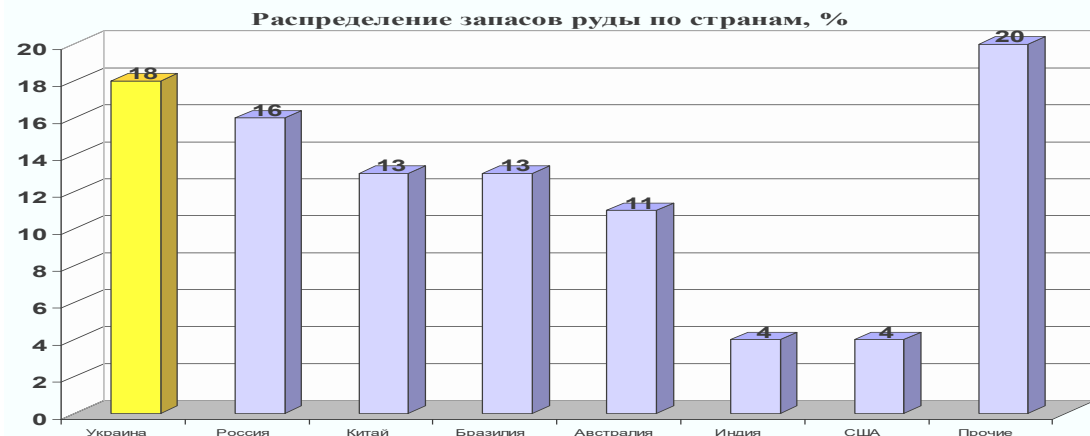


Рис. 1. Запаси у перерахунку на вміст заліза по країнах від загальносвітового обсягу

На рис. 2 наведено запаси у перерахунку на вміст заліза країнами від загальносвітового обсягу. На першому місці Росія, далі Бразилія, Австралія та на четвертому місці Україна.



Рис. 2. Запасы в перерахунку на вміст заліза по країнах від загальносвітового об'єму

Частка України у світовому виробництві залізняку становить близько 6 %.

Підприємства галузі випускають весь спектр залізорудної сировини: залізну руду грудкову та дрібну, залізорудний концентрат, котуни та агломерат. У 2020 р. на внутрішньому ринку реалізовано 42,5% української залізорудної сировини. На експорт відправляється близько 45 млн тонн. Основними країнами-імпортерами української залізняку є Китай, Польща, Чехія, Австрія, Словаччина, Німеччина, Румунія та Сербія.

Аналіз публікацій. В Україні розвідано понад 80 родовищ залізорудної сировини. Основні запаси - 70% та видобуток - понад 80% припадають на Криворізький залізорудний басейн. Його продовженням північ є Кременчуцький залізорудний район. Разом з рудними районами Запорізької, Кіровоградської та Полтавської областей Криворізький басейн складає велику залізорудну провінцію - Великий Кривий Ріг [2].

У Криворізькому басейні розташовано близько 90 підприємств різних галузей чорної металургії. З десятка великих виробництв країни загалом, що належать до видобувної та переробної залізорудної сировини, сім розташовано у Криворізькому регіоні, які забезпечують понад 90% потреб металургійних підприємств України.

Постановка задачі. Пошук шляхів підвищення конкурентоспроможності залізорудної сировини України на світовому ринку

Викладення матеріалу та результати. Даній задачі присвячено достатню кількість публікацій [1,3-7].

На рис. 3 наведено основні постачальники залізорудної сировини підземного видобутку в Україні на внутрішній ринок у 2020 році [2,3]. Це ЗАТ "Запорізький залізорудний комбінат" - 32%, ПрАТ "Суша Балка" - 31,3%, ПАТ "Кривбасзалізрудком" - 27,5%, ШУ гірничого департаменту ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" - 9,2%.

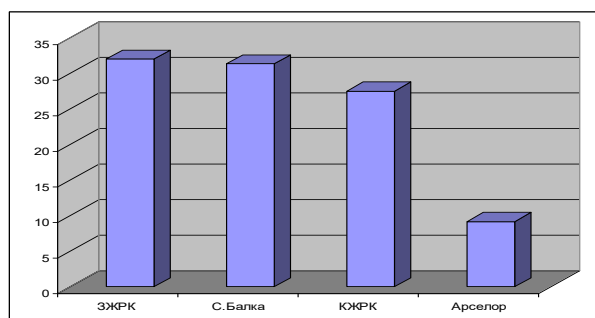


Рис. 3 Основні постачальники залізорудної сировини підземного видобутку в Україні

На рис. 4 наведено загальний обсяг підземного видобутку залізняку за 11 років, що становить майже 180 млн тонн. У цьому втрати руд становлять 13% і засмічення 18%.

Криза 2009 р. найбільше вплинула на виробництво товарної руди ПАТ «КЗРК» і, порівняно з 2007 р., виробництво знизилося на 47%, ПАТ «Суша Балка» - на 40%, ШУ ГД

ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» на - 39%. ВАТ "Запорізький залізорудний комбінат" не змінив обсяги виробництва товарної руди.

Виснаження запасів багатих руд і залучення у розробку бідних і розубожених руд приводить до зниження середнього вмісту заліза у вихідній руді, що зумовлює збільшення обсягів збагачення сировини. Всі ці обставини збільшують собівартість видобутку та переробки, що, зрештою, приводить до зниження конкурентоспроможності залізорудних підприємств України.

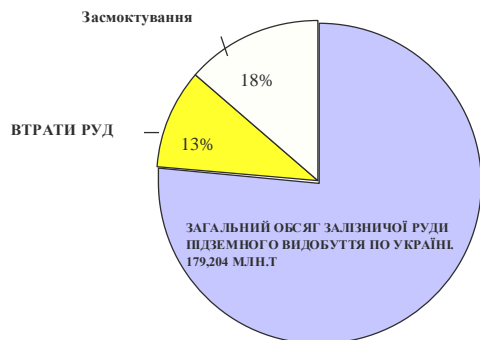
На гірничо-збагачувальних комбінатах України інформацію про якість сировини у процесі її видобутку та переробки отримують, здебільшого, традиційним геологічним методом. Уна-

слідок великої кількості підготовчих операцій традиційний метод контролю якості є малопродуктивним та вкрай неоперативним.

Дані про якість сировини на стадіях буріння, екскавації, дроблення, збагачення, агломерації отримують також хімічним способом, причому час аналізу для кожного етапу з урахуванням відбору та підготовки проб - не менше 2-х годин. Унаслідок запізнення інформації про якісну характеристику залізорудної сировини на кілька годин виключається можливість своєчасного коригування технологічних процесів. Ця обставина призводить до втрат руди, погіршення техніко-економічних показників збагачення та металургійного переділу.

Якість залізорудної сировини залежить від трьох основних факторів: вмісту заліза в руді, кількості та вмісту шкідливих домішок та гранулометричний склад товарної руди [3,4].

Рис. 4. Загальний обсяг підземного видобутку залізняку в Україні за 11 років



У табл. 1 наведено основні вимоги до вмісту шкідливих домішок в рудах.

Таблиця 1
Основні вимоги до вмісту шкідливих домішок у рудах

Домішки	Граничний вміст, %
Фосфор	0.03-0.17
Миш'як	0.1
Цинк	0.1
Свинець	0.015
Двоокис кремнію	10
Сірка	0.5-0.8

Вміст шкідливих домішок у руді може виключити можливість її навіть при високому вмісті заліза. Шкідливі домішки мають вкрай несприятливий вплив на якість кінцевої металургійної продукції, порушуючи структуру металу та погіршуючи його фізико-механічні властивості.

Тому припустиме утримання шкідливих домішок є жорстко нормованою величиною.

У табл. 2 наведено відомості про хімічний склад залізняку основних світових постачальників [4].

Таблиця 2
Характеристики складу залізняку основних світових експортерів

Країна	Fe, %	SiO ₂ , %	P, %	S, %
Австралія	62.6-64.9	3.1-4.3	0.05-0.07	0.01-0.02
Швеція	66.5	3.9	0.01	0.001
Венесуела	63.8	2.2	0.06	0.001
Бразилія	68.0	1.3-1.5	0.025	3.90
ПАР	64.2	5.0	0.04	0.006
Україна	57.4-62.0	8.9-14.0	0.01-0.073	0.007-0.02

За даними табл. 2 видно, що практично за усіма характеристиками Україна поступається основним світовим експортерам.

Підвищений вміст домішок призводить до того, що в умовах жорсткої конкуренції ціни на вітчизняні руди значно нижчі від середньосвітових. Унаслідок цього, на кожному мільйоні тонн реалізованої товарної руди втрати України становлять близько 11 млн доларів.

Для вирішення цієї проблеми науковому колективу України необхідно розробити нові засоби та методи оперативного контролю та управління якістю мінеральної сировини.

Наразі розроблено та впроваджено технічні засоби контролю та управління якістю мінеральної сировини на окремих ділянках гірничого виробництва. Відсутність єдиної системи контролю якості руд перешкоджає ефективному управлінню видобутком та переробкою мінеральної сировини [5-8].

Система контролю та управління якістю мінеральної сировини - важлива інформаційна підсистема, що включає сукупність технічних, технологічних, організаційних та методичних засобів. Чіткий взаємозв'язок цих засобів забезпечує стабілізацію якості на всіх етапах переробки мінеральної сировини. При цьому контроль якості руд повинен здійснюватися в розвідувальних, буро-вибухових свердловинах, масиві, підірваній гірничій масі, вагонетках, усередню-

вальних складах, технологічних потоках збагачувальної фабрики, дробленої і подрібненої гірничої маси.

Для якісно-кількісної оцінки мінеральної сировини застосовуються оперативні інструментальні методи. Вибір методу контролю залежить від фізико-хімічних, технічних та технологічних факторів. При цьому особливе місце надається показникам якості: точності, відтворюваності, межі вимірювань, часу вимірювання, способу обробки та індикації результатів контролю.

Колективом проблемно-галузевої науково-дослідної лабораторії Криворізького національного університету розроблено теоретичну базу, на основі якої створено засоби та методи оперативного контролю та управління якістю руд чорних металів. Зокрема, для визначення вмісту загального та магнітного заліза в масиві та у вибої в умовах кар'єрів було розроблено мобільну станцію «Кар'єр-Кривбас». На відміну від традиційних методів, у ній встановлено двоканальний свердловинний зонд, який забезпечує синхронну реєстрацію в пам'яті бортового персонального комп'ютера реального вмісту заліза загального та пов'язаного з магнетитом з подальшим відображенням на екрані Notebook як у графічному, так і цифровому вигляді. Це досягається тим, що вимірювальний блок снаряда містить дві з'єднані вимірювальні системи - магнітний зонд та зонд гамма-гамма каротажу свердловин (ГГКС).

Загальний вид каротажної станції наведено на рис. 5.



Рис. 5. Загальний вид каротажної станції «Кар'єр-Кривбас» в умовах кар'єру

Крім того, для визначення вмісту загального та магнітного заліза, в умовах збагачувальної та дробильно-сортувальної фабрики ГЗК та шахт використовуються системи безперервного контролю якості заліза загального на конвеєрі НАКС-ПК та заліза магнітного - ДЖМ-К.

Контроль вмісту магнітного заліза в потоці на конвеєрних стрічках здійснюється на вході збагачувальної фабрик перед подрібненням, за допомогою системи безперервного контролю ДЖМ-К.

Система ДЖМ-К складається з датчиків магнітної сприйнятливості, перетворювачів, електронних табло, датчика висоти шару руди та центрального сервера.

Система ДЖМ-К забезпечує визначення змісту магнетиту як реального часу, надає можливість тривалого зберігання отриманих результатів у базі даних та його обробку (визначення середніх значень вмісту корисного компонента, графічне відображення розподілу вмісту у часі та інших операцій із даними). Принцип дії побудовано на реєстрації зміни сигналу з вимірювальної котушки щодо штучно створеного індукційною котушкою магнітного поля в зоні вимірювання.

Зовнішній вигляд оперпункту, де розташовані табло індикації системи ДЖМ-К, представлено на рис. 6.



Рис. 6. Табло з графічною індикацією результатів безперервного контролю вмісту заліза магнітного та ваги гірничої маси на конвеєрі

Для безперервного контролю вмісту загального заліза підземного видобутку в умовах ДСФ розроблено мікропроцесорну систему НАКС-ПК

Мікропроцесорну систему впроваджено на шахті "Гвардійська" ПАТ "КЗРК", ДСФ шахти "Ювілейна" ПрАТ "Суха Балка" та ДСФ ШУ підземного видобутку руди ПАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг" для оперативного контролю утримання загального заліза на конвеєрі, рис. 7.

Рис. 7. Система НАКС-ПК в умовах ШУ "АрселорМіттал Кривий Ріг"



Для оперативного контролю якості залісистих кварцитів в умовах кар'єру, а також для управління технологічними процесами збагачувальної фабрики необхідна оперативна інформація про вміст заліза магнітного в свердловинах, у вихідній руді, на зливні класифікатора, в хвостах і в концентраті. Традиційне випробування з наступним хімічним методом аналізу не забезпечує необхідного експресного визначення масової частки заліза магнітного.

З метою отримання інформації про вміст заліза магнітного в умовах кар'єру (у свердловинах), у вихідній руді, на зливні класифікатора, у хвостах та концентраті було розроблену модифікацію пристрою ДЖМ-4, наведено на рис. 8.

Рис. 8. Датчик заліза магнітного ДЖМ-4

Як пристрій для прийому, обробки та відображення інформації використовується ноутбук зі спеціалізованим програмним забезпеченням.

ДЖМ-4 складається з датчика магнітної сприйнятливості, датчика ваги проби, електронної схеми, конструктивно скомпонованих як моноблок, та вимірювального пульта.

Експлуатується на ЗАТ «Інгулецький ГЗК», ВАТ «Південний ГЗК» та кар'єрах Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».



Порівняння точності вимірювань приладів та систем з оперативного контролю якості, розроблених у проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Криворізького національного університету, проводилося за допомогою даних стандартного методу хімічного аналізу проб руди, який виконувався Державною інспекцією з якості «Південруда», а також хімічними лабораторіями. департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», ЗАТ «Інгулецький ГЗК» та ВАТ «Південний ГЗК». Похибка вимірів - <1,0%.

ДЖМ-4 складається з датчика магнітної сприйнятливості, датчика ваги проби, електронної схеми, конструктивно скомпонованих як моноблок, та вимірювального пульта. Експлуатується на ЗАТ «Інгулецький ГЗК», ВАТ «Південний ГЗК» та кар'єрах гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг».

Порівняння точності вимірювань приладів та систем з оперативного контролю якості, розроблених у проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Криворізького національного університету, проводилося за допомогою даних стандартного методу хімічного аналізу проб руди, який виконувався Державною інспекцією з якості «Південруда», а також хімічними лабораторіями. департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», ЗАТ «Інгулецький ГЗК» та ВАТ «Південний ГЗК». Похибка вимірів - <1,0%.

Для оперативного контролю вмісту загального заліза на рудному складі та при відвантаженні споживачам розроблено порошковий аналізатор проб, який забезпечує точність вимірювань на рівні хімічного аналізу. Загальний вид аналізатора наведено на рис. 9.

Рис. 9. Порошковий аналізатор проб ПАП-1

Принцип роботи ґрунтується на вимірі інтенсивності гамма-випромінювання, розсіяного матеріалом проби. Як джерело збудливого гамма-випромінювання використовується ізотоп Am-241 з енергією квантів 60 кеВ.

Розсіяне випромінювання реєструється за допомогою сцинтиляційного монокристалу та фотоелектронного помножувача (ФЕУ). Імпульси



напруги з ФЕУ посилюються, формуються по амплітуді і у вигляді частотного сигналу подаються на вхід ПК, який за спеціально розробленою програмою виробляє перерахунок частоти імпульсів вміст корисного компонента, відображає на дисплеї інформацію про зміст і зберігає отримані дані в пам'яті.

Конструктивно ПАП-1 складається з трьох функціональних блоків: пульта управління, блока датчика БД-4, блоку узгодження.

Апаратна та статистична складові похибки обмежують точність вимірювання інтенсивності на рівні 0.34%, причому середній внесок статистичної складової дорівнює 0.16%.

Від 2018 р. на РОФ гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» застосовується нова модифікація порошкових аналізаторів проб - ПАП-2.

Слід зазначити, що тривалість аналізу однієї проби ПАП становить 60 с, а тривалості хімічного аналізу однієї проби 7200 с. Крім оперативності порошковий аналізатор забезпечує зниження (на кілька порядків) вартості аналізу однієї проби. В даний час вартість аналізу однієї проби за хіманалізом становить понад 300 грн., а за ПАП - від 2 до 3 грн., залежно від кількості аналізованих проб за зміну.

Отже, нині розроблено як теоретична база, а і повний спектр засобів і методів оперативного контролю та управління якістю руд чорних металів.

Настала потреба у створенні комплексної системи оперативного контролю та управління якістю залізорудної сировини на усіх гірничодобувних підприємствах України, що дозволить підвищити рівень конкурентоспроможності на світовому ринку.

Висновки.

1. Традиційне випробування з таким хімічним методом аналізу не забезпечує необхідного експресного визначення масової частки заліза загального та магнітного.

2. Для оперативного контролю якості залізорудної сировини в умовах відкритого та підземного видобутку, а також для управління технологічними процесами збагачувальної фабрики необхідна оперативна інформація про вміст заліза у свердловинах, у вихідній руді, на зливні класифікатора, у хвостах та концентраті.

3. Впровадження комплексної системи оперативного контролю та управління якістю залізорудної сировини на усіх гірничодобувних підприємствах України дасть змогу підвищити рівень конкурентоспроможності на світовому ринку.

Список літератури

1. Якість залізорудної сировини підземного та відкритого видобутку як основа конкурентоспроможності гірничодобувної промисловості України / Вілкул Ю.Г., Азарян О.О., Азарян В.О., Колосов В.О. Металург. та гірничорудн. пром-сть, №5, 2012 – С.1-4.

2. Гірничорудна промисловість України, Інтернет-сайт «Укррудпром» <http://www.ukrtudprom.ua/reference/industry/gmk.html>

3. Монографія «Комплекс ресурсо- та енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системною управлінням та оптимізації гірничорудних виробництв/ Азарян О.О., Вілкул Ю. Г., Колосов В. О., Моркун та ін. - Кривий Ріг, Мінерал, 2006. - 261 с.

4. Шляхи підвищення точності оперативного контролю якості залізорудної сировини/ Азарян А.А, Азарян В.А., Трачук А.А. – Доповідь на міжнародній науково-практичній конференції. Кривий ріг, Видавничий дім, 2010. - С.106-107.

5. Вибір параметрів мікропроцесорної системи оперативного контролю якості та ваги гірничої маси залізорудної сировини на конвєсєрі / Азарян А.А, Азарян В.А., Трачук А.А. / Горний журнал №7, Москва, 2011.

6. Контроль якості мінеральної сировини під час видобутку та переробки / Азарян А.А., Вілкул Ю.Г., Колосов В.А., Сидоренко В.Д. «ТИЖДЕНЬ ГІРНЯКА», Москва, 28-30 січня 2004 р.

7. Монографія. Якість мінеральної сировини/А.А.Азарян, В.А.Колосов, Л.А.Ломовцев, А.Д.Учитель. - Кривий Ріг. Мінерал, 2001. - 203 с.

8. Монографія під загальною редакцією професора Альберта Азаряна, Оперативний контроль та управління якістю при видобуванні та переробці мінеральної сировини: / [А.А Азарян. В.А Азарян. В.В. Дріга та ін.] OKTAN PRINT s.r.o. 5. mája 1323/9, Praha 4, 140 00 www.oktanprint.cz tel.: +420 770 626 166 як свою 31. Publikaci Перше, 2020.

9. Azarian, A.A., Azarian, V.A. (2020). Geophysical methods for controlling the useful component content as the basis for the quality management system at mining and processing enterprises. Journal of Geology, Geography and Geocology, 29(1), p. 3-15.

10. Kozhevnikov, D.A., Khatmullin, I.Ph. (1990). A Method of Geometrical Factors in the Theory and Interpretation of Formation Density Logging Data. Nucl. Geophys. (4), 413-424.

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф., І.Є. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук,
А.Ю. ГУК, гірничий інженер, ДП «ДПІ «Кривбаспроект»
Ю.І. ГРИГОР'ЄВ, канд. техн. наук, Криворізький національний університет

ПЕРСПЕКТИВИ ПЕРЕРОБКИ ОКИСЛЕНИХ РУД КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ НА ПРИКЛАДІ КАР'ЄРУ ПАО «ІнГЗК»

Мета. Сучасний стан відкритих гірничих робіт, а також економічна кон'юнктура, що склалася навколо гірничодобувних підприємств, вимагає пошуку і реалізації нових підходів у веденні гірничих робіт. Одним з базових принципів такого підходу є комплексне освоєння надр, що сприяє покращенню техніко-економічних показників роботи гірничодобувних підприємств.

Методи дослідження. Для умов залізородних кар'єрів Кривбасу залучення у відпрацювання і подальшу переробку окислених залізістих кварцитів, що вважаються побіжною сировиною, є найбільш логічним і закономірним кроком у напрямку комплексного освоєння родовищ.

Наукова новизна. Широкому впровадженню технологій видобутку і переробки окислених кварцитів має передувати організація дослідної ділянки, яка, в свою чергу, має базуватися на ґрунтовних наукових дослідженнях даного питання, що і є науковою задачею даної публікації.

Практична значимість. В роботі було використано методи патентного пошуку, аналізу проєктних рішень і наукових джерел для виконання ретроспективного аналізу розвитку питання залучення окислених кварцитів у переробку; техніко-економічного моделювання – для динамічної оцінки проєкту організації дослідно-промислової ділянки.

Результати. В результатах науково-дослідних і проєктних робіт, наведених у даній статті, містяться очікувані техніко-економічні показники роботи дослідно-промислової ділянки. Наведені рекомендації щодо впровадження заходів комплексного освоєння родовищ корисних копалин для подальшого покращення техніко-економічних показників діючих гірничодобувних підприємств.

Ключові слова: окислені залізісті кварцити, комплексне освоєння родовищ, дослідно-промислова-ділянка, ретроспективний аналіз, техніко-економічне моделювання, запаси корисних копалин.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-9-13

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Розвиток Криворізького залізородного басейну нині характеризується значною мірою освоєності і відпрацювання. Глибина більшості кар'єрів перевищує 300 м, глибина підземних гірничих робіт складає один кілометр і більше, що поступово наближається до риси доцільності відпрацювання запасів рудної сировини. Кар'єри криворізьких ГЗК фактично вже відпрацювали велику частину проєктного терміну експлуатації. Так кар'єр ПАО "ПівдГЗК" зданий в експлуатацію в 1954 р., кар'єр ПАО "ІнГЗК" - в 1961 р., кар'єри Ганнівський і Першотравневий (ПАО "ПівнГЗК") - в 1963 р. і 1964 р., відповідно, кар'єри №2біс і №3(ПАО "АМКР") - в 1970 і 1977 рр., кар'єри Глеюватський, Петрівський і Артемівський (ПАО "ЦГЗК"), - 1957, 1977 і 1985 рр. Запасів руди при проєктній продуктивності кар'єрів досить на 15-30 років залежно від родовищ. Необхідно відмітити, що основний вид сировини, що видобувається на кар'єрах діючих ГЗК, складають магнетитові кварцити.

Попутно вилучені у великих кількостях кондиційні окислені кварцити віднесені до розкритих порід і у нинішній момент складуються у відвали.

Отже, одним з найважливіших напрямів подальшого розвитку промисловості Кривбасу, що у гірничодобувній промисловості, повинно стати залучення до переробки окислених залізістих кварцитів, що дозволить значно збільшити терміни експлуатації Криворізького басейну, зробить раціональним і комплексним використання мінеральної сировини родовищ і позитивно відіб'ється на екологічній складовій процесу здобичі.

Постановка завдання. Запаси окислених залізістих кварцитів в Криворізькому басейні значно перевищують запаси магнетитових кварцитів і до глибини 1 км у межах гірничих відвідів діючих підприємств попередньо оцінюється в 50 млрд тонн, що відкриває серйозні перспективи перед гірничодобувною галуззю України. В той же час спроби залучення до переробки окислених залізістих кварцитів робились і раніше.

Так в 1985 р. було почато будівництво Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд, на якому планувалася переробка слабomagнітних окислених руд на базі Криворізького залізородного басейну. Проєктна потужність комбінату складала 26,4 млн тонн в рік. У

табл. 1 наведено об'єкти сировинної бази КГЗКОР за станом на 01.01.2013 р. у рамках останньої переоцінки і розгляду доцільності добудови комбінату.

Таблиця 1

Сировинна база КГЗКОР

Об'єкти сировинної бази КГЗКОР	Запаси окислених магнетитових кварцитів, млн тонн
ПАО «АрселорМіттал Кривий Ріг»	
- відвали	158
- проєктний контур кар'єру №3	219
ПАО «ПівдГЗК»	
- відвали	243
- проєктний контур кар'єру	23
Всього	643

Було розроблено і протестовано технологію переробки окислених кварцитів з отриманням концентрату 65-66%. Планувалося переробляти окислені залізисті кварцити, як поточний видобуток, так і з раніше створених техногенних родовищ. На жаль, масштабність проекту позначилася на його остаточній вартості і, як наслідок, на браку коштів у держави, що зрештою викликало зупинку будівництва. Робилися ряд спроб оптимізувати проєкт і відновити його реалізацію. Так інститутом ДП "ДП "Кривбаспроєкт" у 2012-2015 рр. у рамках техніко-економічного обґрунтування доцільності завершення будівництва Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд було розроблено декілька варіантів залучення до комплексної переробки окислених кварцитів. Усі вони показували певну ефективність капітальних інвестицій і дохідність проєкту, проте значна сума майбутніх капітальних інвестицій (за оцінкою на 2013 р. - 21,5 млрд), так і не дозволила завершити будівництво, а подальші перспективи КГЗКОР залишаються невизначеними.

У 2011-2012 роках інститутом "Кривбаспроєкт" виконувалося ТЕО "Визначення перспективних меж і продуктивності кар'єру ПАО "ІнГЗК", де також розглядалась можливість залучення до переробки окислених кварцитів. Запаси окислених кварцитів Інгuleцького родовища у межах ліцензійної площі до горизонту мінус 600 м складають більше 100 млн тонн (відпрацьований контур кар'єру наведено на рис. 1); запаси, розвідані до горизонту мінус 840 м, які можна вилучати і переробити, - 1,19 млрд т. Найбільш оптимальним шляхом подальшого розвитку комбінату було б залучення окислених кварцитів, що попутно видобувалися, в переробку і виробництво з них товарного концентрату.

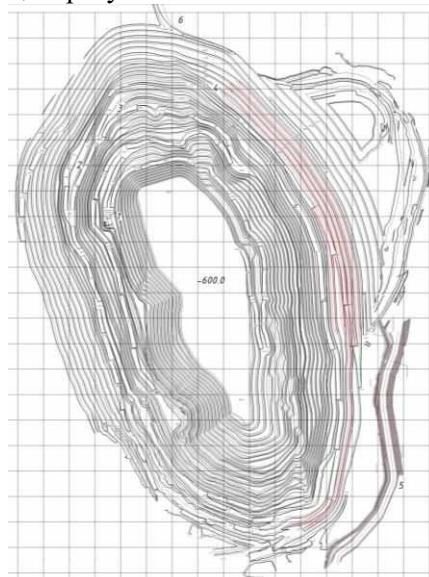


Рис. 1. Відпрацьований вигляд кар'єру ПАО «ІнГЗК» за проєктом «Відпрацювання Інгuleцького родовища кар'єром ПрАТ «ІнГЗК» у межах ліцензійної площі»

Це дозволить:

зменшити навантаження на відвальне господарство комбінату і відстрочити момент заповнення існуючих відвальних місткостей;

збільшити термін відпрацювання Інгулецького родовища за рахунок приросту додаткових об'ємів корисної копалини;

збільшити при необхідності виробничу потужність кар'єру (одночасний видобуток магнетитових і окислених кварцитів) і, як наслідок, збільшити обсяг виробництва товарного концентрату.

Результати ТЕО дали позитивний результат, проте для реалізації проекту також були потрібні значні капітальні інвестиції. На даний момент на кар'єрі ПАО "ІнГЗК" здійснюється попутний видобуток окислених кварцитів, однак, з урахуванням затверджених кондицій і промислового вмісту, ця сировина віднесена до розкривних порід і складається у відвали пустих порід.

Отже, приклади незавершеного будівництва КГЗКОР і відмова від реалізації інших аналогічних проектів показові тим, що експлуатація наявних родовищ, використання звичних схем і технологій розглядаються власниками як найбільш раціональні. Велика частина гірничодобувних підприємств Кривбасу, ще має в розпорядженні певні запаси кондиційної залізородної сировини, опрацьовуються проекти прирізання додаткових ділянок. У ситуації економічної нестабільності і виникненні непередбачених ризиків власники не зацікавлені в значних капітальних інвестиціях у будівництво нових фабрик, перерозподілі сировинних потоків, організації масштабного селективного видобутку та інших заходах, необхідних для включення окислених кварцитів в процес переробки. Найбільш раціональним підходом у вирішенні цієї проблеми буде створення дослідної ділянки переробки окислених кварцитів з поступовим його розширенням у міру освоєння технології.

Викладення матеріалу і результати. Інститутом "Кривбаспроект" в 2020 р. здійснювалися укрупнені економічні розрахунки доцільності залучення до переробки окислених кварцитів на невеликій ділянці з малою продуктивністю, які показали актуальність і доцільність цього заходу. Організація дослідно-промислової ділянки переробки була розглянута на прикладі умовного кар'єру, де здійснюється попутний видобуток окислених кварцитів. У розрахунках використовувалися матеріали інституту, напрацьовані у рамках виконання техніко-економічного обґрунтування доцільності відновлення КГЗКОР, де була розроблена нова технологічна схема збагачення окислених кварцитів.

Технологічна схема збагачення розроблялась спільно з фінською компанією "Outotec", що спеціалізується на наданні новітніх технологій, обладнання та послуг для гірничодобувної, переробної та металургійної промисловості. У 2020 році дана компанія об'єдналась з фінським машинобудівним концерном «Metso Minerals».

Як вже говорилося вище, залучення до переробки окислених кварцитів доцільно реалізувати поетапно, поступово збільшуючи їх об'єми переробки до встановленої виробничої потужності. Фабрику необхідно побудувати в декілька пускових комплексів, вводячи додаткові секції у міру зростання об'ємів попутної добичі окислених кварцитів або вилучення їх з відвалів. У розглянутому прикладі передбачалося почати з дослідно-промислової ділянки з виробничою потужністю 500 тис. тонн в рік, орієнтовні капітальні інвестиції по якому складуть 430 млн грн. Ця ділянка дозволить щорічно переробляти 500 тис. тонн окислених кварцитів з виробництвом 167 тис. тонн товарного концентрату.

Попередні техніко-економічні розрахунки показують доцільність цього проекту і повернення первинних капітальних інвестицій впродовж 4 років. Дисконтований потоковий ефект (NPV) проекту за 7 років експлуатації складе більше 500 млн грн при прийнятій ціні товарного концентрату 2500 грн.

В табл. 2 наведено основні техніко-економічні показники проекту дослідно-промислової ділянки, отримані в результаті економічних опрацювань.

Також розглядалась можливість видобутку та збагачення окислених кварцитів на базі Інгулецького родовища. Річна продуктивність запропонованої збагачувальної фабрики по переробці окислених кварцитів складає в середньому 12,14 млн т. Технологія збагачення – магнітно-флотаційна. Технологічні показники наступні:

- масова доля заліза в руді - 36,68%;
- масова доля заліза в концентраті - 65%;
- середній вихід концентрату - 41,13%;
- витяг заліза в концентрат - 72,9%.

Техніко-економічні показники проєкту дослідно-промислової ділянки переробки окислених руд продуктивністю 500 тис. тонн/рік (життєвий цикл проєкту за 10 років)

Назва показників	Значення	
Сумарний обсяг переробки руди, тис. т	3 500,0	
Виробництво концентрату за період, тис. т	1 171,3	
Життєвий цикл проєкту, усього	10	
Середньорічні обсяги переробки руди, тис. т	500,0	
Середньорічні обсяги виробництва концентрату, тис. т	167,3	
Собівартість товарного концентрату, млн грн / млн \$	1 130	41
Прийнятна ціна 1 т концентрату, грн / \$	2 480	90
Вартість товарної продукції, млн грн / млн \$	2 296	83
Чистий прбуток, млн грн/ млн \$	956	35
Капітальні інвестиції, млн. грн /млн \$	430	16
Дисконтований потоковий ефект (NPV), млн грн/ млн \$	518	19
Окупність капітальних інвестицій, роки	4	

Орієнтовна вартість наведеної збагачувальної фабрики в цінах 2020 р. складає 19 млрд грн. Як раніше зазначалось, розвідані запаси окислених кварцитів родовища ПАО "ІнГЗК" сягають 1189,5 млн т, що забезпечить роботу фабрики та кар'єру на 98 років. Обсяг виробництва концентрату з якістю 65% складатиме:

при роботі фабрики на повну потужність - 4,1 млн т на рік;

за весь період експлуатації - 398 млн т.

Окупність проєкту порівняно з дослідно-промисловим варіантом знизиться і повернення вкладених коштів відбудеться протягом 6 років, що також є відносно позитивним рішенням по інвестуванню грошових ресурсів. Акумуляований дисконтований потоковий ефект (NPV) за перші десять років становитиме 22,3 млрд грн, за весь період, що складає 98 років, дисконтований потоковий ефект складатиме 459 млрд грн.

Висновки. Зважаючи на викладений матеріал, необхідно розуміти, що перспектива залучення окислених залізистих кварцитів в переробку, є вкрай актуальною для Криворізького залізорудного басейну, проте багато питань цієї теми ще не освітлено належним чином, не кажучи вже про їх рішення. Потрібна комплексна оцінка і ревізія наявних балансових запасів гірничорудних підприємств Кривбасу, можливості і перспективи їх подальшого розвитку з використанням традиційної сировини.

Тим самим стануть зрозумілими можливі терміни їх життєвого циклу. Потрібне широке впровадження дослідних технологій збагачення окислених кварцитів в практику, їх подальше здійснення і оцінка можливостей, витрат і термінів можливого переходу на нову технологію. Потрібні зміни в законодавстві, які торкалися б питань селективного видобутку, експлуатації техногенних родовищ, екологічних аспектів проблеми і сприяли переходу гірничодобувних підприємств до комплексного використання.

Проблема збагачення окислених кварцитів родовищ пов'язана з необхідністю повного їх використання завжди буде, є та й залишиться економічно та екологічно актуальною. Зараз вона потребує найскорішого практичного вирішення. Вона притаманна для багатьох родовищ України та інших країн, де мають окислені кварцити. В той же час, ця проблема вирішена на промисловому рівні в Бразилії, США, Китаї. Нема науково-технічних перепон для її вирішення, крім проблем вибору оптимального техніко-економічного варіанту та фінансування будівництва фабрики збагачування окислених залізних кварцитів.

Список літератури

1. Колесников Д.В., Короленко М.К., Ступник Н.И., Удод Е.Г., Протасов В.П., Олейник Т.А. Повышение извлечения железа за счёт переработки сырья техногенных месторождений Кривбасса. – Кривой Рог: Дионис, 2012. – 236 с.
2. Трубецкой К.Н., Уманец В.Н. Комплексное освоение техногенных месторождений // Горный журнал, 1992. – Вып. №1. - С. 12-16.
3. Темченко А.Г. Ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. – Кривий Ріг: «Мінерал», 2000. – 216 с.

4. Отработка Ингулецкого месторождения карьером ЧАО «ИнГОК» в границах лицензионной площади. Открытые горные работы: проект / ГП «ГПИ «Кривбасспроект»; ГИП Ковалёв К.В. – Кривой Рог, 2016. – 209 с.
5. Технично-економичеcкое обоснование целесообразности завершения строительства Криворожского горно-обогатительного комбината окисленных руд: проект / ГП «ГПИ «Кривбасспроект»; ГИП Биленко А.Е. – Кривой Рог, 2015. – 197 с.
6. Трубецкой К.Н., Шапарь А.Г. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. – М.: «Недра», 1993. – 272 с.
7. Григор'єв І.Є. Визначення основних методичних принципів ціленаправленого формування техногенних родовищ при комплексному освоєнні надр / Григор'єв І.Є., Григор'єв Ю.І., Усачов В.Е., Євтушенко М.С. // Зб. наук. праць НГУ, 2019. – Вип. 56. - С. 18–28.
8. Трубецкой К.Н., Воробьёв А.Е. Основы ресурсовоспроизводящих технологий складирования и хранения некондиционного минерального сырья // Горный журнал, 1995.– Вип. №5. - С 47-51.
9. Григорьев И.Е., Григорьев Ю.И. Системный подход к процессу проектирования горных объектов // Разраб. рудн. месторожд., 2011. - Вип. №94. - С 40-44.
10. Кармазин В.В., Пак С.Г., Маслов Д.С. Магнитное обогащение окисленных железистых кварцитов Михайловского железорудного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2012, с 212-219.

УДК 658.652.64.622.3

А.А. АЗАРЯН, В.А. АЗАРЯН, В.С. МОРКУН, доктори техн. наук, проф.,
А.М. ГРИЦЕНКО, канд. техн. наук, ст. наук. співроб.,
А.А. ТРАЧУК, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет

ОПЕРАТИВНИЙ КОНТРОЛЬ ЯКОСТІ РУД ЧОРНИХ МЕТАЛІВ З ВИКОРИСТАННЯМ ГАММА-ВИПРОМІНЮВАННЯ

Мета. Для підвищення точності визначення вмісту корисного компоненту в рудах чорних металів гамма-гамма методом необхідно розробити математичну модель взаємодії гамма-випромінювання з зразками руд чорних металів та геометричних параметрів зони вимірювання (габаритів колімаційного отвору, розміщення джерела низько-енергетичного гамма-випромінювання одне відносно одного а також відстані до поверхні досліджуваного зразка) та вмісту суміжних компонентів, що входять до складу руд.

Методи досліджень. Для досягнення сформульованої мети застосовано комплексний метод досліджень, що включає в себе теоретичні й інструментальні методи: аналіз вітчизняних та зарубіжних джерел, планування експериментів, математична обробка результатів, аналіз речовинного складу руд, теоретичні узагальнення з використанням теорії взаємодії гамма-випромінювання з гірськими породами, методи математичного, імітаційного та комп'ютерного моделювання, експериментальні дослідження в лабораторних умовах.

Наукова новизна. В результаті досліджень отримав подальшого розвитку метод математичного моделювання теоретичного визначення величини інтенсивності гамма-випромінювання як функції, що залежить від геометричних параметрів зони вимірювання та речовинного складу досліджуваного зразка. Визначено масові коефіцієнти ослаблення для різного вмісту корисного компоненту.

Практична значимість Отримані аналітичних вирази доцільно використовувати при проектуванні засобів оперативного визначення вмісту корисних компонентів для визначення оптимальних розмірів зони вимірювання.

Результати На основі законів взаємодії гамма-випромінювання з гірськими породами побудовано математичну модель розрахунку величини потоку розсіяного гамма-випромінювання, яка дозволяє врахувати особливості зони вимірювання. Адекватність отриманої моделі доведено задовільним збігом експериментальних даних з розрахунковими.

Ключові слова: математична модель, інтенсивність випромінювання, центральна геометрія, взаємодія випромінювання, вміст заліза, коефіцієнти ослаблення, некогерентне випромінювання, хромові руди.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-13-22

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. До руд чорних металів відносяться залізни, хромові, марганцеві та ванадієві.

Для визначення вмісту корисного компонента в руді з використанням гамма-випромінювання застосовується центральна та бічна геометрія взаємного розташування джерела гамма-випромінювання та детектора. Для забезпечення високої точності оперативного контролю якості мінеральної сировини пристроями реєструється інтенсивність інтегрального потоку розсіяного гамма-випромінювання, що залежить як від речовинного складу руди так і від параметрів пристрою. Для визначення цих впливів присвячено дану роботу.

Аналіз досліджень та публікації. Використання низько-енергетичного (менше 100 кеВ) гамма-випромінювання в методі розсіяного гамма-випромінювання визначає інтегральний параметр - ефективний атомний номер аналізованого матеріалу [1] Для багатьох гірських порід та руд квазібінарного складу спостерігається досить тісна кореляційна залежність між ефективним атомним номером і вмістом найважчого компонента, яким є, наприклад, залізо в залізних рудах, мінеральні домішки (зольність) у вугіллі, кальцій у карбонатній сировині. Зазначені кореляційні залежності широко використовуються в дослідженнях при інструментальному визначенні зольності вугілля, контролю вмісту заліза в рудах, аналізі карбонатної сировини на кальцій та ін. [1-4].

Суттєвими факторами, що знижують точність інструментального методу розсіяного гамма-випромінювання, є неоднорідність (низька гетерогенність) досліджуваного матеріалу [2]. Доведено, що похибка за рахунок неоднорідності, зумовленої нерівномірним розподілом частинок певного компонента у вимірювальному обсязі [5], неоднорідність гамма-послаблюючих властивостей аналізованого матеріалу, гранулометричного складу, щільності [6], мінливості геометричних параметрів вимірювальної зони [7-8]. Вказані фактори тією чи іншою мірою впливають на флуктуацію вимірюваної інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання, що призводить до похибки інструментального методу розсіяного гамма-випромінювання.

Постановка задачі. Одним з шляхів підвищення точності пристроїв оперативного контролю якості залізорудної сировини, що базується на використанні результатів взаємодії гамма-випромінювання з гірською масою є оптимізація геометрії вимірювального вузла а також врахування впливу речовинного складу. Для цього необхідно розробити математичну модель що враховує процеси розповсюдження та взаємодії гамма-випромінювання, а також геометричні параметри зони вимірювання. Перевірити адекватність розробленої моделі експериментами.

Викладення матеріалу та результати. Розглянемо моделювання процесу за центральної геометрії.

Математичне моделювання центральної геометрії виконується у два етапи. На першому етапі, виходячи із законів взаємодії гамма-випромінювання з речовиною, будується модель, що дозволяє отримати якісні особливості залежності інтенсивності потоку розсіяного гамма-випромінювання від геометричних та ядерно-фізичних факторів, на другому етапі вирішується завдання побудови емпіричної моделі, з одного боку, що правильно описує якісний характер знайдених на етапі залежностей, а з іншого боку, містить числові параметри, за допомогою яких можливо домогтися необхідного кількісного збігу експериментальних та розрахункових даних. Такий процес, що включає два етапи моделювання, пояснюється тим, що моделі, побудовані на основі теоретичних відомостей про закони взаємодії гамма-випромінювання з речовиною, мають складний характер, і обчислення за ними можуть бути доведені до кінця лише при припущеннях, що спрощують. Зрештою, це приводить лише до можливості якісного аналізу залежностей. Отримані моделі є опорними для створення наступних емпіричних моделей, які правильно описують якісні й кількісні залежності.

Завдання математичного моделювання аналізованого методу контролю на першому етапі полягає у визначенні величини потоку вторинного гамма-випромінювання як функції, що залежить від геометричних параметрів зони вимірювання та фізичних властивостей руди [9]. Схема вузла виміру представлена на рис. 1.

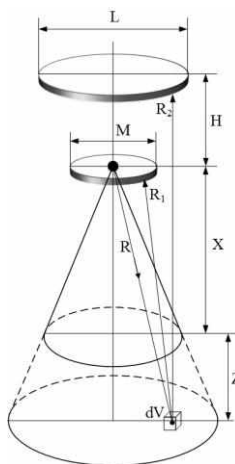


Рис. 1. Схематичне зображення геометрії вузла вимірювання потоку вторинного гамма-випромінювання при наближенні одноразового розсіювання

Згідно зі схемою (рис. 1), джерело та детектор знаходяться по одну сторону від досліджуваного зразка в конфігурації центральної геометрії, реалізуючи вимір «на відображення» гамма-випромінювання. На першому етапі при створенні математичної моделі для спрощення розрахунків доцільно припустити, що джерело гамма-випромінювання є точковим і знаходиться у вершині конічного коліматора, вісь якого перпендикулярна поверхні досліджуваного зразка.

Нехай на поверхню досліджуваного зразка нормально падає когерентний пучок гамма-променів, що випускається джерелом Q , розташованим у контейнері діаметром M , що знаходиться на відстані X від проби та на відстані H від детектора, що має діаметр вікна L . Число вторинних гамма-квантів, що вини-

кають в обсязі dV , що містить точку C , в результаті взаємодії первинного гамма-випромінювання джерела Q з речовиною зразка і досягнули детектора A , визначається за формулою (1)

$$d\Pi_{\delta}^{(1)} = \frac{Q_0 K_{\delta} \rho}{4\pi R_1^2 R_2^2} \cdot \exp(-\rho(\mu_j r_1 + \mu_{\delta} r_1)) \cdot dV, \quad (1)$$

де Q_0 - активність джерела; R_1, R_2 - відстань від елементарного об'єму dV до джерела та детектора, відповідно; r_1, r_2 - відстані, що проходять у пробі первинним та вторинним гамма-випромінюванням, відповідно; μ_j, μ_{δ} - масові коефіцієнти ослаблення первинного та вторинного гамма-випромінювання; K_{δ} - коефіцієнт перетворення первинного гамма-випромінювання у вторинне; ρ - щільність досліджуваного зразка; L - діаметр монокристалу що реєструє розсіяного гамма-випромінювання, M - діаметр захисного контейнера всередині якого розміщено джерело гамма-випромінювання, dV -досліджуваний зразок руди.

Беручи до уваги, що кут α при вершині кіничного коліматора джерела малий в циліндричній системі координат (r, φ, z) , початок якої розташовано на поверхні проби, а вісь Z збігається з віссю коліматора, то вираз (1) набуває вигляду

$$d\Pi_{\delta}^{(1)} = \frac{Q_0 K_{\delta}(Z) \rho}{4\pi(X+Z)^2(H+X+Z)^2} \cdot l^{-\rho(\mu_j + \mu_{\delta})Z} \cdot rd \, rd \, \varphi dZ. \quad (2)$$

Інтегруючи (2), отримуємо вираз, що визначає щільність потоку вторинного гамма-випромінювання на поверхні детектора без урахування екранування потоку контейнером джерела

$$\Pi_{\delta}^{(1)} = \frac{Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \cdot \rho d}{4} \int_0^d \frac{K_{\delta}(Z)}{(H+X+Z)^2} l^{-\rho(\mu_j + \mu_{\delta})Z} \cdot dZ,$$

де d - товщина гірської маси (зразка).

Потік вторинного гамма-випромінювання, який досяг детектора, не враховуючи екранування контейнером джерела, визначається за виразом

$$N_{\delta}^{(1)} = \Pi_{\delta}^{(1)} \cdot \frac{\pi L^2}{4} = \frac{Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \cdot \rho \pi L^2 d}{16} \int_0^d \frac{K_{\delta}(Z)}{(H+X+Z)^2} \cdot l^{-\rho(\mu_j + \mu_{\delta})Z} \cdot dZ, \quad (3)$$

де l - діаметр вікна детектора.

Аналогічним чином, потік вторинного гамма-випромінювання що затримується контейнером джерела, визначається за виразом

$$N_{\delta}^{(2)} = \frac{Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \cdot \rho \pi M^2 d}{16} \int_0^d \frac{K_{\delta}(Z)}{(X+Z)^2} l^{-\rho(\mu_j + \mu_{\delta})Z} \cdot dZ. \quad (4)$$

Таким чином, потік вторинного гамма-випромінювання, з урахуванням екранування контейнером джерела, визначається як різниця виразів (3) та (4)

$$N_{\delta} = N_{\delta}^{(1)} - N_{\delta}^{(2)} = \frac{\pi}{16} Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \int_0^d K_{\delta}(Z) \cdot \left(\frac{L^2}{(H+X+Z)^2} - \frac{M^2}{(X+Z)^2} \right) \cdot \exp(-\rho(\mu_j + \mu_{\delta})Z) dZ. \quad (5)$$

Вираз (5) може бути спрощений, використовуючи той факт, що для ядерно-фізичного аналізу в довгохвильовій області спектра глибина проникнення Z первинного випромінювання набагато менше, ніж відстань X від джерела до поверхні зразка і набагато менше зразка товщиною d . Беручи це до уваги в (5) $Z \ll X$ та $Z \ll d$ і враховуючи, що в цьому випадку K_{δ} і M_{δ} можна вважати незалежними від Z отримуємо

$$N_{\delta} = \frac{\pi}{16} Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \cdot \frac{K_{\delta}}{\mu_j + \mu_{\delta}} \left(\frac{L^2}{(H+X)^2} - \frac{M^2}{X^2} \right). \quad (6)$$

Оскільки потік вторинного гамма-випромінювання включає три типи гамма-випромінювання, відповідно їх сума

$$N = \sum_{\delta=1}^3 N_{\delta} = \frac{\pi}{16} Q_0 \cdot t g^2 \frac{\alpha}{2} \left(\frac{L^2}{(H+X)^2} - \frac{M^2}{X^2} \right) \sum_{\delta=1}^3 \frac{K_{\delta}}{\mu_j + \mu_{\delta}}. \quad (7)$$

Якщо джерело гамма-випромінювання не когерентне, то у виразі (7) необхідно враховувати залежність K_δ , μ_j та μ_δ від енергії гамма-випромінювання, тому вираз (7) прийме форму

$$N = \frac{\pi}{16} Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \left(\frac{L^2}{(H+X)^2} - \frac{M^2}{X^2} \right) \sum_{i=1}^n \sum_{\delta=1}^3 \frac{\varepsilon_i K_\delta^{(i)}}{\mu_j^{(i)} + \mu_\delta^{(i)}}, \quad (8)$$

де $K_\delta^{(i)}$, $\mu_j^{(i)}$ та $\mu_\delta^{(i)}$ - ядерно-фізичні константи ядерних досліджуваного зразка, що відповідають енергії E_i джерела гамма-випромінювання. ε_i – вихід гамма-випромінювання джерела з енергією E_i .

Оскільки досліджуваний зразок є багатокомпонентним, розрахунки ядерно-фізичних констант повинні проводитися з урахуванням концентрації складових компонентів.

Отже, загальний масовий коефіцієнт ослаблення визначається за формулою [2]

$$\mu_j^{(i)} = \sum_{K=1}^l \mu_{jK}^{(i)} q_K, \quad (9)$$

де $\mu_{jK}^{(i)}$ - повний масовий коефіцієнт ослаблення K -ї компоненти зразка для енергії E_i джерела гамма-випромінювання; q_K - концентрація K -ї компоненти у досліджуваному зразку.

Коефіцієнт трансформації первинного гамма-випромінювання в вторинне для K -ї компоненти зразка у випадку когерентного розсіювання має вигляд

$$K_{1K}^{(i)} = 2,37 \pi r_0^2 A_0 \frac{1}{E_i^3} \cdot \frac{1 + \cos^2 \theta}{\sin^3 \frac{\theta}{2}} \cdot \frac{Z_K^3}{A_K}, \quad (10)$$

де r_0 - класичний електронний радіус; A_0 - число Авогадро; θ - кут розсіювання; E_i - енергія джерела гамма-випромінювання; Z_K , A_K - атомний номер та атомна вага K -ї компоненти зразка.

Коефіцієнт трансформації первинного гамма-випромінювання в вторинне K -ї компоненти зразка у випадку некогерентного розсіювання визначається за виразом

$$K_{2K}^{(i)} = \frac{A_0 r_0^2}{2} \cdot \frac{1}{(1 + \omega_0(1 - \cos \theta))^2} \cdot \left(1 + \cos^2 \theta + \frac{\omega_0^2 (1 - \cos \theta)^2}{1 + \omega_0(1 - \cos \theta)} \right) \frac{Z_K}{A_K}, \quad (11)$$

де $\omega_0 = E_i / (m_0 C^2)$ - енергія гамма-кванту в одиницях енергії спокою електрона; m_0 - маса спокою електрона; C - швидкість світла; (інші позначення мають той самий сенс, що й у виразі (10)).

Коефіцієнт перетворення первинного гамма-випромінювання у вторинне для K -ї компоненти досліджуваного зразка, у разі порушення характеристичного рентгенівського випромінювання має вигляд

$$K_{3K}^{(i)} = \frac{8\sqrt{2}}{3} \frac{\alpha^4 r_0^2}{\omega_0^{3,5}} A_0 \frac{2\pi \xi l^{-4\xi \operatorname{arctg} \xi}}{\sqrt{1 + \xi^2 (1 - l^{-2\pi \xi})}} \frac{Z_K^5}{A_K}, \quad (12)$$

де $\alpha = 1/137$ - постійна тонка структура; $\xi = \sqrt{U_K / (E_i - U_K)}$; U_K - енергія K -рівня, у якому відбувається поглинання гамма-кванта; (інші позначення відповідно прийнятим у виразах (10) і (11)). При цьому масові коефіцієнти ослаблення вторинного гамма-випромінювання знаходяться для енергій, що відповідають цьому випромінюванню. Так, при когерентному розсіюванні енергія гамма-випромінювання не змінюється, тому

$$\mu_{1K}^{(i)} = \mu_{jK}^{(i)} \quad (13)$$

При некогерентному розсіюванні енергія вторинного гамма-випромінювання визначається за виразом

$$E_i^{\text{розс}} = \frac{E_i}{1 + \omega_0(1 - \cos \theta)} \quad (14)$$

Енергія $E_i^{\text{розс}}$ визначає величину масового коефіцієнта ослаблення вторинного гамма-випромінювання при некогерентному розсіюванні

$$\mu_{2K}^{(i)} = \mu_{2k}(E_i^{\text{розс}}) \quad (15)$$

При фотоелектричному поглинанні гамма-випромінювання енергія вторинного гамма-випромінювання визначається величиною енергії характеристичного рентгенівського випромінювання E_r ,

$$\mu_{3Kr}^{(i)} = \mu_{3K}^{(i)}(E_r).$$

Враховуючи багатокомпонентний склад проби повний масовий коефіцієнт ослаблення при $E=E_r$ визначиться за виразом

$$\mu_{3r}^{(i)} = \sum_{K=1}^l \mu_{3Kr}^{(i)} q_K. \quad (16)$$

Таким чином, з урахуванням багатокомпонентного складу досліджуваного зразка вираз (8) набуває вигляду

$$N = \frac{\pi}{16} Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \left(\frac{L^2}{(H+X)^2} - \frac{M^2}{X^2} \right) \sum_{i=1}^n \sum_{K=1}^l \left(\sum_{\delta=1}^2 \frac{K_{\delta K}^{(i)}}{\mu_j^{(i)} + \mu_{\delta K}^{(i)}} + \sum_{r=1}^l \frac{K_{3K}^{(i)}}{\mu_j^{(i)} + \mu_{3r}^{(i)}} \right) q_K \varepsilon_i, \quad (17)$$

де $K_{\delta K}^{(i)}, \mu_j^{(i)}, \mu_{\delta K}^{(i)}, \mu_{3r}^{(i)}$ - розраховуються за виразами (9) - (16).

Вираз (17) можна подати у вигляді добутку множників, один з яких залежить від ядерно-фізичних характеристик досліджуваної проби, а інший - від геометрії вимірювання

$$N = \frac{\pi}{16} Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \varphi_1 \cdot \varphi_2,$$

$$\text{де } \varphi_1 = \sum_{i=1}^n \sum_{K=1}^l \left(\sum_{\delta=1}^2 \left(K_{\delta K}^{(i)} / (\mu_j^{(i)} + \mu_{\delta K}^{(i)}) \right) + \sum_{r=1}^l \left(K_{3K}^{(i)} / (\mu_j^{(i)} + \mu_{3r}^{(i)}) \right) \right) q_K \varepsilon_i; \quad \varphi_2 = L^2 / (H+X)^2 - M^2 / X^2. \quad (18)$$

Прирівнюючи до нуля вираз (18) і вирішуючи це рівняння щодо X , визначаємо відстань джерела від поверхні досліджуваного зразка, починаючи з якого вторинне гамма-випромінювання досягає детектора

$$X_0 = H / (L/M - 1) \quad (19)$$

Прирівнюючи похідну до нуля по X залежність (18), знаходимо відстань джерела від поверхні проби, при якому потік вторинного гамма-випромінювання максимальний

$$X_1 = H / ((L/M) - 1). \quad (20)$$

Вираз (17) дозволяє проводити якісний аналіз основних залежностей при ядерно-фізичному методі контролю речовинного складу руд.

Переходимо до другого етапу моделювання - створення емпіричної моделі. Взввши за опорні точки X_0, X і X_1 (див. формули (17) і (18)) як результат експериментів, емпіричну модель можна представити у вигляді

$$N = \tilde{N}(X_1) \left(\frac{X_1}{X} \left(\ln \frac{X}{X_0} / \ln \frac{X_1}{X_0} \right)^{\ln \frac{X_1}{X_0}} \right)^\mu, \quad (21)$$

де N - величина інтенсивності потоку вторинного гамма-випромінювання;

$$X_0 = aH / \left(\frac{L}{M} - 1 \right), \quad (22)$$

$$X = bH / \left(\left(\frac{L}{M} \right)^{2/3} - 1 \right), \quad (23)$$

$$\tilde{N}(X_1) = C Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \left[\left(L^{2/3} - M^{2/3} \right)^2 \cdot \left(L^{2/3} + M^{2/3} \right) / H^2 \right], \quad (24)$$

де a, b, C, μ - параметри, що є функціями вмісту корисного компонента q .

Параметри a, b вибираються так, щоб експериментальні значення X_0, X_1 та $\tilde{N}(X_1)$ збігалися з розрахованими за формулами (22)-(24). Параметр μ вибирається так, щоб величина потоку вторинного гамма-випромінювання у певній точці X_2 ($X_2 > X_1$) збігалася з експериментальним значенням потоку у цій же точці

$$\mu = \ln \frac{\tilde{N}(X_2)}{\tilde{N}(X_1)} / \ln \left(\frac{X_1}{X_2} \left(\ln \frac{X_2}{X_0} / \ln \frac{X_1}{X_0} \right)^{\ln \frac{X_1}{X_0}} \right), \quad (25)$$

де $\tilde{N}(X_2)$ - величина потоку вторинного гамма-випромінювання коли $X=X_1$.

Користуючись отриманими формулами, було проведено розрахунки величини потоку вторинного гамма-випромінювання при опроміненні джерелом Ам-241 зразків хромової руди. При розрахунку приймалося, що джерело випромінює гамма-кванта двох енергій 60 кеВ та 20 кеВ з виходами 40 % та 60 %, відповідно.

В табл. 1 наведено вихідні дані для розрахунку ядерно-фізичних характеристик хромової руди.

Результати розрахунку повних масових коефіцієнтів ослаблення для складів хромової руди та даних табл. 1 представлено у табл. 2.

Таблиця 1

Ядерно-фізичні характеристики хромової руди

Характеристика	Компонент					
	Cr	Si	Fe	Al	Mg	O ₂
Атомна вага, A_K	52	28	56	27	24	16
Атомний заряд, Z_K	24	14	26	13	12	8
$\mu_{ik}(E_1 = 60 \text{ кеВ})$	0,948	0,313	1,19	0,27	0,253	0,189
$\mu_{ik}(E_1 = 20 \text{ кеВ})$	19,9	4,42	24,9	3,41	2,72	0,817

Таблиця 2

Повні масові коефіцієнти ослаблення для різних складів хромової руди

Характеристика	Номер досліджуваного зразка хромової руди										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Концентрація Cr	0	0,04	0,1	0,16	0,22	0,27	0,33	0,39	0,45	0,51	0,56
$\mu_i^1(E_1 = 60 \text{ кеВ})$	0,305	0,342	0,392	0,438	0,489	0,532	0,58	0,629	0,679	0,730	0,769
$\mu_i^2(E_2 = 20 \text{ кеВ})$	3,944	4,845	6,088	7,220	8,473	9,526	10,71	11,90	13,12	14,36	15,35

Аналіз даних табл. 2 показує, що величини повних масових коефіцієнтів ослаблення для різних складів руди є лінійними функціями концентрації хрому в руді і можуть бути апроксимовані виразами

$$\mu_j^1(E_1 = 60 \text{ кеВ}) = 0,305 + 0,829q; \quad (26)$$

$$\mu_j^2(E_1 = 20 \text{ кеВ}) = 3,944 + 20,378q, \quad (27)$$

де q - концентрація хрому у руді.

У табл. 3 наведено результати розрахунків за виразами (10) - (12) значень коефіцієнтів перетворення первинного гамма-випромінювання у вторинне для кожної з компонентів хромової руди при двох значеннях енергії гамма-випромінювання джерела.

Під час розрахунків даних табл. 3 прийнято, що кут розсіювання вторинного гамма-випромінювання становить 160°, що відповідає прийнятій геометрії виміру. При некогерентному розсіюванні енергія вторинного гамма-випромінювання, розрахована за виразом (27), складала при $E_1=60$ кеВ величину $E_1^{pозс} = 48,6$ кеВ, а при $E_2=20$ кеВ - $E_2^{pозс} = 18,6$ кеВ. Мінімальна відмінність енергій первинного і вторинного гамма-випромінювання дозволяє прийняти, що масові коефіцієнти ослаблення їх приблизно рівні, тобто $\mu_j^i(E_i^{pозс}) \approx \mu_j^i(E_i)$ скористатися виразами (26) і (27) [10].

Таблиця 3

Коефіцієнт перетворення первинного гамма-випромінювання у вторинне для компонентів хромової руди

Енергія, E	Коефіцієнт	Компонент					
		Cr	Si	Fe	Al	Mg	O ₂
1	2	3	4	5	6	7	8
60 кеВ	$K_{1K}^{(1)}$	$8,603 \cdot 10^{-4}$	$3,171 \cdot 10^{-4}$	$10,156 \cdot 10^{-4}$	$2,633 \cdot 10^{-4}$	$2,33 \cdot 10^{-4}$	$1,036 \cdot 10^{-4}$
	$K_{2K}^{(1)}$	$1,455 \cdot 10^{-2}$	$1,575 \cdot 10^{-2}$	$1,462 \cdot 10^{-2}$	$1,515 \cdot 10^{-2}$	$1,575 \cdot 10^{-2}$	$1,575 \cdot 10^{-2}$
	$K_{3K}^{(1)}$	$4,165 \cdot 10^{-2}$	$8,323 \cdot 10^{-4}$	$7,022 \cdot 10^{-2}$	$4,446 \cdot 10^{-4}$	$2,419 \cdot 10^{-4}$	-

1	2	3	4	5	6	7	8
20 кеВ	$K_{1K}^{(1)}$	$2,322 \cdot 10^{-2}$	$8,561 \cdot 10^{-3}$	$2,742 \cdot 10^{-2}$	$7,108 \cdot 10^{-3}$	$6,29 \cdot 10^{-3}$	$2,796 \cdot 10^{-3}$
	$K_{2K}^{(1)}$	$1,871 \cdot 10^{-2}$	$2,025 \cdot 10^{-2}$	$1,879 \cdot 10^{-2}$	$1,948 \cdot 10^{-2}$	$2,025 \cdot 10^{-2}$	$2,025 \cdot 10^{-2}$
	$K_{3K}^{(1)}$	$3,712 \cdot 10^{-1}$	$1,009 \cdot 10^{-2}$	$5,655 \cdot 10^{-1}$	$5,536 \cdot 10^{-3}$	$3,128 \cdot 10^{-5}$	-

У табл. 4 наведено величини повних масових коефіцієнтів ослаблення гамма-випромінювання для значень енергій характеристичного рентгенівського випромінювання з кожної компоненти хромової руди.

Повні масові коефіцієнти ослаблення, розраховані кожному за значення енергії характеристичного випромінювання для різних складів хромової руди наведено в табл. 5.

Таблиця 4

Повні масові коефіцієнти ослаблення гамма-випромінювання для енергій характеристичного рентгенівського випромінювання

Компонент	Енергія характеристичного рентгенівського випромінювання (ХРВ), E (еВ)				
	1254	1487	1740	5414	6403
Cr	6000	3000	2100	80	600
Si	1000	527	400	230	120
Fe	7000	3900	2800	100	70
Al	500	395	4500	150	100
Mg	600	5000	3000	120	70
O ₂	3000	1500	1000	55	20

Таблиця 5

Масові коефіцієнти ослаблення

Енергія ХРВ, (еВ)	Концентрація Cr у зразках q, %										
	0	4	10	16	22	27	33	39	45	51	56
1254	1618	1858	2184	2479	2795	3094	3423	3766	4051	4362	46,33
1487	2624	2654	2426	2782	2850	2863	2890	2924	2977	3042	30,41
1740	1666	1710	1776	1846	1926	1988	2047	2129	2236	2323	2395
5414	140,1	137	132,5	128,2	124	119,4	114,6	108,5	105,2	101,2	96,9
6403	74,8	95,8	125,1	158,6	190,3	216	247,2	277,7	310,1	341,9	367,8

Для визначення відносного вкладу у вторинне гамма-випромінювання кожного з трьох різновидів взаємодії гамма-випромінювання з розраховуємо величини

$$\varphi_1^{(i,\delta)} = \sum_{K=1}^l \frac{K_{\delta K}^{(i)}}{\mu_j^{(i)} + \mu_{\delta K}^{(i)}} \cdot q_K, \quad (\delta = 1, 2) \quad (28)$$

$$\varphi_1^{(i,3)} = \sum_{K=1}^l \sum_{r=1}^l \frac{K_{3K}^{(i)}}{\mu_j^{(i)} + \mu_{3r}^{(i)}} \cdot q_K; \quad (29)$$

$$\varphi_1^{(i)} = \sum_{\delta=1}^3 \varphi_1^{(i,\delta)}; \quad \varphi_1 = \varepsilon \varphi_1^{(1)} + (1 - \varepsilon) \varphi_1^{(2)}. \quad (30)$$

В табл. 6 наведено результати розрахунків за виразами (28)-(30). Аналіз даних табл. 6 свідчить, що основний внесок у вторинне гамма-випромінювання вносить некогерентне розсіювання при енергії джерела гамма-випромінювання 60 кеВ $\varphi_1^{(1,2)}$.

Таблиця 6

Величини $\varphi_1^{(i,\sigma)}$ для різних складів хромової руди

Енергія E, кеВ	$\varphi_1^{(i,\sigma)}$	Вміст Cr, %										
		0	4	10	16	22	27	33	39	45	51	56
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
60	$\varphi_1^{(1,1)} 10^4$	4,43	4,44	4,44	4,45	4,46	4,46	4,47	4,46	4,46	4,47	4,47
	$\varphi_1^{(1,2)} 10^2$	2,56	2,28	1,98	1,77	1,58	1,44	1,31	1,20	1,11	1,02	0,97
	$\varphi_1^{(1,3)} 10^4$	0,47	0,68	0,70	0,85	1,05	1,25	1,49	1,77	2,04	2,35	2,65

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
20	$\varphi_1^{(2,1)} 10^4$	9,24	8,44	7,72	7,29	6,95	6,72	6,53	6,36	6,23	6,14	6,05
	$\varphi_1^{(2,2)} 10^3$	2,55	2,07	1,65	1,39	1,17	1,03	0,91	0,82	0,74	0,67	0,62
	$\varphi_1^{(2,3)} 10^4$	3,62	4,45	5,68	6,97	8,60	10,17	12,05	14,22	16,23	18,45	20,54
60	$\varphi_1^{(1)} 10^3$	26,1	23,34	20,5	18,2	16,3	15,0	13,71	12,61	11,7	10,9	10,4
20	$\varphi_1^{(2)} 10^3$	3,8	3,4	3,0	2,8	2,7	2,7	2,8	2,9	3,0	3,1	3,3
60+20	$\varphi_1 10^3$	12,7	11,4	10,0	9,0	8,1	7,6	7,2	6,8	6,5	6,2	6,1

На рис. 2 наведено результати розрахунків залежності відносного внеску некогерентного гамма-випромінювання у загальне вторинне гамма-випромінювання вмісту хрому в руді.

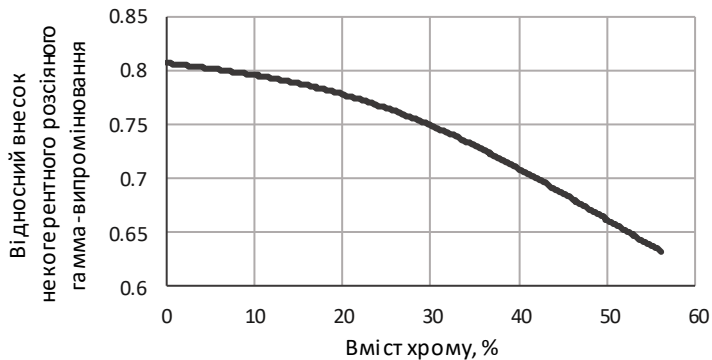


Рис. 2. Залежність відносного некогерентного гамма-випромінювання від вмісту хрому в руді

Залежність φ_1 від концентрації хрому в руді має наступний вигляд

$$\varphi_1 = \frac{1}{78,7 + 195,8 \cdot q} \quad (31)$$

Параметри, що входять до виразу (31), знайдені за методом найменших квадратів. З урахуванням формули (31) математи-

чна модель, що описується виразом (18), набуває вигляду

$$N(X) = \frac{\pi}{16} \cdot \frac{Q_0 \cdot tg^2 \frac{\alpha}{2}}{78,7 + 195,8 \cdot q} \left(\frac{L^2}{(H + X)^2} - \frac{M^2}{X^2} \right), \quad (32)$$

де Q_0 - активність джерела; q - концентрація хрому у пробі; L , M - діаметри вікна детектора та контейнера джерела, відповідно; H - відстань джерела від детектора; X - відстань джерела від пробі. Формула (32) дозволяє проводити якісний аналіз залежностей при ядерно-фізичному методі контролю складу хромових руд.

Для кількісного аналізу збігу розрахункових та експериментальних даних було побудовано емпіричну модель згідно з виразом (21). У табл. 8 наведено вихідні дані та результати розрахунків параметрів a, b, μ при різних концентраціях хрому q .

Таблиця 8

Результати розрахунку параметрів a, b, μ, N

Вміст Cr, %	Найменування параметру												
	Q_0 , мК	α , град.	L , см	M , см	H , см	X_0 , см	X_1 , см	X_2 , см	$\bar{N}(X_1)$	$\tilde{N}(X_z)$	a	b	μ
5	270	17	6	3	10	5,5	12,5	20	$14 \cdot 10^3$	$13,2 \cdot 10^3$	0,55	0,74	0,59
37,3	270	17	6	3	10	5,5	12,5	20	$9,6 \cdot 10^3$	$9 \cdot 10^3$	0,55	0,74	0,65
54,3	270	17	6	3	10	5,5	12,5	20	$6,4 \cdot 10^3$	$5,7 \cdot 10^3$	0,55	0,74	1,17

За даними табл. 8 величини $\tilde{N}(X_1)$ та μ залежать від концентрації хрому в руді. Ці залежності можуть бути апроксимовані такими виразами

$$\tilde{N}(X_1) = d Q_0 t g^2 \frac{\alpha}{2} \frac{(L^{2/3} - M^{2/3})^2 (L^{2/3} + M^{2/3})}{H^2} (1 - q),$$

де $d = 3,1 \cdot 10^4$; $\mu = 0,698 - 2,296q + 5,582q^2$.

Числові параметри, що входять до цих виразів, визначено за методом найменших квадратів. Підставляючи $\tilde{N}(X_1)$ та μ в вираз (21) отримуємо шукану емпіричну модель

$$N = \frac{3,1 \cdot 10^4 \text{tg}^2 \frac{\alpha}{H^2}}{2} (L^{2/3} - M^{2/3})^2 (L^{2/3} + M^{2/3}) (1-q) \times \left(\frac{X_1}{X} \left(\frac{\ln \frac{X}{X_0}}{\ln \frac{X_1}{X_0}} \right)^{\ln \frac{X_1}{X_0}} \right)^{(0,698 - 2,296q + 5,582q^2)}, \quad (33)$$

$$\text{де } X_0 = 0,55 \frac{H}{\frac{L}{M} - 1}; \quad X_1 = 0,74 \frac{H}{\left(\frac{L}{M}\right)^{2/3} - 1}.$$

На рис. 3 наведено графіки, які демонструють результати розрахунків математичної моделі (33) в порівнянні з експериментальними даними для різного вмісту хрому в руді, за якими можна стверджувати, що при $q = 5\%$ середнє відносне відхилення становить $6,6\%$, при $q = 37,3\%$ - $2,8\%$, а при $q = 50,3\%$ - $9,3\%$.

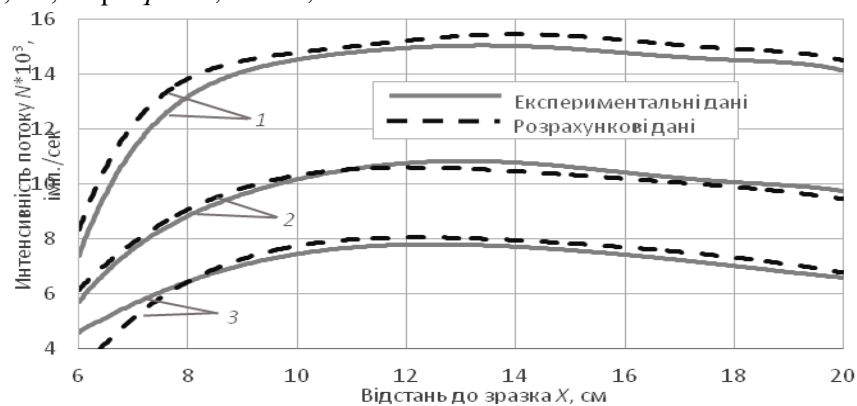


Рис. 3. Залежність величини потоку вторинного гамма-випромінювання N від відстані до пробки (X) при різних концентраціях оксиду хрому в руді 1 - $q = 5\%$; 2 - $q = 37,3\%$; 3 - $q = 50,3\%$

Висновки та напрямки подальших досліджень.

1. На основі законів взаємодії гамма-випромінювання з речовиною побудована математична модель, за допомогою якої можна представити інтенсивність розсіяного гамма-випромінювання як функцію фізичних констант досліджуваного середовища та геометричних вимірювань.

2. На прикладі дослідження хромових руд реалізовано нову математичну модель, що дозволило якісно проаналізувати основні залежності зони вимірювання.

3. Побудовано емпіричну модель розрахунку величини потоку розсіяного гамма-випромінювання, яка дозволила врахувати якісні особливості залежностей, знайдених в моделі першого етапу, і домогтися задовільного збігу експериментальних даних з розрахунковими шляхом введення числових параметрів у модель.

4. Описану методологію побудови математичних моделей можна використовувати при ядерно-фізичному методі контролю якості руд чорних металів.

Список літератури

1. Интернет-сайт russian Metallurgy Experts Team <http://rusmet.ru>
2. Качество минерального сырья: монография / А.А. Азарян, В.А. Колосов, Л.А. Ломовцев, А.Д. Учитель // - Кривой Рог: Минерал, 2001. - 201 с.
3. Азарян А.А. Разработка методов и средств физико-технического контроля и управления качеством руд черных металлов при добыче и переработке / Дисс. д.т.н., Киев., ин-т Гидромеханики НАН Украины, 1993. - 470 с.
4. Горшков Г.В. Проникающие излучения радиоактивных источников. - Л.: Недра, Ленинградское отделение, 1967. - 394 с.
5. Азарян А.А. Ядерно-физический метод контроля качества; минерального сырья на конвейере. - Киев, -1990. - 81 с. - Деп. В УкрНИИТИ. 17.10.90, № 1728.
6. Старчик Л.П., Пак Ю.Н. Ядерно-физические методы контроля качества твердого топлива. - М.: Недра, 1985. - 223 с.

7. Червко В.И. Исследование метода рассеянного гамма-излучения для контроля содержания тяжелого компонента в жидких средах и взвесах сложного состава: Автореф. дис. канд. техн. наук. - Алма-Ата, 1975. - 16 с.
8. Азарян А.А. Математическое моделирование ядерно-физических методов анализа хромовых руд / А.А. Азарян, В.М. Серебренников // Горный журнал. - 1968. - №6. - С. 8.
9. Azarian A. A. Geophysical methods for controlling the useful component content as the basis for the quality management system at mining and processing enterprises / A.A. Azarian, V.A. Azarian // Journal of Geology, Geography and Geoecology. -2020. -29(1). -p.3-15.
10. Kozhevnikov D.A. A Method of Geometrical Factors in the Theory and Interpretation of Formation Density Logging Data. / D.A. Kozhevnikov, I.Ph. Khatmullin // Nuclear Geophysics. -1990, Vol.4, No.4, pp. 413-424

УДК 622.235:622.271

Г.І. ЄРЕМЕНКО, канд. техн. наук, доц., Д.А. ТІТОВ, магістр, Академія гірничих наук України
С.М. ГЕНКУЛЕНКО, головний інженер ТОВ «РУДОМАЙН»
Д.В. ЗАГОРСЬКИЙ, гірничий інженер, директор ТОВ «БЛАСТКО МАЙНИНГ СЕРВІС»
О.П. СТІЛЕЦЬ, гірничий інженер, директор Центру з підричних робіт
Національного технічного університету (Дніпровська політехніка)

ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗАСТОСУВАННЯ НОВИХ МАТЕРІАЛІВ ТА ВАРІОВАННЯ ПАРАМЕТРІВ БПР В КАР'ЄРІ «ПІВДЕННИЙ» ТОВ «РУДОМАЙН»

Основною метою дослідження є формулювання змісту й алгоритму реалізації експериментальних досліджень для визначення можливості та шляхів максимально можливого зниження шкідливих впливів на довкілля масових технологічних вибухів у кар'єрах в межах населених пунктів шляхом створення доступних для підприємств спеціальних пілепридушуючих сумішей та технології їх застосування.

Методами дослідження є факторний та компаративний аналіз результатів апаратної реєстрації даних щодо впливу розробленої авторами даної статті суміші на виділення мінерального пилу в процесі руйнування породного масиву вибухом на відкритих розробках.

Наукова новизна дослідження полягає в установленні закономірності впливу нового пілепридушуючого розчину на виділення мінерального пилу в атмосферу при руйнуванні скельних гірських порід вибухом.

Практичне значення. Подальший розвиток і виробниче застосування результатів досліджень забезпечить значне зниження викидів пилу за рахунок підвищення ефективності буро-вибухових робіт у залізорудному кар'єрі.

Результати. В експерименті загалом було використано 13 т розчину «DUSTRON™EX17» для розробки методу формування гідро-забивки свердловин. На 1 свердловину витрачалося 400 л реагенту (250 л - у зовнішню гідро-забивку і 150 л - у внутрішню). Питомі витрати розчину реагенту - 0,619 м³/м³; вартість витрат розчину на 1 м³ гірничої маси складає 0,619 грн. Випробування розчину реагенту «DUSTRON™EX17» для формування гідро-забивок довели свою технологічність та екологічну ефективність. Використання реагенту «DUSTRON™EX17» знижує виділення пилу на 27%, а висоту пило-газової хмари - на 20-30 м. За результатами виконаних досліджень рекомендовано конструкції свердловинних зарядів з гідро-забивкою.

Ключові слова: гірська порода, вибухове руйнування, вибух, свердловинні заряди, гідро-забивка свердловин.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-22-27

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. На даний час Україна залишається одним зі світових лідерів щодо розробки покладів залізних руд, а Криворізький залізорудний басейн - головним регіональним осередком відкритих гірничих робіт та локалізації найпотужніших гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК) країни. Разом з тим, родовища високоякісних руд стрімко виснажуються, чим і зумовлюється абсолютно вимушене на даний час продовження розробки якісних залізних руд у відносно невеликих родовищах, які опинилися фактично в центральних густозаселених районах внаслідок закономірного розвитку міста Кривого Рогу як соціально-промислового комплексу освоєння унікальної за своїми масштабами та потужністю залізорудної формації уздовж її окремих найбагатших заруднених зон. Враховуючи ж екологічну та сейсмічну агресивність відкритих розробок, набуває неабиякої актуальності проблема нормалізації впливу факторів гірничих технологій на довкілля за даних умов. Особливо потужним чинником відкритих гірничих робіт є масові промислові вибухи, реалізація яких регламентується надзвичайно жорстко законодавством [1-7], що здебільшого вкрай

ускладнює функціонування гірничих підприємств, які розробляють відзначені вище родовища селитебних територій.

Аналіз досліджень і публікацій. На сьогоднішній день існує безліч наукових праць щодо вдосконалення буро-підривних робіт. Більшість з них присвячені оптимізації параметрів останніх та конструкції свердловинних зарядів ВР, а також - режимам їх підривання. Теоретичними й експериментальними дослідженнями [8-11] встановлено, що комплексно вплив на масив гірських порід може бути досягнутий тільки при використанні міцної забивки, замикаючої в зарядній порожнині продукти вибуху до моменту руйнування породного середовища. При цьому слід зазначити, якщо в забивці також використовувати ПАР (поверхнево активні речовини) та повітряні проміжки, виникає можливість знизити викиди забруднюючих речовин в атмосферне повітря від масових вибухів в кар'єрі, що й було покладено в ідею даних досліджень.

Постановка завдання. Враховуючи наведене вище, та умови, які склалися щодо кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН», авторами було сформульовано зміст та алгоритм реалізації експериментальних досліджень з метою визначення можливості та шляхів максимально можливого зниження шкідливих впливів на довкілля масових технологічних вибухів шляхом створення доступних для підприємств спеціальних пилопридушуючих сумішей та технології їх застосування.

Викладення матеріалу та результати. Підприємство ТОВ «РУДОМАЙН» розробляє родовище залізних руд (рудділянка №2 кар'єру «Південний»), яке знаходиться в південній частині Саксаганського району м. Кривий Ріг. Буро-підривні роботи (БПР) в кар'єрі виконує ТОВ «БЛАСТКО МАЙНИНГ СЕРВІС».

Корисна копалина ділянки №2 кар'єру «Південний» представлена багатими залізними рудами п'ятого залізного горизонту (PR1sx5f) раніше втраченими при підземному способі розробки шахтами колишнього РУ ім. Кірова, а також бідними рудами п'ятого залізного горизонту з бортовим вмістом $Fe_{\text{заг.}}$ - 36%, які колись відносилися до розкривних порід.

Багаті залізні руди представлені сумішшю залишків мартитових руд з різними породами, що вміщують домішки глинистого матеріалу, а також – фрагментами рудних міжкамерних ціликів. У товщі залізистих кварцитів шостого залізного горизонту також зустрічаються прошки та гнізда багатих залізних руд, наявність яких підтверджено раніше проведеними експлуатаційними роботами в кар'єрі «Південний». Поширення багатих залізних руд повторної розробки в кар'єрі має дуже неоднорідний характер. Високий вміст глинистого матеріалу призводить до значного зниження показника заліза загального в багатих залізних рудах. Багаті залізні руди повторної розробки відрізняються більш інтенсивною тріщинуватістю. Бідні руди п'ятого залізного горизонту представлені в основному мартитовими, гематит-мартитовими кварцитами та джеспілітами з вмістом $Fe_{\text{заг.}}$ вище 36%. Вміщуючими породами для багатих залізних руд є некондиційні мартитові та гідрогематит-мартитові кварцити і сланці. Вміщуючими породами для бідних руд є гідрогематит-мартитові і безрудні кварцити.

З урахуванням гірничо-геологічних умов родовища і фізико-механічних властивостей корисної копалини, на підприємстві застосовується транспортна система розробки з використанням автомобільного транспорту та зовнішнього відвалоутворення. Річний обсяг підірваної гірничої маси у щільному тілі складає 600 тис. м³.

Відвантаження підірваної гірничої маси відбувається за допомогою екскаваторів ЕКГ-5, ЕКГ-8, ЕКГ-10, а її транспортування – автосамоскидами.

В 2022 році, згідно з планом гірничих робіт, ТОВ «РУДОМАЙН» передбачає розробку сьомого і восьмого горизонтів родовища.

Бурові роботи на кар'єрі проводяться з використанням бурових станків типу Atlas Copco, Titon, СБУ й ін.

Враховуючи геологічні характеристики порід та існуючі умови виробництва, на видобувних блоках використовуються вертикальні свердловини, які розташовуються за квадратною та шаховою мережею, діаметром 105,155,250 мм. Мережа буріння змінюється в залежності від гірничо-геологічних характеристик порід, але за умови, що питома витрата ВР не буде перевищувати розрахункові параметри.

Заряджання свердловин здійснюється змішувально-зарядними машинами на базі автомобіля КрАЗ. Зарядка свердловин ВР Анемікс відбувається за допомогою шлангу. Для проведення масових вибухів використовуються вибухові речовини та засоби ініціювання, допущені до пос-

тійного застосування у виробництві службою Держпраці України згідно «Переліку вибухових матеріалів промислового призначення, допущених до постійного виробництва і застосування», а саме:

для свердловин - Анемікс;

для шпурів - Анемікс-П;

для виготовлення проміжних детонаторів - шашки тротиліві промислові типу Т-400Г, Анемікс-П і т.ін.

В якості засобів ініціювання використовуються:

електродетонатори: ЕД-8Ж;

детонуючий шнур: ДШЕ-9, ДШЕ-12;

неелектричні системи ініціювання (НСІ) типу «Імпульс», і т.ін.

Залежно від гірничо-геологічних, гідрогеологічних та технологічних умов при веденні вибухових робіт застосовуються наступні конструкції свердловинних зарядів ВР (рис. 1):

а - суцільна колонка заряду ВР;

б - заряд ВР розосереджений повітряними та інертними проміжками;

в - комбінований заряд з водостійкої та неводостійкої ВР;

г - заряд ВР, розміщений у поліетиленовому та поліпропіленовому рукаві.

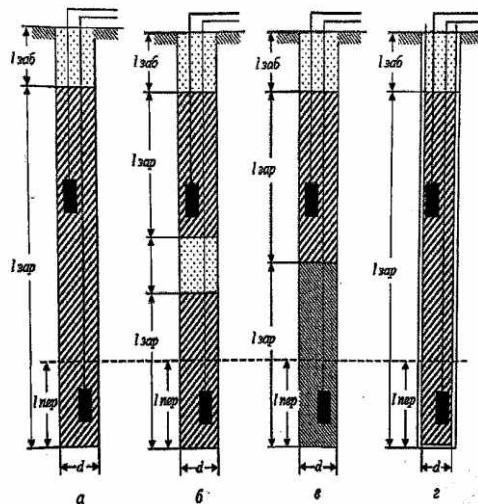


Рис. 1. Конструкції свердловинних зарядів ВР: *а* - суцільна колонка заряду ВР; *б* - заряд ВР, розосереджений повітряними та інертними проміжками; *в* - комбінований заряд з водостійкої та неводостійкої ВР; *г* - заряд ВР у поліетиленовому та поліпропіленовому рукаві

Проміжний детонатор (ПД) формується із шашок-детонаторів Т-400Г, капсуль-детонаторів, хвилеводу та детонуючого шнура (рис. 2).

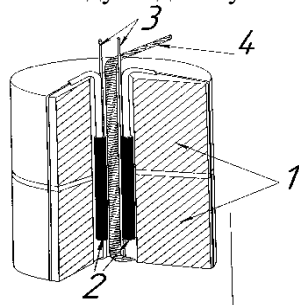


Рис. 2. Конструкція проміжного детонатору (ПД): 1 – шашки-детонатори; 2 – капсули-детонатори (КД); 3 – хвилевід; 4 – детонуючий шнур (ДШ), що застосовується для ущільнення КД у каналі шашки

Ініціювання магістралі з хвилеводів неелектричної системи ініціювання «Імпульс» здійснюється двома електродетонаторами (ЕД) послідовно одного номіналу.

Для зарядів подрібнення застосовуються суцільні колонкові заряди, комбіновані водостійкі та неводостійкі ВР, заряди, розосереджені повітряними й інертними проміжками, а також заряди ВР, розміщені у поліетиленовому та поліпропіленовому рукавах.

Для кращого використання енергії вибуху з урахуванням тріщинуватості верхніх шарів масиву використовують розосереджені заряди у верхній частині свердловини. При формуванні розосереджених зарядів інертні проміжки формуються з забивного матеріалу (щебін фракції 10-30 мм) або за допомогою спеціальних пристроїв (КЗП), що виключає можливість осідання верхньої частини заряду ВР. Висота інертного проміжку встановлюється в 0,1-0,2 висоти заряду. Маса верхньої частини заряду ВР складає 0,2-0,25 маси всього заряду. При застосуванні розосереджених зарядів проміжні детонатори встановлюються в кожній частині заряду.

За умови значної тріщинуватості масиву для запобігання розтікання емульсійної вибухової речовини (ЕВР) тріщинами порід при заряджанні в свердловинах використовуються поліетиленові або поліпропіленові рукави.

Для підривання масивів особливо складної структури та приконтатних зон доцільно формувати свердловинні заряди, пропонувані одним з авторів даної статті в роботі [12].

КП «НАУКА» Академії гірничих наук України разом з керівництвом ТОВ «РУДОМАЙН» провели дослідження в промислових умовах ефективності використання розчину реагенту ПАР «DUSTRON™ EX 17» при формуванні внутрішньої та зовнішньої гідрозабивки при вибухових роботах в кар'єрі «Південний».

Дослідження ефективності застосування розчину реагенту ПАР «DUSTRON™ EX 17» при формуванні зовнішньої гідро-забивки та внутрішньої забивки свердловини зі щєбню фракції 0-30 мм, змоченої розчином реагенту «DUSTRON™ EX 17», виконувалося під час проведення масового вибуху на кар'єрі «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН» 26.11.21 р. у блоці №71 горизонту -46/-58 м.

Блок складався з гематит-маритових кварцитів з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. Протод'яконова $f=13-15$.

Фактичний об'єм гірських порід, що підривались, становив - 42470 м³. У якості ВР застосовували емульсійну ВР типу - Анемікс П70/900, загальна маса вибухової речовини складала – 28720 кг. Усього було підірвано 147 свердловин, $\varnothing = 250$ мм.

При формуванні внутрішньої гідро-забивки заливання розчину реагенту «DUSTRON™ EX17» виконувалося шляхом змочування твердої забивки фракції 0-30 мм свердловинного заряду за допомогою поливального автомобіля (рис. 3).



Рис. 3. Формування внутрішньої і зовнішньої гідро-забивки з розчину «DUSTRON™ EX 17» у блоці №71

Після масового вибуху представниками НДІБПГ здійснювалося вимірювання показників викиду пилу. Пило-відбірні прилади розміщувались на відстані 40-50 м від останнього ряду свердловин навпроти експериментальної ділянки, що підривалась. Пило-відбірні прилади були представлені автоматичними пило-відбірниками електричного типу АПО-Е (3 од.).

При проведенні масового вибуху блоку №71 проводилась відеофіксація на відеокамеру SONY-HD 1207749 з наглядного майданчика ТОВ «РУДОМАЙН». Результати відеофіксації розвитку експериментального вибуху наведені на рис. 4.



Рис. 4. Експериментальний вибух на блоці №71 гор. -46/-58 м

Висновки та напрямок подальших досліджень. Аналіз й узагальнення наведених вище експериментальних досліджень, виконаних авторами даної статті, дозволяє достатньо аргументовано констатувати наступне:

1. За результатами вимірювання концентрації пилу за допомогою приладу АПО-Е ефективність використання реагенту «DUSTRON™EX17» на експериментальних ділянках у порівнянні з вибухом на контрольній ділянці блоку №71 гор. -46/-58м, який був здійснений 26.11.2021 р. згідно діючої технології з використанням технічної води, склала +27%.

2. Результати відео-зйомки високошвидкісною відеокамерою SONY HD1207749 показали:

а - першими у блоці підривалися свердловинні заряди на контрольній ділянці. Висота утвореної пило-газової хмари склала 45-50 м;

б - в другу чергу підривалися експериментальні свердловинні заряди, виконані з внутрішньою гідро-забивкою розчином «DUSTRON™EX17». Висота утвореної пило-газової хмари - 15-20 м.

в - в третю чергу підривалися експериментальні свердловинні заряди із зовнішньою гідро-забивкою розчином «DUSTRON™EX17». Висота утвореної пило-газової хмари склала 30-40 м.

3. Використання розчину реагенту «DUSTRON™EX17» для формування зовнішньої та внутрішньої гідрозабивок довели свою технологічність та екологічну ефективність.

4. Економічні показники застосування методу формування внутрішньої і зовнішньої гідрозабивки свердловин з розчином «DUSTRON™EX17», показали наступне: загалом було використано 13 т розчину вказаного реагенту; на 1 свердловину витрачалося 400 л реагенту (250 л - у зовнішню гідро-забивку і 150 л - у внутрішню); питомі витрати розчину реагенту - 0,619 м³/м³; вартість витрат розчину на 1 м³ гірничої маси складає 0,619 грн.

5. За результатами виконаних досліджень рекомендовано наступні конструкції свердловинних зарядів з гідро-забивкою:

а - із внутрішньою, отриманою шляхом змочування твердої забивки фракції 0-30 мм 5%-м розчином реагенту «DUSTRON™EX17» в об'ємі V=90-120 л;

б - із зовнішньою - з розчином в об'ємі V=250-300 л реагенту «DUSTRON™EX17», залитого у ємності MiniSoftFlexitank (MSF), які розміщуються у гирлах свердловин;

в - з комбінованою (внутрішньою - твердою фракції 0-30 мм, змоченою 5%-м розчином «DUSTRON™EX17» в об'ємі V=90-120 л, та зовнішньою - з розчином V=250-300 л «DUSTRON™EX17» у MSF у гирлах свердловин).

Набутий у ході реалізації експерименту досвід переконливо свідчить про доцільність продовження відображених у статті досліджень в напрямку вдосконалення хімічного складу реагенту «DUSTRON™EX17», а також - з'ясування закономірностей перетворення та взаємодії активних і інертних компонентів свердловинних зарядів між собою та з руйнованим скельним середовищем.

Список літератури

1. Закон України «Про охорону праці».
2. Гірничий закон України.
3. НПАОП 0.00-1.67-13 технічні правила ведення вибухових робіт на денній поверхні.
4. НПАОП 0.00-5.40-14 «Інструкція з безпечної організації та проведення масових вибухів свердловинних зарядів на відкритих гірничих роботах».
5. НПАОП 0.00-6.17-14 «Порядок затвердження проектно-технічної документації на ведення підричних робіт».
6. ДСТУ 4704-2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки».
7. НПАОП 0.00-1.24-10 «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом».
8. Друкований М.Ф. К вопросу о влиянии величины забойки на качество дробления горных пород взрывом в карьерах /М.Ф. Друкований, В.М. Комир, И.А. Семенюк / Взрывное дело. 1966. №59/16. С. 166-179.
9. Комир В.М. Экспериментальные исследования влияния укороченной забойки на результаты взрыва /В.М. Комир, И.А. Семенюк, И.Ф. Петряшин/ Взрывное дело. 1971. №70/27. С. 279-285.
10. Шевкун Е.Б. Сквжинные заряды с укороченной забойкой/ Е.Б. Шевкун, А.В. Лещинский/ Горный информационно-аналитический бюллетень. 2006. №4. С. 139-146.
11. Шевкун Е.Б. Рассредоточение сквжинных зарядов пенополистеролом /Е.Б. Шевкун, А.В. Лещинский / Горный информационно-аналитический бюллетень. 2006. №5. С.116-123.
12. Azarian, V., Lutsenko, S., Zhukov, S., Skachkov, A., Zaiarskyi, R., & Titov, D. Applied scientific and systemic problems of the related ore-dressing plants interaction in the event of decommissioning the massif that separates their quarries. Mining of Mineral Deposits, 14(1), 1-10. <https://doi.org/10.33271/mining14.01.001> (SCOPUS).

ФІЗИЧНІ ВЛАСТИВОСТІ СЛАБОМАГНІТНИХ МІНЕРАЛІВ ОКИСЛЕНИХ КВАРЦИТІВ КРИВБАСУ

Мета. З метою зменшення втрат металу після подрібнення, в процесі збагачення, проведено вивчення магнітних властивостей мінералів і визначена здатність до флокуляції мономінеральних фракцій слабомагнітних породоутворюючих мінералів окислених кварцитів Кривбасу.

Методи. Досліджено мономінеральні фракції гематиту, мартиту, гетиту, сидериту і кварцу, які не є абсолютно чистими, а містять включення інших мінералів, включаючи тонковкраплений магнетит, який не розкривається навіть у класі -5 мкм. Так, кварц може містити від 0,03 до 0,7% магнетиту. Залишкова намагніченість і коерцитивна сила тонких частинок кварцу розміром 5 мкм в два рази більше, ніж той же показник у частинок гетиту. Це є однією з причин засмічення магнітних продуктів. Проведені експериментальні дослідження підтвердили наявність процесу флокулоутворення в процесі збагачення.

Наукова новизна. У продуктах з підвищеною масовою часткою магнетиту в полях напруженості до 800 кА/м утворюються флокули з частинок магнетиту. Тяжіння слабомагнітних частинок до них незначно. При збільшенні індукції поля флокули притягуються між собою, на них поступово налипають частинки слабомагнітних мінералів, особливо при напруженості понад 400 кА/м, а при 800 кА/м це вже більш об'ємні агрегати-флокули, побудовані паралельними ланцюжками в напрямку поля.

Практична значимість. Зі зменшенням розмірів частинок гематиту, мартиту і гетиту тяжіння в флокули відбувається при менших відстанях між ними. Спільне намагнічування великих і дрібних частинок полегшує флокулоутворення, особливо в полі 800 кА/м.

Результати. Результати досліджень пояснюють порівняно низькі показники магнітного збагачення окислених кварцитів, а дані по флокуляції слабомагнітних мінеральних часток допомагають поліпшити показники збагачення.

Ключові слова: окислені кварцити, намагніченість, магнітна сила, коерцитивна сила, флокулоутворення.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-27-32

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. У теперішній час основною сировиною для виробництва залізорудних концентратів в Україні є магнетитові кварцити. Але поглиблення кар'єрів і погіршення якості сировини приводить до зростання собівартості видобутку і збагачення не тільки руди, а й агломерату, окатишів, чавуну та сталі.

Як відомо, верхня частина розрізів п'ятого, шостого та сьомого залізистих горизонтів продуктивної саксаганської світи в родовищах Криворізького басейну є зоною інтенсивних гіпергенних змін. Утворена вона так званими окисленими кварцитами - мартитовими, залізнослюдко-мартитовими, мартит-залізнослюдковими, дисперсно-гематит-мартитовими. На початку роботи гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК) Кривбасу, запаси на окислені кварцити були підраховані лише на Південному, Новокриворізькому, АрселорМіттал Кривий Ріг (колишній Ново-Криворізький ГЗК) та Центральному ГЗК. На перших двох комбінатах вони складувались в окремі відвали, а на Центральному ГЗК - збагачувались за випал-магнітною схемою. Але в зв'язку екологічними і економічними чинниками це збагачення було зупинено. Тому крім затверджених запасів окислених кварцитів у надрах, на балансі підприємств рахуються запаси окислених кварцитів, які закладовано в відвалах. Опубліковані дані, з яких випливає, що в Криворізькому басейні зосереджено понад 50 млрд тонн цього типу руд [1].

З огляду на сказане, буде доцільно приступити до розвідки і більш детального вивчення окислених кварцитів, дати їм техніко-економічну оцінку й переходити до проектування і експлуатації цих руд. Технічні можливості для збагачення окислених кварцитів мають на чотирьох з п'яти ГЗК, за рахунок наявності двох збагачувальних фабрик, одна з яких може бути переобладнана під такі цілі.

Збагачення окислених крупно- й тонко-вкраплених залізних руд здійснюється в Бразилії, США та Австралії із 70-х років минулого століття.

Чисельні дослідження збагачення тонко-вкраплених окислених кварцитів в сильному магнітному полі вказують на труднощі, які не дозволяють отримати високосортні концентрати [1-8].

Авторами даної публікації виконано роботу щодо додаткового вивчення магнітних властивостей мінералів в полях високої напруженості й досліджено їх флокуляційні властивості.

Аналіз дослідження і публікації. Для крупновкраплених руд застосовується, в основному, мокромагнітна сепарація в сильному магнітному полі, для тонко- й вельми тонко-вкраплених - флотація.

Для магнітного збагачення в Австралії використовують сепаратори продуктивністю 250 т/год.

Такі високоградієнтні сепаратори з «киплячим шаром», що розроблені в Польщі, можуть виготовлятися продуктивністю 400, 800 і 1400 т/год. Всі вони мають головну особливість, а саме, на переробку спрямовується грубозернистий знешламлений багатий матеріал. З іншого боку, відомо досвід роботи підприємства Тілден в штаті Міннесота (США), де є значні запаси окислених таконітів, для яких досліджували різні методи збагачення, у тому числі поліградієнтну магнітну сепарацію, флотацію і випал-магнітний метод, але всі вони не дали позитивних результатів. І лише технологія Гірничого бюро США, що полягає у застосуванні селективної флокуляції в поєднанні із зворотною катіонною флотацією, привела до успіху. В цьому процесі використовують такі реагенти як аміни і крохмаль.

Складність збагачення руди Тілдена полягає в тому, що задля розкриття мінеральних частинок руди необхідно подрібнення до 75-80 % класу крупності <20 мкм, тобто перетворювати її в високошлавний матеріал. Прецедентів в збагаченні руд такої крупності механічними способами до цього не було.

Гематито-мартитові руди Кривбасу - слабомагнітні породи, які містять до 40-42 % заліза. За розмірами рудної вкрапленості вони відносяться до тонко вкраплених та досить тонковкраплених залізистих порід.

У результаті досліджень мокрої поліградієнтної магнітної сепарації інститутом «Механобрчормет» (м. Кривий Ріг) розроблено технологію збагачення гематитових кварцитів. За цією схемою передбачалось одержання концентрату з масовою часткою заліза 62-62,5 % і витягу металу 70 %.

Результати промислового випробування на Центральному ГЗК показали, що масова частка заліза в концентраті склала тільки 61 % при вилученні 70 %.

Міжциклове виділення концентрату при магнітному і флотаційному збагаченні приводить до підвищення якості до 64,1 %, при витягу заліза 70,5 %.

Мета статті - дослідження намагніченості тонких класів крупності та процесу селективної флокуляції окислених залізних руд Кривбасу для поліпшення показників їх магнітного збагачення в сильному магнітному полі.

Матеріали та методи дослідження. Робота виконувалась в лабораторних умовах. Мономінеральні фракції виділялись за допомогою вібраційного подрібнювача (КИД-60); гравітаційного аналізатора з полем, що біжить; гравітаційного і седиментаційного аналізів. Магнітні властивості мономінеральних фракцій вивчались за допомогою вібромагнітометра MicroMag 3900. Процес флокуляції і сталості флокул досліджувався на установці, що включає електромагніт (ФЛ-1) і дозволяє отримати магнітне поле з напруженістю до 1600 кА/м та мікроскопом з вбудованим фотоапаратом.

Викладення матеріалу та результати. Труднощі збагачення слабомагнітних залізних руд пов'язані з їх посиленням шламванням. Аналіз продуктів збагачення показав, що основні втрати заліза доводяться на класи крупності менше 10-20 мкм.

На рис. 1 наведено залежність утворення класу -10 мкм від крупності подрібнення.

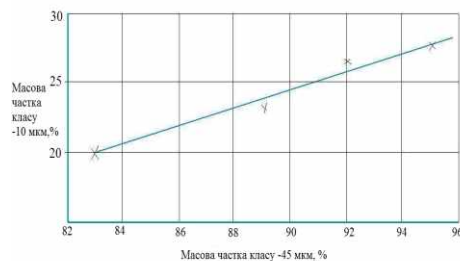


Рис. 1. Утворення класу -10 мкм в подрібнених окислених кварцитах, залежності від крупності подрібнення

З підвищенням ступеню подрібнення, збільшенням масової долі класу -45 мкм, підвищується масова доля класу -10 мкм, що призводить до збільшення ступеню зашламування, яке ускладнює процес збагачення будь-яким механічним способом.

На рис. 2 показано залежність магнітної сили F_m від крупності часток мартиту і гідроксидів

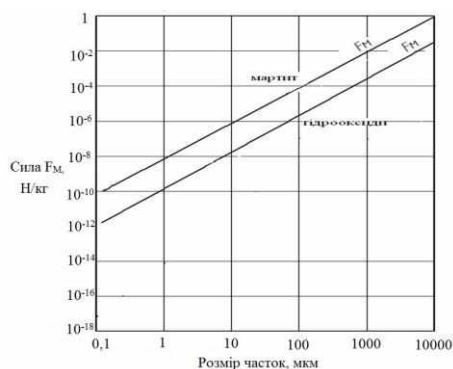


Рис. 2. Залежність магнітної сили FM від розмірності часток мартиту і гідроксидів

Магнітна сила слабомагнітних мінералів підвищується зі збільшенням розміру частинок мінералів у даному діапазоні крупності. Причому, магнітна сила тяжіння у мартиту вища, ніж у гідроксидів заліза. Дрібні частинки при їх утворенні в процесі подрібнення, закріплюються на більш крупних, що призводить до зменшення магнітних властивостей і зниження селективності розділення мінералів (див. рис. 1).

У даній роботі наведено результати досліджень слабомагнітних мономінеральних фракцій гематиту, мартиту, гетиту, сидериту і кварцу. При цьому необхідно враховувати, що як природні мінерали, так і підготовлені мономінеральні фракції не є чистими. Вихідний кварц вміщує значну кількість елементів-домішок, серед яких домінує залізо. Присутній тонковкраплений магнетит, який не розкривається навіть у класі $-5\div+0$ мкм вносить свою частку в магнітні властивості мінералів. Наприклад, в природному кварці містяться включення магнетиту в кількості від 0,03 до 0,7 % [9]. Саме цим, на нашу думку, пояснюється те, що намагніченість насичення тонких класів (< 10 мкм) кварцу більше, ніж той самий показник мартиту й гетиту. Залишкова намагніченість і коерцитивна сила тонких класів кварцу порівняна з тими ж показниками гетиту і сидериту. Причому залишкова намагніченість частинок кварцу розміром -5 мкм у два рази більше, ніж цей же параметр частинок гетиту такого ж розміру. Це може бути однією з причин засмічення магнітних продуктів тонкоподрібненим кварцом при магнітному збагаченні руди.

Дані дослідження вказують на неоднозначність залежності властивостей досліджених мінералів від їх крупності (табл. 1).

Таблиця 1
Залишкова питома намагніченість та коерцитивна сила мінералів криворізьких окислених кварцитів

Класи крупності, мкм	Мінерали				
	Мартит	Гематит	Гетит	Сидерит	Кварц
Залишкова питома намагніченість, Ам/кг					
-250÷+160	0,089	0,136	0,013	0,022	0,006
-160÷+100	0,104	0,101	0,003	0,018	0,004
-100÷+74	0,106	0,093	0,007	0,006	0,005
-74÷+45	0,164	0,108	0,01	0,007	0,006
-45÷+20	0,237	0,152	0,017	0,038	0,088
-20÷+10	0,223	0,173	0,026	0,064	0,033
-10÷+5	0,190	0,27	0,015	0,051	0,043
-5÷+0	0,145	0,3	0,03	0,00	0,069
Коерцитивна сила, кА/м					
-250÷+160	1,9	20,6	6,2	1,2	15,90
-160÷+100	2,8	3,15	3,8	1,4	5,6
-100÷+74	4,2	3,0	3,0	1,1	5,6
-74÷+45	7,45	8,7	2,9	1,0	3,2
-45÷+20	27,5	5,5	3,6	2,8	5,2
-20÷+10	43,5	10,3	4,2	3,7	4,2
-10÷+5	55,0	7,8	4,5	6,0	4,1
-5÷+0	64,0	16,8	4,9	...	4,2

Дані таблиці засвідчують, що залишкова питома намагніченість для мартиту, гематиту, гетиту і сидериту має найбільші значення в класах крупності $-45\div+20$ мкм та $-20\div+10$ мкм, а для кварцу - в класах крупності $-45\div+20$ мкм і найдрібнішій фракції $-5\div+0$ мкм.

Найбільш яскраво ця залежність проявляється для гематиту (рис. 3).

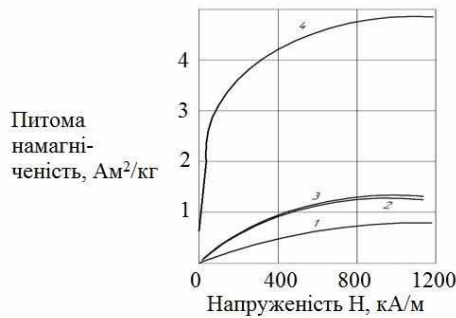


Рис. 3. Залежність питомої намагніченості насичення гематиту від напруженості магнітного поля для різної крупності гематиту: 1 - $160\div+45$ мкм; 2 - $45\div+20$ мкм; 3 - $20\div+10$ мкм; 4 - $10\div+0$ мкм

Гематит різної крупності починає насичуватися після 1000-1200 кА/м. Магнітні властивості гематиту мають свій пік в класі $-10\div+5$ мкм. При подальшому зменшенні крупності частинок магнітні властивості гематиту, крім коерцитивної сили зменшуються.

Це свідчить про те, що розміри однодомної структури гематиту знаходяться в межах 10 мкм. У всіх класах крупності, крім $-5\div+0$ мкм, наростання магнітних властивостей пов'язано зі збільшенням масової частки магнетиту в гематиті. І тільки в класі $-5\div-0$ мкм відбувається різке зниження магнітних властивостей, що пов'язано з руйнуванням однодомної структури часток мінералу при подрібненні.

Дослідження залежності коерцитивної сили від крупності показали, що тільки у мартиту вона яскраво виражена. Зі зменшенням розміру частинок цей параметр досягає найбільшого для всіх мінералів значень (рис. 4).

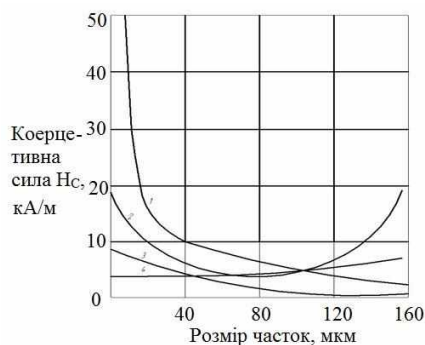


Рис. 4. Залежність коерцитивної сили мінералів несокислених кварцитів від крупності: 1 - мартит; 2 - гематит; 3 - сидерит; 4 - гетит

Така залежність характерна для феромагнетиків, наприклад, магнетиту. У гематиту такої залежності немає, а у сидериту зі зменшенням крупності, починаючи з 40 мкм, коерцитивна сила збільшується

З метою поліпшення показників магнітного збагачення окислених кварцитів в сильному полі, авторами цієї статті вивчався процес флокуляції мономінеральних фракцій породоутворюючих слабوماгнітних мінералів. Процес флокулоутворення досліджувався під мікроскопом в однорідному магнітному полі напруженістю до 800 кА/м на частинках тонких класів крупності.

У продуктах з підвищеною масовою часткою магнетиту (в основному, сидерит і гематит крупністю 0,01 мм) утворюються флокули з частинок магнетиту. Тяжіння до них слабوماгнітних частинок незначне. При збільшенні індукції поля ці флокули притягуються між собою, а на них поступово налипають частинки основних слабوماгнітних мінералів, особливо при напруженості вище 400 кА/м, а при напруженості 800 кА/м - це вже об'ємні агрегати - флокули з магнетитових частинок, оточені частинками основних мінералів, збудовані паралельними ланцюжками в напрямку поля. Чим менше масова частка магнетиту, тим менше цих флокул і агрегатів і тим менше їх довжина.

Флокулоутворення частинок слабوماгнітних мінералів вивчено на окремих частинках і їх сукупності при відстані між центрами частинок, що дорівнює 1,3-2,2 діаметру частинок, що відповідає в 0-20 % твердої фази в пульпі. При напруженості 40-80 кА/м відбувається розгорнення частинок легкої вісі намагнічування вздовж напрямку поля. Причому, частки гематиту і гетиту встановлюються переважно за довжиною осі перпендикулярно напрямку поля, що говорить про існуючий напрямок легкої осі намагнічування. Для частинок гематиту розміром 10 мкм у полі напруженістю 400 кА/м тяжіння починається при відстані близько 1,5 діаметру частинки. В полі напруженістю 640-800 кА/м тяжіння у флокули починається з відстані близько 2 діаметра частинки. Частинки гетиту розміром 100 мкм притягуються приблизно з тих же відстаней, незважаючи на більш низьку намагніченість, що обумовлено кращим зважуванням у важкій рідині і меншими силами тертя з дном кювети. Частинки мартиту притягуються з відстаней, приблизно на 30 % більшим. Зі зменшенням розмірів частинок гематиту, мартиту і гетиту тяжіння у флокули відбувається при менших відстанях між ними. Так, для частинок крупністю 50 мкм відносна відстань тяжіння приблизно на 40 % менше, ніж для частинок роз-

міром 100 мкм. Для мартиту і гетиту крупністю більше 25 мкм відносна відстань приблизно в два рази менше, ніж для крупності 200 мкм. Для частинок гематиту розміром 25 мкм відносна відстань тяжіння тільки на 10 % менше, ніж для крупності 100 мкм, що обумовлено зростанням намагніченості дрібних частинок.

Слід зауважити, що деякі частинки не притягуються під флокули в полі 800 кА/м навіть з відстані $\frac{1}{3}$ діаметра частинки. Вважаємо, що це зумовлено поверхневим магнетизмом.

Спільне намагнічування крупних частинок з дрібними, трохи полегшує флокулоутворення для дрібних частинок, за рахунок утворення їх флокул з крупними, особливо у полі 800 кА/м.

Наведені результати досліджень свідчать про реальність флокулоутворення і були використані для створення флокулятора і знаходження оптимальних умов магнітного збагачення на поліградієнтних сепараторах з використанням попередньої флокуляції.

Висновки. Проведені дослідження дозволили зробити такі висновки:

1. Залишкова намагніченість і коерцитивна сила тонких частинок кварцу розміром 5 мкм в два рази більше, ніж той же показник у частинок гетиту за рахунок домішок магнетиту у кварці та монофракціях у подрібненому продукті. Намагніченість насичення тонких класів (менше 10 мкм) кварцу більше, ніж той самий показник у мартиту й гетиту, що є однією з причин за-смічення магнітних продуктів.

2. З підвищенням ступеню подрібнення підвищується масова доля класу -10 мкм, що призводить до збільшення ступеню зашламування, а це ускладнює процес збагачення будь-яким механічним способом.

3. Магнітна сила слабомагнітних мінералів підвищується в діапазоні 0,1-10000 мкм. Магнітна сила тяжіння у мартиту вища, ніж у гідроксидів заліза.

4. Залежність коерцитивної сили від крупності подрібнення мінералів показали, що тільки у мартиту вона яскраво виражена. Зі зменшенням розміру частинок цей параметр досягає найбільшого значення для всіх мінералів.

5. Зі зменшенням розмірів частинок гематиту, мартиту і гетиту тяжіння у флокули відбувається при менших відстанях між ними. Спільне намагнічування великих часток з дрібними трохи полегшує флокулоутворення особливо у полі 800 кА/м.

6. Магнітні властивості залежать як від магнітних властивостей основних мінералів, так і від присутності в них магнетиту. Отримано неоднозначну залежність магнітних характеристик від крупності частинок. Визначено відстані, починаючи з яких відбувається тяжіння частинок у флокули.

Список літератури

1. **Николенко Е.М.** О стратегии развития геолого-разведочных работ в Криворожском железорудном бассейне // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2013. - №7. - С.115-117.
2. **Грицай Ю.Л., Герасимова З.Ф., Богданова И.П.** Исследование изменения магнитных свойств минералов окисленных железных руд после намагничивания. Обогащение руд черных металлов. М. «Недра». - 1976. - С. 73-81.
3. Применение высокоинтенсивных магнитных сепараторов для доизвлечения слабомагнитных окислов железа из хвостов обогащения // *Экспресс-информация УНИИТЭН ЧМ. Серия Обогащение руд*. Вып.11 - М., 1982. - С.1-5.
4. Селективная флокуляция шламов окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения с применением активной кремнекислоты / **Л.А. Барский, Э.А. Шрадер, С.А. Степанов** и др. // *Комплексное освоение месторождение бассейна КМА*. Сб. науч. Тр. Ин-та проблем компл. освоения недр АН СССР. - М., 1990. - С.129-138.
5. **Бартник Е.А., Висмут Г.Д.** Обогащение мартитизированной железной руды с применением высокоинтенсивных сепараторов Джонс, работающих в мокром режиме. // *Erzmetall*, 1985. - №5. - С. 243-249.
5. **Ширяев А.А., Величко Ю.В., Ботвинников В.В.** Особенности технологии подготовки и обогащения окисленных железистых кварцитов со стадийным выделением концентрата / *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2005. - №4. - С. 86-88.
6. **Соколова В.П., Зима С.Н., Воробьев Н.К.** Исследование раскрытия минеральных фаз окисленных железных руд в связи с выбором рациональной технологии обогащения / *Разработка рудных месторождений*, 2003. - Вып. 83. - С.105-109.
7. **Соколова В.П., Габура А.В.** К вопросу обогащения окисленных железных руд Ингулецкого месторождения / *Разработка рудных месторождений*, 2003. - Вып. 84. - С.153-158.
8. *Минералогия Криворожского бассейна*. Под ред. **Е.К. Лазаренко**. - К.: Наукова думка, 1977. - 541 с.
9. *Наладка и освоение техники и технологии обогащения окисленных железных руд на реконструированной секции №4 ЦГОКа с целью повышения производительности и качества концентрата: Отчёт о НИР/Рук. работы Нотович Г.И., Механобрчермет, Кривой Рог, 1993. - 63 с.*
10. *Испытания в полупромышленных условиях магнитно-флотационной технологии обогащения окисленных руд КГОКОРа (заключительный). Отчёт о НИР/ «Механобрчермет»; Руков. работы Т.Б.Гадзенко. - Кривой Рог, 1993. - 53 с.*

V. T. PANAYOTOV, D. Sci. (Engineering), Prof., Corresponding Member of BAS,
Unit Engineering Sciences,

M. I. PANAYOTOVA, PhD. (Chemistry), Prof., University of Mining and Geology, Sofia, Bulgaria

ELECTROCHEMICAL TREATMENT - BASIS OF HIGHLY EFFICIENT TECHNOLOGIES FOR MINERAL PROCESSING AND WASTEWATER TREATMENT

Purpose. Demonstration of the positive effect of an applied electrochemical impact on the i) flotation of lead-zinc (Pb-Zn) and copper-molybdenum (Cu-Mo) ores with the aim to improve the metals recovery from impoverished and lean ores, ii) treatment of wastewater from mineral processing to meet the environmental regulations.

Research methods. Laboratory, pilot scale and industrial experiments on electrochemically aided flotation and waste effluents treatment, instrumental analytical methods - pH and oxidation-reduction potential measurements, AAS and ICP-OES.

Scientific and practical value. An attempt to explain i) the improved flotability with the semiconducting properties of minerals, ii) removal of elements from waste effluents with the oxidation-reduction potential of the corresponding water pollutants.

A possibility to improve the flotation separation and to increase flotation recovery at decreased use, even avoidance, of some toxic flotation reagents and to decrease discharge of polluted water into environment.

Research results. Experimentally derived at laboratory level relation between i) flotation recovery of sulfide minerals and contact potential difference (CPD) between the mineral surface and an Au electrode; ii) copper, molybdenum and iron recovery in the flotation concentrate and the pulp oxidation-reduction potential (vs. SHE).

Data showing the positive effect of applying an electrochemical impact i) improved copper-molybdenum selection at pilot scale, ii) recovered copper and removed pollutants (arsenic, sulfates) from waste effluent at semi-pilot scale, iii) increased lead and zinc recovery at industrial scale.

Keywords: electrochemical impact, ore minerals flotation, mining and mineral processing wastewater treatment

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-32-37

Problem and its connection with scientific and practical tasks. In the conditions of the increasingly impoverished ores and the more and more complex composition of polymetallic ores and at the same time the higher requirements for protection of environment and human health, it is necessary to create technological solutions for ore processing in order to increase extraction of valuable components while minimizing the amount of harmful reagents used. New effective technologies are also needed for the treatment of wastewater and leachate from technological processes, aimed not only at bringing waste effluents to regulatory requirements for environmental protection, but also the recovery of valuable components from them.

Analysis of recent achievements and publications. The idea to improve the technological results by applying an energy impact on the minerals before the flotation or on the flotation pulp has been laid down in the works of Plaksin and his colleagues [1], Carta and co-workers [2], Glembotsky and co-authors [3], Hoberg and Shneider [4], Rao and coauthors [5]. The theory and practice of imposing an electrochemical impact with the aid of electrodes immersed in the flotation pulp during the conditioning stage or directly during the flotation stage has been developed and presented to the scientific community by Chanturia and his colleagues [6,7], as well as by Abramov [8]. The aim of applying an energy impact is to change the minerals surface properties in a suitable manner, so to ensure higher activation of some minerals and deeper depression of others - both resulting in better minerals' selection. For example, different methods can be used to change the oxidation of molybdenite and chalcopyrite thus to ensure their better separation, such as application of plasma treatment [9], use of sodium hypochlorite [10], electrolysis or ozone treatment [11].

Statement of the problem. The current work presents our experience in the application of electrochemical treatment of flotation pulp in flotation of lead-zinc, copper-molybdenum-pyrite ores with minimizing the use of classical reagents. This leads to an increase in both the extraction of the main components and the noble ones, as well as a significant environmental and social effect. At the same time, a similar type of impact was applied in the processing of waste fluids - leaching acids generated during the processing of sulfide ores in metallurgical plants, as well as mineral processing wastewater that contains molybdenum and sulfates.

The motivation for our choice is that applying an electrochemical impact is easily realizable and controllable. The process fundamental nature is the charging (positively or negatively) of the mineral particles in the flotation pulp with the help of the working electrodes, immersed in the pulp or wastewater. In the case of flotation the charging can cause a proper activation or depression of mineral particles, thus leading to the improvement of the selection, recovery and concentrates' grade, as well as to the decreased use or substitution of reagents that are dangerous to humans and to the environment. In the case of wastewater treatment the imposed electrical potential causes reduction and oxidation processes to proceed on the electrodes thus leading to effluent purification and metals recovery.

Presentation of the main material and results. The changes caused by the electrochemical treatment of the flotation pulp are based on the semiconductor properties of the minerals. The flotation ability of a mineral-semiconductor can be expressed by the flotability coefficient K_f which depends on the Fermi level energy E_{F1} before flotation (or the Fermi level E'_{F1} after a preliminary treatment of the mineral, for instance by doping with proper donor or acceptor impurities, as well as treatment in an atmosphere of ozone or oxygen, operating as acceptors) and the Fermi level E_{F2} after flotation

$$K_f = \frac{E_{F1} - E_{F2}}{E_i}; \quad K'_f = \frac{E'_{F1} - E_{F2}}{E_i},$$

where $E_i = E_g/2$ is a mid-way of the forbidden band E_g , around which the Fermi level varies. If E_{F1} or E'_{F1} is situated near to E_i , and E_{F2} (after flotation) comes near to the bottom of conductivity band E_C or to the top of the valence band E_V , maximum flotability shall be achieved. If E_{F1} is far from E_i , good flotability would be achieved, if after proper preliminary treatment E'_{F1} gets close to E_i . Obviously, the difference $|E_{F1} - E'_{F1}|$ expresses energy flotation deficiency and determines the intensity of energy impact needed before flotation, in order to achieve maximum flotability of minerals [12].

When the mineral particle comes into contact with a charged metal electrode for milliseconds, the particle receives the charge of the working charged electrode, which leads to a change in its properties. The main impact is observed on the surface of the mineral-semiconductor particle. A bands' bending appears in the surface areas in one direction or another (fig. 1), which is associated with the enrichment or depletion of electrons in the near-surface area. This in turn effects the interaction of the mineral with a given reagent and as a result can lead to depression or activation of the mineral particle without the use of typical depressant reagents or activators.

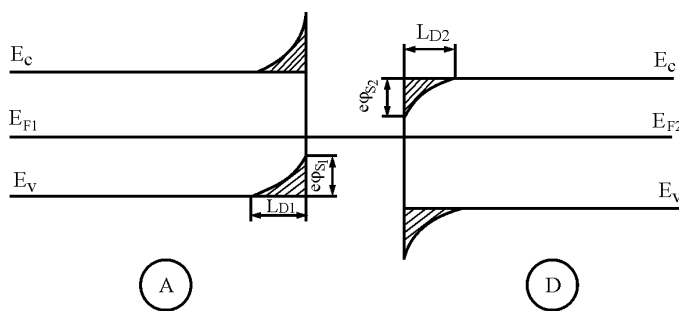


Fig. 1. Common view of the energy state of the mineral surface at activation (A) and depression (D): E_C - conduction band; E_V - valence band; $e\phi_{s1}$ and $e\phi_{s2}$ - surface barrier formed after the electrochemical impact; L_{D1} and L_{D2} - Debye length of screening

The measurement of the degree of bending of the energy zones on the mineral's surface is carried out using the method of contact potential difference (CPD) - the Kelvin-Zissman method. The measurement is performed against a standard electrode (a gold plate). The principle of this measurement is shown in fig. 2.

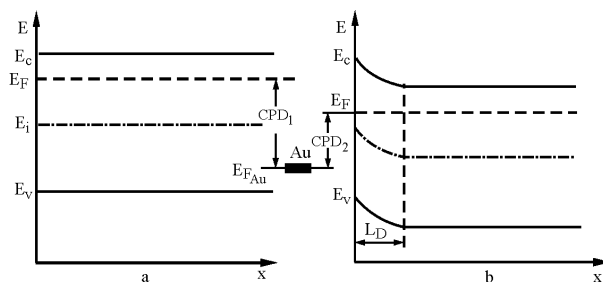


Fig. 2. Zone energy diagrams of n-type semiconductor mono-mineral sample: a - initial sample; b - after ozonation; E_C - bottom of conduction band; E_V - the top of the valence band; E_i - middle of the forbidden band; E_F - the Fermi level in n-type semiconductor; E_{FAu} - the Fermi level in a gold electrode; L_D - width of the near surface bending area (barrier layer)

The concept of changing the flotation properties of semiconductor minerals by modification of their surface (traced by measuring the CPD) through ozonation was tested. Investigations were carried out with mono-mineral samples of galena, sphalerite and chalcopyrite from Bulgarian deposits.

Samples were ground to 0.1 mm and put in a special porcelain chamber, filled with ozone, produced by a laboratory ozonator with an output of 6 g/h. The ozonation varied from 2 min for sample № 2 to 12 min for sample № 7 with a step of 2 min and from 13 min for sample № 8 to 20 min for sample No 15 with a step of 1 min, sample 1 was not treated. Immediately after the CPD measurement, ozonated samples were subjected to 5 minutes flotation under standard conditions (collector - potassium isobutyl xanthate - 40 mg/L, frother - pine-oil - 0.075 mg/L, distilled water - as flotation medium).

Typical experimental dependencies between the recovery ε and CPD of studied minerals *n*-PbS, *n*-ZnS and *n*-CuFeS₂ are shown in fig. 3.

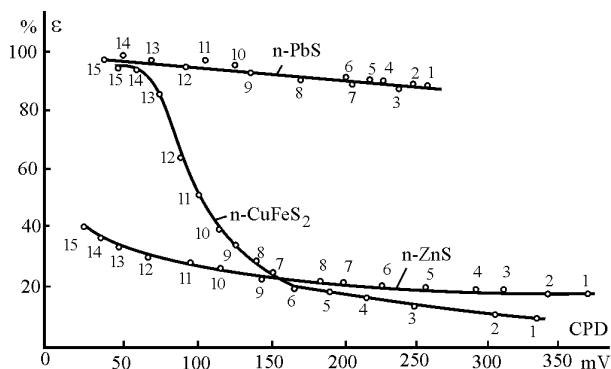


Fig. 3. Experimentally derived dependence of flotation recovery ε from the contact potential difference

As it can be seen in fig. 3, in the interval of CPD from 140 to 80 mV the recovery sharply increases from 10% to 90%. Further prolongation of ozonation lead to saturation, i.e. the curve tends to the maximum value of ε .

Hence, there is an optimum duration of the preliminary treatment, resulting in maximum recovery. For example, for *n*-CuFeS₂ under consideration the optimum time was 20 min.

In laboratory experiments on copper-molybdenum selection one kg of Cu-Mo-Py ore was used in laboratory experiments and the flotation was carried out with Denver flotation machine (3 L) and newly developed flotation cell [13]. Electrodes' immersion into the flotation pulp with the aid of auxiliary spaces of the new cell ensured the electrochemical impact. Graphite and stainless steel were used for anode and cathode correspondingly. The applied potential was controlled by a laboratory potentiostat. The ORP in all experiments, described in the paper, was measured with a laboratory

Metrohm pH-mV-meter and combined ORP electrode.

In the “classical” experiments Nockes (sodium dithiophosphate) was used to depress copper minerals, Ca(OH)₂ - to depress pyrite and Na₂CO₃ was the pH regulator.

In the both sets of experiments potassium xanthogenate was used as collector and the frother was Dowfroth. The experiments were conducted with different flotation times – from 1 to 7 min. The obtained rough concentrates for the different flotation times were collected, analyzed and results are presented in fig. 4.

Fig. 4 points at the relationship between the pulp potential, which changes by changing the degree of electrochemical impact and the extraction of copper and molybdenum minerals. This creates conditions for optimal selection without the use of the typical depressor of copper minerals - in this case Nockes.

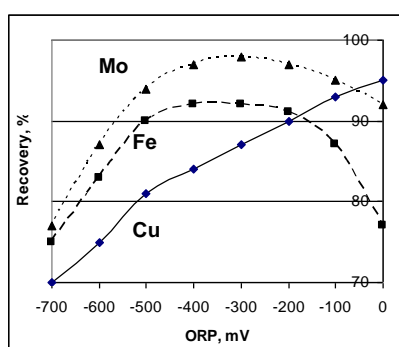


Fig. 4. Relation between the recovery of Cu, Mo and Fe in the flotation concentrate and the pulp ORP (vs. SHE): ▲ - Mo, ◆ - Cu, ■ - Fe

Copper recovery was increased with 6.7 %, molybdenum recovery was increased with 4.9 % with respect to “classical” experiments. In addition, silver recovery in copper concentrate was risen with 8.8 %.

The results of pilot studies with the same type of ore, conducted with 20 times more material, with a corresponding scaling of flotation conditions, are shown in table 1.

Table 1

Results from experiments on Cu-Mo selection, made under different conditions

Conditions	Nockes %	Recovery Mo, %	Recovery Cu, %	Machine
Standard (air)	100	94.05	19.04	Wemco
Elchem. treatment - 6 min.; (air); 15 mA/cm ²	20	95.47	16.54	Wemco
Standard (N ₂)	100	95.62	15.45	Wemco
Elchem. treatment - 6 min.; (N ₂); 15 mA/cm ²	10	96.04	12.95	Wemco
Elchem. treatment - 6 min.; (N ₂); 15 mA/cm ²	20	96.93	3.24	Agitair

Elchem. = Electrochemical; 100 % Nockes = 2,5 g/L

In laboratory experiments on lead-zinc selection one kg of the sulfide lead-zinc ore, bearing 1.12 % Pb and 1.41 % Zn was used. Electrodes, immersed in the flotation pulp and made of different material, were used in experiments on zinc activation and depression. No other changes were made with respect to classical conditions except of replacement of sodium cyanide (NaCN) and copper sulphate (CuSO₄) addition by direct current imposing. Results are presented in fig. 5.

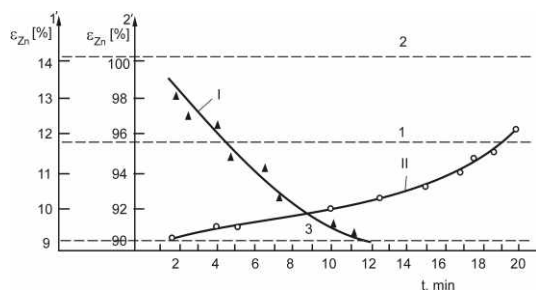


Fig. 5. Results from laboratory experiments on depression and activation of sphalerite without NaCN and CuSO₄ but with an applied electrochemical impact

The results shown in fig. 5, after additional extended laboratory experiments, made it possible to move to industrial study of the proposed technological approach. Denver 300 machines were used, the ore contained 2.17% Pb and 1.92% Zn.

A collective-selective flotation scheme was implemented. In the classical mode, without electrochemical treatment, the reagents were: sodium isobutyl xanthate 60 g/t, sodium sulfide (Na₂S) 55 g/t, CuSO₄ 135 g/t, frother T-80 40 g/t, zinc sulfate (ZnSO₄) 320 g/t, NaCN 20 g/t. In the flotation process with electrochemical impact, the reagents NaCN, CuSO₄ and ZnSO₄ were removed. Electrochemical activation and depression of zinc minerals were performed by introducing the corresponding electrode modules in the flotation cells (fig. 6). The results are shown in table. 2.

In addition to the improved results in the Pb-Zn selection (table 2), the recovery of silver in Pb concentrate was increased by 4.05 %.

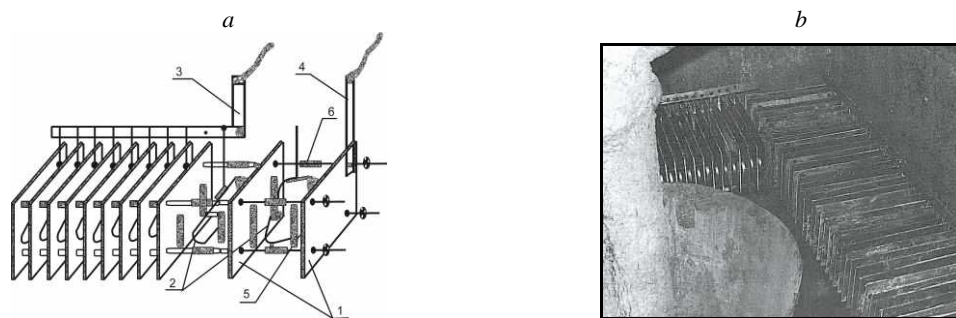


Fig. 6. Modules in the industrial experiments: **6a.** - A separate electrochemical module for depression of zinc minerals: 1,2 - working and auxiliary electrodes, respectively; 3,4 - power supply lines; 5 - studs regulating the distance between electrodes; 6 - rubber limiters; **6b.** - Photo from the industrial implementation - modules located in flotation machines

Table 2
Results from industrial experiments on Pb - Zn selection without lime, NaCN and CuSO₄

Parameter Flotation type	Ore		Pb Concentrate		Zn Concentrate		Tailings		ε _{Pb} , %	ε _{Zn} , %
	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %	Pb, %	Zn, %		
Classical Technology	1.69	1.72	68.23	4.83	1.47	49.89	0.34	1.01	91.62	75.50
Electrochemical Impact	1.62	1.12	71.41	2.87	1.04	51.09	0.26	0.95	94.35	81.06

Another possibility for application of the electrochemical impact is to treat wastewater generated by the flotation of copper-molybdenum ores. The aim was to reduce the concentration of sulphates (with initial concentration 2000-2200 mg/L) and dissolved molybdenum (with initial concentration 1.9-2.2 mg/L). The treatment was carried out in electrolytic cells with graphite electrodes and anodic and cathodic compartments separated by a special ceramic membrane - fig. 7.



Fig. 7. General appearance of the enlarged laboratory plant

Sulfate concentrations in the range of 900-1100 mg/L and molybdenum concentrations in the range of 0.8-1.2 mg/L were found in the treated water. No additional chemicals were introduced in conditioned water and voluminous sludge was not formed.

The method is based on electromigration, electroosmosis, electrolysis and subsequent secondary processes.

Analyses showed that ions that migrated due to the electrical field application were predominately sulfate, molybdate, sodi-

um, potassium, calcium

and magnesium. Sulfate ions were concentrated in anolyte. Precipitation/co-precipitation of some low-soluble sulfates and/or sorption of sulfates on other solids precipitated in cathodic compartment additionally decreased their concentration in treated water. Anionic molybdenum species passed into anolyte.

Different polymolybdates were formed due to anolyte high acidity. They were precipitated or retained by the filter. The conditioned water met the standards with respect to its acidity - its pH value was 8.0-8.5.

The electrochemical impact was applied to recover copper (Cu) and arsenic (As) from washing acids from copper production without use of additional reagents. The washing acids contained these elements in high concentrations (over 10 g/L).

Generally, commercial copper (85-92 % Cu and 3.5-1.5 % As) was deposited on cathodes due to cathodic reduction of copper ions. After Cu separation, the electrode was changed and As was eliminated on cathode as harmless (under normal conditions) solid material, containing elemental As and some As species as a result of a series of reactions involving the reduction of arsenic species.

Conclusions and direction for further research. The following conclusions can be drawn from the presented results:

The use of electrochemical treatment of flotation pulp makes it possible to improve the selection and extraction of the main and noble components contained in the ore;

The technology makes it possible to eliminate the use (or reduce it to a safe minimum) reagents harmful to the environment and humans;

In the future it is possible to control and manage the flotation processes based on the information about the surface energy state of the mineral phase in the different stages of the process;

It is possible to purify wastewater and acids and neutralize them due to the electrochemical effects without the use of reagents, as the process is effectively managed by controlling the electrical parameters.

References

1. **Plaksin, I. N., Shafeyev, R. S., Chanturia, V. A.** Relationship between energy structures of crystals and their flotation properties. In Proceedings VIII IMPC, Leningrad: Institut Mechanobr, 2, paper S-3, 8 p, 1968.
2. **Carta, M., Ciccu R., Delfa, C., Ferrara, G., Chiani, M., Massacci, P.** Improvement in electric separation and flotation by modification of energy levels in surface layers. In Proceedings of the 10th International Mineral Processing Congress (1973), Jones, M. J. (Ed.), London: IMM, 349-376, 1974.
3. **Glembotsky, V. A., Mamakov, A. A., Romanov, A. M., Nenno, V. E.** Selective separation of fine mineral slimes using method of electric flotation. In Proceedings of 11th International Mineral Processing Congress Cagliari, 561-582, 1975.
4. **Hoberg H., Schneider F.** Investigations into the improvement of floatability of minerals by means of radiation. In Proceedings XI IMPC, Cagliari, 1-26, 1975.
5. **Rao, S. R., Labonté, G., Finch, J. A.** Electrochemistry in the plant. In: **Mavros, P., Matis, K. A.** (Eds.), Innovations in flotation technology. Kluwer Academic Publishers: NATO ASI Series (NSSE), v. 208, 57-100, 1992.
6. **Chanturia V. A., Shafeev R.** Chemistry of surface phenomena in flotation. Moscow: Nauka, 1977 (in Russian).
7. **Chanturia, V. A., Vigdergauz V. E.** Electrochemistry of sulfides. Theory and practice of flotation. Moscow: Ore & Metals, 2009.
8. **Abramov, A., Collected Works, Volume 8.** Flotation. Sulfide minerals, Moscow: LitRes, 2017 (in Russian).

9. Hirajima, T., Mori, M., Ichikawa, O., Sasaki, K., Miki, H., Farahat M., Sawada M. Selective flotation of chalcopryrite and molybdenite with plasma pre-treatment. *Miner. Eng.*, 66–68 (2014): 102–111.
10. Chimonyo, W., Corin, K., Wiese, J., O'Connor, C. Redox potential control during flotation of sulfide minerals. *Miner. Eng.* 110 (2017): 57–64.
11. Miki, H., Matsuoka, H., Hirajima, T., Suyantara, G.P.W., Sasaki, K. Electrolysis oxidation of chalcopryrite and molybdenite for selective flotation. *Mater. Trans.*, 58, no. 5 (2017): 761–767.
12. Panayotov, V., Habashi, F., Panayotova, M. *Chemical Technology of Ore Processing*, Sofia: Publishing House of the University of Mining and Geology "St. Ivan Rilski", 2015.
13. Panayotov, V., Panayotova, M. A flotation device, Bulgarian Utility Model №1163/14.05.2009.

УДК 622.235

В.В. ПЕРЕГУДОВ, д-р техн. наук, проф., В.П. ПРОТАСОВ, гірничий інженер,
ДП «ДП «Кривбаспроект»

ОЦІНКА СУЧАСНОГО СТАНУ ТА ПЕРСПЕКТИВНОГО РОЗВИТКУ ГІРНИЧОДОБУВНОГО КОМПЛЕКСУ УКРАЇНИ

Мета. Метою роботи є встановлення основних проблем, пов'язаних з тривалою та інтенсивною експлуатацією родовищ залізорудної сировини, та визначення основних пріоритетних напрямів перспективного розвитку підприємств гірничодобувного комплексу України, реалізація яких спрямована на стабілізацію виробничої діяльності, задоволення потреб внутрішнього та зовнішнього ринків залізорудною сировиною, зниження негативного тиску виробничої діяльності гірничодобувних підприємств на довкілля:

Методи дослідження. Використано комплексний метод, який включає в себе аналіз та узагальнення негативних факторів, які стримують подальший та ефективний розвиток підприємств гірничодобувного комплексу та вплив їх діяльності на довкілля, фактичний стан гірничих робіт та виробничих комплексів, які переробляють сировину, як основи для визначення пріоритетних напрямів сталого розвитку підприємств гірничодобувного комплексу на тривалу перспективу.

Наукова новизна. За рахунок комплексного підходу до вирішення основних проблем встановлена залежність впливу специфічних особливостей на ефективність виробничої діяльності, що дозволило визначити основні пріоритетні напрями подальшого більш ефективного розвитку гірничодобувних підприємств на тривалу перспективу.

Практична значимість. Реалізація пріоритетних напрямів перспективного розвитку гірничодобувних підприємств дозволить суттєво розширити сировинну базу та створити позитивні умови подальшої підтримки виробничих потужностей з видобутку та переробки залізорудної сировини, виробництву конкурентоспроможної товарної продукції, задоволення потреб внутрішнього ринку та збереження експортного потенціалу країни.

Результати. Комплексний підхід до встановлення основних проблемних питань та їх взаємозв'язок з подальшим збільшенням глибини розробки родовищ корисних копалин в складних гірничо-геологічних умовах дозволяє оптимізувати обсяги розкриття, транспортні схеми видачі гірничої маси на поверхню з подальшим розвитком різних видів транспорту, у тому числі в комбінаціях з поглибленням конвеєрних трактів циклічно-потокових технологій.

Ключові слова. Залізорудна сировини, коефіцієнт розкриття, комплексне використання надр, глибина розробки родовищ, транспортування, конвеєрні комплекси, збагачення, конкурентоспроможність товарної продукції, негативні наслідки виробничої діяльності на довкілля.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-37-46

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Постійне зростання негативного тиску специфічних особливостей гірничорудного виробництва негативно впливає на ефективність роботи підприємств гірничодобувного комплексу і, насамперед, на конкурентоспроможність товарної продукції, яка і по теперішній час залишається дуже вразлива до будь-яких коливань на внутрішньому та зовнішньому ринках її споживання.

З інтенсивним зниженням глибини відпрацювання запасів залізорудної сировини в складних гірничо-геологічних умовах тиск цих негативних явищ тільки підсилюється. Незважаючи на те, що вирішенню проблем, які в процесі експлуатації родовищ корисних копалин накопичувалися десятиріччями, постійно приділялась особлива увага, питання щодо збереження сировинної бази, подальша підтримка діючих виробничих потужностей та підвищення ефективності роботи гірничодобувних підприємств залишаються актуальними і на теперішній час.

Значний обсяг земель, порушених гірничими роботами, надмірний обсяг щорічного утворення та накопичення в промислових регіонах різноманітних відходів виробництва ще більше усугубляє екологічну ситуацію в промислових регіонах.

Масштабність специфічних особливостей та проблемних питань, вірогідність розвитку негативних явищ при подальшому відпрацюванні родовищ корисних копалин відкритим або підземним способом потребує концентрації спільних зусиль науково-технічного потенціалу та суб'єктів надрокористування на їх вирішення.

Аналіз досліджень і публікацій. Питання мінімізації негативного тиску специфічних особливостей на ефективність гірничорудного виробництва, визначення шляхів та реалізація проектних рішень щодо поточного та перспективного розвитку підприємств були одним з пріоритетних напрямів діяльності профільного науково-технічного потенціалу галузі та надрокористувачів. У той же час, з інтенсивним збільшенням глибини розробки родовищ та погіршенням гірничо-геологічних умов, спостерігається негативна тенденція подальшого зростання витрат на підтримку виробничих потужностей, зниження ефективності впроваджених проектних рішень.

Аналіз раніше виконаної проектної документації, фактичного стану гірничих робіт та результатів виконаних техніко-економічних розрахунків та обґрунтувань з пошуку оптимальних варіантів подальшого розвитку гірничодобувних підприємств свідчить про подальше зростання негативних явищ. В цих умовах назріла необхідність комплексного підходу до вирішення проблемних питань з впровадженням інноваційних технологій.

Постановка задачі. Для досягнення поставленої мети необхідно спільними зусиллями забезпечити активний пошук найбільш ефективних науково-технічних рішень, реалізація яких дозволить підвищити ефективність надрокористування з одночасним зниженням негативного впливу виробничої діяльності підприємств на довкілля, покращити умови праці в одній з основних галузей промисловості України.

Викладення матеріалу та результати. Гірничо-металургійна галузь була та залишається фундаментом всієї національної економіки України, а її залізородна сировинна база з потужним виробничим потенціалом, яка в основному зосереджена в 3-х потужних промислових регіонах (Дніпропетровська, Полтавська та Запорізька області), основу якої складає Криворізький залізородний басейн, і на сьогодні займає провідні позиції серед світових виробників товарної залізородної продукції (багата руда, концентрат та обкотиші).

У той же час, в умовах постійно зростаючої конкуренції на ринках споживання залізородної сировини (ЗРС) та впливу цілого комплексу специфічних особливостей гірничорудного виробництва, втримати досягнуті позиції стає все важче.

До основних специфічних особливостей гірничорудного виробництва відносяться:

1. Низька природна якість залізородної сировини в надрах, що потребує використання енергоємних та витратних технологій її збагачення.
2. Неминучість порушення природного стану надр та прилеглих територій при веденні гірничих робіт, як при відкритому, так і при підземному способах відпрацювання запасів залізородної сировини.
3. Недостатня конкурентоспроможність товарної продукції серед відомих світових виробників ЗРС та низький рівень її споживання на внутрішньому ринку.
4. Значний обсяг утворення відходів виробництва, що потребує постійного відведення земель під їх розміщення та значних витрат на мінімізацію негативного тиску виробничої діяльності на довкілля.
5. Необхідність постійного відновлення виробничих потужностей діючих підприємств, які за мірою відпрацювання запасів вибувають з експлуатації.
6. Недостатній рівень наукового супроводження та інвестиційної привабливості підприємств гірничодобувного комплексу, який відноситься до галузі з тривалим інвестиційним циклом на підтримку необхідних виробничих потужностей.
7. Постійне зростання витрат на підтримку потужностей, обумовлене інтенсивним зниженням глибини розробки родовищ корисних копалин з одночасним ускладненням гірничо-геологічних умов.

Більшість наведених специфічних особливостей характерні і для інших світових виробників залізородної продукції, за винятком тих гірничих підприємств, які відпрацьовують більш

потужні та багаті поклади мінеральної сировини з незначним коефіцієнтом їх розкриття або природно багаті руди підземним способом із закладанням виробленого простору. Але ці системи потребують суттєвих витрат, пов'язаних з підготовкою, транспортуванням та закладанням сумішей у вироблені простори. В умовах України до таких підприємств відноситься тільки ПрАТ «Запорізький ЗРК».

У той же час, перехід на системи з закладанням виробленого простору в умовах, коли фактичні глибини відпрацювання запасів залізородної сировини підземним способом по діючим шахтам досягли 1300-1450 м (за винятком ш. Орджонікідзе ПрАТ «ЦГЗК»), навіть технологічно проблематично.

Тому, сумарний рівень впливу специфічних особливостей на ефективність гірничорудного виробництва, можливість їх мінімізації за рахунок інноваційного розвитку з використанням нових сучасних технологій, й формують конкурентоспроможність товарної продукції, її рейтинг серед основних світових виробників.

Незважаючи на низку проблем, пов'язаних з тривалою і інтенсивною експлуатацією родовищ залізних руд та технологічно складних комплексів з видобутку та переробки сировини, завдяки реалізації цілого комплексу організаційних та технічних заходів, підприємствам гірничорудної галузі України вдалося зберегти сировинну базу та свої позиції як на внутрішньому, так і на зовнішньому ринках споживання залізородної продукції.

Безумовно, наявність позитивних тенденцій поступового покращення ситуації в основній галузі промисловості досягнуто за рахунок тісної співпраці підприємств гірничодобувного комплексу та профільного науково-технічного потенціалу, основу якого складають: ДП «ДП «Кривбаспроект», Криворізький національний університет та його структурний підрозділ НДГРІ, Академія гірничих наук України, ІГТМ НАН України, ІППЕ НАН України, ДП «УкрНДІводоканалпроект», НВП «Кривбасакадемінвест», ТОВ «Гірничопромисловий та будівельний інжиніринг», ТОВ «НВО «Ракурс» та ін.

За останнє десятиріччя, порівняно з попередніми періодами, приділяється особлива увага щодо підтримки сировинних баз гірничодобувних підприємств, удосконаленню транспортних схем видачі сировини з глибоких горизонтів кар'єрів в комбінаціях з подальшим поглибленням конвеєрних трактів та залізничного транспорту. При цьому обов'язкове проведення геомеханічних обґрунтувань параметрів кар'єрів у складі проєктів на розробку та відпрацювання запасів забезпечило не тільки оптимальні обсяги виїмки розкривних порід, але і безпеку ведення гірничих робіт.

Для підтримки виробничих потужностей з виробництва товарної продукції, які введено в експлуатацію у 1955-1970 рр., реалізовано цілий комплекс проєктних рішень, що забезпечило підвищення її якості, покращення стану основних фондів.

Для підприємств з підземним видобутком залізних руд, більшість яких вже здійснюють відпрацювання запасів залізних руд на глибинах 1300-1450 м. проводиться постійний пошук найбільш оптимальних схем розкриття та видачі руди на поверхню, у тому числі за рахунок реконструкції підйомних установок або впровадження ступінчастих схем підйому.

За останні роки, тільки ДП «ДП «Кривбаспроект», а по окремих об'єктах з залученням інших профільних інститутів, розроблено цілу низку ТЕО та Проєктів, спрямованих на підтримку діючих виробничих потужностей та перспективний розвиток підприємств гірничорудної галузі України. До найбільш важливих відносяться:

Для підприємств з відкритим способом розробки родовищ.

Проєкт. «Розробка та розкриття глибоких горизонтів кар'єру № 3 ПрАТ «ЦГЗК». (IV-а поглиблення)», який знаходиться на стадії розробки, «ТЕО. Визначення оптимального контуру Глеюватського кар'єру ПрАТ «ЦГЗК». з урахуванням уточнених міцнісних властивостей порід», «Проєкт та робоча документація. «Капітальний ремонт секцій № 12-13 корпусу збагачення збагачувальної фабрики» ПрАТ «ЦГЗК», «Детальний план території під розширення відвалу № 6 Глеюватського кар'єру» ПрАТ «ЦГЗК», «Комплексний проєкт поетапного розвитку гірничих робіт і переробки мінеральної сировини до кінця відпрацювання Інгулецького родовища ПрАТ «ІНГЗК», «Проєкт. «Відпрацювання Інгулецького родовища кар'єром ПрАТ «ІНГЗК» у межах ліцензійної площі», «Передпроєктні роботи. «Збільшення відвальних ємностей і хвостосховища за рахунок примикання відвалу № 2 до хвостосховища 1-ї черги ПрАТ «ІНГЗК», «Проєкт. Робоча документація. «Реконструкція будівель та споруд комплексу агломашин № 1-6» ПАТ «Арсело-

рМіттал Кривий Ріг», «Проект. «Розвиток сировинної бази ВАТ «ПівнГЗК» на період до 2025 року з доведенням продуктивності з видобутку сирової руди відкритим способом 45,0 млн тонн, «Техніко-економічне обґрунтування доцільності завершення будівництва Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд (КГЗКОР) тощо.

Для підприємств з підземним способом розробки родовищ.

«ТЕО. Проект. «Розкриття і розробка багатих руд горизонтів 1575 і 1650 м шахти Тернівська. Реконструкція з метою підтримання потужності ПАТ «Кривбасзалізрудком», «Проект. «Розкриття і розробка багатих залізних руд горизонтів 1425 м і 1500 м шахти Тернівська. Реконструкція з метою підтримання потужності ПАТ «Кривбасзалізрудком», «ТЕО, Проект. «Розкриття і розробка багатих залізних руд горизонтів 1390 і 1465 м шахти Родіна. Реконструкція з метою підтримання потужності ПАТ «Кривбасзалізрудком», «Техніко-економічне обґрунтування ОПУ будівництва і експлуатації дробильно-сортувальної фабрики глибокого збагачення некондиційних руд шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка», «Проект. «Розкриття і розробка покладів залежи «Південна-Магнетитова в поверххах 527-447 м, 607-527 м. шахти ім. Орджонікідзе» ПрАТ «ЦГЗК», «Проект реконструкції Запорізького залізрудного комбінату. Розкриття і відпрацювання Південно-Білозерського родовища до гор. 1540 і Переверзівського родовища гор. 840 м.» ПрАТ «ЗЗРК», «ТЕО. Реконструкція вентиляційної установки Дренажного вентиляційного стволу шахти «Експлуатаційна» ПрАТ «ЗЗРК», «Проект. Робоча документація. «Будівництво Південного вентиляційного стволу № 2 у відмітках 0-355 м. ПрАТ «ЗЗРК» та ін.

Необхідно відзначити, що по підприємствах з підземним видобутком залізних руд і, насамперед, по шахтах Кривбасу, спостерігається відставання проектних робіт, спрямованих на пошук оптимальних варіантів на розкриття та розробку родовищ надглибоких горизонтів і, як наслідок, на їх будівництво.

Для забезпечення надійної та безпечної експлуатації промислових об'єктів протягом 2015-2020 років на гірничодобувних підприємствах галузі спостерігалась позитивна тенденція збільшення обсягів робіт з обстеження та паспортизації промислових будівель та споруд з подальшим проведенням їх капітальних ремонтів. Найбільші об'єми виконані по промислових об'єктах ПрАТ «ЦГЗК», ПрАТ «ПівнГЗК» та ПрАТ «ІнГЗК».

Навіть часткова реалізація наведених проектних рішень дозволила гірничодобувним підприємствам, при постійному зростанні тиску специфічних особливостей на ефективність надкористування, забезпечити стабілізацію виробничої діяльності та створити умови для перспективного розвитку галузі.

Аналіз динаміки фактичних обсягів виїмки розкривних порід та коефіцієнту розкриття за період 2015-2020 рр. свідчить про покращення стану сировинної бази і, як наслідок, підготовки сировини до видобутку (табл. 1).

Таблиця 1
Динаміка обсягів видобутку руди, виїмки розкривних порід та коефіцієнту розкриття по підприємствах з відкритим способом розробки родовищ за період 2015-2020 рр.

Підприємства	Роки						±2020 до 2015
	2015	2016	2017	2018	2019	2020	
Видобуток сирової руди, млн т							
Україна всього,	144,2	139,4	137,3	130,0	131,1	141,9	- 2,3
у т.ч. Кривбас	119,2	111,1	110,3	109,1	114,5	124,7	5,5
Виїмка розкривних порід, млн м ³							
Україна всього,	78,9	72,4	91,9	100,3	101,7	109,7	30,8
у т.ч. Кривбас	64,6	57,6	73,6	77,4	78,4	87,9	23,3
Коефіцієнт розкриття, м ³ /т							
Україна всього,	0,548	0,520	0,669	0,772	0,775	0,773	0,225
у т.ч. Кривбас	0,542	0,519	0,667	0,709	0,685	0,705	0,163

У 2020 р. загальний обсяг виїмки розкривних порід по кар'єрах ГЗК України доведено до 109,7 млн м³, що на 30,8 млн м³ більш ніж у 2015 р., у тому числі по підприємствах Кривбасу до 87,9 млн м³ (+23,3 млн м³). При цьому, коефіцієнт розкриття збільшено до 0,773 м³/т сирової руди (+0,225 м³/т), у тому числі по кар'єрах Кривбасу до 0,705 м³/т (0,163 м³/т). По окремих кар'єрах фактичний коефіцієнт розкриття коливався від 1,2 до 1,8 м³/т.

Аналіз виконаних передпроектних проробок, ТЕО та Проектів на розкриття та відпрацювання залізорудної сировини на горизонтах, що залягають нижче, свідчать про необхідність, по окремих кар'єрах подальшого збільшення коефіцієнту розкриття, що негативно вплине на собівартість видобутку сировини і, як наслідок, на конкурентоспроможність товарної продукції. Тому, для ГЗК питання більш активного пошуку нових схем розкриття запасів сировини та удосконалення транспортних схем і на теперішній час залишається найбільш актуальними.

За період 2015-2020 рр. загальний обсяг виробництва ЗРС в цілому по гірничодобувному комплексу України (багата руда, концентрат) коливався від 73,1 млн тонн до 80,3 млн тонн, у тому числі по підприємствах Кривбасу від 55,8 млн тонн до 61,5 млн тонн (табл. 2).

Слід зазначити, що технічні можливості виробничих потужностей більшості діючих гірничорудних підприємств значно вищі фактичних обсягів товарної ЗРС, виробництво якої залежить від активності на ринках її споживання.

Таблиця 2
Динаміка виробництва залізорудної сировини (концентрату та багатой руди) за період 2015-2020 рр.

	Роки						±2020 до 2015
	2015	2016	2017	2018	2019	2020	
1. Україна всього, млн т	80,3	74,7	73,3	73,1	75,6	79,1	-1,2
- концентрат	66,8	62,6	60,5	60,3	63,1	67,6	0,8
- багата руда	13,5	12,1	12,8	12,8	12,5	11,5	-2,0
2. Кривбас всього, млн т	61,5	56,4	56,0	55,8	57,9	60,5	-1,0
- концентрат	52,4	48,6	47,7	47,6	49,9	53,6	1,2
- багата руда	9,1	7,8	8,3	8,2	8,0	6,9	-2,2
3. Доля Кривбасу, %	76,6	75,5	76,4	76,3	76,6	76,5	-0,1
- концентрат	78,4	77,6	78,8	78,9	79,1	79,3	0,9
- багата руда	67,4	64,5	64,8	64,1	64,0	60,0	-7,4

Доля підприємств Кривбасу в загальному обсязі виробництва в цілому по Україні коливалася від 75,5% до 76,6%, що підтверджує його значення, як для Криворізького регіону, так і для України в цілому.

У той же час, протягом 2015-2020 рр. спостерігалася негативна тенденція зниження загального обсягу виробництва багатих руд (-2,0 млн т) і, насамперед, за рахунок їх зменшення по підприємствах Кривбасу (-2,2 млн т). У той же час, виробництво концентрату збільшено до 67,6 млн т (+0,8 млн т), у тому числі по Кривбасу до 53,6 млн т (+1,2 млн т).

Не зважаючи на негативні прогнози та постійно зростаючу конкуренцію, у 2020 році вдалося утримати досягнуті позиції України серед споживачів товарної залізорудної сировини, у тому числі на зовнішньому ринку (рис. 1).

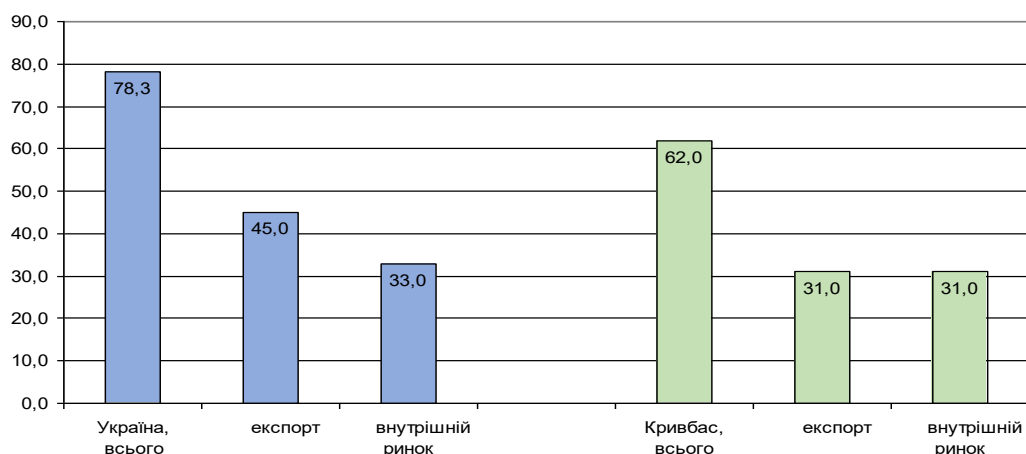


Рис. 1. Постачання товарної залізорудної продукції по Україні та Кривбасу за 2020 рік

За 2020 р. загальний обсяг поставок товарної продукції підприємствами України, порівняно з 2019 роком, збільшено до 78,3 млн т (+6,1 млн т), у тому числі на експорт до 45,0 млн т (+4,5 млн т), на внутрішній ринок до 33,3 млн т (+1,6 млн т). При цьому питома вага підприємств Кривбасу в

загальному обсязі поставок склала 79,2%, у тому числі на внутрішньому ринку - 93,9%, на зовнішньому - 68,9%.

Збільшення поставок товарної ЗРС на експорт досягнуто лише за рахунок Китаю, обсяг якої доведено до 26,5 млн т, що на 9,9 млн т більше ніж у 2019 р., питома вага якого в загальному обсязі експорту склала 58,9%.

Реалізація проектних рішень, спрямованих на удосконалення технологій, реконструкцію, капітальний ремонт з одночасним технічним переоснащення збагачувальних комплексів дозволили підприємствам гірничодобувного комплексу зберегти позитивну тенденцію подальшого підвищення вмісту заліза в товарній залізородній продукції.

Так, у 2020 р. по окремих гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу вміст заліза в концентратах доведено до 65,6-69,1%, в руді підземного видобутку до 59,0-59,4%.

Магнітно-флотаційні технології (для дозбагачення первинних концентратів), які використовуються на ПрАТ «ІНГЗК» та ПрАТ «ПолтГЗК» дозволяють отримувати концентрат з вмістом заліза до 69%. На ПрАТ «ЦГЗК» з використанням сучасної технології (ММС) організовано виробництво концентрату з вмістом заліза більш 69%. Суттєве підвищення вмісту заліза в концентратах дозволило ПрАТ «ЦГЗК» та ПрАТ «ПолтГЗК» налагодити виробництво високоякісних обкотишів з вмістом заліза, відповідно 66,8% та 65,1%.

У той же час, з причин відсутності ефективних технологій та обладнання, стає все важче забезпечувати подальше підвищення якості та стримувати постійне зростання витрат практично за всіма технологічними процесами.

Оцінюючі загальний сучасний стан гірничодобувної галузі, виробничі показники та досягнення, необхідно окремо зупинитися на не менш актуальних питаннях, сукупність яких в основному характеризує вплив наслідків діяльності підприємств галузі на довкілля, а саме:

порушення природного стану гірського масиву та прилеглих до промислових підприємств територій;

утворення значного обсягу відходів виробництва (розкриті породи, відходи збагачення, некондиційні руди підземного видобутку);

високо-мінералізовані шахтні води.

Промислові регіони України, де зосереджені гірничодобувні підприємства, у тому числі у Кривбасі - це регіони з комплексом екологічних характерних проблем, пов'язаних зі специфічними та технологічними особливостями видобутку та переробки мінеральної сировини. При цьому, чим вище інтенсивність відпрацювання запасів сировини, тим більше рівень негативно-го навантаження на навколишнє природне середовище.

Найбільше загострення екологічних проблем спостерігається в Криворізькому залізородному басейні, де зосереджено до 80% балансових запасів та виробничих потужностей, більшість яких введено в експлуатацію без урахування сумарних екологічних наслідків на весь період їх існування і експлуатуються вже понад 60-70 років.

Загальне земельне відведення лише по гірничо-збагачувальних комбінатах складає понад 25 тис. га.

Порушені землі практично безперервною стрічкою тягнуться вздовж західного кордону міста з півночі на південь впродовж 70 км. Вилучення з надр мільярдів тонн гірничої маси призвело до значних техногенних порушень.

Тільки за період 2015-2020 рр. обсяг виїмки сирової руди з кар'єрів склав 823,9 млн т пустих порід - 554,9 млн м³, у тому числі з кар'єрів Кривбасу відповідно 688,9 млн т та 439,5 млн м³ (див. табл. 1).

Загальний обсяг відходів, утворених при збагаченні магнетитових кварцитів, за цей період склав 443,0 млн т. При цьому, сумарний обсяг утворення відходів значно більший обсягу виробництва концентрату.

Практично кожний технологічний процес (буро-підривні та навантажувально-розвантажувальні роботи, подрібнення, транспортування гірничої маси і складування відходів виробництва, супроводжується утворенням пилу, що негативно впливає на навколишнє природне середовище.

Не менш складна ситуація на підприємствах Кривбасу з підземним видобутком залізних руд, на яких підтримка необхідного вмісту заліза в товарній продукції здійснюється за рахунок скидання некондиційних руд на ДСФ шахт ПАТ «Кривбасзалізрудком» та ПрАТ «Суша Балка», які з причин відсутності ефективних технологій накопичуються або зберігаються на складах.

Лише за період 2015-2020 рр. сумарний обсяг скиду залізородної сировини на ДСФ шахт з вмістом заліза <45-46% склав 9,27 млн т (табл. 3), а середній вихід товарної продукції не перевищує. 83%/

У той же час, розглянуто варіанти використання магнітної та магнітно-гравітаційної схем збагачення сировини (2,3 млн т/рік) у складі «Техніко-економічне обґрунтування ОПУ будівництва і експлуатації дробильно-сортувальної фабрики глибокого збагачення некондиційних руд шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка», дозволяють отримання концентрату з вмістом заліза відповідно 64,4% та 67,8%. На жаль, рішення стосовно подальшого продовження робіт, не прийнято.

Таблиця 3

Динаміка видобутку сирової руди та скиду некондиційних руд по підземних підприємствах за період 2015-2020 рр.

	Роки						2020-2015
	2015	2016	2017	2018	2019	2020	
ПАТ «Кривбасзалізрудком»							
Сира руда, млн т	6,46	6,16	6,10	5,82	5,49	4,53	34,56
Товарна руда, млн т.	5,46	5,00	5,07	4,58	4,40	3,78	28,29
Скид н/к руди, млн т	1,00	1,16	1,03	1,24	1,09	0,75	6,27
ПрАТ «Суша Балка»							
Сира руда, млн т	3,41	2,37	3,17	3,13	3,24	2,95	18,27
Товарна руда, млн т.	2,81	1,95	2,51	2,72	2,73	2,55	15,27
Скид н/к руди, млн т	0,60	0,42	0,65	0,41	0,51	0,40	3,00

Більшість систем розробки та їх варіантів, які застосовуються при підземній розробці залізних руд у Кривбасі, неминуче приводять до порушення природного стану земної поверхні у вигляді зсувів, воронок, обвалень.

Загальна площа зсувів унаслідок підземних робіт складає 3,6 тис. га, зон воронок и провалів - понад 1 тис. га.

Значну небезпеку становлять території раніше ліквідованих шахт, особливо тих, які припинили свою діяльність у довоєнний та післявоєнний періоди.

Проведений ДП «ДП «Кривбаспроект» моніторинг стану порушених територій діючими кар'єрами та підземними роботами, особливо раніш ліквідованими шахтами, свідчить про подальше ускладнення ситуації.

У той же час, темпи рекультивациі порушених гірничими роботами земель, з ряду об'єктивних та суб'єктивних причин, недостатні.

Прикладом масштабного підходу до вирішення цього гострого питання може стати реалізація пілотних проектів за об'єктами, які виконуються на замовлення Виконкому Криворізької міської ради, а саме:

проведення рекультивациі земель комунальної власності (територія об'єктів колишньої шахти ГПУ загальною площиною 9,6 га);

проект «Будівництво комплексу з переробки, знешкодження та складування твердих побутових відходів у Металургійному районі м. Кривий Ріг». Технічний компост, як продукт від переробки побутових відходів, передбачається використовувати при рекультивациі порушених земель та пилопридушення на територіях промислових підприємств м. Кривий Ріг.

Незважаючи на багаторічні зусилля фахових спеціалістів, до теперішнього часу проблемними залишаються питання, пов'язані із подальшим поводженням з високо-мінералізованими шахтними водами, мінералізація яких по окремих шахтах коливається від 5 до 96 г/л (середня по Кривбасу - 30 г/л. В основному, це води з високим вмістом хлорид-, сульфат-, натрій-, калій-, магній- та кальцій-іонів, що перевищують гранично допустимі концентрації для поверхневих водних об'єктів.

Враховуючи результати загальної оцінки сучасного стану однієї з основних галузей промисловості, подальше підвищення ефективності підприємств гірничодобувного комплексу України та збереження рейтингу країни серед основних світових конкурентів можливо досягти лише за рахунок прискореної концентрації спільних зусиль на виконання комплексу наукових досліджень та проект-

них рішень, спрямованих насамперед на реалізацію найбільш важливих завдань та напрямів подальшого розвитку. Основні з них:

1. Підтримка сировинних баз та виробничих потужностей гірничодобувних підприємств за рахунок:

- Своєчасного проектного забезпечення та будівництва нових горизонтів, замість тих, які вибувають з експлуатації внаслідок відпрацювання запасів.

- Визначення в найближчій перспективі граничних глибин ефективного відпрацювання запасів залізородної сировини відкритим та підземним способами з використанням традиційних схем та технологій, економічної доцільності поетапного переходу на комбіновані схеми.

- Залучення до видобутку та переробки всіх видів залізородної сировини, у тому числі позаконтурних запасів та окислених кварцитів на відкритих гірничих роботах, магнетитових кварцитів, які залягають в межах полів діючих шахт та бідних некондиційних руд підземного видобутку, які тимчасово складуються у відвалах.

- Проведення комплексу геолого-мінералогічних досліджень відходів збагачення, заскладованих у шламосховищах, з метою визначення економічної доцільності їх залучення до повторної переробки з отриманням додаткового обсягу товарної продукції (на прикладі позитивного результату ПрАТ «Центральний ГЗК»).

- Визначення технологічної послідовності відпрацювання запасів залізородної сировини, які залягають в межах гірничих відводів з іншими суб'єктами надрокористування.

- Удосконалення діючих систем розробки родовищ, спрямованих на зниження втрат при відпрацюванні запасів залізородної сировини.

- Прискорення прийняття остаточного рішення стосовно добудування КГЗКОРа, або організації переробки окислених кварцитів на потужностях збагачувальних фабрик діючих ГЗК.

2. Підвищення конкурентоспроможності залізородної продукції за рахунок підвищення якості та оптимізації витрат на її виробництво:

- Подальше удосконалення діючих технологічних схем збагачення залізородної сировини із забезпеченням підвищення вмісту заліза у товарній продукції до рівня світових виробників з одночасним збільшенням вилучення заліза при збагаченні сировини.

- Освоєння виробництва нових, більш підготовлених для металургійного процесу видів залізородної продукції, у тому числі за рахунок реалізації спільних з металургійними підприємствами інвестиційних проектів.

- Впровадження технології глибокого збагачення некондиційних руд підземного видобутку на ДСФ шахт з використанням магнітної та магнітно-гравітаційної схем, які дозволяють отримання концентрату з вмістом заліза відповідно 64,4% та 67,8%, економічна доцільність яких обґрунтована при виконанні відповідного ТЕО для умов шахти «Ювілейна» ПрАТ «Суха Балка».

- Більш широке впровадження технології попереднього збагачення сирової руди за рахунок сухої магнітної сепарації, що суттєво знижує витрати на виробництво кінцевого продукту.

- Подальше удосконалення та оптимізація транспортних схем видачі сирової руди з глибоких горизонтів кар'єрів у комбінаціях з конвеєрними комплексами (у тому числі з круто-похилими), автомобільним та залізничним транспортом.

- Більш широке впровадження технології відпрацювання запасів залізних руд з використанням технології внутрішнього відвалоутворення.

- Оптимізація обсягів розкриття, у тому числі за рахунок геомеханічного обґрунтування параметрів кар'єрів.

- Прискорення робіт з технічного переоснащення та оновлення активної частини основних виробничих фондів і, насамперед, за рахунок високопродуктивного зарубіжного обладнання та технологій, підвищення рівня освоєння виробничих потужностей діючих гірничодобувних підприємств, у тому числі за рахунок залучення у відпрацювання та переробку всіх видів залізородної сировини.

3. Зниження негативного тиску виробничої діяльності гірничодобувних підприємств на довкілля:

- Обстеження та складання загально-регіонального кадастру земель, порушених гірничими роботами та, на його основі, розробка та реалізація комплексу заходів, спрямованих на поетапну

ліквідацію негативних наслідків виробничої діяльності гірничодобувних підприємств на довкілля (рекультивация відпрацьованих ємностей кар'єрів, шламосховищ, зон зсувів, воронок та провалів).

- Пошук та впровадження ефективних технологій із згущення відходів збагачення з подальшим їх складуванням спільно з розкривними породами у відпрацьованих ємностях кар'єрів, відвалах, підземних виробках.

- продовження робіт з пошуку ефективних та екологічнобезпечних технологій відносно утилізації високо-мінералізованих шахтних вод.

- Пошук ефективних технологічних рішень щодо дозбагачення природно-багатих залізних руд в підземних умовах та складування відходів у відпрацьованих виробках або камерах (порожниах).

- Реконструкція аспіраційних установок, використання сучасних технологій та заходів, спрямованих на пило-придушення.

Безумовно, реалізація визначених напрямів та заходів повністю не вирішить проблеми, які накопичувалися протягом тривалої та інтенсивної експлуатації родовищ залізних руд, але створить платформу та сприятливі умови для подальшого ефективного розвитку підприємств гірничодобувного комплексу України, покращення екологічної ситуації в промислових регіонах.

Висновки та напрями подальших досліджень. У даній статті визначені основні напрями та заходи перспективного розвитку підприємств гірничодобувного комплексу України з видобутку та переробки залізорудної сировини, зниження негативного впливу їх виробничої діяльності на довкілля. Реалізація визначених напрямів, з урахуванням фактичного стану гірничих робіт та наявності визначених видів сировини, можлива практично на всіх залізрудних підприємствах.

Список літератури

1. Обоснование оптимальных параметров открытых горных выработок на Криворожских карьерах / **Перебудов В.В., Федин К.А., Несмашный Е.А., Колесников Д.В., Удод Е.Г., Короленко М.К.** - Кривой Рог: Дионис, 2012. – 409 с.
2. Отработка магнетитовых кварцитов с использованием технологии внутреннего отвалообразования / **Романенко А.В., Колесников Д.В., Грицина А.Е., Удод Е.Г., Протасов В.П.** - Кривой Рог: Дионис, 2012. – 358 с.
3. Совершенствование транспортных схем выдачи руды для условий ОАО «Южный ГОК» / **Короленко М.К., Перебудов В.В., Федин К.А., Романенко А.В., Протасов В.П.** - Кривой Рог: Дионис, 2012. – 344 с.
4. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития / **Четверик М.С., Перебудов В.В., Романенко А.В., Левицкий А.П., Удод Е.Г., Федин К.А.** - Кривой Рог: Дионис, 2012. - 356 с.
5. Современное состояние, проблемы и направления развития железорудной отрасли Украины / **В.В. Перебудов, А.Е. Грицина, В.П. Протасов** / Відомості Академії гірничих наук України. - 2016 - №7. - С.28-32.
6. Состояние горных работ и перспектива поддержания производственной мощности подземного Кривбасса / **Перебудов В.В., Романенко А.В., Протасов В.П.** / Форум гірників-2014: матеріали міжнародної конференції, 1-4 жовтня 2014, Дніпропетровськ. –т.1. – С.49-56
7. Технологические и экологические аспекты устойчивого развития предприятий горнодобывающего комплекса / **В.В. Перебудов, В.П. Протасов** / Современные технологии разработки рудных месторождений. Эколого-экономические проблемы Кривбасса: Материалы III Международной научно-технической конференции, 19 июня 2015 г. Кривой Рог / ДП «Науково-дослідний гірничорудний інститут». - Кривий Ріг, 2015. – С.24-28.
8. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин (СОУ-Н МПП 73.020-078-2 2008).
9. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств з підземним видобутком залізних руд (погоджено Державною службою гірничого нагляду та промислової безпеки України, лист від 06.11.2014 р. та введено в дію наказами підприємств 03.08.2015 р.).

О.М. СІНЧУК, д-р техн. наук, проф., О.Ю. МИХАЙЛЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
А.І. КУПІН, д-р техн. наук, проф., І.І. ПЕРЕСУНЬКО, канд. техн. наук,
В.Д. БАРАНОВСЬКИЙ, аспірант, Криворізький національний університет

НЕЧІТКА СИСТЕМА КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСАМИ «ЕНЕРГОПОСТАЧАННЯ - ЕНЕРГОСПОЖИВАННЯ» В ЕНЕРГОСИСТЕМАХ ЗАЛІЗОРУДНИХ ШАХТ З РОЗПОДІЛЕНОЮ ГЕНЕРАЦІЄЮ

Статтю присвячено питанню підвищення енергоефективності роботи гірничорудних підприємств за рахунок зниження складової витрат на електроенергію у собівартості видобутої залізорудної сировини. Це досягається здійсненням розподіленої генерації електроенергії з інтелектуальним керуванням комплексом «енергопостачання – енергоспоживання».

Мета. Мета роботи полягає у розробці інтелектуальної системи керування комплексом «електропостачання – енергоспоживання» гірничорудних підприємств з розподіленою генерацією електричної енергії на основі нечіткої логіки для підвищення енергоефективності видобутку залізорудної сировини.

Методи дослідження. Для проведення даного дослідження були використані такі методи: аналіз, систематизація, узагальнення - з метою вивчення та узагальнення досвіду побудови інтелектуальних систем керування електропостачанням; синтез - для розробки нечіткої системи керування процесами «електропостачання–енергоспоживання»; комп'ютерне моделювання для визначення чисельних значень економічних показників роботи інтелектуальної системи керування енергосистемою гірничого підприємства з розподіленою генерацією.

Наукова новизна. Розроблено нечітку систему керування комплексом «електропостачання - енергоспоживання» гірничорудного підприємства та визначений раціональний порядок її роботи з точки зору економічного показника чистої приведеної вартості.

Практична значимість. Результати можуть бути використані для покращення енергоефективності роботи навіяних систем електропостачання гірничорудних підприємств, що видобувають залізорудну сировину.

Результати. Синтезовано структуру схеми розподіленої багатоканальної нечіткої системи керування енергосистемою та алгоритми її дії. Досліджено економічну ефективність інтелектуальної системи керування у різних варіантах живлення споживачів гірничорудного підприємства, а саме: при автономному живленні від джерел розподіленої генерації у години пік та при додатковому живленні від джерел розподіленої генерації (разом з централізованим) у години дії максимального навантаження і години пік. Дослідження показало, що за чистою наведеною вартістю ефективнішою є нечітка система керування, яка дефіцит потужності, визначений піковим тарифом або рівнем енергоспоживання, покриває за рахунок раціонального задіяння ресурсів розподіленої генерації.

Ключові слова: гірничорудне підприємство, енергосистема, розподілена генерація, нечітка система керування, інтелектуальна система керування, відновлювані джерела енергії, економічна ефективність, чиста приведена вартість.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-46-53

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Базовим сегментом макро- та мікроекономіки України є продукція гірничо-металургійного виробництва. У свою чергу в цьому галузевому комплексі домінуючою є продукція гірничорудних підприємств – залізорудна сировина.

З ряду як природних, так і штучних факторів, собівартість видобутку залізорудної сировини на вітчизняних гірничорудних підприємствах постійно зростає. Основною причиною цього є збільшення глибин видобутку та зростання цін на електроенергію [1, 2].

Аналіз [3] свідчить, що у загальному комплексі складових собівартості видобутку залізорудної сировини українськими гірничорудними підприємствами на даний період часу енергетичний сегмент в середньому сягає біля 30% та спостерігається виражена тенденція постійного зростання. Без реального рішення проблеми підвищення енергоефективності видобутку залізорудної сировини не може бути позитиву в функціонуванні всієї гірничорудної промисловості.

Процес підвищення енергоефективності гірничорудних підприємств являє собою непросту для практичної реалізації проблему. Головним моментом у загальній структурі складності рішення є унеможливлення отримання узагальненого комплексного управлінського рішення – єдиного для комплексу всіх споживачів з врахуванням повної множини технологічних і технічних факторів гірничого виробництва.

Проте, в будь-якому сучасному трактуванні спрямованості вирішення проблеми підвищення енергоефективності гірничих підприємств, базовим-стартовим варіантом котрим і на котрий повинні базуватись всі інші надбудови, повинні бути структури електричних мереж з розподіленою генерацією електричної енергії (ЕЕ) [4].

Водночас зазначимо, що реструктуризація систем електропостачання з однієї схеми - централізованої на іншу - з розподіленою генерацією, це ще не вирішення проблеми підвищення енергоефективності гірничих підприємств. Реалізація такого проекту, сама по собі, в умовах діючих гірничих підприємств, задача не проста, оскільки окрім ряду організаційних перешкод на цьому шляху, потрібно одночасно керувати великою кількістю джерел живлення та споживачів. Функціонування автоматизованої системи керування (АСК) ускладнене факторами, які впливають на рівні споживання електроенергії комплексом споживачів, які не є постійними, а в більшості своїй непрогнозовані у межах своїх змін. Тобто у превентивному варіанті логіка розбудови комплексу АСК «електропостачання – енергоспоживання» гірничорудних підприємств повинна орієнтуватися на системи з штучно-інтелектуальною логікою керування.

Аналіз досліджень і публікацій. Як свідчать дослідження [5-17] для розробки якісної інтелектуальної АСК комплексом «енергопостачання - енергоспоживання» гірничорудного підприємства з розподілом потоків потужності між енергоємними споживачами в годинах доби потрібно забезпечити обґрунтоване, з техніко-економічної точки зору, визначення раціональних варіантів живлення в певні періоди: централізованого (від енергосистеми) або автономного (від власних джерел). Для розбудови алгоритму функціонування АСК у такому варіанті необхідна комплексна оцінка технологічних параметрів та визначення рівня їх впливу на цей процес, з погляду на економічний енергоспрямований кінцевий варіант. Це формує логіку досліджень: отримання реальних параметрів функціонування комплексів: «енергопостачання - енергоспоживання» з метою розробки алгоритму роботи АСК згідно встановлених енергоорієнтованих режимів їх роботи.

Питання керованості електроенергетичних комплексів гірничих підприємств та прийняття рішень з акцентом на економічну складову цього процесу, стимулює напрямок наукового пошуку, залучаючи до цього науковців різного фаху багатьох держав світу [18-20].

Усе це дозволяє стверджувати, що спрямованість досліджень актуальна. Між тим, як у українських, так і в ряді інших доступних авторам публікаціях, відсутні або недостатньо висвітлені питання оцінки реального стану споживання електроенергії та рівень впливу на цей процес технології об'єкта енергоспоживання для якого вівся пошук. Цей факт в значній мірі унеможливує оцінювання рівня доцільності та, що головне, ступінь реальної ефективності пропонованих рішень з кінцевим варіантом підвищення енергоефективності гірничих підприємств.

Актуальність питання, постановка завдання та окремі алгоритмічно-програмні рішення в напрямку вирішення локальних задач проблеми, яка аналізується, розглядалися авторами в ряді робіт [3,4,20]. У даному дослідженні формально мова йде про економічну доцільність доповнення (зміну) формату структури функціонування електроприймачів з варіанту «споживач – регулятор» у варіант «споживач - регулятор - генератор електричної енергії».

Постановка задачі. Мета дослідження полягає у розробці інтелектуальної системи керування комплексом «електропостачання - енергоспоживання» гірничорудних підприємств з розподіленою генерацією електричної енергії на основі нечіткої логіки для підвищення енергоефективності видобутку залізорудної сировини.

Викладення матеріалу та результати. З огляду формалізації завдань керування таким об'єктом як енергосистема гірничого підприємства з розподіленою генерацією, то цей процес можна представити в вигляді структурної схеми (рис. 1).

При цьому зазначимо що аналізована АСК повинна не тільки керувати (розподіляти) потоками ЕЕ між споживачами в годинах доби не порушуючи технології функціонування підприємства - варіант споживач-регулятор ЕЕ, а й визначати та регулювати режим живлення споживачів в відповідні періоди часу - варіант споживач-генератор ЕЕ.

З огляду раціональності виробничої діяльності гірничих підприємств необхідно оптимізувати обсяги споживання ЕЕ з огляду забезпечення енергоефективності (у т.ч. за рахунок власної генерації $E^{(+)}$). З іншого боку треба забезпечити обов'язковість виконання контрольних завдань з видобутку ЗРС. Враховуючі всі ці фактори у якості критерію ефективності роботи інтелектуальної системи керування (ІСК) має сенс обрати

$$\left\{ E^{(-)} \rightarrow \min; E^{(+)} \rightarrow \max; \bar{R} = \sum_{i=1}^{24} R_i \geq R^* \right\}, \quad (1)$$

де \bar{R} - середньодобовий видобуток руди; R_i - видобуток руди за одну відповідну годину доби ($i=1...24$); R^* - певне оптимальне значення середньодобовий видобуток руди.



Рис. 1. Структура керування процесом електропостачання-електроспоживання підприємства з підземним видобутком залізорудної сировини (R - видобуток руди; W - витрати води при водовідведенні; V - витрати повітря в режимі вентиляції; $E^{(+)}$ - генерація ЕЕ, $E^{(-)}$ - витрати ЕЕ)

На рис. 2 наведено авторський приклад багатоканального нечіткого регулятора для інтелектуальної ІСК енергопостачанням. У якості базового обраний 2-зонний тариф типу «Ніч/Пік».

«Ніч/Пік».

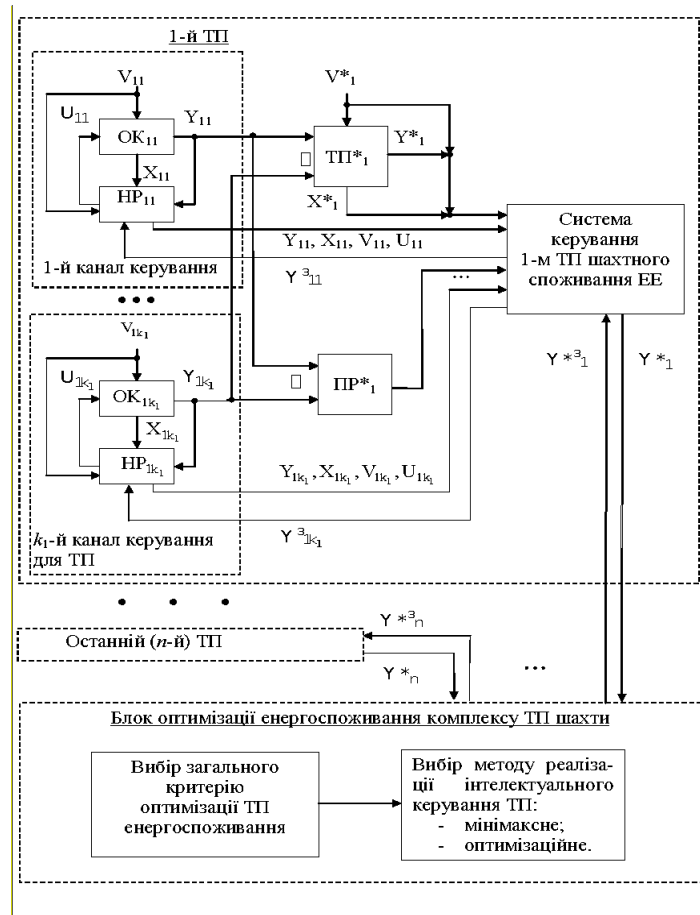


Рис. 2. Варіант структури схеми розподіленої багатоканальної нечіткої системи керування процесами шахтного електроенергоспоживання. Умовні позначення: $OK_{ij} \in \mathcal{R}$ - j -й канал керування i -го ТП (наприклад, видобуток руди, водовідлив, вентиляція тощо); $i=1, \dots, N_s$; N_s - кількість ТП; $j=1, \dots, k_i$; k_i - кількість каналів керування i -го ТП; HP_{ij} - нечіткий регулятор OK_{ij} ; $V_{ij} \in \mathcal{R}$ - вектор збурюючих впливів для OK_{ij} ; $Y_{ij} \in \mathcal{R}$ - вектор вихідних характеристик OK_{ij} ; $U_{ij} \in \mathcal{R}$ - вектор керуючих впливів OK_{ij} ; X_{ij} - вектор інформаційних параметрів про стан OK_{ij} ; $Y_{zij} \in \mathcal{R}$ - вектор завдань (уставок) OV_{ij} ; TP_i^* - комплекс всіх локальних ТП; $V_i^* \in \mathcal{R}$ - вектор головних збурюючих впливів TP_i^* ; $Y_i^* \in \mathcal{R}$ - вектор вихідних характеристик TP_i^* ; X_i^* - вектор інформаційних параметрів про поточні стани комплексу TP_i^* ; $Y_{zi}^* \in \mathcal{R}$ - вектор завдань (уставок) для вихідних характеристик TP_i^* ; PR_i^* - прогноуюча математична модель (регресор) для i -го ТП

Виходячі з цього, будь який одно- або двоканальний регулятор буде відповідним приватним випадком від цього (наприклад, як було продемонстровано в [20]).

Залежно від вхідних значень R, W, V (як потенційних керуючих впливів в інтелектуальній ІСК) та обраного тарифу шляхом нечіткого логічного висновку визначається фактичне енергоспоживання $E \{E^{(-)}\}$. Причому у разі наявності додаткової власної енергетичної генерації $\{E^{(+)}\}$, це буде також враховано у підсумковому енергетичному балансі підприємства протягом доби.

Для визначення рівня доцільності реалізації концепції розподіленої генерації електроенергії в енергосистемі гірничодобувного підприємства необхідно визначити базові економічні показники, що досягаються при її практичному впровадженні, та порівняти їх із показниками інших варіантів організації роботи електроенергетичного комплексу «електропостачання - енергоспоживання»

Під час проведення експериментів розглядалися такі системи керування енергоспоживанням:

повне покриття потреб виробничих об'єктів шахти в електроенергії за рахунок її придбання у компанії, яка здійснює зовнішнє електропостачання (Grid);

електропостачання виробничих об'єктів під час дії пікового тарифу лише від власних об'єктів розподіленої генерації (DG), а решту часу від зовнішньої електричної мережі (peak off). Таким чином, моделюється ручна система керування за часом доби;

постійне комбіноване електропостачання від системи розподіленої генерації та зовнішньої електромережі (DG+Grid) зі збільшенням частки виробництва власної електроенергії у періоди дії максимального навантаження та пікового тарифу (peak shaving). Цей підхід відповідає концепції Smart Grid.

Дві останні включають нечітку систему керування комплексом «енергопостачання – енергоспоживання» гірничорудного підприємства.

Дані варіанти побудови системи електропостачання порівнюються за показником чистої наведеної вартості (Net Present Value - NPV), який використовується для оцінки доцільності інвестицій у проекти

$$NPV = \sum_{i=1}^N \frac{R_i}{(1+d)^i}, \quad (2)$$

де R_i - різниця між прибутком та витратами на експлуатацію системи, грн; d - розрахункова ставка; N - кількість років експлуатації системи.

Враховуючи, що розглядається окремо лише енергосистема підприємства та не передбачається продаж електроенергії, яка вироблена об'єктами розподіленої генерації, зовнішнім споживачам, то при визначенні значення NPV використовуються лише розрахункові показники: вартість електроенергії придбаної у електропостачальній компанії, капітальні витрати на придбання та монтаж генеруючого обладнання, а також річні експлуатаційні витрати та вартість планово-попереджувальних ремонтів. Оскільки доходна частина відсутня, то NPV завжди прийматиме негативне значення. Переважним буде варіант системи, при якому NPV буде найменшим. Для зручності використовується модульне значення витрат.

Узагальнені результати моделювання наведено у табл. 1.

Таблиця 1

Результати моделювання показників роботи систем керування електропостачанням

Конфігурація системи керування електропостачанням	NPV, грн	Потужність отримана з мережі, кВт·год/день	Витрати на придбання електроенергії, грн/день	Капітальні витрати на придбання генеруючого обладнання, грн	Потужність, що виробляє система розподіленої генерації кВт·год/день	Відсоток використання ВДЕ, %
Grid	41712216,39	168295	13351,28	0	0	0
Grid+DG (peak off)	30313247,75	138895	9233,23	540842,4	29400	17,47
Grid+DG (peak shaving) 400	29718943,26	127825,72	8866,25	744472,74	40469,27	24,05
Grid+DG (peak shaving) 300	25251400,52	108265,29	7123,92	1104306,48	60029,71	35,69

Розглянемо окремі варіанти організації системи керування електропостачанням детальніше. На рис. 3 представлено показники роботи енергосистеми шахти при здійсненні електропостачання тільки від зовнішньої електромережі.

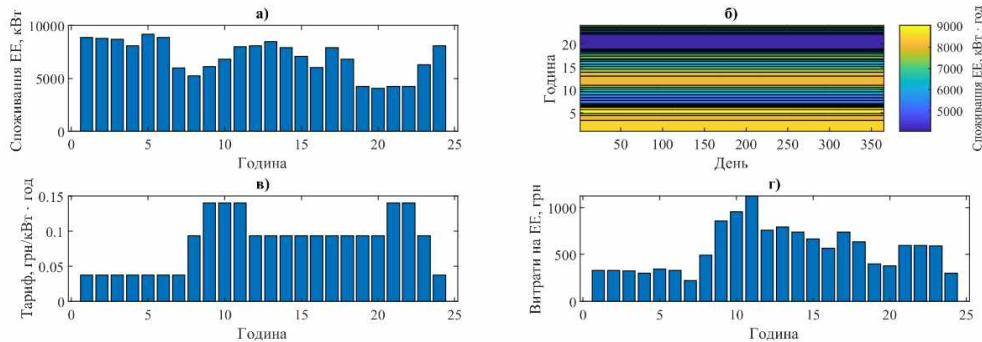


Рис. 3. Показники роботи електроенергетичної системи залізорудної шахти під час електропостачання лише від зовнішньої електричної мережі: *а* - добовий графік електричних навантажень; *б* - річний графік електричних навантажень; *в* - тариф на електроенергію; *г* - витрати на придбання електроенергії

Добовий графік електричних навантажень (рис. 3) отримано шляхом вимірювання енергоспоживання шахти «Батьківщина». Прийнято припущення, що аналогічний графік характерний для інших днів на рік (рис. 3б). Дане припущення є досить грубим, проте з метою якісного порівняння економічних показників різних систем ймовірнісними характеристиками споживаної потужності вирішено знехтувати.

Сумарні витрати на придбання електроенергії, визначені за графіком, наведеним на рис. 3г), становлять 168295 кВт·год/день.

Зазначимо, що найбільші витрати на електроенергію припадають на ранкові та денні години, коли високе енергоспоживання і діють піковий та напівпіковий тарифи. Незважаючи на суттєве енергоспоживання у нічний час, витрати на придбання досить низькі через величину нічного тарифу за спожиту ЕЕ.

Далі було розраховано два варіанти, які передбачають використання власних об'єктів генерації для електропостачання споживачів. Прийнято, що встановлена потужність устаткування, що генерує, достатня для повного покриття дефіциту потужності, величина якого визначена системою керування енергоспоживанням в залежності від режиму роботи. Враховуючи, що ця потужність для різних варіантів системи неоднакова, то капітальні витрати на придбання, монтаж, а також вартість обслуговування генеруючого обладнання пропорційні необхідному власному річному виробленню електроенергії. Прийнято ставку на порядок меншу, ніж «зелений тариф», що діє для альтернативних електростанцій, зведених у 2020-2021 роках та становить 0,0504 грн/кВт·год.

Раніше наведені добовий та річний графіки електричних навантажень, а також тарифи, диференційовані за часом, були використані при обчисленнях економічних показників систем, що включають об'єкти розподіленої генерації.

На рис. 4 показано результати обчислень для системи, в якій здійснюється автономне електропостачання під час дії пікового тарифу. Частка розподіленої генерації за такого підходу становить 17,47 %.

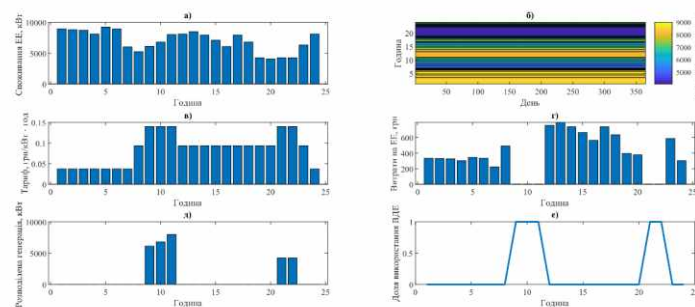


Рис. 4. Показники роботи електроенергетичної системи залізорудної шахти під час автономного електропостачання в години пік (peak off): *а* - добовий графік електричних навантажень; *б* - річний графік електричних навантажень; *в* - тариф на електроенергію; *г* - витрати на придбання електроенергії; *д* - вироблення електроенергії власними об'єктами розподіленої генерації; *е* - частка використання відновлюваних джерел енергії

Зміна чистої наведеної вартості такої системи, порівняно з іншими, протягом розглянутого періоду експлуатації 15 років наведено на рис. 5. Зниження показника NPV для системи, що реалізує peak off підхід, на відміну від електропостачання тільки від зовнішньої електричної мережі становило 27,33 %.

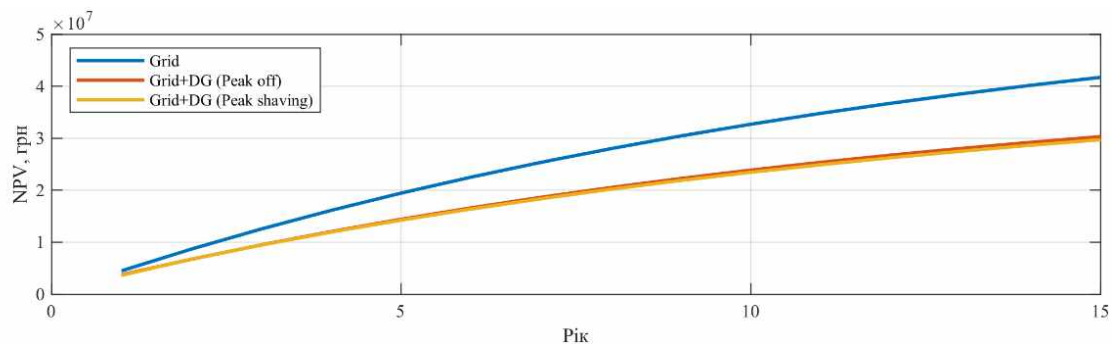


Рис. 5. Чиста наведена вартість систем керування процесом електропостачання типової залізорудної шахти протягом 15 років їх використання

Враховуючи, що основне енергоспоживання не завжди припадає на пікові години і енерговитрати залишаються досить високими і під час дії напівпікового тарифу, ефективність такої системи є досить обмеженою.

При використанні системи керування, алгоритм якої підтримує обмеження витрат на придбання електроенергії (peak shaving) у електропостачальній компанії на рівні 400 грн/годину, зростає частка використання об'єктів власної генерації на 6,58 % до 24,05 % (див. рис. 6). Показник чистої наведеної вартості знижується, проте незначно лише на 1,96 %, якщо порівняти з peak off системою.

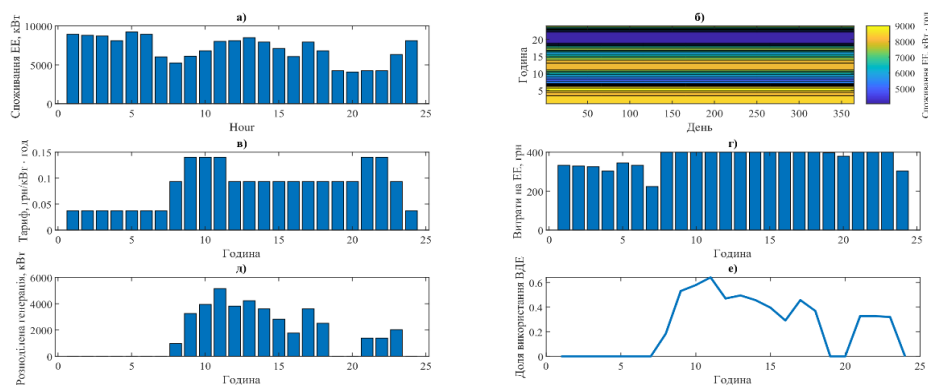
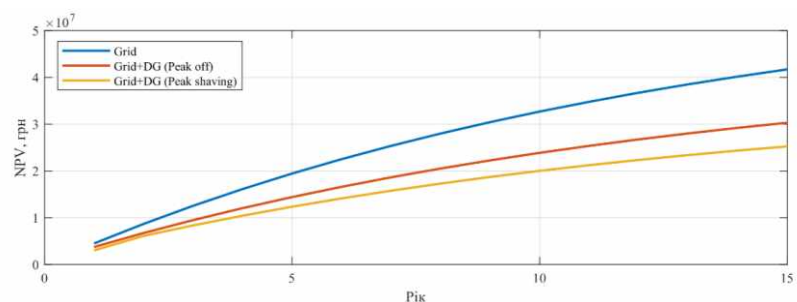


Рис. 6. Показники роботи електроенергетичної системи залізорудної шахти при обмеженні енерговитрат підприємства (peak shaving) на рівні 400 грн/год: а - добовий графік електричних навантажень; б - річний графік електричних навантажень; в - тариф на електроенергію; г - витрати на придбання електроенергії; д - вироблення електроенергії власними об'єктами розподіленої генерації; е - частка використання відновлюваних джерел енергії

Зменшивши обмеження на придбання електроенергії до 300 грн/год в цінах на 2021 року (табл. 1) значення наведеної вартості системи зменшується до 25251400,52 грн., що на 15,06 % менше, ніж при обмеженні 400 грн/год і на 16,7 % - ніж за автономного електропостачання в години дії пікового тарифу (рис. 7).

Рис. 7. Чиста наведена вартість систем керування електропостачанням типової залізорудної шахти протягом 15 років їх використання

Це досягається за рахунок того, що обмеження діє протягом усього дня, а не лише у певний час. Ця об-



ставина дозволяє зменшити енергоспоживання із зовнішньої мережі в моменти високих енерговитрат. Зазначимо, що таке зниження не може відбуватися необмежено, тому що зумовлює зростання потужності, яку повинна виробляти система розподіленої генерації і, як наслідок, збільшення вартості генеруючого обладнання, що нівелює економічний ефект від зниження витрат на придбання електроенергії. Оптимізація енергосистеми з цього погляду є предметом наступних майбутніх досліджень.

Висновки. Моделювання роботи нечітких систем керування показало потенційні можливості для зниження загального обсягу електроенергоспоживання на 15-35% в режимах додаткової гідроакумлюючої генерації ЕЕ (досліджувався двоставковий тариф) в умовах різних підприємств з підземним видобутком залізорудної сировини.

Дослідження комплексних економічних показників роботи систем керування електропостачанням залізорудних шахт показало, що найбільш ефективною з точки зору чистої наведеної вартості є система, що здійснює введення в роботу об'єктів власної генерації для вироблення електроенергії, необхідної для покриття дефіциту потужності, обумовленого високим чинним тарифом або рівнем споживання електроенергії. Як наслідок, витрати на придбання електроенергії у зовнішньої електропостачальної компанії обмежуються на певному рівні (peak shaving). Визначальну роль у процесі практичної реалізації систем електропостачання з розподіленою генерацією відіграє допустимий рівень матеріальних витрат. При його високому значенні чиста наведена вартість практично дорівнює або вище, ніж NPV при автономному електропостачанні в години пік. Це пов'язано з тим, що рівень власної генерації є досить низьким і витрати на придбання електроенергії дуже суттєві. У цьому випадку високий NPV системи керування обумовлений високим NPV зовнішньої мережі. З іншого боку, при дуже низькому значенні NPV системи також високий через необхідність високої генерації і, як наслідок, високих витрат на купівлю, монтаж і обслуговування на потужність силового обладнання, що виробляється, що значно перевищує дисконтовану вартість придбаної електроенергії. У цьому випадку високий NPV системи керування обумовлений загальним високим NPV системи розподіленої генерації. Тому знаходження оптимальних умов функціонування системи керування електропостачанням гірничорудного підприємства має здійснюватися адресно для кожного конкретного випадку.

Список літератури

1. Вілкул Ю.Г., Азарян А.А., Колосов В.А., Караманиць Ф.І., Батарєв А.С. Сучасний стан залізорудної галузі, прогноз розвитку та пропозиції. *Якість мінерального сировини*. Сб. науч. тр. 2017. Т.1. - С. 9-24.
2. Ступнік М.І., Федько М.Б., Письменний С.В. та ін. Проблеми розкриття та підготовки рудних родовищ на глибоких горизонтах шахт Кривбасу. *Вісник Криворізького національного університету*. Вип. 47. 2018. С. 3-8.
3. Sinchuk I., Budnikov K., Krasnopolsky R. Fundamentals of integrating smart technologies for controlling power systems of iron ore underground mining enterprises. Warsaw: iScience Sp. z.o.o., 2021. - 123 p.
4. Жаркін А.Ф., Денисюк С.П., Попов В.А. Системи електропостачання з джерелами розподіленої генерації. Київ: «Наукова думка» НАН України, 2017.
5. Синчук О.Н., Купин А.И., Синчук И.О., Козакевич И.А., Дозоренко О.В. Оптимизация энергопотребления в условиях железорудных шахт на основе применения нечеткой логики. *Электричні і енергозберегаючі системи*. Вип. 3(47). 2019, С. 58–65.
6. Sinchuk O., Kupin A., Sinchuk I., Rohoza M., Plieshkov P. Certain aspects concerning the development of a functioning scheme of the automated system to control energy flows of underground iron-ore enterprises. *Mining of Mineral Deposits*, Vol. 14(3). 2020. - pp. 101-111.
7. Энергосберегающие режимы электроснабжения горнодобывающих предприятий. **А.В. Праховник, В.П. Розен, В.В. Дегтярев**, М.: Недра, 1985. - 232 с.
8. Pivnyak G., Samusia V., Oksen Y., Radiuk M. Efficiency increase of heat pump technology for waste heat recovery in coal mines. *New Developmenta in Mining Engineering*. 2015. pp. 1–4. DOI: 10.1201/b19901-2.
9. Автоматизация управления промышленным энергообеспечением. **Э.А. Соскин, Э.А. Киреева**. М.: Энергоиздат, 1990. - 384 с.
10. **Волинець В.І.** Аналізування ефективності споживання електроенергії вугільними шахтами. Матеріали міжнародної науково-практичної конференції «Енергетична безпека навколишнього середовища». Луцьк. РВВ ЛНТУ. 2012. - С. 35-36.
11. **Розен В.П., Соколовська І.С., Іншеков Є.М., Стоянова І.І.** Удосконалення механізму впровадження директиви 2012/27/EU про енергоефективність шляхом адаптації міжнародних стандартів з енергоменеджменту на національному рівні. *Проблеми загальної енергетики*. Вип. 4 (43). 2015. - С. 52-57.

12. Wu T., Shieh S., Jang S., Liu C. Optimal energy management for a petrochemical plant under considerations of uncertain power supplies. IEEE Transaction on Power Systems, 20 (3), 2005, pp. 1431–1439. DOI: 10.1109/tpwrs.2005.852063
13. Brand H., Vosloo J., Mathews E. Automated energy efficiency project identification in the gold mining industry. Proceeding of the 13th Conference on the Industrial and Commercial use of Energy (ICUE). 2015, pp. 17-22. DOI: 10.1109/ICUE.2015.7280241.
14. Батраков Д.В. Анализ и особенности способов повышения энергоэффективности шахтных насосных водоотливных установок средствами электропривода / Гірничий вісник, 2013. - Вип. 96. - С. 271-75.
15. Рухлова Н.Ю. О проблеме эффективного электропотребления главным водоотливом шахты. Гірничая електромеханіка та автоматика. 2012. Вип. 89. С. 141-145.
16. Pujades E., Orban P., Bodeux S., Archangeau P., Erpicum S., Dassargues A. Underground pumped storage hydropower plants using open pit mines: How do groundwater exchanges influence the efficiency. Applied Energy. 2017. Vol. 190. pp. 135–146. DOI: 10.1016/j.apenergy.2016.12.093.
17. Menéndez J., Fernández-Oro J.M., Loredó J. Economic Feasibility of Underground Pumped Storage Hydropower Plants Providing Ancillary Services. Applied Sciences. 2020. Vol. 10(11). P. 3947. DOI:10.3390/app10113947.
18. Biloshytskiy M., Tatarchenko H., Biloshytska N., Uvarov P. Operational lifetime increase of the pumping equipment when pumping-out contaminated groundwater. Mining of Mineral Deposits, 2021. - Vol. 15(1). pp. 42-49. DOI: 10.33271/mining15.01.042.
19. Разумный Ю.Т., Ильченко Е.С. Проблемы использования водоотливных установок угольных шахт в качестве потребителей-регуляторов. Гірничая електромеханіка та автоматика, 2004. - Вип. 73. - С. 20-23.
20. Sinchuk O., Kupin A., Sinchuk I., Kozakevych I., Peresunko I. Simulating of fuzzy controlling of power streams in conditions of underground extraction of iron ore / Праці XVI міжнародної науково-технічної конференції «Проблеми сучасної електротехніки – 2020 (ПСЕ-2020)». 8-12 червня 2020. Київ: НТУУ «КПІ ім. І. Сікорського».

УДК 622.235:622.271

О.П. СТРИЛЕЦЬ, гірничий інженер, директор Центру з підривних робіт
Національного технічного університету (Дніпровська політехніка)
Г.І. ЄРЕМЕНКО, канд. техн. наук, доц., Д.А. ТІТОВ, магістр, АГН України
С.М. ГЕНКУЛЕНКО, гірничий інженер, головний інженер ТОВ «РУДОМАЙН»

АНАЛІЗ СЕЙСМОБЕЗПЕКИ СПОРУДЖЕНЬ КРИВБАСУ ЗА УМОВ ВИБУХОВИХ РОБІТ ПРИ ЗМЕНШЕНІЙ САНІТАРНО-ЗАХИСНІЙ ЗОНІ КАР'ЕРУ «ПІВДЕННИЙ» ТОВ «РУДОМАЙН»

Основна мета дослідження полягає в удосконаленні методу оцінки вібрації, зумовленої короткоуповільненим підриванням свердловинних зарядів, заснованого на визначенні максимальної маси вибухової речовини в групі уповільнення для розрахунку схем комутації блоків в кар'єрі «Південний» ТОВ «Рудомайн», що забезпечить допустимі значення швидкості сейсмічних коливань ґрунту на межі санітарно-захисної зони для будівель і споруд м. Кривий Ріг.

Методами дослідження є апаратна реєстрація сейсмічних проявів масових технологічних вибухів у кар'єрі та математичне моделювання фізичних коливальних процесів на базі реєстраційних таблиць та матриць у прив'язці до динамічних реакцій активованих вибухом елементів споруджень, розташованих в зоні його сейсмічного впливу.

Наукова новизна дослідження полягає в установленні закономірностей сейсмічного впливу масових вибухів кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН» на будівлі та споруди за умов здійснення вибухових робіт при зменшеній санітарно-захисній зоні. Вдосконалено методику розрахунку сейсмомобезпечної маси вибухових речовин в групі уповільнення на основі експериментального визначення коефіцієнта умов проведення вибуху K , який залежить від гірничо-геологічних та технологічних умов проведення вибуху в кар'єрі, а також – поширення сейсмічних хвиль від блоку до будівель та споруд.

Практичне значення: прогнозування параметрів вібрації ґрунту в основі будівель та споруд на базі експериментально встановленого коефіцієнта умов проведення вибуху K дозволяє більш точно визначати максимальну масу вибухових речовин (ВР) в ступені уповільнення, що надає можливість одночасно підривати більшу їх масу в межах одного блоку, розподіляючи її на групи зарядів, що не перевищують максимально допустиму сейсмомобезпечну масу. Це дозволяє збільшити масу вибухових речовин на один масовий вибух та зменшити кількість масових вибухів і їх вплив на будівлі, які знаходяться на межі санітарно-захисної зони кар'єру.

Результат. Допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту будівель, наближених до межі санітарно захисної зони кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН», при частоті нижче 20 Гц складає 0,4 см/с, що відповідає II балам за шкалою MSK-64. Такі коливання не становлять загрози житловим будівлям, що перебувають в задовільному стані.

Ключові слова: гірська порода, вибух, кар'єр, сейсмоефект вибуху, сейсмобезпека.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-53-59

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Видобуток скельної сировини супроводжується значним обсягом вибухових робіт. В результаті сейсмічних явищ, викликаних промисловими вибухами, в густонаселених районах виникає ряд проблем. Вибух породжує систему сейсмічних хвиль, що загрожують навколишнім спорудам та порушують стійкість гірничих виробок, природних і техногенних елементів рельєфу. За цих умов надзвичайно актуалізується завдання сейсмобезпеки будівель та споруд Кривбасу, особливо за умов зменшеної санітарно-захисної зони кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН»

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідженню стану сейсмічної безпеки вибухів в кар'єрах, передових досягнень в промисловій сейсміці, сейсмозахисту різних типів охоронних об'єктів присвячено багато наукових робіт вчених України та світу [1-3].

Однак, кожне родовище має свої геологічні особливості та вимагає відповідну технологію видобутку корисних копалин. Тому теоретичні розрахунки для одного родовища можуть кардинально відрізнятись для іншого [3-5].

Провідними науковцями розроблено способи зниження сейсмічного ефекту вибуху, але вони не враховуються в методиці визначення сейсмобезпечних параметрів вибухів і безпечних відстаней, в результаті чого точність прогнозу значно знижується, а методики та нормативні документи [6-8] не передбачають зв'язок сейсмоефекту вибуху з якістю вибухового дроблення гірських порід.

Багаторічні дослідження показують, що зниження сейсмоефекту є наслідком перерозподілу вибухової енергії на корисну форму роботи. Одна з причин такого перерозподілу є підвищення часу вибухового навантаження скельного масиву з одночасним зниженням початкового імпульсу вибуху в свердловині, в результаті чого створюються умови досягнення критичного стану стійкості гірських порід при більш низьких навантаженнях.

В роботах [6-10] досліджено й описано показники коливань, які не перевищують допустимую норму і мають високочастотний характер. Згідно ДСТУ 4704: 2008 такі коливання не становлять загрози будівлям, які знаходяться в задовільному стані.

Методика визначення сейсмобезпечних параметрів буро-вибухових робіт і безпечних відстаней [6-8] не дає об'єктивної картини. Складна структура масиву, який підривається, особливості гірських порід на шляху поширення сейсмічних хвиль, конструкція свердловинних зарядів і спосіб їх ініціювання і т.п. може кардинально змінити інтенсивність коливань, що призводить до зниження обсягів масових вибухів, а в деяких випадках ставиться питання навіть про закриття гірничодобувних підприємств.

Постановка завдання. Відповідно до зазначеної вище проблеми головним завданням викладеного дослідження стало удосконалення методика визначення сейсмобезпечної маси вибухових речовин в групі уповільнення свердловинних зарядів. Об'єкт досліджень - процес виникнення і розповсюдження вібрації при підриванні свердловинних зарядів короткоуповільненим способом в кар'єрі «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН». Предмет дослідження - параметри вібрації ґрунту на межі санітарно захисної зони, а також біля фундаментів будівель і споруд, зумовленої короткоуповільненим підриванням свердловинних зарядів в кар'єрі «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН».

Викладення матеріалу та результати. Насамперед було розглянуто й проаналізовано методику моніторингу показників вібрації ґрунту біля будівель та споруд відповідно до ДСТУ 7116: 2009 «Вибухи промислові. Методи визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків і споруд» [7] та ДСТУ 7117:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення тиску на фронті ударної повітряної хвилі та границі безпечної зони» [8]. Головною метою моніторингу вібрації є встановлення закономірностей взаємодії сейсмовибухових хвиль в системі з урахуванням частотних характеристик коливань ґрунту. За результатами цих вимірювань визначаються у різних діапазонах частоти масової швидкості коливань.

Завданням моніторингу є:

a - оперативний контроль впливу сейсмовибухових хвиль на охоронні об'єкти;

б - статистичне накопичення даних про параметри коливань (швидкості і частоти) і використання їх при коригуванні існуючих масштабів вибуху;

в - вибір безпечних рівнів коливань для об'єктів;

г- використання даних сейсмічних параметрів короткоуповільненого вибуху системи свердловинних зарядів ВР для розробки рекомендацій з визначення сейсмобезпечних параметрів вибухових робіт на різних ділянках кар'єрного поля та переносу цих даних на райони з подібними гірничо-геологічними і технічними умовами.

Сейсмічні спостереження дають можливість кількісно оцінити рівень коливань, а потім розробити рекомендації з безпечної експлуатації об'єктів, які охороняються в умовах ведення вибухових робіт. Значення критерію сейсмобезпеки не повинно перевищувати припустимих величин за нормативами. ДСТУ 7116:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків і споруд» установлює метод визначання фактичної сейсмічної стійкості будинків і споруд під час проведення вибухових робіт підприємствами.

Загальними критеріями безпеки об'єктів, які підлягають збереженню під час вибухів, є допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту біля фундаменту, співвідношення періоду коливання ґрунту і власного періоду коливань будівлі, тривалість сейсмічних коливань ґрунту.

За основний критерій безпеки під час визначання допустимих значень параметрів коливань ґрунту беруть допустиму швидкість сейсмічних коливань, за якої повністю гарантовано збереження об'єктів, а вірогідні локальні деформації їх не перевищать прогнозовані.

Удосконалення методики визначення сейсмобезпечної маси вибухових речовин в групі уповільнення. Для моніторингу вібрації (швидкість сейсмічних коливань ґрунту і тиску на фронті ударної повітряної хвилі) було використано сейсмостанцію ZET 048-E з трьохкомпонентним акселерометром BC 1313 і ноутбуком з програмним забезпеченням ZETLab Seismo та цифровий сейсмограф BlastMate III з мікрофоном, трьохосьовими геофонами і ноутбуком з програмним забезпеченням BlastWare (рис. 1).



Рис. 1. Обладнання для реєстрації сейсмоколивань ґрунту та тиску на фронті ударної повітряної хвилі: 1 - сейсмостанція ZET 048-E; 2 - сейсмограф BlastMate III

Моніторинг вібрації проводиться на межі санітарно захисної зони або біля фундаменту будівлі в різних напрямках від місця вибуху. Для вивчення сейсмічних властивостей гірського масиву вимірювалися не тільки швидкості сейсмічних коливань, але й частотні характеристики коливального процесу системи «джерело вибуху - гірський масив - об'єкт». За результатами вимірювань визначалася швидкість зміщення ґрунту в основі будівель. На основі залежності швидкості зміщення ґрунту від маси заряду ВР і відстані до об'єкту визначався фактичний коефіцієнт умов проведення вибуху K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль зі всіх сторін кар'єру, де є об'єкти, що підлягають збереженню. Після встановлення цього коефіцієнту визначалася сейсмобезпечна маса ВР в найбільшій групі уповільнення для напрямків в сторону об'єктів, що охороняються.

Швидкість коливань ґрунту від вибуху одноразового зосередженого заряду вибухових речовин (V), в сантиметрах за секунду, обчислювалася за формулою

$$V = K \left(\frac{Q^{1/3}}{r} \right)^{1,5},$$

де K - коефіцієнт, який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль; Q - маса одноразового зосередженого заряду ВР, кг; r - відстань від заряду до пункту спостереження, м; 1,5 - коефіцієнт затухання інтенсивності сейсмічних коливань.

Коефіцієнт K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль обчислювався відповідно до пункту 8,2 та 8,9 ДСТУ 4704:2008 і мав враховувати: особливості ґрунту, що підлягає підриванню, особливості ґрунту під фундаментом будівлі, сезонність робіт, орієнтацію об'єкта відносно блока, ступінь свободи масиву, діаметр заряду, кількість груп зарядів. Зважаючи на складність та достовірність визначення коефіцієнту K його визначення проводилося на основі експериментальних вибухів при інструментальному вимірюванні швидкості сейсмічних коливань ґрунту в основі фундаментів будівель та споруд для конкретних умов підривання за формулою

$$K = V_{\phi} \left(\frac{r}{Q^{1/3}} \right)^{1,5},$$

де V_{ϕ} - фактична швидкість коливань ґрунту від вибуху одноразового зосередженого заряду ВР, біля фундаменту об'єкта, що охороняється.

Сейсмобезпечна відстань від блоку до об'єкта (r_c) визначалася за формулою

$$r_c = \left(\frac{K}{V_{\text{доп}}} \right)^{2/3} \cdot Q^{1/3},$$

де $V_{\text{доп}}$ - допустима швидкість коливань ґрунту від вибуху одноразового зосередженого заряду ВР, біля фундаменту об'єкта, що охороняється.

Сейсмобезпечна маса зосередженого заряду ВР залежно від віддалення r від об'єкта Q_c визначалася за формулою

$$Q_c = \left(\frac{V_{\text{доп}}}{K} \right)^2 \cdot r^3.$$

Сейсмобезпечна маса групи зарядів розраховується в залежності від умов підривання та відстані до об'єкта, що охороняється.

Величина сейсмобезпечної маси зарядів та схема підривання блоку коригується на кожний вибух на основі результатів моніторингу сейсмічних коливань.

Допустимі норми швидкості сейсмічних коливань ґрунту для будівель та споруд, які найбільш наближені до кар'єру встановлено згідно з ДСТУ 4704: 2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки» [1].

Об'єкти, які підлягають збереженню, відносяться до IV класу, 4 та 5 категорії будівель та споруд. Конструктивні особливості та стан цих об'єктів відповідає вимогам - Будівлі каркасного типу, що мають тріщини в каркасі, порушення зв'язків між окремими елементами. Будівлі глинобитні, цегляні і великоблокові будівлі житлового призначення (в тому числі будівлі, які мають термін експлуатації більше, ніж 50 років, але придатні до експлуатації) і мають ознаки деформацій у вигляді тріщин в несучих стінах та фундаментах [1, 5].

Відповідно до шкали інтенсивності сейсмічних коливань під час вибухів (табл. 1 та пункту 6.2) ДСТУ 4704:2008 [1] допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту для таких будівель при частоті нижче 20 Гц складає 0,4 см/с, що відповідає II балам за шкалою MSK-64. Такі коливання не становлять загрози житловим будівлям, що знаходяться в задовільному стані.

Таблиця 1

Вплив надлишкового тиску на фронті ударної повітряної хвилі на будівлі, споруди і деякі механізми [3]

Вплив ударної повітряної хвилі	Тиск, кПа
Деренчання незакріпленого скла	0,20–0,25
Руйнування неякісно закріпленого скла	0,25–0,50
Руйнування якісно закріпленого скла	1,0–3,0
Розтріскування штукатурки	3,0–5,0
Руйнування віконний рам	7,0
Руйнування легкого стінового заповнювача	14,0
Пошкодження контрольно-вимірювальної апаратури	10,0–20,0
Руйнування бетонних та шлакобетонних стін завтовшки від 20 см до 30 см	14,0–21,0
Руйнування стін з цегли завтовшки від 20 см до 30 см	50,0–55,0
...	...

Відповідно до пункту 6.3 та 6.4 ДСТУ 4704:2008 [1] допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту для вищезазначених будівель при частоті вище 20 Гц становить 1,0 см/с, що відповідає IV балам за шкалою MSK-64. Високочастотні коливання 20÷100 Гц при незначній тривалості пікових значень швидкості коливань ґрунту не призведуть до пошкоджень, оскільки не співпадають з власними коливаннями будівель та споруд і не викликають резонансного явища.

Недопустимою, відповідно до пунктів 5 та 6 ДСТУ 4704:2008 [1] є швидкість сейсмічних коливань ґрунту понад 1,5 см/с, особливо при частоті до 20 Гц, що становить більше V балів за шкалою MSK-64. Сейсмічні коливання ґрунту з такою швидкістю спричиняють пошкодження старих будівель.

Допустимі норми надлишкового тиску на фронті ударної повітряної хвилі.

Відповідно до пункту 5.1 ДСТУ 1717:2009 [3] допустимий надлишковий тиск на фронті ударної повітряної хвилі на людину не має перевищувати 10 кПа (10000 Па). Відповідно до пункту 5.2 ДСТУ 1717:2009 вплив ударної повітряної хвилі на будівлі, споруди і деякі механізми починається при надлишковому тиску понад 0,2-0,25 кПа (200-250 Па), при такому тиску відбувається вібрація незакріпленого скла, а руйнування неякісно закріпленого скла починається при надлишковому тиску 0,25-0,5 кПа (250-500 Па).

Результати моніторингу вібрації (швидкості сейсмічних коливань ґрунту і надлишкового тиску на фронті ударної повітряної хвилі) представлено в табл. 2 та на рис. 2.

Таблиця 2

Інтенсивність вібрації (пікові значення швидкості сейсмічних коливань ґрунту і тиску на фронті ударної повітряної хвилі) в точці проведення вимірювань

Номер блоку, горизонт	Тривалість вібрації (сейсмічних коливань ґрунту), мс	Зареєстровані показники вібрації						
		Макс. швидкість сейсмічних коливань ґрунту, см/с			Модуль повного вектору швидкості сейсмічних коливань ґрунту V_{Σ} , см/с	Інтенсивність коливань в балах	Інтервал переважних частот, Гц	Надлишковий тиск УПХ, Па
		Y (tran)	Z (vert)	X (long)				
Блок 1	2200	0,0854	0,1771	0,1912	0,1972	I	5-20	10,0
Блок 2	5500	0,1574	0,1842	0,1857	0,1965	I	5-20	16,0
Блок 3	3100	0,1945	0,1085	0,1607	0,1951	I	5-20	12,0
Блок 4	2600	0,0720	0,0600	0,0759	0,0925	I	5-20	5,0
Блок 5	3200	0,1798	0,0664	0,1103	0,1862	I	5-20	10,0
Блок 6	3200	0,0921	0,0587	0,0873	0,1093	I	5-20	30,25
Блок 7	2400	0,1857	0,0873	0,1365	0,1901	I	5-20	15,75
Блок 8	5000	0,1857	0,1810	0,1851	0,1988	I	5-30	22,00
Блок 9,10	1400	0,2281	0,1908	0,2183	0,2728	II	5-35	20,00
Блок 11	1500	0,1064	0,0619	0,1556	0,1577	I	5-30	3,00
Блок 12	3500	0,1016	0,0667	0,1286	0,1459	I	5-30	25,25
Блок 13	2200	0,0365	0,0349	0,0444	0,0507	I	5-30	0,50
Блок 14	2500	0,1048	0,0667	0,1905	0,1958	I	5-30	2,25
Блок 15	3500	0,0778	0,0444	0,0825	0,0878	I	5-35	2,0
Блок 16	4100	0,1600	0,1191	0,1619	0,1935	I	5-35	10,5
Блок 17	3500	0,1492	0,1095	0,1976	0,1936	I	5-35	2,75
Блок 18	1500	0,0444	0,0238	0,0508	0,0574	I	5-30	2,00

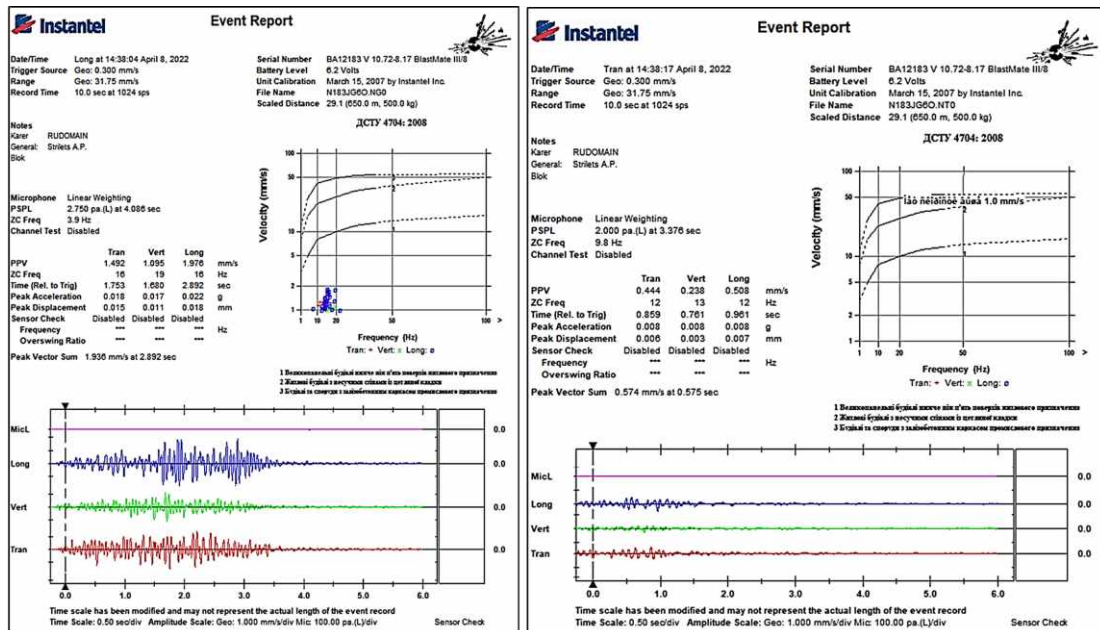


Рис. 2. Результати моніторингу вібрації (швидкості сейсмічних коливань ґрунту і надлишкового тиску на фронті ударної повітряної хвилі) (ліворуч - Блок 17 праворуч - Блок 18)

Висновки.

1. Проведено аналіз досліджень захисту будівель та споруд від вібрації, зумовленої вибуховими роботами. Це дозволило встановити, що зниження сейсмоефекту є наслідком перерозподілу вибухової енергії на корисну форму роботи. Одна з причин такого перерозподілу є підвищення часу вибухового навантаження скельного масиву з одночасним зниженням початкового імпульсу вибуху в свердловині, в результаті чого створюються умови досягнення критичного стану стійкості гірських порід при більш низьких навантаженнях.

2. Виконано аналіз методики моніторингу показників вібрації ґрунту зумовленої вибуховими роботами та визначення сейсдобезпечних параметрів вибухових робіт на кар'єрах. Аналіз показав, що методика визначення сейсдобезпечних параметрів вибухових робіт і безпечних відстаней не дає об'єктивної картини. Складна структура масиву, який підривається, особливості гірських порід на шляху поширення сейсмічних хвиль, конструкція свердловинних зарядів і спосіб їх ініціювання і т. ін. може кардинально змінити інтенсивність коливань, що призводить до зниження обсягів масових вибухів, а в деяких випадках ставиться питання навіть про закриття гірничодобувних підприємств.

3. Встановлено, що деформації і динамічні напруження, які діють на будівлю, є прямо пропорційними швидкості коливань сейсмічної хвилі й обернено пропорційними частоті власних коливань будівель. Звідси випливає, що оцінку сейсмостійкості будівлі необхідно проводити за допустимою швидкістю коливань частинок її ґрунтової основи, оскільки цей показник найбільш надійно корелює з енергією, яка порушує цілісність будівлі внаслідок сейсмічного впливу. Це дозволило встановити допустимі норми вібрації для будівель та споруд м. Кривий Ріг, які знаходяться в межах санітарно-захисної зони кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН».

4. Загальними критеріями безпеки об'єктів, які підлягають збереженню під час вибухів, є допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту біля їх фундаменту і величина співвідношення періоду коливання ґрунту і власного періоду коливань будівлі, а також тривалість сейсмічних коливань ґрунту.

5. Визначення швидкості сейсмічних коливань ґрунту базується на теоретичному коефіцієнті K , який залежить від умов проведення вибуху та поширення сейсмічних вибухових хвиль. За результатами досліджень інтенсивності сейсмічних коливань ґрунту в основі фундаментів житлових будівель та споруд, було встановлено, що цей коефіцієнт K має дуже велику розбіжність між теоретичними і фактичними значеннями. Тому на основі практичних досліджень вдосконалено методику моніторин-

гу та визначення прогнозованої швидкості сейсмічних коливань ґрунту шляхом застосування експериментально отриманого коефіцієнту K по профілю розповсюдження сейсмічних хвиль;

6. Допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту будівель, наближених до межі санітарно захисної зони кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН», при частоті нижче 20 Гц складає 0,4 см/с, що відповідає II балам за шкалою MSK-64. Такі коливання не становлять загрози житловим будівлям, що перебувають в задовільному стані.

Результати постійного моніторингу вібрації (швидкості сейсмічних коливань ґрунту і надлишкового тиску на фронті ударної повітряної хвилі), які представлені в таблиці 2 та на рис. 2 показують, що інтенсивність сейсмічних коливань ґрунту на межі санітарно-захисної зони - значно нижче допустимої.

Список літератури

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы, ч. 1, 2. М.: Недра, 1985.
2. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам.
3. Новожилов М.Г. Технология открытой разработки, т. 1, 2. М., 1971.
4. Бойко В.В. О критериях сейсмической опасности промышленных взрывов / В.В. Бойко, А.А. Кузьменко, Т.В. Хлевнюк // Вісник Національного технічного університету України "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2005 – № 12. – С. 45–52.
5. Стрілець О.П. (2016). Особливості технології буровибухових робіт на кар'єрах будівельної сировини в умовах зменшеної санітарно-захисної зони. Український союз інженерів взривників, бюлетень 3 (31), - С. 9-13.
6. ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки». – Київ.: Держспоживстандарт України, 2009.– 11 с..
7. ДСТУ 7116:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення фактичної сейсмічної стійкості будинків і споруд». – Київ.: Держспоживстандарт України, 2010.– 6 с.
8. ДСТУ 7117:2009 «Вибухи промислові. Методи визначення тиску на фронті ударної повітряної хвилі та границі безпечної зони». – Київ.: Держспоживстандарт України, 2010.– 9 с.
9. ДБН В.1.1-12:2014 «Будівництво у сейсмічних районах України» – Київ.: Міністерство регіонального розвитку будівництва та житлово-комунального господарства України, 2014. – 110 с.
10. ДСТУ Б В.1.1-28:2010 «Захист від небезпечних геологічних процесів, шкідливих експлуатаційних впливів, від пожежі. Шкала сейсмічної інтенсивності». – Київ.: Мінрегіонбуд України, 2011. – 79 с.

УДК 658.562.64: 622.3

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф, А.А. ТРАЧУК, канд. техн. наук,

Криворізький національний університет

О.В. ШВИДКИЙ, інженер-програміст, ТОВ «Рудпромгеофізика»

ОПЕРАТИВНИЙ КОНТРОЛЬ ВМІСТУ ЗАЛІЗА У ПОДРІБНЕНІЙ ГІРНИЧІЙ МАСІ

Мета. Ґрунтуючись на результатах теоретичних, лабораторних і промислових випробувань, рекомендовано технологію оперативного контролю вмісту заліза у подрібненій гірській масі.

Методи. Використано математичні методи оцінювання розподілення помилок за законом Гауса, визначення апаратурної похибки, яка здебільшого визначається величиною статистичної похибки.

Наукова новизна. Встановлено, що, при опроміненні проби через матеріал кювети (дно) контрастність в 1.8 разів нижче, ніж при опроміненні безпосередньо матеріалу проби, що призводить до зростання похибки визначення до 0.4-0.5% абс.; величина похибки визначення вмісту значною мірою визначаються кількістю проведених вимірів інтенсивності від проби.

Практична значимість. Мінімальна похибка та максимальна контрастність забезпечуються при попередньому вирівнюванні поверхні проби ущільненням та напрямком пучка випромінювання на поверхню проби безпосередньо. У цьому випадку середня похибка вимірів може бути досягнута (при необхідній кількості вимірів) 0.2% абс. Таким

чиним, підготовка проб та опромінення їх, коли проба ущільнена і опромінюється матеріал проби безпосередньо, забезпечує найкращі результати збіжності контрастності і, в результаті, найменші похибки вимірювань.

Результати. Встановлено, що розкид показань, що характеризується середньою швидкістю рахунку із відносною похибкою для трьох варіантів вимірів різний і лежить в діапазоні від 0.28 % до 1.63 %. Контрастність так само різна й у межах 0.69-1.32. Опромінення проби через дно кювети через розсіювання гамма-випромінювання матеріалом кювети та його реєстрації детектором радіометра збільшує величину загальної інтенсивності від проби.

Ключові слова. Апаратурна похибка, контрастність, опромінення, проби, кювета, розпад радіонуклідів, оперативний контроль, вміст заліза, гірська маса, пристрій ПАКС, потік, розсіяне гамма-випромінювання.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-59-67

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. На сьогодні на гірничорудних підприємствах України для оперативного контролю якості залізних руд і продуктів їх переробки, широко використовуються рудничні радіометри типу ПАКС, які розроблені в проблемно-галузевої лабораторії Міністерства промислової політики України при Криворізькому національному університеті. На рис. 1 наведено загальний вид пристрою ПАКС.



Рис. 1. Загальний вигляд пристрою ПАКС

В даній роботі приводяться результати експериментів по визначенні величини апаратної похибки та її складових, дана оцінка похибки вимірювання вмісту заліза в порошкових пробах (клас крупності - 1 мм) і показаний зв'язок похибки з прийомами підготовки проб до опромінення і геометрією опромінення.

Аналіз публікацій. На даний час опубліковано багато науково-технічного матеріалу по способам використання розсіяного і прохідного гамма-випромінювання для оперативного контролю та управління якістю мінеральної сировини [2-5].

Постановка задачі. Для підвищення точності оперативного контролю якості мінеральної сировини з використанням рудничних радіометрів типу ПАКС необхідний комплексний підхід щоб врахувати основні і додаткові фактори, що впливають на точність вимірювань.

Викладення матеріалу та результати. Знання величини точності h дозволяє визначити ймовірну, середню і середньоквадратичну похибку і дає можливість оцінити надійність проведених вимірювань. Тому звісно виникає задача - визначити величину точності за результатами вимірювань. При цьому допускаємо, що всі вимірювання виконані однаково ретельно, тобто являються рівно-точними, і що випадкові похибки розподілені за законом Гауса [1].

Нехай результатами вимірювань інтегрального потоку розсіяного гамма-випромінювання N є числа

$$x_1, x_2, \dots, x_n \quad (1)$$

Розглянемо гіпотези, що величина, яка вимірюється, дорівнює x , а величина точності зроблених вимірювань дорівнює h .

При допущеннях про значення x і h ймовірність отримання результатів вимірювань дорівнює

$$\varphi(x - x_1)\varphi(x - x_2)\dots\varphi(x - x_n)d\varepsilon^n$$

Користуючись виразом для щільності нормального розподілу отримаємо [1],

$$\frac{h^n}{\pi^{n/2}} e^{-h^2[(x-x_1)^2+(x-x_2)^2+\dots+(x-x_n)^2]} d\varepsilon^n \quad (2)$$

Оскільки до випробувань всі значення x і h слід вважати рівно-ймовірними, то внаслідок теореми Бейеса ймовірність самої гіпотези є пропорційною (2), тобто дорівнює

$$Gh^n e^{-h^2[(x-x_1)^2+(x-x_2)^2+\dots+(x-x_n)^2]} \quad (3)$$

де G - постійний множник пропорційності, куди включені також незалежний від h і від x множників $d\varepsilon^n$.

Зазначимо, що, за будь-якої гіпотези щодо h , величина (3) буде найбільшою, якщо x обраний так, що сума мінімальна

$$(x - x_1)^2 + (x - x_2)^2 + \dots + (x - x_n)^2 = \sum_{i=1}^n (x - x_i)^2 \rightarrow \min.$$

Таким чином, виходячи з того, що помилки розподілені за законом Гауса, можна зробити висновок.

Найімовірнішим значенням, яке можна отримати з низки вимірювань однакової точності, є таке значення, для якого сума квадратів різниць цього значення та результатів вимірювань є найменшою [1]. Це називається принцип найменших квадратів.

Користуючись цим принципом, знайдемо найімовірніше значення величини x . Прирівнюючи похідну до нуля по x від суми квадратів, $\sum_{i=1}^n (x - x_i)'' = 0$ отримаємо

$$2 \sum_{i=1}^n (x - x_i) = 0,$$

звідки

$$x = \bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}. \quad (4)$$

При $x = \bar{x}$ справді має місце мінімум.

Отже, якщо випадкові помилки розподілені за законом Гауса, то найімовірнішим значенням x вимірюваної величини є середнє арифметичне значення.

Знаходження найбільш можливого значення точності h складніше. Замінімо x на \bar{x} (3) та здійснимо пошук максимальної точності h [1], отримаємо

$$G e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} (nh^{n-1} - 2h^{n+1} \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2) = 0$$

Звідки

$$h = 1 / \sqrt{2 \frac{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}{n}}. \quad (5)$$

Однак це значення h не є найімовірнішим (хоча й близько до нього), тому що ймовірність гіпотези h обчислена лише за однієї гіпотези. При цьому різниця $\bar{x} - x_i$ не є істинними помилками, які рівні $A - x_i$, де A - точне значення вимірюваної величини.

Обчислимо тепер ймовірність значення h , вважаючи, що x може приймати будь-які значення. В силу теореми додавання ймовірностей ми повинні підсумувати вирази (3) по всіх x від $-\infty$ до $+\infty$, що приведе до обчислення інтегралу [1]

$$P = Gh^n \int_{-\infty}^{\infty} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (x - x_i)^2} dx. \quad (6)$$

Для знаходження інтеграла (6) введемо нову змінну u , припустивши що $x = \bar{x} + u$, де \bar{x} визначено формулою (4).

Зауважимо, що з цієї формули випливає рівність

$$n\bar{x} - \sum_{i=1}^n x_i = \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i) = 0. \quad (7)$$

Зробивши вказану заміну змінних в інтегралі (6), отримаємо

$$P = Gh^n \int_{-\infty}^{\infty} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} + u - x_i)^2} du.$$

Зводячи дужки в показнику степеня в квадрат і використовуючи (7), отримаємо

$$P = Gh^n \int_{-\infty}^{\infty} e^{-h^2 \left[\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2 + 2u \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i) + nu^2 \right]} = Gh^n e^{h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} \int_{-\infty}^{\infty} e^{-nh^2 u^2} du. \quad (8)$$

В останньому інтегралі замінимо $hu\sqrt{n} = \frac{t}{\sqrt{2}}$, тоді $\int_{-\infty}^{\infty} e^{-nh^2u^2} du = \int_{-\infty}^{\infty} e^{-\frac{t^2}{2}} \frac{1}{h\sqrt{n}\sqrt{2}} dt = \frac{\sqrt{\pi}}{h\sqrt{n}}$,

$$\text{так що } P = Ghe^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} \frac{\sqrt{\pi}}{h\sqrt{n}} = \frac{Gh^{n-1} \sqrt{\pi}}{\sqrt{n}} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}$$

Рівність (8) дає ймовірність того, що за даних результатів вимірювань величина точності дорівнює h . Найбільш ймовірним значенням h буде таке, у якому вираз (8) буде максимальним.

Для того щоб знайти максимум, прирівняємо до нуля похідну dP/dh

$$\frac{G\sqrt{\pi}}{\sqrt{n}} e^{-h^2 \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2} \left[(n-1)h^{n-2} - 2h^n \sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2 \right] = 0.$$

Звідси випливає, що найімовірнішим значенням величини точності h , яке зазвичай сприймають як справжнє значення h , є

$$h = 1 / \sqrt{2 \frac{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2}{n-1}}. \quad (9)$$

При n досить великому вирази (9) та (5) практично збігаються.

Знаючи величину точності, визначимо величини ймовірної, середньої та середньої квадратичної похибок. Зокрема, для середньої квадратичної похибки знайдемо

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^n (\bar{x} - x_i)^2 / n - 1}. \quad (10)$$

Перш ніж перейти до розгляду прикладу, зробимо таку практичну вказівку. За наявності великої кількості вимірювань зручно не обчислювати середнє арифметичне безпосередньо, а чинити інакше. Вибравши за «умовний нуль» довільне значення x_0 , розглянемо замість результатів вимірювань x_1, x_2, \dots, x_n їх відхилення від x_0 , дорівнюють $x_1 = x_1 - x_0, x_2 = x_2 - x_0, \dots, x_n = x_n - x_0$.

Знайшовши середнє арифметичне цих відхилень

$$\Delta x = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - x_0) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i - x_0,$$

легко знайдемо і саме середнє арифметичне x

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i = x_0 + \Delta x$$

Таким чином, для обчислення середнього арифметичного значення вимірювань достатньо до довільно вибраного значення x_0 додати середнє арифметичне відхилення від x_0 [1].

Дослідження проводили з використанням серійного радіометра ПАКС-4, укомплектованого двома радіонуклідами Am-241 активністю по 2.4×10^8 Бк. Зонд приладу був налаштований інверсійно до h - відстань між детектором і поверхнею проби. Тривалість одного виміру - 10 с. Вимірювались як інтенсивність, так і вміст.

Відомо, що, при визначенні вмісту корисного компонента гамма-гама методом, загальна похибка складається з наступних доданків:

апаратної похибки;

похибки, обумовленої нерівномірністю розподілу корисного компонента у пробі;

мінливістю геометрії опромінення проб;

мінливістю гранулометричного складу проб.

У свою чергу, апаратна похибка вимірювань складається з похибки, обумовленої імовірнісним характером розпаду використовуваного радіонукліда, похибки в часі, пов'язаної з нестабільністю в часі параметрів роботи реєструючого тракту (обумовленої, наприклад, коливаннями живлення датчика і схеми напруги, температурної залежності роботи окремих вузлів радіометра), а для радіометрів ПАКС ще й похибок апроксимації.

Зазначені доданки апаратної похибки визначали експериментально, шляхом серій вимірювань швидкості рахунку N (що характеризує величину інтенсивності розсіяного випроміню-

вання) від стандартних зразків типу ДСО з вмістом заліза 5%, 10%, 14, 9%, 24,4%; 32%; 40%; 46 %.

У процесі експериментів встановлено, що тимчасова складова апаратурної похибки радіометра, що характеризується "відходом" швидкості рахунку від середнього значення за 6 годин роботи, лежить в межах 0,01-1 відсотків. Величина її визначається тільки якісними характеристиками датчика, а конкретніше - тимчасовою стабільністю фотоелектронного помножувача і джерела напруги, що його живить.

Величина похибки, пов'язаної з перерахунком величини вимірної інтенсивності випромінювання у відповідні їй значення вмісту заліза, визначалася наступним чином (похибка апроксимації): радіометр калібрували за еталонними зразками, потім встановлювали датчик радіометра на зразок з відомим вмістом заліза і проводили багаторазові вимірювання інтенсивності.

З записаних в пам'ять радіометра значень N вибирали ті, які збігалися за величиною зі значеннями інтенсивності від даного зразка при калібруванні або відрізнялися не більше ніж на 0,01%. Потім у режимі індикації вмісту фіксували значення вмісту заліза для вибраних значень N , які порівнювали з вмістом у зразку. По різниці значень визначали величину похибки апроксимації.

Середнє значення абсолютної похибки вимірювань, зумовлених апроксимацією, становить ± 0.36 % абс. або 2.1 % відносних.

Наведені в табл. 1 дані дають відповідь на питання, що часто виникає у користувачів радіометрів - про зв'язок зміни величини розсіяного випромінювання зі зміною вмісту корисного компонента.

Таблиця 1

Вміст заліза в еталонному зразку q_e , %	Калібрувальне значення інтенсивності, N імп/с	Робоче значення інтенсивності, N імп/с	Вимірне значення вмісту заліза, q_i , %	Похибка апроксимації, $(q_i - q_e)$	
				%, абс.	%, відн.
5	23063	23063	4.85	-0.15	-3.0
10	19152	19154	9.73	-0.27	-2.7
14.9	16011	16012	15.31	0.48	-3.22
24.4	12544	12544	24.9	0.5	2.49
32	10914	10916	31.45	-0.55	-1.75
40	9384	9385	39.7	-0.30	-0.75
46	8444	8442	46.24	0.26	1.13

Слід зазначити, що кількісні значення N не можна автоматично переносити на результати вимірювання заліза в дроблених і порошкових пробах, там істотну роль гратиме насипна щільність і геометрія опромінення проб, але якісний характер залежності залишається аналогічним.

Третій доданок апаратурної похибки - статистична похибка δ вимірювання швидкості рахунку імпульсів N , обумовлена імовірнісним характером розпаду використовуваного джерела випромінювання радіонукліда. Теоретично вона визначається як, %

$$\delta = \frac{100}{\sqrt{NT}}, \quad (11)$$

де T - час експозиції радіометра, с, N - швидкість рахунку імпульсів випромінювання, що реєструється, імп./с.

Як видно з виразу (11) δ є функцією двох змінних N та T , а оскільки у свою чергу N є функцією вмісту заліза і від цього змінюється у певних межах, то і величина статистичної похибки (навіть за $T = \text{const}$) перебуватиме у певних межах.

Діапазон зміни статистичної похибки не складно визначити для радіометра ПАКС-3, оскільки у нього $T = \text{const} = 16$ с, $N_{\text{max}} = 16000$, N_{min} рекомендується не менше 5000. Звідси $\delta = 0,2-0,35\%$ за інтенсивністю.

Для радіометра ПАКС-4, з його значно більшими можливостями як за допустимою швидкістю рахунку імпульсів ($N \leq 30000$), так і по діапазону експозицій ($T = 0,1-1000$ с) можна досягти статистичної похибки $\leq 0,018$ % за швидкістю рахунку. Цю величину можна вважати мінімально можливою апаратурною похибкою радіометра ПАКС-4.

Апаратурна похибка визначалася за результатами ста вимірів швидкості рахунку імпульсів розсіяного випромінювання від проб з максимальним (64 %) та мінімальним (24 %) значеннями вмісту заліза q . За критерій похибки взято величини середньоквадратичної похибки окремого

вимірювання числа імпульсів ΔS_n та середньоквадратичної похибки результату серії вимірювань ΔS_a , де

$$\Delta S_n = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n ((\Delta N_i))^2}{n-1}}; \quad (12)$$

$$\Delta S_a = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n ((\Delta N_i))^2}{(n-1) \cdot n}}, \quad (13)$$

де n - число вимірювань; ΔN_i - величина відхилення швидкості рахунку імпульсів i -того виміру від середнього значення у серії вимірів.

Аналіз показує, що розподіл швидкостей рахунку близький до закону нормального розподілу.

Для проби з $q=24\%$ $\Delta S_n = 26.0$ імп = 0.263% $\Delta S_a = 2.6$ імп = 0.0263%.

Для проби з $q=64\%$ $\Delta S_n = 21.9$ імп = 0.378% $\Delta S_a = 2.2$ імп = 0.0378%.

Як видно з порівняння значень ΔS_n та ΔS_a похибки у визначенні швидкостей рахунку суттєво відрізняються, що пояснюється різним внеском у сумарну похибку, зумовлену імовірнісним характером розпаду радіонукліду.

За значеннями наведених похибок оцінимо апаратну похибку вимірювань величини N швидкості рахунку імпульсів, що характеризує інтенсивність випромінювання. Для цього поставимо значення надійності $\alpha=0.999$, для заданої похибки та $n=100$ знаходимо з таблиць (наприклад [1]) коефіцієнт Стьюдента $t_\alpha=3.39$, та призначенням t_α і ΔS_a визначаємо похибку ΔN виміру N

$$\Delta N = \Delta S_a \cdot t_\alpha \quad (14)$$

Таким чином, апаратна похибка при зазначених режимах роботи радіометра та середніх швидкостях рахунку $=9914$ імп./с та $N_2=5791$ імп./с становить відповідно $\Delta N_1=8.8$ імп./с, $\Delta N_2=7.5$ імп./с, а результат вимірювання інтенсивності можна записати як $N_1=9914 \pm 8.8$ імп./с, $N_2=5791 \pm 7.5$. Відносна апаратна похибка

$$\varepsilon = \Delta N / \bar{N} \quad (15)$$

відповідно дорівнює $\varepsilon_1 = 0.089\%$ та $\varepsilon_2 = 0.13\%$.

Необхідно відзначити, що отримані значення апаратних похибок отримані із серії ста вимірювань, а при іншій кількості вимірювань вони будуть відмінними.

Так, в методиках застосування радіометрів рекомендується проводити вимірювання вмісту заліза в пробі серією з трьох вимірювань. У цьому випадку змінюються значення ΔS_n та t_α і, відповідно, значення ε_1 зростає до 4.87%, а ε_2 - до 6.82% за надійності $\alpha=0.999$.

До цих пір нами оцінювалася величина похибки вимірювання інтенсивності випромінювання, що виражається в числі зареєстрованих імпульсів. Тепер оцінимо середню величину апаратної похибки у відсотках вмісту заліза. Для цього знайдемо значення виразу контрастності [2].

$$\frac{2|\bar{N}_1 - \bar{N}_2| \cdot 100}{(\bar{N}_1 + \bar{N}_2) \cdot (q_2 - q_1)} \% \quad (16)$$

яка вказує на скільки відсотків у середньому змінюється інтенсивність випромінювання при зміні вмісту заліза на 1%. У даному випадку дорівнює 1.31.

Ділячи отримані середні значення величини знаходимо середні значення апаратної похибки вимірювання вмісту заліза. Для серії зі ста вимірів вона становитиме 0.084%, для серії з трьох вимірів - 4.47% (за рахунок зростання t_α з 3.37 до 31.6 та ΔS_n в $\sqrt{100/3}$ разів).

У методиці роботи радіометра вказується величина відносної похибки вимірювання 2%, що для нашого діапазону вмісту становить відповідно 0.48 та 1.28% абсолютних. Зазначені похибки з достовірністю $\alpha=0.999$ можуть бути забезпечені при вимірюваннях серією не менше ніж із семи вимірів. При серії ж із трьох вимірів вони забезпечуються з достовірністю $\alpha \approx 0.97$. При $\alpha = 0.9$ середня апаратна похибка серії з трьох вимірів складе $\approx 0.42\%$ абс.

Орієнтуючись на отримані значення апаратної похибки нами проведена серія експериментів щодо визначення величини похибок, що вносяться способом підготовки поверхні проби до опромінення, впливом геометрії опромінення, та вибору оптимального варіанту підготовки опромінення проб.

Вимірювання проводилися на повітряно-сухих пробах класу - 1 мм із вмістом заліза 24.4%, 38.4% та 64%. Було досліджено три варіанти підготовки та опромінення проб.

Варіант I - пробу насипали у кювету до її заповнення, зрізали надлишок матеріалу, а опромінення проводили через дно кювети.

У *варіанті II* пробу готували до опромінення так само, як і варіанті I, але опромінювали безпосередньо матеріал проби.

У *варіанті III* після зрізання надлишку поверхню проби ущільнюємо спеціальним пуансоном, вдавлюючи його в кювету до заданої глибини занурення.

Порядок розрахунку проб був наступним. Блок детектування встановлювали на пробу, робили три вимірювання величини N при експозиції 10, потім пробу повертали на 120° і знову проводили триразове вимірювання N , ще повертали на 120° і так само вимірювали N . Таким чином, при одному засипанні проби проводили дев'ять вимірювань інтенсивності N . Після цього робили чотири пересипки проби, проводячи зазначені вимірювання N після кожного пересипання.

Результати обробки даних експериментів зведено у табл. 2.

Таблиця 2

q	Варіант I Опромінення через дно кювети					Варіант II Опромінення зверху проби					Варіант III Опромінення зверху проби після ущільнення пуансоном					Контрастність, \bar{K} / Апаратурна похибка, $\bar{\varepsilon}$		
	\bar{N} , імп	ΔS_n , імп	ΔS_w , імп	Δ^*N , імп	ε , %	\bar{N} , імп	ΔS_n , імп	ΔS_w , імп	Δ^*N , імп	ε , %	\bar{N} , імп	ΔS_n , імп	ΔS_w , імп	Δ^*N , імп	ε , %	\bar{K}_1	\bar{K}_2	\bar{K}_3
24.4	12513	68.6	11.4	40.8	4.33	9945	93	15.5	55.5	0.56	9914	30.3	4.52	15.9	0.16	0.69	1.23	1.32
38.4	11269	38.53	9.14	35.5	0.315	8301	62.2	14.7	57.6	0.69	8118	63.4	9.45	33.3	0.41			
64	9472	39.8	6.37	22.7	0.24	6006	39	6.24	22.2	0.37	5774	28.7	4.28	15	0.27			
																1.63	0.54	0.28

Аналіз результатів показує, що розбіжність показань, що характеризується середньою швидкістю рахунку N із відносною похибкою ε для трьох варіантів різний і лежить в діапазоні від 0.28 % до 1.63%.

Контрастність так само різна й у межах 0.69-1.32.

Порівняно із середньою апаратурною похибкою виміру N рівною 0.11 % похибка у реальних вимірах зросла від 2.6 до 5 разів.

Беручи за критерій оцінки величини похибки ε та контрастності, слід вважати, що варіант III має мінімальну похибку вимірювання і максимальну контрастність і є кращим щодо вмісту заліза в порошкових пробах.

Максимальний розкид ($\varepsilon=1.63$) - для вимірювань за варіантом I.

Зупинимось докладніше на результатах вимірювань за варіантом I (опромінення проби через дно кювети), оскільки цей варіант найбільш широко поширений серед користувачів радіометрів через простоту підготовки проби до просвічування (не потрібно зрізання надлишків проби, вирівнювання її поверхні).

Опромінення проби через дно кювети через розсіювання гамма-випромінювання матеріалом кювети (товщина 1 мм Al) та його реєстрації детектором радіометра збільшує величину загальної інтенсивності від проби.

При цьому збільшення становить 26% для $q=24.3$ та 60% для $q=60$ (тобто в середньому 1% на 1% заліза).

Це збільшення інтенсивності не несе інформації про вміст заліза, а навпаки, знижує показник контрастності від 1.2-1.3 до 0.7

При порівнянні результатів трьох варіантів виміру виходить, що у варіанті III найменша розбіжність показань ($\varepsilon=0.28$) та найбільший коефіцієнт контрастності =1.32.

Оскільки для оцінки застосування того чи іншого варіанту необхідно розглядати два показники (ε і \bar{K}), то для вибору оптимального з варіантів пропонуємо ввести критерій Q , що характеризує величину відношення $\bar{K}/\bar{\varepsilon}$ тобто $Q = (\bar{K}/\bar{\varepsilon})$ тобто $Q=i$ як оптимальний варіант вважати той, у якого цей коефіцієнт максимальний.

Для першого з розглянутих варіантів $Q=0.42$, другого - $Q=2.28$, третього - $Q=4.7$.

Таким чином, підготовка проб та опромінення їх за третім варіантом (тобто проба ущільнена і опромінюється матеріал проби безпосередньо), забезпечують найкращі результати збіжності контрастності і, в результаті, найменші похибки вимірювань.

Необхідно відзначити, що дуже часто в методиках застосування радіометрів для визначення вмісту корисного компонента не вказується, при яких режимах вимірювання (тривалість експозиції, інтенсивність, кількість вимірів однієї проби) і з яким ступенем надійності забезпечується вказана точність контролю. Вважаємо це істотним недоглядом, з використанням радіонуклідів зі своїми імовірнісним характером розпаду величина похибки істотно залежить від цих режимів.

Для підтвердження на підставі даних експерименту розраховано величину похибки $\Delta\%$ визначення вмісту заліза для різних значень q вмісту заліза, числа n у серії вимірювань, надійності α і двох із зазначених вище варіантів підготовки проб та опромінення, значення яких наведені у табл. 3.

Таблиця 3

Номер варіанту	Вміст Fe, %	N	Δ, Fe			
			$\alpha=0.90$	$\alpha=0.95$	$\alpha=0.98$	$\alpha=0.99$
I	24.3	3	1.52	2.24	3.63	5.17
		5	0.86	1.12	1.51	1.85
		7	0.66	0.84	1.06	1.26
		10	0.52	0.64	0.80	0.93
		15	0.41	0.5	0.60	0.68
	64	3	0.87	1.29	2.08	2.98
		5	0.49	0.64	0.86	1.06
		7	0.39	0.49	0.63	0.74
		10	0.31	0.38	0.48	0.55
		15	0.25	0.3	0.37	0.42
III	24.3	3	0.45	0.73	1.18	1.68
		5	0.277	0.36	0.49	0.6
		7	0.213	0.27	0.35	0.41
		10	0.17	0.21	0.26	0.30
		15	0.13	0.16	0.2	0.23
	64	3	0.42	0.69	1.11	1.58
		5	0.26	0.34	0.46	0.57
		7	0.20	0.25	0.33	0.38
		10	0.16	0.19	0.24	0.28
		15	0.12	0.15	0.19	0.21

Розрахунки Δ велися за формулою

$$\Delta = \frac{\Delta S_n}{\sqrt{n}} \cdot t_\alpha(\alpha, n) / \frac{\bar{N}_{\max} - \bar{N}_{\min}}{q_{\max} - q_{\min}}, \quad (17)$$

де $t_\alpha(\alpha, n)$ - коефіцієнт Стьюдента для надійності, що задається α та числа n вимірювань у серії; $q_{\max} - q_{\min}$ - граничні значення вмісту заліза; $\bar{N}_{\max} - \bar{N}_{\min}$ - швидкості рахунку імпульсів, що відповідають граничним вмістом корисного компонента.

Як видно з табл. 2, похибка визначення вмісту значною мірою залежить від числа n обміру проб і необхідної надійності.

Слід зазначити, що величини значень Δ є орієнтовними (тут показано лише принцип зміни Δ) і не можуть бути автоматично перенесені в технічну характеристику радіометра, оскільки в процесі розрахунку Δ для спрощення було допущено, що q і N лінійні у всьому діапазоні q .

Висновки:

апаратурна похибка швидкості обчислення здебільшого визначається величиною статистичної похибки, обумовленої імовірнісним характером розпаду радіонукліду. Вона залежить від тривалості циклу вимірювання. Мінімальне значення цієї похибки $\approx 0.032\%$;

похибки, зумовлені підготовкою проб та методикою їх обчислення, в 2-4 рази перевищують апаратурну похибку;

мінімальна похибка та максимальна контрастність забезпечуються при попередньому вирівнюванні поверхні проби ущільненням та направлення пучка випромінювання безпосередньо на поверхню проби. У цьому випадку середня похибка вимірів може бути досягнута (при необхідній кількості вимірів) 0.2% абс.;

при опроміненні проби через матеріал кювети (дно) контрастність в ≈ 1.8 разів нижче, ніж при опроміненні безпосередньо матеріалу проби, що призводить до зростання похибки до 0.4-0.5% абс.;

величина похибки при визначенні вмісту значною мірою залежить від числа проведених вимірювань інтенсивності від проби.

Список літератури

1. Гмурман В.Е. Теорія ймовірностей та математична статистика, М.2002.- 480с.
2. Патент України №78353 «Спосіб визначення вмісту чорних та важких металів у порошкових пробах руд» /Азарян А. А., Василенко В. С., Лісовий Г.М., Василенко Є. С. , 2007 БІ №3.
3. Азарян А.А. Оперативний контроль за якістю мінеральної сировини / Азарян А.А., Вілкул Ю.Г., Колосов В.А. - М, Гірський журнал, 2005.- №5.-С.106-108.
4. Звіт з науково-дослідної роботи «Розробка геофізичних засобів оперативного контролю вмісту корисного компонента та ваги гірничої маси», Фонди КТУ № держреєстрації 00199u003291, 2000- С. 67-71.
5. Азарян В.А. Обґрунтування геометричних та технологічних параметрів системи оперативного контролю якості вихідної руди та продуктів збагачення / Азарян В.А., Трачук А.А.- Варна. -2007.-Стратегія якості у промисловості та освіті.- Т.1. -С. 487-491.
6. Монография под общей редакцией профессора А. Азаряна Оперативный контроль и управление качеством при добыче и переработке минерального сырья: / [А.А Азарян, В.А Азарян, В.В. Дрига, В.С. Моркун, А.А.Трачук и др.]- OKTAN PRINT s.r.o. 5. května 1323/9, Praha 4, 140 00 www.oktanprint.cz tel.: +420 770 626 166 jako svou 31. Publikaci Vydání první, 2020.-500с.
7. Operational quality control of ferrous metal ores/ A.A. Azarian, V.A. Azarian, V.S. Morkun.-Lambert, 2022.-91p.
8. Повідомлення про розроблення першої редакції проєкту національного стандарту. Retrieved from <http://uas.org.ua/ua/messages/povidomlennya-pro-rozroblennya-pershoyi-redaktsiyi-proektu-natsionalnogo-standartu-740/>
9. Gmurman V.E. Guide to solving problems in probability theory and mathematical statistics. M., Higher School, 1979.- 400 p.
10. Instructions for the operation of the powder sample analyzer. TOV "Rudpromgeofizika": Kriviy Riga, 2018. - 22 p.

УДК 614.841.4: 621.867.2

І. А. ЄВСТРАТЕНКО, канд. техн. наук,

Державний воєнізований гірничорятувальний (аварійно-рятувальний) загін ДСНС України, Кривий Ріг

Д. М. ФЕДЬКО, гірничий інженер, Компанія «ІнПро», Україна

Л. І. ЄВСТРАТЕНКО, канд. техн. наук, Компанія «ІнПро», Україна

В. М. РЯСНИЙ, канд. техн. наук, с.н.с., Науково-дослідний інститут безпеки праці і екології в гірничорудній і металургійній промисловості

Криворізького національного університету (НДІБПГ КНУ), м. Кривий Ріг

С. М. ЧУХАРЄВ, В.В. ЗАЄЦЬ, кандидати техн. наук, доценти

Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне

ПРОТИПОЖЕЖНИЙ ЗАХИСТ КОНВЕЄРНОГО ТРАНСПОРТУ НА ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ: СТАН ТА ПОШУК РІШЕНЬ ЩОДО ЙОГО ПІДВИЩЕННЯ

Мета. Проаналізувати стан протипожежного захисту одного з найбільш пожежонебезпечних об'єктів гірничорудного виробництва, а саме - конвеєрного транспорту. Визначити основні причини пожеж як на їх початковій стадії, так і на етапі розвитку. Розглянути вітчизняний та зарубіжний досвід, проведених попередніх експериментів та досліджень щодо визначення ефективності різних засобів пожежогасіння, засобів виявлення пожеж та оповіщення про них.

Методи дослідження. Обробка статистичних даних щодо причин пожеж, що мали місце в конвеєрних виробках (у тому числі в похилих стволах) шахт Криворізького залізрудного басейну та Марганецького ГЗК, а також на конвеєрних трактах об'єктів циклічно-поточної технології (ЦПТ) ГЗК.

Наукова новизна. Доопрацьовані «Вихідні технічні вимоги на проектування системи автоматичного пожежогасіння в похилих стволах, обладнаних стрічковими конвеєрами». Розроблені раціональні схеми пожежогасіння, з використанням найбільш ефективних засобів гасіння пожеж.

Практична значимість. Розглянуто важливість широкого використання конвеєрного транспорту на гірничорудних підприємствах України з відкритим та підземним способами видобутку корисних копалин. Проаналізовано місця високого пожежного навантаження та запропоновані дієві заходи щодо подальшого підвищення рівня протипожежного захисту цих об'єктів. Встановлено, що основними причинами виникнення пожеж на стрічкових конвеєрах є заштибовка привідних та натяжних барабанів, експлуатація пошкоджених стрічок та таких, які не відповідають діючим вимогам безпеки. Ще одна з причин - низький рівень технічного обслуговування конвеєрів.

Результати. На основі розгляду проблем та проведеного аналізу причин розвитку пожеж запропоновано закласти в робочі проекти найбільш сучасні, ефективні та надійні засоби пожежогасіння, зокрема на привідних станціях підземних стрічкових конвеєрів рекомендується встановлювати стаціонарні установки автоматичного водяного пожежогасіння УВПК (модернізований варіант УВПК - Б1), а на лінійній частині виробок з конвеєрним обладнанням - установки УЛГВ (модернізований варіант УВПС). Були проведені в умовах діючих гірничорудних підприємств Криворізького залізничного басейну натурні випробування опрацьованої в цілому системи пожежного захисту конвеєрних трактів.

Ключові слова: протипожежний захист, похилі стволи, конвеєрні тракти, засоби пожежогасіння та пожежної сигналізації.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-67-72

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Аналізуючи пожежі, що сталися (мали місце) на гірничорудних підприємствах, пов'язаних з експлуатацією конвеєрного транспорту, можна зробити висновок, що основними причинами їх виникнення є незадовільна організація робіт, низький рівень оснащення цих об'єктів сучасними засобами пожежогасіння та пожежної сигналізації, а також технічного обслуговування. Причинами розвитку пожеж є: запізнілі виявлення та початок гасіння, недостатня технічна підготовленість обслуговуючого персоналу до гасіння саме таких пожеж.

Викладення матеріалу та результати. На гірничорудних підприємствах України з відкритим та підземним способами видобутку корисних копалин широкого застосування набув конвеєрний транспорт. В першу чергу це пов'язано з великомасштабним впровадженням нових технологій. На відкритих гірничих роботах - це циклічно-поточна технологія (ЦПТ). Нині на рудних кар'єрах експлуатуються 8 ЦПТ, 10 конвеєрних ліній, 38 конвеєрних ставів. Загальна протяжність конвеєрів більш як 12000 м, в тому числі на підземних ділянках майже 9000 м. Тільки в умовах шахт АТ «Марганецький ГЗК», де використовується унікальна технологія видобутку руди, в постійній експлуатації знаходяться кілометри конвеєрних ліній та ставів, в тому числі похилих стволів, обладнаних стрічковими конвеєрами.

Розширення масштабів впровадження конвеєрного транспорту потребує вирішення ряду складних питань щодо забезпечення їх безпечної експлуатації і, в першу чергу, це стосується надійного протипожежного захисту. Пожежі, що мали місце в похилих стволах Новокриворізького гірничо-збагачувального комбінату (1985, 1986 рр.) та шахти №2 ім. Артема РУ ім. Кірова (1995 р., причому ця аварія класифікована як катастрофа), пожежі в конвеєрних виробках шахт 3/5 та 9/10 АТ «Марганецький ГЗК» (1998, 2020 рр.), пожежа на ДСФ шахти ім. Фрунзе ПАТ «Суша Балка» (2008 р.), а також пожежа на поверхневій ділянці ЦПТ ПАТ «Північний ГЗК» (2015 р.), разом з тим, що завдали великих матеріальних збитків підприємствам, показали їх виняткову потенційну небезпеку для людей, що там працюють [1,2].

З цієї інформації, а також з урахуванням того, що конвеєрні тракти мають дуже високе пожежне навантаження (конвеєрна стрічка, мінеральні мастила у гідромуфтах та редукторах, електричні кабелі та інше електрообладнання) можна зробити висновок: є нагальна необхідність прийняття термінових та дійових заходів щодо подальшого підвищення рівня протипожежного захисту цих об'єктів.

Як показує аналіз, переважна кількість загорянь відбувається на тих елементах стрічкових конвеєрів, що не мають автоматичного пожежогасіння або там, де ця автоматика була в неробочому стані.

Тільки в одному випадку (з усіх загорянь, що мали місце за останні роки на конвеєрному транспорті) пожежа була ліквідована на початковій стадії.

За даними аналізу, виконаного НДІБПГ [3], місця виникнення пожеж та загорянь на конвеєрних трактах гірничорудних підприємств розподіляються так (у % від загальної кількості пожеж, що мали місце): на привідних барабанах – біля 85%; на лінійних секціях – 12%; на натяжних станціях - 3%. Тобто переважна кількість пожеж (загорянь) виникає саме на привідних барабанах.

Основні причини виникнення пожеж на стрічкових конвеєрах: заштибовка привідних та натяжних барабанів, експлуатація пошкоджених стрічок та таких, які не відповідають діючим вимогам безпеки. Одна з основних причин - низький рівень технічного обслуговування конвеєрів.

Причинами розвитку пожеж на конвеєрах є: запізнілі їх виявлення та початок гасіння, недостатня підготовленість персоналу до гасіння таких пожеж на початковій стадії.

До особливостей, які характеризують виняткову пожежну небезпеку таких об'єктів, відносяться наступні:

час загоряння конвеєрної стрічки, армованої металевими тросами, дорівнює в середньому 10-15 хвилин, а швидкість розповсюдження полум'я по стрічці досягає 30 м/хв;

за наявності осередку пожежі під стрічкою достатньо 10-30 хв для її займання. Якщо не вжити своєчасних заходів щодо гасіння загоряння саме на початковій стадії воно швидко переростає в великомасштабну пожежу. Наприклад, горіння гумо-тросової стрічки довжиною 10 м та шириною 2 м в гірничій виробці площею перетину 8 м² та швидкості переміщення повітря 1,5 м/с призводить до підвищення температури газів в ній до 500-900 °С [3].

На основі ретельного аналізу вітчизняного та зарубіжного досвіду, проведених попередніх експериментів та досліджень щодо визначення ефективності різних засобів пожежогасіння, засобів виявлення пожеж та оповіщення про них НДЦБПГ спочатку були опрацьовані «Вихідні технічні вимоги на проектування системи автоматичного пожежогасіння в похилих стволах, обладнаних стрічковими конвеєрами», а потім, за участі ДП «ДПП» «Кривбаспроект», і сам проект (на прикладі діючих гірничорудних підприємств Кривбасу) [4,5].

Ці вимоги складаються з трьох основних розділів:

у першому розділі відображені загальні вимоги протипожежного захисту конвеєрних трактів. В них особлива увага спрямована на необхідність використання засобів пожежогасіння, що працюють в автоматичному режимі;

у другому розділі детально викладені вимоги щодо пожежної сигналізації, пожежних оповіщувачів та ліній зв'язку;

в останньому розділі приведені рекомендації щодо розміщення засобів пожежогасіння та сигналізації безпосередньо на об'єктах, що входять в комплекс похилих стволів.

Слід зазначити, що в подальшому основні положення цих вимог увійшли в розроблені НДЦБПГ «Методичне керівництво по проектуванню протипожежного захисту шахт та підземних трактів ЦПТ ГЗК» та «Правила безпеки при проектуванні та експлуатації об'єктів ЦПТ ГЗК», а також «Правила охорони праці під час розробки родовищ корисних копалин відкритим способом».

В робочих проектах, що розробляються ДП «ДПП» «Кривбаспроект» у теперішній час за замовленнями підприємств закладені найбільш сучасні, ефективні та надійні засоби пожежогасіння. Так, на привідних станціях підземних стрічкових конвеєрів рекомендується встановлювати розроблені компанією «ІнПро» (м. Кривий Ріг) стаціонарні установки автоматичного водяного пожежогасіння УВПК (модернізований варіант УВПК - Б1), а на лінійній частині виробок з конвеєрним обладнанням - установки УЛГВ (модернізований варіант УВПС) [3].

Установка УВПК являє собою автономний засіб водяного пожежогасіння дренчерного типу і приєднується до стаціонарного протипожежного закільцьованого трубопроводу. Схема установки показана на рис. 1.

Як видно з рис. 1, установка складається з клапана 1 з фільтром 2 і реле тиску 3 для відкриття конвеєра, розподільчого трубопроводу 7, що включає в себе відповідні труби, секції, патрубки та розпилювачі води 8.

Установка має два режими експлуатації:

стан очікування застосування, коли пожежа відсутня. При цьому частина установки по клапан 1 включно заповнена водою під тиском, клапан закритий, спонукальний трубопровід також заповнений водою під тиском;

стан роботи, коли внаслідок аварійного підвищення температури установка в автономному режимі або вручну включається в роботу.

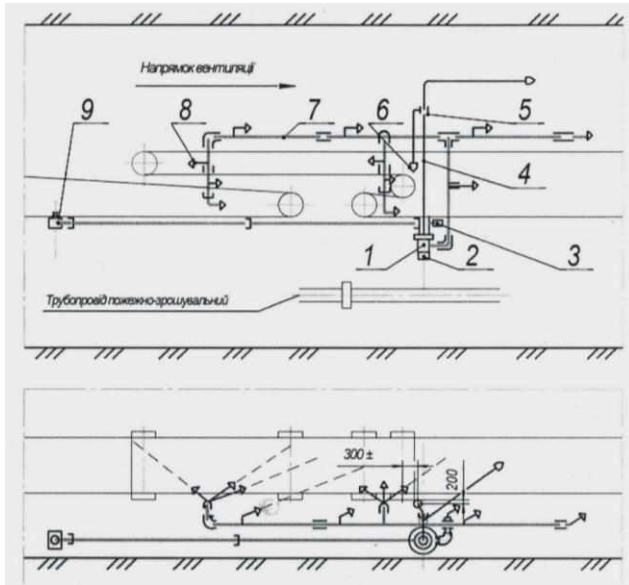


Рис. 1. Загальна (принципова) схема установки УВПК

Установка працює в такий спосіб: при аварійному підвищенні температури (понад $+68\text{ }^{\circ}\text{C}$) в зоні розташування будь-якого з спринклерів 6, руйнується його тепловий замок, спринклер розкривається і випускає воду зі спонукального трубопроводу 4. Тиск води в спонукальному трубопроводі 4 різко знижується і клапан 1 відкривається, пропускаючи воду в розподільчий трубопровід 7 до розпилювачів води 8. Розпорошена вода подається в усі пожежо-небезпечні зони привідної станції конвеєра і гасить осередки пожежі. Одночасно реле тиску води 3 розриває контакти в ланцюзі управління конвеєром і вимикає його привід.

Технічна характеристика установки:

мінімальний робочий тиск, МПа, не менше як - 0,35
 максимальний робочий тиск, МПа, не більше як - 2,0
 статичний тиск води перед установкою, МПа, не більше як - 2,5
 витрати води, $\text{м}^3/\text{ч}$, не менше як - 36-44

температура спрацьовування теплового датчика (спринклера), $^{\circ}\text{C}$ - 47 або 72

інтенсивність зрошення, $\text{л}\cdot\text{с}/\text{м}^2$, не менше як - 0,1

Для ручного включення установки в роботу необхідно повернути на 90° рукоятку кульового крана 9. При цьому також відбувається відключення приводу конвеєра.

Закладений в основу експлуатації УЛГВ метод локалізації та гасіння пожеж полягає в їх розташуванні по всій довжині виробок, що підлягають захисту, з певним кроком, величина якого вибирається в залежності від швидкості повітряного струменя, площі поперечного перетину та пожежного завантаження цих виробок. Крім того, вказані фактори визначають глибину водяної завіси, що формується установками, при якій відбувається охолодження газоповітряного потоку до температури не більше як 200° , завдяки чому виключається можливість виникнення пожежі за установкою.

Сама установка УЛГВ (рис. 2) складається з засувки 1, запірного засобу 2, спонукального трубопроводу 3, зі спринклерів 4, засобу ручного пуску 5 та розподільчого трубопроводу 6 зі зрошувачами 7. Останні розміщуються у виробках так, щоб водяна завіса, яку вони формують, повністю перекривала їх перетин.

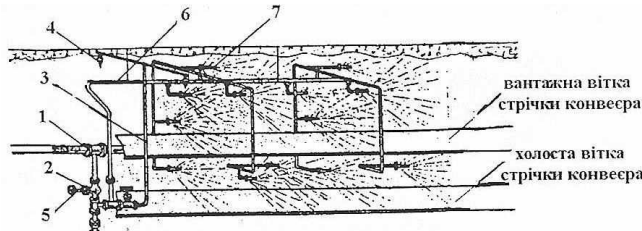


Рис. 2. Принципова схема установки УЛГВ

Основні технічні дані установки:
 площа поперечного перетину виробки, що захищається, м^2 - 15-20;
 робочий тиск, МПа, не менше як - 0,6;
 статичний тиск води перед установкою, МПа, не більше як - 2,5;

витрати води через установку, $\text{м}^3/\text{ч}$, не менше як - $0,1\cdot 10^{-8}$;

інтенсивність зрошення поверхні виробки та конвеєра, $\text{м}^3/\text{см}^2$, не менше як $0,1\cdot 10^{-3}$;

температура спрацьовування, $^{\circ}\text{C}$ - 72.

На наведені установки компанія «ІнПро», окрім робочої конструкторської та експлуатаційної документації, має повний комплект дозвільних документів, а саме: технічні умови системи водяного пожежогасіння дренчерного типу ТУ У 28.2-32693579-001:2019; дозвіл на застосування; сертифікати відповідності.

Оригінальність технічних рішень захищена патентом України за номером 134446.

Практикою доведено, що основною вогнегасною речовиною під час гасіння пожеж різних класів залишається вода. Тому на початковому етапі розроблення проекту на привідних станціях стрічкових конвеєрів, розташованих на денній поверхні, було рекомендовано встановлювати УВПК, але з різними схемами подачі води: при позитивних температурах оточуючого середовища (літній режим) використовується та ж сама схема, що і для підземних умов; при від'ємних температурах оточуючого середовища (зимовий режим) використовується схема з прокладанням сухотрубів. У подальшому, як альтернативний варіант, саме для умов експлуатації конвеєрів на денній поверхні при від'ємних температурах оточуючого середовища, було розроблено принципово нову систему автоматичного пожежогасіння АСПК. До складу цієї системи входять установка порошково-газового пожежогасіння модульного типу МУП-50, оповіщувачі теплові і пожежні, ручний пожежний оповіщувач, лінії пожежної сигналізації, засоби світлової та звукової сигналізації [6].

З метою підвищення надійності та ефективності протипожежного захисту конвеєрного транспорту також проектами додатково було передбачено обладнувати усі привідні станції високонапірними піно-генераторами ЕПГ-2П конструкції НДІБПГ. Піно-генераторна установка (рис. 3) складається з, власне, піно-генератора 1, ємності для піноутворювача 2, піно-змішувача 3 та з'єднувальних гнучких рукавів 4. Піно-генератор являє собою ежекційний водоструменевий апарат, на вході якого змонтовано розпилювач води та змішаного з нею піноутворювача, а на виході – пакет з двох паралельно розташованих плоских металевих сіток. У критичному перетині піно-генератора встановлено пневматичний трубчатий колектор з отворами, спрямованими в бік пакета сіток. Піно-змішувач призначений для одержання розчину піноутворювача заданої концентрації шляхом ежекції піноутворювача з ємності та подальшого подання цього розчину на піно-генератор.

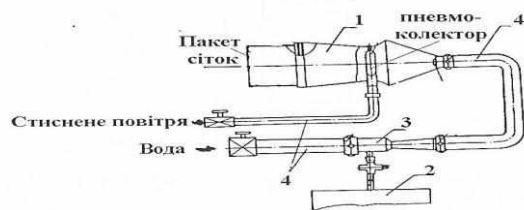


Рис. 3. Піно-генераторна установка ЕПГ-2П

На основі проведених лабораторних досліджень визначені такі основні параметри установки: продуктивність щодо піни, $\text{м}^3/\text{с}$ - 0,9; кратність піни, не менше як - 350; робочий (номінальний) та мінімальний тиск повітря в робочій пневмережі, МПа, відповідно

- 0,5 та 0,3

робочий (номінальний) та мінімальний тиск води в робочій водо-мережі, МПа, відповідно - 0,5 та 0,2.

Масло-станції рекомендується обладнувати системою автоматичного порошково-газового пожежогасіння з розподільчими трубопроводами (АУП) [7,8].

Електропідстанції, окрім ручних порошкових вогнегасників, рекомендується обладнувати стаціонарними порошковими установками з ручним пуском ВП-90 або УППС-50 конструкції НДІБПГ. Остання включає (рис. 4) корпус 1, кронштейни нижній 2 та верхній 3, робочий вузол 4, напірний 5 та розподільчий 6 напірні рукави.

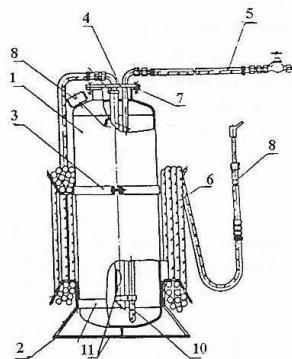


Рис. 4. Порошкова пожежогасильна установка УППС-50

Корпус виготовлений на базі стандартного газового балона ємністю 50 л та має фланець 7 і заправну горловину 8. Кронштейни 2 і 3 призначені для укладення розподільчого рукава 6 з встановленим на його кінці розпилювачем порошку 8. Робочий вузол 4 складається з кришки 9, зпушувача 10 та сифонної трубки 11.

Паралельно з розробленням конструкцій наведених засобів пожежогасіння, були опрацьовані також їх основні технічні параметри, в тому числі на основі відповідних розрахунків [9,10].

Натурні випробування опрацьованої в цілому системи пожежного захисту конвеєрних трактів були проведені в умовах діючих гірничорудних підприємств Криворізького залізрудного басейну. В іспитах брали участь представники багатьох зацікавлених організацій та служб, які дали їй високу оцінку. Повномасштабна реалізація проекту на практиці сприятиме не тільки підвищенню надійності протипо-

жежного захисту цих об'єктів, безпеки праці гірників, але також підвищенню продуктивності праці та ефективності виробництва в цілому.

Список літератури

1. **Чердиченко О.Є., Євстратенко І.А., Рясний В.М.** Стан аварійності на підприємствах гірничодобувної галузі України / Науково-виробничий журнал «Охорона праці», № 4. - 2022.
2. Виконати всебічний аналіз обставин та причин виникнення аварій і аварійних ситуацій на гірничорудних підприємствах та розробити практичні рекомендації щодо їх попередження / Щорічні звіти НДІБПГ, Кривий Ріг.
3. Щодо підвищення пожежної безпеки конвеєрних трактів на гірничорудних підприємствах/**Рясний В.М., Ющенко Ю.М.** / Зб. наук. праць НДІБПГ «Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу: Вип. 4. - Кривий Ріг, 2002. - С. 58-64.
4. Отработать в промышленных условиях и разработать типовой проект системы автоматического пожаротушения для наклонных стволов, оборудованных ленточными конвейерами. – Отчет НИИБТГ, № гос. регистрации 0294V001435, 2003 г.
5. Разработать рабочий проект, изготовить и поставить противопожарное оборудование, выполнить шефмонтаж, наладку и провести приемо-сдаточные испытания системы автоматической противопожарной защиты приводных станций ленточных конвейеров ДСФ ШУ ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог». – Отчет НИИБТГ, № регистрации 2607, 2010.
6. **Рясний В.М., Ющенко Ю.М.** Нова автономна порошково-газова установка автоматичного пожежогасіння для приводних станцій стрічкових конвеєрів. – Вісник КНУ, випуск 21, Кривий Ріг, 2008. - С. 171-174.
7. О пожарной опасности маслостанций / **Осадчий А.В., Дикенштейн И.Ф., Рясной В.М.**// Зб. наук. праць НДІБПГ «Охорона праці та навколишнього середовища на підприємствах гірничо-металургійного комплексу: Вип. 9, – Кривий Ріг, 2007. - С. 40-45.
8. Автоматическая противопожарная защита подземных пожароопасных объектов железорудных и угольных шахт/ **Рясной В.М., Ющенко Ю.Н., Евстратенко И.А.** / Вісник КНУ, вип. 23, - Кривий Ріг, 2009. - С. 173-178.
9. **Рясний В.М., Ющенко Ю.М.** Методика розрахунку параметрів режиму роботи засобів автоматичного пожежогасіння в похилих стволах, обладнаних стрічковими конвеєрами. - Вісник КГУ, вип. 13. - Кривий Ріг, 2006. - С. 179-182.
10. **Рясний В.М., Ющенко Ю.М.** Автоматичні системи пожежогасіння - як засіб підвищення пожежної безпеки надшахтного комплексу. – Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників», Дніпропетровськ, 2008.

УДК 622: 553.31 (477.63)

В.Д. ЄВТЄХОВ, д-р геол.-мінерал. наук, проф., О.С. ДЕМЧЕНКО, канд. геол. наук, Г.І. ЄРЕМЕНКО, канд. техн. наук, доц.
Криворізький національний університет
Є.В. ЄВТЄХОВ, канд. геол. наук, доц., С.В. САЖЕНЄВ, начальник техн. відділу
ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»

ПРИРОДНІ Й ТЕХНОГЕННІ ЧИННИКИ СТІЙКОСТІ ГІРНИЧИХ МАСИВІВ КАР'ЄРІВ ПІВНІЧНОГО ГЗК

Мета. Ганнівське та Первомайське родовища магнетитових кварцитів розробляються Північним гірничозбагачувальним комбінатом, починаючи з 1963 р. Розташування їх у зоні перетину Криворізько-Кременчуцького та Девладівського глибинних розломів обумовило складну геологічну будову, багатоетапну історію формування продуктивних і вмісних товщ родовищ.

Методи дослідження. Наслідком стала строкатість мінерального складу, структури, текстури руд і порід і, як наслідок, варіативність їх фізичних, технічних властивостей, показників стійкості підроблених гірничих масивів у бортах кар'єрів.

За результатами виконаних авторами комплексних геологічних, мінералогічних, хімічних, гідрогеологічних, фізичних, технічних, технологічних досліджень, були виділені головні фактори впливу на міцність рудних і породних масивів родовищ.

Вплив мінералогічного фактору проявлений кількісним співвідношенням у складі руд і порід мінералів різної твердості (за Ф. Моосом, від 1 у тальку до 8 у гранату) і з різною спайністю (від дуже досконалої у тальку, хлориту до недосконалої у кварцу, магнетиту).

Наукова новизна. Геологічний фактор реалізований через особливості стратиграфії (чергування в розрізі верств руд і порід різної міцності) та тектоніки родовища (велика кількість розривних порушень з різним ступенем дроблення руд і порід), а також через різну міру метасоматичних, гіпергенних їх перетворень.

Значення гідрогеологічного фактору полягає в різній обводненості руд і порід та різному впливі зволоження на їх фізичні й технічні характеристики.

Практична значимість. Роль геодинамічного фактору обумовлена особливостями технологій буро-вибухових, розкривних, добувних, навантажувально-розвантажувальних робіт, які спричиняють порушення напружено-деформованого стану гірничих масивів.

Результати. З використанням отриманих даних була розроблена класифікація гірничих масивів обох родовищ за їх стійкістю, проведене районування родовищ за цим показником, складені карти стійкості гірничих масивів Первомайського та Ганнівського кар'єрів.

Ключові слова: родовища магнетитових кварцитів, геодинамічний фактор, обводненість руд і порід.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-72-79

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Ганнівське та Первомайське родовища магнетитових кварцитів, відомі з кінця XIX ст., розробляються одноіменними кар'єрами Північного гірничо-збагачувального комбінату (ПівнГЗК), починаючи з 1963 р. Особливості геологічної позиції родовищ, розташованих у зоні перетину двох глибинних розломів - субмеридіонального Криворізько-Кременчуцького та субширотного Девладівського обумовило складну багатоетапну історію їх формування. До геологічних процесів, що мали визначальний вплив на будову родовищ та склад, властивості руд і вмисних порід, відносяться седиментогенез, діагенез, динамотермальний, динамічний, шоковий метаморфізм, тектогенез, натрієвий метасоматоз, гіпергенез.

Продуктивна товща Первомайського родовища представлена об'єднаною товщею п'ятого та шостого залізистих горизонтів саксаганської світи; Ганнівського - лежачою пачкою першого залізистого горизонту, яка за схемою стратиграфічного розчленування саксаганської світи також відповідає п'ятому-шостому залізистим горизонтам.

Виконані протягом останніх років авторами цієї публікації детальні мінералогічні дослідження показали, що в складі продуктивних і вмисних товщ обох родовищ присутня велика кількість (понад 100) рядових мінеральних різновидів руд і гірських порід. За близькістю складу, властивостей, генезису вони були скомпоновані в 15 (для кожного родовища) об'єднаних різновидів. Значна варіативність мінерального складу, фізичних, технічних властивостей руд і порід обумовлює мінливість їх щільнісних, міцнісних показників, стійкості породних масивів у забоях кар'єрів.

На міцність прибортових масивів кар'єрів впливають також техногенні фактори, обумовлені техніко-технологічними параметрами гірничодобувної діяльності. Зі зростанням глибини кар'єрів, збільшення загального кута нахилу бортів ускладнюються гірничо-геологічні умови добувних робіт. Процеси врівноваження природних сил стають більш швидкоплинними і супроводжуються проявами (зсуви, осипи, вивали тощо), які порушують безпеку ведення гірничих робіт і стану навколишнього середовища.

Протягом останніх років цілеспрямовані дослідження геодинамічного стану породних масивів прибортових частин Первомайського та Ганнівського кар'єрів, їх стійкості до дії природних і техногенних факторів системно не виконувались. У той же час великий об'єм нагромадженого первинного матеріалу потребує систематизації, узагальнення, аналізу, а на цій основі – розробки актуалізованих схем залежності показників стійкості гірничих масивів від природних і техногенних факторів.

Аналіз досліджень і публікацій. Питання геодинамічного стану породних масивів добувних підприємств Криворізького басейну розглядали Ю.П. Астаф'єв, К.В. Бабій, Ф.А. Белаєнко, Д.І. Бетін, В.Ф.Бизов, В.Г. Борисенко, В.Т. Глушко, Г.В. Губін, В.Д. Євтехов, Г.І. Єрьоменко, А.А. Титлянов, Г.В. Тохтуєв, М.С. Четверик, Ю.М. Ніколашин та ін. [1,5,6,16,19].

Стосовно відкритих гірничих робіт, головними напрямками досліджень були: визначення причин та проявів деформацій масивів гірських порід; вивчення їх розвитку в гірничих масивах за даними маркшейдерських спостережень; встановлення впливу геологічних особливостей родовищ і міцності гірських порід на вибір граничних параметрів уступів і бортів кар'єрів; розра-

хунок геомеханічних схем стійкості підроблених бортів кар'єрів з крутою та пологою верствуватістю гірничих масивів; забезпечення безпечного стану бортів глибоких кар'єрів; прогнозування стійкості укосів і управління станом бортів кар'єрів.

За результатами досліджень, були виявлені особливості впливу природних і техногенних факторів на стійкість гірничих масивів, підроблених відкритими виробками. Були розроблені рекомендації з обліку неоднорідності фізичного, технічного стану масивів руд і порід при оперативному, перспективному плануванні буро-вибухових, добувних робіт. Були розроблені моделі розташування бортів кар'єрів у масивах руд і гірських порід з різним складом, структурою, текстурою і, як наслідок, різними фізичними, технічними властивостями, обводненістю, тектонічною порушеністю.

Головний недолік раніше виконаних робіт - недостатня комплексність досліджень, зосередженість авторів, головним чином, на технічних характеристиках гірничих масивів. Для розроблених моделей характерний їх опис як однорідних середовищ без урахування мінливості мінерального, петрографічного складу, структури, текстури, фізичних, технічних властивостей руд і гірничих порід, особливостей геології, гідрогеології гірничих масивів.

Більшість попередніх робіт була виконана в період проектування кар'єрів і перших років їх роботи. За останні 40-50 років гірничо-геологічні умови значно змінилися у зв'язку з поглибленням кар'єрів і розширенням фронту гірничодобувних робіт. У складі гірничої маси, яка вилучається з надр, з'явилися руди й гірські породи, які суттєво відрізняються за фізичними, технічними характеристикам від аналогічних за мінеральним складом руд і порід верхніх гіпсометричних горизонтів родовищ. Нагромадження новітніх даних потребує їх узагальнення та аналізу, актуалізації існуючих уявлень про геодинамічні особливості родовищ.

Постановка задачі. Метою роботи було узагальнення та аналіз новітніх гірничих і супровідних геологічних, мінералогічних, гідрогеологічних, геофізичних даних, актуалізація на цій основі існуючих відомостей про щільнісні, міцнісні показники руд і порід та стійкість підроблених породних масивів прибортових частин Первомайського та Ганнівського кар'єрів.

Для досягнення мети вирішувались такі задачі: аналіз результатів раніше виконаних досліджень; проведення геологічного опробування руд і гірничих порід продуктивних і вмісних товщ обох родовищ; мінералогічне, хімічне дослідження руд і порід, ідентифікація їх мінеральних різновидів; визначення фізичних, технічних показників руд і гірничих порід, їх класифікування за цими показниками; виконання геологічних, геофізичних, гідрогеологічних спостережень у забоях кар'єрів, виявлення геомеханічних порушень прибортового масиву; проведення аудіомагнітотелуричного зондування обводнених ділянок інтенсивного зсуву гірничих масивів; складання узагальненої оцінки впливу геологічних, мінералогічних, геофізичних, гідрогеологічних факторів на фізичні, технічні характеристики руд і порід та, як наслідок, на стійкість гірничих масивів; статистична обробка результатів досліджень, представлення даних у аналітичній і графічній формах, розробка класифікацій стійкості гірничих масивів; побудова карт поширення геодинамічних порушень.

Методи досліджень - геологічні, гідрогеологічні, геофізичні (дослідження забоїв кар'єрів, картування), мінералогічні (відбір проб руд і порід, визначення їх складу, структури, текстури), хімічні (визначення фазового складу заліза в рудах і гірничих породах), технічні (щільнісні та міцнісні характеристики руд і порід). Всі геологічні, мінералогічні, хімічні, фізичні, технічні дослідження й випробування проводились у сертифікованих лабораторіях у відповідності з вимогами ДСТУ та ГОСТ.

Викладення та обговорення результатів. Дослідження мали таку черговість і зміст.

1. Вивчення впливу *мінералогічного фактору* на міцнісні показники руд і вмісних гірських порід і, як наслідок, на стійкість підроблених гірничих масивів. Як відомо [3,8,11,14,15,17,18,20], продуктивна та вмісна товщі обох родовищ характеризуються значною мінералогічною та петрографічною строкатістю. До складу руд і гірничих порід входять близько 150 мінеральних видів і різновидів, які відносяться до всіх найбільш поширених класів: прості речовини (графіт); галогеніди (галіт, сильвін, карналіт, бішофіт); сульфіди (пірит, піротин, арсенопірит, халькопірит, галеніт, сфалерит); оксиди й гідроксиди (кварц, магнетит, гематит (залізна слюдка, мартит, дисперсний гематит), гідроксиди заліза (гетит, дисперсний гетит, лепідокрокіт), ільменіт, рутил); карбонати (кальцит, арагоніт, доломіт, анкерит, сидерит, сидероплезит, пістомезит, брейнерит); сульфати (гіпс, барит, целестин, ярозит, копіапіт); силікати (альбіт, кумінгтоніт, рибекіт, актиноліт, егірін,

біотит, тетраферибіотит, мусковіт, флогопіт, селадоніт, тальк, мінесотаїт, хлорит, палигорськіт, серпентин, каолініт, гранат (альмандин), циркон, турмалін, титаніт та ін.).

За будовою кристалічної ґратки, в складі руд і гірських порід родовищ виділяються мінерали всіх відомих структурних мотивів: координаційні (магнетит, гематит, ільменіт, пірит, галеніт, сфалерит, галіт, сильвін); островні (кальцит, арагоніт, доломіт, анкерит, сидерит, сидероплезит, пістомезит, брейнерит, апатит, гранат, циркон, титаніт); кільцеві (турмалін); ланцюгові та стрічкові (кумінгтоніт, рибекіт, актиноліт, егірін); шаруваті (біотит, тетраферибіотит, мусковіт, флогопіт, селадоніт, палигорськіт, серпентин, хлорит, каолініт); каркасні (кварц, альбіт, мікроклін).

Рудо-, породо-утворювальні, а також другорядні та акцесорні мінерали в певних асоціаціях присутні в складі руд і порід родовищ. Кількісне переважаання одного, двох, іноді трьох мінералів визначає фізичні, технічні, технологічні властивості руд і порід, обумовлені фізичними властивостями мінералів. Наприклад, низька міцність, схильність до міжшарового прослизання тальк-вмісних сланців скелюватської світи спричинена низькими міцнісними показниками (твердість за Ф. Моосом 1-2) та досконалою спайністю їх породоутворювальних мінералів - шаруватих силікатів тальку, хлориту, серпентину. Висока геодинамічна стійкість верств магнетитових, залізнослюдко-магнетитових кварцитів обумовлена, в першу чергу, відсутністю в їх складі мінералів з низькою твердістю та кількісним переважаанням кварцу, магнетиту, гематиту, які характеризуються високою твердістю (5-7 за Ф. Моосом) та відсутністю спайності.

Важливими при виконанні геодинамічних досліджень є показники густини й об'ємної маси, насипної маси руд і порід. Вони залежать від кількісного співвідношення мінералів високої (магнетит, гематит - понад 5000 кг/м³), середньої (гранат, кумінгтоніт, біотит, сидерит, егірін, рибекіт та ін. - від 3000 до 4500 кг/м³) та низької (кварц, кальцит, доломіт, тальк, мінесотаїт, каолініт та ін. - менше 3000 кг/м³) щільності. З цим пов'язані, з одного боку, низькі густинні показники тальк-вмісних і кварц-мусковітових сланців скелюватської світи, доломітових мармурів гданцівської світи, а з другого, - високі показники густини залізно-слюдко-магнетитових, магнетитових кварцитів, егіринових і рибекітових метасоматитів продуктивних товщ обох родовищ.

Отже, вплив мінерального складу на міцність руд і порід реалізується через фізичні властивості мінералів, головним чином, спайність і твердість за Ф. Моосом. Мінералогічна й петрографічна відмінність рудних і породних товщ родовищ спричинена різним кількісним співвідношенням мінералів у їх складі. Руди й гірничі породи обох родовищ автори віднесли до чотирьох груп, які характеризуються різною стійкістю в підроблених гірничих масивах:

1 - *високою* - руди, а також гранітоїди дніпропетровського комплексу, амфіболіти новокриворізької світи;

2 - *помірною* - кварцити мусковітові скелюватської світи; кварцити мусковіт-рогово-обманко-біотитові новокриворізької світи; мармури доломітові та кварцити мусковіт-біотитові гданцівської світи;

3 - *низькою* - сланці кварц-мусковітові скелюватської світи; сланці мусковіт-рогово-обманко-кварц-біотитові новокриворізької світи; сланці мусковіт-кварц-біотитові гданцівської світи; мергелі осадового чохла;

4 - *дуже низькою* - сланці тальк-вмісні скелюватської світи; глини, суглинки та піски осадового чохла. Різні за хімічним складом і будовою кристалічної ґратки мінерали по-різному реагують на прояви епігенетичних процесів (регресивний метаморфізм, метасоматоз, гіпергенез та ін.), а також на техногенні явища (бурові, вибухові, добувні, розкривні, навантажувально-розвантажувальні, транспортувальні та інші роботи).

З викладеного випливає, що первинним, сингенетичним фактором, від якого визначальним чином залежить стійкість гірничих масивів, є мінералогічний.

2. Вплив *геологічного* фактору на міцність масивів гірських порід реалізується через особливості стратиграфії, тектоніки родовищ, проявів епігенетичних (метасоматичних, гідротермальних, гіпергенних та ін.) змін руд і порід.

Стратиграфія саксаганської світи обох родовищ характеризується чергуванням залізистих і сланцевих горизонтів [3,8,14,15,17,20,21]. Залізисті горизонти продуктивних товщ (п'ятий і шостий Первомайського родовища та лежача пачка першого залізистого горизонту Ганнівського родовища) складені магнетитовими, залізнослюдко-магнетитовими, силікат-магнетитовими квар-

цитами, мінеральними асоціаціями яких обумовлені висока міцність руд і геомеханічна стійкість їх масивів.

Більш низькими показниками характеризуються складені магнетит-силікатними кварцитами непродуктивні залізисті та декілька сланцевих горизонтів (перший, другий, сьомий залізисті й сьомий сланцевий горизонти Первомайського родовища та нульовий, перший (висяча пачка), другий, третій залізисті горизонти й другий, третій, четвертий сланцеві горизонти Ганнівського родовища). Ще більш низькі геомеханічні показники властиві для масивів, складених породами сланцевих горизонтів лежачого боку та осадового чохла обох родовищ.

У відповідності з даними про петрографічний склад стратиграфічних горизонтів, пачок, підпачок, світ, підсвіт, якими складені масиви обох родовищ, вони були поділені на чотири категорії за показниками стійкості в гірничих масивах:

1 - стійкі (продуктивні товщі обох родовищ, а також перекриваючі та підстеляючі їх залізисті горизонти, перекриваючі сланцеві горизонти, нижня підсвіта новокриворізької світи, дніпропетровський комплекс гранітоїдів);

2 - помірно стійкі (тіла гіпергенно змінених руд і порід продуктивних і вмісних товщ, підстеляючі сланцеві горизонти, гданцівська світа, нижня підсвіта скелюватської світи, верхня підсвіта новокриворізької світи);

3 - нестійкі (верстви продуктів вивітрювання силікат-вмісних руд і порід саксаганської світи, середньої підсвіти скелюватської світи, верхньої підсвіти новокриворізької світи, середня підсвіта скелюватської світи, верстви мергелів кайнозойського осадового чохла);

4- дуже нестійкі (верстви глин, суглинків, пісків кайнозойського осадового чохла, верстви інтенсивно вивітрених порід підстеляючих сланцевих горизонтів, сланців середньої підсвіти скелюватської світи, верхня підсвіта скелюватської світи).

Петрографічні й стратиграфічні дані були покладені в основу побудови карт поширення геологічних тіл різної геодинамічної стійкості Первомайського та Ганнівського родовищ.

Тектонічні порушення поділяються на плікативні (складчасті) та диз'юнктивні (розривні) [2,8,12,17,20]. Для обох родовищ характерний слабкий прояв плікативної тектоніки. Значні зміни фізичних, технічних властивостей руд і гірських порід у зв'язку зі складкоутворенням не встановлені.

Розривні порушення обох родовищ обумовлені, головним чином, діяльністю двох глибинних розломів: субмеридіонального Криворізького-Кременчуцького та субширотного Девладівського. Головні поверхні обох розломів супроводжують серії опіраючих розривних порушень більш високих порядків. Уздовж розривних порушень відбувалась дезінтеграція масивів руд і гірських порід. У порядку зростання її інтенсивності виділені чотири стадії тектоногенної дезінтеграції руд і порід: тріщиноутворення, брекчіювання, катаклазування, мілонітизація. Тектонічна тріщинуватість руд і порід суттєво не впливає на стійкість складених ними розкритих гірничих масивів. Брекчіювання спричинило зменшення категорії стійкості гірничих масивів на 1 бал у відповідності з класифікацією, розробленою за стратиграфічними даними, катаклазування й мілонітизація - на 2 бали. Були побудовані карти поширення геологічних тіл з різним проявом тектонічного розуміщення.

Ділянки з помітними *метасоматичними змінами* руд фіксуються в продуктивних товщах обох родовищ [8-11,13,14,17,20]. Для Первомайського родовища натрієві метасоматити більш характерні, представлені егіринізованими й рибекітизованими рудами. В лежачій пачці першого залізистого горизонту Ганнівського родовища присутні тіла рибекітових метасоматитів, егіринові зустрічаються зрідка. Метасоматичні тіла обрамлені малопотужними зонами окварцювання. Породи вмісних скелюватської, саксаганської, гданцівської та глеюватської світи практично не зазнали метасоматичних змін.

Метасоматоз спричинив зміни мінерального, хімічного складу руд, їх структури, текстури. З егіринізацією та окварцюванням пов'язане значне зростання міцності руд; рибекітизація відносно слабо вплинула на їх фізичні й технічні характеристики. Оскільки егіринові метасоматити й окварцовані руди незначною мірою представлені в продуктивних товщах родовищ, вплив метасоматозу на геодинамічні показники рудних масивів обмежений.

Гіпергенні перетворення руд і порід неодноразово відбувались протягом формування родовищ, продовжуються і в поточний час [7,8,11,17,20]. Глибина поширення кори вивітрювання залізистих і вмісних докембрійських порід від 15 до 150 м. Головні прояви мінералогічних змін

руд і порід - гідроліз, гідратація гіпогенних мінералів та поступове заміщення їх гіпергенними: магнетиту - гематитом (мартитом), а потім гетитом; силікатів, карбонатів, сульфідів - приховано-кристалічним агрегатом з різним кількісним співвідношенням оксидів і гідроксидів заліза (дисперсний гематит, дисперсний гетит), кварцу (халцедону, опалу) та глинистих мінералів (каоолініту, монтморилоніту, бейделіту та ін.). Тобто мінерали високої міцності, з відсутністю або слабким проявом спайності заміщуються спайними мінералами низької міцності. Як наслідок - з вивітрюванням пов'язане суттєве зменшення геодинамічної стійкості гірничих масивів.

3. *Гідрогеологічні* умови обох родовищ подібні [4,8,17,20]. Проявлені три водоносні горизонти: четвертинний (верховодка), неогеновий (горизонт полтавських пісків) і горизонт кристалічних порід.

Стратиграфічна позиція першого - верства лесоподібних суглинків антропогенового віку потужністю 6-12 м. Підстеляюча товща горизонту - верства червоно-бурих глин і суглинків кімерійського віку потужністю 6-20 м; перекиваюча - ґрунтово-рослинний шар. Горизонт характеризується максимальним водонаповненням протягом осені-зими-весни. У весняно-літньо-осінній період поблизу кар'єру горизонт практично повністю здренований. Мінералізація вод у різні пори року коливається в межах 1,5-8 г/дм³.

Водоносний горизонт верстви полтавських пісків, супісків, піщанистих глин неогену перекинутий товщею кімерійських червоно-бурих глин, залягає на палеогенових осадових утвореннях бучацького віку (глини, суглинки з лінзами бурого вугілля), а за їх відсутності - на корі вивітрювання докембрійських порід. Має локальне поширення. На відстані 0,5-1 км навкруг обох кар'єрів горизонт здренований. На віддаленні від нього, наприклад, у межах ділянок, прилеглих до хвостосховища, води горизонту напірні, величина напору коливається в межах 2,8-28,6 м. Глибина залягання рівня ґрунтових вод від 4 до 33 м. Мінералізація вод 4-6 г/дм³.

Водоносний горизонт тріщинуватих і вивітрених кристалічних порід докембрію має повсемісне поширення на глибину до 500 м. На більших глибинах руди й породи практично безводні за винятком зон тектонічних порушень. Вода практично прісна, мінералізація її становить 1-2,5 г/дм³. Цей водоносний горизонт є головним джерелом водопритоків до кар'єрів.

Вода всіх водоносних горизонтів змішується в донній частині кар'єрів, звідки відпомповується.

За даними гідрогеологічних досліджень, найбільш чутливі до зволоження атмосферними та підземними водами породи осадового чохла: вони стають вкрай нестійкими під впливом статичних і динамічних навантажень. Це ж стосується насичених водою вивітрених кристалічних порід. Дія води спричиняє зростання пористості руд і порід, заміщення первинних метаморфогенних мінералів внаслідок їх гідратації та часткового розчинення - новоутвореними мінералами та мінеральними агрегатами з більш рихлою структурою. Обидва процеси викликають зменшення механічної стійкості руд і гірських порід.

Максимальне обводнення прибортових частин гірничого масиву Первомайського кар'єру характерне для північно-західного, західного та південно-західного бортів. Поширення ділянок підвищеної зволоженості руд і порід Ганнівського родовища характеризується їх більш чіткою приуроченістю до зон розривних порушень, більшою рівномірністю розташування в кар'єрі порівняно з Первомайським кар'єром.

На основі даних гідрогеологічних спостережень були побудовані карти поширення ділянок обводнення прибортових частин гірничих масивів кар'єрів.

4. *Геодинамічні* дослідження при проведенні відкритих гірничих робіт включають розгляд питань стійкості уступів і бортів кар'єрів, проявів їх деформації, факторів, які обумовлюють міцність масивів руд і гірських порід, прогнозу напружено-деформованого стану гірничих масивів, контролю безпеки виконання гірничих робіт, попередження зсувів, обвалів тощо.

Результати робіт авторів цього повідомлення та попередників [1,5,6,16,19] показали, що стійкість підроблених гірничих масивів визначають охарактеризовані вище природні (мінералогічні, геологічні, гідрогеологічні) фактори. Активізацію їх дії в забоях кар'єрів ініціює технічний фактор, проявлений розкриттям тіл руд і порід, утворенням підроблених масивів.

Міцність руд і порід родовищ, внаслідок прояву низки природних факторів, дуже варіативна. Всі руди й гірські породи Первомайського та Ганнівського родовищ ми поділили на такі, що

характеризуються високою (коефіцієнт міцності за М.М.Протод'яконовим f від 15 до понад 20), помірною (10-15), низькою (5-10) та дуже низькою (менше 5) міцністю.

Стійкість гірничих масивів залежить також від особливостей технології гірничих робіт. Розщільнення геологічних тіл внаслідок буро-вибухових робіт спричиняє зменшення їх супротиву механічному навантаженню. При прокладанні доріг, трубопроводів, інших складових інфраструктури відбувається підрізання верств руд і порід, зменшення їх супротиву механічним навантаженням.

Аналіз побудованих карт міцності руд і порід Первомайського та Ганнівського родовищ свідчить, що найбільш міцними є масиви продуктивних товщ і верств магнетит-силікатних кварцитів їх висячого боку. Масиви низької та дуже низької міцності поширені, переважно, в східних частинах кар'єрів.

Для визначення ділянок Первомайського та Ганнівського родовищ з різною стійкістю гірничих масивів було виконане накладення отриманих природних даних на геологічні карти (рис. 1).

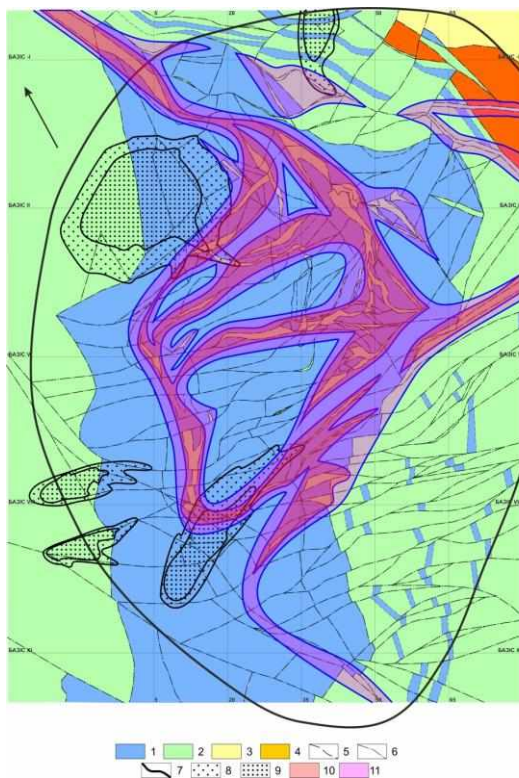


Рис. 1. Карта геомеханічної стійкості гірничих масивів Первомайського родовища: 1-4 - масиви руд і гірських порід високої (1), середньої (2), низької (3) і дуже низької (4) стійкості; 5 - контакти стратиграфічних горизонтів; 6 - розривні порушення; 7 - контур кар'єру; 8 - ділянки помірного зволоження руд і порід; 9 - ділянки сильного зволоження руд і порід; 10 - ділянки помірного дроблення та подрібнення руд і порід (тріщинуватість, брекчіювання); 11 - ділянки сильного дроблення та подрібнення руд і порід (катаклазування, мілонітизація)

Ділянки з найменшою стійкістю гірничих масивів характеризуються спільним проявом у їх межах дії трьох факторів (низька міцність руд і порід за коефіцієнтом М.М. Протод'яконова, значна тектонічна порушеність та інтенсивне обводнення гірничих масивів). Ділянки прояву одного або двох факторів характеризуються проміжним станом стійкості масивів. Найбільш міцні масиви характеризуються відсутністю прояву дії цих факторів. Більшою мірою вони характерні для Ганнівського родовища.

Висновок і напрям подальших досліджень.

Отримані результати засвідчили необхідність детального дослідження впливу мінералогічних, стратиграфічних, тектонічних, гідрогеологічних, технічних факторів на стійкість піддроблених гірничих масивів Первомайського та Ганнівського родовищ. За отриманими уточненими даними з використанням актуалізованих геологічних 3D моделей родовищ можуть бути побудовані мінералогічні, гідрогеологічні, технічні 3D моделі родовищ з визначенням ділянок різної стійкості гірничих масивів.

Подяки. В організації та проведенні геологічних, гідрогеологічних, геофізичних маршрутів у Первомайському та Ганнівському кар'єрах, опробуванні магнетитових кварцитів і вмісних гірських порід, виконанні досліджень допомогу авторам надали головний геолог комбінату Г.Л. Палій, старший геолог Первомайського кар'єру О.В. Климчук, старші геологи Ганнівського кар'єру Л.Б. Якушевська та О.С. Ковригін.

При підготовці проб до досліджень і випробувань, їх виконанні, обробці отриманих результатів брали участь студенти-геологи та співробітники кафедр Криворізького національного університету. Всім їм автори звіту висловлюють подяку.

Список літератури

1. Балута А.М., Борисенко В.Г. Прогнозная оценка физико-механических свойств горных пород Кривбасса // Киев: Наукова думка, 1972. - 88 с.

2. Белевцев Я.Н., Каляев Г.И., Глевасский Е.Б. и др. Железисто-кремнистые формации докембрия европейской части СССР. Тектоника // Киев: Наукова думка, 1988. – 320 с.
3. Белевцев Я.Н., Кулик Д.А., Коржнев М.Н. и др. Железисто-кремнистые формации докембрия европейской части СССР. Железонакопление в докембрии // Киев: Наукова думка, 1992. – 228 с.
4. Бубнова Е.А. Взаимосвязь параметров нарушения геологической среды с изменением уровня подземных вод в результате ведения горных работ // Металлургическая и горнорудная промышленность.– 2017.– №4.– С. 58-63.
5. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ // Москва: Изд. Московского государственного горного университета, 2003. – 473 с.
6. Глушко В.Т., Борисенко В.Г. Инженерно-геологические особенности железорудных месторождений // Москва: Недра, 1978. – 254 с.
7. Додатко А.Д. Послеархейские эпохи корообразования на территории Украинского щита // Доклады АН УССР. Серия Б. – 1979. – №2. – С. 83-87.
8. Евтехов В.Д., Паранько И.С., Евтехов Е.В. Альтернативная минерально-сырьевая база Криворожского железорудного бассейна // Кривой Рог: Криворожский технический университет, 1999. – 70 с.
9. Евтехов В.Д., Зарайский Г.П., Балашов В.Н., Валеев О.К. Зональность натриевых метасоматитов в железистых кварцитах Северного Криворожья / Очерки физико-химической петрологии // Москва: Наука, 1988.– №15.– С. 17-37.
10. Елисеев Н.А., Никольский А.П., Кушев В.Г. Метасоматиты Криворожского рудного пояса / Труды Лаборатории геологии докембрия АН СССР // Москва-Ленинград: Изд. АН СССР, 1961. – Вып. 13. – 204 с.
11. Лазаренко Е.К., Гершойг Ю.Г., Бучинская Н.И. и др. Минералогия Криворожского бассейна // Киев: Наукова думка, 1977. – 544 с.
12. Паранько И.С. Некоторые особенности развития Криворожской структуры // Геологический журнал.– 1993.– № 4. – С. 112-133.
13. Пирогов Б.И., Евтехов В.Д., Архипов А.С., Хартанович П.Н. Некоторые минералого-геохимические закономерности метасоматоза железистых кварцитов Северного Криворожья // Минералогический сборник.– 1975.– №29, вып. 1.– С. 35-41.
14. Пирогов Б.И., Стебновская Ю.М., Евтехов В.Д. и др. Железисто-кремнистые формации докембрия европейской части СССР. Минералогия // Киев: Наукова думка, 1989. – 168 с.
15. Плаксенко Н.М. Главнейшие закономерности железорудного осадконакопления в докембрии // Воронеж: Изд. Воронежского госуниверситета, 1966. – 264 с.
16. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород // Москва: Недра, 1984. – 360 с.
17. Семенов Н.П., Бордунов И.Н., Половко Н.И. и др. Железисто-кремнистые формации Украинского щита // Киев: Наукова думка, 1978. – Т. 2. – 368 с.
18. Страхов Н.М. Основы теории литогенеза // Москва: Изд. АН СССР, 1962. – Т. 2. – 575 с.
19. Тохтуев Г.В., Борисенко В.Г., Титлянов А.А. Физико-механические свойства горных пород Кривбасса // Киев: Гостехиздат, 1962. – 102 с.
20. Хартанович П.Н. Особенности геологического строения Первомайского и Анновского месторождений железистых кварцитов // Горный журнал.– 1983.– №11. – С. 9-12.
21. Щербак Н.П., Белевцев Я.Н., Фоменко В.Ю. и др. Железисто-кремнистые формации докембрия европейской части СССР. Стратиграфия // Киев: Наукова думка, 1988. – 200 с.

УДК 622.23.05

З.Р. МАЛАНЧУК, В.Я. КОРНІСНКО, доктори техн. наук, професори,
С.М. ЧУХАРСВ, канд. техн. наук, доц., С.М. РУДИКА, студентка,
В.В. ЗАЄЦЬ, канд. техн. наук, доц., М.О. КУЧЕРУК, асистентка
Національний університет водного господарства та природокористування, м. Рівне

ДОСЛІДЖЕННЯ ВІБРАЦІЙНО-ПНЕВМАТИЧНИХ ЗАКЛАДНИХ МАШИН В УМОВАХ ЛЬВІВСЬКО-ВОЛИНСЬКОГО ВУГІЛЬНОГО БАСЕЙНУ

Мета. Метою роботи є обґрунтування конструктивних параметрів вібраційно-пневматичних закладних машин (ВПМ) з кільцевим ежектором з урахуванням фізико-механічних властивостей закладного матеріалу, що забезпечують підвищення ефективності технологій видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору на шахтах Львівсько-Волинського вугільного басейну. Для досягнення поставленої мети необхідний подальший розвиток досліджень процесів вібропневмотранспортування закладних матеріалів, який дозволить встановити основні параметри вібролотка та кільцевого ежектора вібраційно-пневматичних закладних машин (ВПМ)

Методи дослідження. В роботі використано комплексний метод досліджень, що включає в себе аналіз і узагальнення відомих розробок в досліджуваній області, теоретичні, інформаційно-аналітичні, науково-пізнавальні дослідження та обробку літературних даних.

Наукова новизна. Отримано аналітичні залежності коефіцієнту продуктивності вібролотка вібраційно-пневматичних машин від кута природного укусу матеріалу, що транспортується, та раціонального діаметра транспортного трубопроводу в залежності від розміру транспортуючого матеріалу.

Практична значимість. Проведені дослідження дозволяють визначити конструктивні параметри вібраційно-пневматичних закладних машин з кільцевим ежектором для підвищення ефективності технології видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору. Також було встановлено коефіцієнт продуктивності вібролотка вібраційно-пневматичних закладних машин з кільцевим ежектором, що залежить від фізико-механічних властивостей закладного матеріалу, що транспортується. В результаті досліджень було також визначено раціональний діаметр транспортного трубопроводу вібраційно-пневматичних машин при транспортуванні закладного матеріалу крупністю до 80 мм.

Результати. Результатом роботи є отримані залежності основних параметрів кільцевого ежектора та вібролотка вібраційно-пневматичних закладних машин. Була обґрунтована доцільність застосування вібраційно-пневматичних закладних машин з кільцевим ежектором із визначеними у роботі конструктивними параметрами для підвищення ефективності технологій видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору, що була розроблена в ІГТМ НАНУ.

Ключові слова: вібраційно-пневматична машина, параметри, закладка, вироблений простір, транспортування, порожня порода.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-79-85

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Постійне збільшення глибини розробки і виснаження запасів потужних пластів корисних копалин призводять до значного приросту об'ємів порожніх порід, що транспортуються на поверхню шахт у відвали [1].

У той час, як техногенні порожнечі, які утворюються в місцях підземного видобутку корисних копалин, значно погіршують умови проведення гірських робіт, а складування породи на териконах істотно погіршує не тільки екологічну ситуацію, але і вимагає вирішення цілої низки задач економічного і соціального плану.

Аналіз умов залягання пластів корисних копалин Львівсько-Волинського вугільного басейну показує, що більше 50% пологих вугільних пластів слід відпрацьовувати із закладкою виробленого простору. Необхідність створення закладної техніки для реалізації передових технологій ведення гірничих робіт із закладкою виробленого простору визначає актуальність пошуку рішень в даному напрямку.

Аналіз досліджень і публікацій. Закладка підземного виробленого простору широко використовується у світовій практиці для зниження втрат корисних копалин в надрах, виїмання законсервованих охоронних ціликів, для управління гірничим тиском, запобігання підземних пожеж і раптових викидів вугілля і газів, зменшення деформації поверхні землі і охорони від руйнування об'єктів, що знаходяться на території відпрацювання корисної копалини, підвищення безпеки гірничих робіт та підвищення екологічної безпеки гірничодобувного регіону в цілому [2].

Питаннями промислового освоєння на гірничодобувних підприємствах пневматичних закладних машин займалися інститути ДонВУГІ і ДОНДІПРОВУГЛЕМАШ. За останній час в ІГТМ НАН України були створені наукові основи вібропневмотранспортування сипучих матеріалів, показана ефективність використання вібрації під час пневмотранспортування закладних матеріалів трубопровідними системами і вирішені питання транспортування закладних матеріалів потоком стисненого повітря.

Постановка задачі. Для досягнення поставленої мети необхідний подальший розвиток досліджень процесів вібропневмотранспортування закладних матеріалів, який дозволить встановити основні параметри вібролотка та кільцевого ежектора вібраційно-пневматичних закладних машин (ВПМ).

Викладення матеріалу та результати. При розробці пологих вугільних і малопотужних рудних пластів перед гірничодобувною галуззю України гостро стоїть питання залишення порожньої породи у виробленому просторі. Застосування закладки на гірничодобувних підприємствах дозволяє знизити гостроту проблеми, пов'язаної з розміщенням порожніх порід [4]. На сьогоднішній день щорічний обсяг виробок, що ремонтуються по окремим шахтам України досягає 10-15%, що по відношенню до протяжності проведених виробок досягає 50-80%, при цьому піддування ґрунту становить 60% [3].

Основними видами закладки, застосовуваними на гірничодобувних підприємствах, є самопливна, механічна, гідравлічна і пневматична.

В основу наведених досліджень прийняті дані методики розробленої Пономаренко С.М. в ІГТМ ім. М.С. Полякова [7-14].

Відсутність ефективних засобів комплексної механізації виїмки вугільних пластів потужністю до 0,8 м призвело до збільшення числа лав, які працюють з присічкою бічних порід. В результаті на кожну 1000 т вугілля, що видобувається в Україні підземним способом, на-гору видається понад 430 т породи. Виключити відпрацювання пластів потужністю менше 0,8 м в умовах сформованого шахтного фонду України не представляється можливим, тому що більше 30% всіх балансових запасів вугілля знаходяться в пластах пологого залягання.

Досвід розробки вугільних пластів без видачі порід на поверхню показує, що приблизно 20% породи залишається в надрах і це є достатньою підставою для переходу очисних вибоїв на управління гірським тиском закладкою виробленого простору. При цьому збільшення видобутку за рахунок підтримки виїмкових штреків в робочому стані на весь період їх експлуатації складе в середньому близько 40%, а собівартість 1 т вугілля знизиться приблизно на 14%.

Щоб визначити та вибрати раціональні значення основних конструктивних та технологічних параметрів вібраційно-пневматичних машин з кільцевим ежектором в інституті геотехнічної механіки імені Н.С. Полякова, Національної академії наук України розроблено «Методику визначення основних конструктивних та технологічних параметрів вібраційно-пневматичних машин з кільцевим пристроєм ежектора». В методиці використовується феноменологічний підхід до опису реальних фізичних процесів, які виникають у вібраційно-пневматичних машинах з кільцевим ежектором, з урахуванням закономірностей та рівнянь отриманих на основі останніх досягнень теорії руху сипучого закладеного матеріалу у трубопровідних системах, прикладної газової динаміки та аеродинаміки а також результатів лабораторних стендових та промислових випробувань [7, 8].

Однією з основних характеристик, у багатьох відношеннях, визначаючи технологічні параметри роботи вібраційно-пневматичних машин, є пропускна здатність блоку завантажувальної маси основного матеріалу у вібраційно-пневматичних машинах [5,7]. Пропускна здатність характеризується параметрами завантажувального лотка та діаметром поперечного перерізу кільцевого ежектора в зоні завантаження. У цій зоні відбувається подача закладного матеріалу в транспортний трубопровід. Геометрична форма лотка, виходячи з технологічних міркувань, вибирається криволінійною з опуклістю донизу, а рівняння криволінійної утвореної поверхні вібролотка, визначається за формулою наведеною в роботах [9-11] і має вигляд

$$y = 0,3x^4 + 0,7x^2. \quad (1)$$

Раціональні параметри вібролотка вібраційно-пневматичних машин визначаються кутом її установки β та діаметром прохідного перерізу ежектора у світлі D_3 , при цьому кривизна вібролотка повинна відповідати рівнянню (1). На рис. 1 представлено розрахункову схему для визначення раціональних параметрів вібролотка вібраційно-пневматичної машини з кільцевим ежектором, згідно з якої горизонтальний розмір вібролотка варіюється в діапазоні від 0 до

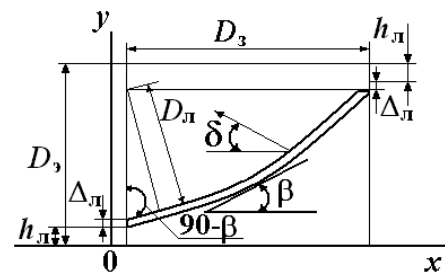
$$D_3 = [D_3 - (\Delta_l + hl)] \operatorname{ctg} \beta,$$

де D_3 - це мінімально можливий діаметр завантажувального отвору вібраційно-пневматичної машини.

Рис. 1. Розрахована схема для визначення раціональних параметрів вібролотка вібраційно-пневматичної машини з кільцевим ежектором

Раціональні значення характеристик вібролотка ВПМ залежать від вибору параметрів коливань робочого органу та підбору основних елементів коливальної системи відповідно до зазначених вихідних даних [8, 9, 11].

Вихідними даними для розрахунку раціональних значень характеристик вібролотка є необхідна продуктивність ВПМ, об'ємна щільність, максимальний розмір куска та кута природного укусу транспортованого матеріалу, планований режим роботи лотка, визначений коефіцієнтом режиму, кут нахилу лотка до горизонту та кут напрямку вібрації.



Розрахунковими величинами є параметрами коливальності робочого органу - амплітуда та частота, швидкість транспортування, діаметр прохідної секції, параметри пружної системи вібролотка його коливальна маса і споживаюча потужність приводу лотка.

Оскільки вібролоток ВПМ з кільцевим ежектором, який призначений для інтенсифікації доставки сипучого закладного матеріалу в зону змішування кільцевого ежектора з мінімальними можливими втратами матеріалу, то оптимальною геометричною формою всередині кільцевого ежекторного пристрою є труба круглого перерізу. Теоретична площа поперечного перерізу шару матеріалу, що транспортується вібролотком, у кільцевому пристрої ежектора (F_T), буде дорівнювати, м²

$$F_T = \frac{\pi D_d^2}{4}. \quad (2)$$

У той же час, для діаметра прохідного перерізу вібролотка, відповідно до загальноприйнятого положення при транспортуванні кускових матеріалів по трубопровідних системах [11], необхідно виконати умову

$$D_l = (2 \div 3) d_{\max}, \quad (3)$$

де d_{\max} - максимальний розмір фракції матеріалу, що транспортується, м.

Діаметр прохідного перерізу ежектора в світлі D_3 , згідно схеми, представленої на рис. 1, з урахуванням формули для вирішення прямокутних трикутників [9], буде дорівнювати

$$D_3 = \frac{D_d}{\cos \beta} + 2(\Delta_d + h_d). \quad (4)$$

Дійсна площа F_n поперечного перерізу шару транспортуючого матеріалу буде дорівнювати

$$F_n = c_n F_T, \quad (5)$$

де c_n - коефіцієнт продуктивності.

Значення коефіцієнта продуктивності для вантажних елементів без бортів наведено у роботі [11], проте для закритих вантажних елементів його значення не визначалося. Тому для знаходження величини коефіцієнта продуктивності завантажувальної ділянки ВПМ, враховуючи, що площа поперечного перерізу вібролотка являє собою площу круга з діаметром D_l (див. рис.1), скористаємось розрахунковою схемою, представленою на рис. 2.

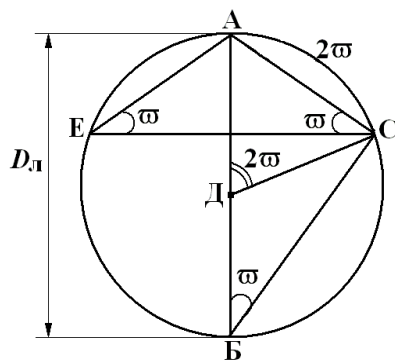


Рис. 2. Розрахункова схема для знаходження дійсної площі поперечного перерізу шару транспортуючого матеріалу

При визначенні дійсної площі поперечного перерізу шару транспортуючого матеріалу приймаємо умову максимального ступеня заповнення матеріалом прохідного перерізу вібролотка (див. рис. 2)

$$F_n = F_T - 2S_{\text{сегм}}, \quad (6)$$

де $S_{\text{сегм}}$ - площа сегменту АС.

Приймаємо $\angle AEC = \angle ACE = \varphi$ (див. рис. 2), де φ - кут природного укосу транспортуючого матеріалу в русі. Середнє значення цього кута для деяких видів транспортуючих матеріалів наведені в роботі [11] і знаходяться в діапазоні від 6 (мокра глина) до 40 (суха зола) градусів.

Скориставшись властивостями вписаних і центральних кутів кола, визначимо площу сегмента за формулою [11]

$$S_{\text{сегм}} = \frac{D_l^2}{8} \left(\frac{\pi \varphi}{90} - \sin \varphi \right).$$

З урахуванням цього та рівностей (2) і (6), із відношення (5) отримаємо

$$c_n = \left[\frac{\pi D_d^2}{4} - 2 \frac{D_d^2}{8} \left(\frac{\pi \varphi}{90} - \sin \varphi \right) \right] / \left(\frac{\pi D_d^2}{4} \right) = 1 - \frac{\varphi}{90} + \frac{\sin \varphi}{\pi}. \quad (7)$$

На рис. 3 представлено результати розрахунку, виконані за формулою (2), побудована лінія тренду, показано рівність апроксимації і величина достовірності апроксимації. Враховуючи це,

коефіцієнт продуктивності вібролотка (завантажувальної ділянки) ВПМ можна визначити за наближеною формулою

$$c_n = 1,0094 - 0,0062\varpi \quad (8)$$

Як видно із результатів розрахунку, наведених на рис. 3, коефіцієнт продуктивності вібролотка вібраційно-пневматичної машини знаходиться в діапазоні від 0,7 до 0,95 в залежності від фізико-механічних властивостей транспортного закладного матеріалу (кута ϖ).

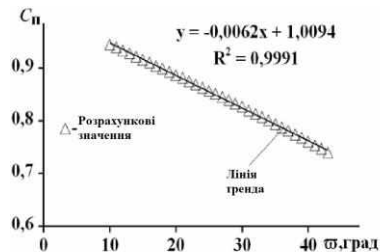


Рис. 3. Залежність коефіцієнта продуктивності вібролотка вібраційно-пневматичної машини від кута природного укусу в русі

Продуктивність ВПМ, яку повинен забезпечувати вібролоток ВПМ, визначається з урахуванням рівностей (2) та (5) наступним відношенням

$$Q_2^m = c_n F_T \rho_m v_{ср} = \frac{c_n \pi D_n^2 \rho_m v_{ср}}{4} \quad (9)$$

Використовуючи (8) із рівності (9), отримуємо вираз для знаходження середньої по площі швидкості вібраційного транспортування закладного матеріалу

$$v_{ср} = \frac{4Q_2^m}{c_n \pi D_n^2 \rho_m (1,0094 - 0,0062\varpi)} \quad (10)$$

Необхідна амплітуда коливань вібролотка визначається за допомогою формули для визначення коефіцієнта режиму, який є основною характеристикою транспортуючих можливостей віброживильників, згідно з якою [11]

$$A = (K_p g \cos \beta) / (\omega^2 \sin \delta) \quad (11)$$

Вплив коефіцієнта режиму (параметра вібрацій) на переміщення закладних матеріалів на ділянці завантаження ВПМ досліджено у роботі [9], у якій рекомендовано приймати $K_p = 3$ [8].

При заданому коефіцієнті режиму вимушена частота коливань вібролотка визначається за допомогою наведеної у роботі [11] залежності для середньої швидкості вібраційного транспортування

$$\omega = v_{ср} / [(k_1 - k_2 \sin \beta) A \cdot \cos \delta]$$

Величина вимушеної сили приймається мінімальною, так як в реальних умовах необхідно враховувати нерівномірність завантаження ВПМ транспортуючим матеріалом, його вологість і нерівномірність.

Для визначення раціонального діаметра транспортного трубопроводу пневмотранспортних установок (у тому числі і ВПМ) раніше використовувались відомі залежності, що містять емпіричні коефіцієнти і мають одну загальну особливість - отримане значення $D_{тр}^p$ необхідно в обов'язковому порядку перевіряти на пропускну здатність за рівнянням, аналогічним (3) [7, 8, 11]. Ця обставина обумовлена тим, що в цих залежностях не враховувався максимальний розмір матеріалу, що транспортується, зокрема, в роботі [7, с.105] використана наближена залежність

$$D_{тр}^p = K_2 (Q_2^v)^{2/5}, \quad \text{де} \quad (12)$$

де $K_2 = 0,635$ - емпіричний коефіцієнт.

Тому при транспортуванні ВПМ крупнокускових закладних матеріалів, визначений за формулою (12) раціональний діаметр транспортного трубопроводу, необхідно перевірити на пропускну здатність. Такий підхід до визначення раціонального діаметру транспортного трубопроводу обмежує область застосування емпіричних формул, і їх застосування ускладнено, оскільки основна роль при цьому відноситься до умови пропускну здатності транспортного трубопроводу.

Основними конструктивними параметрами кільцевого ежектора вібраційно-пневматичної машини, принципова схема якого показана на рис. 1.5.a, є ширина h , довжина l_c і кут розкриття ϕ_c кільцевої щілини ежектора, ширина критичного перерізу кільцевої щілини $h_{кр}$ і довжина l_p частини ежектора яка розширюється, параметри нагнітальної камери ежектора h_k , l_k і h_c та діаметр повітропроводного трубопроводу $D_{под}$.

У зв'язку із складністю технологічного виготовлення ежектора, кільцева щілина якого по площині має форму сопла Лавала, для практичного використання вібраційно-пневматичної ма-

шини приймається спрощена конструкція її кільцевого ежектора, принципова схема якого представлена на рис. 4.

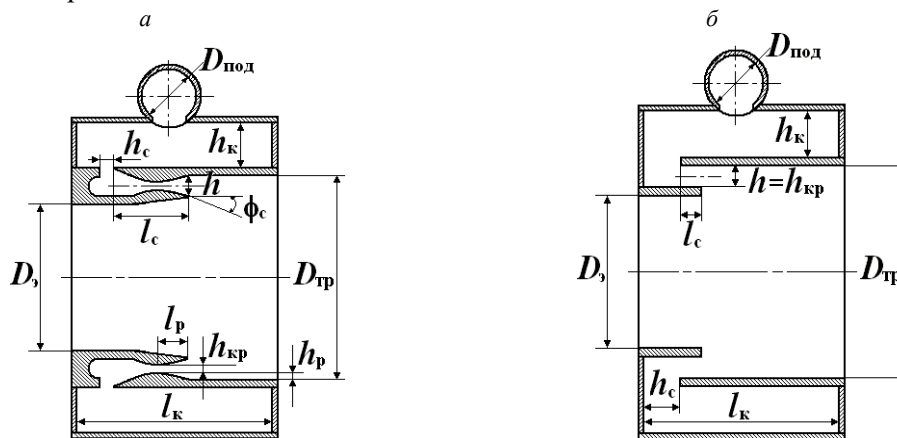


Рис. 4. Принципова схема кільцевого ежектора вібраційно-пневматичної машини: а – класична, б – спрощена

У цьому випадку приймаємо $h=h_{кр}$, кут розкриття $\phi_c=0$ і відповідно довжина розширюючої конічної частини кільцевої щілини ежектора $l_p=0$. Довжину кільцевої щілини ежектора рекомендується вибрати в діапазоні $l_c=(20\div 25)=h$.

Висновки та напрямки подальших досліджень. У даній роботі обґрунтовані конструктивні параметри ВПМ з кільцевим ежектором з урахуванням фізико-механічних властивостей закладного матеріалу, при цьому:

коефіцієнт продуктивності вібрототка ВПМ знаходиться в діапазоні від 0,7 до 0,95 в залежності від фізико-механічних властивостей транспортованого закладного матеріалу (кута ϖ);

раціональним діаметром транспортного трубопроводу ВПМ при транспортуванні закладних матеріалів крупністю до 80 мм з продуктивністю ВПМ, рівною 20-30 м³/год, є діаметр $D_{тр}=0,2$ м.

На шахтах Львівсько-Волинського вугільного басейну цілком доцільно застосовувати ВПМ з кільцевим ежектором із визначеними параметрами для підвищення ефективності технологій видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору розробленого в ІГТМ НАНУ.

Список літератури

1. Маланчук З.Р., Засць В.В., Сольвар Л.М., Романчук С.С. Методи перетворення вугілля в газоподібний енергоносіє на місці залягання Вісник НУВГП. Технічні науки: зб. наук. праць. – Рівне : НУВГП, 2016. – Вип. 2(74). – С. 115-124.
2. Маланчук З.Р., Засць В.В., Васильчук О.Ю. Перспективні методи розробки покладів вугілля у Львівсько-Волинському регіоні Актуальные научные исследования в современном мире: сб. научных трудов. - Переяслав-Хмельницький, 2018. – Вип. 3(35). – С. 189-193.
3. Калініченко В.О. Визначення параметрів підземної розробки рудних родовищ: [підручник для вишів] / В. О. Калініченко, М. І. Ступнік, М. Б. Федько; [М-во освіти і науки України, КНУ]. – Кривий Ріг: [б. в.], 2019. – 279 с.
4. Бондаренко В.І. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин / В.І. Бондаренко, О.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий, В.А. Гайдук, О.В. Колоколов, М.М. Табаченко, В.М. Почепов; ред. В.І. Бондаренко; Національний гірничий університет. - Дніпропетровськ. : НГУ, 2005. - 708 с.
5. Технологія підземної розробки корисних копалин: навч. посіб. [Електронне видання]/А. І. Новак, О. В. Калініченко, В. В. Засць, О. Ю. Васильчук, В. В. Семенюк. – Рівне : НУВГП, 2019. – 315 с.
6. Ступнік М. І. Підземна розробка рудних родовищ під налягаючими глиновмісними породами : [монографія] / М. І. Ступнік, В. О. Калініченко. – Кривий Ріг: КНУ, 2018. – 240 с.
7. Потураев В.Н. Вибрационно-пневматическое транспортирование сыпучих материалов/В.Н. Потураев, А.И. Волошин, Б.В. Пономарев. – К. : Наук. думка, 1989. – 248 с.
8. Волошин А.И. Механика пневмотранспортирования сыпучих материалов / А.И. Волошин, Б.В. Пономарев. – Киев: Наук. думка, 2001. – 521 с.
9. Волошин А.И. Выбор формы плоской кривой загрузочного лотка вибропневмотранспортной машины / А.И. Волошин, С.Н. Пономаренко // Вібрації в техніці та технологіях: Всеукраїнський науково-технічний журнал.– Вінниця, 2007. –Вип. 3(48). – С. 116–117.
10. Волошин А.И. Методика определения основных конструктивных параметров вибрационно-пневматических машин эжекторного типа / А.И. Волошин, С.Н. Пономаренко // Геотехнічна механіка: (Міжвід. зб. наук. праць): Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С.Полякова НАН України.– Дн-ськ, 2005. – Вип. 54. – С.112-123.

11. Пономаренко С.М. Обґрунтування режимів роботи та конструктивних параметрів вібраційно-пневматичних закладальних машин з кільцевим ежектором [Текст] :автореф. дисс. ... канд. техн. наук : 05.05.06 / Пономаренко Сергій Миколайович ; НАН України, Ін-т геотехн. механіки ім. М. С. Полякова. - Д., 2011. - 19 с.
12. Механика вибрационно-пневматических машин эжекторного типа/В.Н. Потураев, А.Ф. Булат, А.И. Волошин, С.Н. Пономаренко, А.А.Волошин. – Киев: Наукова думка, 2001. – 176 с.
13. Кириченко Е.А. Динамика глубоководных гидроподъемов в морском горном деле/Е.А. Кириченко, В.Г. Шворак, В.Е. Кириченко, В.В.Евтеев –Д.:НГУ,2010.–259 с.
14. Потураев В.Н. Вибрационная техника и технология в энергоемких производствах / В.Н. Потураев, А.П. Франчук, В.П. Надутый.– Днепропетровск: НГА Украины, 2002.–186 с.

УДК 550.348.334 (477.63)

П.Г. ПІГУЛЕВСЬКИЙ, д-р геол. наук, с.н.с., Інститут геофізики ім. С.І. Суботіна НАНУ,
В.К. СВИСТУН, член-кор. АГНУ, канд. геол. наук, директор ДГЕ «Дніпрогеофізика»,
С.В. ЩЕРБІНА, канд. фіз.-мат. наук, с.н.с., Інститут геофізики ім. С.І. Суботіна НАНУ,
Д.В. МАЛИЦЬКИЙ, д-р фіз.-мат. наук, проф., Інститут геофізики ім. С.І. Суботіна НАНУ,
Ю.А. АНДРУЩЕНКО, канд. геол. наук, головний центр сейсмічного контролю ДКАУ

ПРО СЕЙСМІЧНІСТЬ ТЕРИТОРІЇ КРИВБАСУ ЗА ПЕРІОД 2011-2020 РОКИ

Мета. Аналіз результатів зафіксованих сейсмічних подій на протязі 2011-2022 рр. на території Криворізького залізничного басейну та прилеглих до нього районів для встановлення особливостей сейсмічних подій та уточнення природи їх походження.

Методи дослідження. Реєстрація цифровими станціями Головного центру спеціального контролю Державного космічного агентства України і Інституту геофізики ім. С.І. Суботіна НАН України сейсмічних подій в центральній частині України з наступною первинною обробкою спостережень системами WSG (Росія) та “SeisComP3” виробництва “DeutschesGeoForschungsZentrum GFZ” (Германія).

З урахуванням літературних джерел виконано аналіз та синтез зафіксованих протягом 2011-2020 рр. даних про сейсмічні події в Криворізькому басейні з метою встановлення їх природи. Проаналізовано питання впливу природних та техногенних факторів на виникнення локальних землетрусів на території Кривбасу, яка є складовою частиною Західно-Інгулецько-Криворізько-Кременчуцької шовної зони.

Наукова новизна. Дослідження показали, що природа місцевих землетрусів переважно має індукований характер за рахунок потужних промислових вибухів в кар’єрах та шахтах. Однак, є локальні землетруси, які відбуваються в зонах тектонічних розломів за межами території Кривбасу, що свідчить про зміну пружно-деформаційного стану земної кори в центральній частині Українського щита.

Практична значимість. Результати досліджень дозволяють вирішити ряд важливих проблем гірничої геології: визначення зв’язку приповерхневих і глибинних структур, впливу геолого-тектонічної будови на оптимізацію процесу вибухових робіт при видобутку руди.

Результати. Проаналізовано результати обробки сейсмічних подій на території Кривбасу за період з 2011 по 2020 роки. Виконане узагальнення за цей період часу показує, що українськими сейсмостанціями зафіксовано в районі Кривбасу понад тисячу потужних промислових вибухів з $m_b \geq 2,0$. При цьому локальні сейсмічні події в Кривбасі з високим рівнем техногенного навантаження мають, здебільшого, незначну магнітуду. За останні 10 років в районі Кривбасу зареєстровано 19 сейсмічних подій тектонічного походження з $m_b = 2,1-4,5$. Природа місцевих землетрусів переважно має індукований характер за рахунок потужних промислових вибухів в кар’єрах та шахтах. Зафіксовані локальні землетруси в зонах тектонічних розломів розташовані в ослабленій зоні центральній частині Українського щита, що може свідчити про зміну пружно-деформаційного стану геологічного середовища навколо Кривбасу.

Ключові слова: промисловий вибух, сейсмічна подія, розривна тектоніка, геодинамічна рівновага, локальний землетрус.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-85-92

Проблема та її зв’язок з науковими та практичними завданнями. Сейсмічність території Кривбасу викликає багато питань про причини походження місцевих землетрусів. За період з моменту встановлення станції у м. Кривий Ріг за адресою вул. Геологічна, 2а, нею було зареєстровано десятки місцевих сейсмічних подій.

Місцеві сейсмічні події, більшість з яких є або потужними промисловими вибухами в кар'єрах та шахтах, або індукованими ними зсуви на схилах кар'єрів, або деформаціями відпрацьованих шахтних полів [2-4,7,8,11,12,15,16,19,20]. Тому з'ясування природи локальних землетрусів є важливим завданням для наступної оцінки стану несучих властивостей ґрунтів в місті Кривий Ріг, де можуть виникати вторинні небезпечні геолого-геофізичні процеси, пов'язані з техногенними причинами [6,10,18].

Аналіз досліджень і публікацій. Про сейсмічні події на території Кривбасу написано немало публікацій [2-4,7,8,10-12,15,16,19,20] і зроблено багато коментарів мешканців м. Кривий Ріг в Інтернеті. Нами проаналізовані реєстраційні записи та спектрограми цифрових станцій головного центру сейсмічного контролю (ГЦСК) державного космічного агентства України (ДКАУ) і Інституту геофізики ім. С.І. Суботіна (ІГФ) НАН України сейсмічних подій, епіцентри яких знаходяться в районі Кривбасу.

За результатами аналізу реєстрових даних за період 2011-2020 рр., встановлено, що основна маса місцевих сейсмічних подій представлена потужними промисловими вибухами в кар'єрах та шахтах. За десять років сейсмостанціями зафіксовано понад тисячу промислових вибухів з $m_b \geq 2,0$. Магнітуда 11 найбільш потужних вибухів, проведених в 2011-2020 рр., знаходиться в інтервалі значень 2,7-3,5. У цей же проміжок часу в районі Кривбасу зареєстровано 19 сейсмічних подій тектонічного походження з $m_b = 2,1-4,5$.

Але на теперішній час немає відповіді на загальну проблему причини походження місцевих землетрусів і ролі потужних вибухів в шахтах і кар'єрах при їх утворенні. Тому автори продовжують поступові кроки для зменшення кола невирішених раніше природних проблем, що впливають на видобуток руди в Кривбасі, чому і присвячується дана стаття.

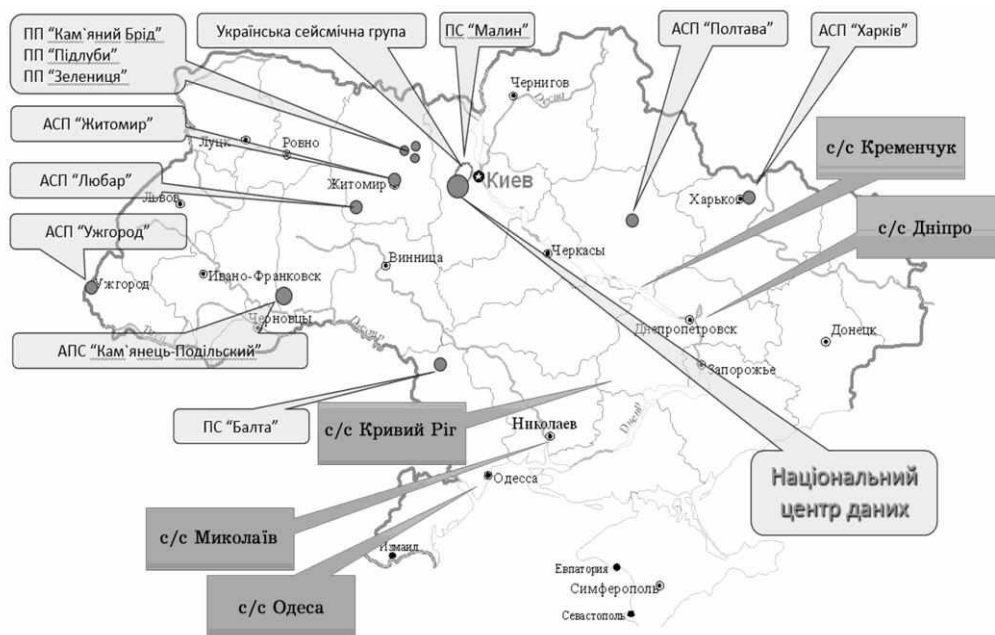


Рис. 1. Схема наявності сейсмологічних станцій для реєстрації сейсмічних подій в Україні (світло-сірі - ГЦСК ДКАУ, темно-сірі - ІГФ НАНУ)

Постановка задачі. Основною метою статті є - аналіз та узагальнення результатів фіксації сейсмічних подій Кривбасу та прилеглих до нього територій за період 2011-2020 рр. для встановлення ознак сейсмічних подій, уточнення природи їх походження з вивченням тектонічних особливостей земної кори території Криворіжжя.

Викладення матеріалу та результати. В районі м. Кривий Ріг з початку ХХІ століття відзначаються сейсмічні події з магнітудою більше 2,1 [2-4, 7, 8, 15, 19, 20].

Їх кількість за 2011-2020 рр., які фіксувалися на значній відстані наведено в табл. 1.

Кількість сейсмічних подій у Кривбасі з 2011 по 2020 рр.

Рік	Кількість сейсмічних подій	Кількість землетрусів
2011	53	1
2012	60	1
2013	51	2
2014	74	–
2015	47	–
2016	55	1
2017	80	3
2018	198	3
2019	205	6
2020	186	2
Усього	1009	19

Переломний момент для буро-вибухових робіт в кар'єрах і шахтах розпочався з 2018 р., коли їх кількість та потужність збільшилась у декілька разів [8].

Проведений аналіз літературних джерел показує, що на основі порівняння форми запису і спектрограм землетрусів та вибухів у кар'єрах і шахтах в районі м. Кривий Ріг можливо отримати відмінності різних сейсмічних подій та класифікувати їх природи.

Потужні вибухи у шахтах, при яких значення магнітуди m_b перевищувало 3,0 проводилися на глибині від 475 до 1300 м. Для зниження сейсмічного ефекту місця розташування вибухової речовини передбачає розподіл їх по площі з затримкою вибухів у часі. В результаті амплітуда P -хвилі сумарного сигналу стає меншою, а P -коду більш ускладненою, ніж у випадку поодинокого вибуху тієї ж потужності. Форма сигналу схожа на запис землетрусів, але через інтерференцію коливань спектр сигналу змінюється.

За період 2011-2020 рр. серед загальної кількості сейсмічних подій у межах Кривбасу на основі порівняння форми запису і спектрограм землетрусів та вибухів у кар'єрах і шахтах можливо віднести до землетрусів 19 подій (табл. 2, рис. 2), при цьому дев'ять з них відбулися в пізній або нічний час. Значення магнітуди землетрусів в табл. 2 наведено за розрахунками ГЦСК ДНАУ [8].

Таблиця 2

Локальні землетруси у Кривбасі за період 2011-2020 рр.

Дата міс. день. рік	Час год. хв. сек	Координати гіпоцентру			Магнітуда
		λ , °E	φ , °N		
1.14.2011	5:03:12	33,4	48,1	1.14.2011	5:03:12
28.11.2012	20:47:43	33,5	48,1	28.11.2012	20:47:43
1.04.2013	9:00:08	33,26	47,7	1.04.2013	9:00:08
6.23.2013	21:16:33	33,5	48,08	6.23.2013	21:16:33
12.05.2016	1:51:29	33,25	47,82	12.05.2016	1:51:29
1.18.2017	4:55:46	33,49	48,04	1.18.2017	4:55:46
7.29.2017	3:31:02	33,53	48,01	7.29.2017	3:31:02
11.13.2017	11:59:35	33,43	48,11	11.13.2017	11:59:35
2.19.2018	0:35:03	33,45	47,86	2.19.2018	0:35:03
6.29.2018	14:44:29	33,49	48,05	6.29.2018	14:44:29
6.30.2018	4:00:47	33,41	48,04	6.30.2018	4:00:47
5.24.2019	4:00:04	33,49	48,04	5.24.2019	4:00:04
11.09.2019	19:19:05	33,49	48,05	11.09.2019	19:19:05
11.10.2019	20:19:25	33,46	48,03	11.10.2019	20:19:25
11.10.2019	22:00:44	33,51	48,08	11.10.2019	22:00:44
12.07.2019	5:00:38	33,47	48,04	12.07.2019	5:00:38
12.28.2019	5:03:00	33,48	48,06	12.28.2019	5:03:00
9.30.2020	19:59:45	33,36	48,14	9.30.2020	19:59:45
6.12.2020	4:00:10	33,46	48,03	6.12.2020	4:00:10

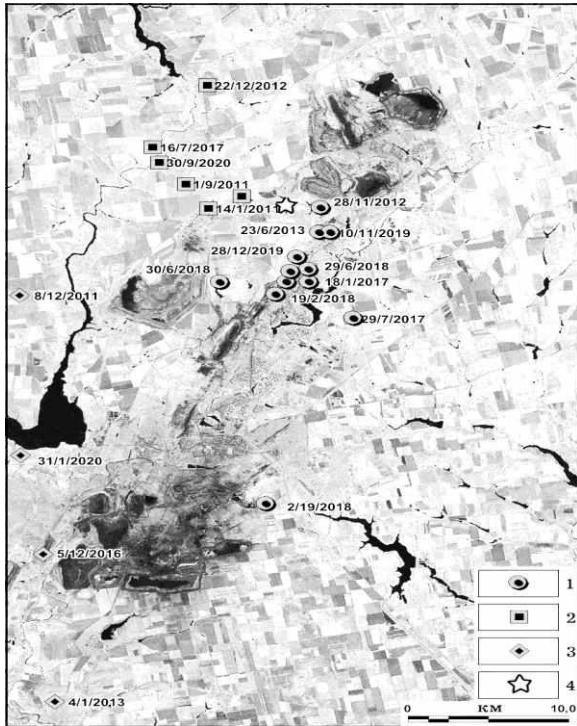


Рис. 2. Розташування в районі Кривбасу епіцентрів землетрусів на основі космічного знімку Landsat-6. Умовні позначення: Потужні сейсмічні події в зоні видобування корисних копалин – 1; на північному заході від зони видобування корисних копалин – 2; імовірна лінійна тектонічна зона сучасної активізації – 3; положення НГ-8 - 4

Особливості записів і спектрограм сейсмічних подій з магнітудою $m_b \geq 3,0$.

Поверхневі хвилі на записах вибухів в шахтах переважають амплітуди об'ємних хвиль, їх амплітуди значно вищі [2,3,8,15,19]. Максимум спектральної щільності в інтервалі запису L_g -хвилі спостерігається в діапазоні частот 1-25 Гц, L_R -хвилі - в смузі до 1 Гц. Основна енергія від вибухових джерел проявляється в інтервалі запису поверхневих хвиль. Складність вивчення природи сейсмічних подій пов'язана з тим, що сейсмічними джерелами є не самі вибухи у шахті, а їх наслідки - подрібнення та зрушення гірських порід, просідання, які на спектрограмах сейсмічних подій різного походження, навіть при однаковому рівні магнітуди, відрізняються. Спектрограми землетрусів в порівнянні зі спектрограмами вибухів більш насичені, без наявних згасань; чіткі максимуми спектральної щільності зафіксовано в смузі запису L_g - і L_R -хвиль. При вибухах збільшення спектральної щільності на спектрограмах відзначено в інтервалі запису P - і L_g -хвиль, далі на записі проходить її різке згасання.

Для визначення природи сейсмічних подій 23 та 30 вересня 2020 року у м. Кривий Ріг було виконано спектральний Фур'є-аналіз трьох компонентного запису цих подій (рис.3а, 3б, рис. 4а, 4б).

Для визначення природи сейсмічних подій 23 та 30 вересня 2020 року у м. Кривий Ріг було виконано спектральний Фур'є-аналіз трьох компонентного запису цих подій (рис.3а, 3б, рис. 4а, 4б).

При вибухах в кар'єрі АТ «ПВДГЗК» (маса заряду до 500 т) спектр також знаходиться в діапазоні частот до 25 Гц (рис. 3а, 4а) з максимумами у смузі частот від 4 до 12 Гц, але на відміну від вибухів у шахтах, максимумами спектральної щільності простежуються не в інтервалі запису L_g -хвилі, а в цузї L_R -хвилі в смузі частот до 1 Гц. Максимуми спектральної щільності коливань від землетрусу і від вибуху співпадають, але мають меншу амплітуду. Зменшення амплітуди спектральних значень при землетрусі пояснюється тим, що він відбувся на відстані 23,3 кілометра від точки реєстрації, а вибух на віддаленні 10,2 кілометра [19].

На рис. 3б та 4б показано запис і спектрограма Криворізького землетрусу, зареєстрований на станції, розташованого безпосередньо на території Кривого Рогу (на виробничій базі ДГЕ «Дніпрогеофізика»).

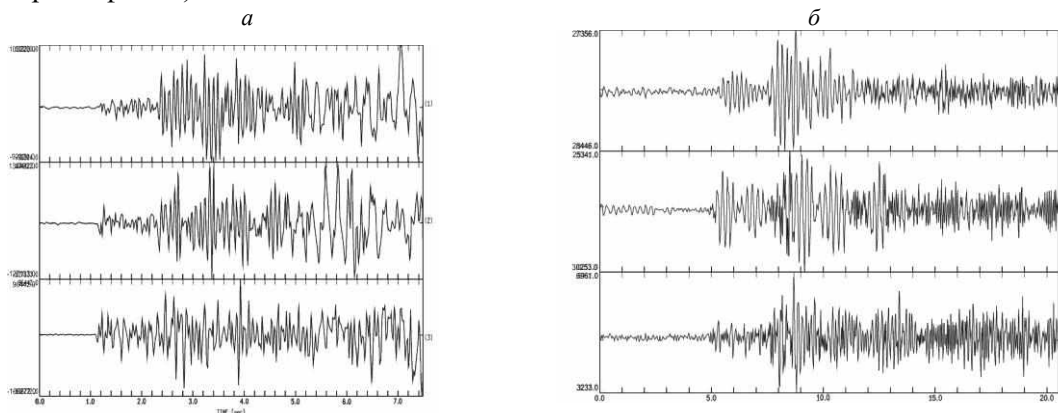


Рис. 3. Трикомпонентні записи (зверху вниз - EW, NS та Z) потужного вибуху в кар'єрі АТ «ПВДГЗК» 23 вересня 2020 р. (а) та землетрусу 30 вересня 2020 р. сейсмічної станцією, розташованій у м. Кривий Ріг (б)

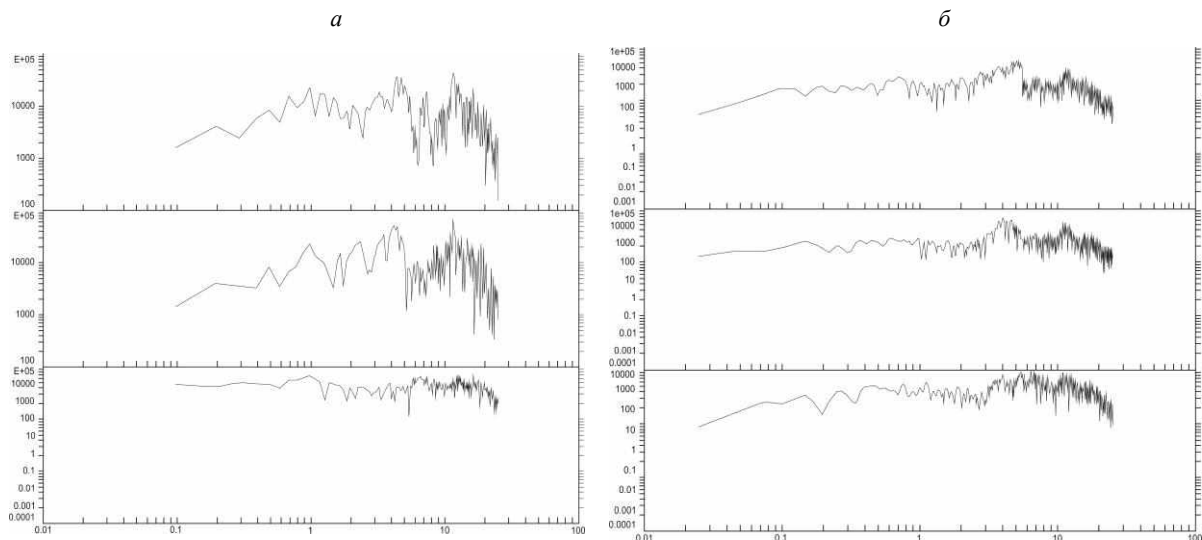


Рис. 4. Спектри Фур'є по трьох компонентах запису (зверху вниз - EW, NS та Z) потужного вибуху в кар'єрі АТ «ПівдГЗК» 23 вересня 2020 р. (а) та землетрусу 30 вересня 2020 р. (б)

Результати порівняльного аналізу цих записів свідчать, що в Кривому Розі 30 вересня 2020 року відбувся природний землетрус, а не потужний промисловий вибух [19]. Такий висновок ґрунтується на таких ознаках:

- наявність двох фаз P_n та P_g на першій частини запису (див. рис. 4б);
- наявність двох фаз S_n та S_g на другій частини запису (див. рис. 4б) - на записах вибуху (див. рис. 4а) цих фаз немає;
- наявність двох фаз L_q та L_r (рис. 4б) після фаз S_n та S_g - на записах вибухів немає L_q , присутня тільки L_r (див. рис. 4а).

Отже, згідно з ознаками сейсмічної події, наведеними на рис. 3,4, на записах спостерігається типовий для землетрусу змінний за амплітудою розподіл енергії сейсмічних хвиль у різних азимутальних квадрантах, у яких почергово домінує P або S хвиля; на записах спостерігається поверхнева хвиля Лява L_q , нетипова для запису вибухів (відношення значень амплітуди хвилі P до амплітуди хвилі S є меншим від 1).

У подальшому, визначення параметрів осередку землетрусу 30 вересня 2020 р. було проведено методом статистичної обробки результатів з використанням записів події на восьми найбільш близьких сейсмічних станціях України та Молдови.

Оцінка параметрів землетрусу 30.09.2020 (20: 00: 40.836) з магнітудою 3.0 ± 0.3 дала значення координат епіцентру [19]: Lat=48.1417N, Lon=33.3372E. Глибину $h=1.82$ км.

Визначення параметрів вогнища землетрусу від 30.09.2020. Нами було застосовано метод інверсії хвильових форм для визначення механізму вогнища землетрусу з використанням даних малої кількості станцій [19]. Вхідними даними є записи сейсмічних хвиль на станціях i , так зване, узагальнене точкове джерело, яке представлено симетричним тензором сейсмічного моменту (рис. 5).

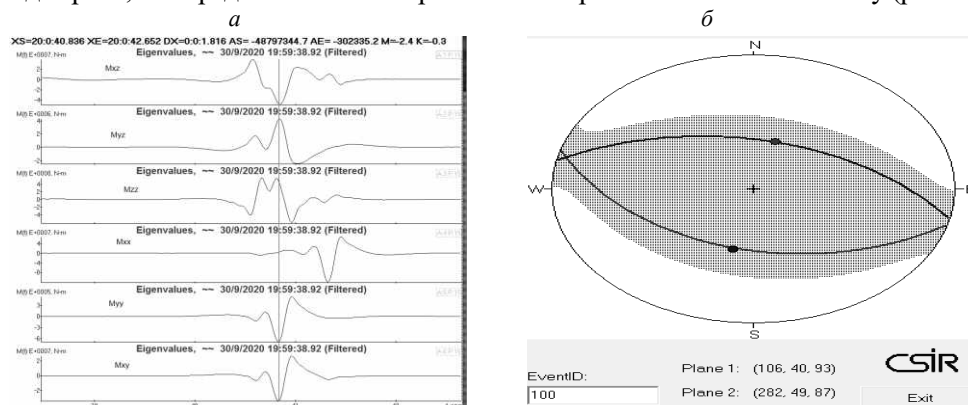


Рис. 5. Тензор сейсмічного моменту, який визначено за інверсією хвильових форм [19] із використанням записів на станції MIU (47.93248N, 33.33289E). Вертикальна лінія на графіку - час початку землетрусу: 20:0:40.836, який визначено в результаті обертання хвильових форм (а); фокальний механізм землетрусу, який визначено за даними тензора сейсмічного моменту (б)

Розрахунки показали, що механізм вогнища землетрусу відповідає насуву з правостороннім здвигом.

Епіцентр землетрусу знаходиться на межі Інгулецької банеподібної структури і Криворізького синклінорія (монокліналі). Перша складена неoarхейськими плагіограніт-мігматитами інгулецького комплексу [1,5,9,14], в якому згасає довгоживуча субширотна зона Девладівського розлому. За геологічними картами [5] розлом не проходить через Криворізький синклінорій, але на захід від нього спостерігаються окремі розломи того ж напрямку. При цьому епіцентр землетрусу тяжіє до його пересічення з одним з лінійних субмеридіональних відгалуджень зони Криворізько-Кременчуцького глибинного розлому, до якого приурочена Іскрівська тектоно-метасоматична зона.

Як показано на рис. 2, з 19 локальних землетрусів 9 індукованих землетрусів відбулися в північній частині Кривбасу (Тернівський район), де за нашими тектонічними побудовами Криворізько-Кременчуцьку зону розломів [10,13,14,19] перетинає більш молода система порушень з азимутом простягання 295° . У цілому, в цій частині Кривбасу спостерігається розтягнення верхньої частини земної кори, що супроводжується провалами земної поверхні. Інші 10 локальних землетрусів розташовані за межами Кривбасу і приурочені до зон глибинних тектонічних порушень.

У південній частині Кривбасу відмічається досить стабільний стан геологічного середовища верхнього шару земної кори.

Наявність серії природних землетрусів за межами Криворізького синклінорія показує сучасний стан геодинамічної ситуації навколо видобувної території, де в часі змінюються пружно-деформаційні властивості верхньої частини земної кори, що і є джерелом їх походження.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Локальні сейсмічні події, що відбуваються в тектонічно та техногенно ослаблених зонах району Кривбасу, мають, здебільшого, невелику магнітуду. Вплив вибухових робіт на прояв окремих землетрусів обґрунтовується збігом часу реєстрації з часом проведення потужних вибухів в шахтах. Для локальних землетрусів і промислових вибухів в кар'єрах та шахтах в межах Кривбасу форма записів та спектрограми мають суттєві відмінності.

Глибина осередків землетрусів 2011-2020 рр. переважно складає 5-10 км і характеризує нестабільний стан середовища верхнього шару земної кори на межі замикання Криворізького синклінорія та підстилаючих його гранітоїдів.

Переважає розміщення епіцентрів землетрусів зафіксовано в північній частині Криворізької структури. Близькість їх осередків до зони Тарапаківського і Саксаганського розломів, які контролюють положення родовищ багатих залізних руд. Зона знаходиться в критичному напружено-деформованому стані, основною причиною якого є розробка родовищ багатих руд на великих глибинах і переміщення величезних мас (кар'єр, шахта - відвал, хвостосховище) у просторі та часі, які порушують літостатичний стан геологічного середовища.

У південній частині Кривбасу відмічається досить стабільний стан геологічного середовища верхнього шару земної кори.

Отримані результати досліджень дозволяють прогнозувати, виникнення індукованих землетрусів на території Кривбасу, зони деформацій яких можуть поширюватися, як в райони діючих шахт, так і в агломерацію м. Кривий Ріг, що може призводити до сейсмо-техногенних подій значної магнітуди.

Для прийняття оперативних рішень пропонується створити стаціонарну локальну сейсмічну мережу (з мінімальною кількістю станцій не менше 4), яка може ефективно дозволити реалізовувати таке:

реєструвати індуковані землетруси з більшою роздільною здатністю з використанням точного визначення їх координат та глибин;

оцінювати механізми вогнищ індукованих природних і тектонічних землетрусів, що можуть виникати після проведення гірничих робіт різного типу;

визначати напружено-деформований стан геологічного середовища методом оцінки рівня мікросейсмічної інтенсивності з метою прийняття відповідних заходів безпеки при розробці перспективних планів розвитку кар'єрів і шахт.

На першому етапі досліджень, Інститут геофізики ім. С.І. Суботіна НАНУ пропонує використати 2 пристрої – велосіметр МІУ-04 власної розробки і акселерометр виробництва англійської фірми

GURALP разом з сучасним програмно-апаратурним забезпеченням ТОВ “Роден” (м. Київ). Комплекс дозволяє одержувати інформацію про сейсмічні події з їх наступною обробкою в онлайн-режимі і накопиченні в базі даних [21]. Один пристрій пропонується розташувати на півдні м. Кривий Ріг (Інгулецький район), другий - на півночі (Тернівський район).

Список літератури

1. Азаров Н.Я., Анциферов, А.В., Шермет Е.М., Глевасский Е.Б., Есипчук К.Е., Кулик С.Н., Бурахович Т.К., Пігулевський П.И., Николаев Ю.И., Николаев И.Ю., Сетая С.Д., Захаров В.В., Курлов Н.К. Геолого-геофизическая модель Криворожско-Кременчугской шовной зоны Украинского щита. - Киев: Наук. думка, 2006. - 196 с.
2. Андрущенко Ю.А., Кутас В.В., Кендзера А.В., Омельченко В.Д. Слабые землетрясения и промышленные взрывы, зарегистрированные на Восточно-Европейской платформе в пределах территории Украины 2005-2010 гг. // Геофиз. журн., 2012. - 34, № 3. - С. 49-60.
3. Андрущенко Ю.А., Кутас В.В., Кендзера А.В., Омельченко В.Д., Калитова И.А. Локальные землетрясения на Украинском щите // Геофиз. журн., 2013. - 35, № 6. - С. 116-129.
4. Габсатарова И.П., Кендзера А.В., Надежка Л.И., Пігулевський П.И., Коломиец М.В., Пивоваров С.П. Новое сейсмическое событие в Криворожье и механизм его очага // Вестник ВГУ. Серия: Геология, 2013. - №2. - С.134-140.
5. Захаров В.В. Мартинюк А.В., Токар Ю.Н. Державна геологічна карта України. Масштаб 1: 200000. Аркуш L-36-IV (Кривий Ріг)/ Укладачі: В.В. Захаров, А.В. Мартинюк, Ю.М. Токар. - Київ: Геоінформ, 2002. – 101 с.
6. Здешиц В.М., О.А. Калініченко, Пігулевський П.Г., Рибалко Б.І., Щербіна С.В. Дослідження мікросейсмічних явищ техногенного походження // Геофиз. журн., 2015. - №5 (37). – С.132-142.
7. Кендзера О.В., Кутас В.В., Андрущенко Ю.А., Пігулевський П.Г., Лісовий Ю.В. Сейсмічність центральної частини Українського щита у період з 2007 по 2013 роки. Геодинамика, 2014. 1(14). - С.144-158.
8. Кендзера О.В., Пігулевський П.Г., Андрущенко Ю.А. Особливості сейсмічності території Кривбасу. Допов. Нац. акад. наук Укр. 2021. № 6. С. 87-96. <https://doi.org/10.15407/dopovidi2021.06.087> Особливості сейсмічності території Кривбасу
9. Курлов Н.С., Шермет Е.М., Козарь Н.А., Гурский Д.С., Гейченко М.В., Щербак Н.П., Старостенко В.И., Зарицкий А.И., Белевцев Р.Я., Анциферов А.В., Глевасский Е.Б., Кулик С.Н., Бурахович Т.К., Пігулевський П.И., Агаркова Н.Г. и др. Криворожская сверхглубокая скважина СГ-8. - Донецк: «Ноулдж», 2011. - 555с.
10. Пігулевський П.И., Свистун В.К., Щербіна С.В. О тектоническом строении, геодинамических и сейсмологических особенностях Кривбасса. Екологія і природокористування: Зб. наук. праць ІППЕ НАНУ, 2013. - вип.17. - С.37-46.
11. Пігулевський П.Г., Свистун В.К., Щербіна С.В. Про розвиток системи реєстрації і аналізу неординарних сейсмічних подій в Кривбасі // Зб. наук. праць КНУ. Кривий Ріг, 2014. - 28-37.
12. Пігулевський П.И., Свистун В.К., Щербіна С.В. О сейсмическом событии в Кривбассе (Украина) и механизме его очага // Вестник ВГУ. Серия: Геология, 2015. №1. - С. 102-108.
13. Пігулевський П.И. О современной активизации докембрийских глубинных разломов Украинского щита // Сборник НГУ, 2015. № 46. - С. 38-44.
14. Пігулевський П.Г., Свистун В.К., Мечніков Ю.П., Кирилюк О.С., Лісовий Ю.В. Особливості диз'юнктивної тектоніки Криворізького залізорудного району / Геофизический журнал, 2016. - №5(Т.38). - С. 154-163.
15. Пігулевський П.Г. Природа Криворізького землетрусу 29 липня 2017 року / П.Г. Пігулевський, О.В. Кендзера, С.В. Щербіна, С.Т. Вербицький, Л.А. Шумлянська, О.О. Калініченко, І.Ю. Гурова, В.А. Ільєнко // Геолого-мінералогічний вісник Криворізького національного університету, 2017. - №1 (37). - С. 92-104.
16. Пігулевський П.Г. Про розвиток системи реєстрації і аналізу неординарних сейсмічних подій в Кривбасі / П.Г. Пігулевський, С.В. Щербіна, В.К. Свистун // Сб. научн. трудов. Качество минерального сырья. Изд. ФОП Чернявский Д.А. Кривой Рог, 2017. - т. 1. - С. 301-318.
17. Програма обробки сейсмічних записів WSG. [Електронний ресурс]; режим доступу: http://www.ceme.gsras.ru/new/wsg_arm.htm.
18. Свистун В.К., Пігулевський П.И. Результаты комплексных геофизических исследований по трассе Криворожского скоростного трамвая // Геолого-мінералогічний вісник Криворізького національного університету. – 2016. – № 2 (36).– 2016. С.37-45.
19. Щербіна С.В., Пігулевський П.Г., Гурова І.Ю., Амашукелі Т.А., Шумлянська Л.О., Калініченко О.А., Калітова І.А., Малицький Д.В., Нікулін В.Г., Вербицький С.Т. Сейсмічні події і тектоніка Кривбасу / Геофиз. журнал – 2021. – № 6,Т.43. – С.248-265. DOI: <https://doi.org/10.24028/gzh.v43i6.251566>
20. Скляр А.М., Князева В.С. Макросейсмические данные криворожского землетрясения 14 января 2011 г. // Сейсмологический бюллетень Украины за 2011 год. – Севастополь. – НПЦ «ЭКОСИ-Гидрофизика», 2012 – С. 59 – 61.
21. <https://geofon.gfz-potsdam.de/old/eqinfo/seismon/globmon.php>.

А.В. ПЕРЕМЕТЧИК, канд. техн. наук, доц.,
С.О. ФЕДОРЕНКО, Т.О. ПОДОЙНІЦИНА, старші викладачі, К.І. КОВТУН, студентка
Криворізький національний університет

АСПЕКТИ СТВОРЕННЯ ЕФЕКТИВНОЇ МЕТОДИКИ МАРКШЕЙДЕРСЬКО-ГЕОДЕЗИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНОГО РОДОВИЩА

Мета. Метою роботи є створення ефективної методики маркшейдерсько-геодезичного забезпечення розробки залізорудного родовища. Теоретичні та експериментальні дослідження роботи направлені на створення ефективного методу визначення планово-висотних координат маркшейдерського обґрунтування з найменшим використанням трудовитрат і часу, а також з найбільшою точністю. Такий підхід пояснюється тим, що точність позиціонування в цьому випадку буде найбільш ефективним та актуальним підходом до вирішення проблеми у теперішній час. По мірі будівництва і експлуатації гірничого підприємства, пункти обґрунтування втрачаються як через їх пряме фізичне знищення в результаті розносу бортів кар'єрів, будівельних і дорожніх робіт, так і через порушення видимості між суміжними знаками при забудові території, відсіпки відвалів та інших робіт. Тому відновлення втрачених та створення нових пунктів опорного маркшейдерського обґрунтування є гострою необхідністю.

Методи дослідження. Для маркшейдерсько-геодезичного забезпечення відкритих гірничих робіт на території гірничого відводу підприємства створюється розгалужена мережа пунктів опорного обґрунтування, яка з розвитком гірничих робіт періодично поповнюється. У зв'язку з необхідністю поповнення мережі, виконуються роботи зі створення опорного маркшейдерського обґрунтування на кар'єрі і його відвалах. Ці спостереження проводяться з метою вставки нових та перевірки раніше закладених точок в опорній мережі.

Наукова новизна. Застосовано комплекс сучасного маркшейдерсько-геодезичного забезпечення гірничого виробництва, що полягає у використанні новітніх методів і приладів, зокрема, супутникового методу створення опорних мереж. Проведено дослідження зі створення ефективної методики маркшейдерсько-геодезичного забезпечення залізорудного кар'єру.

Практичне значення. Створено ефективну методику маркшейдерсько-геодезичного забезпечення гірничого виробництва, що дозволяє виконувати роботи з найменшим використанням трудовитрат і часу, а також з найбільшою точністю.

Результати. Отримано результати, які дали змогу створити опорну маркшейдерську мережу на території гірничого відводу залізорудного кар'єру. Показано переваги комплексу методів, що базуються на використанні новітніх методів і приладів, зокрема, супутникового методу створення опорних мереж.

Ключові слова: маркшейдерсько-геодезичне забезпечення, опорна маркшейдерська мережа, GPS-спостереження, вставка маркшейдерських пунктів, мережі згущення, відкриті гірничі роботи.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-92-98

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. При проведенні відкритих гірничих робіт з видобутку залізних руд у Криворізькому басейні завжди було актуальним питання моніторингу і дослідження території гірничих робіт та відпрацьованих ділянок земної поверхні. Тому у гірничих виробництвах виникла необхідність межування їх територій, знаходження місця планового розташування і висот точок з подальшим перенесенням отриманих даних на плани і карти рудників, кар'єрів, визначення характеру розташування властивостей покладів копалин, що мають промислове значення.

Однією із невід'ємних умов для виконання необхідного супроводу та контролю гірничих робіт маркшейдерською службою гірничого підприємства є створення опорної мережі, яка є геометричною основою для всіх видів маркшейдерсько-геодезичної зйомки.

Аналіз досліджень і публікацій. Маркшейдерське опорне обґрунтування є комплексом лінійних і кутових вимірювань, що реалізуються на земній поверхні та під землею з метою знаходження місця планового розташування і висот точок з подальшим перенесенням отриманих даних на плани і карти рудників, кар'єрів з метою визначення розташування і властивостей покладів копалин, що мають промислове значення. Це дозволяє проводити контроль та моніторинг видобутку корисних копалин. Більш коротко можна сказати, що цей вид робіт є вимірюванням гірничих об'єктів для визначення їх положення щодо земної поверхні. Дані, отримані в процесі маркшейдерської зйомки також використовуються для вирішення інженерних завдань в процесі будівництва та експлуатації підприємств гірничодобувного комплексу. Всі маркшейдерські зйомки проводяться в суворій відповідності до затвердженого проекту із ретельним дотриманням вимог інструкції з виконання маркшейдерських робіт і основ-

них положень з топографо-геодезичного забезпечення маркшейдерських робіт.

Тенденція сучасного маркшейдерського забезпечення гірничого виробництва полягає у використанні новітніх методів і приладів, зокрема, супутникового методу створення опорних мереж. У науково-технічній літературі, присвяченій цьому питанню, фахівці наводять низку позитивних аргументів на користь цього методу.

З вітчизняних прикладів можна виділити приклад створення мережі базових станцій. Фахівці вказують, що відстань між станціями не повинна перевищувати 70 км. Виконаний аналіз фактичних відстаней між сусідніми станціями мережі показав, що ці відстані знаходяться в діапазоні від 33 до 83 км, а середнє значення дорівнює близько 62 км.

Слід відзначити, що щільність базових станцій на території нашої області найвища з усіх областей України та, згідно досліджень, становить 1 пункт на 3,1 тис.км².

Якщо розглядати зарубіжні джерела, можна навести приклади Німеччини, Вірменії та Російської Федерації.

Мережа SAPOS (Germany) є однією з кращих в Європі як за кількістю, так і за оснащенням станцій. Довжина базисів мережі становить 30-70 км і містить більше 270 станцій.

Для Республіки Вірменія радіус дії однієї станції приймається 45 км, а відстані між станціями 70-80 км.

На сайті «Інжинірингового Центру ГФК» вказується, що одна базова станція забезпечує визначення просторових координат в режимі реального часу (RTK) з сантиметровою точністю в радіусі не більше 25-30 км. Віддалення переносного приймача від базової станції може бути і більшим, наприклад, 300 км. Однак при віддаленні від станції точність позиціонування погіршується пропорційно відстані. Базові станції можуть передавати RTK-дані і забезпечувати зону охоплення в радіусі до 20-30 км. Точність RTK-вимірювань залежить від довжини векторів. Для досягнення точності від 2 до 5 см відстань до базової станції не повинна бути більше 100 км. Для досягнення більш високої точності (1-2 см) рекомендується застосовувати технологію мережевих поправок.

Тимчасова модель помилок і коригувальних поправок на основі даних декількох станцій і їх точного місця розташування дає можливість підвищити точність координування. Це передбачає спільну обробку даних з усіх базових станцій і формування поля диференціальних поправок на всю зону покриття мережі. Завдяки мережевому способу формування диференціальних поправок користувач може надійно отримувати координати на віддаленні від базових станцій до 50 км, а відстань між станціями може бути до 80 км.

В RTK-мережах відстані між базовими станціями можуть досягати більше 30 км, а віддалення мобільної станції від найближчої базової станції мережі – до 50 км.

Постановка задачі. Питання про опорне маркшейдерське обґрунтування на гірничих підприємствах, як геометричної основи для забезпечення всіх видів зйомки постає досить регулярно по ряду причин. По мірі будівництва і експлуатації гірничого підприємства, пункти маркшейдерського обґрунтування втрачаються як через їх пряме фізичне знищення в результаті розносу бортів кар'єрів, будівельних і дорожніх робіт, так і через порушення видимості між суміжними знаками при забудові території, відсіпках відвалів та інших робіт. Тому відновлення втрачених та створення нових пунктів опорного маркшейдерського обґрунтування є гострою необхідністю.

Метою теоретичних та експериментальних досліджень роботи є створення ефективного методу визначення планово-висотних координат маркшейдерського обґрунтування з найменшим використанням трудовитрат і часу, а також з найбільшою точністю. Такий підхід пояснюється тим, що точність позиціонування в цьому випадку буде найбільш ефективним та актуальним підходом до вирішення проблеми у теперішній час.

Викладення матеріалу та результати. Останнім часом визначення координат мережі з використанням супутникової системи базових станцій стає все більш затребуваною технологією.

Ця технологія стане, навіть у найближчій перспективі, основною при виконанні високоточних просторових вимірювань у геодезії, землевпорядкуванні, при моніторингових вимірах, що пояснюється цілою низкою її переваг.

До переваг економічного характеру слід віднести: скорочення витрат на обладнання, оскільки достатньо мати тільки один комплект приймачів; скорочення витрат на транспорт і зменшення числа задіяних виконавців; збільшення продуктивності праці у зв'язку з тим, що на ко-

ординовання однієї точки потрібно кілька секунд; зниження професійних вимог до виконавців.

Технологічні переваги складаються з: виключення грубих помилок вихідних пунктів; можливості роботи в будь-якій системі координат; суттєвого підвищення точності визначення координат; можливості роботи в режимі реального часу або використання даних базових станцій при післясеансній обробці результатів вимірювань; контролю точності вимірювань безпосередньо в процесі їх виконання; доступності даних щодня в будь-який час доби; при роботі в режимі реального часу немає необхідності в постобробці отриманих даних.

Розглянемо, як функціонує система точного позиціонування з використанням базових станцій. Супутникові приймачі, встановлені на базових станціях, постійно приймають навігаційні сигнали від навігаційних супутників глобальних навігаційних супутникових систем. Інформація, що накопичується базовими станціями, передається в режимі реального часу до центру управління системи. Там виконується аналіз якості, попередня обробка, узагальнення та архівування даних. В обчислювальних засобах центру управління в режимі реального часу вирішується мережева задача і здійснюється обчислення коригуючих поправок. В залежності від оперативності визначення координат споживача використовуються два режими: реального часу (RTK) і постобробки (POST). У режимі реального часу координати об'єктів оновлюються щомиті. У режимі постобробки координати об'єктів обчислюються із запізненням в камеральних умовах.

Найпростішим варіантом розглянутої технології, але і найменш точним, є одиночна базова станція. Якщо використовується мережа станцій, помилки визначення координат, як правило, менші.

При роботі з одиночної базової станцією повинна найбільш яскраво проявлятися залежність точності визначення координат від відстаней до базової станції. Тому визначену відстань від одиночної базової станції до приймача, при якій досягається точність, достатня для виконання більшості маркшейдерсько-геодезичних робіт, слід розглядати як оптимальну відстань між пунктами мережі базових станцій. Зменшення відстаней між станціями, безумовно, підвищує точність позиціонування, але збільшує число станцій, що, природно, збільшує витрати на створення і підтримку мережі.

Для маркшейдерського забезпечення відкритих гірничих робіт на території гірничого відводу підприємства створюється розгалужена мережа пунктів опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування, яка з розвитком гірничих робіт періодично поповнюється. У зв'язку з необхідністю поповнення мережі, виконуються роботи зі створення опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування на кар'єрі і його відвалах. Ці спостереження проводяться з метою вставки нових та перевірки раніше закладених точок в опорній мережі. При створенні нових пунктів існує необхідність зрівнювання створених мереж з існуючими. Часто створені нові мережі не були ув'язані зі старими, вже існуючими. Для ефективного забезпечення гірничого виробництва маркшейдерські роботи повинні виконуватися з використанням надійного планово-висотного обґрунтування. Згідно Інструкції з виконання маркшейдерських робіт, вимоги до щільності пунктів опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування при відкритій розробці родовищ зумовлені тим, що маркшейдерське опорне обґрунтування створюється від пунктів державної або місцевої мереж.

Для визначення залежності точності координат пункту спостережень від одиночних базових станцій виконані експериментальні дослідження на пункті триангуляції III класу, розташованому неподалік кар'єру «Першотравневий». Вихідний пункт розташований за зоною впливу відкритих гірничих робіт, що забезпечує сталість їх планово-висотного положення. Його обрано таким чином, щоб навколо пункту вимірювань були відсутні високі споруди і дерева, які могли б стимулювати явище багатопрохідності проходження сигналу і стати джерелом перешкод при прийомі радіосигналів від навігаційних супутників.

Польові роботи виконували супутниковим приймачем Leica GS08plus. Приймач є двочастотним і підтримує режим вимірювань у реальному часі. Він має 120 каналів прийому сигналів і працює з супутниками систем GPS Navstar і ГЛОНАСС. У RTK-режимі реалізовані такі формати даних: Leica (Leica, Leica4G), CMR +, RTCM 2.x, RTCM 3.x. Частота оновлення координат стандартно 1 Гц. За даними виробника середні квадратичні похибки вимірювань у реальному часі характеризуються такими значеннями:

в плані: ± 5 мм $+0,5$ мм/км;

по висоті: ± 10 мм $+0,5$ мм/км.

У постобробці точність підвищується до таких значень середніх квадратичних помилок:
в плані: ± 3 мм $+0,5$ мм/км;
по висоті: ± 6 мм $+0,5$ мм/км.

Перед дослідженнями виконано перевизначення координат пункту спостережень в режимі статички щодо трьох найближчих базових станцій, розташованих приблизно рівномірно по азимуту.

Накопичення даних, спрямованих на визначення еталонних координат пункту вимірювань, здійснювалося у ранковий час протягом 2 годин. Під час проведення спостережень кількість спостережуваних супутників повинна бути не менше 5-6, а коефіцієнт втрати точності (PDOP) не повинен перевищувати 6. За цей період приймалися сигнали від 12 супутників GPS Navstar і 8 супутників ГЛОНАСС, загалом, від 20 навігаційних супутників. В результаті обробки отримані значення планових координат із середніми квадратичними помилками 0,4-0,5 мм, а висоти - 1,1 мм.

Для вирішення поставленого завдання досліджень були незалежно визначені координати пункту спостережень від шести базових станцій, віддалених на різні відстані в діапазоні від 6 до 235 км. Всі станції входять в мережу SystemNet. На кожну базову станцію було виконано 300-310 вимірювань при автозбереженні даних з інтервалом в 1 с. Всі вимірювання виконувалися в умовах чистого небосхилу при куті маски в 10° . Спостереження проводилися у ранковий час, це сприяло зменшенню впливу іоносферних затримок. Таким чином, можна констатувати, що умови проведення експериментальних вимірювань були найкращими.

Вибір місця і закладка пунктів опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування здійснювалися маркшейдерською службою з урахуванням вимог нормативних документів до щільності пунктів опорної мережі, перспектив розвитку гірничих робіт, розмірів і глибини кар'єру та можливості їх використання як вихідних для визначення координат пунктів знімальної мережі кар'єра і відвалу.

Роботи, виконані в мережі показали, що середні квадратичні помилки планових координат при локальній диференціальній корекції щодо одиночної базової станції склали 0,3-0,4 м при відстанях від 7 до 40 км, 0,4-0,5 м при відстанях 40-90 км і 0,9 м при відстанях порядку 110 км.

В процесі побудови мережі було виконано ряд експериментальних робіт, в яких отримана точність на порядок вище. При відстанях до 65 км різниці в планових координатах знаходяться в діапазоні 1,1-6,7 см, а у висотній координаті 1,6-11,6 см.

Така точність опорних базових станцій робить більш доступним розвиток маркшейдерських опорних мереж, тим самим спрощуючи роботу місцевих маркшейдерських служб. Таким чином можна розглянути опорну мережу кар'єру «Першотравневий» у якості об'єкту, який вже довгий строк активно користується даними станціями.

В адміністративному відношенні ділянка робіт розташована на території Тернівського району м. Кривого Рогу. Топографічні плани на районі робіт масштабу 1:500 відсутні. Тому перед закладкою нових пунктів було прийняте рішення зробити топографічну зйомку місцевості, для поповнення зведеного плану. Згідно з вимогами ДБН А.2.1-1-2008 (Київ, 2008 р.) та «Інструкції з топографічного знімання у масштабах 1:5000, 1:2000, 1:1000 і 1:500 ГКНТА-2.04-02-98» (Київ, 1999 р.), топографічна зйомка повинна виконуватись у масштабі 1:500 з перерізом рельєфу 0,5 м.

Для виконання топографічної зйомки побудована знімальна мережа у вигляді теодолітних ходів, що спираються на точки, координати яких визначенні за допомогою GPS спостережень, і пункт полігонометрії № 5005.

Координати перераховані у систему координат «ПівнГЗК».

Горизонтальні кути та довжини ліній вимірювались електронним тахеометром серії GPT-3007N № 4F0152, виробництва фірми TOPCON. Центрування приладу виконувалось з точністю 3 мм.

Обробка результатів вимірювань виконана за допомогою програмного комплексу CREDO DAT.

Під час виконання топографічної зйомки, виконувалось знімання підземних комунікацій. Одночасно визначались глибини закладання, напрямок з'єднання, матеріал та діаметр труб підземних комунікацій. Безколязні прокладання підземних комунікацій визначались за допомогою універсального пошукового приладу «Універсал-911 М» і прив'язувались інструментально в процесі знімання. Середні помилки планового положення точок підземних комунікацій, які визначались приладом «Універсал-911 М» відносно найближчих точок знімальної основи, не перевищують 35 см.

Граничні розходження між значенням глибини закладання підземних комунікацій, що визначені за допомогою трасошукача під час знімання і одержаних під час контрольних польових вимірювань, не перевищують 15% від глибини закладання.

За даними знімання підземних комунікацій, опису колодязів складено план підземних і надземних комунікацій масштабу 1:500, який суміщено з топографічним планом ділянки. Місцеположення підземних комунікацій на топографічному плані, узгоджено з ПАТ «ПівнГЗК».

Контроль та прийняття топографо-геодезичних робіт здійснювалися в процесі виконання та по закінченню робіт.

За вихідні пункти для виконання топографічної зйомки використовувались пункт полігонометрії № 5005 і точки, координати яких визначені за допомогою GPS-спостережень. В результаті топографо-геодезичних робіт було отримано топографічний план масштабу 1:500.

Вибір місця і закладка встановлюваних пунктів опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування здійснювалися маркшейдерською службою з урахуванням вимог нормативних документів до щільності пунктів опорної мережі, перспективи розвитку гірничих робіт, розмірів і глибини кар'єра, можливості їх використання в якості вихідних для визначення координат пунктів знімальної мережі кар'єра і відвалу. В якості вихідного при реконструкції опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування був прийнятий пункт «Грядковатая».

Вихідні пункти розташовані за зоною впливу відкритих гірничих робіт, що забезпечує стабільність їх планово-висотного положення. Польові вимірювання здійснювалися приймачами «GR-5» фірми «Торсон» (США). Для визначення планово-висотного положення пунктів опорного маркшейдерсько-геодезичного обґрунтування застосовувався метод статичної GPS-зйомки.

При виконанні робіт по визначенню планово-висотного положення пунктів маркшейдерсько-геодезичного опорного обґрунтування на Першотравневому кар'єрі застосовувалася GPS-зйомка. Польові вимірювання здійснювалися приймачами «GR-5» фірми «Торсон» (США).

TOPCON GR-5 оснащений новітнім чіпсетом Vanguard GNSS, передовою технологією Fence AntennaTM. Має 226 універсальних супутникових каналів, які дозволяють приймачу працювати з сигналами всіх існуючих на сьогоднішній день супутникових систем - GPS, ГЛОНАСС, Galileo, Beidou і QZSS і забезпечувати неперевершену якість сигналу в будь-яких умовах. Приймач оснащений вбудованими УКВ і GSM/GPRS модемами, що дозволяє працювати у всіх режимах - статика, кінематика, RTK, мережеве RTK. GR-5 може працювати в найсуворіших кліматичних умовах - корпус приймача виконаний з магнієвого сплаву, діапазон робочих температур від -40° до +60°, ступінь пило-вологозахисту становить IP66. Два знімних акумулятори приймача дають можливість їх гарячої заміни прямо в полі.

Це високоточні двочастотні приймачі, що дозволяють визначати планово-висотне розташування точок щодо твердого (вихідного) пункту з похибкою: в плані ± 3 мм $+0,5$ мм/км, а по висоті ± 6 мм $+0,5$ мм/км. Під час проведення спостережень кількість спостережуваних супутників повинна бути не менше 5-6, а коефіцієнт втрати точності (PDOP) не повинен перевищувати 6.

Для прийому сигналу з супутника встановлюється часовий діапазон, тобто періодичність визначення координат точки стояння, який під час спостереження дорівнював 1 секунді. При виконанні

спостережень на пунктах опорної маркшейдерської мережі базисний приймач розташовувався на піраміді «Грядковатая». Переносні приймачі послідовно встановлювалися на визначених пунктах. Центрування антен приладів над маркшейдерськими точками здійснювалося за допомогою оптичного виска, що забезпечувало їх встановлення з похибкою не більше 0,5-0,8 мм.

Вимірювання висоти антени здійснювалося за допомогою спеціальної рулетки з точністю до 1 мм. При цьому вимірювалась похила відстань від центру маркшейдерського знака до антени.

Обробка результатів спостережень здійснювалася з використанням програмного забезпечення «Topcon Tools» Програма «Topcon Link» призначена: для обміну даними між GPS-приймачем або тахеометром фірми TOPCON і персональним комп'ютером; для перетворення (конвертації) файлів різних форматів; для попередньої обробки даних тахеометра. Це дозволяє отримати зрівняні координати визначених точок.

Програма включає в себе три етапи: введення вихідних даних, зрівнювання результатів спостережень і складання звіту. Слід зазначити, що використовується програма дозволяє своєчасно виявляти вимірювання, що містять грубі помилки, і виключати їх із бази даних, підвищуючи тим самим точність визначення координат пунктів.

Спостереження на визначених пунктах опорного обґрунтування здійснювалися одночасно з постобробкою, що виключає можливість негативного результату, а, відповідно, й вірогідність повторного польового вимірювання, тим самим скорочуючи час, витрачений на даний вид роботи.

Місця розташування додаткових пунктів були позначені на зведеному плані кар'єру та відображені в каталозі. За даними маркшейдерсько-геодезичних робіт, після камеральної обробки було виконано оцінку точності отриманих результатів (табл. 1).

Таблиця 1

Оцінка точності результатів виконаних робіт		
Сторона опорної маркшейдерської мережі	Довжина, м	Відносна похибка
Грядковатая – А-2	1781,491	1:445373
Грядковатая – А-3	1788,788	1:255541
Грядковатая – А-4	1789,127	1:894564
Грядковатая – А-5	1791,584	1:597195
Грядковатая – А-6	1793,008	1:597669
С40 – Грядковатая	4577,119	1:2288559
С41 – Грядковатая	6275,095	1:896442
С42 – Грядковатая	6259,536	1:43256
С43 – Грядковатая	5928,286	1:1976095
С44 – Грядковатая	5983,911	1:1495978
Р1508 – Грядковатая	5339,725	1:2669862
М60 – Грядковатая	2449,362	1:1224681
М61 – Грядковатая	2869,506	1:1434753
М62 – Грядковатая	2888,909	1:1444455
М63 – Грядковатая	3372,771	1:1686386
М64 – Грядковатая	4012,977	1:2006489
М65 – Грядковатая	3007,544	1:601509
М66 – Грядковатая	2161,510	1:360252
М67 – Грядковатая	2422,577	1:2422577
М68 – Грядковатая	1062,625	1:354208
М69 – Грядковатая	1987,305	1:993653
Грядковатая – С80	6183,356	1:1236671
Грядковатая – С81	5622,275	1:1124455
Грядковатая – С82	6056,575	1:757072
Грядковатая – С83	5050,387	1:2525194
Грядковатая – С84	4399,352	1:549919
Грядковатая – С85	4515,222	1:1505074
Грядковатая – С86	5004,741	1:1668247
Грядковатая – С87	4808,450	1:961690

Наведені в таблиці дані про помилки вимірювання довжин сторін дозволяють зробити висновки про те, що виконані вимірювання задовольняють вимогам точності, що пред'являються до мереж трилатерації 1-4 класів.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Показано вирішення актуальної науково-технічної задачі створення ефективної методики маркшейдерського забезпечення гірничого виробництва на основі новітніх маркшейдерсько-геодезичних методів та приладів. Дослідження, спрямовані на вдосконалення даної методики є вельми перспективними.

Список літератури

1. Антонович К.М. Використання супутникових радіонавігаційних систем у геодезії. Том. 1. – М.: Картгеоцентр, 2005.
2. Антонович К.М. Використання супутникових радіонавігаційних систем у геодезії. Том. 2. – М.: Картгеоцентр, 2006.
3. Бизов В.Ф., Федоренко П.Й. Маркшейдерська справа: Підручник для ВНЗ за напрямом Гірництво. – Кривий Ріг: Мінерал, 2001.
4. Божко В.Г., Гринюк Б.А., Чирва А.И. Использование GPS-системы для привязки опорных реперов наблюдательных станций.// Вісник Криворізького технічного університету. - Кривий Ріг. – 2007. №18. – С. 74-76.
5. Борщ-Компонец В.И., Навитний А.М.,

- Кныш Г.М. Маркшейдерское дело. – М.: Недра, 1985.
6. Борщ-Компониц В.И. Геодезия. Маркшейдерское дело. – М.: Недра, 1989.
 7. Воловецкий Б. Оцінка впливу економічних параметрів на точність геодезичних вимірювань при кадастрових роботах. // Geodezja inzynieryjna i katastr w gospodarce narodowej. – Lvov-Rzeszow. – 1998. – С. 19-22.
 8. Загредінов Р.В. Планування супутникових геодезичних вимірів: Навчально-методичний посібник. – К.: К(П)ФУ, 2013.
 9. Инструкция по производству маркшейдерских работ. – М.: Недра, 1987. – 189 с.
 10. Лебедев Н.Н. Курс инженерной геодезии. – М.: Недра, 1974.
 11. Левчук Г.П., Новак В.Е., Лебедев Н.Н. Прикладная геодезия. – М.: Недра, 1983.
 12. Манукян Л.В. Создание модели квазигеоида и сети постоянно действующих базовых станций в республике Армения / Л.В. Манукян, В.А. Маркарян // Инженерная геодезия. – 2014. – Вып. 60. – С. 34–39.
 13. Попов В.М., Букринський В.А. Геодезія та маркшейдерія. – М.: Московський державний гірничий Університет, 2007.
 14. Перегудов М.А., Пацев І.І., Борщ-Компониц В.І. Маркшейдерські роботи на кар'єрах та копальнях. – М.: Недра, 1980.
 15. Сидоренко В.Д., Федоренко П.Й., Шолох М.В., Переметчик А.В. Геодезія і маркшейдерія. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 437 с.
 16. Ушаков И.Н., Казаковский Д.А., Кротов Г.А., Лавров В.Н. и др. Маркшейдерское дело. – М., Недра, 1989.
 17. Jahn C.H. Das SAPOS®-Qualitätskontrollleder Arbeitsgemeinschaft der Vermessungsverwaltungen der Länder der Bundesrepublik Deutschland / C.H. Jahn, J. Rubach, C. Elsner, A. Schenk, P. Wagenfuhr, H.-G. Dick, A. Brunner // zfv, 3/2011. – S. 127–137.

УДК 622.27: 621.926.9

М.І. СОКУР, д-р техн. наук, проф.,
Кременчуцький національний університет ім. Михайла Остроградського
В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф.,
Харківський національний університет «Харківський політехнічний інститут»

ВИПРОБУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ КОМБІНОВАНОГО ПОДРІБНЕННЯ НА ІНГУЛЕЦЬКОМУ ГЗК

Мета. Удосконалення конструкції і схемних рішень комбінованого подрібнення магнетитових руд в умовах Інгулецького ГЗК. Уведення в науковий обіг результатів промислового випробування в умовах Інгулецького ГЗК нової технології комбінованого подрібнення магнетитової руди.

Методика. Науковий експеримент. Промислове випробування модернізованої технологічної схеми і устаткування секції № 18 Інгулецького ГЗК, зокрема: підвищена установлена потужність електродвигунів з 1600 до 2000 кВт (для можливості довантаження куль у млин) реконструйовані головні приводи двох млинів ММС - 7000×2300; розроблені, виготовлені і встановлені на млинах ММС - 7000×2300 класифікуючі бутари поворотного типу з регульованим виводом гальки; млини ММС - 7000×2300 оснащені новою конструкцією футеровки, що дозволило довантажувати у млин кулі; на млинах ММС - 7000×2300 встановлені розвантажувальні грати з щілиновидними отворами шириною 15 мм, розташованими в периферійній частині; на II і III стадії подрібнення використані нові універсальні млини МШЦ - 4000×7500; у II прийомі знешламлювання застосований дешламатор МД - 9; на млинах ММС - 7000×2300 для проведення випробувань використані барабани з литими торцевими стінками.

Результати. В умовах Інгулецького ГЗК виконане промислове випробування нової технології комбінованого подрібнення магнетитової руди.

Практична значимість. Застосування нової комбінованої технології подрібнення підвищує продуктивність секції на 30,6 т/год. Масова частка заліза в концентраті склала 62,8%, що на 0,3% більше, ніж в раніше випробуваній комбінованій технології подрібнення.

Наукова новизна. Суть технології полягає в додаванні фіксованої кількості металевих куль у млини самоподрібнення ММС - 7000×2300 (I стадія подрібнення). Це забезпечило комбінований механізм руйнування грудок рудної сировини – як помельними тілами, так і крупними шматками руди. На II і III стадії подрібнення застосовуються кульові млини.

Ключові слова: млини самоподрібнення, комбінована технологія подрібнення, Інгулецький ГЗК, промислове випробування.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-98-102

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. З поглибленням кар'єра Інгuleцького родовища магнетитових руд погіршуються фізико-механічні властивості сировини, що добувається. Це обумовлює зниження ефективності технологічного процесу самоподрібнення, застосовуваного на збагачувальній фабриці (другій черзі) Інгuleцького ГЗК. Одним зі шляхів підвищення ефективності збагачення магнетитових руд є застосування напівсамоподрібнення і комбінованих схем подрібнення.

Технологічна схема самоподрібнення секції № 17 Інгuleцького ГЗК включає три стадії самоподрібнення (самоподрібнення в I стадії і рудногалькове в II і III стадіях), три стадії магнітного збагачення і два етапи знешламлювання.

Перший етап промислових випробувань комбінованої схеми подрібнення з використанням в I стадії млина самоподрібнення ММС-7000×2300 в заводському виконанні показав можливість збільшення продуктивності секції на 18,5% в порівнянні з секцією повного самоподрібнення при одночасному зниженні масової частки заліза в концентраті на 1%.

Погіршення якості концентрату було наслідком нетехнологічності випробуваної схеми комбінованого подрібнення, по якій в другій стадії подрібнення в млині МШР-4000×7500 подрібнювалися і галька, що виводиться з млинів ММС-7000×2300 галька величиною -50+20 мм і промпродукт I стадії магнітного збагачення величиною -1+0 мм.

Для підвищення вмісту заліза у концентраті постала проблема вдосконалення конструкції обладнання і схемних рішень подрібнювальних операцій.

Аналіз досліджень і публікацій. У роботах [1-9] висвітлені різні аспекти роботи млинів самоподрібнення і напівсамоподрібнення, зокрема пошук раціональної конструкції їх елементів, моделювання процесу подрібнення, знос футеровки тощо.

Зокрема, в роботі [1] описані інноваційні технічні рішення успішно впроваджені на млинах МБ-90-30, ММС-70-23, ММС-90-30А, ММС-105-50 і рекомендовані до використання при роботі млинів інших типорозмірів. На підставі результатів досліджень була створена і реалізована в промислових умовах конструкція барабана млина з ребрами жорсткості з додатковими полицями на вільних кінцях таврового перерізу.

У роботі [2] встановлено, що в барабані млина зварної конструкції виникають значні залишкові напруження що досягають небезпечних значень в зварних швах ребер жорсткості, а також в місці приварювання торцевої стінки завтовшки 56 мм до кільцевого фланця завтовшки 205 мм; тому ці перерізи є небезпечними концентраторами напруження. Зроблено висновок, що найбільш прийнятна конструкція барабана, в якому несущими основне навантаження елементами (разом із стінкою) є ребра змінної товщини, що збільшується у напрямі до цапфи.

У роботі [3] за допомогою програмного ресурсу SolidWorks виконано моделювання напруженого стану барабану, зокрема, його стінок в холостому режимі та при номінальному навантаженні. Одержані параметричні поля та епюри напружень корелюють з експериментальними даними, одержаними при фізичному моделюванні. Незалежно від конфігурації профілю стінки барабана (прямокутна чи трапецевидна) спостерігається чітке зростання напружень в районі цапфи. При цьому трапецевидна форма стінки барабана млина з потовщенням в області цапфи забезпечує зменшення напружень в 1,7 рази. Встановлено, що зона максимальних напружень при номінальному навантаженні кількісно оцінюється 72-82,5 МПа.

У роботах [4-9] виконані дослідження абразивного зношування шару футеровки в млині напівсамоподрібнення, механізму руйнування руди в млині самоподрібнення. Запропоновані авторські моделі млинів само подрібнення і напівсамоподрібнення а також способи підвищення продуктивності млинів за рахунок модифікації зносостійких сталевих компонентів.

Постановка завдання. Удосконалення конструкції і схемних рішень комбінованого подрібнення магнетитових руд в умовах Інгuleцького ГЗК.

За наслідками випробувань секцій №18 встановити масову частку заліза в концентраті, масові частки заліза в хвостах за новою комбінованою технологією подрібнення секції №18 і тристадійного самоподрібнення (секція 17). Оцінити вплив застосування нової комбінованої технології подрібнення на продуктивність секції.

Викладення матеріалу та результати. Для поліпшення якісних показників концентрату рудо-збагачувальної фабрики РЗФ-2 Інгuleцького ГЗК проведені випробування нової комбінованої схеми подрібнення з модернізованим устаткуванням і напівсамоподрібненням в I стадії

подрібнення. Для цих цілей здійснена реконструкція і модернізація технологічної схеми і устаткування секції № 18 в наступних напрямках:

для підвищення установленної потужності електродвигунів з 1600 до 2000 кВт (для можливості довантаження куль в млин) реконструйовані головні приводи двох млинів ММС-7000×2300;

розроблені, виготовлені і встановлені на млинах ММС-7000×2300 класифікуючі бутари поворотного типу з регульованим виводом гальки;

млини ММС-7000×2300 оснащені новою конструкцією футеровки, що дозволило довантажувати в млин кулі;

на млинах ММС-7000×2300 встановлені розвантажувальні грати з щілиновидними отворами шириною 15 мм, розташованими в периферійній частині;

на II і III стадії подрібнення використані нові універсальні млини МШЦ-4000×7500;

у II прийомі знешламлювання застосований дешламатор МД-9.

На базі виконаних тензометричних досліджень млина ММС-7000×2300 для проведення випробувань використані барабани з литими торцевими стінками.

Технологічна схема збагачення з комбінованим подрібненням секції № 18 включала три стадії подрібнення (напівсамоподрібнення в I стадії і кульового в II і III стадіях) і класифікацію.

Млини ММС-7000×2300 I стадії напівсамоподрібнення працювали при добавці куль діаметром 125 і 60 мм до 10-15 мас.% від рудного завантаження в замкнутому циклі з односпіральною класифікаторами.

Класифікація в II стадії подрібнення здійснювалася в два прийоми і включала попередню і контрольну класифікації промпродуктів магнітного збагачення. Подрібнення II і III стадій здійснювалося в млинах МШЦ-4000×7500.

Особливістю комбінованої схеми подрібнення було усунення операції виведення гальки з млина I стадії подрібнення.

За період випробувань на секції № 17 і 18 надходила руда практично однакового складу, представлена силікат-магнетитовими залістими кварцитами.

Млин самоподрібнення ММС-7000×2300 для роботи в режимі напівсамоподрібнення був обладнаний спеціальним футеруванням проточної частини барабана і розвантажувальними гратами з щілининими отворами в її периферійній частині шириною 15 мм. Вихідна руда подавалася на подушку (шар) руди, що зменшувало знос футеровки. На стику циліндрової частини барабана з торцевою кришкою і розвантажувальними гратами, а також на гратах спостерігалася зависання куль. Розмір щілининих отворів розвантажувальних грат через їх завальцьовки практично не змінився і в середньому склав 17 мм.

Первинна маса кульового завантаження млина ММС-7000×2300 складала 40 т і включала кулі діаметром 125 і 60 мм. Через недостатню продуктивність і накопичення в млині куль малого діаметру надалі застосовувалися тільки кулі діаметром 125 мм. Аналогічна закономірність підтверджується практикою роботи зарубіжних фабрик [10].

Випробування проводилися при різних кульових завантаженнях. Аналіз впливу кульових завантажень на продуктивність млинів ММС-7000×2300 показує, що при довантаженні 48 т куль в кожен млин продуктивність секції по руді складає 193,5 т/год (100,8 т/год. млини №181 і 92,7 т/год. № 183). При завантаженні 10-15 мас.% куль (відповідає масі 35-53 т) продуктивність млина само подрібнення, що працює без виведення гальки, підвищується на 30-90%. У той же час, продуктивність секції з повним рудним самоподрібненням і виведенням гальки склала 162,9 т/год.

Випробування показали, що на процес самоподрібнення істотно впливає гранулометричний склад вихідної руди. Із зменшенням масової частки класу +75 мм продуктивність млина зростає. Максимальна масова частка класу +75 мм у вихідній руді не повинна перевищувати 40%.

Одним з основних параметрів, що визначають технологічні показники роботи барабанних млинів, є ступінь заповнення їх подрібнювальним середовищем. Відомо, що загальне заповнення млинів напівсамоподрібнення кулями і крупно-грудковими фракціями руди не повинно перевищувати 30-35% об'єму барабана млина. При випробуваннях на Інгулецькому ГЗК, встановлено, що найбільша ефективність напівсамоподрібнення досягається при загальному ступені заповнення барабана млина (кулі+руда) рівного 30-35%.

При масовій частці 50,1% класу - 0,05 мм в зливах класифікаторів питома продуктивність млинів напівсамоподрібнення складала 0,605 т (віднесено до об'єму барабана - м³/год). Питома продуктивність млинів ММС-7000×2300, що працюють в режимі самоподрібнення, 0,58 т (м³/год) при масовій частці 62% класу -0,05 мм.

Питома витрата енергії в I стадії комбінованого подрібнення відповідно складала 15,7 і 16,5 кВт на 1 т початкової руди. Питома витрата куль діаметром 125 мм складала 1,1 кг на 1 т руди. Додавання куль в млин ММС-7000×2300 сприяє зниженню питомої витрати енергії і підвищенню питомої продуктивності по вихідній руді і по готовому класу -0,074 мм.

Подрібнення у II і III стадій здійснюється в млинах МШЦ-4000×7500. Як подрібнювальне середовище використовувалися параболоїди. На період випробувань млини заповнювалися помельними тілами на 32-35% об'єму, при цьому споживана двигуном потужність складала 1650-1700 кВт. Величина подрібнення по класу - 0,05 мм для II і III стадій складала відповідно 86,1 і 95,3%, питома продуктивність - 0,73 і 0,1 т (м³/год), питома витрата помельних тіл на 1 т вихідної руди - 0,61 і 0,41 кг.

Млин МШР-4000×7600, працюючи в режимі рудногалежного подрібнення, споживає 1200-1250 кВт енергії.

За наслідками випробувань секції №18 масова частка заліза в концентраті складала 65,8%, що на 0,3% більше, ніж в раніше випробуваній комбінованій схемі подрібнення секції №17.

Масова частка заліза в хвостах за комбінованою схемою подрібнення секції №18 і тристадійного самоподрібнення (секція 17) відповідно складала 14,7 і 14,52%. Застосування комбінованої схеми подрібнення підвищує продуктивність секції на 30,6 т/год.

Випробування показали, що комбінована схема подрібнення дозволила підвищити надійність роботи всієї технологічної схеми за рахунок виключення з схеми конвеєрної подачі гальки і скрапу в млин МРГ-7000×2300 і МРГ-4000×7500.

Висновки та напрямок подальшого дослідження:

1. В умовах Інгулецького ГЗК випробувана технологія комбінованого подрібнення, суть якої полягає в додаванні помельних тіл у млини самоподрібнення ММС-7000×2300. Це забезпечило комбінований механізм руйнування грудок рудної сировини - як помельними тілами, так і крупними шматками руди.

2. За наслідками випробувань секції №18 масова частка заліза в концентраті складала 65,8%, що на 0,3% більше, ніж в раніше випробуваній комбінованій схемі подрібнення.

3. Масові частки заліза в хвостах за новою комбінованою технологією подрібнення секції №18 і тристадійного самоподрібнення (секція 17) суттєво не відрізняються - 14,7% і 14,52%.

4. Застосування нової комбінованої технології подрібнення підвищує продуктивність секції на 30,6 т/год.

Список літератури

1. **Сокур М. І.** Дослідження інноваційної конструкції корпусів млинів самоподрібнення / **Сокур М. І., Білецький В. С., Божик Д. П.** // Збагачення корисних копалин, 2017. – Вип. 68 (109). – С. 82–91.
2. **Сокур М. І.** Експериментальні дослідження напруженого стану барабану млина самоподрібнення в промислових умовах / **М. І. Сокур, В. С. Білецький, Д. П. Божик** // Збагачення корисних копалин. 2017. – Вип. 68 (109). – С. 55–64.
3. Моделювання напруженого стану барабана млина самоподрібнення / **М. І. Сокур, В. С. Білецький, Д. П. Божик, І. М. Сокур** // *Качество минерального сырья*, 2018. – Т. 2. - С. 251-263.
4. The study of the lining layer abrading wear in the semi-autogenous grinding mill / **Mykola Sokur, Volodymyr Biletskyi, Mykhailo Fyk, Oleksandr Fyk and Igor Zaselskiy** / E3S Web Conf. Volume 166, 2020. The International Conference on Sustainable Futures: Environmental, Technological, Social and Economic Matters (ICSF 2020). Article Number 03008. Pages 7. Section Sustainable Mining/ <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016603008> Published online 22 April 2020.
5. **G. G. Stanley.** (1974) Mechanisms in the autogenous mill and their mathematical representation // *Journal of the south african institute of mining and metallurgy.* № 75. P. 7798.
6. **S. Morrell.** A new autogenous and semi-autogenous mill model for scale-up, design and optimization. March 2004. *Minerals Engineering* 17(3):437-445. DOI:10.1016/j.mineng.2003.10.013
7. **M.Yahyaei, S.Banisi, M.Hadizadeh.** Modification of SAG mill liner shape based on 3-D liner wear profile measurements // *International Journal of Mineral Processing* Volume 91, Issues 3-4, 16 May 2009, Pages 111–115. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2009.02.002>
8. **Paul Toor** e.a. (2015) Understanding the effects of liner wear on SAG mill performance // **Paul Toor, Malcolm S. Powell, Marko Hilden, Nirmal S. Weerasekara** / Conference: MetPlant, 2015. Perth, Australia.
9. **W.C.Dailey.** (1985) Wet Semi-Autogenous Grinding Mills //SME-AIME Fall Meeting, Albuquerque, New Mexico. October 16-18, 1985. Society of mining engineers. Preprint № 85-405. <https://www.911metallurgist.com/wet-semi-autogenous-grinding-mills/>
10. Mills productivity improved by modifying wear-resistant steel components. // *Weet. Miner.*, 1976, 49, №.7.

П.В. БЛЕНКО, гірничий інженер, Перший заступник ген. директора АТ «Механобрчормет»
Г.І. ЄРЕМЕНКО, канд. техн. наук, доц., АГНУ
С.О. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет

НОВІ ДЕТЕРМІНАТИВИ ЗАСТОСУВАННЯ КРУТО-ПОХИЛИХ КОНВЕЄРІВ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ КРУТО-СПАДАЮЧИХ РОДОВИЩ

Основна мета дослідження полягає в аналізі сучасних чинників, які впливають на зміни щодо організації переміщення (транспортування) кар'єрних вантажів (гірничої маси) і визначають структуру транспортних технологічних комплексів.

Методами дослідження є порівняльний та причинний аналіз факторів впливу технічних засобів на формування кар'єрних вантажопотоків у залежності від глибини гірничих робіт.

Наукова новизна дослідження полягає в установленні тенденцій та закономірностей еволюції кар'єрного транспорту зі зростанням глибин розробок.

Практичне значення: можливість прогнозування технічного переозброєння вантажопотоків рудних кар'єрів при проектуванні розвитку глибоких горизонтів.

Результат. На підставі виконаного авторами аналізу стану транспортно-технологічних комплексів рудних кар'єрів аргументовано стверджується, що впровадження круто-похилих конвеєрів у виробничі процеси залізорудних кар'єрів України є найбільш перспективним і реальним напрямком у технічному й економічному вирішенні питань удосконалення переміщення гірничої маси. Застосування круто-похилих конвеєрів забезпечує найбільш гнучку оптимізацію будь-якої внутрішньокар'єрної системи дроблення та транспортування гірських порід, проте, гірничодобувна галузь продовжує працювати з використанням звичайних конвеєрів та автосамоскидів. В даний час неоднозначною альтернативою круто-похилим конвеєрам стає навіть використання 300-тонних і більш потужних самоскидів у зв'язку з великими експлуатаційними витратами. Життєздатність застосування похилого конвеєра полягає у ступені його економічності. Це - та перевага, яку він забезпечує порівняно зі звичайною системою доставки за допомогою автомобільного транспорту, яку він має замінити. Аналіз останніх досліджень переконливо продемонстрував повністю виправдане відродження інтересу щодо транспортування гірничої маси в глибоких рудних кар'єрах під великим кутом та технічні й економічні переваги даного напрямку одночасно зі зменшенням негативного впливу на навколишнє середовище за умов його реалізації.

Ключові слова: гірська порода, кар'єр, кар'єрний транспорт, круто-похилий конвеєр.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-102-107

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. На даний момент в усьому світі домінують переважно три найпоширеніших види транспортування гірничої маси з кар'єру:

автомобільним транспортом;

комбінованим, що включає автомобільну доставку кар'єрними самоскидами і традиційними системами похилих конвеєрів;

круто-похилим конвеєрним транспортом.

В даний час у більшості кар'єрів глибина відпрацювання корисних копалин перевищує 200 м, що робить доставку автомобільним транспортом занадто витратною та малоефективною. Якщо ж тенденція відпрацювання кар'єрів рухатиметься й надалі у бік поглиблення останніх, то застосування нових круто-похилих конвеєрних систем стане чи не єдиним рішенням з можливих реально щодо підвищення продуктивності транспортування матеріалів.

Аналіз досліджень і публікацій. Метою будь-якої значної модифікації перевіреної часом вантажно-розвантажувальної техніки є досягнення помітного зниження транспортних витрат, достатнього не тільки для відшкодування капітальних інвестицій, а й для того, щоб зробити кінцевий продукт ГМК конкурентоспроможнішим на сучасному світовому ринку. Розробка кар'єрів супроводжується збільшенням їх глибини, зміною гірничо-геологічних умов та, відповідно, способом ведення гірничих робіт. Автомобільний рухомий склад традиційно є засобом транспортування при веденні відкритих гірничих робіт для перевезення гірничої маси з кар'єру. Але напруження зростаючої інфляційної економіки змушує гірників звернути увагу на альтернативи автомобільному транспорту, серед яких значна частина досліджень виділяє круто-похилі конвеєри [1-3]. При цьому головна увага приділяється конструктивному удосконаленню даних засобів з метою максимально ефективного їх упровадження й застосування в кар'єрах [4-10].

Постановка завдання. Значне зниження енергоспоживання та впливу на навколишнє середовище може бути досягнуто за допомогою круто-похилих конвеєрів, які є життєво важливою ланкою в будь-якій внутрішньокар'єрній системі дроблення та транспортування (in-pit crushing and conveying (IPCC)). На жаль, поки що ці круто-похилі конвеєри ще не набули широкого застосування в системах IPCC, де вони можуть реалізувати найбільшу перевагу.

Викладення матеріалу та результати. Конвеєр з великим кутом нахилу бортів – це складова передової технології транспортування корисних копалин з кар'єру нагору з використанням системи стрічкових конвеєрів із кутом нахилу понад 20°.

В даний час відомим є велике число конструкцій круто-похилих конвеєрів, основна відмінність яких полягає у способі утримання вантажу на вантажонесучій стрічці від мимовільного руху вниз під дією сили тяжіння.

Розрізняють такі конструкції круто-похилих конвеєрів:

- конвеєри з підвищеним коефіцієнтом тертя гірничої маси об поверхню стрічки;
- конвеєри зі спеціальними підпірними елементами на стрічці для утримання гірничої маси;
- конвеєри з підвищеним нормальним тиском гірничої маси на стрічку;
- конвеєри з притискною стрічкою.

Великим класом конвеєрів є конвеєри зі спеціальними підпірними елементами на стрічці для утримання гірничої маси. Переважна більшість відомих та застосовуваних крутопохилих конвеєрів даного класу обладнано спеціальними стрічками, що мають на робочій поверхні різного роду підпірні елементи або підпірні борти. До цього типу слід віднести конвеєри, що випускаються компаніями "Flexowell", "Rope-Pocketlift" та "Metso Minerals". Відмінною рисою таких конвеєрів є металеві борти та поперечні перегородки (скребки) висотою до 400 мм, які кріпляться до поверхні стрічки та дозволяють здійснювати транспортування шматків гірничої маси до 400 мм. Ці перегородки ділять стрічку на окремі частини, місткість яких залежить від висоти бортів та перегородок, а також – від кроку перегородок та ширини стрічки.

Приклад конвеєра зі спеціальними підпірними елементами на стрічці можна побачити на рис. 1.



Рис. 1. Конвеєр зі спеціальними підпірними елементами на стрічці

Але найбільшого поширення набули круто-похилі конвеєри з притискною стрічкою, які відрізняються широкою сферою застосування, де кут нахилу може досягати 90°.

Основними виробниками конвеєрів цього класу є «Dos Santos International», «Continental Conveyor Equipment Company» та «Ново-Краматорський Машинобудівний Завод».

Головною особливістю такого конвеєра є закритий жолоб, що складається з нижньої несучої та верхньої притискної стрічок, що працюють спільно у багат шаровому режимі. Верхня і нижня стрічки рухаються і натягуються незалежно одна від одної. Уздовж несучого шляху верхня та нижня стрічки поперемінно спираються на розташовані близько затискні ролики. Радіальний тиск через натяг стрічки та вигнутий профіль постійно притискають гірничу масу, яка знаходиться між двома стрічками. Виникає внутрішнє тертя та гірничу масу може транспортуватися під будь-яким великим кутом - аж до вертикалі.

Приклад круто-похилих конвеєрів компанії «Cortex Industries» (розробка компанії «Dos Santos International», США) у Західній Австралії можна побачити на рис. 2.



Рис. 2. Крутопохилий конвеєр з багат шаровою притискною стрічкою на виході з кар'єру

Основні технічні характеристики круто-похилого конвеєра компанії «Cortex Industries» наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Параметри	Показники
Кут транспортування, град	більш 60
Висота підйому, м	до трьох уступів (42 м)
Ширина стрічки, мм	2600
Розмір шматка гірської породи, мм	до 350
Продуктивність конвеєра, т/г	8000

Примітка. Можливість роботи в обох напрямках, що включає, як підйом з діючого кар'єру на поверхню відвалу, так і опускання для заповнення вироблених кар'єрів порожньою породою і розкривними масами

Зниження енергоспоживання та впливу на навколишнє середовище за допомогою внутрішньокар'єрної системи дроблення та транспортування було реалізовано ще у 1970-х роках. Через те, що транспортування гірничої маси обмежувалося звичайними відкритими лотковими конвеєрами, прямий шлях з кар'єру був виключений, що призвело до спіральних апарелей з малим кутом та/або глибоких щілин, та/або тунелів через борт кар'єру.

Однак слід врахувати той факт, що зі зростанням глибини кар'єру традиційні стрічкові конвеєри доводилося розташовувати за складною схемою, зі значною кількістю перевантажувальних вузлів, що часто включають і сполучні контейнери-перевантажувачі. Ці роботи, пов'язані з обмеженнями по малому куту, вплинули на вартість та погіршення довкілля, внаслідок чого різними компаніями незалежно проводилися дослідження, спрямовані на розробку систем транспортування під великим кутом, які могли б безперервно вивозити видобуту гірничу масу прямо з кар'єру вздовж його борту по найкоротшій відстані між двома кінцевими точками.

На підставі цих досліджень були розроблені системи транспортування з багат шаровими притискними стрічками під великим кутом, в яких використовувалося звичайне конвеєрне обладнання, включаючи гумові стрічки з гладкою поверхнею, які можна було безперервно очищати. Ці системи мали усі позитивні характеристики звичайних конвеєрів, але подолали обмеження по куту. Затискаючи гірничу масу між двома стрічками, внутрішнє тертя матеріалу створювало полегшення транспортування під будь-яким великим кутом, аж до 90° (по вертикалі).

Придатність круто-похилих конвеєрів з багат шаровою притискною стрічкою є ефективною для переміщення гірничої маси з подальшою переробкою за дуже високої швидкості.

Забезпечення подальшого збільшення обсягів видобутку гірничої маси великих кар'єрів залежить від оптимального вибору гнучких технологічних схем розробки та гірничого обладнання, максимально адаптованих до внутрішньої інфраструктури. Використання круто-похилого стрічкового конвеєра за цих умов дозволить підвищити ефективність систем циклічно-потокової технології (ЦПТ).

Застосування ЦПТ дозволяє знизити вартість транспортування гірничої маси, оскільки відомо, що при поглибленні кар'єру на кожні 100 м витрати на транспорт зростають при використанні автомобілів у 1,5 рази, а конвеєрів - лише на 5-6%. Але перевагою круто-похилих конвеєрів у порівнянні з традиційними є здатність переміщати сипучі матеріали під кутом 50-60° і більше. Це дозволяє значно скоротити обсяг гірничо-капітальних робіт під час підготовки траси підйому на борту кар'єру. Вплив кута її нахилу та висоти підйому мас гірських порід можна

простежити за питомими капітальними та експлуатаційними витратами дробильно-конвеєрних комплексів. Як приклад, наведемо дані для річної пропускної спроможності 20 млн тонн (табл. 2), як найбільш наближені до умов залізородних кар'єрів України.

Таблиця 2

Вплив висоти підйому масиву гірських порід на питомі капітальні та експлуатаційні витрати

Висота підйому гірничої маси, м	Зниження питомих капітальних витрат, %	Зниження питомих експлуатаційних витрат, %
100	7	3
200	20	8
300	25	17
400	32	21
500	37	23
600	39	25

З табл. 2 видно, що різниця у витратах, особливо експлуатаційних, для дробильно-конвеєрних комплексів - не дуже велика за висоти підйому матеріалу до 100-200 м. Зміна питомих витрат стає помітною, коли матеріал піднімається на висоту вище 200 м. У зв'язку з чим круто-похилі конвеєри доцільним стає застосовувати при висоті підйому гірничої маси понад 100-150 м. Крім того, використання круто-похилих конвеєрів дозволяє підвищити продуктивність праці одного робочого комплексу ЦПТ на 8-20%.

При збільшенні продуктивності комплексів до 20-30 млн тонн на рік, круто-похилі конвеєри слід застосовувати для підйому гірничої маси на висоту понад 200-300 м. За цих умов за невеликої різниці питомих експлуатаційних витрат (менше 10%), капітальні витрати на комплекси ЦПТ з круто-похилими конвеєрами знижуються на 10-22%. Це стосується застосування, як традиційних, так і круто-похилих конвеєрів при веденні відкритих гірничих робіт.

В інших умовах відпрацювання кар'єрів, коли без великих обсягів гірничо-капітальних робіт розмістити традиційні конвеєри стає дуже складно, застосування круто-похилих конвеєрів не викликає сумнівів.

В якості прикладу наведемо круто-похилий конвеєр (розробка компанії «Dos Santos International», США) на Сербському руднику «Майданпек» з видобутку та переробки мідної руди, що використовує дроблення та транспортування по периметру кар'єру, в якому було вирішено перемістити первинну дробарку глибоко в кар'єр і використовувати багатопарову стрічкову систему транспортування під великим кутом для безперервного підйому руди прямо з кар'єру вздовж борту на поверхню до периметра кар'єру, звідки здійснюється перевантаження гірничої маси на звичайний конвеєр для доставки на завод з подальшою переробкою.

Основні технічні характеристики круто-похилого конвеєра кар'єру «Майданпек» (Сербія) наведено у табл. 3.

Таблиця 3

Параметри	Показники
Матеріал, що транспортується	Золотоносна руда
Розмір шматка гірської породи, мм	до 300
Насипна щільність матеріалу, т/м ³	1,75
Продуктивність, т/г	3500
Кут транспортування, град	37
Висота підйому, м	270
Сумарна довжина, м	916
Ширина стрічки, мм	2000
Швидкість руху стрічки, м/с	3,15
Сумарна потужність приводів (притиска/вантажна), кВт	5040 (1260/3780)

Система, що використовується на кар'єрі «Майданпек», довела свою перевагу за такими пунктами:

1. Скорочення парку вантажівок на 10 одиниць (кожна вантажопідйомністю 200 т), що привело до нульових викидів в атмосферу та значного скорочення пробок на кар'єрі.
2. Виключення необхідності використання 4 км відкотних рамп, що дозволило забезпечити 3,5 км постійного підйому.
3. Забезпечення економії у кількості \$12 млн на рік.

Також слід згадати успішне застосування круто-похилих конвеєрів на золотоносному кар'єрі «Мурунтау» Навойського ГМК (Узбекистан). Необхідність в його використанні виникла у зв'язку зі збільшенням поглиблення кар'єру понад 500 м, з проектним поглибленням - до 1000 метрів. У зв'язку з чим застосування автомобільної доставки стало нерентабельним, оскільки довжина транспортування перевищила межу транспортування корисних копалин автомобільним транспортом у кілька разів.

Другим важливим фактором у необхідності застосування круто-похилого конвеєра в новій системі ЦПТ кар'єру стала неможливість рознесення його бортів, пов'язана з наявністю діючих інфраструктурних об'єктів на східному і південному бортах, а західний і північний борти – неприйнятні до відпрацювання. У зв'язку з чим керівництво підприємства було змушене розпочати будівництво круто-похилого конвеєра у північно-східній частині кар'єру. Цей конвеєр був розроблений заводом «НКМЗ» («Ново-Краматорський машинобудівний завод», Україна).

Для Навойського ГМК будівництво нового ЦПТ з круто-похилим конвеєром не було чимось новим, оскільки на підприємстві вже був досвід застосування цієї технології. На «Мурунтау» вже успішно працював круто-похилий конвеєр з притискною стрічкою висотою підйому 30 м, що експлуатується як перевантажувач на південному борту в комплексі ЦПТ (розробка заводу «Азовмаш», Україна). Цей конвеєр успішно працював і показав перспективність застосування круто-похилих конвеєрів у комплексі ЦПТ.

Основні технічні характеристики круто-похилого конвеєру кар'єру «Мурунтау» Навойського ГМК (Узбекистан) наведено в табл. 4.

Таблиця 4

Параметри	Показники
Матеріал, що транспортується	Мідна руда
Розмір шматка гірської породи, мм	250
Насипна щільність матеріалу, т/м ³	2,08
Продуктивність, т/г	4000
Кут транспортування, град	35,5
Висота підйому, м	93,5
Сумарна довжина, м	173,7
Ширина стрічки, мм	2000
Швидкість руху стрічки, м/с	2,8
Сумарна потужність приводів (притискна/вантажна), кВт	1350 (450/900)

Схема роботи даного комплексу представлена схемою: розвантажувальний пункт для автомобільного транспорту - розвантажувальний бункер - стрічковий живильник - дробарка ДШЗ 1300/300 - круто-похилий конвеєр КНК-270 - складський конвеєр.

На даний час на залізрудних кар'єрах України склалася ситуація, яка сприяє впровадженню комплексів ЦПТ із застосуванням круто-похилих конвеєрів, оскільки глибини відпрацювання кар'єрів є досить критичними для застосування автомобільного транспорту або традиційних похилих конвеєрних систем.

Як приклад наведемо глибини відпрацювання основних залізрудних кар'єрів України.

«Метінвест Холдинг»:

1. Північний ГЗК:

Першотравневий кар'єр - понад 475 м.

Ганнівський кар'єр - 300 м.

2. Центральний ГЗК:

Глеюватський кар'єр - 426 м.

Петрівський кар'єр - 350 м.

Артемівський кар'єр - 195 м.

3. Інгулецький ГЗК. Глибина кар'єру - 480 м.

4. Південний ГЗК. Глибина кар'єру - 375 м.

Холдинг «Феррекспо»:

1. Полтавський ГЗК. Глибина кар'єру - 460 м.

2. Єриствський ГЗК. Глибина кар'єру - 200 м.

«АрселорМіттал Кривий Ріг»:

1. Кар'єр №3. Глибина кар'єру - 390 м.
2. Кар'єр №2-біс. Глибина кар'єру - 290 м.

Висновок. На підставі зазначених глибин можна чітко аргументовано стверджувати, що впровадження круто-похилих конвеєрів у виробничі процеси залізорудних кар'єрів України чекає свого часу і є досить перспективним напрямком у технічному й економічному вирішенні питань удосконалення доставки гірничої маси.

Застосування круто-похилих конвеєрів забезпечує зв'язок з оптимізацією будь-якої внутрішньокар'єрної системи дроблення та транспортування, проте, гірничодобувна галузь продовжує працювати з використанням звичайних конвеєрів та автосамоскидів. Промислові підприємства продовжують використовувати звичайні конвеєрні системи з обмеженою гнучкістю, що вимагають надмірного часу маневрування, надмірної складності й обсягів виїмки породи та повторної її обробки.

В даний час неоднозначною альтернативою круто-похилим конвеєрам стає навіть використання 300-тонних і більш потужних самоскидів з великими експлуатаційними витратами.

Життєздатність застосування похилого конвеєра полягає у ступені його економічності. Це - та перевага, яку він забезпечує порівняно зі звичайною системою доставки за допомогою автомобільного транспорту, яку він має замінити.

Аналіз останніх досліджень переконливо продемонстрував повністю виправдане відродження інтересу щодо транспортування гірничої маси в глибоких рудних кар'єрах під великим кутом та технічні й економічні переваги даного напрямку одночасно зі зменшенням негативного впливу на навколишнє середовище за умов його реалізації.

Список літератури

1. **Пертен Ю.А.** Крутонаклонные конвейеры. Л.: "Машиностроение", 1977. 216 с.
2. **Зенков Р.Л.** Механика насыпных грузов. М.: "Машиностроение", 1964. 251 с.
3. **Пертен Ю.** Конвейеры: Справ. А. Л.: Машиностроение. 1984. 367 с.
4. Belt Conveyors for Bulk Materials. Fifth Edition Conveyor Equipment Manufacturers Association (CEMA), USA 1997.
5. **Антоняк Е.** Теоретические исследования и конструирование ленточных конвейеров нового поколения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). № 3, 2003.
6. **Антоняк Е.** Перспективы развития горных восстающих ленточных конвейеров. Подъемно-транспортное оборудование, № 2, 2001.
7. Goodyear Supplier News. Engineering and Mining Journal, July 1999.
8. **Greune A.:** Energiesparende Auslegung von Gurtförderanlagen. Dissertation, University of Hanover, Germany 1989.
9. **Spaans C.:** Calculation of the Main Resistance of Belt Conveyors, Bulk, Solids, Handling, nr 4, 1991.
10. Stetigförderer-Gurtförderer fbr Schbtgtbter - Grundlagen fbr Berechnung und Auslegung. Deutsches Institut fbr Normung DIN 22101 e.V. Febr. 1982.

УДК 622. 7

ВОЛОДИМИР ГАРБЕР Dr.-Ing

Büro Feuerung- und Trocknungstechnologien, Німеччина

ВОЛОДИМИР ГОЛОВАНЬ, Незалежний консультант АГНУ, Україна

ВИКОРИСТАННЯ ПВП - ПИЛОВУГІЛЬНОГО ПАЛИВА В МЕТАЛУРГІЇ ТА НА ГЗК УКРАЇНИ

Мета. Метою даних досліджень є оцінка можливості застосування використання вугільних технологій на основі відпрацьованих металургіями технічних рішень щодо заміни газу вугіллям.

Методи дослідження. Дослідження способів приготування та спалювання пиловугільного палива залежно від властивостей вугілля та технологічного процесу.

Наукова новизна. Наукова новизна результатів дослідження полягає в визначенні основних показників процесу сушіння та спікання металургійних продуктів з використанням вугільного палива залежно від типу та теплової потужності основного технологічного апарату, марки використовуваного вугілля, умов складування та подачі вугіл-

ля на помел, що дозволяє значно знизити вартість палива, забезпечити більш рівний діапазон регулювання обладнання та підвищення теплового ККД процесу.

Практичне значення. Практична значущість отриманих результатів технології спалювання вугільного пилу ПВП на підприємствах металургії та ГЗК України дозволяють знизити витрати на паливо у 3-5 разів, забезпечити паливну незалежність країни від зовнішніх постачальників.

Результати. Встановлено, що приготування та спалювання вугільного пилу (ПВП) підбирається залежно від типу та теплової потужності основного технологічного апарату, властивостей використовуваного вугілля, умов складування та подачі вугілля на помел.

Визначено, що помольна система прямого або напівпрямого вдування розробляється спільно з пиловугільним пальником з діапазоном регулювання продуктивності від 1:3 - до 1:10.

При залишку ПВП на ситі 90 мікрон = 0,5 x (зміст летких у вугіллі) витрата електроенергії на помел становитиме 12 -20 кВт на 1 т ПВП. При вологості палива до 30% початкова температура сушильного агента вибирається в межах 200-350 ° С, а при вологості 30-40 % - верхню межу температур піднімають до 600 ° С (за наявності перед млином передвключених підсушуючих пристроїв).

Ключові слова: вугільний пил, технологія, сушіння, спікання, природний газ, витрати на паливо, заміна палива.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-107-113

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В Україні стратегія використання органічних палив практично нічим не відрізняється від країн Східної та Західної Європи. Причина проста - в Україні, як і в Європі немає власних джерел природного газу, а рідке паливо має в рази більшу ціну. Тому в промисловості вибір палива виконується порівнянням вартості корисного МВт тепла, що отримується від різного палива: рідкого, газоподібного або вугільного.

Ціни на МВт тепла отриманого з палива ГАЗ: МАЗУТ: ВУГІЛЛЯ = 2,5:3,8:1 диктують у Європі вибір, коли у всіх технологіях, де це можливо, використовується вугільне паливо ПВП (пиловугільне паливо). У наведених цінах на МВт тепла враховано різницю в калорійності палива: ГАЗ: МАЗУТ: ВУГІЛЛЯ = 8000,0 ккал/м³/ 10000,0 ккал/кг /4000,0-5000,0 ккал/кг, і навіть ринкова вартість палив і приблизно рівні ККД використання палив незалежно від марки.

Аналіз досліджень та публікацій. Технології сушіння, гранулювання, випалу промислових матеріалів та багато інших можуть здійснюватися на основі спалювання будь-якого органічного палива (природний газ, рідке паливо, паливний вугільний пил, дрібне деревне паливо). Витрати на паливо визначають економіку підприємств та становлять:

20-30% собівартості продуктів збагачення та сушіння мінеральної сировини, наприклад концентратів руд кольорових металів, залізорудного концентрату;

30-40% собівартості промпродуктів одержуваних сушінням і спіканням, наприклад, цементу, вапна, керамзиту, залізорудних котунів;

15-17% вартості гарячого асфальту.

Вартість палива повністю визначає вартість отримання гарячої води та тепла на заводських котельнях або економіку ЖКГ міст на металургійних підприємствах.

Використання вугільного пилу як палива на промислових підприємствах замість природного газу або мазуту дизельного палива дозволяє знизити витрати на паливо в 3-5 рази. Україна має перевагу через те, що основні технології використання ПВП повністю освоєні в Європі й можна орієнтуватися на сотні працюючих установок. Окупність інвестицій при переході на ПВП із газу або рідкого палива становить 0,5-1 рік.

Постановка задачі. Метою даних досліджень є оцінка можливості застосування використання вугільних технологій на основі відпрацьованих металургами технічних рішень щодо заміни природного газу вугіллям.

Викладення матеріалу та результати. FTT - Ing.-Büro Feuerungs- und Trocknungstechnologien (технології горіння та сушіння) виконує проектування, виготовлення та комплектні поставки установок приготування ПВП для металургійних підприємств, гірничо-збагачувальних фабрик, хімічної промисловості, промисловості мінеральних добрив, промисловості будівельних матеріалів.

Основне технологічне обладнання підприємств промисловості може бути легко адаптоване для використання ПВП. Це зумовлено тим, що промислові технологічні лінії обладнані пристроями тонкого очищення газів, що відходять, тому при переході на ПВП не потрібна реконструкція газоочищення.

З використанням пилоподібного вугільного палива можуть здійснюватися технологічні процеси:

сушіння рудних концентратів: мідного, цинкового, піритного, молібденового, флюоритового, титанового, баритового, нікелевого, залізорудного та інших, технічних солей, бентонітових глин, піску та інших матеріалів; сушіння вибухо-пожежонебезпечних матеріалів у середовищі зі зниженим вмістом кисню;

сушіння та гранулювання суспензій у розпилювальних сушарках;

виробництво цементу, вапна, керамзиту, спікання глинозему, випал залізорудних окатишів, випал цегли;

гранулювання мінеральних добрив та інші процеси.

Вплив золи від спалювання вугілля. При сушінні концентратів руд кольорових металів або залізорудного концентрату зниження вмісту цільового металу в концентраті внаслідок розведення золою від вугілля становить 0,08-0,12 % в залежності від марки вугілля, що спалюється. Мінерали, що входять до складу золи, позитивно впливають на процеси плавлення концентратів металів, споживчі властивості основного продукту не порушуються.

При випалюванні цементного клінкеру продукти спалювання вугілля містять активні сполуки, характерні для в'язучих в цементі, вапна. Компоненти золи від спалювання вугілля є силовими компонентами цементу.

При виробництві асфальту мінеральна зола від спалювання вугілля замінює частину дрібнодисперсних добавок, що спеціально додаються в асфальт для підвищення його якості.

Генератори гарячих газів працюють на ПВП використовуються для сушильних технологій, розрахованих на тривалу роботу в умовах металургійних заводів, хімічних та інших промислових підприємств. Горіння палива закінчується в межах камери згоряння. На виході з генератора одержують гарячі гази з регульованою температурою в діапазоні 200-1000 °С, рис. 1.

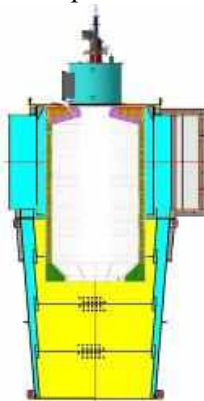


Рис. 1. Генератор гарячих газів



Рис. 2. Муфельна камера пального

До складу генератора гарячих газів входить двопаливний пальник (ПВП + друге паливо) з камерою згоряння, пристроєм дозування та пневмотранспорту вугільного паливу, рис. 2.

Генератори можуть встановлюватися в приміщенні або на відкритій площині, добре вбудовуються в будь-яку технологічну лінію.

Основний потік гарячих газів подають на сушіння або гранулювання промислових продуктів. Частина гарячих газів, що виробляються генератором, подають у вугільний млин для сушіння вугілля.

Час старту пилувугільного пальника при спалюванні ПВП з виходом на номінальну потужність становить, як правило, 20-30 хвилин. Первинний старт, коли в паливній системі немає готового пилувугільного палива, виконують з використанням резервного палива. Наступні старти виконують відразу на пилувугільному паливі, для цього залишають у відатковому бункері запас пилувугільного палива приблизно на годину роботи.

Приготування пилувугільного палива. Установка приготування вугільного паливу (ПВП) вибирається в залежності від типу та теплової потужності основного технологічного апарату, марки використовуваного вугілля, умов складу-

вання та подачі вугілля на помел.

Завантаження шматкового вугілля.

Для сушильних ліній або інших, що працюють безперервно в три зміни протягом багатьох місяців, використовують відатковий бункер шматкового вугілля на 30-50 т, що завантажується раз на зміну. Вугілля, що завантажується з самоскида або багером на пластинчастий конвеєр, піднімають елеватором у відатковий бункер, подають шнековим живильником на вхід вугільного млина, розташованого на нульовій позначці, рис. 3.

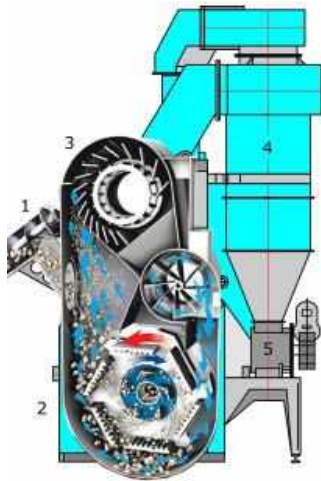


Рис. 3. Основні блоки ударного вугільного млина: 1 - живильник шматкового вугілля; 2-камера подрібнення; 3 – повітряний сепаратор; 4 – циклон; 5 - вивантаження вугільного пилу

Шматкове вугілля подрібнюють у млині до розмірів 70-90 мікрон. Розміри частинок вугільного пилу регулюють повітряним сепаратором, розташованим на виході з млина. Дрібні частинки проходять сепаратор, великі повертаються на повторний помел. Одночасно з подрібненням виконується підсушування вугілля для отримання сухого вугільного пилу що забезпечує оптимальне транспортування й дозування. На сушіння вугілля подають частину гарячих газів від технологічного встановлення спікання, генератора гарячих газів сушильної лінії, промислової печі.

Способи приготування та спалювання пилувугільного палива вибирають залежно від властивостей вугілля та технологічного процесу, рис. 4.

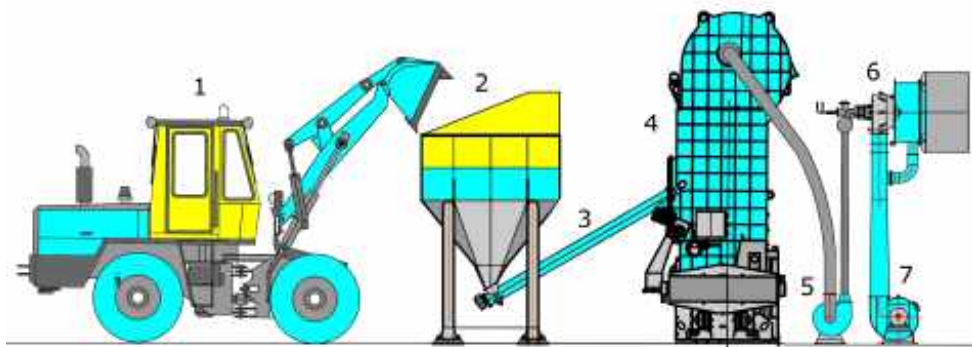


Рис. 4. Приготування та пряме спалювання ПВП: 1 - ковшовий навантажувач; 2 – бункер шматкового вугілля; 3 - транспортуючий шнек-дозатор; 4 - вугільний мли; 5 – пиловий вентилятор; 6 - пилувугільний пальник (друге паливо природний газ або мазут); 7 – вентилятор подачі повітря на горіння

Пряме спалювання - це найбільш простий і дешевий спосіб приготування пилувугільного палива, що використовується для вугілля з підтриманням летких $V_{daf} > 20\%$ і невисокої вологості. Вугільний пил, що отримується після сушіння і подрібнення вугілля в млині, усім потоком газів, що відходять від млина, подається до пальникового пристрою і спалюється при подачі в пальник додаткового повітря на горіння.

При прямому спалюванні одна установка приготування пилувугільного палива використовується для одного пальника - технологічного апарату.

Напівпряме спалювання використовується для низько-реакційного вугілля, коли подача до пальника всього повітря після млина починає заважати процесу спалювання вугільного пилу, обмежуючи діапазон регулювання або інші параметри роботи пальника, рис. 5.

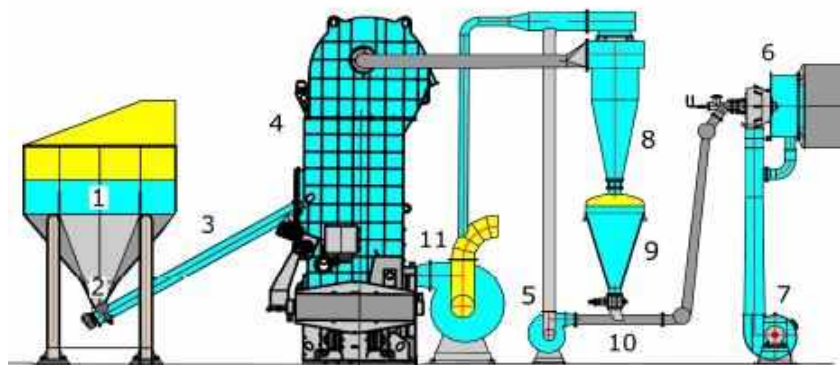


Рис. 5. Приготування та напівпряме спалювання ПУТ: 1 – бункер шматкового вугілля; 2-активатор вивантаження; 3 - транспортуючий шнек-дозатор; 4 - вугільний млин; 5-пиловий вентилятор; 6 - пилувугільний пальник (друге паливо природний газ або мазут); 7 – вентилятор подачі повітря на горіння; 8 – циклон; 9 – бункер-дозатор; 10 – інжектор; 11 - вентилятор гарячого дуття

Для поліпшення процесу при напівпрямому спалюванні в циклоні відокремлюють більшу частину вугільного пилу від потоку газів, а частину очищених газів повторно повертають до млина.

Непряме спалювання або розділена схема - помел вугілля з відділенням усієї маси вугільного пилу від газів у рукавних фільтрах, накопичення вугільного пилу проміжному бункері або силосах великого об'єму.

Приготування вугільного пилу з накопиченням у силосах застосовується:

a - на великих установках отримання паливного вугільного пилу продаж ПВП із великих силосів подають у транспортні цистерни автомобілів та розвозять споживачам; цей спосіб дозволяє значно підвищити концентрацію вугільного пилу, що подається до пальника, знімає обмеження по зольності, вологості та іншим характеристикам вугілля;

b - у центральних станціях помольних на території великих промислових підприємств, що мають багато різних споживачів пиловугільного палива;

c - на енергетичних котлах великої потужності при подачі вугільного пилу до багатьох пальників, що розташовані на різних рівнях;

d - для металургійних печей, тунельних печей та інших установок, що мають велику кількість палих пристроїв у складі одного агрегату, що спалює ПВП, рис. 6.

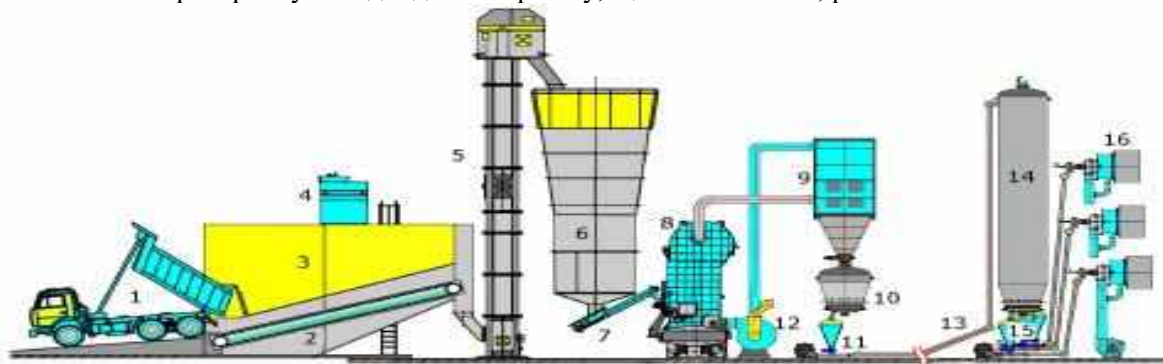


Рис. 6. Роздільне приготування та спалювання ПВП: 1 – підвіз шматкового вугілля; 2 - пластинчастий транспортер із приймальною ділянкою; 3 – короб завантаження вугілля; 4 – рукавний фільтр знепилення; 5 – елеватор; 6 – бункер накопичення шматкового вугілля; 7 - дозатор вугілля до млина; 8 - вугільний млин; 9 – рукавний фільтр для відділення вугільного пилу від газів; 10 - бункер-накопичувач ПВП перед транспортуванням; 11 - Дозатор ПВП з інжектором; 12 - вентилятор подачі гарячих газів до млина; 13 – пневмотранспорт вугільного пилу; 14 - силос-накопичувач ПВП; 15 - дозатори ПВП до пальників; 16 - пальники технологічних апаратів

Завантаження шматкового вугілля, сушіння та помел, накопичення вугільного пилу в силосах виконуються в одній установці. Транспортування ПВП до пальників та спалювання – виконуються в іншій установці, окремо від помелу вугілля.

Особливості роботи великих централізованих установок помелу вугілля:

висока концентрація вугільного пилу [$5-40 \text{ кг/м}^3$] у повітрі, що транспортує;

пневмотранспорт вугільного пилу на великі відстані [сотні, іноді тисячі метрів];

нагромадження сухого вугільного пилу (ПВП) у великих силосах [$50-200 \text{ м}^3$].

тривалий час безремонтної роботи вугільних млинів – до 20000 годин;

АЛЕ - всі споживачі палива залежать від надійної роботи однієї установки приготування вугільного пилу.

Застосування великих централізованих комплексів приготування вугільного пилу виправдано з економічних причин, якщо вартість однієї центральної помольної станції з силосами та допоміжним обладнанням менша, ніж сумарна вартість окремих локальних установок приготування ПВП, виконаних за схемою прямого або напівпрямого спалювання.

Вугільний пил після виходу з млина подається потоком повітря до пальника (пряме спалювання) або вловлюється циклонами і накопичується в малому витратному бункері (напівпряме спалювання). Накопичення в бункері дозволяє підтримувати підвищену концентрацію вугільного пилу на вході в пальник, що особливо важливо при спалюванні низько-реакційного вугілля низької якості.

Параметри роботи помольно-сушильних установок. Помольна система (ПС) прямого або напівпрямого вдування розробляється або вибирається спільно з пиловугільним пальником,

який призначається для обраного способу спалювання та марки вугілля. Діапазон регулювання продуктивності 1:3 - до 1:10. Концентрація вугільного пилу в газах становить:

на виході з млина = $[0,3 - 0,6 \text{ кг/м}^3]$;

у пневмотранспорті до пальників при прямому способі = $[0,3-0,6 \text{ кг/м}^3]$;

у пневмотранспорті до пальників при напівпрямому способі $[0,5-4 \text{ кг/м}^3]$.

у пневмотранспорті від силосів ПВП = $[1-4 \text{ кг/м}^3, \text{ до } 50 \text{ кг/м}^3]$.

Витрата електроенергії на помел = 12-20 кВт на 1 т ПВП, залежно від типу млина, марки вугілля та тонкості помелу.

Оптимальну для спалювання тонкість помелу вугілля визначають наступним способом: залишок ПВП на ситі 90 мікрон = $0,5 \times$ (вміст летких у вугіллі).

Сушіння палива для більшості вугілля виконується одночасно з помелом у млиновому пристрої шляхом подачі всередину млина суміші повітря та продуктів згорання з температурою 200-350°C.

Для вугілля з вологістю більше 30-35% виконується часткове попереднє підсушування палива в низхідних газоходах гарячих газів, через які виконують завантаження вугілля в млин. Може бути реалізовано попереднє підсушування вугілля перед млиновим пристроєм у коротких сушильних трубах. Зниження вологості вугілля зменшує витрати електроенергії на розмелювання.

Значення кінцевої вологості паливного пилу може бути прийняте за рекомендаціями ВПІ та ЦКГІ. При накопиченні ПВП у силосах за розділеною схемою спалювання або напівпрямою схемою спалювання гігроскопічна рівноважна вологість $W_{ci}=[0,4-0,5]$ W_p - робоча вологість вугілля.

Вологість вугільного пилу $W_{nl}=[0,4-0,5]$ W_{ci} - гігроскопічна вологість.

При прямому помелі та спалюванні умови значно простіші, вологість ПВП може досягати 8 %. Насправді кожної марки вугілля виконують попередні дослідження для визначення безпечних умов приготування і спалювання ПВП.

Температура гарячих газів. При вологості палива до 30 % початкова температура сушильного агента вибирається в межах 200-350 °С, а при вологості 30-40 % - верхню межу температур піднімають до 600 °С (за наявності перед млином передувімкнених пристроїв, що підсушують).

Безпека підготовки та спалювання вугільного пилу прямим способом та напівпрямим способом висока. Системи пило-приготування з проміжним бункером більш вибухонебезпечні. Для забезпечення безпеки в сучасних установках приготування та спалювання вугільного пилу з накопиченням у проміжному бункері використовується зниження вмісту кисню в апаратах та газоходах системи пило-приготування. Ваговий вміст кисню менше 9% (у вологих гарячих газах) забезпечує безпеку процесу сушіння - помелу для будь-якого вугілля. Гарячі гази з низьким вмістом кисню для подачі до млинів забирають від вогнетехнічного обладнання, в якому спалюють ПВП (генератори гарячих газів, вугільні котли, печі спікання тощо).

Безпека зберігання вугільного пилу - повинні враховуватися властивості вугільного пилу, наприклад саморозігрів, особливо для бурого вугілля з високим вмістом летких. Для забезпечення безпеки виконується:

інертизація внутрішнього обсягу силосу,

охолодження вугільного пилу перед завантаженням на зберігання силос,

запобіжні вибухові клапани на силосах,

прилади контролю автоматики безпечного зберігання та інші заходи.

Параметри необхідні для забезпечення безпечного виробництва та використання ПВП визначається спеціальними випробуваннями вугільного пилу.

Резервний млин: у разі переведу на ПВП декількох апаратів, що працюють паралельно, і «блокової установки» (один млин на один апарат), використовують один резервний вугільний млин на кілька технологічних ліній. «Блоковий» підхід із резервом забезпечує найбільшу надійність приготування вугільного пилу та постачання паливом технологічних установок.

Порівняння ПВП із газоподібним або рідким паливом при використанні сучасного обладнання ПВП забезпечує:

значне зниження вартості палива;

рівну чи вищу безпеку процесу горіння палива;

рівний діапазон регулювання обладнання;

у ряді випадків підвищення теплового К.К.Д. процесу. Екологічні показники приміщень приготування та використання ПВП не нижче цих показників для приміщень, де спалюється газове або рідке паливо.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Технології спалювання вугільного пилу ПВП на підприємствах металургії та ГЗК України дозволяють знизити витрати на паливо, забезпечити паливну незалежність країни від зовнішніх постачальників. Показані способи приготування та спалювання ПВП, основні технологічні показники роботи установок помелу вугілля.

Області високоефективного використання ПВП:

технології сушіння та спікання промислових продуктів, високотемпературні печі, спалювання відходів і супутніх продуктів металургії, що містять підвищену кількість вуглецю (наприклад доменні пилу, шлами газоочищення),

спалювання високо-зольних відходів вуглезабагачення, вугільних шламів, переробка/спалювання відходів нафтохімії;

у комунальному господарстві міст, зниження витрат у комунальній енергетиці шляхом переведення котельень з газу та мазуту на вугілля, а також спалювання горючих промислових та побутових відходів.

Реалізація технології спалювання ПВП або вуглецевмісних відходів не вимагає НДР та дослідно-промислових установок. При проектуванні та виборі обладнання для ПВП можливе використання технічних рішень, відпрацьованих багаторічною практикою Європейських промислових підприємств.

Список літератури

1. <http://www.ftt-ing.de/broschure/001-Broschure> Heis Gas Generatoren RU2017.pdf - Брошюра «Генераторы Горячих Газов»
2. <http://www.ftt-ing.de/broschure/002-Broschure> Kohlestaub-Brennstoff für Industrie RU2017.pdf - Брошюра «Угольное топливо в промышленности»
3. <http://www.ftt-ing.de/broschure/003-Broschure> Moderne Trocknung von industriellen Produkten RU2017.pdf – Брошюра «Современная сушка промышленных продуктов»
4. <http://www.ftt-ing.de/broschure/009-Broschure> Coal fuel produce for cement plants RU2017.pdf - Брошюра «Производство ПУТ для цементной промышленности»
5. Айзатулов, Р.С., Теоретические основы сталеплавильных процессов - М.: МИСиС, 2004. - 320 с.
6. Гиммельфарб А.Н., Котов К.И. «Процессы восстановления и шлакообразования в доменных шлаках». М. Металлургия, 1982, 340 с.
7. Ладыгичев, М.Г. Сырье для черной металлургии: Справочное издание: В 2-х т.Т.1. сырьевая база и производство окискованного сырья (сырье, технологии, оборудование)
8. Тогобицкая Д.Н. Хамхотько А.Ф., Головки Л.А. Информационное обеспечение и прогноз свойств железорудных материалов // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. – Вып.2. – Киев: Наукова думка. –1998. – С.93–100.
9. Особенности современных шихтовых условий в доменном цехе ОАО «ДМЗ им. Петровского». /А.Я. Ткач, А.В.Шепель, В.А.Петренко и др. //Металл и литье Украины. – 2003. – № 5. – С.28–32.

УДК 658.562.64:622.3

А.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., А.М. ГРИЦЕНКО канд. техн. наук, ст. наук. співроб.,
О.В. ЧЕРКАСОВ, ст. наук. співроб., Криворізький національний університет
О.В. ШВИДКИЙ, інженер-програміст, ТОВ «Рудпромгеофізика»

КАРОТАЖ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН В УМОВАХ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РУДНИХ РОДОВИЩ

Мета. Ознайомити з принципами проведення каротажу вибухових свердловин, та методикою обробки отриманих даних.

Методи. При обробці даних використовувались методи математичної статистики та методи математичного аналізу.

Наукова новизна. Одночасне використання датчиків магнітного та загального заліза в запропонованому пристрої дозволяє проводити синхронний каротаж.

Практична значимість. Працівниками проблемно-галузевої науково-дослідної лабораторії Криворізького національного університету розроблена каротажна станція з комбінованим зондом, призначений для синхронного каротажу за загальним та магнітним залізом. Точність каротажу знаходиться в рамках, що ставить виробництво до таких пристроїв.

Результати. Завдяки оперативному отриманню результату вмісту корисного компоненту, як по залізу загальному так і по магнітному станцією «Кар'єр-Кривбас» геологи отримують дані на основі яких можна вносити корективи при виїмці корисних копалин. «Кар'єр-Кривбас» став незамінним помічником геолога в кар'єрі.

Ключові слова. Каротаж, оперативний контроль, вміст заліза, гірська маса, обробка результатів.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-113-118

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Експлуатація бідних, складних по мінеральному складу та важко-збагачувальних руд призвело до ускладнення технологічних схем. Збільшилась кількість показників якості та властивостей руди, які впливають на збагачення та діапазон коливань із-за зниження бортового вмісту корисних компонентів в промисловій руді, а також підвищились вимоги регламенту збагачення руди. На кожному родовищі, як правило, відокремлюються до п'яти-шести технологічних сортів руди, які відрізняються речовинним та мінералогічним складом, класом крупності, вкрапленістю та іншими показниками [1-3].

Аналіз публікацій. П.П. Бастаном і Н.Н. Болошиним [4] здійснено спробу встановити взаємозв'язок амплітуди та частоти коливань з геологічною будовою родовища, технічними характеристиками гірничого обладнання та технологією відпрацювання покладів корисних копалин. Зв'язуючи довжину блоку з тривалістю його відпрацювання, автори оцінили деякі родовища по коливанням якості динамічними характеристиками - середньоквадратичним відхиленням та частотою.

Механізм подрібнення гірських порід надзвичайно складний. Тому параметри буро-підривних робіт визначаються за емпіричними формулами [5], а гранулометричний склад підірваної гірничої маси прогнозується лише приблизно [6], що ускладнює пошук раціональних технологічних заходів вибухової відбійки порід, які забезпечують високу продуктивність роботи та низьку собівартість продукції.

При руйнуванні скельних гірських порід прийняті параметри буро-вибухових робіт повинні бути адекватні стійкості гірничих порід до руйнування, яка визначається головним чином двома факторами - міцністю порід, прямо пов'язаною з їхньою петрогенезисом і тріщинуватістю.

Існуючі методи оцінки можна розділити на геологічні, що безпосередньо враховують згадані вище природні фактори, що впливають на руйнування порід вибухом, і фізико-технічні, засновані на кореляції швидкості проходження пружних хвиль (сейсмоакустичний метод) або питомої енергоємності буріння вибухових свердловин, фіксуючими пристроями. З відомим припущенням геологічні методи можна назвати прямими, а фізико-технічні - непрямыми. Непрямі методи не набули скільки-небудь широкого поширення; їх використання обмежувалося окремими експериментами. Причини цього докладно викладено у монографії І.А. Тангаєва [7]. Основні з них: складність, трудомісткість процесу, неоднозначність інтерпретації отриманих результатів і найголовніше - непрямі методи, які застосовуються на блоці, що вже буриться, різко обмежує час на проектування буро-підривних робіт і можливості маневрування їх параметрами.

Практичний аналіз застосування прямих методів оцінки вибуховості порід у масиві показав відсутність у цьому плані єдиного підходу та виявив ряд істотних недоліків у конкретній їх реалізації. По-перше, найчастіше враховується лише один з головних факторів (тріщинуватість або міцність порід), причому перевага надається першому з них [8]. Це, з одного боку, справді домінуючої у багатьох випадках ролі тріщинуватості, з другого, - тим, що її параметри кількісно оцінюються набагато простіше, швидше і точніше, ніж міцність порід у масиві. Однак як би там не було, нехтуючи одним з основних факторів, не можна досягти оптимальних параметрів підривання.

Незважаючи на досить високий рівень проектування гірничих робіт, наведених у науково-технічній літературі, загальним недоліком їх є відсутність оперативної, достовірної інформації про фізико-механічні та фізико-хімічні властивості гірничої маси як по блоку, так і по всій гли-

бині кожної свердловини. Тому виникає необхідність у комплексному підході до вирішення проблеми контролю, управління якістю та підготовки залізорудної сировини до виїмки.

Процес відпрацювання кожного родовища супроводжується комплексом геологорозвідувальних робіт, до складу яких входить побудова детальних геолого-технологічних планів та розрізів з обов'язковою оцінкою якості сировини у природному заляганні за вмістом у ньому корисних компонентів - заліза загального ($Fe_{\text{заг}}$) та пов'язаного з магнетитом ($Fe_{\text{маг}}$).

Постановка задачі. Використання для досягнення цілей лише традиційних геологічних методів випробування виключно трудомістко, вимагає великих коштів на відбір, транспортування, механічну обробку і хімічні аналізи проб. При цьому не забезпечується необхідна точність і, що дуже важливо, оперативність результатів. Це, у свою чергу, веде до суттєвих труднощів в оперативному плануванні та порушує процес усереднення (шихтовки) вихідної рудної маси, що подається на збагачувальні фабрики.

В даний час існує безліч методів, що дозволяють реєструвати в аналоговій та цифровій формі фізико-хімічні властивості гірських порід, такі як електропровідність, магнітна сприйнятливість, щільність та параметр спричиненої поляризації вздовж стовбура свердловини та ін.

Викладення матеріалу та результати. Опробування вибухових свердловин нині проводиться, переважно, двома способами. Перший спосіб - це відбір проб із шламів вибухових свердловин із наступним хімічним аналізом.

Недоліками цього є: низька точність, велика трудомісткість, дорожняча, крайня не оперативність. Найбільш оптимальним - другим способом є геофізичне випробування. Його позитивними сторонами є точність, оперативність, масовість, велика продуктивність.

Контроль вмісту магнетиту в руді заснований на вимірі його магнітної проникності, яка тісно корелює із вмістом масової частки магнетиту. Вимірювання у змінних магнітних полях на практиці проводяться методами, які змістовно описані в багатьох опублікованих роботах.

Для оперативного контролю якості руди по залізу загальному в 60-х роках було запропоновано гамма-гамма метод у селективному варіанті, заснований на вимірюванні ефектів взаємодії гамма-квантів низької енергії ($E=300$ кВ) з речовиною. При цьому джерелами низьких енергій (типу $Co-57$, $Se-75$, $Am-241$ та ін) опромінюється контрольована гірська маса і за допомогою спеціальних рудничних радіометрів реєструється інтенсивність розсіяного середовищем частина гамма-випромінювання N_p . Величина цієї частини N_p залежить від перерозподілу ефектів, що супроводжуються один одного - фотоелектричного поглинання і комптонівського розсіювання.

На рис. 1 наведено загальний вигляд каротажної станції.



Рис. 1. Загальний вигляд каротажної станції 1 - лебідка; 2 - комбінований каротажний зонд

Каротажна станція з комбінованим зондом розроблена працівниками проблемно-галузевої науково-дослідної лабораторії Криворізького національного університету. Комбінований зонд 2 призначений для синхронного каротажу за загальним та магнітним залізом.

Результати каротажу реєструються на бортовому комп'ютері, або у пульті управління типу ПАКС та обробляються за спеціальною методикою.

Методика обробки даних каротажу магнітної сприйнятливості наведена нижче.

1. Підключити з'єднувальний кабель передачі даних до СОМ-порту ПК та роз'єм вимірювального пульта.

2. Увімкнути пульт.
3. Натисніть кнопку "Реж" увімкнути вікно зв'язку з комп'ютером.
4. Запустити програму "Магнітний каротаж PAKS5-KK" з'явиться вікно програми рис.2.



Рис. 2. Головне вікно програми

5. Натиснути кнопку "Зв'язок із ПАКС". Відкриється вікно обміну даними.
6. Вибрати з меню порт комп'ютера, до якого підключений вимірювальний пульт.
7. Натиснути на ПАКС кнопку 1, потім натиснути на програмі кнопку "Зв'язок з ПАКС" а потім на пульті кнопку "Пуск". Усі перелічені операції треба виконувати швидко, інакше спрацює Timeout.

Якщо передачі даних не відбулося, слід повторити операції пп. 2-7.

8. Після передачі у правій частині вікна програми з'являються завантажені дані рис. 3.

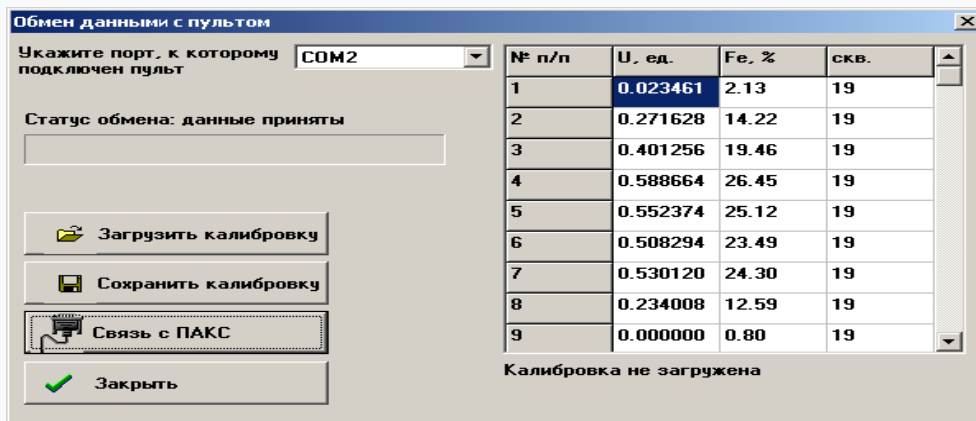


Рис. 3. Отримані дані

9. Натиснути кнопку "Закрити" і натиснути кнопку "Так" у вікні, що з'явилося.
10. У наступному вікні, що з'явилося, вибрати об'єкт із списку, на якому виконувався каротаж. Потім натиснути кнопку "Створити новий блок" та записати горизонт та номер блоку, натиснути кнопку "ОК".

Коригування отриманих даних каротажу виконуються в розділі "Отримані свердловини".

Натиснути кнопку "Зберегти". Дані свердловин зберігаються в базу даних.

11. Натиснути кнопку "Закрити".

Коригування отриманих даних.

1. У головному вікні програми рис. 2 натиснути кнопку "Налаштування" та встановити необхідне значення усереднення.

Для кар'єру №2-біс ПАТ "АМКР" усереднення значень 5 метрів, для кар'єру №3-7 метрів.

Натиснути кнопку "Зберегти".

2. Натиснути кнопку "База даних". На екрані з'явиться вікно, вибрати об'єкт із списку, потрібний блок та натиснути кнопку "Перегляд".

3. Відкриється вікно даних по свердловині.

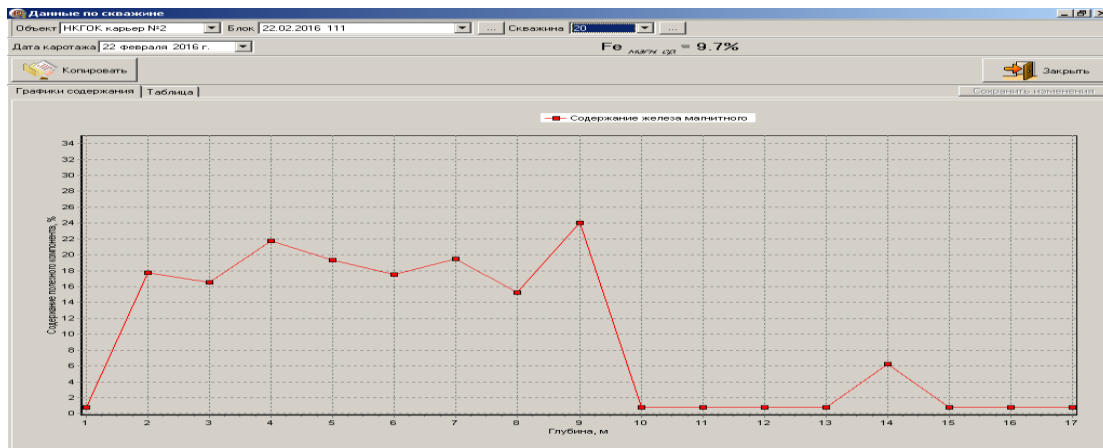


Рис. 4. Вид вікна "Дані по свердловині"

У цьому вікні програми необхідно переглянути кожен свердловину, починаючи з першої, вибираючи номер свердловини зі списку "Свердловина".

Результати каротажу першого виміру по свердловині можуть відрізнятися від наступного. Це відбувається через попадання в зону вимірювання шламу або підсіпання блоку. В цьому випадку необхідно за допомогою "миші" коригувати перший замір, приблизно, до другого.

4. Переглянути всі свердловини і провести корекцію. Після зміни кожної свердловини натиснути кнопку "Зберегти зміни".

5. Після завершення всіх змін та збереження результатів закрити всі активні вікна та програму, для того, щоб проведені зміни набули чинності, та оновилися у базі даних.

Далі здійснюється експорт даних, формування звітів та передача результатів геологічній службі. Для цього потрібно:

запустити програму Paks5-КК. Натиснути кнопку "База даних". У вікні вибрати об'єкт із списку, що випадає, потім вибрати блок і натиснути кнопку "Експорт". Відбувається експорт даних у файл Excel. Зазвичай шлях \\Мої документи\Export1.xls;

експортований файл переміщуємо до папки, де зберігаються всі результати наприклад «Обробка результатів КМВ»;

слід перейменувати файл за типом вже існуючих. Назва вказує найменування об'єкта, номер кар'єру і дату каротажу;

відкрити файл та відформатувати за образом і подобою раніше збережених файлів з результатами. Розмістити таблиці даних для зручного друку;

у заголовку листа вказати назву підрозділу підприємства, номер кар'єру та горизонт, а також дату проведення робіт, розмістити таблиці даних на аркуші для друку;

порахувати загальний метраж виконаних робіт та вказати його наприкінці сторінки;

зберегти всі зміни та закрити файл;

надіслати результати каротажу електронною поштою або у друкованому вигляді до геологічного відділу підприємства.

Після завершення перерахованих вище операцій, необхідно внести дані по блоку у файл "Загальний метраж за xxxx p.xls". У першому аркуші книги записуються дані по кожній свердловині із зазначенням середнього значення заліза магнітного та метражу, а на другому аркуші книги формується таблиця виконання робіт по місяцях.

Обробка результатів каротажу за загальним залізом виконується аналогічно наведеної методики обробки результатів каротажу по магнітному залізу, за спеціальною програмою.

У проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Криворізького національного університету розроблено, виготовлено та впроваджено у виробництво різні засоби для оперативного контролю вмісту загального та магнітного заліза як у масиві, так і у висадженій та подрібненій гірничій масі [11-16].

Висновки. Контроль якості залізної руди на сьогодні є основним напрямком отримання якісної залізородної сировини, при чому контроль повинен відбуватися на всіх ділянках вироб-

ничого процесу. Для цього використовують різні пристрої, одним із яких являється каротажна станція, рис. 1.

Програмні засоби станції дозволяють оперативно отримувати, зберігати, редагувати (приводити до вимог нормативної документації), друкувати (ведення документації) дані каротажу.

Список літератури

1. **Захваткін В.К.** О некоторых тенденциях развития подготовки руд к обогащению // Обогащение руд. –1973. – № 4. –С. 34-38.
2. **Бастан П.П., Ключкин Е.И.** Методические рекомендации по усреднению железных руд при открытой добыче. –М.: Недра, 1973. –121 с.
3. **Бастан П.П., Азбель Е.И., Ключкин Е.И.** Теория и практика усреднения руд. –М.: Недра, 1979. –255 с.
4. **Бастан П.П., Болонин Н.Н.** Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. –М.: Недра, 1981. – 280 с.
5. **Кузнецов В.М.** Математические модели взрывного дела. –Новосибирск: Наука –1977. 262 с.
6. **Клевцов И.В., Федоренко П.И.** Схемы взрывания на карьерах и качество дробления горной массы. –К.: Техніка, 1981. –104 с.
7. **Тангаев И.А.** Буримость и взрываемость горных пород –М.: Недра, -1978
8. **Кутузов Б.Н., Лемеш Н.И., Плужников В.Ф.** Классификация горных пород по взрываемости для карьеров // Горный журнал -1979 -№ 2
9. **Завсегдашний В.А., Слободянюк В.К., Колтунов О.В.** Система автоматизированного проектирования буровзрывных работ //Разработка рудных месторождений. Респ. межвед. научно-техн. сб.. 1996. вып. 57. с. 67-72.
10. **Литвинцев С.А.** Методика автоматизированной обработки и интерпретации панорамных изображений стенок скважин //Международная геофизическая конференция и выставка по разведочной геофизике (Москва-92).- Сб. реф. - Б.м. –М.-1992. – 440 с.
11. Патент України №41036 А «Каротажна станція» **Азарян А.А., Василенко В.Є., Бородавкін В.М., Бойко С.С.** Бюл. №7, 2001.
12. Патент України №34882 А «Свердловинний прилад для селективного гамма-гамма каротажу» Бюл. №2, 2001 **Азарян А.А., Бородавкін В.М., Василенко В.Є., Лісовий Г.М.** та ін.
13. Многофункциональная каротажная станция «Карьер-Кривбасс»// **Азарян А.А., Константинов Г.В., Кузьменко А.Б.** / Разработка рудных месторождений. - Научно-техн. сб. - Кривой Рог, 2001. - Вып. 77.
14. Патент України №80707 «Пристрій для магнітного каротажу геофізичних свердловин», БИ№17 25.10. 2007// **Азарян А.А., Цибулевський Ю.Є., Шаров В.В., Юрко А.В., Лісовий Г.М.**
15. Патент України № 39985 «Спосіб градування зондів гамма-гамма каротажу свердловин які частково заповнені водою» **Азарян А.А., Василенко В.Є., Швидкий О.В.**
16. Патент України №112782 «Пристрій для магнітного каротажу кар'єрних вибухових свердловин» опубл. 26.12.16 Бюл. №24 **Азарян А.А., Цибулевський Ю.Є., Кучер В.Г., Швець Д.В.**
17. Монография под общей редакцией профессора Альберта Азаряна Оперативный контроль и управление качеством при добыче и переработке минерального сырья: / [**А.А Азарян . В.А Азарян . В.В. Дрига** и др.] - OKTAN PRINT s.r.o. 5. května 1323/9, Praha 4, 140 00 www.oktanprint.cz tel.: +420 770 626 166 jako svou 31. Publikací Vydání první, 2020.-500с

УДК 622. 7

ВОЛОДИМИР ГАРБЕР Dr.-Ing

Büro Feuerung- und Trocknungstechnologien, Німеччина

ВОЛОДИМИР ГОЛОВАНЬ, Незалежний консультант АГН, Україна

ТЕХНОЛОГІЯ СПАЛЮВАННЯ ВУГЛЕЦЕВОВІСНИХ ПРОДУКТІВ У БАРБОТУЮЧОМУ ШАРІ ДЛЯ МЕТАЛУРГІЇ ТА ЕНЕРГЕТИКИ

Мета. Метою даних досліджень є оцінка можливості застосування та реалізації в чорній металургії та енергетиці технології відновлювального спалювання вугілля в барботуючому шарі шлаку на основі технічних рішень.

Методи дослідження. Дослідження гранулометричного складу гранульованого шлаку, теплових потоків від шлаку до трубних поверхонь системи випарного охолодження.

Наукова новизна. Наукова новизна результатів дослідження полягає в визначенні особливостей роботи барботажної топкової камери в окисному режимі теплопередачі з температурами газів 1400 °С на вході в котел, підвищен-

ні інтенсивності та високих теплонапружень об'єму топкової камери при спалюванні вугілля в барботажному шарі. паливі на вугільне паливо, не знижуючи потужності та не призводить до проблеми із застиганням шлаку.

Практичне значення. Практична значущість отриманих результатів технології відновлювального спалювання вугілля в барботажному шарі шлаку може застосовуватися для переробки побічних продуктів та відходів металургії, вилучення кольорових металів із доменних пілків.

Результати. Розглянуто різну геометрію камери топки при збереженні відстані 2,5 м між паралельними поздовжніми стінками. Визначено, що тепло, яке вноситься гарячим шлаком, становить 15 %, теплові потоки від шлаку до трубних поверхонь системи випарного охолодження досягають 120,000 ккал/м²□□годину.

Встановлено, що випуск гранульованого шлаку в крупності 0,2-2 мм шлаку в енергетичних котлах містить основні сполучні компоненти клінкеру - аліт та беліт, які можна використовувати для отримання шлако-цементів із застосуванням операцій сушіння, помелу граншлаків та змішуванні продуктів помелу з готовим цементом. у співвідношенні приблизно 50:50. Визначено можливість виключення недопалу при спалюванні вугілля будь-якої якості в шарі шлаку, що барботується. При газифікації вугілля з високим вмістом сірки. у шлаковому розплаві можна виключити реагентне очищення газів від з'єднань сірки, обмежуючись лише апаратами газоочищення. Викиди сірки для описаної технології в 3-4 рази менше, ніж за традиційної.

Ключові слова: шлак, барботований шар, топкова камера, шлак, очищення

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-118-125

Проблема і її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В Україні розвиток сучасної вугільної енергетики неможливий без забезпечення екологічних показників порівнянних із показниками газових станцій. Висока вартість вугільних ТЕС, що обумовлюється високою вартістю очищення газів та утилізацією золи від спалювання вугілля.

Ефективна та екологічно чиста технологія спалювання вугілля, конкурентна з технологіями на природному газі повинна забезпечувати:

a - комплексне використання вугілля як мінеральної сировини, як органічну, і мінеральну частини вугілля;

b - можливість стабільної роботи установок на вугіллі різної якості;

c - мінімальна кількість летких відходів – золи;

d – широкий діапазон регулювання потужності;

e - істотно менша кількість викидів у вигляді оксидів азоту, сірки та пилу;

g - висока теплонапряга об'єму топки - зменшення площі, ваги, вартості теплообмінних поверхонь [1].

Печі ШВУ, як топкова камера котла, найбільше підходять для використання в енергетиці для нового будівництва або модернізації існуючих вугільних і мазутних котлів.

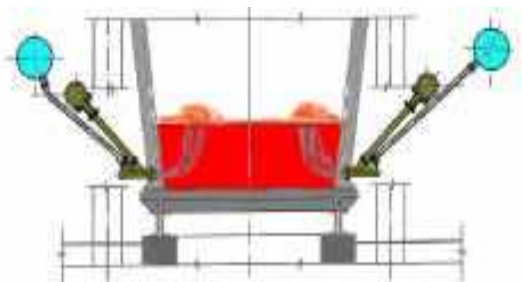
Аналіз досліджень та публікацій. Шлаковигонкові печі для ЧМ у шлакову ванну печі ШВУ, обмежену трубними панелями випарного охолодження, заливають 50-60 т шлаку з температурою 1100 °С, отриманого в шахтних металургійних плавильних печах. Шлак продувають знизу сумішшю вугільного пилу і стисненого повітря, підтримуючи відновне середовище, домагаючись відновлення оксидів цинку і свинцю до металів, випаровування металів, виконують допалювання горючих компонентів CO і SO₂ над шлаком, охолоджують гази від 100 до 20 гази від оксидів металів у рукавних фільтрах, отримуючи готову продукцію - оксиди кольорових металів, отримані зі шлаків. Збіднені шлаки зливають у водяний гранулятор, отримуючи граншлак 0,2-2 мм.

На рис. 1-2 описується шлаковозгінна установка комбінату УКМК ТОВ «Казцинк», що діє з 70-х років. У кольоровій металургії відпрацьовано прийоми подачі вугілля під шлак, обладнання, режими роботи з метою вилучення цинку та свинцю зі шлаків шахтної плавки або інших металургійних відходів.

Рис. 1. Поперечний розріз нижнього пояса кесонів печі ШВУ. Подача вугілля та повітря під шлак

Виконано проект технологічної модернізації цієї установки. Раніше тривалий час експлуатувалася подібна установка на Чимкентському свинцевому комбінаті, інші установки по всьому світу на металургійних підприємствах.

Установки ШВУ забезпечують відновлення в шлаку з'єднань цинку і свинцю до парів металів,



зниження вмісту Zn і Pb до 0,5-1 %, накопичення і злив збідненого шлаку, мають систему випарного охолодження шлакової камери (отримання товарної пари), водоохолоджуваний под, та є простими за конструкцією.

Технологія фьюмінгування - сублимації відновлених пар Zn і Pb з шлаку може використовуватися в чорній металургії для переробки доменних пилів з метою видалення з них Zn і Pb, отримання багатого по Fe шлаку, повернення шлаку у виробництво чавуну і сталі. Ця технологія може використовуватися для переробки прокатної окалини та інших відходів металургійного виробництва.

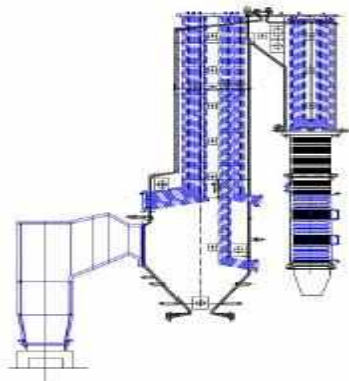


Рис. 2. Заливка шлаку в піч ШВУ (шлаковозгінна установка)

Шлаковигонкові печі для Енергетики. Печі ШВУ є основою цієї статті - це, по суті, відпрацьована металургами конструктивно та технологічно топкова камера вугільного котла, готова для використання в енергетиці.

Котли зі спалюванням вугілля в шарі шлаку, що барботується, найбільш підходять для енергетичного господарства металургійних підприємств. Такі установки зі спалюванням вугілля під шлаком, понад 40 років працюють у кольоровій металургії при продуктивності 40-50 тонн/годину по парі і немає обмежень щодо нарощування потужності, рис. 3.

Рис. 3. Компонівка печі ШВУ та котла утилізатора



Постановка задачі. Метою даних досліджень є оцінка можливості застосування та реалізації в чорній металургії та енергетиці технології відновного спалювання вугілля в шарі шлаку, що барботується, на основі технічних рішень.

Викладення матеріалу та результати. Для використання в енергетиці потрібні перші два ряди кесонів, до рівня нижче балки, що несе.

Висота цієї частини барботажної камери топлення 4-6 м, ширина близько 2,5 м. Довжина вибирається в залежності від потужності котла - приблизно 8 м на 50 т пари на годину, при прямокутній формі камери.

Можлива різна геометрія камери топки при збереженні відстані 2,5 м між паралельними поздовжніми стінками. Це зумовлено глибиною проникнення струменів із фурм у шлак. Роздача вугільного пилу та стисненого повітря здійснюється з кільцевих колекторів. Відстань між фурмами 300 мм, рис. 4,5.

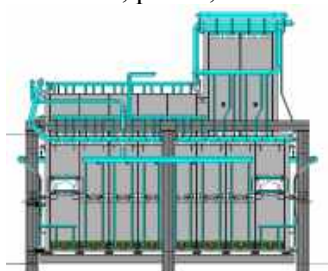


Рис. 4. Камера для барботажу шлаку печі ШВУ

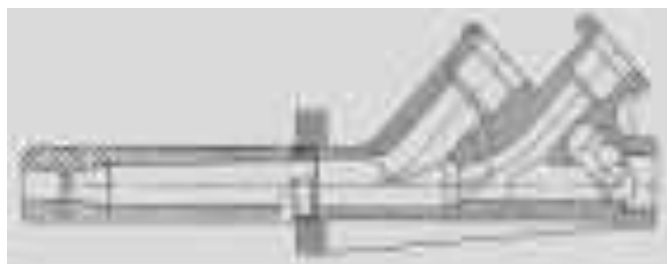


Рис. 5. Фурма для вдування під шлак вугільного пилу

Можливі фурми складнішої конструкції, що дозволяють при роботі на високо-сірчистому вугіллі вдувати через них помелений вапняк та інші шихтові компоненти.

Можливе вдування через фурми кількох різних горючих пилів або подача зверху в шлак різних горючих продуктів, шматкових відходів тощо, рис. 6,7.



Рис. 6. Фурми шлакового пояса кесонів для подачі вугільного пилу під шлак



Рис. 7. Колектори вугільного пилу та стисненого повітря, труби для подачі з компенсаторами

Горючі гази над зоною барботажу допалюються подачею по контуру зчленування з котлом проникаючих струменів повітря, звуження перед радіаційною камерою сприяє перемішуванню, рис. 8.

Рис. 8. Сопла фурм у середині печі. Прохід через кесони системи випарного охолодження



Випуск шлаку з печей ШВУ виконується в металургії порціями приблизно через 2 години, зі збереженням постійного нижнього рівня шлаку вище за фурми барботажа. Це дозволяє підтримувати піч у гарячому стані до заливання нової порції шлаку, що подається на ф'юмінгування.

Теплові показники печі ШВУ та котла утилізатора: тепло, що вноситься гарячим шлаком, становить 15 %,

в установці під шлаком спалюють 7-10 т вугілля на годину;

теплові потоки від шлаку до трубних поверхонь системи випарного охолодження досягають 120,000 ккал/м² годину.

Від трубних панелей випарного охолодження печі ШВУ сумарною вагою 10 т одержують 20 т пари на годину з тиском 25 бар. Від трубних поверхонь котла утилізатора вагою 80 т, отримуємо 25 т пари на годину з тиском 25 бар.

Інтенсивність теплопередачі від шлаку, що барботується, до трубних панелей перевищує в 4-5 разів потоки тепла від газів до трубних панелей в радіаційній камері котла.

Підвищена інтенсивність теплопередачі та висока теплонапруга об'єму камери згоряння при спалюванні вугілля в барботажному шарі шлаку забезпечують наступні переваги:

1. Висота та основні розміри радіаційної камери та конвективних поверхонь котла на вугільному паливі не збільшуються в порівнянні з котлами на газовому або мазутному паливі. Це дозволяє переводити котли з газового або мазутного палива на вугільне паливо, залишаючись у межах котельного осередку, не знижуючи потужність котла.

2. Робота барботажної камери топки в окисному режимі, з орієнтуванням на спалювання вугілля, характеризується температурами газів 1400 °С і більше на вході в котел. Це дозволяє уникнути проблем із застиганням шлаку, характерних для котлів з рідким шлаковидаленням.

Пропонована система може працювати на вугіллі з високими температурами плавлення золи, відходах, вугіллі будь-якої зольності, на високозольних шламах – продуктах вуглезбагачення.

3. Діапазон регулювання продуктивності барботажної шлакової топки 10-100%.

Це відомо з металургійної практики і це дуже добрий показник для топки енергетичного котла

Особливості роботи печей ШВУ або їх можливого застосування в чорній металургії повторюють показники спалювання вугілля в шарі шлаку, що барботується, в топковій камері котла. Тому далі енергетика та металургія розглядаються паралельно.

Енергетичний котел зі спалюванням (газифікацією) подрібненого вугілля під шлаком за аналогією з піччю ШВУ оснащеною утилізатором котлом може бути влаштований і працює наступним чином.

Під радіаційною камерою котла, на місці холодної вирви, організована топкова камера з барботажем рідкого шлаку, під який подається розмелене вугілля. Барботажна топкова камера повторює в основних технічних рішеннях конструкцію печі ШВУ, рис. 9.

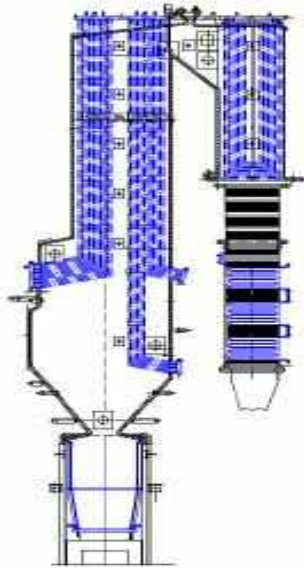


Рис. 9. Компонування енергетичного котла з топковою камерою для барботажу шлаку

Необхідна кількість шлаку накопичується в барботажній камері за кілька днів при роботі пальника з циклонною камерою рідкого шлаковидалення. Можливо передбачити заливку металургійного шлаку, якщо котел розташований на території металургійного підприємства.

Близько 30% вугілля може подаватися в барботажну камеру топки на шлак зверху в шматковому вигляді без подрібнення або помелу.

Випуск шлаку в енергетичних котлах можливий малими порціями із незначною зміною загального верхнього рівня. Шлак, що випускається, подається у водяну ванну, де охолоджується і гранулюється внаслідок розбиття на дрібні краплі утворюється парою. Гранульований шлак видаляють із ванни, висушують відстоєм на відкритому майданчику. Кінцева вологість шлаку 6-12% залежно від погоди. Розмір частинок гранульованого шлаку 0,2-2,0 мм.

Гранульований шлак містить аліт і беліт - основні сполучні компоненти клінкеру, що отримується в печах, що обертаються, спікання цементних заводів. Гранульований шлак від спалювання вугілля використовується для одержання шлакоцементів. Це проста та високорентабельна технологія полягає в сушінні, помелі гран-шлаків та змішуванні продуктів помелу з готовим цементом у співвідношенні приблизно 50:50. Таким чином, з 1 т готового цементу з використанням відходу ТЕС отримують 2 т шлако-цементу близької якості та з близькою ринковою ціною.

FTT - Ing.- Büro Feuerungs - und Trocknungstechnologien (технології горіння та сушіння) пропонує технічні рішення щодо застосування печей ШВУ в металургії, обладнання з переведення газових та мазутних котлів на вугілля при спалюванні в барботованому шарі рідкого шлаку, а також комплектні установки отримання шлаку цементів окремо або у складі ТЕС, що підвищує рентабельність теплової станції, виключає відходи

Екологічні показники.

Механічний недопал. При спалюванні вугілля, особливо вугілля низької якості, спостерігається значний механічний недопал. Вміст вуглецю в золі сягає 10-20%. При спалюванні вугілля в шарі шлаку, що барботується, механічний недопал може бути повністю виключений для вугілля будь-якої якості. Гарячі гази з температурою до 1400°C і більше в районі виходу з барботажної камери топки до котла, високі теплові напруги в камері топки дозволяє використовувати вугілля із золою високої тугоплавкості, на яких не можуть працювати звичайні котли з рідким шлаковидаленням.

Грубий помел вугілля, захоплення барботуючим шлаком золи від спалювання вугілля обумовлюють зниження вмісту газів твердих частинок. У сукупності це знижує в 1,5-2 рази обсяг та вартість системи газоочищення за котлом.

Вугілля з високим вмістом сірки. При спалюванні (газифікації) вугілля в шлаковому розплаві існує реальна можливість виключити реагентне очищення газів від з'єднань сірки, обмежуючись лише апаратами газоочищення.

Близько 15% сірки залишається в шлаку, близько 70% сірки, що видаляється з газами з шлакового розплаву, концентрується у вигляді твердих сполук з відновленими в розплаві калієм, натрієм та іншими леткими металами, близько 30% представлені газоподібними сполуками сірки, в основному SO_2 . Викиди сірки для описаної технології в 3-4 рази менше, ніж за традиційної.

Окиси азоту. Особливості газифікації вугілля в шлаку: - при надлишку повітря 0,5, кількість оксидів азоту з палива зменшується зі звичайних 15-20% до 0,5%.

В основних режимах вміст $NO_x=20-40$ мг/м³, що на порядок нижче вмісту оксидів азоту за вугільними казанами з пиловугільними пальниками. Загальне зниження викидів оксидів азоту до 10 разів, з урахуванням зменшення обсягів газів, що відходять, в 1,5-2 рази.

Вміст твердих частинок у газах. Над поверхнею розплаву, який барботується, є сепараційна зона з великих бризок і крапель розплаву заввишки 0,7- 1 м. У цій зоні дрібні краплі, що виносяться, і тверді частинки частково осаджуються і повертаються в розплав. Сублімація, краплі шлаку і тверді частинки в міру руху потоку газів коагулюють і налипають один на одного.

У металургії винос шлаку за шлаком, що барботується, в систему газоочищення становить 5-7 г/м³. У котлі з барботажем шлаку вміст твердого у газах, що відходять, очікується на рівні 1-2 г/м³. Частка золи, що надходить у газоочищення, очікується на рівні 1-2 % від ваги мінеральної складової вугілля. Винесення твердих частинок золи з енергетичних топков, що використовують факельне спалювання пиловугільного палива на порядок вище.

Спалювання відходів.

Барботажна шлакова піч є в металургії універсальним, «всеїдним» пристроєм для переробки відходів. Ця властивість передається «у спадок» камері спалювання вугілля в барботуючому шарі шлаку в складі енергетичного котла і може застосовуватися при спалюванні і знешкодженні відходів.

При спалюванні побутових відходів на колосникових ґратах неможливо розкласти найбільш небезпечні компоненти - діоксини та фурани, через неможливість збільшити температуру спалювання вище 900-1000 °С. Діоксини та фурани містяться в золі, кількість якої становить 20-40% від спалених відходів. Потрібно підвищення температури спалювання вище 1200 град. Шлаковий розплав є добрим рішенням для цієї мети. Температура шлакової ванни 1250-1350 град.

Можуть спалюватися несортовані відходи з вологістю 50% при незначному додатку вугілля, близько 50-70 кг/тонну відходів.

Рідкісні та розсіяні метали у складі вугілля:

легкоплавкі, такі як цинк, свинець, срібло, германій, кадмій, калій, натрій виганяються зі шлаку та концентруються у тонких пилах системи газоочищення;

тугоплавкі, залізо, нікель, мідь, платина залишаються у шлаку.

Висновки та напрямок подальших досліджень.

Можливості технології барботованого шлаку для спалювання вугілля, вилучення металів, переробки відходів:

1. Технологія довилучення Zn та Pb із шлаків шахтної плавки, переробки відходів у кольоровій металургії.

2. Технологія вилучення Zn та Pb з доменних пилів, відходів та попутних продуктів чорної металургії.

3. Технологія випалювання вуглецю в металургійних продуктах за високого - до 80% вмісту мінеральної складової.

4. Універсальна «всеїдна» топкова камера для вугільного котла середньої потужності 20-300 МВт. Паливо: низькоякісне вугілля будь-якої зольності, будь-якої вологості, вугілля із золю будь-якої тугоплавкості,

5. Робота на вугіллі з високим вмістом сірки. Зниження викидів сірки у 3-4 рази без додаткових витрат.

6. Розширення діапазону регулювання котла

7. Система газоочищення менше ніж на інших котлах через роботу з низькими надлишками повітря, зола на 90-98% залишається в шлаку.

8. Робота на дробленому вугіллі та частково на шматковому вугіллі. Знижені витрати на помел. Проста система роздачі вугілля. Прості пальники - фурми + сопла.

9. Камера барботажу шлаку має власну систему випарного охолодження, інтегровану в парову систему котла. Скорочення площі теплообмінних поверхонь (ціни котла), порівняно з котлами рівної потужності.

10. Встановлення барботажної камери топки до вугільних котлів з метою розширення сортності використовуваного вугілля.

11. Використання барботажної камери топки при переведенні газових і мазутних котлів на вугілля, без зміни будівельного котельного осередку – основних габаритів котла.

12. Барботажна «всеїдна» шлакова камера. Орієнтуючись на металургію – може реально працювати із зольністю 80%. Це дозволяє переробляти відходи, наприклад, високозольні відходи вуглебагачення із зольністю 60-80 %, інші горючі відходи, у тому числі рідкі (підмісом), побутові відходи.

13. Високі температури в камері топки, реально до 1400-1600 °С, дозволяють виконувати розкладання шкідливих органічних відходів.

14. Технологія спалювання твердого органічного палива, відходів у шарі лаку, що барботується, є основою для побудови високоефективної безвідходної енергетики під час використання горючих відходів, як палива, використання гранульованого шлаку після котлів як сировини для будівельних матеріалів - шлакоцементів та інших.

Розроблена металургами технологія спалювання палива в шарі рідкого шлаку, що барботується, може з високою ефективністю використовуватися як для технологічних цілей металургії, так і для енергетичного господарства металургійних підприємств.

Технологія спалювання вугілля в шарі шлаку (ТБШ), що барботується, освоєна в металургії, може стати основою для сучасних вугільних енергетичних котлів зі зниженим обсягом газових викидів і зниженням до нуля твердих відходів.

Реалізація технології спалювання вугілля або відходів у шлаку, що барботується, не вимагає НДР та дослідно-промислових установок.

При проектуванні та виборі обладнання ТБШ можливе використання технічних рішень, вузлів, робочих креслень, технологічних прийомів старту/зупинки/керування відпрацьованих багаторічною практикою у металургії та енергетиці.

Список літератури

1. **Баласанов А.В., Лехерзак В.Е.** «Газификация угля в шлаковом расплаве», Институт Стальпроект, 2008 – 288 с.
2. <http://www.ftt-ing.de/referenzen/036-Dampfkessel für Kohlefeuerung in Brennkammer mit Schlake –Barbotage .pdf> - Брошура «Энергетический угольный котёл с топкой барботируемого шлака».
3. <http://www.ftt-ing.de/broschüre/007 Broschüre Verbrennung den hoch asche gehaltenen Produkten der Kohle - Aufbereitung.pdf> – Брошура «Сжигание высокозольных продуктов углеобогащения».
4. Доменное производство «Криворожстали». Монография под ред. чл.-корр. НАН Украины В.И.Большакова. Изд. "Криворожсталь" – ИЧМ. Дн-ск, 2004. – 378 м.
5. **Большаков В.И.** Научное обеспечение реализации перспективных технических решений при реконструкции металлургических агрегатов. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2005. – № 3.
6. **Большаков В.И.** Проблемы инновационного развития ГМК Украины. // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2003. № 2. – С.1–4.
7. **Ефименко Г.Г.** и др. Металлургия чугуна, Выща шк. Головное изд-во, 1988.-355 с., 212 табл.
8. Ironmaking Process Alternatives Screening Study. October 2000 LG Job No. 010529.01
9. **Андронов.** Минимально возможный расход кокса и влияние на него различных факторов доменной плавки.: СПб.: Изд-во СПбГТУ, 2001. 142 с.
10. **A. Babich, D. Senk, H. W. Gudenau, K. Th.** Mavrotmatis IRONMAKING, RWTH Aachen University, Department of Ferrous Metallurgy, Aachen 2008.: @ 2008 Institut für Eisenhüttenkunde der RWTH Aachen Intzestr. 1. 52072 Aachen, Germany, <http://www.iehk.rwth-aachen.de>

Ю.Є. ЦИБУЛЕВСЬКИЙ, канд. техн. наук, доц.,
А.М. ГРИЦЕНКО, канд. техн. наук, ст. наук. співроб.,
О.В. ЧЕРКАСОВ, ст. наук. співроб., Криворізький національний університет
О.В. ШВИДКИЙ, інженер-програміст ТОВ «Рудпромгеофізика»

ПІДВИЩЕННЯ ТОЧНОСТІ РАДІОІЗОТОПНИХ ГУСТИНОМІРІВ

Мета. Визначити основні фактори, які впливають на точність роботи радіоізотопних густиномірів, що використовують для контролю густини залізородної пульпи. А також розробка засобів для компенсації впливу основних похибок, з яких складається сумарна абсолютна випадкова похибка, яка виникає під час контролю. Предметом дослідження було визначення ступеня ослаблення інтенсивності гамма-випромінювання у залежності від густини залізородної пульпи.

Метод. Для підвищення чутливості радіоізотопного густиноміра була розроблена функціональна схема цифрового датчика температурної компенсації сцинтиляційного детектора інтенсивності джерела гамма-випромінювання, а також запропоновані засоби деаерації пульпи.

Наукова новизна. У відомих густиномірах залежність вторинного гамма-випромінювання від густини пульпи описується лінійними або експоненціальними рівняннями першого порядку. При цьому джерело і детектор гамма-випромінювання непорушні одне відносно іншого та від рівня залізородної пульпи. Авторами розроблений пристрій у якому поєднані переваги поплавцевого та радіаційного густиномірів. У запропонованому пристрої джерело гамма-випромінювання вмонтоване у поплавець, при цьому опроміненість детектора зворотно пропорційна квадрату відстані від джерела випромінювання до детектора, що на порядок підвищує чутливість пристрою до густини залізородної пульпи.

Практична значимість. Підвищення на порядок чутливості радіаційного густиноміра визначає практичну значимість розробленого пристрою.

Результати. Впровадження нового густиноміру створює можливість заміни джерел гамма-випромінювання на джерела видимого спектра світла. При цьому зменшується ціна, вага пристрою і спрощується електронна схема густиноміру.

Ключові слова: густиномір, пульпа, похибка, точність вимірювання, поплавець, гамма-випромінювання, температурна компенсація.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-125-129

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Відомі такі конструкції густиномірів: поплавкові (ареометри, спиртометри, густиноміри для вина та пива, буйкові для контролю густини пульпи); гідростатичні (п'єзометричні); вібраційні, акустичні (ультразвукові), оптичні, вагові та радіоізотопні. На збагачувальних комбінатах Криворізького басейну найбільшого поширення набули вагові та радіоізотопні методи контролю щільності залізородної пульпи [1]. Густина пульпи впливає на продуктивність, якість подрібнення та на процес флотації. Недоліком вагових густиномірів є додаткові витрати часу на контроль зносу та замулювання вимірювальної ділянки трубопроводу, що призводить до необхідності додаткового обслуговування.

Аналіз досліджень та публікації. Радіоізотопний густиномір здійснює безконтактний контроль залізородної пульпи на трубопроводах з внутрішнім діаметром від 100 до 800 мм при товщині стінок сталевих трубопроводу 10-20 мм. Радіоізотопні густиноміри можуть працювати у двох режимах:

метод розсіювання гамма-випромінювання (МРГ) на поверхнях ґрунту, стінках гірничих виробок та геофізичних свердловин;

метод поглинання (МПП) гамма-випромінювання на трубопроводах та конвеєрах. При цьому густиноміри МПП набули значно більшого поширення, що пов'язано з вимогами існуючих технологій.

Розробці радіоізотопних пристроїв присвячено велику кількість робіт. Найбільш докладно дослідження автоматичного контролю щільності залізородної пульпи гамма-променями викладені у монографії [1]. Вимоги до роботи цих приладів регламентовані в нормативних документах ГОСТ 20180-91 «Плотнометры радиоизотопные жидких сред и пульп» [2]. Міждержавні загальні технічні умови ДСТУ ГОСТ 8.368:2009 ДСВ. «Щільноміри радіоізотопні рідких середовищ і пульп». Методи і засоби повірки [3], в яких регламентовано:

межа допустимої відносної похибки;
межа допустимої відносної випадкової складової похибки.

Підприємства гірничорудної промисловості висувають вимоги до підвищення чутливості та стабільності роботи радіаційних густиномірів.

Постановка задачі. Метою даної роботи є підвищення точності радіоізотопних густиномірів за рахунок стабілізації параметрів детектора гамма-випромінювання та подальше вдосконалення конструкції густиноміру.

Викладення матеріалу та результати. У технічній літературі чутливість густиноміра визначають як відношення зміни вихідного сигналу приладу до зміни щільності, що викликала цю зміну

$$Q = X_{ex} / X_{eux} \quad (1)$$

За законом Бугера-Ламберта-Бера пучок випромінювання інтенсивністю Φ_n при проходженні через шар поглинаючої речовини завтовшки l послаблюється до інтенсивності Φ_p [4]. Кількість імпульсів зареєстрована детектором гамма-випромінювання за час t_e залежить від густини пульпи

$$N(\rho) = \Phi_n \varepsilon e^{-\mu l(\rho-\rho')} + \Phi_\phi \varepsilon_{m,\varepsilon} \quad (2)$$

де Φ_p - потік гама-випромінювання ослаблений шаром пульпи, імп/с; Φ_n - початковий потік гама-випромінювання, імп/с; Φ_ϕ - потік фонового гамма-випромінювання, імп/с; μ - масовий коефіцієнт ослаблення випромінювання, см²/г; l - товщина шару рідини, що просвічується, см; $\rho - \rho'$ - діапазон зміни густини пульпи, г/см³.

Радіоактивне випромінювання характеризують величиною його інтенсивності I та швидкістю реєстрації імпульсів $N=I \cdot t_e$, де ε - ефективність датчика гама-випромінювання. Тоді кількість імпульсів з детектора, зареєстрована за час вимірювання t_e однозначно залежить від густини. Звідси випливає, що з урахуванням схемного коефіцієнта перерахунку імпульсів показання на шкалі приладу дорівнюють вимірюваному значенню густини. Величина вимірюваного значення густини пульпи ρ_x залежить не тільки від дійсного значення густини пульпи, але і від первинного потоку джерела гама-випромінювання Φ_n , від ефективності датчика, від фонового потоку випромінювання і від зміни товщини шару пульпи, що просвічується. Детальний аналіз похибок, що виникають при вимірюванні густини пульпи, можливий шляхом визначення частинних похідних від перерахованих величин, що входять до виразу (2).

Відносна похибка вимірювання струму детектора дорівнює сумі статистичної, методичної та апаратної. Середньоквадратична похибка ефективності датчика враховує всі апаратні похибки – у тому числі параметри сцинтилятора, фотоелектронного підсилювача (ФЕПу) та деталей вимірювального блоку. Абсолютна випадкова похибка вимірювання щільності пульпи складається із суми наступних похибок [4]:

статистична похибка залежить від інтенсивності радіоактивного розпаду джерела випромінювання, її враховують при розрахунку мінімальної активності випромінювача, а також оптимальної товщини вимірюваного потоку пульпи

$$l_{opt} = 2 / \mu l \rho \quad (3)$$

Для збільшення чутливості потрібно збільшити активність випромінювача, що призведе до збільшення струму детектора.

методична похибка враховує зміну товщини потоку пульпи з допомогою корозії чи обростання стінок трубопроводу, і навіть коли у потоці з'являються бульбашки повітря;

апаратна похибка залежить від теплової та температурної стабільності роботи елементів радіоелектроніки, що входять до схеми радіаційного густиноміру, апаратна похибка визначається окремо для похибки, яка залежить від потоку випромінювання і для похибки, яка не залежить від потоку випромінювання (дрейф нуля).

При підстановці чисельних значень параметрів, що входять до виразу абсолютної випадкової похибки вимірювань щільності пульпи, можна визначити відсотковий внесок кожної з розглянутих похибок у сумарну похибку.

Результати обчислень наведено у табл. 1. Очевидно, що на похибку вимірювань найбільший вплив має ефективний лінійний коефіцієнт ослаблення випромінювання, зміна товщини стінки пульпопроводу та потоку пульпи.

Відсотковий вклад окремих похибок у сумарну абсолютну випадкову похибку

Найменування похибки	Вклад, %
Статична	13,7
Апаратурна, що залежить від потоку випромінювання	55,56
Апаратурна, що не залежить від потоку випромінювання	18,52
Методична	12,22
Всього	100

Залежність густини пульпи від температури. Зміну об'єму пульпи можна визначити через коефіцієнт об'ємного розширення, який для води прийнято рівним $18 \cdot 10^{-5}$ град⁻¹. Тоді залежність густини пульпи від температури води можна визначити за виразом

$$\rho = 1,0016 - 18 \cdot 10^{-5} t. \quad (4)$$

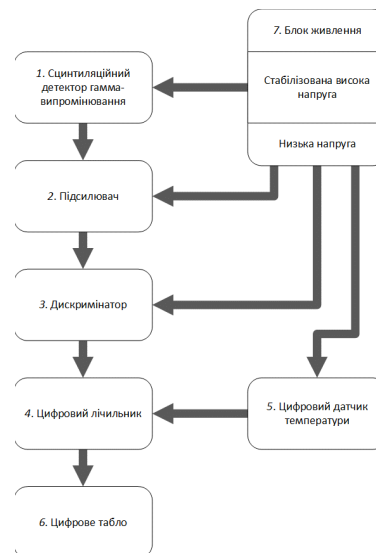
Очевидно, що зміна температури води викликає значну зміну розмірів трубопроводу, твердої складової пульпи, і чутливості детектора гамма-випромінювання, що призводить до додаткової похибки вимірювань.

Для зменшення впливу температурної похибки було використано спосіб цифрової корекції температури. Коливання температури поруч із радіоізотопним густиноміром можуть не впливати на температуру пульпи, але можуть бути джерелом похибки для детектора гамма-випромінювання та інших елементів схеми.

Зміна температури детектора на 1° змінює інтенсивність світловіддачі люмінофора на 1%. Тому детектори гамма-випромінювання потрібно термостабілізувати або вводити вузол температурної компенсації в електронну схему радіаційного густиноміру. У межах зміни температури від +10 до +70 °С вихідна характеристика детектора має лінійний характер.

Авторами цієї статті розроблено пристрій для підвищення точності сцинтиляційних детекторів шляхом введення цифрового датчика для температурної корекції, на який виданий патент України на корисну модель [5]. Функціональна схема сцинтиляційного датчика гамма-випромінювання з температурною компенсацією наведена на рис. 1.

Рис. 1. Функціональна схема сцинтиляційного датчика з температурною компенсацією; 1 - детектор гамма-випромінювання з фотоелектричним підсилювачем (ФЕП); 2 - підсилювач; 3 - дискриміратор; 4 - цифровий лічильник; 5 - цифровий датчик температури; 6 - стабілізований блок живлення високої та низької напруги



Перевага пропонованого радіаційного густиноміра полягає в тому, що компенсація температурної залежності фотокатода і стабілізація високої напруги підвищує точність вимірювання потоку гамма-квантів, які пройшли крізь пульпопровід.

Середня густина пульпи визначається при заданих температурі та тиску за відсутності компенсаційних факторів. У зв'язку з тим, що рідина не стискається зміною тиску можна знехтувати. На результат вимірювань впливають коливання розміру та щільності твердих частинок та наявність повітряних бульбашок. Контроль густини пульпи потрібно проводити на ділянках, вільних від газових включень, або використовувати спеціальні пристрої дегазації пульпи. Для відділення повітря можна застосувати комплексну апаратуру ОДЛ ПОР-1 [8]. Турбулентність руху пульпи запобігає осіданню твердих частинок на стінках пульпопроводу та зменшує ступінь неоднорідності суспензії.

Для того, щоб зменшити вплив речовинного складу пульпи, ефективний атомний номер яких $Z > 35$ використовують джерела жорсткого радіоактивного випромінювання $Co-60$ $Cs-137$ з енергією гамма-квантів (0,4-2,0) МеВ. Для зменшення маси та габаритів біологічного захисту в більшості конструкцій розробники вважають за краще використовувати як менше жорстке джерело випромінювання ізотопу $Cs-137$. Межа похибки вимірів $\pm 1\%$.

При компенсації змін температури та напруги живлення мінімальна межа виміру $0,03$ г/см³. Чутливість радіаційного густиноміра з радіоізотопною компенсацією геометрії вимірювань за

допомогою додаткового датчика гамма-випромінювання забезпечує чутливість вимірювань $0,001 \text{ г/см}^3$. На підставі аналізу роботи відомих густиномірів авторами розроблена нова конструкція, схематичне зображення якої наведено на рис. 2, в якій об'єднані переваги поплавкового та радіоізотопного густиномірів.

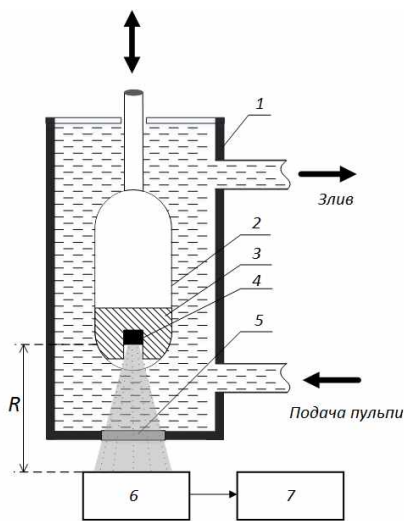


Рис. 2. Радіоізотопний поплавковий густиномір; 1 - Корпус переливної судини; 2 – поплавок; 3 - свинцевий екран; 4 - джерело гамма-випромінювання; 5 - вікно коліматора; 6 - детектор гамма-випромінювання; 7 - реєстратор густини пульпи

Точність визначення густини пульпи збільшується на порядок: тому що інтенсивність реєстрованого гамма-випромінювання зростає обернено пропорційно квадрату відстані $j=1/R^2$ між джерелом і детектором гамма-випромінювання. Однопроцентна зміна кількості імпульсів може бути виміряна з необхідною точністю і граничне значення густини може бути визначено з точністю до 10^{-5} г/см^3 .

Крім того, не потрібен додатковий поплавок для підтримки кабелю зв'язку між детектором і вимірювальною системою.

Засоби підвищення точності та стабільності роботи радіоізотопних приладів більш докладно викладені авторами у літературі [6,7]. Розширення функціональних можливостей

поплавкових датчиків наведені авторами у літературі [9].

Висновки та напрямки подальших досліджень. Використання цифрової компенсації температурних коливань сцинтиляційного детектора гамма-випромінювання, а також конструктивне рішення щодо розміщення елементів нерухомо на поплавці спрощує схему радіоізотопного густиноміра та на порядок підвищує його чутливість. Серед напрямків подальших досліджень розглядається обґрунтування параметрів елементів конструкції розробленого густиноміра для заміни радіоактивних джерел на випромінювачі видимої частини оптичного спектру для контролю густини суспензій [10].

Відмова від радіоактивних джерел дозволяє зменшити вагу та вартість випромінювача, а також значно спростити електронну схему густиноміра.

Список літератури

1. Вальтер А.К., Плаксин И.Н., Гольдин М.Л. Автоматический контроль плотности железорудной пульпы гамма-лучами / Харьков, изд-во ХГУ, 1962. -244 с.
2. ГОСТ 20180-91 «Плотномеры радиоизотопные жидких сред и пульп. Межгосударственные общие технические условия».
3. «Методы и средства поверки радиоизотопных плотномеров» / ДСТУ ГОСТ 8.368:2009 ГСИ.
4. Крейндлин И.И. Анализ погрешностей радиоизотопных приборов / И.И. Крейндлин, Л.В. Матвеев // Сб. «Радиационная техника». – 1969. - Вып. 3. - М. - С. 28.
5. Пат. №66423 Україна, G01T 1/00. Датчик гамма-випромінювання / [А.А. Азарян, В.В. Дрига, Ю.Е. Цыбулевський, Д.Ю.], заявл. 21.02.2011 опубл. 10.01.12. Бюл. №1.
6. Азарян А.А. Исследование факторов, влияющих на точность оперативного контроля качества минерального сырья / А.А. Азарян, В.А. Азарян, В.Е. Василенко, Г.Н. Лисовой, А.А. Трачук // Разраб. рудн. месторожд. Научно-техн. сб. – Кривой Рог, 2005 - № 68, – С. 135-140.
7. Азарян А.А. Методы стабилизации параметров сцинтиляционных датчиков гамма-излучения // А.А. Азарян В.В. Дрига, Ю.Е. Цыбулевський Ю.Е. // Сб. научных трудов «Качество минерального сырья» - Кривой Рог – 2017 - Том 1. - С.283-291.
8. Головкин Б.Ю., Рейбман Л.А., Колпиков Г.Г. Системы и средства автоматизации обогатительных фабрик. - М.: Недра, 1990. - 232 с.
9. Кучер В.Г. Увеличение функциональных возможностей поплавковых датчиков / В.Г. Кучер, Ю.Е. Цыбулевський // Сб. науч. тр. «Качество 2014» - Кривой Рог, 2014. - С. 130-133.
10. Скорбилин С.Ф. Автоматические плотномеры. –М.: Пищепромиздат, 1955. – 230 с.

А.М. ГРИЦЕНКО, канд. техн. наук, ст. наук. співроб.
Криворізький національний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ МЕТОДІВ ТА ЗАСОБІВ ВИЗНАЧЕННЯ ВМІСТУ ЗАЛІЗА МАГНЕТИТОВОГО

Мета. Видобуток та переробка залізорудної сировини неможлива без контролю вмісту заліза магнетитового на всіх етапах. Своєчасна і достовірна інформація про фізико-хімічні властивості залізної руди необхідні для управління процесом її переробки. Методи та засоби що нині застосовуються обмежують промисловців в обсягу проведених вимірювань, часі необхідному для одержання результатів вимірювань та точності їх проведення, що в свою чергу впливає на якості та собівартості кінцевої продукції, та збільшенню втрат.

Метод. Застосовано комплексний метод досліджень: аналіз фізико-хімічного складу залізних руд, теоретичні узагальнення з використанням теорії взаємодії електромагнітних полів з гірськими породами, методи математичного, імітаційного, комп'ютерного та натурального моделювання. Теоретичні й практичні методи планування експериментів, математичну обробку, аналіз результатів. У роботі використано теорії гірничої справи, електротехніки, алгоритмування та управління; для обробки та узагальнення отриманих даних застосовано методи чисельного, статистичного аналізу та теорії ймовірності.

Наукова новизна. Проведено аналіз та класифікацію методів кількісного аналізу заліза магнетитового. Для подальшої роботи обрано індуктивний метод як найбільш перспективний. Запропоновано макет автогенераторного магнітометричного перетворювача для визначення вмісту заліза магнетитового. Доведено високу точність метода та макета, що його реалізує на зразках залізної руди.

Практична значимість. Використання запропонованого автогенераторного магнітометричного перетворювача в засобах оперативного контролю якості залізних руд дозволить підвищити точність вимірювальних пристроїв оперативного контролю за рахунок зменшення інструментальної похибки.

Результати. Серед розглянутих методів кількісного аналізу магнетитових руд обрано індуктивний, як найбільш перспективний, точний, оперативний, простий в реалізації вимірювальних засобів. Запропоновано макет автогенераторного магнітометричного вимірювального засобу, що реалізує індуктивний метод, лабораторні дослідження дозволили визначити його точність.

Ключові слова: кількісний аналіз, магнетит, магнітна сприйнятливість, індуктивний метод, магнітометричний перетворювач, автогенератор, контроль якості, похибка вимірювань.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-129-134

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Одним з основних показників рудної маси є якісний склад руди та рівень його стабільності.

Вимоги споживачів до якості рудо-мінеральної сировини зводяться, у випадку, до необхідності забезпечення:

певного рівня вмісту основних компонентів, тобто щоб середні значення компонентів у руді за певні календарні терміни максимально відповідали регламентованому чи узгодженому рівню;

мінімізації відхилень вмісту компонентів у рудному потоці від середнього значення за певні інтервали часу та між окремими партіями руди;

максимальної однорідності складу руди всередині кожної партії або за інтервал часу та ін.

Виконання цих вимог забезпечується шляхом вирішення технічного завдання, в основі якого лежать певні кількісно-якісні залежності між обсягами та якістю руди у цих обсягах [1].

У зв'язку з цим для оцінки технологічних властивостей магнетитових руд, а також при підготовці їх до видобутку і подальшої переробки та збагачення необхідно встановлення масової частки корисного мінералу.

Основним мінералом залізорудних родовищ є магнетит.

Особливістю магнетиту, за рахунок якого відбувається збагачення руди і методи кількісного контролю залізного компонента, є яскраво виражених магнітних властивостей [1]. Як правило, виділення заліза у складі руди виконується за допомогою магнітів, які розміщуються над рудним потоком, що рухається.

Значення масової частки заліза в магнетитових рудах і продуктах їх переробки можна використовувати для контролю технологічних процесів на рудозбагачувальній фабриці.

Аналіз досліджень та публікації. Кількісний аналіз передбачає встановлення масової частки компонента в пробі аналізованої рудної маси. Розрізняють три види кількісного аналізу: повний, частковий, загальний. При повному кількісному аналізі встановлюється кількісний

склад всіх компонентів, присутніх в аналізованій пробі. Повний аналіз потребує великих витрат часу та праці. При частковому аналізі визначається вміст лише необхідних компонентів. Загальний аналіз встановлює вміст кожного елемента аналізованому зразку незалежно від того, до складу яких сполук вони входять [2].

Методи кількісного аналізу можна розділити на дві групи: хімічні та фізичні. Хімічні методи засновані на використанні різних за типом хімічних реакцій: обмінних, осаджувальних, окисно-відновних та реакцій комплексоутворення. До хімічних методів відносяться гравіметричний та титри-метричний (об'ємний) методи аналізу.

Гравіметричний (ваговий) метод заснований на точному вимірі маси речовини відомого складу, хімічно пов'язаного з обумовленим компонентом і виділеного у вигляді сполуки або простої речовини.

Гравіметричний аналіз заснований на законі збереження маси речовини при хімічних перетвореннях і є найточнішим із хімічних методів аналізу (похибка складає 0,1 %), але тривалий і трудомісткий [2-4].

Титри-метричний (об'ємний) метод аналізу заснований на введенні точно обмірюваного обсягу розчину аналізованого речовини відміреного обсягу розчину відомої концентрації - титранта. Титрант вводиться доти, доки аналізована речовина повністю не прореагує з нею. Цей момент називають кінцевою точкою титрування та встановлюють за допомогою спеціальних хімічних індикаторів або інструментальних методів [2-4]. Серед хімічних методів кількісного аналізу об'ємний метод є найпоширенішим.

В даний час хімічні методи аналізу є основними і використовуються лише у хімічних лабораторіях. При цьому хімічні методи в багатьох випадках не відповідають вимогам до аналізу, таким як висока чутливість, оперативність, селективність і автоматизація. Крім того, хімічні методи аналізу внаслідок великої трудомісткості і високої ціни дозволяють виконувати лише вибірковий контроль якості залізородної сировини. Цих недоліків позбавлені фізичних методів аналізу.

Особливістю магнетиту, що забезпечує гарні передумови для використання фізичних методів кількісного контролю залізного компонента, є яскраво виражені магнітні властивості [5].

З огляду на те, що магнітна сприйнятливості магнетиту значно вище, інших мінералів, що входять до складу гірської породи [6], то магнетитову руду можна кваліфікувати як бінарну суміш, де корисний компонент - магнітний, інші складові – немагнітні. Отже, вміст заліза магнетитового в рудах можна визначити за величиною магнітної сприйнятливості магнетиту, що входить до складу породи.

Для вимірювання магнітної сприйнятливості рудного матеріалу при використанні фізичних методів контролю вмісту заліза магнетитового ($Fe_{магн.}$), відомі та широко застосовують такі методи: індуктивний, індукційний і пондеромоторний [6].

Індуктивний метод найбільш поширений. Метод заснований на зміні індуктивності L електричної вимірювальної котушки при внесенні феромагнітного матеріалу з деякою магнітною сприйнятливостю χ в змінне магнітне поле, створюване даною котушкою, або ж на зміну взаємніндуктивності двох магнітопов'язаних котушок, якщо сердечником є досліджуваний феромагнітний матеріал [7]

$$L = f(\chi).$$

Індукційний метод визначення магнітної сприйнятливості залізородної сировини заснований на явищі електромагнітної індукції. Суть якого полягає в тому, що при русі частинок феромагнітного матеріалу певної крупності і з певною швидкістю в зазорі постійного магніту, на якому намотана електрична котушка, за рахунок зміни довжини повітряного зазору змінюється величина напруженості магнітного поля H , що призводить до наведення ЕРС в котушці. Величина ЕРС залежить від магнітної сприйнятливості часток χ , співвідношення довжини зазору і крупності частинок d_n , а також від швидкості руху частинок u_n

$$e = f(\chi, d_n, u_n).$$

Пондеромоторний метод визначення магнітної сприйнятливості проб залізородної сировини (метод Фарадея) заснований на вимірюванні сили тяжіння F , що діє на пробу, розміщену в постійному магнітному полі. При цьому величина сили пропорційна величині магнітної сприйнятливості χ

$$F = k \chi .$$

Проте, для цього необхідна наявність великої напруженості магнітного поля з малим його градієнтом, інакше зі зміною χ змінюється картина поля, що призводить до похибки. Іншим рішенням є застосування форми магнітних полюсів з ізодинамічним полем в зазорі магніту [6].

Метод може бути застосований для контролю якості проб подрібненої залізної руди або для контролю якості пульпи в пульпопроводі. Однак слід зазначити, що засоби контролю мають підвищене енергоспоживання, і технічно складні.

В результаті аналізу розглянутих методів контролю магнітної сприйнятливості в рудному матеріалі обрано індуктивний метод, як найбільш точний, технічно простий і перспективний при створенні засобів визначення вмісту заліза магнетитового.

Постановка задачі. Розглянути можливості реалізації індуктивного методу контролю вмісту заліза магнетитового, найбільш оптимальний спосіб реалізувати в макетному зразку. Дослідити доцільність використання запропонованого макетного зразка для визначення вмісту заліза магнетитового в зразках руд з оцінкою точності.

Викладення матеріалу та результати. Можливість визначення вмісту заліза магнетитового за опосередкованою величиною магнітної сприйнятливості зразка руди можливе, лише при достатньо тісному кореляційному зв'язку цих величин.

Для переважної більшості родовищ магнетитових кварцитів, у тому числі Криворізько-Кременчуцького басейнів, відмінною особливістю залежності магнітної сприйнятливості гірських порід і руд (χ) від кількості в них магнетиту ($Fe_{\text{магн.}}$), є високий коефіцієнт кореляції ($r = 0.85-0.95$), що є сприятливою та основною передумовою для кількісних визначень заліза магнетитового в рудах та породах магнітометричним методом.

Як приклад на рис. 1 наведено залежності $Fe_{\text{магн.}} = f(\chi)$, які мають лінійний характер, але відрізняються одна від одної магнітними властивостями руд та порід різних родовищ.

Для реєстрації магнітної сприйнятливості залізних руд, розроблено функціональну схему і виготовлений макет автогенераторного магнітометричного перетворювача (МП - реєстратора магнітної сприйнятливості). Принцип дії якого засновано на вимірюванні індуктивності електричної котушки, в змінне магнітне поле якої поміщено досліджувану гірську породу) за допомогою автогенератора, частота коливань якого залежить від індуктивності.

При розробці автогенераторного МП встановлено, що найбільш раціонально використовувати операційний підсилювач, в колі зворотного зв'язку якого встановлено фазо-зсувні або резонансні елементи: міст Віна, подвійний Т-подібний міст, фазо-зсувний RC-ланцюг, коливальний контур [8].

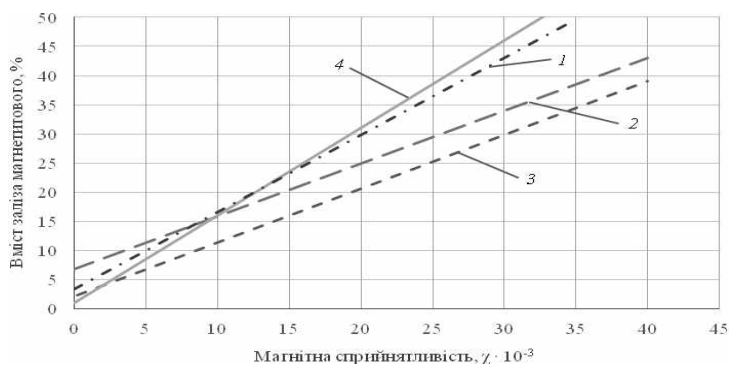


Рис. 1. Залежність вмісту $Fe_{\text{магн}}$ від магнітної сприйнятливості гірських порід для залізних родовищ Криворізько-Кременчуцького басейнів: 1 - Першотравневе; 2 - Скелюватське; 3 - Глеюватське; 4 - Горішньо-Плавнінське

У таких схемах частота коливань визначається виключно параметрами цих елементів і практично не залежить від інших факторів, таких як зміна напруги живлення, коефіцієнта підсилення і інших його параметрів.

Ефективна магнітна сприйнятливості $S\chi$ досліджуваної гірської маси визначається по співвідношенню величин частоти коливань на виході МП в повітрі (f_0) і з гірничою масою (f_1)

$$S_x = \frac{(f_0)^2 - (f_1)^2}{(f_1)^2} = \left(\frac{f_0}{f_1} \right)^2 - 1. \quad (1)$$

Дослідження магнітометричного перетворювача полягає в вимірюванні ефективної магнітної сприйнятливості, і побудови залежності вимірюваної величини з вмістом магнетитового заліза, визначеного в лабораторії хімічним способом.

Лабораторна установка (рис. 2) для визначення ефективної магнітної сприйнятливості складається з соленоїда, діаметром 180 мм і висотою 230 мм (дріт намотаний в один шар виток до витка), електронної плати автогенераторного магнітометричного перетворювача, блоку живлення, цифрового осцилографа, ввімкненого в режимі вимірювання частоти (функціональну схему установки наведено на рис. 3) і електронних ваг, з точністю вимірювання 0,1 г.

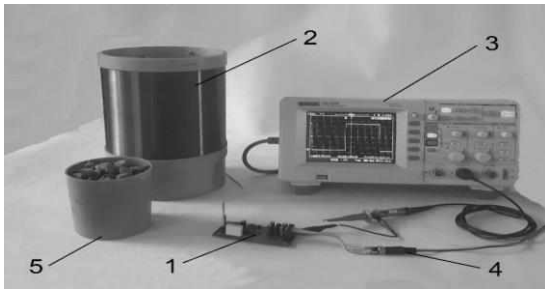


Рис. 2. Загальний вигляд лабораторної установки визначення магнітної сприйнятливості залізної руди на основі автогенераторного магнітометричного перетворювача: 1 - електронна плата автогенераторного магнітометричного перетворювача; 2 - соленоїд; 3 - цифровий осцилограф; 4 - штекер блока живлення; 5 - залізна руда в циліндричній ємності

Для вимірювань було відібрано 30 зразків залізної руди, масою 620-730 г, з вмістом заліза в діапазоні 0,4-31,4 %.

На першому етапі зразки по черзі поміщалися у внутрішню порожнину котушки, і реєструвалася зміна частоти в коливальному контурі f_1 відносно частоти контуру без зразка f_0 яка дорівнювала 1040,3 Гц. За цим значенням, за формулою (1) обчислювалося значення S_x .

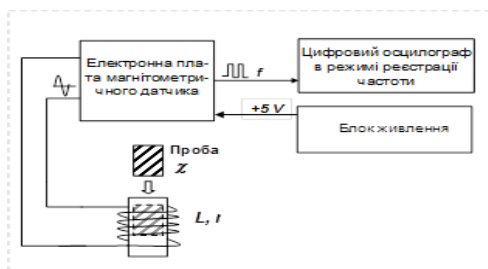


Рис. 3. Функціональна схема лабораторної установки для вимірювання магнітної сприйнятливості зразків залізної руди

На четвертому етапі проведено зіставлення результатів (табл. 1), побудова залежності $Fe = f(x_0)$, обчислення розрахункового вмісту корисного компонента в пробах за отриманою залежності $Fe_{розр.}$. Оцінка збіжності результатів вимірювань.

Таблиця 1

Результати лабораторних випробувань автогенераторного МП

Номер зразка	Частота f_1	Магнітна сприйнятливості, S_x	Вага m , г	Питома магн. сприйнятливості, $\chi_0 \cdot 10^{-3} \text{Г}^{-1}$	Fe $x/a, \%$	$Fe_{розр.}, \%$	абс. похибка, %
1	2	3	4	5	6	7	8
1	1070,074	0,000139	680,6	0,000204232	1,90	1,30	0,6
2	1070,195	0,000365	724,6	0,000503726	2,4	1,60	0,8
3	1071,589	0,002973	652,7	0,004554926	4,8	5,61	0,81
4	1081,3	0,021233	692,2	0,030674661	30,9	31,48	0,58
5	1070,066	0,000124	654,7	0,0001894	0,4	1,29	0,89
6	1080,597	0,019905	664,3	0,029963872	31,1	30,78	0,32
7	1079,223	0,017313	720,3	0,024035818	24	24,91	0,91
8	1076,299	0,011808	664,8	0,017761733	19,6	18,69	0,91
9	1079,143	0,017163	736,5	0,023303462	23,8	24,18	0,38
10	1078,383	0,01573	685,7	0,022940061	23	23,82	0,82
11	1076,31	0,011829	657	0,018004566	18,5	18,93	0,43
12	1077,332	0,013751	693,8	0,019819833	19,9	20,73	0,83
13	1078,782	0,016482	690,9	0,02385584	24,5	24,73	0,23
14	1076,661	0,012489	673,2	0,018551693	20,2	19,48	0,72

1	2	3	4	5	6	7	8
15	1075,832	0,01093	638,1	0,017128977	18,8	18,07	0,73
16	1076,677	0,012519	707,6	0,017692199	19,2	18,62	0,58
17	1074,756	0,008909	690,1	0,012909723	13,4	13,89	0,49
18	1079,674	0,018164	719	0,025262865	26,5	26,12	0,38
19	1077,004	0,013135	659,8	0,019907548	20,3	20,82	0,52
20	1079,267	0,017396	728,2	0,023889041	24,5	24,76	0,26
21	1077,021	0,013166	665,5	0,019783621	21,2	20,70	0,5
22	1081,093	0,020843	681,8	0,030570549	31,4	31,38	0,02
23	1077,369	0,013822	668	0,020691617	21,9	21,60	0,3
24	1078,591	0,016123	661,5	0,024373394	25,9	25,24	0,66
25	1077,142	0,013395	645,5	0,020751356	22,3	21,65	0,65
26	1078,789	0,016496	678,8	0,024301709	25,3	25,17	0,13
27	1079,965	0,018713	723,8	0,025853827	27	26,71	0,29
28	1070,777	0,001453	630,2	0,002305617	3,4	3,39	0,01
29	1074,74	0,008879	620,9	0,014300209	15,1	15,26	0,16
30	1073,516	0,006582	653,2	0,010076546	10,8	11,08	0,28
						СКО:	0,27

Графік залежності вмісту заліза в пробах від питомої магнітної сприйнятливості наведено на рис. 4.

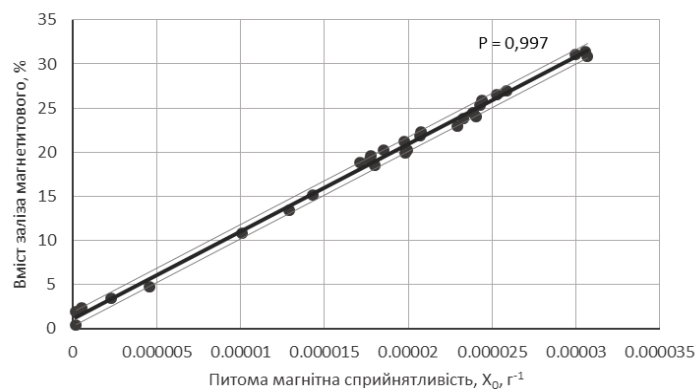


Рис. 4. Графік залежності вмісту заліза магнетитового від питомої магнітної сприйнятливості

З графіка, наведеного на рис. 4, можна стверджувати, що залежність прямолінійна і прямо пропорційна. Аналітичний вираз має вигляд

$$Fe = 990399.957758946 \cdot \chi_0 + 1.10, \quad (2)$$

де Fe - вміст заліза магнітного в зразках, %; χ_0 - питома магнітна сприйнятливості матеріалу зразка, $г^{-1}$.

Підставивши значення χ_0 , отримані на другому етапі, в аналітичний вираз (2) отримано розрахункове значення $Fe_{розр.}$ і зіставивши з $Fe_{x/a}$, визначено абсолютну похибку вимірювань, результати наведено в табл. 1.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Серед розглянутих методів кількісного аналізу магнетитових руд обрано індуктивний, як найбільш перспективний, точний, оперативний, простий в реалізації вимірювальних засобів.

Запропоновано макет реалізації автогенераторного магнітометричного вимірювального засобу, що використовує індуктивний метод контролю.

Запропонована модель автогенераторного магнітометричного перетворювача дозволяє визначити вміст $Fe_{магн.}$ у зразках руди. При цьому середньоквадратичне відхилення показань становить 0,27, а похибка вимірювань 0,81 %.

Список літератури

1. **Кожев, Х.Х.** Способы управления качеством руд при подземной добыче / **Х.Х. Кожев, Г.Н. Хугаева** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2010. – №4. – С. 210–214.
2. Основы аналитической химии. В 2 кн. - Кн. 2. Методы химического анализа: Учеб. для вузов / **Ю.А. Золотов** и др.]. Под редакцией академика Ю.А. Золотова. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Высшая школа, 2002. – 494 с.
3. Аналитическая химия. Проблемы и подходы. В 2-х т. **Р. Кельнер, Ж. М. Мерме, М. Отто, Г. М. Видмер.** Перевод под редакцией академика Ю. А. Золотова. – М.: Мир, 2004. Т.1. – 600 с.
4. **Харитонов Ю.Я.** Аналитическая химия. Аналитика. В 2-х кн. / **Ю.Я. Харитонов** – М.: Высшая школа, 2001. - Кн.1. – 615 с.
5. **Кожев Х.Х.** Способы управления качеством руд при подземной добыче / **Х.Х. Кожев, Г.Н. Хугаева** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2010. – №4. – С. 210–214.
6. **Марюта А.Н.** Контроль качества минерального сырья / **А.Н. Марюта, П.К., Младецкий, П.А. Новицкий.** – Київ : Техніка, 1976. – 220 с.
7. Пат. №121880 Україна, G01V 3/28. Пристрій для магнітного каротажу геофізичних свердловин / **А.А. Азарян, В.А. Азарян, А.М. Гриценко, В.В. Дрига, Д.Ю. Мірошник та ін.**; заявл.07.04.17; опубл. 26.12.2017; Бюл. №24.
8. **Дрыга В.В.** Непрерывный контроль качества магнетитовых руд наленточных конвейерах в условиях горно-обогатительных комбинатов / **В.В. Дрыга** /Дисс. к.т.н., Кривой Рог, 2013. – 233 с.
9. **Гриценко А.Н.** Разработка измерительного канала для оперативного контроля содержания железа магнитного во взрывных скважинах / **А.А. Азарян, А.А. Трачук, А.Н. Гриценко, Д.В. Швец** // Центрально-український науковий вісник. Технічні науки, 2019. - №1. – С. 138-145.
10. **Gritsenko A.** Research of opportunities for increasing control accuracy of femag content in blastholes// **A. Azaryan, A. Trachuk, D. Shvets, A. Gritsenko**// 14-th international conference “Science and society”: Hamilton, Canada, 20 september 2019 // Materials conference Hamilton – 2019 - pp. 4-9.

Рукопис поано до редакції 17.03.22

УДК 004.451.25: [622.788:621.867]

В.Й. ЛОБОВ, Л.І. ЄФІМЕНКО, М.П. ТИХАНСЬКИЙ, кандидати техн. наук, доц.,
А.М. ТИХАНСЬКА, асистент, Криворізький національний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ КЕРУВАННЯ ТЕРМІЧНИМ ОБРОБЛЕННЯМ ЗАЛІЗОРУДНИХ КОТУНІВ ЗА ДОПОМОГОЮ НЕЙРОННОЇ МЕРЕЖІ

Мета. Метою цієї роботи є підвищення якості термічного оброблення залізорудних котунів та ефективності роботи виробництва за рахунок розробки нових більш точних способів управління регламентними параметрами технологічних зон, враховуючи вплив на них сусідніх зон.

Методи дослідження. В роботі використані методи знаходження оптимальних рішень на основі математичного моделювання, методи системного аналізу, теорії оптимальних рішень, а також методи досліджень розроблені в теорії автоматичного керування; методи обробки випадкових процесів і математичної статистики, аналіз літературних і патентних джерел, наукове узагальнення раніше виконаних досліджень.

Наукова новизна. Пропонуються нові більш точні способи керування термічним обробленням залізорудних котунів за допомогою нейронної мережі. На основі аналізу існуючих способів управління процесом термічної обробки залізорудних котунів на машині конвеєрного типу обґрунтовано необхідність розробки нових більш точних способів управління регламентними параметрами технологічних зон, враховуючи вплив на них сусідніх зон.

Досліджено можливість підтримки регламентних параметрів технологічних зон з використанням технологій штучних нейронних мереж. При цьому керування відбувається за рахунок визначеної у роботі структури штучної нейронної мережі для технологічної зони, яка враховує взаємозв'язок з сусідніми зонами, фізико-хімічні властивості котунів і швидкість переміщення візків конвеєрної стрічки протягом технологічної зони.

Практична значимість. Виконано комп'ютерне моделювання технологічної першої зони сушіння котунів, яка взаємопов'язана з другою зоною сушіння і зоною охолодження, що дозволило створити модель системи, яка забезпечила стабілізацію температури верхнього шару котунів у першій зоні сушіння на базі нейромережевої адаптації параметрів температури теплоносія газоповітряного потоку.

Запропоновано принципи побудови автоматизованої системи та алгоритми керування термічним обробленням залізорудних котунів за допомогою нейронної мережі, що відрізняються тим, що пропонуються нові більш точні способи управління регламентними параметрами технологічних зон, з врахуванням впливу на них сусідніх зон.

Результати. Керування термічним обробленням залізорудних котунів за допомогою нейронної мережі дозволяє враховувати збурюючі впливи зумовлені регламентними параметрами технологічних зон та підтримувати показники якості управління в заданих межах.

Ключові слова: залізорудні котуни, машина конвеєрного типу, технологічна зона, процес сушіння, нейронна мережа.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У сучасних випалювальних машинах конвеєрного (ВМКТ) типу ОК-306, ОК-1-324/336, LURGI-278А та інших передбачені наступні технологічні зони (ТЗ): сушіння (ЗС), попереднього нагрівання (ЗПН), випалювання (ЗВ), рекуперації (ЗР) та охолодження (ЗО). В залежності від типу ВМКТ, вони мають різну кількість ТЗ і потребують для кожної зони різні регламентні параметри, забезпечуючи якісне оброблення котунів у цих зонах [1, 2].

Більшість існуючих способів і методів автоматизованого керування процесом термічного оброблення котунів на ВМКТ розглядають як незалежне керування окремими технологічними зонами або агрегатами, або локальними процесами. При цьому не враховують одну з головних особливостей технологічних зон - їх взаємозв'язок між собою. Це не дозволяє комплексно врахувати для кожної ТЗ чітку і повну виробничу інформацію. Одночасно, не враховуються більшість зворотних зв'язків (ЗЗ) між технологічними зонами, що приводить до постійних, переважно неконтрольованих коливань якісних та кількісних показників котунів, що обробляються на сусідніх взаємопов'язаних ТЗ. Зазначене вимагає постійного втручання у хід технологічного процесу з метою переналаштування режимних параметрів кожної технологічної зони, тому усунення таких недоліків вимагає подальшого дослідження системних зв'язків і вдосконалення методу узгодженого керування технологічними зонами ВМКТ із застосуванням сучасних підходів на базі штучних нейронних мереж (НМ).

Аналіз досліджень та публікацій. Створенню та модернізації систем керування процесом термічного оброблення котунів на ВМКТ присвячено багато науково-дослідних робіт зарубіжних та вітчизняних вчених [3-5]. При керуванні цим процесом використовуються такі критерії як стабілізація гранулометричного складу сирих котунів при сталій або максимальній продуктивності ВМКТ [6], стабілізація продуктивності агрегату [7], мінімізація витрат енергоспоживання [8], стабілізації ГПП у кожній технологічній зоні [9], та впродовж ВМКТ [10]. Проте дослідники при проведенні досліджень не враховують, що ТЗ, в силу конструктивних особливостей ВМКТ, не є повністю ізольованими і здійснюють взаємний вплив на температурні режими сусідніх технологічних зон, в яких протікають ці процеси. Це приводить до невисокої точності та невідповідності регламентним параметрам ТЗ і, як наслідок виготовлення некондиційних готових котунів.

Іншою альтернативою є способи керування процесом оброблення котунів на ВМКТ шляхом автоматичної стабілізації параметрів температури ГПП у конкретній ТЗ і впровадження у виробництво локальних систем [11-13]. Основними недоліками цих способів керування є потреба враховувати фізико-хімічні параметри котунів, що вже оброблені у попередніх зонах, висота шару котунів на візках КС і швидкість їх переміщення впродовж ТЗ. При таких способах керування виникає суттєва похибка при вимірюваннях, і тому складно забезпечити регламентний температурний режим впродовж усіх ТЗ машини та мінімізувати витрати енергоносіїв.

Метою цієї роботи є підвищення ефективності роботи виробництва за рахунок розробки системи керування, яка враховує фізико-хімічні параметри котунів, що вже оброблені у попередніх технологічних зонах, висота шару котунів на візках КС і швидкість їх переміщення впродовж ТЗ.

Постановка задачі. Існуючим способам керування процесом оброблення котунів на ВМКТ притаманні суттєві недоліки, які полягають в тому, що для забезпечення регламентних параметрів технологічного процесу в ТЗ не враховуються вплив цих параметрів від сусідніх ТЗ і швидкість переміщення візків КС впродовж технологічної зони. Отже існує необхідність розробки нових високоточних способів керування процесом оброблення котунів на ВМКТ. Значення регламентних параметрів технологічної зони таких, як рівень вологи і висоти шару котунів на візках КС, температура теплоносія ГПП, що приходить із попередньої ТЗ, швидкість переміщення візків КС змінюються в значних діапазонах і суттєво впливають на температуру верхнього шару котунів, вологість і висоту шару котунів на виході із ТЗ. Насамперед, вказані регламентні параметри технологічної зони в повному обсязі на виробництві неможливо визначити засобами, що вимірюють, і використати для проведення кореляційного аналізу і подальшого знаходження взаємозв'язків між конкретними ТЗ. Встановити залежності між цими параметрами достатньою важко при математичному опису процесу керування обробленням котунів на ВМКТ.

Проте, розвиток інформаційних технологій дозволяє суттєво підвищити точність визначення регламентних параметрів ТЗ шляхом застосування керування ТП у технологічній зоні штучної нейронної мережі [14, 15].

Викладення матеріалу та результати. Основою автоматизації процесу керування термічним обробленням котунів на ВМКТ є застосування НМ у кожній технологічній зоні. Нейронна мережа виконує автоматизований збір, обробку вимірних характеристик для кожного блоку управління ТЗ і видає на основі прогнозування вхідних даних висновок про її стан. Як показали результати моделювання різних типів НМ, для автоматизації термічного процесу оброблення котунів найбільш зручною є застосування НМ типу Feed-forward distributed time delay (пряма розподілена затримка). Управління ТЗ із прогнозом використовує принцип мінливого обрію. Нейромережева модель керованого технологічного процесу передбачає реакцію управління ТЗ на певному інтервалі часу в майбутньому. Прогнози використовуються програмою чисельної оптимізації для того, щоб обчислити керуючий сигнал, який мінімізує наступний критерій якості управління [14].

Для дослідження взаємозв'язку між взаємопов'язаними ТЗ на ВМКТ у програмі «Simulink» середовища Matlab, використовуючи графічний інтерфейс, створено власну НМ, наприклад, для зони сушіння ЗСІ, так як ВМКТ має дві зони сушіння (ЗСІ і ЗСІІ) з протилежним напрямком подачі теплоносія газоповітряного потоку (ГПП). Це необхідно для забезпечення регламентних параметрів сушіння у шарі котунів на візках конвеєрної стрічки (КС). У ЗСІ теплоносієм газоповітряного потоку із температурою 300-350° подається димососом із зони охолодження ВМКТ і, проходячи через шар котунів, нагріває і підсушує його знизу, а потім викидається в димову трубу. Іншим димососом у ЗСІІ подається теплоносієм газоповітряного потоку із температурою 250÷350 °С із колектора відпрацьованих газів ЗВ. Вторинний теплоносієм із зони охолодження ВМКТ через колектор прямого перетікання з температурою на рівні 700÷800 °С подається у ЗСІІ, а відпрацьовані гази скидаються в димову трубу. Регулюючи подачу і відсмоктування теплоносія ГПП через шар котунів підтримують у ЗСІІ розрідження на рівні 10-50 даПа, а горн ЗСІ працює під розрідження 30÷100 Па.

Для створення НМ на вхід подаємо масиви вхідних даних: $\bar{X} = [\psi_1, H_1, T_{p1}, V_{kv}, \beta]$, а потім вихідних - $\bar{Y} = [T_{sh1}, \psi_2, H_2]$, отриманих із виробничих експериментів. У масивах позначено: ψ_1 - значення вологи котунів на візках КС, %; H_1 - рівень висоти шару сирих котунів на візках КС, мм; T_{p1} - температура теплоносія ГПП, що приходить із ЗОІІ, °С; V_{kv} - швидкість переміщення візків КС, м/с; β - основність сирих котунів; T_{sh1} - температура верхнього шару котунів, що виходять із ТЗ, °С; ψ_2 - вологість котунів на виході із ТЗ, %; H_2 - висота шару котунів на виході із ТЗ, мм.

При визначенні вимог до входів, необхідних для роботи схеми автоматизації ЗСІ, заснованої на НМ, проаналізовані та оброблені експериментальні данні, що отримані із скріншотів працюючих у промислових умовах ВМКТ. Набір вхідних даних, отриманий при дослідженні технологічної зони (вектор стану зони), відображає мінімум, за яким можна визначити її стан. Дані являють собою послідовність числових значень-координат перехідної характеристики (у векторній формі), знятих через певні, рівні проміжки часу в обмеженому діапазоні.

При створенні нейронної мережі Network / Data Manager у командному вікні MATLAB вводимо команду `>> nntool` і задаємо послідовність входів і цілей у робочій області GUI-інтерфейсу, використовуючи вікно Create New Data. Після створення нової НМ для ЗСІ визначено діапазони вхідних параметрів і встановлено кількість нейронів (Number of neurons) першого шару (Layer 1) рівним двом, а решту при створенні мережі залишимо за замовчуванням. Після цього виконано ініціалізацію мережі за допомогою закладки Initialize. Це дозволило відкриття діалогової панелі Network: ЗСІ.

На основі введених даних виконано тренування НМ, яка підлаштована так, що конкретні дані на вході призводять до отримання певних цільових даних на виходах. Після завантаження функції `nntstart`, відкриття діалогової панелі Welcome to Neural networkStart, вибрано пристрої введення-виведення і підгонки кривої - Fitting fpp. У вікні Select Data встановлені вхідні та вихідні дані (vxidі vuxid), що присутні в НМ та зразки, що встановлені у стовбці. У інших вікнах програми встановлюємо: відсотки зразків, які використовуються: для навчання (Training), пере-

вірки (Validation) і тестування (Testing), кількість прихованих нейронів (Number of Hidden Neurons), алгоритм навчання, наприклад, Levenberg - Marquardt (Левенберг-Марквард).

Результат навчання НМ прирізній кількості прихованих нейронів (10, 30 і 50) представлено у файлі Neural Network Training (nntraintool). При цьому 100 % даних розподілено так: на навчання 70 %, перевірку і тестування по 15 %. Результати навчання НМ наведено на рис.1, де якість навчання НМ на обраній навчальній послідовності відображається відповідними графіками. Видно, що до кінця процесу навчання помилка стає дуже малою. Neural Network підтримує різні алгоритми навчання, в тому числі кілька методів градієнтного спуску і сполучених градієнтів, метод Левенберга - Марквардта і пружний алгоритм зворотного поширення (RProp). Графіки після обробки результатів для аналізу якості мережі, що включають середньоквадратичну помилку на валідаційні набори даних для послідовних епох навчання (рис. 1) відповідно для 10, 30 і 50 прихованих нейронів.

Найменша кількість трьох епох досягається при наявності 30 прихованих нейронів. Навчальний стан із навчання нейронної мережі (сюжет) представлено на рис. 1*г,д,е* показує, що найкращі показники відповідають НМ при 30 прихованих нейронах. Слід зазначити, що в даному випадку точність апроксимації заданої функції вийшла не дуже високою - максимальна абсолютна похибка становить 0.055, відносна - 5.5%, у чому можна переконаватися, переглянувши значення помилок (ZCI_errors) або виходів (ZCI_outputs) мережі.

Зауважимо, що точність апроксимації тут можна було б підвищити, конструюючи мережу з великим числом нейронів, але при цьому необхідна і більш велика навчальна вибірка. Гістограми похибки, що представлені на рис. 2*а,б,в* показали, що найменша похибка для етапів навчання, валідації та тестування досягається при 30 прихованих нейронах.

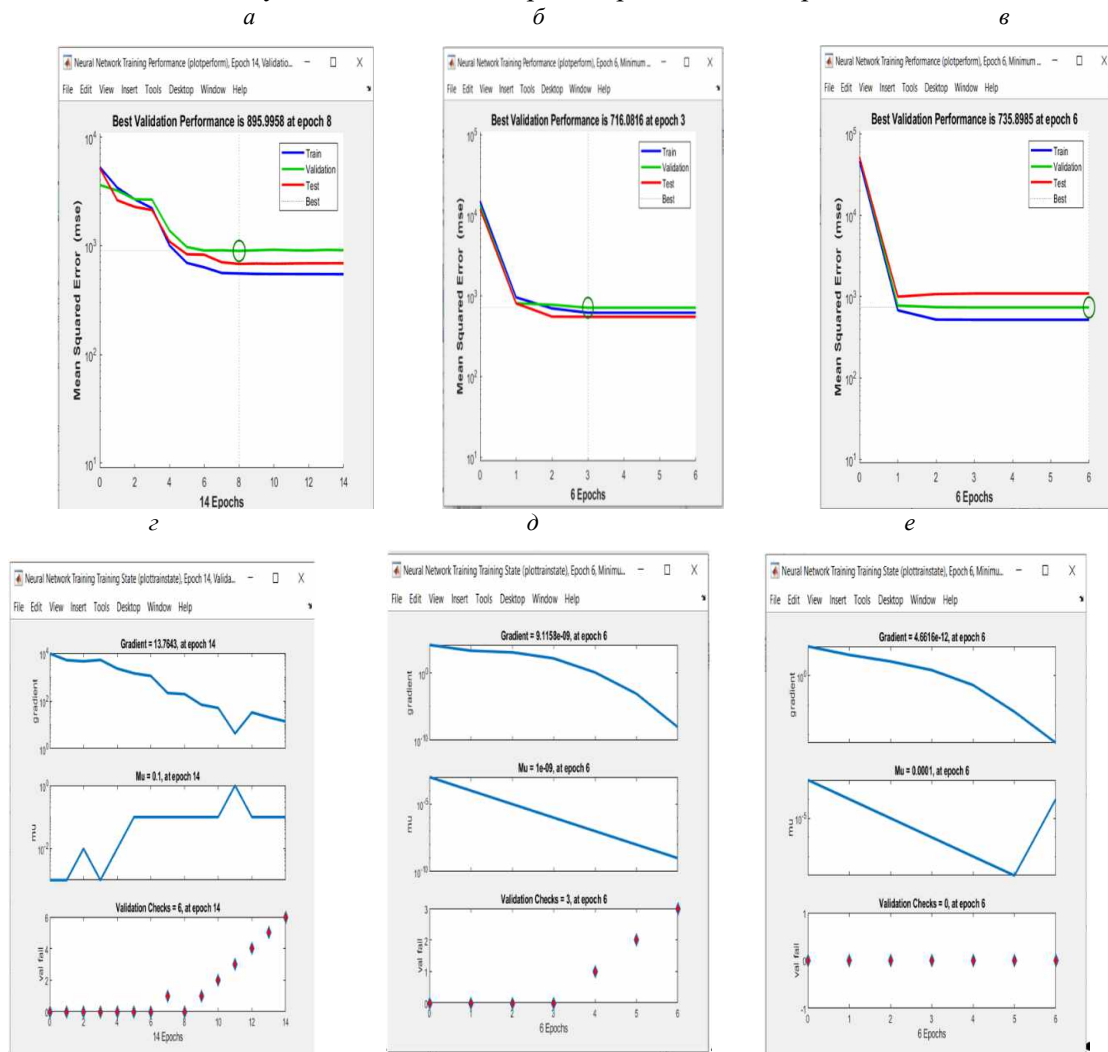


Рис. 1. Результати навчання: *а,б,в* – зміна помилки мережі в процесі навчання; *г,д,е* - навчальний стан із навчання нейронної мережі (сюжет); *а,г* - для 10; *б,д* - 30; *в,е* - для 50 прихованих нейронів

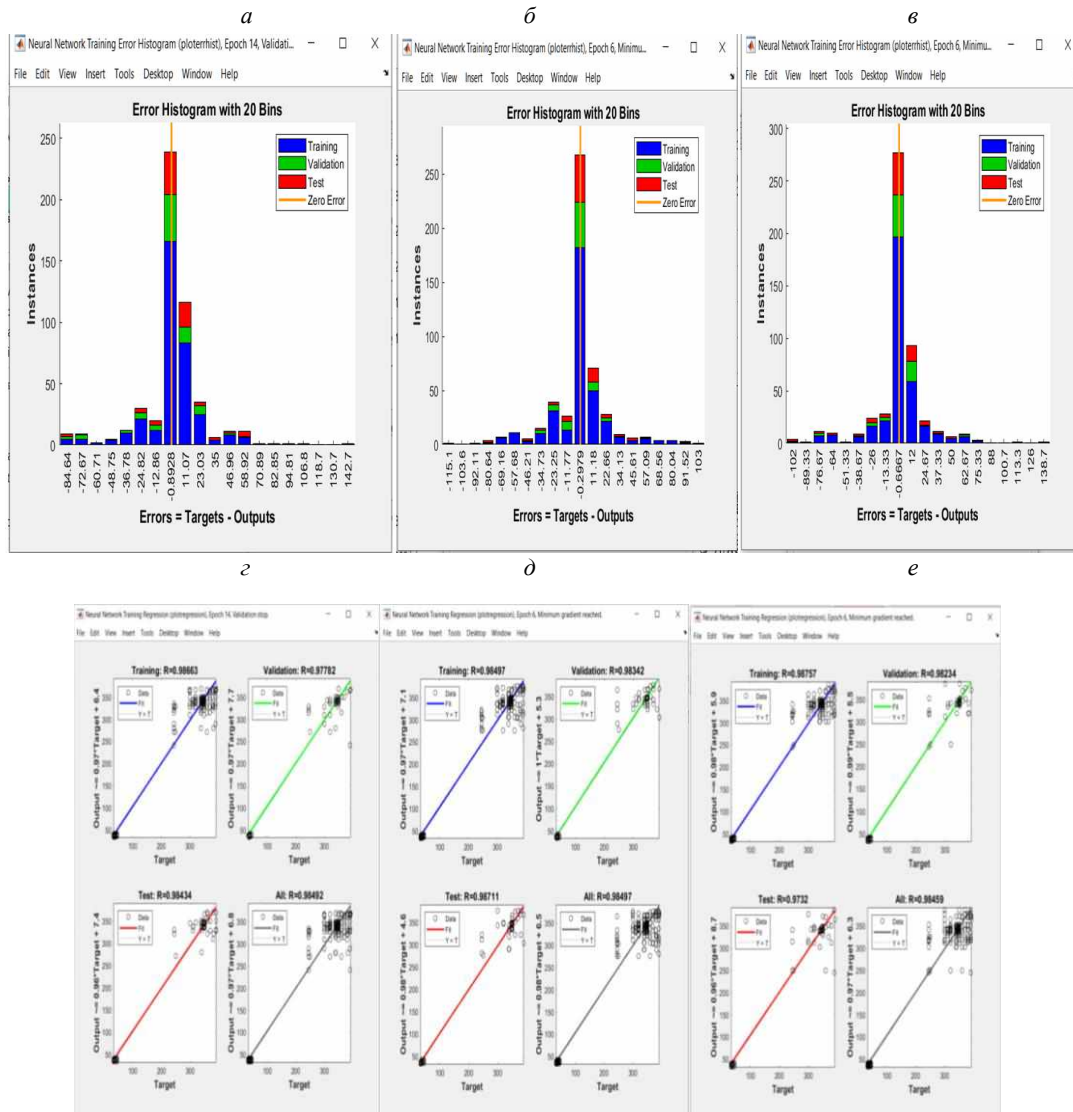


Рис. 2. Вікна результатів навчання: *a, б, в* - найкраща ефективність валідації; *z, д, е* - лінійної регресії між виходом НС і цілями при прихованих нейронах: *a, з* - 10; *б, д* - 30; *в, е* - 50

Висновки та напрямок подальших досліджень. Результати проведених досліджень показують, що на основі НМ, може бути виконана автоматизація процесу керування термічним оброблення котунів на ВМКТ, забезпечуючи стабілізацію температур верхнього шару котунів і теплоносіїв ГПП у кожній ТЗ із високими статичними і динамічними характеристиками. НМ дозволяє створити модель кожної ТЗ ВМКТ, точно відтворити її динаміку, не вимагаючи додаткових знань про її структуру і параметри.

Як показали результати досліджень, впровадження нейроконтролера у порівнянні з регулятором, реалізованого на нечіткій логіці, дозволить скоротити витрати, підвищити точність при обробці котунів, зменшити витрати енергоносіїв і збільшити продуктивність ВМКТ.

Приведено порівняльні дослідження декількох варіантів нейронної мережі прямого поширення з різними входними та вихідними шарами і кількістю нейронів. Розроблена нейромережева адаптація параметрів для ЗСІ дозволяє стабілізувати температуру верхнього шару котунів під час їх обробки шляхом навчання параметрів термічного процесу.

Оптимальним значенням параметрів нейроконтролера є кількість шарів і нейронів. Розроблена НМ для ЗСІ має 3 шари з 10 нейронами в першому шарі, 3 нейрони в другому шарі та 3 нейрони у вихідному шарі.

Список літератури

1. Основы теории процессов при обжиге железорудных окатышей : научная монография / [Б.П. Юрьев, Л.Б. Брук, Н.А. Спириин и др.]; под ред. М во образования и науки РФ; ФГАОУ ВО «УрФУ им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», Нижнетагил. технол. Ин т (фил.). Нижний Тагил : НТИ (филиал) УрФУ, 2018. - 310 с.

2. Технологическая инструкция по обжигу железорудных окатышей на обжиговой машине ОК-1-324/336. Система качества. ДСТУ ISO 9001-2001.СТП ЦГОК -11, 2010. - 19 с.
3. Автоматизовані системи керування процесами термічної обробки котунів на конвеєрній випалюваній машині: монографія / **В.Й. Лобов, Л.І. Єфіменко, М.П. Тиханський, С.А. Рубан.** Кривий Ріг: Видавець ФОП Чернявський Д.О., 2015. - 250 с.
4. **Мных А.С.** К вопросу синтеза тепловой модели термообработки железорудных окатышей // Энергосбережение. Энергетика. Энергоаудит. 2015. № 7. - С. 36-42.
5. **М. Barati** Dynamic simulation of pellet induration process in straight-grate system / International journal of mineral processing. 2008. № 89. P. 30-39.
6. **Bobkov V.I., Borisov V.V., Dli M.I., Meshalkin V.P.** (2015) Modeling the calcination of phosphorite pellets in a dense bed. Theoretical Foundations of Chemical Engineering, 2, 176-182.
7. **Пирматов Д.С.** Математическая модель тепловой обработки окатышей в обжиговой машине / Сборник трудов всероссийской конференции: Новые технологии в научных исследованиях, проектировании, управлении, производстве НТ - 2010. Воронеж, 2010. - С. 88-89.
8. **Lobov V.I., Kotliar M.O.** (2015) Temperature distribution model of the iron ore pellets layer inside the combustion chamber of the belt kiln burning zone. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 2, P. 109-117.
9. **Кривоносов В.А., Пирматов Д.С.** Математическая модель процесса обжига окатышей по зонам обжиговой машины для оптимизации режима. / Вестник Воронежского государственного технического университета, 2010. №5. С. 128-132.

УДК 622.012: 658.5: 622.68

В.А. АЗАРЯН, д-р техн. наук, проф., Криворізький національний університет

ОБГРУНТУВАННЯ НАПРЯМКІВ ВДОСКОНАЛЕННЯ ПОРОШКОВОГО АНАЛІЗАТОРА ПРОБ

Мета. Стаття спрямована на аналіз рівня точності вимірів порошкового аналізатора проб та надійності його роботи для визначення напрямків його вдосконалення.

Методика досліджень. Об'єктом досліджень є порошковий аналізатор проб (ПАП), що розроблений колективом проблемно-галузевої лабораторії Криворізького національного університету та призначений для точного і швидкого визначення вмісту корисного компоненту (заліза загального) у підготовлених пробах. В статті виконано аналіз статистичних даних значень відхилень вмісту корисного компоненту ПАП від хімічного аналізу. В якості дослідницького зразку проаналізовано роботу порошкового аналізатора проб, що застосовується на РЗФ Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Розглянуто основні фактори, що впливають на точність вимірів вмісту корисного компоненту, їх класифіковано, наведено відповідні графічні матеріали, що відображують різні показники похибки. На основі графоаналітичних досліджень та методів математичної статистики отримано дані щодо похибок вимірів та обгрунтовано основні напрямки вдосконалення порошкового аналізатора проб.

Наукова новизна полягає в обгрунтуванні перспективних напрямків вдосконалення порошкових аналізаторів проб з метою підвищення точності вимірів вмісту корисного компоненту та надійності роботи.

Практичне значення. Вдосконалення порошкових аналізаторів проб дозволить підвищити точність вимірів та надійність їх роботи, що безумовно позитивно вплине на процес контролю та управління якістю залізорудної сировини, а у подальшому – зміцнить конкурентоздатність гірничих підприємств.

Результати дослідження. Дослідженнями встановлено, що відхилення вмісту корисного компоненту оперативних показників порошкових аналізаторів проб від хімічного аналізу було викликано в основному людським фактором на різних етапах застосування цих приладів – від підготовки проб, налаштування та калібрування, до процесу виміру та реєстрації даних. Лише у окремих випадках збільшення похибки вимірів більше, ніж паспортний показник, було спричинено некоректною роботою апаратної бази пристрою. Визначено напрямки та методи вдосконалення порошкових аналізаторів проб.

Ключові слова: порошковий аналізатор проб, залізорудна сировина, фактори, що впливають на точність вимірів.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-139-146

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. На початку XXI сторіччя суттєво зросла роль методів оперативного контролю якості залізозмісної сировини та продуктів її переробки [1]. Це відбулося внаслідок підвищення вимог до якості руди та концентрату як одного з головних чинників конкурентоспроможності гірничих підприємств України [2].

Головною перевагою методів оперативного контролю якості є швидкість одержання результатів: їх отримують майже миттєво - від декількох секунд до хвилин від початку процесу вимірювання. Разом з цим, їх недоліком завжди була менша точність у порівнянні з методом хімічного аналізу, який, в свою чергу, має запізнювання в отриманні інформації мінімум на дві години від початку опробування, що значно знижує технологічну цінність даних [3,4].

Розробка колективом проблемно-галузевої лабораторії Криворізького національного університету та впровадження у виробництво порошкового аналізатора проб (ПАП) дозволило комплексно вирішити проблему забезпечення своєчасності (оперативності) та високого рівня достовірності інформації про вміст заліза загального. ПАП призначений для оперативного контролю вмісту корисного компонента у порошкових пробах залізної руди та продуктів її переробки після попередньої підготовки з крупністю до 1 мм. Діапазон вимірів вмісту корисного компонента у пробах - від 1 до 70 %. Конструктивно ПАП складається з пристрою підготовки проб, пробоподатчика, блоку детектування, кювет та персонального комп'ютера (рис. 1) [5]. Можливість оперативного контролю вмісту заліза у порошкових пробах на підставі технічних рішень щодо оптимізації параметрів геометрії зони виміру, та застосування новітніх інженерних рішень у вигляді пристроїв для підготовки проб, що дозволяють стабілізувати щільність та обсяг проби, дозволила знизити похибку вимірювань [6].

Час виміру однієї проби - від 30 до 120 с, залежно від показника активності джерела іонізуючого випромінювання та складу матеріалу проб. ПАП забезпечує високий рівень точності: абсолютна похибка вимірювань не перевищує $\pm 0,5\%$, тобто цей показник на рівні точності хімічного аналізу. Час встановлення робочого режиму - 30 хвилин, нестабільність показань за 8 годин безперервної роботи не повинна перевищувати більше ніж 1 % від швидкості підрахунку інтенсивності розсіяного гамма-випромінювання.

Пристрій підготовки проб призначений для ущільнення під тиском подрібненого матеріалу проби з метою підготовки зразків до вимірів. Пристрій виконаний у вигляді моноблоку та конструктивно складається з рами та гідравлічного преса. Підготовка проби є необхідним процесом, який забезпечує відповідну точність вимірів, тому ущільнення матеріалу повинно бути однорідним.

Пробоподатчик виготовлений у вигляді диску, що вмонтований у стіл приладу, та має можливість обертання. Диск має отвори для розміщення кювет з матеріалом, реперного зразку та захисного екрану. Пробоподатчик забезпечує подання проби в зону опромінення та видалення його з неї після проведення вимірювання, подання в зону опромінення реперного зразку та перекриття пучка опромінення захисним екраном.

Блок детектування складається з монокристалу NaI, фотоелектронного помножувача (ФЕП) та електронних вузлів перетворення сигналів з ФЕП. Первинний потік гамма-випромінювання формується від радіонуклідного джерела, що розташовано у захищеному свинцевому контейнері. Колімаційний отвір контейнеру формує потік гамма-квантів, що направлений на поверхню проби. Головною функцією контейнеру є біологічний захист персоналу, що обслуговує аналізатор, тому товща його стінок забезпечує зниження потужності дози гамма-випромінювання до рівня природного фону.

Принцип отримання інформації щодо вмісту корисного компонента у пробі ґрунтується у встановленій залежності між вмістом заліза загального та обсягом відбитого потоку гамма-квантів та полягає на вимірі інтенсивності вторинного потоку гамма-випромінювання.

Джерелом гамма-випромінювання є ізотоп Am-241 з енергією квантів 60 кеВ. Відбите (розсіяне) випромінювання реструється за допомогою сцинтиляційного датчика блоку детектування, імпульси з фотоелектронного помножувача підсилюються, формуються за амплітудою, та у вигляді частотного сигналу подаються на вхід персонального комп'ютера, який за допомогою спеціального програмного забезпечення виконує перерахунок частоти імпульсів у вміст корисного компонента, відображує на дисплеї відповідну інформацію та забезпечує зберігання у пам'яті даних при вимірі.

Аналіз досліджень та публікацій. Раніше проводилися дослідження факторів, що впливають на точність оперативного контролю якості мінеральної сировини, але вони стосувалися приладів серії ПАКС та визначали в основному залежності між інтенсивністю відбитого гамма-випромінювання та характеристиками проби – гранулометричним складом, станом поверхні, наповненості кювети та ступінню ущільненості матеріалу [7].

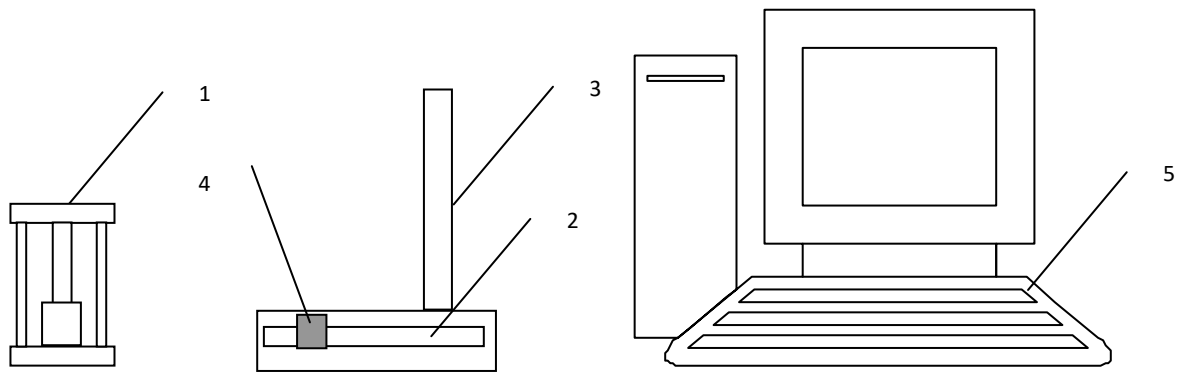


Рис. 1. Конструктивна схема порошкового аналізатора проб; 1 - пристрій підготовки проб; 2 - пробоподатчик; 3 - блок детектування; 4 - кювета; 5 - комп'ютер

Досвід експлуатації ПАП на гірничовидобувних та переробних підприємствах продемонстрував, що у деяких випадках, особливо в період впровадження у виробництво, відбувалось суттєве зниження точності вимірів (похибка зростала на 2-4 %), виходило з ладу обладнання підготовки проб та відбувалися збої у роботі комп'ютера.

Постановка завдання. Для обґрунтування напрямів вдосконалення порошкового аналізатора проб з метою підвищення точності вимірів та надійності роботи треба виконати аналіз та класифікацію основних факторів, що впливають на зниження точності вимірювань. Для визначення основних факторів, що впливають на зниження точності вимірювань (відповідність матеріалу проби та матеріалу, що використовувався при калібруванні; процесу підготовки проб; навичок персоналу; температурних показників та умов експлуатації) було застосовано методи математичної статистики та графоаналітичні методи досліджень.

При цьому використовувались статистичні дані результатів вимірів вмісту заліза загального на рудозбагачувальних фабриках (РЗФ) гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» як з використанням порошкового аналізатора проб ПАП, так й методом хімічного аналізу. За період оцінювання похибки було обрано виробничу зміну (12 год.), критерієм – показник вмісту заліза загального, що отримано методом хімічного аналізу у відповідності до вимог ДСТУ 23581.0:2008 [8], а первинним показником оцінювання похибки вимірювань – відхилення значення вмісту корисного компоненту, що отримано на ПАП від визначення $Fe_{заг}$. тієї самої проби за допомогою хімічного аналізу.

Викладення матеріалу та результати. Першим з факторів, що впливає на точність та стабільність показань порошкового аналізатора проб, є відповідність матеріалу проб калібрувальним налаштуванням. ПАП відноситься до геофізичних приладів оперативного контролю, що є пристроями так званих непрямих методів.

Калібрування приладу здійснюється за затвердженою методикою, яка полягає у реєстрації відбитого від поверхні проби гамма-випромінювання. При цьому вміст корисного компоненту проби вже визначений заздалегідь, за допомогою гостованого методу хімічного аналізу. Маючи масив проб, від мінімального до максимального значення вмісту корисного компоненту з встановленим інтервалом, виконується калібрування приладу.

Слід зазначити, що від достовірності проб хімічного аналізу залежить у подальшому точність вимірів ПАП. Графік калібрування – це залежність вмісту заліза загального від інтенсивності відбитого потоку гамма-випромінювання (рис. 2).

Ці калібрування вносяться у пам'ять комп'ютера ПАП та є обов'язковими для подальшого використання цього приладу. Наявність калібрування, тобто визначеної залежності $Fe_{заг} = f(N)$, надає можливість на основі кількості імпульсів зареєстрованого відбитого випромінювання за зворотнім принципом визначити у пробі $Fe_{заг}$.

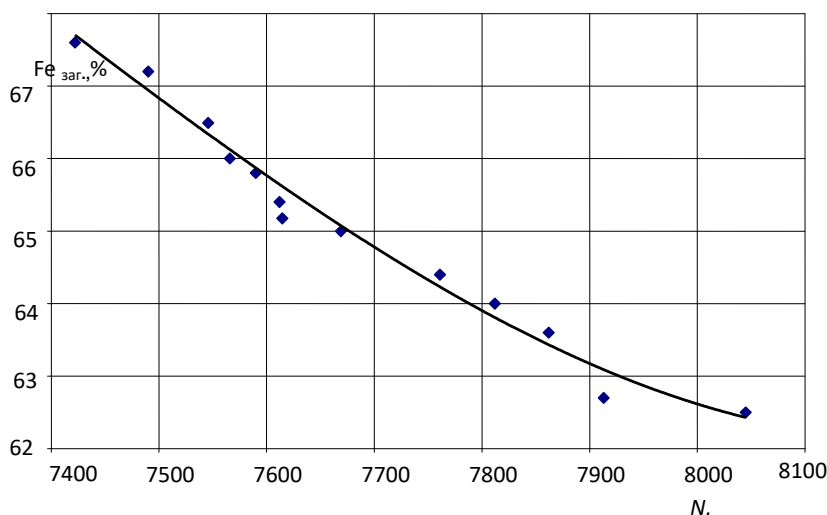


Рис. 2. Графік калібрування ПАП: ◆ - показники інтенсивності для калібрувальних проб;
- крива калібрування

У процесі досліджень процесу впровадження порошкового аналізатора проб у гірничому департаменті ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» було встановлено, що у деяких випадках відбувалися вимірювання проб із застосуванням різновидів руд, що не були занесені у калібрувальні налаштування порошкового аналізатора проб. Це порушувало сам принцип калібрування, внаслідок цього в результаті вимірів було отримано хибні дані тому, що кожен різновид руд має відмінності по залежності $Fe_{заг.}=f(N)$, тобто вимірювання зразків одного рудного матеріалу здійснювали з використанням інших калібрувань. У разі необхідності необхідне проведення вимірювань на декількох різновидах залізовмісної сировини, тому що калібрування повинні бути виконані для усіх можливих варіантів, і це є обов'язковою умовою для успішного застосування аналізатора. Програмне забезпечення одного аналізатора ПАП дає можливість мати калібрування для двадцяти п'яти різновидів руд та концентратів.

Процес підготовки проб також є дуже важливим з точки зору забезпечення заявленої точності вимірів. Насамперед, повинна бути відповідна крупність та однорідність маси проби, тобто процес підготовки відбувається ідентично підготовці проб до хімічного аналізу. Потім потрібно провести наповнення кювети матеріалом, що підлягає вимірюванню, та виконати його ущільнення. Щільність проби є одним з факторів, що впливає на процес поглинання та відбиття гамма-випромінювання, яке, в свою чергу, є головною інформаційною ознакою, що дозволяє визначити вміст корисного компоненту [7]. Наприклад, проби, що мають однаковий показник по вмісту заліза загального, але підготовлені з різним ступенем ущільнення, будуть відображені при вимірах як ті, що мають різний вміст $Fe_{заг.}$. Таким чином, невідповідність процесу підготовки проб, можуть призводити до значного збільшення похибки вимірювань. При цьому треба забезпечити достатнє ущільнення для поверхневого шару матеріалу проби, що підлягає опроміненню гамма-квантами, тому що максимальна чутливість потоку відбитого гамма-випромінювання від коливань щільності відбувається в шарі насичення від 8 мм для руди з вмістом загального заліза 60 % до 19 мм з вмістом 24.3 % [7]. Тому, чим вище вміст корисного компоненту, тим менший шар матеріалу проби використовується як інформаційний для визначення якості, і тим більш ретельні вимоги до його однорідної щільності та крупності.

Навички персоналу мають першочергове значення як у процесі підготовки проб, так і у самому вимірюванні. Найбільш розповсюджені помилки при пробо-підготовці – це недо- або переущільнення матеріалу у кюветі, перекіс кришки та заклинювання її у кюветі, що у подальшому спричиняє вихід з ладу корпусу кювети, наявність просипів повз пробоподатчик, що спричиняє додаткове відбиття випромінювання та збільшення похибки.

Вплив навичок персоналу на похибку вимірювань було досліджено при впровадженні ПАП на РЗФ Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». За розрахункові були взяті дані опробувань концентрату РЗФ-1 на вміст заліза загального порошковим аналізатором проб та хімічного аналізу за 01.04.2019 р., що були виконані в зміну № 1 бригадою № 4.

На основі цих даних було побудовано графік (рис. 3), та встановлено, що середній показник відхилення показань ПАП від хімічного аналізу складав 1.558095 %, а максимальний - 2.92 %. Дисперсія (D) склала 0.20176; середньоквадратичне відхилення (σ) - 0.43835. При цьому переважна більшість вимірів значно перевищувала паспортні характеристики аналізатора (± 0.5 %).

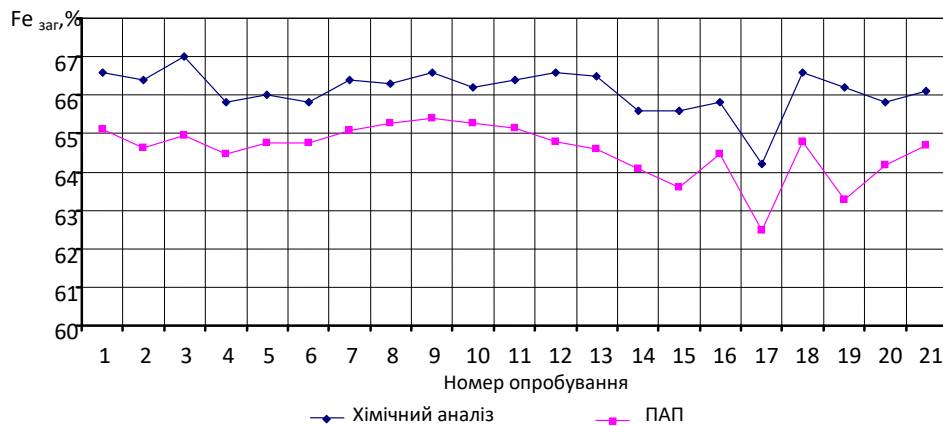


Рис. 3. Графік порівняльних значень опробування концентрату на РЗФ-1 Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» порошковим аналізатором проб та хімічного аналізу за 01.04.2019 р., зміна № 1, бригада № 4

Згідно з правилом «три σ » [9], на основі отриманих даних середньоквадратичного відхилення, похибка не повинна перевищувати максимальне значення 1,32 %, тому наявність таких показань, що перевищують його у пробах №№ 1,2,3,12,13,14,15,16,17,18,19,20 є свідченням некоректності підготовки та проведення вимірів (хибні проби). Загалом за цю зміну масив хибних проб складає 57 %, що є дуже високим показником.

Спеціалістами проблемно-галузевої лабораторії Криворізького національного університету було виконано аналіз роботи персоналу з ПАП та встановлені порушення при підготовці проб до вимірів, після чого було проведено додаткове навчання співробітників відділу технічного контролю, і вже 12.04.2019 р. показник середнього відхилення вимірів заліза загального відносно хімічного аналізу знизився майже у два рази, до позначки 0.79667 (рис. 4).



Рис. 4. Графік порівняльних значень опробування концентрату на РЗФ-1 Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» порошковим аналізатором проб та хімічного аналізу за 12.04.2019 р., зміна № 1, бригада № 1

Дисперсія (D) склала 0.29559; середньоквадратичне відхилення (σ) - 0.53058. При цьому вже значно менша кількість вимірів відносно попереднього періоду перевищувала паспортні характеристики аналізатора. Згідно з правилом «три σ », похибка не повинна перевищувати максимальне значення 1.59 %, тому кількість таких показань, що перевищують його у пробах (№№ 4,5,18) у цю зміну зменшилось вже до рівня 14% від загального масиву.

У подальшому, з відпрацюванням персоналом навичок роботи з ПАП, точність вимірів увійшла у заявлений діапазон (рис. 5). Так, станом на 1.07.2019 р., було отримано показник се-

реднього відхилення значень вимірів ПАП від хімічного аналізу на рівні 0.52 % з максимальним відхиленням однієї окремої проби до рівня 1.53 %. При цьому 50 % від обсягу усіх проб мали порівняльні відхилення вимірів нижчі, ніж встановлений розробниками діапазон. Отримано значення D - 0.16; а σ - 0.38616. Згідно « 3σ » маємо граничний рівень вірогідної похибки на рівні 1.14%, це також підтверджує наявність однієї хибної проби, що складає усього 6 % від загального масиву проб.



Рис. 5. Графік порівняльних значень опробування концентрату на РЗФ-2 Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» поршковим аналізатором проб та хімічного аналізу за 01.07.2019 р., зміна № 2, бригада № 1

Таким чином, вихід на сталий режим ПАП із забезпеченням паспортної точності вимірів корисного компоненту було досягнуто впродовж 3 місяців з початку роботи.

Вплив температурних факторів розробником було враховано конструктивно: ПАП потрібно перед початком вимірювань прогріти, тобто період підготовчого режиму є обов'язковим (30 хвилин), на що прямо вказано в інструкції з експлуатації [10]. Також при експлуатації треба забезпечувати певний температурний режим у приміщення, тому що різкі коливання температури будуть оказувати вплив на коректну роботу датчика гамма-випромінювання.

Також було проаналізовано та систематизовано причини збоїв у роботі комп'ютерів ПАП та зроблено висновок, що усі вони були викликані перепадами напруги, які притаманні мережам великих підприємств, або раптовим зникненням живлення. В деяких випадках збої в роботі комп'ютерів були викликані некоректною роботою самих операторів. Для виключення у подальшому збоїв внаслідок перепадів або відсутності напруги на аналізатори було додатково встановлено блоки безперебійного живлення з функцією стабілізації. Щодо забезпечення коректності роботи зі спеціальною програмою, то це питання відноситься до компетенції інженерно-технічних працівників, що здійснюють контроль персоналу підрозділів підприємств, в яких експлуатуються порошкові аналізатори ПАП.

Досягнення сталого рівня точності ± 0.5 % після впровадження порошкових аналізаторів проб у виробництво є передумовою зменшення в подальшому кількості проб хімічного аналізу, тому що у цьому випадку їх можна виконувати лише для поточного контролю вимірів на кожне 5-10 опробування ПАП. Це призведе до значної економії матеріальних ресурсів підприємства, а також унеможливлення штрафів за простої залізничних вагонів при відвантаженні продукції.

Виходячи з середньо-змінного показника виконання проб методом хімічного аналізу у Гірничому департаменті ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» на рівні 50 одиниць, та собівартості однієї проби хімічного аналізу порядку € 6, можна зробити висновок, що у подальшому скорочення кількості проб хоча б на 10 % призведе до економії коштів до € 21600 за рік.

Основні фактори, що впливають на точність вимірів та стабільність роботи ПАП, відображено у табл. 1.

Класифікація факторів, що впливають на точність вимірів та стабільність роботи ПАП

Фактор негативного впливу	Ступінь впливу на точність, % від загального	Заходи з уникнення фактору негативного впливу
1. Некоректне калібрування	Збільшення похибки вимірів у 2 та більше разів, 30%	Проведення калібрування усіх різновидів залізвмісної сировини згідно з методикою та за умови використання представницьких проб у повному ряду від мінімального до максимального значення з рівним інтервалом
2. Невідповідність матеріалу проб калібрувальним налаштуванням	Збільшення похибки вимірів у 2 та більше разів, 30%	Забезпечення повної відповідності матеріалу проб калібрувальним налаштуванням
3. Невідповідність процесу підготовки проб за крупністю, наповненням та ступінню ущільнення в кюветі	Збільшення похибки вимірів у 2 та більше разів, 25%	Забезпечення крупності та однорідності маси проби, наповнення кювети матеріалом та його ущільнення згідно із інструкцією по експлуатації;
4. Збої у роботі комп'ютера внаслідок стрибків напруги, або тимчасових відключень	Збільшення похибки не відбувається, пов'язаний зі збереженням даних вимірів.	Забезпечення стабілізації напруги відповідними заходами та технічними пристроями.
5. Збої внаслідок некоректної роботи блоку детектування або програмного забезпечення	Триває до усунення проблеми, 15%	Забезпечення договором технічного обслуговування

Висновки та напрямок подальших досліджень. Для забезпечення сталої роботи ПАП з заявленою точністю вимірювань шляхом мінімізації впливу перешкоджаючих факторів необхідно:

проводити калібрування усіх різновидів залізвмісної сировини згідно з методикою та з використанням представницьких проб у повному ряду від мінімального до максимального значення з рівним інтервалом;

забезпечити повну відповідність матеріалу проб калібрувальним налаштуванням;

забезпечити крупність та однорідність маси проби, провести наповнення кювети матеріалом та його ущільнення згідно із інструкцією по експлуатації;

відповідним фахівцям інженерно-технічного персоналу контролювати виконання персоналом відділу технічного контролю вимог інструкції з експлуатації.

2. Встановлено, що вихід на стабільний режим із забезпеченням паспортної точності вимірів корисного компоненту було досягнуто впродовж 3 місяців з початку роботи.

3. Забезпечення роботи ПАП з відповідною точністю вимірювань дозволить в подальшому значно зменшити кількість проб хімічного аналізу, що призведе до значної економії матеріальних ресурсів підприємства – € 21600 за рік на один пристрій.

Напрямок подальших досліджень є модернізація ПАП до рівня моноблоку, який містить автоматизований пристрій підготовки проб з гідравлічним приводом та блок виміру. При цьому процес насипання матеріалу у кювету та його ущільнення буде відбуватися без участі людини, що дозволить знизити кількість некоректних вимірів на 25 %. Підготовлена проба також буде подаватися в зону виміру автоматично.

Список літератури

1. Azaryan A.A., V.A. Azaryan, G.N. Lisovoy State of the problem of quality control in the extraction and processing of iron ore raw materials. Mountain Bulletin: Sat. scientific slave. - Krivoy Rog: - 2012. - No. 95 (1). – S. 132–135.
2. Byzov V.F. (1991) Quarry product quality management. M., Nedra, 1991.– 239 p.
3. Azaryan A.A., Kolosov V.A., Uchitel A.D. Quality of mineral raw materials. Krivoy Rog: Mineral, 2001. - 203 p.
4. Azaryan V.A., Zhukov S.O. Development of the theory of management of the quality of ore flow in the ore deposits of the mining and processing plants / Vcheni zapiski of the Taurian National University named after. Vernadsky: Sciences. magazine. - Kiev: - 2018. - Volume 29 (68). No. 3. - S. 89–94.
5. Pat. No. 119778 Ukraine, G01N 23/203. A method for identifying black and important metals in powder samples of ores / [A.A. Azaryan, V.A. Azaryan, A.M. Gritsenko, V.V. Driga, D.Yu. Miroshnik ta in.]; bid.05.04.17; publ. 10.10.2017; Bull. No. 19.
6. Lisoviy G.M., Vasilenko V.C. Designated instead of the presence of black metal ores in powder samples. The quality of mineral raw materials: zb. Sciences. prats, 2011.– P. 202-208.
7. Azaryan A.A., Azaryan V.A., Vasilenko V.E., Lisovoy G.N., Trachuk A.A. Study of the factors affecting the accuracy of operational quality control of mineral raw materials. Development of ore deposits: zb. Sciences. Pratz, No. 88, 2005.–P. 135-140
8. Povidomlennia pro rozroblennia pershoi redaktsii proektu natsionalnogo standartu. Retrieved from <http://uas.org.ua/ua/messages/povidomlennya-pro-rozroblennya-pershoyi-redaktsiyi-proektu-natsionalnogo-standartu-740/>
9. Gmurman V.E. Guide to solving problems in probability theory and mathematical statistics. M., Higher School, 1979.– 400 p.
10. Instructions for the operation of the powder sample analyzer. TOV "Rudpromgeofizika": Kriviy Riga, 2018. - 22 p.

АВТОМАТИЗОВАНЕ КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСАМИ ПОДРІБНЕННЯ І КЛАСИФІКАЦІЇ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ НА ОСНОВІ ВИЗНАЧЕННЯ ЇЇ МІЦНОСТІ

Мета. Розглянуто задачу зниження коливання вмісту заліза в промпродуктах першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальних фабрик гірничозбагачувальних комбінатів, де вихідна руда надходить на переробку з декількох родовищ з різним вмістом магнітного заліза. Метою роботи є розробка системи стабілізації вмісту заліза в промпродуктах першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальних фабрик (РЗФ) гірничозбагачувальних комбінатів. Об'єктом дослідження є процес подрібнення залізної руди на першій стадії подрібнення і класифікації. Предметом дослідження є система стабілізації вмісту заліза на виході першої стадії магнітної сепарації.

Метод. Зниження коливання вмісту заліза в промпродуктах першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальних фабрик гірничозбагачувальних комбінатів пропонується здійснити шляхом реалізації автоматизованої системи, що дозволяє визначати міцність вихідної руди, що надходить в живлення першої стадії подрібнення і класифікації, в залежності від вмісту в ній магнітного заліза. Управління процесами подрібнення і класифікації здійснюється шляхом корекції подачі руди і води в млин і подачі води в класифікатор в автоматичному режимі в залежності від міцності залізної руди в живленні млина.

Наукова новизна. Запропоновано спосіб керування процесом подрібнення залізної руди на першій стадії подрібнення і класифікації на основі визначення її міцності. Розроблено функціональну схему системи автоматичної стабілізації вмісту заліза на виході першої стадії магнітної сепарації.

Практична значимість. Розроблений спосіб автоматичного управління одностадійним циклом мокрого подрібнення на основі визначення міцності вихідної руди дозволить стабілізувати вміст магнітного заліза на виході першої стадії магнітної сепарації, що, в свою чергу, підвищить якість кінцевого продукту рудозбагачувальної фабрики – залізородного концентрату.

Результати. Отримані результати створюють перспективи для подальших досліджень, спрямованих на реалізацію запропонованої системи автоматичної стабілізації вмісту заліза на виході першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальної фабрики.

Ключові слова: автоматизоване керування, подрібнення, класифікація, магнітне залізо (магнетит), міцність, оперативний контроль.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-146-150

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Україна входить до десятки найбільших світових виробників продукції чорної металургії. Продукція вітчизняних гірничозбагачувальних комбінатів становить значну частину доходів від експорту. Одним із недоліків вітчизняних концентратів є високе коливання вмісту в них заліза (порядку $\pm 1,5\%$).

Нині конкурентоспроможною на світовому ринку вважається залізородна продукція, що містить щонайменше 67–68% заліза. Аналіз конкурентоспроможності гірничозбагачувальних комбінатів Кривбасу показує, що на більшості з них якість концентрату не досягає вимог світового ринку через недостатньо високий вміст заліза та його високе коливання. Конкуренція на ринках збуту диктує необхідність підвищення якості залізородної продукції, у зв'язку з цим тенденція до підвищення якості концентрату найближчими роками зберігатиметься.

Аналіз досліджень і публікацій. У проблемно-галузевій лабораторії Міністерства промислової політики України при Криворізькому національному університеті під керівництвом професора А.А. Азаряна досліджуються проблеми оперативного контролю якості залізородної сировини [1-10]. Зокрема, розроблено систему автоматичного контролю та управління масовою часткою магнітного заліза в конвеєрному рудопотоці [11]. Дана система успішно застосовується на РЗФ Кривбасу та дозволяє контролювати вміст магнітного заліза у вихідній руді першої стадії подрібнення та класифікації (I ст. ПК).

Більшість робіт, присвячених питанням автоматичного управління процесами збагачення магнетитових руд, спрямовані на удосконалення ходу технологічного процесу з метою збільшення продуктивності чи якості кінцевого продукту РЗФ – концентрату. Автором пропонується практичний підхід до питання автоматизації конкретної РЗФ – система автоматичної стабілізації, спрямована на підвищення якості концентрату за допомогою стабілізації промпродукту (вмісту магнітного заліза на виході першої стадії магнітної сепарації). Така постановка завдання викликана постійним коливанням у реальних умовах РЗФ вмісту магнітного заліза у вихідній руді, яка здебільшого надходить не лише з кількох кар'єрів одного родовища, а й з двох-трьох

кар'єрів різних родовищ. Реалізація поставленої задачі дозволяє зменшити коливання вмісту заліза в кінцевому продукті РЗФ - концентраті, що позитивно позначиться на його вартості.

Постановка завдання. Розробка системи автоматичного керування процесом подрібнення залізної руди на основі визначення її міцності, що дозволить знизити коливання вмісту заліза в концентраті.

Викладення матеріалу та результати. Як базовий для проведення дослідження причин недостатньо високої якості концентрату ГЗК Кривбасу був обраний ГЗК ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг», рудозбагачувальні фабрики якого живляться рудами двох кар'єрів з різними фізико-хімічними властивостями. Так, вміст масової частки магнітного заліза - основного показника якості сирової руди, у руді кар'єра №2 коливається в межах від 10 до 32%, а його міцність за шкалою Протодьяконова - від 14 до 16, а в кар'єрі №3 відповідно від 20 до 34% та від 16 до 18.

Попередні дослідження та аналіз процесів збагачення залізної руди на рудозбагачувальних фабриках ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» показали, що приріст вмісту заліза на першій стадії магнітної сепарації (I ст. МС) у 2 рази перевищує сумарний приріст вмісту заліза на II ст. та III ст. МС. Крім того, на I ст. МС припадає близько 50% сумарних секційних втрат заліза, що пов'язано із значним коливанням крупності у живленні I ст. МС [12]. Стабілізація крупності зливу I ст. ПК дозволить значно зменшити коливання корисного компонента в кінцевих продуктах збагачення.

Слід зазначити, що максимальний вміст заліза в концентраті визначається типом і станом технологічного обладнання, а його коливаність - коливанням вмісту магнетиту у вихідній руді. У той же час, навіть незначне зниження коливання вмісту заліза в концентраті сприяє значному підвищенню ефективності роботи аглодоменного виробництва. Згідно з даними [13], зниження коливання заліза в концентраті на 0,1% в агломераційному виробництві забезпечує підвищення продуктивності агломашин на 0,28% і зниження витрати палива на 1,2%, а в доменному виробництві - підвищення продуктивності доменних печей на 0,56%, а також зниження витрати коксу та виходу шлаку на 0,5%.

У 95% випадків автоматизація технологічних процесів рудозбагачувальних фабрик обмежується:

- стабілізацією витрати руди в млин;
- стабілізацією співвідношення «тверде-рідке» за допомогою подачі води до млина;
- стабілізацією щільності зливу класифікуючого апарату (класифікатора або гідроциклона) подачею додаткової води в класифікатор або зумпф [14].

Відомий спосіб автоматичного управління одностадійним циклом мокрого подрібнення, що включає стабілізацію витрати вихідної руди в млин, стабілізацію співвідношення "руда - вода" в млині, стабілізацію щільності зливу класифікатора, в якому додатково введений контур корекції заданого співвідношення "тверде-рідке" в млині крупності зливу класифікатора [15].

Автором пропонується вдосконалити цю систему за допомогою автоматичної корекції заданого значення крупності зливу класифікатора залежно від міцності вихідної руди [16]. Схему цієї системи наведено на рис. 1.

Запропонована система складається з наступних підсистем:

- стабілізації витрати залізної руди в кульовий млин;
- стабілізації співвідношення «тверде - рідке»;
- стабілізації щільності злива класифікуючого апарату;
- корекції подачі води до кульового млина;
- корекції щільності злива класифікуючого апарату;

До переводу керування циклом мокрого подрібнення в автоматичний режим, технологічний персонал рудозбагачувальної фабрики спільно з фахівцями рудовипробувальної лабораторії та інших служб визначає оптимальні значення регульованих параметрів (співвідношення "руда - вода", щільності і крупності зливу класифікатора) і їх допустимі відхилення від оптимальних значень, а також планове значення вмісту магнітного заліза в вихідній руді. Попередньо встановлюють залежність між вмістом магнітного заліза і міцністю вихідної руди рудозбагачувальної фабрики. Одержану залежність заносять в блок 29 обчислювання поточного значення міцності руди. Вхід блоку 29 зв'язаний з виходом датчика 28 поточного значення магнітного заліза в вихідній руді. Задане блоку 29 значення міцності вихідної руди відповідає плановому значенню вмісту магнітного заліза в вихідній руді. Оптимальні значення параметрів заносяться

в підсистемі стабілізації і коригування процесу подрібнення шляхом встановлення цих значень в датчиках 9,15,21,27 і 29 автоматичних регуляторів 8,14,20 і 26. Зони нечутливості регуляторів обираються, виходячи з допустимих меж регульованих параметрів.

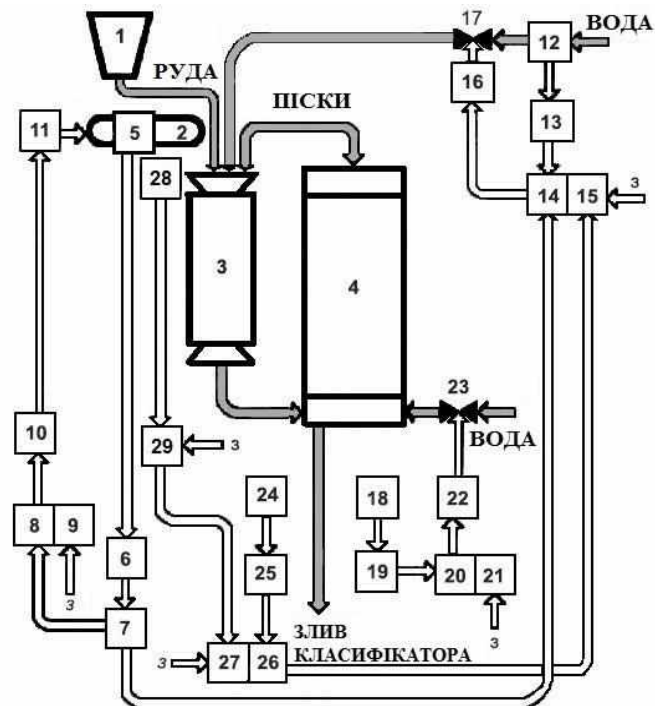


Рис. 1. Схема системи автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення: 1 - бункер з залізною рудою; 2 - стрічковий живильник; 3 - кульовий млин; 4 - класифікуючий апарат; 5 - вимірювач ваги залізородної сировини, що витрачається в млин; 6 - допоміжний прилад; 7 - концентратор сигналів; 8 - регулятор витрати залізної руди; 9 - датчик витрати залізної руди; 10 - блок керування електродвигуном; 11 - електродвигун; 12 - витратомір; 13 - вторинний прилад витрати води до млина; 14 - автоматичний регулятор витрати води; 15 - датчик витрати води; 16, 22 - виконавчий механізм засувки; 17, 23 - засувка; 18 - щільномір; 19 - вторинний прилад визначення щільності зливу класифікатора; 20 - регулятор витрати води в класифікатор; 21 - датчик регулятора витрати води в класифікатор; 24 - датчик крупності зливу класифікатора; 25 - вторинний прилад; 26 - регулятор крупності зливу класифікатора; 27 - датчик крупності зливу класифікатора; 28 - датчик вмісту магнетиту в залізній руді; 29 - блок обчислення міцності залізної руди

Керування процесом мокрого подрібнення здійснюють, впливаючи на витрату руди і води в млин і витрату води в класифікатор в автоматичному режимі.

При несанкціонованій зміні витрати вихідної руди в млин сигнал від ваговимірювача 5 стрічкового живильника 2 через вторинний прилад 6 та концентратор сигналів 7 надходить у регулятор 8 витрати руди із датчиком 9 і порівнюється із заданим значенням витрати руди. За наявності розбалансу (наприклад, витрата руди збільшилася і її поточне значення перевищило допустиме значення), регулятор 8 видає сигнал до блоку 10 керування двигуном 11, який змінить швидкість руху стрічкового живильника 2 у бік зменшення розбалансу (зменшення його швидкості). Швидкість стрічкового живильника 2 (його продуктивність) буде змінюватися (зменшиться) до моменту відсутності розбалансу на вході регулятора 8 (до моменту відновлення заданої задатчиком 9 продуктивності). При зміні планового завдання продуктивності, задатчиком 9 регулятора 8 встановлюється нове значення витрати руди.

Підсистема підтримки заданого співвідношення "руда - вода" забезпечує оптимальні умови подрібнення для даного типу руди з запланованим вмістом магнітного заліза. Підсистема працює таким чином. Сигнал поточного значення витрати руди від ваговимірювача 5 через вторинний прилад 6 та концентратор сигналів 7 надходить на вхід регулятора 14, на другий вхід якого надходить через вторинний прилад 13 сигнал з витратоміра 12 води в млин. В залежності від встановленого задатчиком 15 співвідношення "руда - вода", регулятор 14 за допомогою виконавчого механізму 16 змінить стан засувки 17 так, щоб кількість води, яка подається в млин, забезпечувала підтримку стабільної крупності пульпи на його виході.

При виході вмісту магнітного заліза за допустиме значення, відповідно змінюється і міцність руди, наприклад, при переході від твердих порід до м'яких, відбудеться надлишкове подрібнення руди в млині, в результаті чого крупність руди в пульпі на виході млина 3 зменшиться, а щільність збільшиться. Аналогічні зміни відбудуться в пульпі зливу класифікатора. Сигнал від датчика крупності 24 зливу класифікатора через вторинний прилад 25 надійде на вхід регулятора 26 і у зв'язку з виниклим розбалансом з сигналом задатчика 27 виробить сигнал коригування заданого співвідношення "руда - вода" у бік відновлення заданої крупності. При зменшенні крупності сигнал зміни щільності пульпи в зливні класифікатора, яка вимірюється датчиком 18, через вторинний прилад 19 надійде на вхід автоматичного регулятора 20, де, після порівняння із заданим задатчиком 21 значенням щільності, за допомогою виконавчого механізму 22 засувки 23 змінить кількість води, яка подається в класифікатор 4. У даному випадку, при переході від твердих порід до м'яких, коли щільність зливу збільшилася, вода буде подаватися в класифікатор 4 до тих пір, доки вимірювана щільність зливу не буде відповідати заданим значенням.

При збільшенні міцності вихідної руди на вході блока 29 обчислювання поточного значення міцності вихідної руди з'являється сигнал розбалансу, який скоригує задане задатчиком 27 значення крупності зливу класифікатора 4 в сторону його зменшення. При переході від м'яких до твердих порід збільшується крупність зливу класифікатора, що призводить до погіршення розкриття зерен магнітного заліза, а в подальшому і до збільшення його втрат та перевищення їх допустимого значення. У даному випадку підсистема корекції заданого значення крупності зливу класифікатора за рахунок зміни співвідношення «руда – вода» скоригує задане значення в бік його зменшення, що покращить розкриття зерен магнітного заліза. Таким чином, при перевищенні запланованого значення міцності вихідної руди, задане значення крупності зливу класифікатора зменшують, а при зменшенні – збільшують в заданому діапазоні до рівня скоригованого значення.

Висновки. Запропонований спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрог подрібнення з урахуванням міцності вихідної руди підвищує ефективність керування та дозволяє знизити втрати корисного компонента і його коливання в кінцевому продукті рудозбагачувальних фабрик – концентраті.

Список літератури

1. **A. Azaryan, A. Gritsenko, A. Trachuk, D. Shvets** Development of a method for operational control over quality of the iron ore raw materials during open and underground extraction // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. 2018. Issue 5 (95). P. 13-19. doi: 10.15587/1729-4061.2018.144003.
2. **Azaryan A.** Complex automation system of iron ore preparation for beneficiation / **A. Azaryan, A. Pikilnyak, D. Shvets** // Metallurgical and Mining Industry. – 2015. – Issue 8. – P. 64–66.
3. **Shvets D.V.** Theoretical-probability approach to analyse the iron ore grinding process / Гірничий вісник. – Вип. 109 – 2021. – С. 111-117. doi: 10.31721/2306-5435-2021-1-109-111-117.
4. **Швец Д.В.** Синтез математичної моделі технологічного процесу подрібнення залізорудної сировини з урахуванням її хіміко-мінералогічних характеристик на рудозбагачувальних фабриках // Гірничий вісник. – Вип. 107 – 2020. – С. 83-90. doi: 10.31721/2306-5435-2020-1-107-83-90.
5. **Азарян А. А.** Разработка комплексной системы для повышения качественных показателей железной руды / **А. А. Азарян, В. Ю. Зубкевич, Д. В. Швец** // Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. – 2018. – Вип. 47. – С. 68–75. – DOI: 10.31721/2306-5451-2018-1-47-68-76.
6. **Азарян А. А.** Гамма-излучение как источник информации для контроля содержания железа в железорудном сырье / **А. А. Азарян, Д. В. Швец** // Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. – 2020. – Вип. 50. – С. 153–159. – DOI: 10.31721/2306-5451-2020-1-50-153-159
7. **Азарян А.А., Моркун В.С., Швец Д.В., Черкасов О.В., Гриценко А.М., Швидкий О.В.** Пошук шляхів зниження втрат і розубоження залізорудної сировини / Вісник Криворізького національного університету. – Вип. 52. – 2021. – С.15-19. doi: 10.31721/2306-5451-2021-1-52-15-19.
8. Using the intensity of absorbed gamma radiation to control the content of iron in ore / **A. Azaryan, A. Gritsenko, A. Trachuk, V. Serebrenikov, D. Shvets** // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2019. – Vol. 3, issue 5 (99). – P. 29–35. – DOI: 10.15587/1729-4061.2019.170341.
9. **Швец Д. В.** Розробка системи стабілізації масової долі заліза магнітного у зливні класифікатора та дослідження можливості автоматизації процесу подрібнення залізної руди та підготовки її до збагачення / **Д. В. Швец** // Качество минерального сырья: сб. науч. тр. – Кривой Рог, 2014. – С. 252–264.

10. Model of absorbed gamma radiation in the interaction with rock formation / **A. Azaryan, A. Gritsenko, A. Trachuk, V. Serebrenikov, D. Shvets** // IAES International Journal of Robotics and Automation. Vol.8, No.4. December 2019. 269-276 ISSN: 2089-4856, DOI: 10.11591/ijra.v8i4.pp 269-276.

11. Система автоматичного керування масовою часткою магнітного заліза у конвеєрному рудопотоці: патент №50668 / **Азарян А.А., Азарян В.А., Кучер В.Г., Мордовін Д.М., Цибулевський Ю.Є.**; власник патенту КТУ; заявл. 02.11.2009; опубл. 25.06.2010, Бюл. № 12.

12. Контроль содержания магнитного железа в пульсовых продуктах рудообогатительной фабрики / [**Азарян А.А., Кучер В.Г., Цибулевский Ю.Е., Швец Д.В.**]. – INTERNATIONAL ACADEMY JOURNAL «Web of Scholar», Киев, №1(10), 2017, С.9-12.

13. Теория и практика управления агломерационным процессом / [**С. Е. Новак, Н. И. Гармаш, В. А. Мартыненко, А. В. Мартыненко**]. – Кривой Рог, 2006. - С. 86.

14. Улитенко К.Я., Соколов И.В., Маркин Р.П., Найдёнов А.П. Автоматизация процессов измельчения в обогащении и металлургии // Цветные металлы, 2005, №10, С. 54-59.

15. Пат. №56304 Україна В02С 25/00 Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення / **Кучер В.Г., Черняков С.М., Кривенко Ю.Ю.**; заявл. 14.06.2010; опубл. 10.01.2011, Бюл.№ 1. – 3 с.

16. Пат. №118091 В02С 25/00 Спосіб автоматичного керування одностадійним циклом мокрого подрібнення / **Швец Д.В.**; заявл. 03.01.2017; опубл. 25.07.17; Бюл. №14.

УДК 658.562.012.7.681.26

А.А. АЗАРЯН, В.А. АЗАРЯН, доктори техн. наук, професори,
А.М. ГРИЦЕНКО., Ю.Є. ЦИБУЛЕВСЬКИЙ, кандидати техн. наук,
Я.М. МЕДЯНИК, інженер, **О.В. ЧЕРКАСОВ, О.В. ШВИДКИЙ**, наукові співробітники
Криворізький національний університет

ЕКСПРЕС-АНАЛІЗ ГЕМАТИТОВИХ РУД ГРАВІТАЦІЙНИМ МЕТОДОМ

Для оперативного контролю якості мінеральної сировини використовуються різні геофізичні методи, такі як ядерно-фізичні, магнітометричні, ультразвукові, акустичні, радіометричні та інші залежно від фізико-механічних властивостей мінералів. При цьому враховуються наступні параметри оперативного контролю: точність, вартість та експресність (оперативність).

Метою даної роботи є дослідження можливості оперативного контролю вмісту окислених, гематитових руд у діапазоні від 45 до 65 відсотків вмісту заліза із гранулометричним складом -5мм.

Метод-гравітаційний.

Наукова новизна-використання нечіткої логіки у поєднанні з гравітаційним методом.

Результати проведених лабораторних досліджень показали, що за всіма вимогами оперативного контролю вмісту заліза в гематитових рудах, запропонований метод не поступається наявним геофізичним методам. У статті наведено основні вимоги до експрес-аналізу гематитових руд гравітаційним методом.

Перевагою запропонованого методу порівняно з геофізичними методами є вартість експрес аналізу однієї проби, що становить приблизно 20 відсотків від вартості відомих. Крім того, цей метод не вимагає використання радіоактивних джерел випромінювання, що підвищує безпеку та охорону праці.

Широке впровадження пропонованого пристрою в гірничодобувне виробництво дозволить скоротити кількість проб або відмовитися від дорогого хімічного аналізу.

Ключові слова. Експрес, аналіз, оперативний, контроль, вимірювання, вага, гравітаційний, гематитовий, гранулометричний, ущільнення.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-150-154

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Традиційні методи оперативного контролю масової частки заліза в окислених рудах застосовуються для технологічного (експрес аналізу) і паспортного контролю (хіманаліза) змісту заліза. Ці методи мають свої переваги і недоліки [1-10]. Головним недоліком традиційних методів є висока вартість одного вимірювання, оскільки використовуються дуже складні технології із застосуванням різного програмного забезпечення, хімічних речовин і радіаційного випромінювання. Також грає не значну роль і час аналізу однієї проби.

Метою даної роботи є розробка гравітаційного методу оперативного контролю масової частки заліза в окисленому залізняку.

Даний метод істотно повинен полегшити аналіз технологічних проб: зменшенням вартості аналізу, часу проведення вимірювання і простотою в роботі.

Основними, впливаючими чинниками на точність оперативного контролю масової частки заліза в окислених рудах, є:

- гранулометричний склад;
- вологість;
- щільність проби.

Точний облік цих чинників дасть можливість визначити масову частку заліза в окислених рудах Кривбасу.

Функціональну схему експрес-аналізу гематитових руд гравітаційним методом наведено на рис. 1.

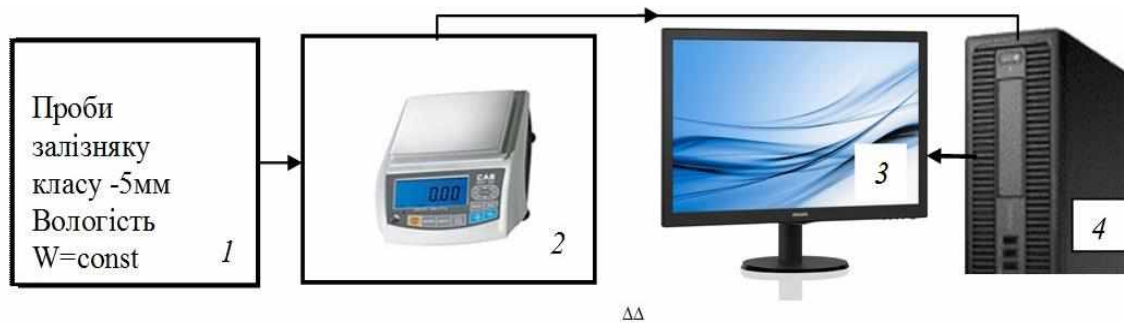


Рис. 1. Функціональна схема експрес-аналізу гематитових руд гравітаційним методом: 1 - проби заліза в кюветі; 2 - точні ваги (0,1 г), 3 - монітор; 4 - системний блок

У роботі наводяться результати експериментів по визначенню величини апаратної похибки та її складових, дана оцінка похибки вимірювання вмісту заліза в пробах (клас крупності -5 мм) і показано зв'язок похибки з прийомами підготовки проб.

Аналіз публікацій. За цією темою в технічній літературі є лише кілька публікацій щодо контролю вмісту заліза за допомогою об'ємної ваги [6].

Постановка задачі. Для зниження собівартості оперативного контролю якості руд чорних металів шляхом зменшення вартості аналізу та часу проведення вимірювань необхідно врахувати всі фактори, що впливають на точність контролю з використанням нечіткої логіки.

Викладення матеріалу та результати. Враховуючи, що речовинний склад відрізняється за кожним родовищем, то для забезпечення точності оперативного контролю вмісту заліза в руді необхідно одержати еталонувальну залежність вмісту заліза від ваги проби.

Методика отримання еталонувальної залежності включає такі етапи.

Вибрати та зважити кювету, (Q_0), заповнити кювету пробой, зважувати кювету пробой (Q_1 , г), доповнити та ущільнити пробу, зважувати кювету с ущільненою пробой (Q_2 , г).

Результати дослідження записати до табл. 1.

Таблиця 1

Залежність вмісту заліза у гематитових рудах від ваги проби

Номер проби	Fe, %	Загальна вага проби з кюветою, без ущільненої, гр. Q_1	Вага проби, гр. $Q_3=Q_1-Q_0$	Загальна вага кювети, із ущільненою пробой, гр. Q_2	Вага проби, г $Q_4=Q_2-Q_0$	Вага ущільненої, г $\delta=Q_4-Q_3$
-------------	-------	--	-------------------------------	---	-----------------------------	-------------------------------------

За отриманими даними будуватимуться графіки залежностей $Fe_1=f(Q_3)$ і $Fe_2=f(Q_4)$.

Потім обчислюють середньоквадратичне відхилення (СКВ) та коефіцієнт кореляції.

Далі аналізуються, коригуються отримані результати і еталонувальна залежність записується на пам'ять про комп'ютера.

Після цього система готова до роботи.

Принцип роботи даного приладу полягає в наступному:

Відбирається представницька проба, подрібнюється до потрібної великої (<-5мм), в наперед вибрану кювету засипається подрібнена проба і ущільнюється, після чого віддаляються надлишки.

Після ущільнення проба разом з кюветою зважується на точних вагах, які підключено до персонального комп'ютера. З виходу електронних вагів дані передаються на персональний комп'ютер, де спеціально написане програмне забезпечення з використанням нечіткої логіки, проводить визначення масової частки заліза в даній пробі.

Після визначення, на монітор персонального комп'ютера виводиться кількість вмісту заліза в даній пробі.

Результати роботи у вигляді бази даних зберігаються в пам'яті комп'ютера.

На рис. 2 наведено графік залежності вмісту загального заліза у руді від ваги.

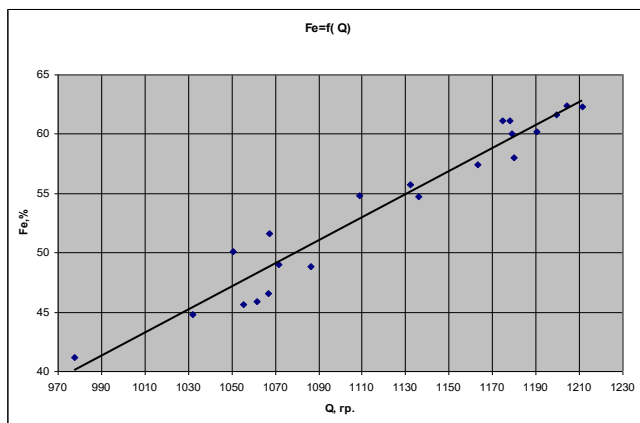


Рис. 2. Графік еталонувальної залежності вмісту загального заліза в руді від ваги проби

Рівняння цієї залежності має такий вигляд.

У табл. 2 наведено результати дослідження.

За результатами аналізу отриманих даних встановили:

середньоквадратичне відхилення, СКО=1,66;

рівняння залежності $Fe=0,097 \cdot Q - 54,743$;

детермінований коефіцієнт $R_2=0,9444$;

чутливість становить 11,14 г на один відсоток заліза.

межа абсолютної похибки визначається за формулою

$$\Delta X = 3\sigma / \sqrt{m},$$

де m —кількість виміру. Підставляючи значення кількості вимірювань та СКВ у формулу, отримаємо $\Delta X=1,09$.

З табл. 2 видно, що найбільше розбіжності спостерігається в області низьких вмісту заліза в руді, де $Fe \leq 50\%$.

Таблиця 2

Результати дослідження

Номери проб	Fe, % хіманаліз	Q_1 , г	Q_2 , г	$Q_{\text{сер.}}$, г	Fe, % обчисл.	Похибка, %
1	61,6	1204	1195	1199,5	60,86	0,74
2	62,43	1151	1257	1204	61,13	1,3
3	54,7	1185	1087	1136	55,76	-1,06
4	46,6	1096	1038	1067	49,02	-2,42
5	45,9	1092	1031	1061,5	48,5	-2,6
6	49,04	1104	1039	1071,5	49,45	-0,41
7	51,63	1071	1064	1067,5	49,07	2,56
8	50,08	1090	1011	1050,5	47,49	2,59
9	44,84	1074	990	1032	45,89	-1,05
10	54,8	1105	1113	1109	53,14	1,66
11	48,8	1087	1086	1086,5	50,92	-2,12
12	55,73	1137	1127	1132	55,38	0,35
13	58,03	1202	1158	1180	59,52	-1,49
14	41,2	997	958	977,5	42,37	-1,17
15	62,3	1208	1215	1211,5	61,54	0,76
16	60,06	1194	1164	1179	59,45	0,61
17	61,12	1184	1165	1174,5	59,1	2,02
18	61,12	1184	1172	1178	59,37	1,75
19	60,16	1203	1178	1190,5	60,28	-0,12
20	57,44	1169	1157	1163	58,17	-0,73
21	45,6	1048	1063	1055,5	47,95	-2,35

Для підвищення точності оперативного контролю вмісту заліза в гематитовій руді слід передбачити:

1. Збільшення кількості проб $n > 50$ (для еталонувальної залежності).
2. Ущільнення проби.
3. Збільшення ваги проби ≤ 3 кг (при цьому чутливість збільшиться до 34 г/%).
4. Використання нечіткої логіки.
5. Підвищення точності зважування до 0,1 г.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Оперативний контроль якості гематитових руд може здійснюватися за допомогою нового методу з застосуванням гравітаційних методів.

Гравітаційний метод аналізу гематитових руд дає можливість без застосування радіаційного випромінювання дізнатися якість видобутої сировини.

Також цей метод значно зекономить часовий фактор, і що є теж не менш важливим фактором - присутня значна економія фінансового плану підприємства.

Для роботи на данному пристрої не потрібно мати багато кваліфікованого персоналу, тому що цей апарат є дуже легким у використанні.

Основними впливаючими чинниками на точність оперативного контролю масової частки заліза в окислених рудах є: гранулометричний склад, вологість, щільність проби.

Точний облік цих чинників дасть можливість визначити масову частку заліза в окислених рудах Кривбасу.

У результаті математичної обробки результатів дослідження встановили: середньоквадратичне відхилення

при дотриманні вимог підготовки проб є тісна кореляційна залежність між вагою і масовою часткою заліза в окислених рудах Кривбасу.

Список літератури

1. <http://www.geologam.ru/industry/mine/podschet-zapasov-rud-i-uchet-ih-dvizheniya-na-rudnike>
2. **Azarian, A. A., Azarian, V.A.** (2020). Geophysical methods for controlling the useful component content as the basis for the quality management system at mining and processing enterprises. *Journal of Geology, Geography and Geoecology*, 29(1),3-15
3. **Вілкул Ю.Г., Голярчук Н.И.** Підвищення якості залізорудної сировини – основа виживання гірничорудних підприємств в умовах конкуренції. У збірці «Якість мінеральної сировини», Кривий Ріг, 1999
4. **Р.С. Азарян, І.П. Васильчук, Е.В. Грїбова.** Вплив якості залізняку на фінансові показники діяльності залізорудних підприємств. У сб. «Качество мінерального сир'я», Кривий ріг, 1999
5. **Г.В. Константінов.** «Разработка системы управління якістю залізорудної сировини при переробці. Автореферат дисертації Кривий ріг, 2000
6. **А.А. Темченко.** «Стабілізація якості залізорудної сировини із застосуванням засобів оперативного контролю в кар'єрах. Автореферат дисертації, Кривої ріг, 1998 г.
7. Мінералогія Криворізького басейну, Київ, Наукова думання, 1977
8. **Василенко, В.С.** Дослідження впливу вологості на точність контролю якості залізорудної сировини гамма-гамм методом. (). Збірник "Якість мінеральної сировини", Кривий Ріг, 2002, 230-237
9. **Kozhevnikov, D.A., Khatmullin, I.Ph.** (1990). A Method of Geometrical Factors in the Theory and Interpretation of Formation Density Logging Data. *Nucl. Geophys.* (4), 413 - 424
10. **Belousov, M.P., Gorbunov, M.A., Dudin, S.V., Ignat'ev, O.V., Morozov, S.G., Pulin, A.A.** / *Analitika i kontrol'*, Portable scintillation gammасpectrometer STARK-01, 15, 429-438

О.В. ПЛОТНИКОВ, д-р геол. наук, проф., Криворізький національний університет
М.М. КУРИЛО, д-р геол. наук, доц., В. ОЗЕРКО, аспірант
Київський національний університет ім. Тараса Шевченка

КОМПЛЕКСНІ РОДОВИЩА ЯК ОСНОВНЕ ДЖЕРЕЛО ОТРИМАННЯ ПОЛЬОВО-ШПАТОВОЇ СИРОВИНИ ДЛЯ СУЧАСНИХ ТЕХНОЛОГІЙ

Мета. Польовий шпат - це сировина, обсяг виробництва якої з кожним роком зростає як і ціна на нього. Поступово збільшується споживання в керамічній і скляній промисловості для виробництва сонячних панелей, житлового будівництва і будівництва промислових споруд.

Методика дослідження. Родовища польового шпату включають наступні типи: інтрузивні, ефузивні породи, кору вивітрювання кристалічних порід, осадово-змінені і змінені породи, а також частково середні і основні алюмосилікатні породи.

Наукова новизна. Встановлено промислове значення кожного виду родовищ польового шпату. За мінеральним асоціям виділено п'ять типів польово-шпатової сировини: 1) польовий шпат (сієніти, трахіти); 2) кварц-польово-шпатові (пегматити, граніти, піски і ін.); 3) нефелін-польовошпатові (нефелінові сієніти, лужні пегматити); 4) кварц-серіцит-польово-шпатові (сланці, вторинні кварцити); 5) кварц-каолініт-польово-шпатові (піски, лужні каоліни, вторинні кварцити).

Практична значимість На прикладі українських родовищ корисних копалин польового шпату показано, що комплексні родовища з супутніми корисними копалинами стають основним джерелом видобутку. Особливо, якщо це нові об'єкти промислової розробки.

Результати. Автори виділили три основні типи таких складних багатоконпонентних родовищ: 1) родовища інтрузивних порід, в яких кора вивітрювання кристалічних порід розробляється як супутня корисна копалина; 2) комплексні родовища, в яких польовошпатові породи є вміщувачами або перекриваючими, і також можуть розглядатися як супутні корисні копалини; 3) родовища, де можливе отримання концентрату польового шпату як продукту переробки рудних корисних копалин.

Ключові слова: комплексні родовища, польовошпатові сировина, промислові типи, супутнє вилучення, оцінка запасів.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-154-161

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Оцінка мінерально-сировинної бази польово-шпатової сировини в Україні є актуальною, оскільки тривалий період ця продукція не лише видобувалась з вітчизняних родовищ, але й імпортувалась у значних обсягах особливо її найбільш якісні різновиди. Існуючі потужності по видобутку і збагаченню польово-шпатової сировини протягом багатьох років не забезпечували потреби промисловості України, тому щороку завозилося приблизно 300 тис. тонн польово-шпатового концентрату [9], в тому числі з Турції, з рідкісноземельних родовищ Карелії та Узбекистану та ін.

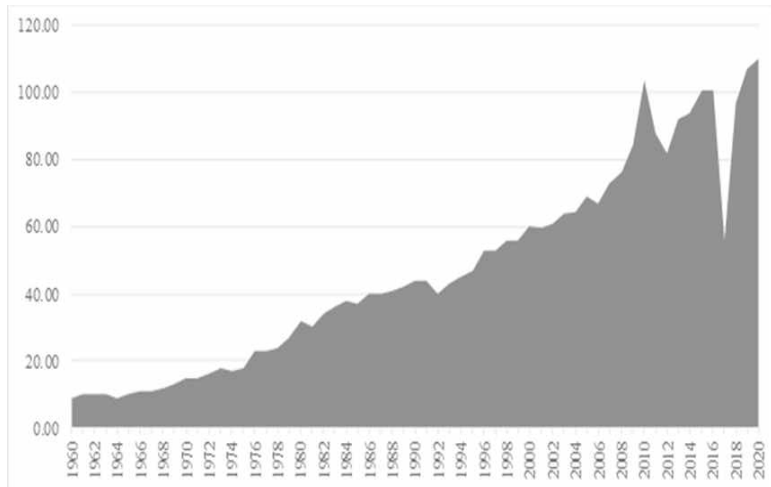
Аналіз досліджень і публікацій. Оцінкам якості та кількості запасів польово-шпатової сировини присвячено багато опублікованих та фондових матеріалів, які базуються на даних попередніх геологорозвідувальних робіт, зокрема, це роботи [2-5,8,10]. Усі наявні відомості щодо запасів і ресурсів даного виду корисних копалин зведені у Державному балансі запасів корисних копалин [1] та опубліковані у щорічних довідниках [6,7,12]. Актуальність геолого-економічної оцінки даних родовищ відзначено у Програмі розвитку мінерально-сировинної бази України до 2030 р., де польовий шпат віднесено до «видів мінеральної сировини, родовища яких на даний час в Україні не розробляються і недостатньо вивчені, але в перспективі можуть стати важливими для економіки держави, враховуючи потреби інших галузей промисловості» [9]. Тут також відзначено, що родовища, що розробляються в Україні, поставляють сировину низької якості. і для вирішення постачань високоякісного продукту необхідно покращити технології збагачення лужних каолінів, а також провести пошук і розвідку нових родовищ високоякісної польово-шпатової сировини [9].

Постановка задачі. Головним завданням даного дослідження є оцінка промислового значення польово-шпатової сировини як супутньої корисної копалини та супутнього компоненту при промислому освоєнні комплексних родовищ.

Викладення матеріалу та результати. Польовий шпат - це сировина, обсяг виробництва якого з кожним роком зростає, так само як і ціна на неї. Поступово збільшується споживання

польового шпату в керамічній і скляній промисловості для виробництва сонячних панелей, житлового будівництва і будівництва.

Рис. 1. Динаміка цін на польовий шпат (за статистичними даними usgs.gov [12])



Польові шпати поділяють на три основні групи: калієві польові шпати - (ортоклази, мікрокліни) $K_2OAl_2O_3 \times 6SiO_2$, натрієві польові шпати - (альбіти) $Na_2OAl_2O_3 \times 6SiO_2$ і кальцієві польові шпати - (анортити) $CaOAl_2O_3 \times 2SiO_2$, що в різній мірі присутні у всіх гірських кристалічних породах. Основним породоутворюючим мінералом багатьох видів магматичних метаморфічних і осадових гірських порід є калієвий польовий шпат. Окрім основних груп є ще інші польові шпати, наприклад барієві польові шпати - $BaOAl_2O_3 \times 2SiO_2$ (цельзіан), але вони рідко застосовуються для керамічних цілей. Основним параметром, що характеризує польово-шпатові концентрати є калійний модуль (відношення $K_2O:Na_2O$).

До польово-шпатової сировини відповідно до сучасних уявлень відносяться інтрузивні, ефузивні породи, кори вивітрювання кристалічних порід, осадові незмінні і змінні породи, а також частково середні і основні алюмосилікатні породи.

Кожний різновид польового шпату має свою сферу промислового застосування:

калієві польові шпати (ортоклаз, мікроклін, санідин) використовують в електрокерамічній, електродній, абразивній та фарфоро-фаянсовій промисловості. Для фарфоро-фаянсової промисловості калійний модуль встановлений у співвідношенні 2:1. Для ряду виробництв, зокрема виготовлення високовольтної порцеляни, необхідні польові шпати, максимально близькі до чистих калієвих (з модулем не менше 4:1, що відповідає 80 % ортоклазовій складовій);

калій-натрієву сировину, з калієвих модулем не менше 0,9, використовують для будівельної кераміки;

натрієву сировину з ненормованим калієвим модулем використовують для скляної промисловості, виробництва емалей і виробів типу склоподібного фарфору;

кальцієві польові шпати, що представлені плагіоклазами більш високих номерів, мають обмежене практичне застосування і їх присутність в польово-шпатових концентратах небажана.

За мінеральними асоціаціями всі породи польово-шпатової сировини можна розділити на п'ять типів:

- 1 - польовошпатові (сієніти, трахіти);
- 2 - кварц-польовошпатові (пегматити, граніти, піски і т. ін.);
- 3 - нефелін-польовошпатові (нефелінові сієніти, лужні пегматити);
- 4 - кварц-серицит-польово-шпатові (сланці, вторинні кварцити);
- 5 - кварц-каолініт-польово-шпатові (піски, лужні каоліни, вторинні кварцити).

Загальні балансові запаси польово-шпатової сировини станом на 01.01.2020 р. склали за категоріями А+В+С₁ - 49109,07 тис. тонн, кат., С₂ - 192703,8 тис. т, позабалансові - 192,91 тис. тонн [1, 6, 7].



Рис. 2. Схема родовищ та площ розвитку польово-шпатової сировини в Україні: Родовища пегматитів: 1 - Більчаківське, 2 - село Устя; 3 - Грузлівецьке; 4 - Лозуватське; 5 - Володимирівське, 6 - Балка Великого табору; кристалічних порід: 14 - трахіти ділянки Вербова, мікрогранодіорити Дубриницького родовища, лужні каоліни; 10 - Просянівське; 11 - Першозванівське; 12 - Біляївське; 13 - Катеринівське: супутні корисні копалини (відсів - польовошпатової сировини): 7 - Бахтин (флюоритові руди); 8 - Носачівське (титан-ільменітові руди); 9 - Мазурівське (руди танталу і ніобію)

В Україні виділено наступні види родовищ польово-шпатової сировини:

1. Пегматитові родовища: Більчаківське, с. Устя, Грузлівецьке, Лозуватське, Володимирівське, Балка Великого Табору.
2. Родовища кристалічних порід: трахіти стоянки Вербова, мікрогранодіорити Дубриницького родовища.
3. Родовища лужних каолінів: Просянівське, Першозванівське, Біляївське, Катеринівське.
4. Багатокомпонентні родовища (супутній видобуток або вилучення польового шпату): Бахтинське (флюоритові руди), Носачівське (титано-ільменітові руди), Пержанське родовище рідкісних металів, Мазурівське (танталові і ніобієві руди).

Способи розробки і переробки польово-шпатової сировини систематизована на рис. 3.



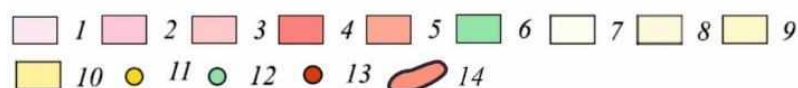
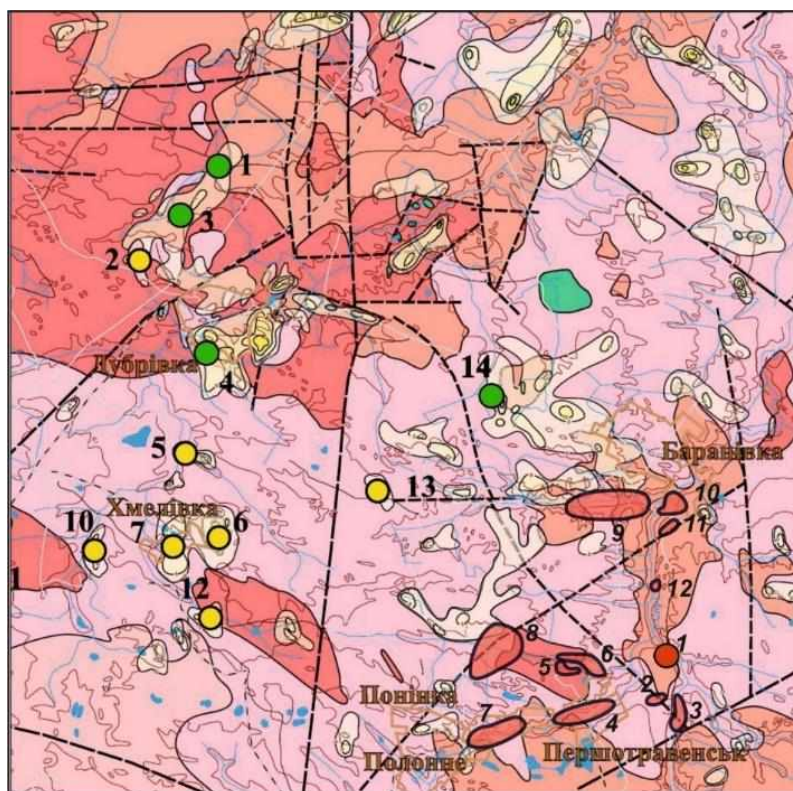
Рис. 3. Особливості методів видобутку та переробки польово-шпатової сировини за типом родовищ

На теперішній час відпрацьовується лише пегматитове родовище "Балка Великого Табору", на видобуток пегматитів родовища "Гірне" спеціальний дозвіл недійсний.

Польово-шпатової сировини видобувалась з кристалічних порід – Дубриницьке родовище мікрогранодіориту (Закарпатська область), що в вигляді дайкоподібного тіла залягає серед флішових порід гірських Карпат.

Розробка родовища проводилась ВАТ "Стеатит" згідно зі спеціальним дозволом від 29.11.2002 № 2858, який було анульовано в 2010 р. Окрім цього велись роботи по дослідження трахітів ділянки Вербова в Тельманівському районі Донецької області).

Видобувні роботи лужних каолінів ведуться в основному в Полонно-Баранівському рудному районі рис. 4.



ділянка "Понінка"; 8 - ділянка "Липівка"; 9 - ділянка "Стара Гута"; 10 - ділянка "Жабориця"; 11 - ділянка "Полянка"; 12 - ділянка "Дот"

Рис. 4. Полонно-Баранівський рудний район:

Стратиграфічні утворення: 1 - клесівська серія, новоград-волинська товща -сланці, біотитові мікрогнейси (нижній протерозой); 2,3 - гнейси і сланці біотитові (тетерівська серія); 4 - мезократові граніти, плагіограніти, мігматити біотитові, дрібнозернисті (житомирський комплекс); 5 - граніти біотитові, амфібол-біотитові двослюдяні, різнозернисті, крупнозернисті, порфіроподібні; 6 - габро. габро-амфіболіти (комплекс основних та ультраосновних порід); Потужності каолінової кори вивітрювання: 7 - 0-5 м; 8 - 5-10; 9 - 10-15; 10 - понад 15 м; 11-13 - родовища каолінів нормального (11), лужних (12) типів;

Родовища каолінів: 1 - Дібрівське; 2 - ділянка Західна, 3 - ділянка «П'ятирічка»; 4 - Дубрівське; 5 - ділянка Новаківська - північний блок; 6 - ділянка «Новаки»; 7 - Хмельівське; 8 - Купинське; 9 - Цмівське-1; 10 - Судимонтське; 11 - Урочище Старий Ліс; 12 - Буртинське; 13 - Полонське (Глибочок); 14 - Йосипівське; Пегматити: 13 - родовище Гірне (1); 14 - пегматитові поля: 2 - ділянка "Піонербір", 3 - ділянка "Вільха"; 4 - ділянка "Першотравневська"; 5 - ділянка "Орли"; 6 - ділянка "Глибочок"; 7 -

На теперішній час Полонно-Баранівський рудний район є одним із значних у зв'язку з тим, що в його межах знаходяться родовища пегматитів та площі їх розвитку і родовища лужних каолінів, та промислова база їх переробки - ПАТ «Першотравенський завод електротехнічного фарфору», Баранівська філія ДП «Шпат».

За аналізом видобутку польово-шпатової сировини відзначається, що основна частина нарощування видобутку польово-шпатової сировини приходить в основному на комплексні родовища - ділянка П'ятирічка Дубрівського родовища та ділянка Новаківська Майдан-Вільського родовища де розробляються лужні каоліни. жорства польово-шпатово та польово-шпатові кристалічні породи (граніти, мігматити, плагіограніти, пегматоїдні граніти).

Найбільш показовим з об'єктів довивчення польово-шпатової сировини є ділянка П'ятирічка Дубрівського родовища, що розробляється ТОВ "П'ятирічанка" відповідно до спеціального дозволу на користування надрами № 5633 від 04.09.2012. Ділянка "П'ятирічка" Дубрівського родовища лужних каолінів розташована на відстані близько 400 м на північ від с. Глинянка (до 2016 р. - П'ятирічка) Баранівського району Житомирської області.

До 2019 р. ділянка П'ятирічка Дубрівського родовища розроблялась як родовище первинних каолінів затверджених у 1991 р. протоколом ЦКЗ ДК "Укрбудматеріали" у кількості 614 тис. т у якості сировини для виробництва вогнетривкої цегли. Роботами 2019-2020 рр. виробничим кооперативом "Геолог" виконано повторну геолого-економічну оцінку первинних каолінів як лужних каолінів ділянки "П'ятирічка" Дубрівського родовища з переоцінкою їх за новим напрямом використання і дорозвідкою нижньої частини покладу каолінів – жорстви польово-шпатової як польово-шпатової сировини, а також підстеляючих кристалічних порід (граніти, мігматити, плагіограніти, пегматоїдні граніти) як польово-шпатової сировини (рис. 5). Якість лужних каолінів, жорстви польово-шпатової і підстеляючих кристалічних порід визначалась за вмістом SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , TiO_2 , K_2O і Na_2O .

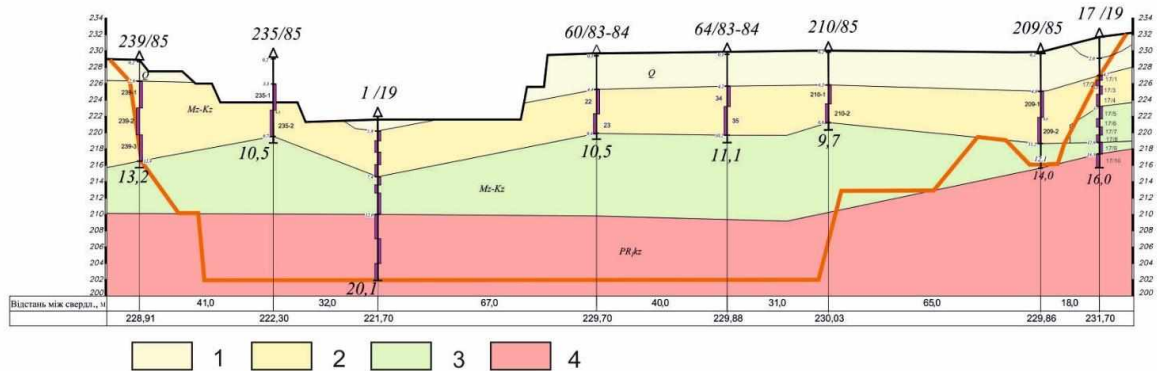


Рис. 5. Схематичний розріз ділянки П'ятирічка Дубрівського родовища (за даними ВК «Геолог»): 1 - осадові породи (Q); 2 - лужні каоліни (Mz-Kz); 3 - польово-шпатові жорства (Mz-Kz); 4 - польово-шпатові кристалічні породи (граніти, мігматити, плагіограніти, пегматоїдні граніти)

Відзначається, що вміст польових шпатів зменшується знизу вгору за рахунок каолінізації плагіоклазу, вміст глинозему збільшується знизу вгору і накопичується в лужних каолінах. Вміст оксиду заліза низький. Вогнетривкість лужних каолінів ділянки "П'ятирічка" Дубрівського родовища складала 1380-1710 С, жорстви польово-шпатової - 1320-1580 С, кристалічних порід - не визначалась.

Технологічні випробування лабораторно-технологічних проб з метою перевірки технологічних параметрів виробництва польово-шпатових мас в умовах виробництва проводились на НПС "Завод керамічної плитки" ТОВ "Епіцентр К". Одержані керамічні маси пройшли помел та відмагнічення від залізних і слабomagнітних матеріалів за допомогою стержньового магніту. Були приготовлені шихти мас, технологічні параметри яких відповідали виробничим та вимогам ДСТУ Б В.2.7-117-2002 "Плитки керамічні для підлог. Технічні умови". На теперішній час НПС "Завод керамічної плитки" ТОВ "Епіцентр К" у керамічних масах застосовують як лужний каолін так і польово-шпатову сировину для виготовлення керамічних плиток. [7, 10].

Одним з комплексних родовищ польово-шпатової сировини є Мазурівське родовище рідкіснометалевих нефелін-польово-шпатових руд (ніобію, танталу, цирконію) із затвердженими запасами. Воно є одним з перших виявлених цирконових родовищ, на якому, в процесі проведення пошукових робіт 1934-1948 рр. була встановлена промислова значимість виявлених руд.

Мазурівське родовище розглядалось як утворення, що містить два рудних типи: цирконові руди лужного комплексу та ільменітові руди основних і ультраосновних порід. Родовище експлуатувалось до 1967 р., коли з появою більш дешевої сировини Вільногірського гірничо-металургійного комбінату воно було законсервоване. Через відсутність економічної технологічної схеми збагачення останні метали не перероблялись, а у вигляді шламів (99% від початкового об'єму руди) відправляли у відвали, де складувались поблизу ХМЗ. Всього було перероблено близько 2 млн тонн руди. На даний час накопичене «хвостосховище» збагачувальної фабрики містить нефелін, польові шпати, пірохлор, рідкіснометалеві та рідкісноземельні мінерали і являє собою техногенне родовище - потенційне джерело польових шпатів.

В цілому на родовищі (Мазурівський рудний вузол) виявлено 44 рудних тіла, у т. ч. в межах ділянки деталізації - 10 (в границях проектного кар'єру). Рудні тіла простежені на значні відстані, для потужних тіл часто - на більше ніж 1000 м. Ширина їх переважно більше 300 м, а потужність коливається від 1 до 45-80 м. У період 1994-2003 рр. на Мазурівському родовищі проведена детальна розвідка Приазовською КГРП найбільш перспективної ділянки, розташованої в південно-західній частині родовища, по розвідувальній мережі 50×50 м.

Родовище відноситься до геолого-промислового типу рідкіснометалевих альбітитів, пов'язаних з нефеліновими сієнітами. Основний промисловий тип руд - дрібно-вкраплений, комплексний тантал-ніобій-цирконовий. Головним носієм ніобію та танталу є пірохлор. цирконію - циркон. За рівнем вмісту умовного п'ятиокису танталу - узагальнюючого кондиційного показника, що враховує внесок кожного основного компоненту у вартість продукції, на родовищі виділені бідні (від 16 до 33%), рядові (28-58%), багаті (15-55%) і дуже багаті руди (0-2%).

Розподіл оксидів ніобію, танталу та цирконію в промислових тілах нерівномірний та вкрай нерівномірний.

Протягом 2003-2004 рр. ДРГП «Донецькгеологія» проведені розвідувальні роботи для геологічного промислової оцінки техногенних відходів збагачення Мазурівського рідкіснометалевого родовища на площі 8,5 га. У 2005 р. ДКЗ оцінило кількість польово-шпатової сировини в відвалах Східної ділянки сховища у кількості 1133,5 тис. т.

У період з 2014-2016 рр. ТОВ «Азов-Мінералтехніка» проведені дослідження та розроблено технологічний регламент польово-шпатової сировини. Результати випробування довели придатність матеріалу для виробництва кольорового тарного скла. За результатами випробувань ТОВ «Азов-Мінералтехніка» розроблені технічні умови: ТУ У 23.9-38996146-001:2014 «Плавень лужний алюмосилікатний». Випробування польово-шпатового концентрату з низьким вмістом оксидів заліза у виробництві керамічної плитки (кахлі) та санітарно-технічної порцеляни показали, що в матеріалі містяться домішки, які дають більш темне забарвлення керамічної маси при випалюванні кераміки, в порівнянні з польово-шпатовими матеріалами інших виробників (з тим же вмістом оксидів заліза). Таким чином, польово-шпатові концентрати з відходів збагачення вивітрілих руд Мазурівського родовища з вмістом Fe_2O_3 до 0,5 % в керамічному виробництві придатні обмежено - для виробництва керамічних виробів, які покриваються непрозорою (глухою) поливою. Розрахунки техніко-економічних показників, що характеризують економічну доцільність розробки запасів Східної ділянки сховища відходів збагачення вивітрілих руд Мазурівського рідкіснометалевого родовища [4,5,8].

Станом на 2020 р. балансові запаси польово-шпатової сировини Східної ділянки сховища відходів збагачення вивітрілих руд складають 826 тис. тонн. Переробка заскладованих відходів дозволяє звільнити значні площі хвостосховища та ліквідувати джерело потенційної екологічної небезпеки з огляду на існуючий зв'язок хвостосховища з басейном річки Кальчик. Разом з тим, досить швидко і без значних інвестицій, може бути створена база польово-шпатової сировини дія керамічної галузі [11]. Таке виробництво стане полігоном для підготовки комплексного освоєння Мазурівського родовища.

У зв'язку зі зростанням попиту на рідкіснометалева сировину, особливий інтерес викликає Пержанське рудне поле, в межах якого знаходиться Пержанське родовище берилію, представлене поки єдиним в світі промислово-генетичним і технологічним типом високоякісних фенакіт-гентгельвінових руд в лужних (польово-шпатових) метасоматитах.

На родовищі розвідано дві ділянки: Північна (5,5×1,5 км) і Крушинська (4,0×2,0 км). Рудні зони мають згідне залягання з простяганням основних структурних елементів Суцано-Пержанської зони, їх довжина сягає 5 км при ширині до 35-100 м. Рудні зони за падінням простежено до 400 м. Будь-яка з рудних зон складається з серії кулісовидних рудних тіл потужністю від перших метрів до 20-30 м. Рудні тіла складені польово-шпатовими і слюдисто-кварц-польово-шпатовими метасоматитами, утворюють лінзо- і жилоподібні утворення складної форми (характерні роздуви, тупе виклинювання) поклади з багатим гентгельвіновим (гентгельвін - $Zn_4(BeSi_2)_3S$) оруденінням (середній вміст BeO становить 0,55 %, максимальний вміст - 8%) [2,3].

Саме Пержанське рудне поле розміщене в центральній частині Суцано-Пержанської тектоно-метасоматичної зони північно-східного простягання (північно-західна частина Волинського мегаблока Українського щита), у вузлі її перетину з широтною Північноукраїнською лінійною зоною тектонічної активізації [5]. Це рудне поле разом з Яструбецьким, Юрівським та Суцанським рудоносними полями утворюють Пержанський рудний район у межах Суцано-Пержанської структурно-металогенічної зони [2,3].

Дослідженнями хімічний склад порід Пержанську рудного вузла встановлено, що сума K_2O+Na_2O складає 6,9-12,8 % у гідротермально-метасоматичних утвореннях (сієніти, граніти, метасоматити) та мають калієвий модуль 0,6-1,9 та можуть слугувати матеріалом для польово-шпатових концентратів, що збільшить економічну привабливість

Одним із шляхів підвищення інвестиційної привабливості родовищ є комплексна розробка на одному гірничо-збагачувальному комбінаті різних рудних об'єктів рудного поля, що дозволить виробляти товари різного призначення (оксид берилію, сульфід цинку, ільменіт, апатит, дистен, циркон (рідкоземельні, флюоритові і польово-шпатові концентрати) для забезпечення

розвитку електронної, ядерної, автомобільної і авіаційної промисловості і високорентабельного сільського господарства.

Слід зазначити, що Мазурівське і Пержанської родовища рідкісних металів віднесені до пріоритетних об'єктів розробки.

В Україні є і інші багатоконпонентні родовища польово-шпатової сировини як супутнього компоненту- Бахтинське (флюоритові руди), Носачівське (титано-ільменітові руди).

Бахтинське родовище флюориту знаходиться в Мурованокуриловецькому районі Вінницької області. Родовище приурочене до ольчедаївських і ямпільськогоих польово-шпатових-кварцових пісковиків вендського віку. Родовище складається з двох рудних тіл (верхнього і нижнього), що складаються з роз'єднаних лінзоподібних тіл на площі 700 x 1200 м, глибина залягання 21,3-118,5 м. Загальна потужність флюоритовмісних пісковиків коливається від 0,4 до 4,7 м, а вміст флюориту в них коливається від 5 до 48,9% (в середньому 15%). Флюорит в пісковиках є типовим епігенетичних мінералом, який замінює цемент, частково кварц і польові шпати. Бахтинське родовище флюориту планується розробляти підземним рудником із терміном експлуатації більше 20 років. Під час експлуатації родовища і флотації більше половини товарного продукту складуть польово-шпатові концентрати.

Носачівське апатито-ільменітове родовище розташоване в Смілянському районі Черкаської області України. Родовище складається з двох видовжених пластовидібних покладів. Довжина рудних тіл становить до 2000 м, ширина - від 450 до 1000 м. З огляду на гірничо-геологічні умови родовища (кут падіння покладів 45-75°, глибина розробки нижче 700 м), необхідність збереження земної поверхні із наявними високоякісними об'єктами, найбільш прийнятним і економічно доцільно підземний спосіб розробки. Вихід польово-шпатових концентратів складе більше 2 млн тонн при плановій продуктивності 4 млн тонн руди.

Висновки та напрямок подальших досліджень. На прикладі українських родовищ польового шпату показано, що комплексні родовища з супутніми продуктами видобутку і переробки стають основним джерелом отримання польово-шпатової сировини. Особливо, якщо це нові об'єкти видобутку корисних копалин. Виділено три основні типи таких складних багатоконпонентних родовищ:

- 1) родовища інтрузивних порід, в яких кора вивітрювання кристалічних порід розробляється як супутня корисна копалина;
- 2) комплексні родовища, в яких польово-шпатові породи є вміщуючими або перекриваючими, і також можуть розглядатися як супутні корисні копалини;
- 3) родовища, де можливе отримання польово-шпатового концентрату як продукту переробки рудних компонентів.

Виробництво концентратів польового шпату як побічних продуктів при переробці руди багатоконпонентних родовищ - один із способів підвищення їх рентабельності. Це пов'язано з великими обсягами виробництва продукції з польового шпату і зростанням цін на сировину. Ціна на продукцію з польового шпату не така висока, як на основні рудні компоненти - метали, флюорит, апатит, але величезний обсяг виробництва цих продуктів впливає на кінцеву вартість родовища.

Список літератури

1. Баланс запасів корисних копалин України. Випуск 72. Польовий шпат. Київ, Державне науково-виробниче підприємство "Державний інформаційний геологічний фонд України", 2018.
2. **Висоцький Б. Л., Ликов Л. І., Приходько В. Л.** та ін. Геологоекономічна оцінка Пержанського рудного поля//Збірник наукових праць УкрДГРІ, 2005. -№ 1. - С. 172-179.
3. **Войновський А. С., Бочай Л. В., Нечасв С. В.** та ін. Комплексна металогенічна карта України. Масштаб 1:500 000. Пояснювальна записка. - К.: УкрДГРІ, Держ. геол. служба Мінекоресурсів України, 2002. – 336 с.
4. **Галецький Л.С., Науменко У. З., Чернієнко Н. М.** Основні типи рудоносних структур України// Мінеральні ресурси України, 2016. - № 4. - С. 12-19.
5. **Галецький Л. С., Шевченко Т. П., Чернієнко Н. М.** Нові уявлення про геологічну структуру та металогенію території України// Геологічний журнал, 2008. – № 3. – С. 74–83
6. Мінеральні ресурси України, Київ, Державне науково-виробниче підприємство «Державний інформаційний геологічний фонд України», 2014. 270с.
7. Мінеральні ресурси України, Київ, Державне науково-виробниче підприємство «Державний інформаційний геологічний фонд України», 2020. 270с.
8. **Мостика Ю.С., Шпильовий К.Л., Мякишев В.М., Шпильовий Л.В.** Обґрунтування геолого-економічних. технологічних та екологічних можливостей промислового освоєння техногенного родовища польовошпатової сировини // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини: 36. наук. пр. ІГН НАН України. - К., 2005. - С. 219-222.

9. Про затвердження Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року. Закон України № 3268-VI від 21.04.2011// <https://zakon.rada.gov.ua/laws/card/3268-17>

10. Рудько Г.І., Озерко В.М., Шепель І.В. Геологія і геолого-економічна оцінка родовищ каоліну України. За ред. Г.І. Рудька. Київ. 2015.

11. Чернієнко Н.М. Комплексне використання руд Мазурівського родовища, Приазов'я, <http://ea.donntu.org:8080/jspui/bitstream/123456789/7226/1/215-222.pdf>

12. Feldspar Statistics and Information. National Minerals Information Center. USGS// <https://www.usgs.gov/centers/nmic/feldspar-statistics-and-information>

УДК 622.235: 622.271

Є.О. НЕСМАШНИЙ, д-р техн. наук, проф., Г.І. ТКАЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.,
М.В. МИХАЙЛЕНКО, студентка, Криворізький національний університет

ОПЕРАТИВНЕ ВИЗНАЧЕННЯ ВІДСТАНІ РОЗЛЬОТУ КУСКІВ ГІРСЬКОЇ ПОРОДИ ПРИ МАСОВИХ ВИБУХАХ НА КАР'ЄРАХ КРИВБАСУ

Мета. Метою даної роботи є розроблення методу оперативного визначення максимально можливої відстані розльоту кусків гірської породи в залежності від технологічних параметрів буро-вибухових робіт при проектуванні та проведенні масових вибухів на кар'єрах. Отримання результатів розрахунків для створення діаграми розльоту кусків гірської породи для гірничо-геологічних умов кар'єрів Криворізького залізрудного родовища з метою запобігання шкоди від вибухових процесів і підвищення безпеки відкритих гірничих робіт.

Методи дослідження. Поставлені завдання базуються на комплексному методі досліджень, що включає: аналіз науково дослідних робіт по буро вибуховим роботам на кар'єрах Кривбасу та їх моніторингу; результати інженерно-геологічних вишукувань залізрудного родовища, використання емпіричних законів гірничої механіки; комп'ютерні технології й обчислювальні програми; оброблення результатів досліджень.

Наукова новизна. Вперше, отримано результати, які дозволяють визначити сейсдобезпечні параметри масових вибухів й науково обґрунтувати ймовірні негативні геомеханічні процеси від руйнування гірничої породи у підриєвних блоках. Розроблена методика розрахунків може бути корисною для подальшого розвитку теоретичних положень щодо буро вибухових відкритих гірничих робіт з метою підвищення ефективності й безпеки на кар'єрах Кривбасу.

Практичне значення. Отримані результати дозволяють доповнити існуючі нормативні норми й рекомендації щодо границь небезпечної за розльотом кусків гірської породи в зонах масових вибухів на кар'єрах; наочно зобразити закономірності розльоту уламків породи для різних значень коефіцієнту міцності за шкалою Протод'яконова залежно від величини колонки свердловинного заряду та відстані між вибуховими свердловинами. Виконані розрахунки надають реальні передумови для створення алгоритму оптимального управління комплексом буро вибухових робіт для конкретних інженерно-геологічних умов кар'єрів Кривбасу.

Результати. З метою підвищення ефективності проектування і проведення масових вибухів, належного та вчасного контролю дотримання вимог правил безпеки, запропоновано використовувати спеціальні діаграми розрахунку відстаней розльоту уламків гірської породи залежно від гірничо-геологічних умов кар'єрів.

Ключові слова: відкриті гірничі роботи, кар'єр, буріння свердловини, буро-вибухові роботи, відстань розльоту, масові вибухи.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-161-168

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Основна особливість буро вибухових робіт на кар'єрах Криворізького регіону полягає в тому, що територія родовища забудована житловими будинками та промисловими спорудами, тому завжди актуальним, при проектуванні таких робіт, є питання визначення безпечних зон, в тому числі по розльоту кусків гірської породи. Це дає змогу запобігти механічному руйнуванню гірничого обладнання, житлових і промислових споруд уламками гірської породи, або ж звести до мінімуму ці негативні прояви. При цьому визначення таких безпечних відстаней іноді треба виконувати дуже оперативно безпосередньо на вибуховому блоці, де не має можливості проводити будь-які математичні розрахунки [1-3]. Також практично на всіх кар'єрах виконуються роботи по їх реконструкції, пов'язані з необхідністю розкриття добувних горизонтів на значних глибинах. Особливістю цих робіт є те, що вони ведуться в умовах, коли розміри робочих зон обмежені, і планові масові вибухи необхідно проводити на незначній відстані від житлових будинків та споруд соціально культурного призначення. Так одним з важливих елементів реконструкції транспорт-

ної схеми кар'єру «ПівдГЗК» є будівництво траншеї глибокого вводу залізничного транспорту для створення нового транспортного зв'язку нижніх горизонтів з промплощадкою. Будівництво траншеї відбувається в межах існуючого контуру кар'єру. У цих умовах особливо актуальною є задача достовірного визначення безпечних параметрів вибухових робіт з урахуванням використання сучасних вибухових речовин, систем ініціювання вибуху, врахування кінетики зруйнованої гірської породи [5,6].

Саме тому для підвищення ефективності проектування масових вибухів, належного та вчасного контролю дотримання вимог правил безпеки пропонується використовувати спеціальні діаграми розрахунку відстаней розльоту уламків гірської породи залежно від умов проведення вибуху. Розв'язанню такої задачі і присвячена дана наукова робота.

Аналіз досліджень і публікацій. Розробкою сейсмічно безпечних способів ведення бурі вибухових робіт займалися та займаються значна кількість вчених, цьому питанню у гірництві присвячено багато фундаментальних праць, науково-дослідних і практичних робіт [7-9, 13]. Найвагомий внесок у вирішенні цих задач належить відомим Криворізьким ученим: Ю.П. Капленку, В.О. Колосову, В.В., Мецу Ю.С., Перегудову, П.Й. Федоренко, О.В. Шапуріну та ін.

Спосіб розрахунку границь небезпечних зон по розльоту окремих кусків гірської породи при підриванні свердловинних зарядів на кар'єрі запропоновано у [10 - 12]. Згідно даної методики безпечна відстань R по розльоту окремих кусків гірської породи може визначатися за наступною формулою, м

$$R = 1250 \cdot r_3 \sqrt{\frac{f}{1+r_{заб}} \cdot \frac{d}{a}}, \quad (1)$$

де r_3 - коефіцієнт заповнення свердловини вибуховою речовиною; $r_{заб}$ - коефіцієнт заповнення свердловини забивкою; f - емпіричний коефіцієнт міцності гірської породи за шкалою проф. М.М. Протод'яконова, який залежить від фізико-механічних властивостей породи; d - діаметр вибухової свердловини, м; a - відстань між вибуховими свердловинами в ряду чи між рядами, м.

При цьому коефіцієнт заповнення свердловини вибуховою речовиною r_3 визначається як відношення довжини заряду в свердловині l_3 до глибини цієї свердловини L

$$r_3 = \frac{l_3}{L}; \quad (2)$$

коефіцієнт заповнення свердловини забивкою $r_{заб}$ можна визначити як відношення довжини забивки $l_{заб}$ до довжини верхньої частини свердловини L_6 , яка не містить вибухової речовини

$$r_{заб} = \frac{l_{заб}}{L_6} \quad (3)$$

Постановка завдання. На підставі вищевикладеного, авторами сформульовано мету даної роботи: розроблення методу оперативного визначення максимально можливої відстані розльоту кусків гірської породи при проектуванні та проведенні масових вибухів на кар'єрах Криворізького залізрудного родовища.

Викладення матеріалу та результати. Будемо вважати, що відстані, які є максимально можливими по розльоту окремих кусків породи, вже відомі. Тоді, використовуючи формули (1) та (2), можна встановити відповідність між цими відстанями та величиною колонки свердловинного заряду

$$l_3 = \frac{R \cdot L}{1250 \sqrt{\frac{f}{1+r_{заб}} \cdot \frac{d}{a}}}. \quad (4)$$

Отримана формула однозначно визначає максимально допустиму висоту колонки свердловинного заряду, для проведення безпечного ініціювання вибухової речовини, внаслідок якого уламки гірської породи розлетяться не далі, ніж на відстань R від даної свердловини.

У тому випадку, коли максимально допустиме значення l_3 виходить менше, чим того потребує якісне подрібнення гірничої маси, необхідно здійснювати пошарове підривання горизонту.

Практика проведення вибухових робіт на кар'єрах Кривбас («ПівнГЗК», «ПівдГЗК») [5,6]. На кар'єрах практично вся гірнична маса видобувається з застосуванням буро-вибухових робіт. Це обумовлено тим, що як розкриті так і залізна руда являють собою міцні і надміцні гірські породи, з коефіцієнтом міцності 14-16, а на деяких ділянках кар'єрного поля міцність пород досягає 18-20 за шкалою Протодяконова. Бурові роботи на кар'єрах Кривбасу проводяться з використанням станків шарошечного буріння, які дозволяють отримувати вибухові свердловини глибиною глибиною 4-32 м, діаметром 253 мм (станки СБШ-250) або глибиною 4-33 м, діаметром 165 мм (станки фірми Atlas Copco Roc L8). Висота уступів складає 15 м, а кут нахилу 55° («ПівдГЗК»). Вибуховий блок має довжину у середньому 200-400 м, ширину 15-20 м. На блоці розміщується від 2 до 7 рядів вибухових свердловин, а іноді відбувається й однорядне підривання. Кут нахилу вибухових свердловин, як правило, дорівнює 90°, за винятком нахилених свердловин контурного ряду.

За один масовий вибух підривається 1-2 вибухові блоки довжиною від 50 м до 150 м та шириною від 15 м до 20 м. На блоці розміщується від 2 до 4 рядів вибухових свердловин, а в поодиноких випадках використовується однорядне підривання. При цьому, як правило, свердловини необхідні.

Також запропоновано спосіб виконання буро-вибухових робіт на уступах порід, що включає буріння свердловин з розташуванням їх рядами уздовж верхньої бровки уступу, заряджання їх вибуховою речовиною), монтаж вибухової мережі і коротко-сповільнене підривання зарядів, який відрізняється тим, що ряди для подальшої взаємодії зарядів формують парами, а в перших рядах кожної пари, якщо першим вважати розташований ближче до укосу уступу, формують заряди рихлення згідно з паспортними значеннями відомого способу [7].

Для кар'єрів «ПівнГЗК» стандартна висота уступів становить 10 м. При бурінні станками СБШ-250 діаметр вибухових свердловин дорівнює 250 мм, сітка свердловин становить: (7,0×7,0) м при міцності порід $f=5-7$; (6,5×6,5) м при міцності порід $f=8-12$, а також (6,0×6,0) м при міцності порід $f=12-14$.

Глибина перебуру для станків СБШ-250 становить від 1 м до 3 м залежно від висоти уступу і міцності гірських порід. Стандартна маса одного погонного метру вибухової свердловини діаметром 250 мм становить 46 кг гранульованої вибухової речовини.

За відкритої розробки на практиці використовують безтритиллові вибухові речовини Україн ПП-2, Грамоніт 79/21, Анемікс, Комполайт. Грамоніт 79/21 або гранулотол застосовується, як виняток, для підривання надміцних гірських порід.

Ініціювання вибуху здійснюється за допомогою детонуючого шнура (ДШЕ) або неелектричних систем ініціювання вибуху з уповільненням у свердловині. Такими системами є Нонель, Деталайн, Прімадет, Пріма-ЕРА, «ДШЕ» та ін., що гарантують безпеку, не піддаються впливу сторонньої електрики і грозових розрядів.

У якості забивки використовується скальний щебінь з застосуванням внутрішньої гідро-забивки (у обводнених свердловинах), буровий дріб'язок, відсів гірських порід.

На кар'єрі «ПівдГЗК» вибухові свердловини обводнені, рівень води в свердловинах може суттєво і швидко змінюватись з часом. Сітка свердловин для станків СБШ-250 становить для першого ряду (5,5×10,5) м, для другого і усіх наступних рядів (7,5×6,5) м. Мінімальна відстань від бровки уступу до першого ряду свердловин дорівнює 3 м. Глибина перебуру для станків СБШ-250 становить 3 м. Ємність одного пог. м вибухової свердловини діаметром 253 мм становить 48-70 кг вибухової речовини, а діаметром 165 мм - 21-29 кг. Середня питома витрата вибухівки на 1 м³ гірської маси знаходиться у межах 0,69-1,14 кг/м³. Середній вихід гірської маси з 1 пог.м свердловини становить 37,1-71,8 м³. Коефіцієнт заповнення свердловини вибухівкою - $r_{заб}=0,5-0,7$.

Враховуючи, що вільна від заряду частина свердловини $L_г$ в кар'єрі повністю заповнюється забивкою (а це, згідно формули (3), означає, що коефіцієнт заповнення свердловини забивкою $r_{заб}$ рівний одиниці, оскільки $L_г = l_{заб}$), отримано результати, які представлено в табл. 1.

Результати розрахунку величини колонки свердловинного заряду

Висота уступу: 10м											
Глибина свердловини: 11м											
Діаметр свердловини: 250мм											
Відстань розльоту кусків породи, м	Відстань між вибуховими свердловинами в ряду чи між рядами, м										
	7	7	7	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6	6	6
	Коефіцієнт міцності гірської породи										
	5	6	7	8	9	10	11	12	12	13	14
Величина колонки свердловинного заряду, м											
100	2,9	2,7	2,5	2,2	2,1	2,0	1,9	1,8	1,8	1,7	1,6
150	4,4	4,0	3,7	3,4	3,2	3,0	2,9	2,7	2,6	2,5	2,4
200	5,9	5,4	5,0	4,5	4,2	4,0	3,8	3,7	3,5	3,4	3,3
250	7,4	6,7	6,2	5,6	5,3	5,0	4,8	4,6	4,4	4,2	4,1
300	8,8	8,1	7,5	6,7	6,3	6,0	5,7	5,5	5,3	5,1	4,9
350	10,3	9,4	8,7	7,9	7,4	7,0	6,7	6,4	6,2	5,9	5,7
400	-	10,8	10,0	9,0	8,5	8,0	7,7	7,3	7,0	6,8	6,5
450	-	-	-	10,1	9,5	9,0	8,6	8,2	7,9	7,6	7,3
500	-	-	-	-	10,6	10,0	9,6	9,2	8,8	8,5	8,1
550	-	-	-	-	-	11,0	10,5	10,1	9,7	9,3	9,0
600	-	-	-	-	-	-	-	11,0	10,6	10,1	9,8
650	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11,0	10,6
700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

На основі отриманих даних, які представлено в табл. 1, побудовано діаграму для оперативного визначення відстаней розльоту кусків гірської породи (рис. 1).

При використанні даної діаграми треба мати на увазі таке:

всі стовпчики діаграми побудовані для висоти уступу в 10 м, глибини свердловини 11 м та діаметру свердловини 250 мм;

кожен з одинадцяти різнокольорових стовпчиків діаграми побудований для конкретних значень відстані між вибуховими свердловинами в ряду чи між рядами та коефіцієнту міцності гірської породи (ці параметри зазначено під кожним стовпчиком);

однаковим кольором зображено частини стовпчиків, що символізують собою діапазон висоти свердловинного заряду, при якій відстань розльоту не перевищуватиме те числове значення, яким даний колір підписано;

кожен кольоровий стовпчик підписано в правій частині діаграми числом, яке визначає максимально можливу відстань розльоту кусків гірської породи при умові, коли величина свердловинного заряду досягає максимального значення при даних відстані між вибуховими свердловинами та міцності гірської породи;

максимальне значення величини колонки свердловинного заряду при даних відстані між вибуховими свердловинами та міцності гірської породи зазначене у верхній частині кожної кольорової ділянки стовпчика;

над кожним стовпчиком міститься підпис, який символізує собою максимальну відстань розльоту кусків гірської породи для даних відстані між вибуховими свердловинами та міцності гірської породи при умові, що величина колонки свердловинного заряду досягне свого максимально можливого значення (на зображеній діаграмі це значення відповідає 11 м).

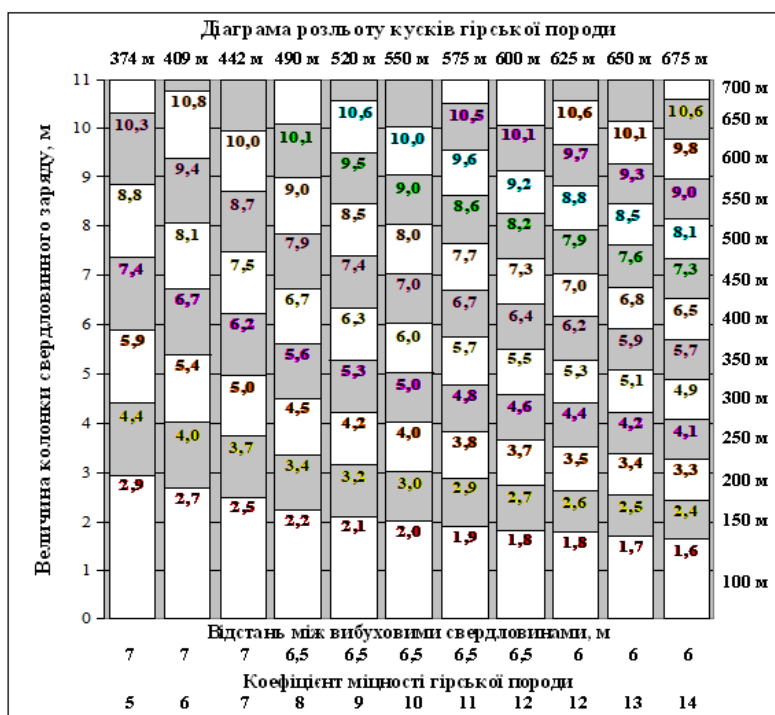


Рис. 1. Діаграма для визначення відстані розльоту кусків гірської породи

Наприклад, якщо при відстані між вибуховими свердловинами 6,5 м та міцності гірських порід 11 величина колонки свердловинного заряду становить 6 м, то це означає, що куски гірської породи розлетяться на відстань не більше 350 м, а для відстані між вибуховими свердловинами 7 м та міцності гірської породи 5 - на відстань не більше 250 м.

Для визначення залежності відстані розльоту кусків гірської породи від технологічних параметрів буро-вибухових робіт глибину свердловини L із формули (2) виразимо наступним чином: $L=H+d_h$, тоді $l_3=r_3(H+d_h)$. Приймаючи значення $r_3=0,1-1$ з кроком $\Delta r_3=0,1$ за формулою (1) визначимо R - відстань розльоту кусків гірської породи.

Приймаємо: $r_{заб}=1$ - коефіцієнт заповнення свердловини забивкою; $d=0,25$ м - діаметр свердловини; $d_h=3$ м - величина перебуру. Розрахунки виконано для $n=10$ точок. Результати розрахунків представлено в табл. 2, графіки отриманих залежностей відстані розльоту кусків гірської породи різної міцності від довжини заряду на рис. 2-4.

Таблиця 2

Результати розрахунків можливих відстаней розльоту кусків гірської породи для різних параметрів

H , м	10	10	H , м	15	15	H , м	21	21
d_{hp} , м	1	1	d_{hp} , м	3	3	d_{hp} , м	3	3
f	14	7	f	13	12	f	12	11
a , м	6×6	7×7	a , м	6×6	6,5×6,5	a , м	6×6	6,5×6,5
l_3	R	R	l_3	R	R	l_3	R	R
1,1	68	44	1,8	65	60	2,4	63	57
2,2	135	88	3,6	130	120	4,8	125	115
3,3	203	133	5,4	195	180	7,2	188	172
4,4	270	177	7,2	260	240	9,6	250	230
5,5	338	221	9	325	300	12	313	287
6,6	405	265	10,8	390	360	14,4	375	345
7,7	473	309	12,6	455	420	16,8	438	402
8,8	540	354	14,4	520	480	19,2	500	460
9,9	608	398	16,2	585	540	21,6	563	517
11	675	442	18	651	600	24	625	575



Рис. 2. Графік для визначення відстаней розльоту кусків гірської породи від довжини заряду в свердловині l_2 для: $a - f=14, a = (6 \times 6)$ м; $б - f=7, a = (7 \times 7)$ м



Рис. 3. Графік для визначення відстаней розльоту кусків гірської породи від довжини заряду в свердловині l_2 для: $a - f=14, a = (6 \times 6)$ м; $б - f=7, a = (7 \times 7)$ м



Рис. 4. Графік для визначення відстаней розльоту кусків гірської породи від довжини заряду в свердловині l_2 для: $a - f=13, a = (6 \times 6)$ м (*a*); $f=12, a = (6,5 \times 6,5)$ м (*б*)

Висновки та напрямок подальших досліджень. Для гірничо-геологічних умов кар'єрів Кривбасу («ПівдГЗК», «ПівнГЗК») розроблено метод обчислення та встановлені відповідні залежності для визначення сейсмобезпечних параметрів масових вибухів та відстаней до них від об'єктів, що охороняються, за умови застосування як неелектричних систем ініціювання «Прима-ЕРА», так і «ДШЕ».

Запропонована діаграма для визначення відстаней розльоту кусків гірської породи дозволяє оперативно оцінити границі небезпечної по розльоту кусків гірської породи зони, дає змогу наочно зобразити закономірності розльоту уламків породи при різних відстанях між вибуховими свердловинами в ряду чи між рядами для різних значень коефіцієнту міцності гірських порід залежно від величини колонки свердловинного заряду.

При відомій масі вибухової речовини, що припадає на один погонний метр вибухової свердловини, можна побудувати діаграму розльоту кусків гірської породи залежно від маси вибухової речовини у свердловині.

Використання запропонованої діаграми є доцільним, бо дає можливість оперативно безпосередньо на вибуховому блоці визначати відстань розльоту кусків гірської породи.

В перспективі ці положення складуть реальні передумови для створення алгоритму оптимального управління комплексом БВР на відкритих розробках родовищ скельових корисних копалин.

Список літератури

1. «Розроблення фізико-математичної моделі скочування бутів гірської породи з породного відкосу висотою понад 30 м» // Звіт по НДР // Дог. № 8-59-19 // Наук. керівн., проф. **Несмашний Є.О.** // КІП «Академічний дім» АГН України. Кривий Ріг, 2019. – 67 с.
2. **Несмашний Є.О., Ткаченко Г.І., Герасимова К.В.** Розроблення фізико-математичної моделі скочування бутів гірської породи з породних відкосів // Гірничий вісник. Науково-технічний збірник Криворізького національного університету, 2020. – Вип.107. – С. 101–106. веб-сайт: iominig.in.ua/ua/homeua
3. **Несмашний Є.О., Ткаченко Г.І., Герасимова К.В.** Методи та засоби для захисту транспортних берм від падіння каменів в кар'єрі // Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф. (м. Кривий Ріг, 23 - 25 травня 2020 р.): тези доп. - Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2020. - С. 9.
4. **Антонов О. В. Нестеренко, Г.І. Ткаченко.** Дія середовища при вибухових навантаженнях гірських порід // Розвиток промисловості та суспільства: Міжнар. наук.-техн. конф. (м. Кр. Ріг, 26-28 травня 2021 р.): тези доп. - Кривий Ріг: КНУ, 2021. С. 43.
5. Визначення параметрів вибухових робіт, що забезпечують сейсмічну безпеку об'єктів, які охороняються навколо кар'єра Південного ГЗК з урахуванням використання сучасних вибухових речовин та засобів вибуху // Звіт по НДР/КТУ. - №43/2-05 ГОК/10-742-08; Кер. **Несмашний Є.О.** – Кривий Ріг, 2008. – 47 с.
6. **Несмашний Є.О., Федін К.А.** Визначення сейсмобезпечних параметрів масових вибухів при будівництві траншеї глибокого вводу на кар'єрі «ПівдГЗК» // Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. - Кривий Ріг: КНУ. - Вип 35. - 2013. – С. 18 - 23.
7. Пат.103516 Україна, МПК F42D 3/04. Спосіб виконання буро-вибухових робіт / **Скачков А. А., Сергієнко С. Є., Шапурін О. В., Сидоренко В. Д.**; №201110513; опубл. 25.10.2013, Бюл. № 20. – 8 с. – Режим доступу: <http://uapatents.com/8-103516-sposibvikonannya-buro-vibukhovikh-robot.html>. ДП "Український інститут промислової власності".
8. **Левіцький А.П.** Сучасний стан і основні напрями розвитку процесів вибухової рудопідготовки на кар'єрах // Вісник ЖДТУ. - Житомир, 2015. - № 1(72). - С. 99-103.
9. **Сидоренко В.Д., Несмашний Є.О., Здешиц В.М.** Моніторинг сейсмічних коливань при масових підриваннях свердловинних зарядів в кар'єрі ПівдГЗК // Вісник КТУ. - Кривий Ріг, Вид-во КТУ, 2003. - № 1. - С. 7-9.
10. «Технічні правила ведення вибухових робіт на денній поверхні»: закон України від 05.08.2013р. № 1320/23852; http://search.ligazakon.ua/l_doc2.nsf/link1/RE23852.
11. «Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення»: закон України від 05.07.2013 р. № 1127/23659, <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z1127-13#Text>
12. Правила проведення гірничих вибухів. Норми безпечності сейсмічних коливань ґрунту. ДСТУ-П4704:2006, - К, Держспоживстандарт України, 2007.
13. **Перегудов В.В., Жуков С.А.** Пути підвищення якості взривних робіт при руйнуванні горних порід складної структури. Монографія.- Кривий Ріг: Издательский дом, ISBN 966-7388-47-6. 2002.-305 с.
14. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств з відкритим способом розробки родовищ корисних копалин.- Київ:МППУ.-2008.- 702с.

Г.В. ГУБІН, д-р техн. наук, проф., І.Е. СКІДІН, канд. техн наук, ст. викладач,
Л.Н. САЙГАРЕЄВ, Г.Г. ГУБІН, кандидати. техн. наук, доценти
Криворізький національний університет

ДО ПИТАННЯ ПРО БЕЗПЕРЕРВНІ ТА СУМІЩЕНІ МЕТАЛУРГІЙНІ ПРОЦЕСИ

Мета. В даний час вважається, що безперервними є процеси виробництва чавуну в доменних печах та розливання сталі на МБЛЗ. Поряд із поняттям «безперервного процесу», з'явилося словосполучення «сумісний металургійний процес», основною ознакою якого є збереження та використання високої температури металу за рахунок внутрішнього тепла попередніх переділів та наявність у системі мінімум двох процесів.

Оскільки тепло рідкого чавуну використовується при конвертерному процесі для зниження енергоспоживання виробництва сталі, то можна говорити про суміщені процеси виплавки чавуну та сталі. Однак, це не дає права вважати сталеплавильний переділ безперервним.

Методи дослідження. Очевидно, метою дослідження безперервних процесів виробництва сталі є умови отримання кращих показників при тривалій безперебійній роботі агрегату, часткова проблема в роботі якого дезорганізує роботу всієї лінії. Тому найважливішою вимогою є надійність та стійкість обладнання, синхронність роботи суміжних ланок тощо.

Наукова новизна. Найкращим для безперервних процесів є дозування живлення суворо стандартизованою сировиною і налаштування агрегату на видачу незмінної за складом продукції. Також необхідно узгодити ці умови з потребами переробки достатньої кількості сировини та випуску сталі великої кількості марок.

Практична значимість. У цій статті представлена нова технічна схема та обладнання безперервно-суміщеного безкоксового виробництва металу з руд і концентратів в агрегатах рідкофазного відновлення заліза. Вона включає такі стадії, як: термічна дія на залізородну сировину, яка вдувається через фурми разом з вугіллям і флюсами в плавильно-відновлювальний реактор-газифікатор, для відновлення заліза та науглецювання металу в шарі вугілля; розплавлення науглецюваного заліза та проходження його крізь шар вугілля й шлаку; скачування шлаку з плавильного реактора-газифікатора.

Результати. У результаті роботи на запропонованій установці отримується високоякісна і за необхідності легрована сталь з чавуну, який після реактору-газифікатора спрямовується у камеру, де завдяки потокам кисню через фурму відбувається декарбонізація і залишкова глибока дефосфорація низьковуглецевої сталі, яку подають до наступної оберткової камери для відновлення рідкого металу і десульфурзації.

Ключові слова: сталь, безперервне виробництво, рідкофазне відновлення заліза, реактор-газифікатор, камера, що обертається.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-168-172

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Нині у світі виробляється понад 1.5 млрд. тон сталі. При цьому витрачаються великі кошти як на капітальне будівництво, так і на експлуатацію металургійного обладнання.

Одним із напрямків численних дослідницьких проектних робіт зі зниження цих витрат, в останню чверть двадцятого століття стало будівництво, експлуатація та удосконалення міні-заводів та установок безкоксової металургії. Міні-заводи є в США, Мексиці, Великій Британії, Іспанії, Німеччині та інших країнах [1,2]. Скрізь вони використовують як сировину металобрухт, а основним обладнанням є дугові електропечі. Сталь розливають на установках безперервного розливання, за якими розташовуються прокатні стани. Установки безкоксової металургії знайшли застосування у Китаї, ЮАР, Індії, Південній Кореї, Лівії, Ірані, тощо [3,4].

У минулому столітті дослідниками велося вивчення можливості виробництва сталі на безперервних агрегатах, проте такий спосіб не набув поширення на практиці, тому що великих успіхів вдалося досягти на циклічних установках з великими конвертерами. Однак, виробництво сталі в кисневих конвертерах із застосуванням ківш-печей, вакуумування з використанням іншого технологічного обладнання, мабуть, досягло свого максимуму.

У зв'язку з цим знову виникає інтерес до безперервних установок. Один із варіантів такої установки безкоксової металургії розглядається в даній публікації.

Аналіз досліджень і публікацій. У другій половині двадцятого століття точилася дискусія щодо необхідності удосконалення сталеплавильних процесів. Однією з тем цієї дискусії була пропозиція переходу на безперервне виробництво сталі на відміну від періодичних технологій, що існували на той час: мартенівської та киснево-конвертерної. У доповідях та публікаціях наголошувалося, що для масового виробництва стали характерним є циклічний процес. Основні

операції здійснюються в єдиному замкнутому просторі. Параметри металу у часі протікання процесу змінюються, тоді як у просторі вони різняться несуттєво. Така природа процесу визначає його відносну універсальність, організовану простоту та надійність. Але вона ж і обмежує можливість суттєвого покращення його показників, принаймні, основними шляхами: збільшенням ємності агрегатів, інтенсифікацією, вдосконаленням технології та управління процесом, а також параметрами якості.

Пошук шляхів удосконалення сталеплавильних процесів, з одного боку, ведеться у сфері киснево-конвертерного виробництва, а з іншого, - у різних варіантах безперервних суміщених технологій.

Ще у 1957 році Д.Ф. Елліот запропонував безперервну схему, в якій процеси видалення домішок чавуну відбуваються у різних агрегатах. Його пропозиція стала певною передумовою для створення різних варіантів сталеплавильних процесів. Першою фундаментальною роботою, у якій докладно розглянуті теоретичні причини безперервних сталеплавильних процесів та його можливі варіанти, була монографія Г.П. Іванцова та ін. [5]. Пізніше шведський учений Свен Екторп, виходячи з термодинамічного аналізу металургійних процесів, запропонував до широкого обговорення безперервний суміщений процес виробництва сталі із залізородного концентрату минаючи доменну піч [6].

Проте, у змаганні безперервного та періодичного процесів перемога виявилася за останнім. Це можна пояснити тим, що до удосконалення та модернізації киснево-конвертерного процесу було залучено великі колективи вчених, порівняно з епізодичними роботами над безперервними процесами. При виробництві сталі в кисневих конвертерах відбулося збільшення одиначної потужності агрегатів та спеціалізація їх на певних операціях технологічного циклу, що дозволило значно збільшити їхню продуктивність і ємність з широким застосуванням кисню.

Також слід зазначити, що в останній чверті ХХ століття набули розвитку процеси рафінування та доведення металу із застосуванням установок позапічної обробки рідкого металу, які винесені за межі сталеплавильних агрегатів для виключення зниження їх продуктивності. При цьому забезпечується вирівнювання та регулювання складу та температури металу, його розкислення та легування, видалення газів, неметалевих включень та шкідливих домішок. Для цього використовують, наприклад, таке обладнання як ківш-печі, де можна здійснювати ряд операцій, наприклад, продування інертним газом, обробку металу синтетичними шлаками, вакуумування, продування газо-порошковими струменями тощо. Звичайно, зростання ємності агрегатів призводить до збільшення виробничих площ, потужності кранового та іншого обладнання, що у результаті може зробити виробництво економічно недоцільним.

Проте, при позапічній обробці сталі залишилася низка питань щодо якості металу. При отриманих досягненнях такої технології, що є періодичною, вона обмежує можливість суттєвого покращення показників цього виробництва: подальшого збільшення ємності агрегатів, інтенсифікації процесів, удосконалення технологій, управління процесом та параметрами якості.

Зростання ємності агрегатів створює проблеми, що ведуть з часом до погіршення якості сталі. Інтенсифікація процесу може виявитися не вигідною, навіть якщо це не погіршує якість сталі, оскільки обладнання потрапляє в несприятливий режим роботи з різкими піками навантажень.

Автори публікацій [5,7-10]. зазначали, що періодичність процесів виплавки сталі та проблеми управління ними призводять до нестабільності складу металу. Безперервні процеси, на відміну від циклічних, завжди реалізуються в умовах потоку в проточному реакторі або ланцюгах таких реакторів.

Вихідні матеріали, що безперервно вводяться в такий процес, обробляються і перетворюються на готовий продукт у міру свого просування по технологічній лінії, тоді як у кожній просторовій зоні цього потоку параметри реагуючої системи не узгоджені за часом. Ці параметри визначаються динамічною рівновагою масо- та теплообміну, що протікають при одночасному введенні в цю зону сирого матеріалу та речовин реагентів.

В цих умовах поділу не створюється проблем синхронізації, як при циклічних процесах.

Постановка задачі. Обґрунтування доцільності застосування безперервних процесів виробництва сталі, а також розробка заходів та обладнання, які дозволяють досягати високої інтенсивності плавок, раціонального використання площ та об'єму агрегатів, а також усунення цехових та внутрішньо-цехових перевезень металу.

Викладання матеріалу та результати. Автори цієї публікації розробили, запатентували і пропонують до широкого обговорення технологію виробництва сталі, яка є безкоксовою, суміщеною та безперервною [11].

Дана технологія має ряд переваг, серед яких головною є виведення коксу з процесу одержання металу внаслідок його заміни недефіцитним та недорогим паливом, а також відмова від окискування залізорудної сировини та робота на одній комплексній установці.

Суть пристрою та технології отримання сталі із залізорудних концентратів пояснюється рис. 1.

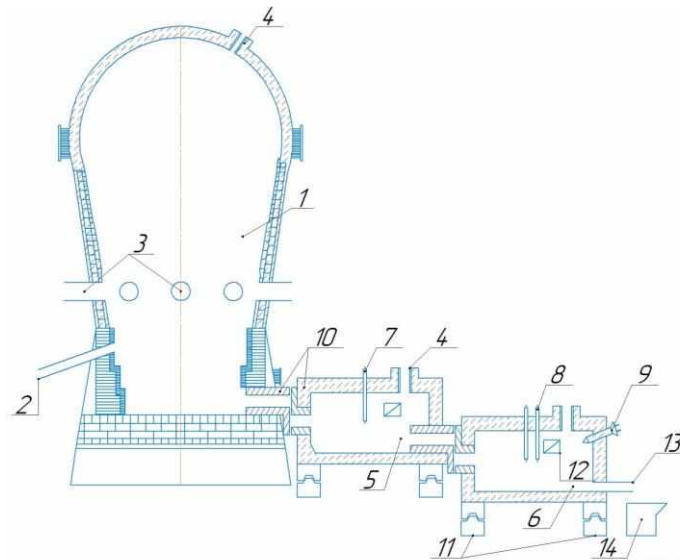


Рис. 1. Схема установки безперервного виробництва сталі

Установка складається з: плавильний реактор-газифікатор 1 для отримання чавуну із застосуванням термічного впливу на залізорудну сировину, який забезпечений сифонним пристроєм для скачування шлаку 2, фурмами для вдування компонентів шихти 3 та газовідведенням 4. Реактор-газифікатор 1 з'єднаний послідовно з двома обертовими камерами 5 та 6. Обертова камера 5 забезпечена дуттьовою кисневою фурмою 7, а обертова камера 6 - системою подачі флюсів та легуючих добавок 8. Для подачі газу, який відходить з плавильного реактора-газифікатора 1 та обертових камер 5 і 6, в обертовій камері 6 застосовується пальник 9. З торців обох обертових камер встановлені притискні склянки – затвори 10, які забезпечують перетікання металу між вузлами агрегату. Обертові камери встановлені на роликах 11 та оснащені шибєрними вікнами 12 для скачування високоосновного шлаку. Для випуску металу в сталерозливний ківш 14 або (за потреби) безпосередньо в ливарно-прокатний модуль використовується льотка 13.

Залізорудну сировину вдувають у плавильно-відновлювальний реактор-газифікатор через дуттьові фурми разом із вугіллям та флюсами. Оксиди заліза швидко відновлюються до крапель металу, внаслідок чого утворюється ванна розплавленого чавуну, який насичує вуглець, що міститься у вугіллі.

Частина залізовмісних матеріалів розплавляється у газовій суміші в плавильному реакторі-газифікаторі, а інші матеріали переходять у шлак. Частинки відновленого заліза, проходячи через зону шлаку, науглецьовуються і опускаються як краплі на подіну печі, створюючи металеву ванну з температурою приблизно 1450 °С.

Високий вміст кисню заліза в шлаку (3-6%) та відсутність коксової насадки в горні апарату дозволяє отримувати чавун із низьким вмістом кремнію, марганцю та фосфору. Типовий чавун містить 4,1-4,5% вуглецю, 0,02-0,06% марганцю, а ступінь дефосфорації досягає 80-95%. Слід зазначити, що за пропонованою технологією можна переробляти менш багаті руди з підвищеним вмістом фосфору.

Певний відсоток пилоподібних матеріалів, що подаються в реактор-газифікатор у процесі рідкофазного відновлення, виноситься з агрегату з газами, що відходять. Їхня присутність не перешкоджає повторному використанню газів у камері 6.

У плавильно-відновному реакторі-газифікаторі верхня та середня зони активно барботуються газом з бульбашками монооксиду вуглецю, які утворюються при відновленні заліза. В результаті значна частина обсягу плавильного реактора-газифікатора зайнята шлакометалевою емульсією, яка містить частинки вугілля та сажі, що брали участь у процесі відновлення металу.

У запропонованому варіанті технологічної схеми процес відбувається в одній установці, яка складається з трьох агрегатів, завдяки чому спрощується логістика виробництва отриманого металу за рахунок відмови від використання залізничного транспорту для транспортування металу між агрегатами у різних цехах.

Використання запропонованої установки має ще одну дуже важливу перевагу, яка полягає в тому, що процес, здійснюваний в реакторі-газифікаторі, не вимагає використання руд і концентратів з дуже високою масовою часткою заліза, у порівнянні з агрегатами твердофазного відновлення, наприклад, Hyl, Midrex та інших, що здешевлює як виробництво залізничної сировини, так і сталі.

Як уже згадувалося, періодичний характер роботи створює значні труднощі як у самих печах, так і в цілому на підприємстві при узгодженні роботи цехів, у тому числі, міксерного відділення. Частка роботи конвертера, яка припадає на завалку шихти, досягає 30% від загального часу виробництва, що знижує продуктивність плавки.

Розробка та впровадження безперервних процесів дозволить досягти високої інтенсивності виробництва та збільшити ефективність використання площі при застосуванні агрегатів порівняно невеликих обсягів.

Висновки та напрямок подальших досліджень.

1. Передбачувана технологія виробництва сталі, яка є одночасно безкоксовою, безперервною та суміщеною, містить їх переваги та складності реалізації.

2. Важливими перевагами перед існуючими технологіями є відмова від використання коксу при виплавці промпродукту та від обгрудкування тонкоподрібнених залізистих руд та концентратів. Крім того, можливе використання рудної сировини з не дуже високим вмістом заліза, яке потрібно, наприклад, при твердофазному відновленні в технологіях Hyl, Midrex та інших. Також можливо переробляти руди з підвищеним вмістом в них фосфору. Таким чином, немає необхідності споруджувати коксохімічні заводи та фабрики обгрудкування, які завдають великої шкоди навколишньому середовищу.

3. Пропонована технологія може бути застосована як при мало-, так і великомасштабному виробництві сталі.

Для розробки оптимальної конструкції обладнання та технологічної схеми необхідно створення та випробування напів-промислової установки, що забезпечить передумови заміни існуючих металургійних виробництв повного циклу, які вимагають величезних коштів та забруднюють довкілля.

Список літератури

1. **Минаев А.А.** Совмещенные металлургические процессы. Монография // Донецк: Технопарк Дон ГТУ УНИТЕК, 2008. – 552 с.
2. **Івашенко В.П.** Безкоксова металургія заліза // **В.П. Івашенко, О.Г. Величко, В.С. Терещенко** та ін. / Дніпропетровськ: Дніпро-ВАЛ, 2002. - 338 с.
3. **Губін Г. В.** Сучасні промислові способи безкоксової металургії заліза / **Г. В. Губін, В. О. Півень**; КТУ, ВАТ “Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат”; під наук. ред. Г. В. Губіна. – Кривий Ріг: [б. в.], 2010. – 335 с.
4. **Бондаренко Б.И.** Теория и технология бескоксовой металлургии // **Б.И. Бондаренко, В.А. Шаповалов, Н.И. Гармаш** / К.: Наукова думка, 2003. - 536 с.
5. **Иванцова Г.П.** Непрерывный сталеплавильный процесс // **Г.П. Иванцова, А.В. Василивицкий, В.И. Смирнов**. / М., Металлургия, 1967, - 148, с.
6. **Eketorp S.**—Ironand Itul Instit, Steel Making, The Chapman Conference, Cambridge, Massachusetts, June, 180, V1, 1972, - P.1-9.
7. **Голиков И.Н.** Перспективы развития технологии горной металлургии (научные предпосылки). // И.Н. Голиков, Г.В. Губин, А.К. Карклит и др. / М.: Металлургия, - 568 с.
8. **Козаков А.А.** Непрерывные сталеплавильные процессы. М.: Металлургия, 1977. – 272 с.
9. **Баптизманский З.И.** Технология и установки непрерывного способа производства стали. Под редакцией В.И. Баптизманского. // **З.И. Баптизманский, И.В. Лысенко, Ю.С. Понтов** и др. / К.: Техника, , 1978. — 192 с.
10. **Дигонский С.В.** Теоретические основы и технология восстановительной плавки металлов из неокискованного сырья // СПб.: Наука, 2007. — 322 с.
11. **Губін Г.В.** Спосіб неперервного виробництва сталі з руж та концентратів в агрегатах рідкофазного відновлення заліза. // **Губін Г.В., Свідін І.Є. Короленко М.К.** та ін., Патент на корисну модель №146605. Бюл.№9 03.03.2021,

Н.В. МОРКУН, д-р техн. наук, проф. В.В. ТРОНЬ, канд. техн. наук, доц.,
О.Ю. СЕРДЮК, асистент, А.А. ГАПОНЕНКО, науковий співробітник,
Криворізький національний університет, С.М. ГРИЩЕНКО, канд. пед. наук, ст. дослідник,
Державний податковий університет, Є.Ю. БОБРОВ, здобувач

ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПУЛЬПИ У РОБОЧІЙ КАМЕРІ МАГНІТНОГО СЕПАРАТОРА НА ОСНОВІ ОЦІНКИ ПРОЦЕСУ РОЗПОВСЮДЖЕННЯ ХВИЛЬ ЛЕМБА

Метою дослідження є розроблення методу ультразвукового контролю параметрів потоку пульпи безпосередньо у робочій камері магнітного сепаратора.

Методи дослідження. Математичний аналіз та моделювання процесу розповсюдження хвиль Лемба, що витікають з поверхні, по якій вони розповсюджуються у потік залізорудної пульпи.

Наукова новизна. Запропонований метод відрізняється від відомих тим, що для вимірювань параметрів потоку пульпи у робочій камері магнітного сепаратора застосовуються хвилі Лемба, що витікають. Це дозволяє одночасно вимірювати характеристики потоку і параметри частинок твердої фази в ньому.

Практичне значення. Метод дозволяє при наявності одного компактного вимірювального каналу (джерело, приймач) отримати відокремлену інформацію стосовно загальних характеристик пульпи і частинок її твердої фази для налаштування робочих параметрів магнітного сепаратора.

Результати. Запропонований метод ультразвукового вимірювання характеристик залізорудної пульпи в робочій камері магнітного сепаратора відрізняється від існуючих тим, що для його реалізації використовуються як хвилі Лемба, що поширюються у стінці ємності (робочої камери сепаратора), так і сформовані на їх основі витікаючі хвилі у контрольованому середовищі (потоці залізорудної пульпи). Це дозволяє при наявності одного компактного вимірювального каналу (джерело, приймач) отримати відокремлену інформацію стосовно загальних характеристик пульпи і частинок її твердої фази. На основі визначених числових характеристик вимірювального каналу виконано моделювання методу ультразвукових вимірювань параметрів твердої фази пульпи безпосередньо у ванні магнітного сепаратора. Моделювання та експериментальної апробації методу ультразвукового контролю параметрів пульпи у магнітному сепараторі свідчать про можливість отримання інформації про швидкість потоку у режимі реального часу з похибкою 1-1,2 %, а про концентрацію твердої фази та вміст контрольованого класу крупності подрібненої руди в ній з похибкою, яка не перевищує 1,5%.

Ключові слова: магнітний сепаратор, пульпа, ультразвук, витікаючі хвилі Лемба, параметри потоку.

doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110-172-177

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Суспензії, тобто гетерогенні суміші твердих частинок у рідинах, відіграють важливу роль у різних галузях промисловості. Вбудовані методи аналізу концентрації та розміру твердих частинок у певних суспензіях представляють великий інтерес у хімії та переробній промисловості, наприклад, для моніторингу та контролю процесів седиментації у дешламаторах, вилучення корисного компоненту у магнітних сепараторах тощо.

Методи на основі ультразвуку є потужним інструментом для вирішення цього завдання, Ультразвукові хвилі поглинаються та розсіюються на твердих частинках у рідкій фазі і, на відміну від оптичних методів, дозволяють проводити вимірювання у непрозорому середовищі.

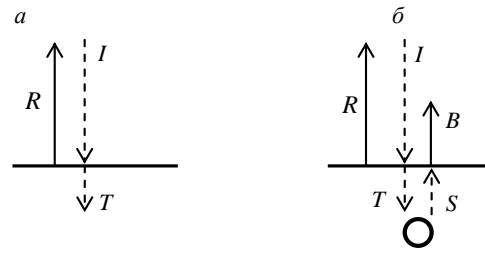
Ультразвукове дослідження широко використовується як неінвазивний метод у різноманітних застосуваннях. Їх можна додатково налаштувати за допомогою обчислювальних підходів, оскільки вони дозволяють проводити контрольоване тестування та раціональну оптимізацію параметрів ультразвуку, таких як частота та амплітуда.

Аналіз досліджень та публікацій. У роботі [1] розглянуто результати експерименту щодо визначення розміру частинок і густини суспензії за результатами ультразвукових вимірювань зворотного розсіювання на твердій поверхні розділу.

На рис. 1 наведено схему експерименту, який пояснює сутність запропонованого методу.

На рис. 1 стрілки, наведені суцільними лініями, вказують сигнали, що приймаються перетворювачем, а пунктирні стрілки - сигнали, які визначаються з використанням розрахункових коефіцієнтів відбиття і передачі.

Рис. 1. Схема експерименту: *a* - посудина з водою, в яку випромінюється ультразвук; *b* - посудина з суспензією (коло означає зворотне розсіювання ультразвуку від багатьох частинок)



Різниця фаз між сигналами I і B дорівнює різниці фаз між T і S , де T і S - сигнали, що розповсюджуються в суспензії. Було розроблено метод використання різниці фаз

між падаючим і розсіяним сигналами у досліджуваному середовищі для визначення часової затримки як функції частоти, коефіцієнта зворотного розсіювання від частоти, розподілу розмірів частинок і середнього значення їх діаметра. Зроблено висновок, що результати дослідження дозволяють розробити онлайн-датчик для вимірювання в режимі реального часу розміру частинок і щільності суспензії у трубопроводі.

У роботі [2] розглянуто акустичні сили, що діють на частинки у рідкому середовищі. Удосконалено математичну модель для опису шаруватих п'єзоелектричних резонаторів, яку застосовано для розрахунку електричних властивостей та параметрів акустичного поля резонатора. Проаналізовано ефект поділу частинок і визначено оптимальний діапазон робочих частот щодо ефективності резонатора. Встановлено, що цей показник сильно залежить від частоти та властивостей суспензії. При збудженні резонатора спостерігається значна температурна залежність резонансних частот. В основному це пов'язано з температурною залежністю швидкості звуку в рідині, що спричиняє характерний зсув резонансної частоти в діапазоні 2-3 кГц. Порівняння цього значення з шириною смуги резонансу, яка зазвичай становить менше 2 кГц, ясно показує необхідність автоматичного контролю резонансу. Результати добре узгоджуються з експериментальними даними та з іншим підходом, заснованим на теорії збурень.

Ультразвукові методи вимірювання потоку пропонують багато переваг порівняно з іншими методами вимірювання потоку, включаючи: обмежене порушення потоку, нульовий перепад тиску та широкий динамічний діапазон [3]. Однак застосування таких пристроїв зазвичай обмежується п'єзоелектричним елементом, який чутливий до пошкоджень від несприятливих властивостей середовищ, таких як, наприклад, екстремальні температури чи середовище з агресивними властивостями. Щоб усунути цю проблему, між активним п'єзоелектричним елементом і досліджуваною рідиною можна розташувати буфер. При належній конструкції цей буфер повинен ізолювати п'єзоелектрик, не впливаючи при цьому на поширення ультразвукового імпульсу, який використовується для контролю потоку. Запропонований блок перетворювача є одним із таких пристроїв, що складається з пучка тонких пластин з нержавіючої сталі з прямокутними поперечними перерізами, які поведуться як малодисперсійні хвилеводи [3].

У роботі [4] представлені результати теоретичного аналізу та моделювання витікаючих хвиль Лемба. Фактично, у хвилеводному датчику використовується випромінювання витікаючої хвилі Лемба з поверхні випромінювання на торці пластини. Однак у даній роботі не розглядається випромінювання зворотної хвилі Лемба, що витікає, відбите від торця апертури. Його вплив на основний промінь, що генерується прямою хвилею, вважається незначним через його інший кут випромінювання та зменшений енергетичний потенціал. З результатів моделювання і вимірювань пучка випромінювання, що впливає, було виявлено, що ширина моди може впливати на випромінювання витікаючої хвилі Лемба з суперпозицією мод, а характеристики випромінювання істотно змінюються залежності від фази хвилі накладених мод на поверхні випромінювання.

У випадку, коли розмір частинок набагато менший за довжину хвилі ультразвуку, як це досліджується в багатьох практичних застосуваннях, відбувається зворотне розсіювання Релея [5]. Відповідно, інтенсивність розсіяних ультразвукових хвиль пропорційна частоті у четвертому ступені, тобто явище розсіювання дуже сильно залежить від частоти. Це можна вигідно використовувати для оцінки характеристик суспензії за допомогою спектрального аналізу розсіяних хвиль (вимірювання відбиття) або хвиль, що проходять (вимірювання передачі). У роботі [5] представлено метод визначення концентрації та розміру частинок у суспензії за допомогою параметричного підходу. Це досягається шляхом підгонки аналітичної моделі до спектрів отриманих ехо-сигналів та визначення їх кількісних параметрів. Запропонована кон-

цепція була перевірена та підтверджена за допомогою експериментальних еховимірів ультразвуком у діапазоні 2 МГц. Показано, що кількісні параметри: амплітуда, центральна частота та смуга пропускання, які отримані з підібраної моделі, мають великий потенціал для оцінки розміру, а також концентрації частинок досліджуваної суспензії.

Зазвичай для моделювання ультразвуку, що поширюється крізь різні типи середовища, використовуються континуальні чисельні методи. На відміну від цього, ультразвукове моделювання з використанням опису частинок є менш поширеним, оскільки реалізація є складною. У роботі [6] використовується модель динаміки дисипативних частинок для проведення ультразвукового моделювання в рідкому середовищі. Досліджено та обговорено вплив параметрів частоти та температури. Показано, що параметри частоти та температури впливають не тільки на загасання, але й на обчислену швидкість звуку. Зроблено висновок про те, що отримані результати моделювання на основі частинок, які знаходяться в середовищі здатні відтворювати флукуаційний гідродинамічний опис ультразвуку.

Постановка завдання. У роботі [7] наведено основні принципи запропонованого методу ультразвукового вимірювання характеристик залізорудної пульпи безпосередньо в робочій камері магнітного сепаратора, який відрізняється від існуючих тим, що джерело хвиль Лемба працює у режимі широкої діаграми спрямованості за V-подібною схемою, що дозволяє створити пучок когерентних хвиль, які поширюються як у стінці ємності (робочої камери сепаратора), так і у контрольованому середовищі (залізорудній пульпі). Завданням роботи є обґрунтування та дослідження запропонованого методу з використанням теорії витікаючих хвиль Лемба.

Викладення матеріалу та результати. На рис. 2 наведено схему ультразвукового вимірювання параметрів потоку залізорудної пульпи у магнітному сепараторі.

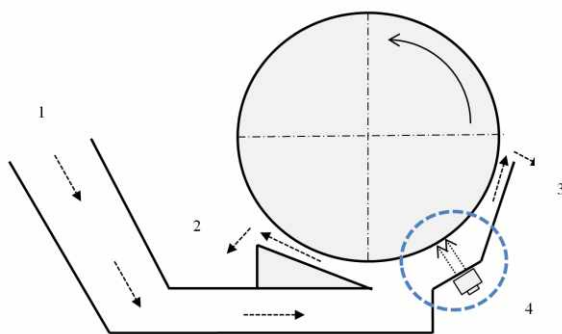


Рис. 2. Схема ультразвукового вимірювання параметрів потоку залізорудної пульпи у магнітному сепараторі: 1 - потік пульпи; 2 - немагнітний продукт; 3 - магнітний продукт; 4 - ультразвуковий вимірювальний канал

При розповсюдженні хвиль Лемба у пластині, яка контактує з рудною пульпою, на межі рідкого і твердого (пластини) середовищ виникають хвилі, що витікають і безперервно перевипромінюють енергію у рідину [4,7,8].

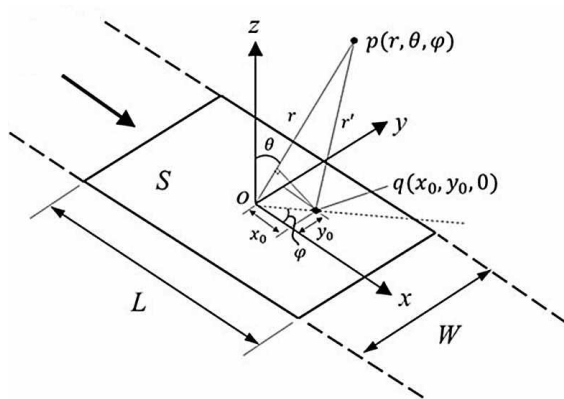


Рис. 3. Система координат площі апертури випромінювання для хвилі Лемба, що витікає [4]

Ця обставина призводить до загасання хвиль Лемба. На рис. 3 показана площа апертури випромінювання довжиною L і шириною W . Витікаюча хвиля Лемба поширюється вздовж осі $+x$ і послідовно випромінюється в навколишню пульпу ($z > 0$) з поверхні випромінювання S . Випромінювання витікаючої хвилі Лемба з відповідної поверхні обмежено $x_0 \in [-L/2, L/2]$ в нескінченній пластині в $\pm x$ напрямку [4].

Акустичний тиск у певній точці p можна визначити за допомогою інтеграла Релея-Зоммерфельда (RSI)

$$P(r, \theta, \varphi, t) = -\frac{i\rho\omega}{2\pi} \int_S v(x_0, y_0, t) \frac{e^{ik_l r'}}{r'} dS(x_0, y_0), \quad (1)$$

де ρ - густина рідини, k_l - хвильове число рідини, $v(x_0, y_0, t)$ - розподіл швидкості на апертурі, який визначається з виразу

$$v(x_0, y_0, t) = V(y_0) e^{-\alpha x_0} e^{i(k_p x_0 - \omega t)}, x_0 \in \left[\frac{L}{2}, \frac{L}{2} \right], \quad (2)$$

де α, k_p - коефіцієнт загасання і хвильове число витікаючої хвилі Лемба відповідно, $V(y_0)$ - профіль швидкості певної ширини моди у напрямку ширини.

Коефіцієнт згасання хвиль Лемба на одиниці довжини металеві пластина (стінки робочої камери магнітного сепаратора чи вимірювального модуля) визначається за формулою [8,9]

$$k_2 = -i \frac{\rho_l}{\rho} k_1 \cdot A_{s,a}, \quad (3)$$

де ρ_l - густина рідини, що межує з поверхнею пластина; ρ - густина матеріалу пластина;

$$A_{s,a} = - \frac{ik_t^4 h S_{s,a} \cdot d}{8k_{s,a}^2 \cdot S_{s,a} \sqrt{k_c^2 - k_{s,a}^2}} \left[1 + \frac{k_{s,a}^2}{2S_{s,a}^2} + \frac{k_{s,a}^2}{2q_{s,a}^2} - \frac{4k_{s,a}^2}{k_{s,a}^2 + S_{s,a}^2} + \frac{k_{s,a}^2 \cdot d}{2S_{s,a}^2} \times \right. \\ \left. \times (thS_{s,a}d - cthS_{s,a}d) - \frac{k_{s,a}^2 \cdot d}{2q_{s,a}^2} (thq_{s,a}d - cthq_{s,a}d) \right]^{-1}, \quad (4)$$

де $k_{s,a}$ - хвильове число симетричних та антисиметричних хвиль Лемба; $q_{s,a} = \sqrt{k_{s,a}^2 - k_l^2}$; $S_{s,a} = \sqrt{k_{s,a}^2 - k_t^2}$; k_l, k_t - хвильові числа поздовжніх та поперечних хвиль матеріалу пластина.

Коефіцієнт k_2 загасання хвиль Лемба монотонно зростає при збільшенні $\rho_l \cdot \rho^{-1}$, а це означає, що k_2 можна представити у вигляді

$$k_2 = \frac{\rho_l}{\rho} C_v, \quad (5)$$

де C_v - не залежить від щільності рідини.

Залежність коефіцієнта загасання на довжину хвилі Лемба від параметрів середовища наведена на рис. 4 [8,9].

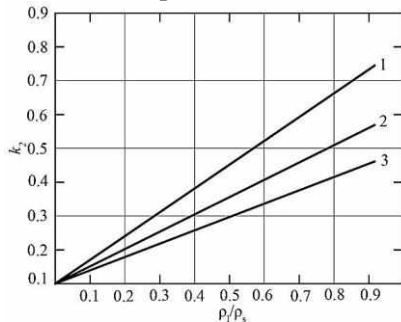


Рис. 4. Залежність коефіцієнта загасання на довжину хвилі Лемба від параметрів середовища: 1 - $C_i \cdot C_i^{-1} = 1,5$; 2 - $C_i \cdot C_i^{-1} = 2$; 3 - $C_i \cdot C_i^{-1} = 3$

На рис. 5 наведено схему вимірювання швидкості потоку пульпи у робочій камері магнітного сепаратора, яка ілюструє запропонований метод контролю.

При введенні хвиль Лемба у металеву пластину 1 (див. рис. 5) у точці 3 вони розповсюджуються по ній, а сформовані при цьому витікаючі хвилі також розповсюджуються і в потоці пульпи 2.

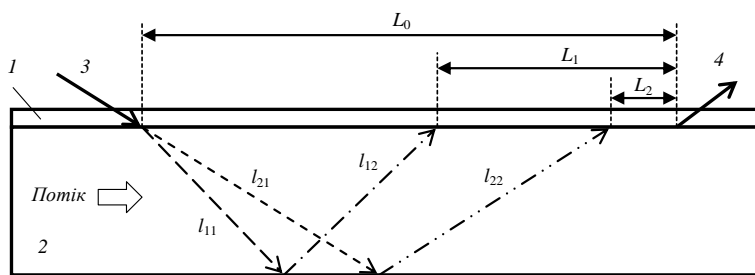


Рис. 5. Схема вимірювання швидкості потоку пульпи у робочій камері магнітного сепаратора: 1 - металеві пластина, в якій розповсюджуються хвилі Лемба; 2 - частина робочої камери магнітного сепаратора; 3, 4 - умовні точки введення та прийому хвиль Лемба

Якщо швидкість потоку пульпи нульова, траєкторія розповсюдження ультразвукового сигналу є такою: сформовані хвилі Лемба, витікаючі хвилі у потоці пульпи на ділянці $l_{11} + l_{12}$, далі за певних умов вони знов трансформуються у металевій пластині у хвилі Лемба, розповсюджуються по частині пластина L_1 і приймаються приймальним пьезоперетворювачем у точці 4. Будь яка швидкість потоку пульпи додається до швидкості розповсюдження витікаючих хвиль, що призводить до відповідної зміни їх траєкторії: $l_{21} + l_{22} + L_2$. У часовому еквіваленті така зміна траєкторії призводить до відповідної зміни часу розповсюдження ультразвукового сигналу, що і фіксується вимірювальним пристроєм.

Як показує проведений аналіз, запропонований метод ультразвукового вимірювання характеристик залізородної пульпи безпосередньо в робочій камері магнітного сепаратора дозволяє використовувати різноманітні підходи щодо вимірювання концентрації твердої фази пульпи та крупності частинок подрібненої руди в ній. У роботі [7] було розглянуто метод вимірювання

крупності частинок твердої фази пульпи, заснований на оцінці дисперсії ультразвукового сигналу, який пройшов через контрольоване середовище. Для вирішення цієї задачі також можуть бути застосовані витікаючі хвилі Лемба.

Якщо вимірювальна поверхня (пластина) контактує з чистою водою, то інтенсивність ультразвукових хвиль Лемба в цьому випадку визначається виразом [9,10]

$$I_{nBL} = I_{0L} \exp\left(-\frac{\rho_B}{\rho} C_V l_n\right), \quad (6)$$

де I_{nL} та I_{0L} - відповідно інтенсивність ультразвукових хвиль Лемба, які випромінюються, і пройшли відстань l_n .

Відповідно до запропонованого методу обчислюється величина θ_n

$$\theta_n = \ln \frac{I_{nBL}}{I_{nL}} = W_n \frac{(\rho_T - \rho_B)}{\rho} C_V l_n, \quad (7)$$

де W - концентрація твердої фази в пульпі; ρ_B , ρ_T , ρ - питома вага води, часток твердої фази пульпи і матеріалу вимірювальної поверхні.

Таким чином, концентрація твердої фази W_n або щільність контрольованого середовища на ділянці вимірювань l_n ($n=1,2,3$) визначається за результатами вимірювань інтенсивності хвиль Лемба за наявності води та рудної суспензії в контрольованій зоні магнітного сепаратора.

Для витікаючих високочастотних ультразвукових хвиль, що пройшли фіксовану відстань скрізь потік води (на підготовчому етапі) і рудної суспензії (у робочому стані), визначається величина S_1 [11,12]

$$S_1 = \ln \frac{I_{B1}^{ob}}{\langle I_{v1}(z) \rangle}, \quad (8)$$

де I_{B1}^{ob} - інтенсивність високочастотних об'ємних ультразвукових хвиль, що пройшли фіксовану відстань z скрізь потік води; $\langle I_{v1}(z) \rangle$ - інтенсивність високочастотних об'ємних ультразвукових хвиль, що пройшли фіксовану відстань z скрізь потік рудної суспензії. При цьому

$$\langle I_{v1}(z) \rangle = I_{B1}^{ob} \exp\left(-\frac{Wz}{\aleph} \int_0^{r_m} \sigma(v_1, r) F(r) dr\right), \quad (9)$$

де $\aleph = \int_0^{r_m} \frac{4\pi r^3}{3} F(r) dr$; $F(r)$ - функція розподілу часток твердої фази в рудній суспензії по крупності r ; r_m - максимальний розмір часток твердої фази в рудній суспензії; $\sigma(v_1, r)$ - переріз погашення високочастотних об'ємних ультразвукових хвиль частотою v_1 на частці розміром r .

Величина S_1 залежить від крупності часток твердої фази рудної суспензії та її концентрації W

$$S_1 = \frac{Wz}{\aleph} \int_0^{r_m} \sigma(v_1, r) F(r) dr. \quad (10)$$

Відповідно величина $S = S_1 / \theta_n$ визначається тільки крупністю частинок подрібненої руди в потоці пульпи [12]. Для технологічної характеристики цього параметру використовується вміст контрольованого класу крупності частинок твердої фази пульпи.

Для практичної реалізації запропонованого методу знайдено значення фазової швидкості хвиль Лемба, що дозволило визначити параметри формуючих призм для пластин різної товщини з нержавіючої сталі марки 12X18H10T. Отримано частотні характеристики пакетів симетричних та антисиметричних мод S0,1,2,3 та A0,1,2,3 хвиль Лемба, частотні характеристики поверхні розповсюдження хвиль.

На основі визначених числових характеристик вимірювального каналу виконано моделювання методу ультразвукових вимірювань параметрів твердої фази пульпи безпосередньо у ванні магнітного сепаратора.

Практично лінійна залежність коефіцієнту загасання хвиль Лемба від характеристик середовища, яке контактує із поверхнею, по якій вони розповсюджуються, а також нечутливість цього параметру до наявності газової фази у реальній залізородній пульпі дозволяють зробити висновок щодо доцільності його застосування для реалізації запропонованого методу вимірювання концентрації твердої

фази пульпи безпосередньо у ванні магнітного сепаратора. В свою чергу це є передумовою реалізації вимірювання вмісту контрольного класу крупності твердої фази пульпи в магнітному сепараторі з похибкою, яка, відповідно до результатів проведеного аналізу, не перевищує 1,5%. Моделювання та експериментальна апробація методу ультразвукового контролю швидкості потоку пульпи із застосуванням витікаючих хвиль Лемба свідчать про можливість отримання інформації про цей параметр у режимі реального часу з похибкою 1-1,2 %.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Запропонований метод ультразвукового вимірювання характеристик залізорудної пульпи в робочій камері магнітного сепаратора відрізняється від існуючих тим, що для його реалізації використовуються як хвилі Лемба, що поширюються у стінці ємності (робочої камери сепаратора), так і сформовані на їх основі витікаючі хвилі у контрольованому середовищі (потоці залізорудної пульпи). Це дозволяє при наявності одного компактного вимірювального каналу (джерело, приймач) отримати відокремлену інформацію стосовно загальних характеристик пульпи і частинок її твердої фази.

Моделювання та експериментальна апробація методу ультразвукового контролю параметрів потоку пульпи із застосуванням витікаючих хвиль Лемба свідчать про можливість отримання інформації про швидкість потоку у режимі реального часу з похибкою 1-1,2 %, а про концентрацію твердої фази та вміст контрольного класу крупності подрібненої руди в ній з похибкою, яка не перевищує 1,5%.

Напрямок подальших досліджень є розробка методики використання розробленого методу вимірювань параметрів потоку пульпи безпосередньо в робочій камері магнітного сепаратора для дослідження та налаштування його характеристик.

Список літератури

1. **Greenwood M.S.** Particle size and density of a slurry from ultrasonic backscattering measurements at a solid interface. Review of Scientific Instruments. 2012. Vol. 83(9), 095101. DOI: 10.1063/1.4748520.
2. **Groschl M.** Ultrasonic separation of suspended particles - Part I: Fundamentals. Acta Acustica. 1998. Vol. 84. P. 432-447.
3. **Laws M., Ramadas S. N., Dixon S.** High temperature Studies of a Rectangular Cross-Section Waveguide for flow measurement applications center for industrial ultrasonics, department of physics. University of Warwick, Coventry, UK.
4. **Park S.-J., Kim H.-W., Joo Y.-S.** Leaky Lamb wave radiation from a waveguide plate with finite width. Applied Sciences. 2020. Vol. 10(22). 8104. DOI: 10.3390/app10228104.
5. **Vogt M., Deilmann M.** Parametric spectrum analysis of backscattered ultrasound signals for the characterization of particles in suspensions. GMA/ITG-Fachtagung Sensoren und Messsysteme 2019. DOI 10.5162/sensoren2019/5.3.3.
6. **Papez P., Praprotnik M.** Dissipative particle dynamics simulation of ultrasound propagation through liquid water. Journal of Chemical Theory and Computation. 2022. Vol. 18. P. 1227–1240.
7. **Моркун В.С., Моркун Н.В., Тронь В.В., Сердюк О.Ю., Гапоненко І.А., Гапоненко А.А.** Вимірювання параметрів процесу магнітної сепарації на основі методів ультразвукового контролю / Вісник Криворізького національного університету. 2021. - Вип. 52. С. 10-15. DOI: 10.31721/2306-5451-2021-1-52-10-15.
8. **Викторов И.А.** Звуковые поверхностные волны в твердых телах. М.: Наука, 1981. 287 с.
9. **Morkun V., Morkun N., Tron V., Hryshchenko S.** Study of the Lamb waves propagation along a plate in contact with a randomly inhomogeneous heterogeneous medium. EasternEuropean Journal of Enterprise Technologies. 2018. Vol. 1(5-91). P. 18-27.
10. **Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A.** Simulation of the Lamb waves propagation in the plate which contacts with gas containing iron ore pulp in Waveform Revealer toolbox. Metallurgical and Mining Industry. 2014. Vol. 5. P. 16-19.
11. **Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A.** The study of volume ultrasonic waves propagation in the gas-containing iron ore pulp. Ultrasonics. 2015. Vol. 56. P 340–343.
12. **Morkun V., Morkun N., Pikilnyak A.** Ultrasonic facilities for the ground materials characteristics control. Metallurgical and Mining Industry, 2014. - Vol. 6(2). P. 31-35.

АНОТАЦІЇ

УДК 658.652.64.622.3

Вілкул Ю.Г., Азарян А.А., Колосов В.О. Сучасний стан гірничодобувної промисловості України

Метою даної роботи є аналіз та оцінка стану гірничодобувної промисловості України. Для забезпечення якості та обсягу видобутку залізородної сировини пропонується комплекс геофізичних методів оперативного контролю та управління якістю мінеральної сировини на всіх стадіях видобутку та переробки залізних руд.

Методи дослідження. Використання широкого спектру геофізичних методів для мінімізації втрати руд та зменшення засмічення гірської маси порожніми породами.

Наукова новизна полягає у застосуванні апаратно-програмного комплексу на базі ядерно-фізичних та магнітометричних методів для оперативного контролю та управління якістю на всіх етапах видобутку та переробки залізних руд.

Практична значимість. Повномасштабна реалізація запропонованого методу дозволить забезпечити розширення сировинної бази держави й підвищить конкурентоспроможність на світовому ринку.

Результати. У проблемно-галузевій науково-дослідній лабораторії Криворізького національного університету розроблено апаратно-програмний комплекс оперативного контролю та управління якістю руди під час видобутку та переробки. Який частково впроваджено у виробництво (на шахтах та ГЗК Криворізького басейну, Запорізького залізородного комбінату та Донського ГЗК (Казахстан) апаратно-програмний комплекс оперативного контролю та управління якістю руди під час видобування та переробки.

Ключові слова. Якість, втрати руд, засмічення, запаси руди, синхронний, каротаж, свердловина, вибухові, оперативний контроль, управління якістю товарної руди, гамма-випромінювання, інтенсивність, магнітна запальність

Vilkul Yu.G., Azaryan A.A., Kolosov V.O. Current state of ukrainian mining industry

The purpose of this work is to analyze and assess the state of the mining industry in Ukraine. To ensure the quality and volume of iron ore production, a set of geophysical methods of operational control and quality management of mineral resources at all stages of ore mining and processing is proposed.

Research methods. Use of a wide range of geophysical methods to minimize the loss of ores and clogging of the rock mass with waste rocks

Scientific novelty is the use of hardware and software based on nuclear-physical and magnetometric methods for operational control and quality management at all stages of ore mining and processing.

Practical significance. Full-scale implementation of the proposed method will ensure the expansion of the raw material base of the state and competitiveness in the world market.

Results. In the problem-branch research laboratory of Kryvyi Rih National University developed and implemented in the mining industry of Ukraine (at mines and mining Kryvbas, Zaporizhzhya Iron Ore Plant and Don Mining and Processing Plant of Kazakhstan) hardware and software for operational control and processing

Key words. Quality, ore loss, clogging, ore reserves, synchronous, carotene, well, explosive, operational control, commodity ore quality management, gamma radiation, intensity, magnetic flammability

УДК 622.235

Перегудов В.В., Григор'єв І.С., Гук А.Ю., Григор'єв Ю.І. Перспективи переробки окислених руд Криворізького басейну на прикладі кар'єру ПАО «ІнГЗК»

Мета. Сучасний стан відкритих гірничих робіт, а також економічна кон'юнктура, що склалася навколо гірничодобувних підприємств, вимагає пошуку і реалізації нових підходів у веденні гірничих робіт. Одним з базових принципів такого підходу є комплексне освоєння надр, що сприяє покращенню техніко-економічних показників роботи гірничодобувних підприємств.

Методи дослідження. Для умов залізородних кар'єрів Кривбасу залучення у відпрацювання і подальшу переробку окислених залізистих кварцитів, що вважаються побіжною сировиною, є найбільш логічним і закономірним кроком у напрямку комплексного освоєння родовищ.

Наукова новизна. Широкому впровадженню технологій видобутку і переробки окислених кварцитів має передувати організація дослідної ділянки, яка, в свою чергу, має базуватися на ґрунтовних наукових дослідженнях даного питання, що і є науковою задачею даної публікації.

Практична значимість. В роботі було використано методи патентного пошуку, аналізу проектних рішень і наукових джерел для виконання ретроспективного аналізу розвитку питання залучення окислених кварцитів у переробку; техніко-економічного моделювання - для динамічної оцінки проекту організації дослідно-промислової ділянки.

Результати. В результатах науково-дослідних і проектних робіт, наведених у даній статті, містяться очікувані техніко-економічні показники роботи дослідно-промислової ділянки. Наведені рекомендації щодо впровадження заходів комплексного освоєння родовищ корисних копалин для подальшого покращення техніко-економічних показників діючих гірничодобувних підприємств.

Ключові слова: окислені залізисті кварцити, комплексне освоєння родовищ, дослідно-промислова-ділянка, ретроспективний аналіз, техніко-економічне моделювання, запаси корисних копалин.

Peregudov V.V., Hryhoriev I. Ye., Guk A. Yu., Hryhoriev Yu. I. Prospects of oxidized ore processing of the Kryvyi Rih basin on the example of the open-pit of PJSC «InGZK»

Purpose. The current state of opencast mining, as well as the economic situation around mining companies, requires the search for and implementation of new approaches in the implementation of mining operations. One of the basic principles of this approach is the integrated development of subsoil, which improves the technical and economic indicators of mining enterprises.

Research methods. For the conditions of Kryvbas iron ore open-pits, the involvement to the development and further processing of oxidized ferrous quartzites, which are considered to be the raw material, is the most logical and natural step in the

direction of integrated development of deposits. Widespread implementation of technologies for extraction and processing of oxidized quartzites should be preceded by the organization of the research site, which, in turn, should be based on thorough research on this issue, which is the scientific task of this publication.

Scientific novelty. Widespread introduction of technologies for extraction and processing of oxidized quartzites should be preceded by the organization of the research site, which, in turn, should be based on thorough research on this issue, which is the scientific task of this publication.

Practical significance The methods of patent search, analysis of design solutions and scientific sources were used to perform a retrospective analysis of the development of the issue of oxidized quartzites in processing; technical and economic modeling - for dynamic evaluation of the project organization of the research and industrial site.

Results. The results of research and design work presented in this article contain the expected technical and economic indicators of the research and industrial site. Recommendations for the implementation of measures for the complex development of mineral deposits to further improve the technical and economic indicators of existing mining enterprises.

Key words: oxidized iron quartzites, complex development of deposits, research-industrial site, retrospective analysis, technical and economic modeling, mineral reserves.

УДК 658.652.64.622.3

Азарян А.А., Азарян В.А., Моркун В.С., Гриценко А.М., Трачук А.А. Оперативний контроль якості руд чорних металів з використанням гамма-випромінювання

Мета. Для підвищення точності визначення вмісту корисного компоненту в рудах чорних металів гамма-гамма методом необхідно розробити математичну модель взаємодії гамма-випромінювання з зразками руд чорних металів та геометричних параметрів зони вимірювання (габаритів колімаційного отвору, розміщення джерела низькоенергетичного гамма-випромінювання одне відносно одного а також відстані до поверхні досліджуваного зразка) та вмісту суміжних компонентів, що входять до складу руд.

Методи досліджень. Для досягнення сформульованої мети застосовано комплексний метод досліджень, що включає в себе теоретичні й інструментальні методи: аналіз вітчизняних та зарубіжних джерел, планування експериментів, математична обробка результатів, аналіз речовинного складу руд, теоретичні узагальнення з використанням теорії взаємодії гамма-випромінювання з гірськими породами, методи математичного, імітаційного та комп'ютерного моделювання, експериментальні дослідження в лабораторних умовах.

Наукова новизна. В результаті досліджень отримав подальшого розвитку метод математичного моделювання теоретичного визначення величини інтенсивності гамма-випромінювання як функції, що залежить від геометричних параметрів зони вимірювання та речовинного складу досліджуваного зразка. Визначено масові коефіцієнти ослаблення для різного вмісту корисного компоненту.

Практична значимість Отримані аналітичних вирази доцільно використовувати при проектуванні засобів оперативного визначення вмісту корисних компонентів для визначення оптимальних розмірів зони вимірювання.

Результати На основі законів взаємодії гамма-випромінювання з гірськими породами побудовано математичну модель розрахунку величини потоку розсіяного гамма-випромінювання, яка дозволяє врахувати особливості зони вимірювання. Адекватність отриманої моделі доведено задовільним збігом експериментальних даних з розрахунковими.

Ключові слова: математична модель, інтенсивність випромінювання, центральна геометрія, взаємодія випромінювання, вміст заліза, коефіцієнти ослаблення, некогерентне випромінювання, хромові руди.

Azaryan A.A., Azaryan V.A., Morkun V.S., Grytsenko A.M., Trachuk A.A. Operative quality control of the ferrous metal ore using gamma radiation

Purpose. To improve the accuracy of determining the content of useful component in ferrous ores of gamma-gamma method, it is necessary to develop a mathematical model of gamma-ray interaction with samples of ferrous metals and geometric parameters of the measurement zone (dimensions of the collimation hole, also the distance to the surface of the test sample) and the content of adjacent components that are part of the ores.

Research methods. To achieve this goal, a comprehensive research method is used, which includes theoretical and instrumental methods: analysis of domestic and foreign sources, planning experiments, mathematical processing of results, analysis of ore material composition, theoretical generalizations using the theory of gamma radiation interaction with rocks, methods mathematical, simulation and computer modeling, experimental research in the laboratory.

Scientific novelty. As a result of research, the method of mathematical modeling of theoretical determination of the magnitude of gamma radiation intensity as a function depending on the geometric parameters of the measurement zone and the material composition of the studied sample was further developed. The mass attenuation coefficients for different contents of the useful component are determined.

Practical significance. It is expedient to use the received analytical expressions at designing of means of operative definition of the maintenance of useful components for definition of the optimum sizes of a zone of measurement.

Results. Based on the laws of interaction of gamma radiation with rocks, a mathematical model of calculating the magnitude of the flux of scattered gamma radiation, which allows to take into account the characteristics of the measurement area. The adequacy of the obtained model is proved by a satisfactory coincidence of the experimental data with the calculated ones.

Key words: mathematical model, radiation intensity, central geometry, radiation interaction, iron content, attenuation coefficients, incoherent radiation, chromium ores.

УДК 622.235:622.271

Єременко Г.І., Тітов Д.А., Генкулено С.М., Загорський Д.В., Стрілець О.П. Експериментальні дослідження застосування нових матеріалів та варіювання параметрів БІР в кар'єрі «Південний» ТОВ «Рудомайн»

Основною метою дослідження є формулювання змісту й алгоритму реалізації експериментальних досліджень для визначення можливості та шляхів максимально можливого зниження шкідливих впливів на довкілля масових техно-

логічних вибухів у кар'єрах в межах населених пунктів шляхом створення доступних для підприємств спеціальних пілопридушуючих сумішей та технології їх застосування.

Методами дослідження є факторний та компаративний аналіз результатів апаратної реєстрації даних щодо впливу розробленої авторами даної статті суміші на виділення мінерального пилу в процесі руйнування породного масиву вибухом на відкритих розробках.

Наукова новизна дослідження полягає в установленні закономірності впливу нового пілопридушуючого розчину на виділення мінерального пилу в атмосферу при руйнуванні скельних гірських порід вибухом.

Практичне значення. Подальший розвиток і виробниче застосування результатів досліджень забезпечить значне зниження викидів пилу за рахунок підвищення ефективності буро-вибухових робіт у залізорудному кар'єрі.

Результат. В експерименті загалом було використано 13 т розчину «DUSTRON™EX17» для розробки методу формування гідрозабивки свердловин. На 1 свердловину витрачено 400 л реагенту (250 л - у зовнішню гідрозабивку і 150 л - у внутрішню). Питомі витрати розчину реагенту – 0,619 м³/м³; вартість витрат розчину на 1 м³ гірничої маси складає 0,619 грн. Випробування розчину реагенту «DUSTRON™EX17» для формування гідрозабивок довели свою технологічність та екологічну ефективність. Використання реагенту «DUSTRON™EX17» знижує виділення пилу на 27%, а висоту пилогазової хмари - на 20-30 м. За результатами виконаних досліджень рекомендовано конструкції свердловинних зарядів з гідрозабивкою.

Ключові слова: гірська порода, вибухове руйнування, вибух, свердловинні заряди, гідрозабивка свердловин.

Yeremenko G.I., Titov D.A., Henkulenko S.M., Zagorsky D.V., Strilets O.P. Experimental research application of new materials and parameters variability of drilling and blasting operations in the open-pit «Southern» of «Rudomine» LLC

Purpose. To formulate the content and algorithm of experimental research to determine the possibility and ways to minimize the dangerous effects on the environment of mass technological explosions in open-pit located within settlements, by creating available to enterprises special dust suppression mixtures and technologies.

Research methods. The analysis of the influence of the mixture created by the authors of this article on the emission of mineral dust in the process of destruction of the rock mass by explosion in opencast mines.

Scientific novelty. To establish the regularity of the influence of a new dust-suppressing solution on the emissions of mineral dust into the atmosphere during the destruction of rocks by explosion.

Practical significance. Further development and production application of research results will provide a significant reduction in dust emissions by increasing the efficiency of blasting operations in the iron ore opencast.

Results. A total of 13 tons of DUSTRON™EX17 solution was used in the experiment to develop a method of forming hydraulic stemming of a borehole. 400 l of reagent was spent on 1 borehole (250 l – in external hydrofilling and 150 l – in internal). Specific costs of reagent solution - 0.619 m³/m³; the cost of mortar per 1 m³ of rock mass is 0.619 UAH. Tests of the solution of the reagent "DUSTRON™EX17" for the formation of waterlogging have proven their manufacturability and environmental efficiency. The use of DUSTRON™EX17 reagent reduces the emissions of dust by 27% and the height of the dust and gas cloud by 20-30 m.

Key words: ore, explosive destruction, blasting, borehole charges, stemming of a borehole.

УДК 622.7: 621.7

Губін Г. В., Губін Г. Г., Курочкін Г. М. Фізичні властивості слабомагнітних мінералів залізистих кварцитів Кривбасу

Мета. З метою зменшення втрат металу після подрібнення, в процесі збагачення, проведено вивчення магнітних властивостей мінералів і визначена здатність до флокуляції мономінеральних фракцій слабомагнітних породотворюючих мінералів окислених кварцитів Кривбасу.

Методи. Досліджено мономінеральні фракції гематиту, мартиту, гетиту, сидериту і кварцу, які не є абсолютно чистими, а містять включення інших мінералів, включаючи тонковкраплений магнетит, який не розкривається навіть у класі -5 мкм. Так, кварц може містити від 0,03 до 0,7% магнетиту. Залишкова намагніченість і коерцитивна сила тонких частинок кварцу розміром 5 мкм в два рази більше, ніж той же показник у частинок гетиту. Це є однією з причин засмічення магнітних продуктів. Проведені експериментальні дослідження підтвердили наявність процесу флокулоутворення в процесі збагачення.

Наукова новизна. У продуктах з підвищеною масовою часткою магнетиту в полях напруженості до 800 кА/м утворюються флокули з частинок магнетиту. Тяжіння слабомагнітних частинок до них незначно. При збільшенні індукції поля флокули притягуються між собою, на них поступово налипають частинки слабомагнітних мінералів, особливо при напруженості понад 400 кА/м, а при 800 кА/м це вже більш об'ємні агрегати-флокули, побудовані паралельними ланцюжками в напрямку поля.

Практична значимість. Зі зменшенням розмірів частинок гематиту, мартиту і гетиту тяжіння в флокули відбувається при менших відстанях між ними. Спільне намагнічування великих і дрібних частинок полегшує флокулоутворення, особливо в полі 800 кА/м.

Результати. Результати досліджень пояснюють порівняно низькі показники магнітного збагачення окислених кварцитів, а дані по флокуляції слабомагнітних мінеральних часток допомагають поліпшити показники збагачення.

Ключові слова: окислені кварцити, намагніченість, магнітна сила, коерцитивна сила, флокулоутворення

Hubin G.V., Hubin G.G., Kurochkin G.M. Physical properties of weak-magnetic minerals of iron quartzites Krivbas

Purpose. Due to the difficulties in producing high-quality concentrates on polygradient magnetic separators, the authors carried out studies to additionally study the magnetic properties of minerals in oxidized quartzites of Krivoy Rog and determined the possibility of their flocculation in order to reduce metal losses after grinding.

Research methods. Monomineral fractions of hematite, martite, goethite, siderite, and quartz were studied. These minerals have a weak magnetism. It should be borne in mind that the monomineral fractions are not absolutely pure. Some of them contains finely disseminated magnetite, which is not unfold in the minus 5 micron class.

Scientific novelty. In products with an increased mass fraction of magnetite in fields of strength up to 800 kA/m, floccules are formed from magnetite particles. The attraction of weakly magnetic particles to them is insignificant. With an increase in the field induction, floccules are attracted to each other, particles of the main weakly magnetic minerals gradually flocculate

on them, especially at a strength above 400 kA/m, and at 800 kA/m these are already more voluminous aggregates - floccules arranged in parallel chains in the direction of the field.

Practical significance. Experimental studies have confirmed the presence of the process of flocculation.

With a decrease in the particle size of hematite, martite, and goethite, attraction to floccules occurs at smaller distances between them. The joint magnetization of large particles with small ones somewhat facilitates flocculation, especially in a field of 800 kA/m.

Results. The research results presented in the article explain the relatively low indicators of the magnets of enrichment of oxidized quartzites, and the data on the flocculation of weakly magnetic mineral particles help to improve the indicators of enrichment.

Key words: oxidized quartzite, magnetization, magnetic force, coercive force, flocculation

UDC 622.7

Panayotov V.T., Panayotova M.I. Electrochemical treatment - basis of highly efficient technologies for mineral processing and wastewater treatment

Purpose. Demonstration of the positive effect of an applied electrochemical impact on the i) flotation of lead-zinc (Pb-Zn) and copper-molybdenum (Cu-Mo) ores with the aim to improve the metals recovery from impoverished and lean ores, ii) treatment of wastewater from mineral processing to meet the environmental regulations.

Research methods. Laboratory, pilot scale and industrial experiments on electrochemically aided flotation and waste effluents treatment, instrumental analytical methods - pH and oxidation-reduction potential measurements, AAS and ICP-OES.

Scientific and practical value. An attempt to explain i) the improved flotability with the semiconducting properties of minerals, ii) removal of elements from waste effluents with the oxidation-reduction potential of the corresponding water pollutants.

A possibility to improve the flotation separation and to increase flotation recovery at decreased use, even avoidance, of some toxic flotation reagents and to decrease discharge of polluted water into environment.

Research results. Experimentally derived at laboratory level relation between i) flotation recovery of sulfide minerals and contact potential difference (CPD) between the mineral surface and an Au electrode; ii) copper, molybdenum and iron recovery in the flotation concentrate and the pulp oxidation -reduction potential (vs. SHE).

Data showing the positive effect of applying an electrochemical impact i) improved copper-molybdenum selection at pilot scale, ii) recovered copper and removed pollutants (arsenic, sulfates) from waste effluent at semi-pilot scale, iii) increased lead and zinc recovery at industrial scale.

Key words: electrochemical impact, ore minerals flotation, mining and mineral processing wastewater treatment

Панайотов В.Т., Панайотова М.І. Електрохімічне очищення - основа високоефективних технологій переробки та очищення стічних вод

Мета. Демонстрація позитивного ефекту застосованої електрохімічної дії на i) флотацію свинцево-цинкових (Pb - Zn) і мідно-молібденових (Cu - Mo) руд з метою підвищення витягання металів зі збіднених і бідних руд, ii) очищення стічних вод від переробки корисних копалини відповідно до екологічних норм.

Методи дослідження. Лабораторні, дослідно-промислові і промислові експерименти по електрохімічній флотації і очищенню стічних вод, інструментальні методи аналізу - вимір pH і окислювально-відновного потенціалу, ААС(ААС) і ІСП-ОЭС(ІСР - ОЕС).

Наукове і практичне значення. Спроба пояснити i) поліпшену флотуємост напівпровідниковими властивостями мінералів, ii) видалення елементів із стічних вод окислювально-відновним потенціалом відповідних забрудників води. Можливість поліпшити сепарацію флотації і підвищити витягання при зниженні використання, а то і повній відмові від деяких токсичних флотореагентів і зменшенні скидання

Результати дослідження. Експериментально отриманий на лабораторному рівні зв'язок між i) витяганням флотації сульфідних мінералів і контактною різницею потенціалів(КПР) між поверхнею мінералу і Au- електродом; ii) витягання міді, молібдену і заліза в концентрат флотації і окислювально-відновний потенціал пульпи(в порівнянні з SHE - водневому електроду). Дані, що свідчать про позитивний ефект застосування електрохімічної дії : i) поліпшена селекція міді і молібдену в дослідно-промисловому масштабі, ii) витягнута мідь і видалені забруднюючі речовини(миш'як, сульфати) із стічних вод в напівекспериментальному масштабі, iii) підвищене витягання свинцю і цинку в промисловий масштаб.

Ключові слова: електрохімічна дія, флотація рудних копалин, очищення стічних вод здобичі і збагачення корисних копалини.

УДК 622.235

Перебудов В.В. Протасов В.П. Оцінка сучасного стану та перспективного розвитку гірничодобувного комплексу України

Мета. Метою роботи є встановлення основних проблем пов'язаних з тривалою та інтенсивною експлуатацією родовищ залізрудної сировини та визначення основних пріоритетних напрямів перспективного розвитку підприємств гірничодобувного комплексу України, реалізація яких спрямована на стабілізацію виробничої діяльності, задоволення потреб внутрішнього та зовнішнього ринків залізрудною сировиною, зниження негативного тиску виробничої діяльності гірничодобувних підприємств на довкілля.

Методи дослідження. Використано комплексний метод, який включає в себе аналіз та узагальнення негативних факторів, які стримують подальший та ефективний розвиток підприємств гірничодобувного комплексу та вплив їх діяльності на довкілля, фактичний стан гірничих робіт та виробничих комплексів, які переробляють сировину, як основи для визначення пріоритетних напрямів сталого розвитку підприємств гірничодобувного комплексу на тривалу перспективу.

Наукова новизна. За рахунок комплексного підходу до вирішення основних проблем, встановлена залежність впливу специфічних особливостей на ефективність виробничої діяльності, що дозволило визначити основні пріоритетні напрями подальшого більш ефективного розвитку гірничодобувних підприємств на тривалу перспективу.

Практична значимість. Реалізація пріоритетних напрямів перспективного розвитку гірничодобувних підприємств дозволить суттєво розширити сировинну базу та створити позитивні умови подальшої підтримки виробничих потужностей з видобутку та переробки залізорудної сировини, виробництву конкурентоспроможної товарної продукції, задоволення потреб внутрішнього ринку та збереження експортного потенціалу країни.

Результати. Комплексний підхід до встановлення основних проблемних питань та їх взаємозв'язок з подальшим збільшенням глибини розробки родовищ корисних копалин в складних гірничо-геологічних умовах, дозволяє оптимізувати обсяги розкриття, транспортні схеми видачі гірничої маси на поверхню з подальшим розвитком різних видів транспорту, у тому числі в комбінаціях з поглибленням конвеєрних трактів циклічно-потокових технологій.

Ключові слова. Залізорудна сировини, коефіцієнт розкриття, комплексне використання надр, глибина розробки родовищ, транспортування, конвеєрні комплекси, збагачення, конкурентоспроможність товарної продукції, негативні наслідки виробничої діяльності на довкілля.

Peregudov V.V., Protasov V.P. An estimation of the modern state and perspective development of mining complex of Ukraine

Purpose. Establishment of the main problems associated with long-term and intensive operation of iron ore deposits and determine the main priority areas of long-term development of mining enterprises in Ukraine, which are aimed at stabilizing production, meeting domestic and foreign markets for iron ore, reducing negative pressure activities of mining enterprises on the environment.

Research methods. A complex method, that includes for itself an analysis and generalizations of negative factors, that restrain further and effective development of enterprises of mining complex and influence of their activity on an environment, actual state of mountain works and productive complexes that redo raw material, is used, as bases for determination of priority directions of steady development of enterprises

Scientific novelty. Due to the complex going near the decision of basic problems, set dependence of impact of specific features on efficiency of productive activity, that allowed to define basic priority directions of further more effective development of mining enterprises on the protracted prospect.

Practical significance. Realization of priority directions of perspective development of mining enterprises will allow substantially to extend the source of raw materials and create the positive terms of further support of productive capacities from a booty and processing of iron-ore raw material, to the production of competitive commodity goods, satisfaction of necessities of internal market and maintenance of export potential of country.

Results. The complex going near establishment of basic problem questions and their intercommunication with the further increase of depth of working mine of minerals in the difficult mining and geological conditions, allows the optimize volumes of opening, transport charts of delivery of mountain mass on a surface with further development of different species transport, including in combinations with deepening of conveyer highways of cyclic-stream technologies.

Key words. Iron-ore raw material, opening coefficient, complex use of bowels of the earth, depth of working mine, transporting, conveyer complexes, enriching, competitiveness of commodity products, negative consequences of productive activity on an environment.

УДК 621.311.26

Сінчук О.М., Михайленко О.Ю., Купін А.І., Пересушко І.І., Барановський В.Д. Нечітка система керування процесами «енергопостачання – енергоспоживання» в енергосистемах залізорудних шахт з розподіленою генерацією
Стаття присвячена питанню підвищення енергоефективності роботи гірничорудних підприємств за рахунок зниження складової витрат на електроенергію у собівартості видобутої залізорудної сировини. Це досягається здійсненням розподіленої генерації електроенергії з інтелектуальним керуванням комплексом «енергопостачання – енергоспоживання».

Мета. Мета роботи полягає у розробці інтелектуальної системи керування комплексом «електропостачання – енергоспоживання» гірничорудних підприємств з розподіленою генерацією електричної енергії на основі нечіткої логіки для підвищення енергоефективності видобутку залізорудної сировини.

Методи дослідження. Для проведення даного дослідження були використані такі методи: аналіз, систематизація, узагальнення – з метою вивчення та узагальнення досвіду побудови інтелектуальних систем керування електропостачанням; синтез – для розробки нечіткої системи керування процесами «електропостачання–енергоспоживання»; комп'ютерне моделювання для визначення чисельних значень економічних показників роботи інтелектуальної системи керування енергосистемою гірничого підприємства з розподіленою генерацією.

Наукова новизна. Розроблено нечітку систему керування комплексом «електропостачання – енергоспоживання» гірничорудного підприємства та визначений раціональний порядок її роботи з точки зору економічного показника чистої приведеної вартості.

Практична значимість. Результати можуть бути використані для покращення енергоефективності роботи наявних систем електропостачання гірничорудних підприємств, що видобувають залізорудну сировину.

Результати. Синтезовано структуру схеми розподіленої багатоканальної нечіткої системи керування енергосистемою та алгоритми її дії. Досліджено економічну ефективність інтелектуальної системи керування у різних варіантах живлення споживачів гірничорудного підприємства, а саме: при автономному живленні від джерел розподіленої генерації у години пік та при додатковому живленні від джерел розподіленої генерації (разом з централізованим) у години дії максимального навантаження і години пік. Дослідження показало, що за чистою наведеною вартістю ефективнішою є нечітка система керування, яка дефіцит потужності, визначений піковим тарифом або рівнем енергоспоживання, покриває за рахунок раціонального задіяння ресурсів розподіленої генерації.

Ключові слова: гірничорудне підприємство, енергосистема, розподілена генерація, нечітка система керування, інтелектуальна система керування, відновлювані джерела енергії, економічна ефективність, чиста приведена вартість.

Sinchuk O.M., Mykhailenko O.Yu, Kupin A.I, Peresunko I.I., Baranovskiy V.D. Fuzzy control system of processes "power supply - power consumption" in power systems of iron ore mines with distributed generation

The paper is devoted to the issue of improving the energy efficiency of mining enterprises by reducing the component of electricity costs in the cost of extracted iron ore. This is achieved by the implementation of distributed electricity generation with intelligent control of the complex "power supply - power consumption".

Purpose. The purpose of the work is to develop an intelligent control system for the complex "power supply - power consumption" of mining enterprises with distributed generation of electricity based on fuzzy logic to improve energy efficiency of iron ore production.

Research methods. The following methods were used to conduct this study: analysis, systematization, generalization - in order to study and generalize the experience of building intelligent power management systems; synthesis - to develop a fuzzy control system for the processes of "power supply-power consumption"; computer modeling to determine the numerical values of economic indicators of the intelligent power control system of a mining company with distributed generation.

Scientific novelty. The fuzzy control system of the complex "power supply - power consumption" of the mining enterprise is developed and the rational order of its work from the point of view of the economic indicator of net present value is defined.

Practical significance. The results can be used to improve the energy efficiency of existing power systems of mining enterprises that extract iron ore.

Results. The structure of the scheme of the distributed multichannel fuzzy power system control system and algorithms of its operation are synthesized. The economic efficiency of intelligent control system in different power supply options of mining consumers is studied, namely: autonomous power supply from distributed generation sources during peak hours and additional power supply from distributed generation sources (together with centralized) during maximum load hours and peak hours. The study showed that fuzzy control system is more efficient at net present value, which covers the deficit of power, determined by the peak tariff or the level of power consumption, due to the rational use of distributed generation resources.

Key words: mining enterprise, power system, distributed generation, fuzzy control system, intelligent control system, renewable energy sources, economic efficiency, net present value.

УДК 622.235:622.271

Стрілець О.П., Єременко Г.І., Тітов Д.А., Генкуленко С.М., Аналіз сейсмобезпеки споруджень Кривбасу за умов вибухових робіт при зменшеній санітарно-захисній зоні кар'єру «Південний» ТОВ «Рудомайн»

Основна мета дослідження полягає в удосконаленні методу оцінки вібрації, зумовленої короткоуповільненим підіриванням свердловинних зарядів, заснованого на визначенні максимальної маси вибухової речовини в групі уповільнення для розрахунку схем комутації блоків в кар'єрі «Південний» ТОВ «Рудомайн», що забезпечить допустимі значення швидкості сейсмічних коливань ґрунту на межі санітарно-захисної зони для будівель і споруд м. Кривий Ріг.

Методами дослідження є апаратна реєстрація сейсмічних проявів масових технологічних вибухів у кар'єрі та математичне моделювання фізичних коливальних процесів на базі реєстраційних таблиць та матриць у прив'язці до динамічних реакцій активованих вибухом елементів споруджень, розташованих в зоні його сейсмічного впливу.

Наукова новизна дослідження полягає в установленні закономірностей сейсмічного впливу масових вибухів кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН» на будівлі та споруди за умов здійснення вибухових робіт при зменшеній санітарно-захисній зоні. Вдосконалено методику розрахунку сейсмобезпечної маси вибухових речовин в групі уповільнення на основі експериментального визначення коефіцієнта умов проведення вибуху K , який залежить від гірничо-геологічних та технологічних умов проведення вибуху в кар'єрі, а також – поширення сейсмічних хвиль від блоку до будівель та споруд.

Практичне значення: прогнозування параметрів вібрації ґрунту в основі будівель та споруд на базі експериментально встановленого коефіцієнта умов проведення вибуху K дозволяє більш точно визначати максимальну масу вибухових речовин (ВР) в ступені уповільнення, що надає можливість одночасно підірвати більшу їх масу в межах одного блоку, розподіляючи її на групи зарядів, що не перевищують максимально допустиму сейсмобезпечну масу. Це дозволяє збільшити масу вибухових речовин на один масовий вибух та зменшити кількість масових вибухів і їх вплив на будівлі, які знаходяться на межі санітарно-захисної зони кар'єру.

Висновки. Допустима швидкість сейсмічних коливань ґрунту будівель, наближених до межі санітарно захисної зони кар'єру «Південний» ТОВ «РУДОМАЙН», при частоті нижче 20 Гц складає 0,4 см/с, що відповідає II балам за шкалою MSK-64. Такі коливання не становлять загрози житловим будівлям, що перебувають в задовільному стані.

Ключові слова: гірська порода, вибух, кар'єр, сейсмоефект вибуху, сейсмобезпека.

Strilets O.P., Yeremenko G.I., Titov D.A., Henkulenko S.M. Seismic safety analysis of Kryvbas structures under explosion works with reduced sanitary and protection zone of the open-pit «Southern» of «Rudomine» LLC

Purpose. To improve the method of estimating vibration due to short-term detonation of borehole charges, based on determining the maximum mass of explosives in the deceleration group to calculate switching schemes in the open-pit "Southern" LLC "Rudomine", which will soil on the border of the sanitary protection zone for buildings and structures of Kryvyi Rih.

Research methods. Hardware registration of seismic effects of mass technological explosions in the open-pit and mathematical modeling of physical oscillatory processes on the basis of registration tables and matrices related to dynamic reactions of explosion-activated structural elements located in the zone of its seismic impact.

Scientific novelty. The regularity of seismic impact of mass explosions of the open-pit "Southern" LLC "Rudomine" on buildings and structures under the conditions of blasting in a reduced sanitary protection zone. The method of calculating the seismically safe mass of explosives in the deceleration group based on experimental determination of the coefficient of explosion conditions K , which depends on mining, geological and technological conditions of explosion in the open-pit, and the dissemination of seismic waves from the block to buildings and structures.

Practical significance. Prediction of soil vibration parameters at the base of buildings and structures on the basis of experimentally established coefficient of conditions of explosion K allows to more accurately determine the maximum mass of explosives in the degree of deceleration, which allows to simultaneously detonate more mass its groups of charges that do not exceed the maximum allowable seismic mass. This allows you to increase the mass of explosives per mass explosion and reduce the number of mass explosions and their impact on buildings that are on the border of the sanitary protection zone of the open-pit.

Results. The allowable speed of seismic oscillations of the soil of buildings close to the sanitary protection zone of the open-pit «Southern» of «Rudomine» LLC at a frequency below 20 Hz is 0.4 cm/s, which corresponds to the second point on the MSK-64 scale. Such fluctuations do not pose a threat to residential buildings that are in satisfactory condition.

Key words: rock, explosion, quarry, seismic effect of explosion, seismic safety.

УДК 658.652: 64.622.3

Азарян А.А., Моргун В.С., Трачук А.А., Швидкий О.В. Оперативний контроль вмісту заліза у подрібненій гірничій масі

Мета. Грунтуючись на результатах теоретичних, лабораторних і промислових випробувань, рекомендовано технологію оперативного контролю змісту заліза у подрібненій гірській масі.

Методи. Використано математичні методи оцінювання розподілення помилок за законом Гауса, визначення апаратурної похибки, яка здебільшого визначається величиною статичної похибки.

Наукова новизна. Встановлено, що, при опроміненні проби через матеріал кювети (дно) контрастність в 1.8 разів нижче, ніж при опроміненні безпосередньо матеріалу проби, що призводить до зростання похибки визначення до 0.4...0.5% абс.; величина похибки визначення вмісту значною мірою визначаються кількістю проведених вимірів інтенсивності від проби.

Практична значимість. Мінімальна похибка та максимальна контрастність забезпечуються при попередньому вирівнюванні поверхні проби ущільненням та напрямком пучка випромінювання на поверхню проби безпосередньо. У цьому випадку середня похибка вимірів може бути досягнута (при необхідній кількості вимірів) 0.2% абс. Таким чином, підготовка проб та опромінення їх, коли проба ущільнена і опромінюється матеріал проби безпосередньо, забезпечує найкращі результати збіжності контрастності і, в результаті, найменші похибки вимірювань.

Результати. Встановлено, що розкид показань, що характеризується середньою швидкістю рахунку із відносною похибкою для трьох варіантів вимірів різний і лежить в діапазоні від 0.28% до 1.63%. Контрастність так само різна й у межах 0.69-1.32. Опромінення проби через дно кювети через розсіювання гамма-випромінювання матеріалом кювети та його реєстрації детектором радіометра збільшує величину загальної інтенсивності від проби.

Ключові слова. Апаратурна похибка, контрастність, опромінення, проби, кювета, розпад радіонуклідів, оперативний контроль, зміст заліза, гірська маса, пристрій ПАКС, потік, розсіяне гамма-випромінювання.

Azaryan A.A., Morgun V.S., Trachuk A.A., Shvydkyi O.V. Operational control of iron content in crushed rock mass

Purpose. Based on the results of theoretical, laboratory and industrial tests, the technology of operational control of iron content in crushed rock mass is recommended.

Research methods. Mathematical methods for estimating the distribution of errors according to Gauss's law, determination of hardware error, which is mostly determined by the magnitude of static error.

Scientific novelty. It was found that, when irradiating the sample through the cuvette material (bottom), the contrast is 1.8 times lower than when irradiating the sample material directly, which leads to an increase in the error of determination to 0.4-0.5% abs.; the magnitude of the error in determining the content is largely determined by the number of measurements of intensity from the sample.

Practical significance. Minimum error and maximum contrast are provided by pre-leveling the sample surface with a seal and the direction of the radiation beam on the sample surface directly. In this case, the average measurement error can be achieved (with the required number of measurements) 0.2% abs. Thus, the preparation of samples and their irradiation, when the sample is compacted and the sample material is irradiated directly, provides the best results of contrast convergence and, as a result, the smallest measurement errors.

Results. It was found that the scatter of readings, characterized by the average speed of the account with a relative error for the three measurement options is different and ranges from 0.28% to 1.63%. The contrast is also different in the range of 0.69-1.32. Irradiation of the sample through the bottom of the cuvette through the scattering of gamma radiation by the cuvette material and its registration by the radiometer detector increases the value of the total intensity of the sample.

Key words. Minimum error, contrast, irradiation, samples, cuvette, radionuclide decay, operational control, iron content, rock mass, PACS device, flux, scattered gamma radiation.

УДК 614.841.4: 621.867.2

Євстратенко І.А., Федько Д.М., Євстратенко Л.І., Рясний В.М., Чухарев С.М., Заєць В.В. Протипожежний захист конвеєрного транспорту на гірничорудних підприємствах: стан та пошук рішень щодо його підвищення

Мета. Проаналізувати стан протипожежного захисту одного з найбільш пожежонебезпечних об'єктів гірничорудного виробництва, а саме – конвеєрного транспорту. Визначити основні причини пожеж як на їх початковій стадії, так і на етапі розвитку. Розглянути вітчизняний та зарубіжний досвід, проведених попередніх експериментів та досліджень щодо визначення ефективності різних засобів пожежогасіння, засобів виявлення пожеж та оповіщення про них.

Методи дослідження. Обробка статистичних даних щодо причин пожеж, що мали місце в конвеєрних виробках (у тому числі в похилих стволах) шахт Криворізького залізрудного басейну та Марганецького ГЗК, а також на конвеєрних трактах об'єктів циклічно-поточної технології (ЦПТ) ГЗК.

Наукова новизна. Доопрацьовані «Вихідні технічні вимоги на проектування системи автоматичного пожежогасіння в похилих стволах, обладнаних стрічковими конвеєрами». Розроблені раціональні схеми пожежогасіння, з використанням найбільш ефективних засобів гасіння пожеж.

Практична значимість. Розглянуто важливість широкого використання конвеєрного транспорту на гірничорудних підприємствах України з відкритим та підземним способами видобутку корисних копалин. Проаналізовано місія високого пожежного навантаження та запропоновані дієві заходи щодо подальшого підвищення рівня протипожежного захисту цих об'єктів. Встановлено, що основними причинами виникнення пожеж на стрічкових конвеєрах є привідних та натяжних барабанів, експлуатація пошкоджених стрічок та таких, які не відповідають діючим вимогам безпеки. Ще одна з причин - низький рівень технічного обслуговування конвеєрів.

Результати. На основі розгляду проблем та проведеного аналізу причин розвитку пожеж запропоновано закладати в робочі проекти найбільш сучасні, ефективні та надійні засоби пожежогасіння, зокрема на привідних станціях підземних стрічкових конвеєрів рекомендується встановлювати стаціонарні установки автоматичного водяного пожежогасіння УВПК (модернізований варіант УВПК - Б1), а на лінійній частині виробок з конвеєрним обладнанням - установки УЛГВ (модернізований варіант УВПС). Були проведені в умовах діючих гірничорудних підприємств Криворізького залізничного басейну натурні випробування опрацьованої в цілому системи пожежного захисту конвеєрних трактів.

Ключові слова: протипожежний захист, похилі стволи, конвеєрні тракти, засоби пожежогасіння та пожежної сигналізації.

Yevstratenko I.A., Fedko D.M., Yevstratenko L.I., Riasnyi V.M., Chukharev S.M., Zaiets V.V. Fire protection of conveyor transport at mining enterprises: state and search for solutions to improve it

Purpose. Analyze the fire protection of conveyor transport as one of the most fire hazardous mining facilities. Identify the main causes of fires, both at the initial stage and the stage of development. Consider the domestic and foreign experience of preliminary experiments and studies to determine the effectiveness of various fire extinguishing, detection and notification of fire.

Research methods. Processing of statistical data on the causes of fires, which took place in the conveyor workings of inclined shafts of Kryvyi Rih iron ore basin and Marganetsky GZK.

Scientific novelty. Initial specifications for designing a system of automatic fire extinguishing in inclined shafts equipped with conveyors. Rational fire-extinguishing schemes using the most effective fire-extinguishing means.

Practical significance. Considered the important use of conveyor transport at the Ukraine's mining enterprises with open and underground mining. Analyzed the places of high fire load and proposed effective measures to further improve the fire protection of the facilities. The established main causes of fires at belt conveyors include the snap/jamming of driving and tensioning drums, the operation of damaged belts and do not meet current safety requirements, and the low maintenance of conveyors.

Results. The most modern, effective and reliable means of fire extinguishing are to be included in the working designs. It is recommended to install stationary automatic water fire extinguishing installations at the driving stations of underground belt conveyors, and fire localization and extinguishing water installations on the linear part of workings with conveyor equipment. The full-scale tests of the developed fire protection system of conveyor channels were carried out in conditions of operating mining enterprises of Kryvbas.

Key words: fire protection, inclined shafts, conveyor tracts, fire extinguishing and alarm means.

УДК 622: 553.31 (477.63)

Євстратенко В.Д., Демченко О.С., Євстратенко Є.В., Єременко Г.І., Саженєв С.В. Природні й техногенні чинники стійкості гірничих масивів кар'єрів північного ГЗК

Мета. Ганнівське та Первомайське родовища магнетитових кварцитів розробляються Північним гірничозбагачувальним комбінатом, починаючи з 1963 р. Розташування їх у зоні перетину Криворізько-Кременчуцького та Девладівського глибинних розломів обумовило складну геологічну будову, багатоступеню історію формування продуктивних і вмісних товщ родовищ.

Методи дослідження. Наслідком стала строкатість мінерального складу, структури, текстури руд і порід і, як наслідок, варіативність їх фізичних, технічних властивостей, показників стійкості підроблених гірничих масивів у бортах кар'єрів.

За результатами виконаних авторами комплексних геологічних, мінералогічних, хімічних, гідрогеологічних, фізичних, технічних, технологічних досліджень, були виділені головні фактори впливу на міцність рудних і породних масивів родовищ.

Вплив мінералогічного фактору проявлений кількісним співвідношенням у складі руд і порід мінералів різної твердості (за Ф.Моосом, від 1 у тальку до 8 у гранату) і з різною спайністю (від дуже досконалої у тальку, хлориту до недосконалої у кварцу, магнетиту).

Наукова новизна. Геологічний фактор реалізований через особливості стратиграфії (чергування в розрізі верств руд і порід різної міцності) та тектоніки родовища (велика кількість розривних порушень з різним ступенем дроблення руд і порід), а також через різну міру метасоматичних, гіпергенних їх перетворень.

Значення гідрогеологічного фактору полягає в різній обводненості руд і порід та різному впливі зволоження на їх фізичні й технічні характеристики.

Практична значимість. Роль геодинамічного фактору обумовлена особливостями технологій буро-вибухових, розкривних, добувних, навантажувально-розвантажувальних робіт, які спричиняють порушення напружено-деформованого стану гірничих масивів.

Результати. З використанням отриманих даних була розроблена класифікація гірничих масивів обох родовищ за їх стійкістю, проведено районування родовищ за цим показником, складені карти стійкості гірничих масивів Первомайського та Ганнівського кар'єрів.

Ключові слова: родовища магнетитових кварцитів, геодинамічний фактор, обводненість руд і порід.

Yevtekhov V.D., Demchenko O.S., Yevtekhov Ye.V., Yeremenko G.S., Sazheniev S.V. Natural and man-made factors of stability of mountain massifs of northern GOK quarries

Purpose. The Hannivka and Pervomayka deposits of magnetite quartzites are being developed by the Northern Mining and Processing Plant since 1963. Their location in the zone of intersection of Kryvyi Rih-Kremenchug and Devladove deep faults led to a complex geological structure, a multi-stage history of the formation of productive and contained strata of deposits. As a result: different mineral composition, structure, texture of ores and rocks and, as a consequence, the variability of their physical, technical properties, indicators of stability of counterfeit rocks on the sides of quarries.

Research methods. According to the results of the authors' complex geological, mineralogical, chemical, hydrogeological, physical, technical, technological studies, the main factors influencing the strength of ore and rock massifs of deposits were identified.

Scientific novelty. The influence of mineralogical factor displayed in the quantitative ratio in the composition of ores and rocks of minerals of different hardness (according to F.Mohs, from 1 in talc to 8 in garnet) and with different cleavage (from very perfect in talc, chlorite to imperfect in quartz, magnetite).

Practical significance. The geological factor is realized due to the peculiarities of stratigraphy (alternation in the section of layers of ores and rocks of different strength) and tectonics of the deposit (a large number of faults with different stage of fragmentation of ores and rocks), as well as different stage of metasomatic, hypergenic transformations.

Results. The significance of the hydrogeological factor is in the different water content of ores and rocks and the different effects of moisture on their physical and technical characteristics.

The role of the geodynamic factor is due to the peculiarities of the technologies of drilling, blasting, mining and loading operations, which cause a violation of the stress-strain conditions of rock massifs.

Using the obtained data, the classification of rock massifs of both deposits according to their stability was developed, zoning of deposits according to this indicator was carried out, maps of the stability of rock massifs of the Pervomayka and Hannivka quarries were compiled.

Key words: magnetite quartzite deposits, geodynamic factor, water content of ores and rocks.

УДК 622.23.05

Маланчук З.Р., Корнієнко В.Я., Чухарєв С.М., Рудика С.М., Засць В.В., Кучерук М.О. Дослідження вібраційно-пневматичних закладних машин в умовах львівсько-волинського вугільного басейну

Мета. Метою роботи є обґрунтування конструктивних параметрів вібраційно-пневматичних закладних машин (ВПМ) з кільцевим ежектором з урахуванням фізико-механічних властивостей закладного матеріалу, що забезпечують підвищення ефективності технологій видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору на шахтах Львівсько-Волинського вугільного басейну. Для досягнення поставленої мети необхідний подальший розвиток досліджень процесів вібропневмотранспортування закладних матеріалів, який дозволить встановити основні параметри вібролотка та кільцевого ежектора вібраційно-пневматичних закладних машин (ВПМ)

Методи дослідження. В роботі використано комплексний метод досліджень, що включає в себе аналіз і узагальнення відомих розробок в досліджуваній області, теоретичні, інформаційно-аналітичні, науково-пізнавальні дослідження та обробку літературних даних.

Наукова новизна. Отримано аналітичні залежності коефіцієнту продуктивності вібролотка вібраційно-пневматичних машин від кута природного укусу матеріалу, що транспортується, та раціонального діаметра транспортного трубопроводу в залежності від розміру транспортуючого матеріалу.

Практична значимість. Проведені дослідження дозволяють визначити конструктивні параметри вібраційно-пневматичних закладних машин з кільцевим ежектором для підвищення ефективності технології видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору. Також було встановлено коефіцієнт продуктивності вібролотка вібраційно-пневматичних закладних машин з кільцевим ежектором, що залежить від фізико-механічних властивостей закладного матеріалу, що транспортується. В результаті досліджень було також визначено раціональний діаметр транспортного трубопроводу вібраційно-пневматичних машин при транспортуванні закладного матеріалу крупністю до 80 мм.

Результати. Результатом роботи є отримані залежності основних параметрів кільцевого ежектора та вібролотка вібраційно-пневматичних закладних машин. Була обґрунтована доцільність застосування вібраційно-пневматичних закладних машин з кільцевим ежектором із визначеними у роботі конструктивними параметрами для підвищення ефективності технологій видобутку корисних копалин підземним способом із закладкою виробленого простору, що була розроблена в ІТМ НАНУ.

Ключові слова: вібраційно-пневматична машина, параметри, закладка, вироблений простір, транспортування, порожня порода.

Malanchuk Z.R., Kornienko V.Ya., Chukharev S.M., Rudyka S.M., Zaiets V.V., Kucheruk M.O. Research of application of vibration-pneumatic installation machines in the conditions of Lviv-Volyn coal basin

Purpose. The aim of the work is to substantiate the design parameters of vibrating-pneumatic embedded machines (VPM) with a ring ejector taking into account the physical and mechanical properties of the embedded material, which increase the efficiency of underground mining technologies. To achieve this goal it is necessary to further develop research on the processes of vibro-pneumatic transport of embedded materials, which will establish the basic parameters of the vibrating tray and the ring ejector of vibrating-pneumatic embedded machines .

Research methods. The paper uses a comprehensive research method, which includes analysis and generalization of known developments in the study area, theoretical, information-analytical, scientific-cognitive research and processing of literature data.

Scientific novelty. Analytical dependences of the coefficient of productivity of the vibrating tray of vibrating-pneumatic machines on the angle of natural slope of the transported material and the rational diameter of the transport pipeline depending on the size of the conveying material are obtained.

Practical significance. The conducted researches allow to determine the design parameters of vibrating-pneumatic embedded machines with a ring ejector to increase the efficiency of the technology of mining in the underground way with the bookmark of the produced space. The coefficient of productivity of the vibrating tray of vibrating-pneumatic embedded machines with a ring ejector was also established, which depends on the physical and mechanical properties of the embedded material to be transported. As a result of researches the rational diameter of the transport pipeline of vibrating-pneumatic machines at transportation of embedded material up to 80 mm in size was also defined.

Results. The result of the work is the obtained dependences of the main parameters of the ring ejector and the vibrating tray of vibrating-pneumatic embedded machines. The expediency of using vibrating-pneumatic embedded machines with a ring ejector with defined design parameters to increase the efficiency of underground mining technologies with the bookmark of the produced space, which was developed at IGM NASU, was substantiated.

Key words: vibrating-pneumatic machine, parameters, laying, produced space, transportation, empty rock

УДК 550.348.334 (477.63)

Пігулевський П.Г., Свистун В.К., Щербіна С.В., Малицький Д.В., Андрущенко Ю.А. Про сейсмічність території Кривбасу за період 2011-2020 рр.

Мета Аналіз результатів фіксації сейсмічних подій на території Криворізького залізорудного басейну і доколишніми до нього районам за період 2011-2020 рр. для визначення особливостей сейсмічних подій та уточнення природи їх походження.

Методика. Фіксація цифровими станціями Головного центру спеціального контролю Державного космічного агентства України і Інституту геофізики ім. С.І. Субботіна НАН України сейсмічних подій в центральній частині України і первинна обробка спостережень системами WSG(Росія) і "Seiscomp3" виробництва "DeutschesGeoforschungszentrum GFZ"(Німеччина). З урахуванням літературних джерел виконаний аналіз і синтез зафіксованих упродовж 2011-2020 рр. даних про сейсмічні події в Криворізькому басейні. Проаналізовано питання впливу природних і техногенних чинників на виникнення локальних землетрусів на території Кривбасу, яка є складовою частиною Ингулецко-Криворожско-Кременчугской шовної зони.

Наукова новизна. Дослідження показали, що природа місцевих землетрусів переважно має індукований характер за рахунок потужних промислових вибухів в кар'єрах і шахтах. Проте, є локальні землетруси, які відбуваються в зонах тектонічних розломів за межами території Кривбасу, що свідчить про зміну пружно-деформаційного стану земної кори в центральній частині Українського щита.

Практична значущість. Результати досліджень дозволяють вирішити ряд важливих проблем гірської геології: визначення зв'язку приповерхневих і глибинних структур і впливу геолого-тектонічної будови на оптимізацію процесу вибухових робіт при видобутку руди.

Результати. Проаналізовано результати обробки зафіксованих сейсмічних подій на території Кривбасу за період з 2011 по 2020 рр. Виконане узагальнення за цей період часу показує, що українськими сейсмостанціями зафіксована в районі Кривбасу понад тисяча потужних промислових вибухів з $m_b \geq 2,0$.

При цьому локальні сейсмічні події в Кривбасі з високим рівнем техногенного навантаження мають, переважно, незначну магнітуду. За останні 10 років в районі Кривбасу зареєстровано 19 сейсмічних подій тектонічного походження з $m_b = 2,1-4,5$. Природа більшості місцевих землетрусів переважно має індукований характер за рахунок потужних промислових вибухів в кар'єрах і шахтах. Зафіксовані локальні землетруси в зонах тектонічних розломів, приурочених до ослабленої зони в центральній частині Українського щита, можуть свідчити про зміну пружно-деформаційного стану геологічного середовища навколо Кривбасу.

Ключові слова: промисловий вибух, сейсмічна подія, розривна тектоніка, геодинамічна рівновага, локальний землетрус.

Pigulevski P.H., Svystun V.K., Shcherbina S.V., Malytsky D.V., Andrushchenko Yu.A. On seismicity of the Kryvbas territory for 2011-2020

Purpose. Analysis of the results of recording seismic events in the territory of the Kryvyi Rih iron ore basin and adjacent areas for the period of 2011–2020 for determining the features of seismic events and clarify their origin.

Research methodos. Fixation by digital stations of the Main Center for Special Control of the State Space Agency of Ukraine and the Institute of Geophysics named after S.I. Subbotin of the National Academy of Sciences of Ukraine of seismic events in the central part of Ukraine and primary processing of observations by the WSG (Russia) and "Seiscomp3" systems produced by "Deutsches Geoforschungszentrum GFZ" (Germany).

Taking into account literary sources, an analysis and synthesis of the data recorded during 2011-2020 was carried out data of seismic events in the Kryvyi Rih basin. The issues of the influence of natural and man-made factors on the occurrence of local earthquakes in the territory of Kryvbas, which is an integral part of the Ingulets-Kryvyi Rih-Kremenchug suture zone, are analyzed.

Scientific novelty. Studies have shown that the nature of local earthquakes is predominantly induced due to powerful industrial explosions in quarries and mines. However, there are local earthquakes that occur in tectonic fault zones outside the territory of Kryvbas, which indicates a change in the elastic-deformation state of the earth's crust in the central parts of the Ukrainian shield.

Practical significance. The research results allow solving a number of important problems of mining geology: determination of the relationship between near-surface and deep structures and the influence of the geological and tectonic structure of the optimization of the blasting process during ore mining.

Results. The results of processing recorded seismic events in the territory of Kryvbas for the period from 2011 till 2020 are analyzed. The generalization performed for this period of time shows that Ukrainian seismic stations recorded over a thousand powerful industrial explosions with $m_b \geq 2,0$ at the aria of Kryvbas. At the same time, local seismic events in Kryvbas with a high level of technogenic load have, for the most part, an insignificant magnitude. Over the past 10 years, 19 seismic events of tectonic origin with $m_b = 2.1-4.5$ have been registered in the Krivbas region. The nature of most local earthquakes is

predominantly induced due to powerful industrial explosions in quarries and mines. Recorded local earthquakes in the zones of tectonic faults, confined to a weakened zone in the central part of the Ukrainian shield, may indicate a change in the elastic-deformation state of the geological environment around Kryvbas.

Key words: industrial explosion, seismic event, discontinuous tectonics, geodynamic equilibrium, local earthquake.

УДК 622.1:528.4:622.271.3

Переметчик А.В., Федоренко С.О., Подойніщина Т.О., Ковтун К.І. Аспекти створення ефективної методики маркшейдерсько-геодезичного забезпечення розробки залізорудного родовища

Мета. Метою роботи є створення ефективної методики маркшейдерсько-геодезичного забезпечення розробки залізорудного родовища. Теоретичні та експериментальні дослідження роботи направлені на створення ефективного методу визначення планово-висотних координат маркшейдерського обґрунтування з найменшим використанням трудовитрат і часу, а також з найбільшою точністю. Такий підхід пояснюється тим, що точність позиціонування в цьому випадку буде найбільш ефективним та актуальним підходом до вирішення проблеми у теперішній час. По мірі будівництва і експлуатації гірничого підприємства, пункти обґрунтування втрачаються як в через їх пряме фізичне знищення в результаті розносу бортів кар'єрів, будівельних і дорожніх робіт, так і через порушення видимості між суміжними знаками при забудові території, відсіпки відвалів та інших робіт. Тому відновлення втрачених та створення нових пунктів опорного маркшейдерського обґрунтування є гострою необхідністю.

Методи дослідження. Для маркшейдерсько-геодезичного забезпечення відкритих гірничих робіт на території гірничого відводу підприємства створюється розгалужена мережа пунктів опорного обґрунтування, яка з розвитком гірничих робіт періодично поповнюється. У зв'язку з необхідністю поповнення мережі, виконуються роботи зі створення опорного маркшейдерського обґрунтування на кар'єрі і його залізничному і автомобільному відвалах. Ці спостереження проводяться з метою вставки нових та перевірки раніше закладених точок в опорній мережі.

Наукова новизна. Застосовано комплекс сучасного маркшейдерсько-геодезичного забезпечення гірничого виробництва, що полягає у використанні новітніх методів і приладів, зокрема, супутникового методу створення опорних мереж. Проведено дослідження зі створення ефективної методики маркшейдерсько-геодезичного забезпечення залізорудного кар'єру.

Практичне значення. Створено ефективну методику маркшейдерсько-геодезичного забезпечення гірничого виробництва, що дозволяє виконувати роботи з найменшим використанням трудовитрат і часу, а також з найбільшою точністю.

Результати. Отримано результати, які дали змогу створити опорну маркшейдерську мережу на території гірничого відводу залізорудного кар'єру. Показано переваги комплексу методів, що базуються на використанні новітніх методів і приладів, зокрема, супутникового методу створення опорних мереж.

Ключові слова: маркшейдерсько-геодезичне забезпечення, опорна маркшейдерська мережа, GPS-спостереження, вставка маркшейдерських пунктів, мережі згущення, відкриті гірничі роботи.

Peremetchyk A.V., Fedorenko S.O., Podoynitsina T.O., Kovtun K.I. Aspects of creating an effective method of mine surveying and geodetic support for the development of an iron ore deposit

Purpose. The aim of the work is to create an effective method of mine surveying and geodetic support for the development of an iron ore deposit. Theoretical and experimental studies are aimed at creating an effective method for determining the planned-altitude coordinates of mine surveying justification with the least use of labor and time, as well as with the greatest accuracy. This approach is explained by the fact that positioning accuracy in this case will be the most effective and relevant approach to solving the problem at the present time. As the mining enterprise is being built and operated, the points of justification are lost both due to their direct physical destruction as a result of the demolition of the sides of quarries, construction and road works, and due to the violation of visibility between adjacent signs during the development of the territory, dumping of dumps and other works. Therefore, the restoration of the lost and the creation of new points of reference surveying substantiation is an urgent need.

Research methods. For mine-surveying and geodetic support of open-pit mining, an extensive network of points of reference justification is created on the territory of the mining allotment of the enterprise, which is periodically replenished with the development of mining operations. Due to the need to replenish the network, work is underway to create a basic surveying justification for the quarry and its dumps. These observations are carried out in order to insert new and check previously laid points in the reference network.

Scientific novelty. A set of modern mine surveying and geodetic support for mining was applied, which consists in the use of the latest methods and instruments, in particular, the satellite method of creating reference networks. Research has been carried out to create an effective method of mine surveying and geodetic support for an iron ore open pit.

Practical significance. An effective method of mine surveying and geodetic support of mining has been created, which makes it possible to perform work with the least use of labor costs and time, as well as with the greatest accuracy.

Results. Results have been obtained that allow creating a basic surveying network on the territory of the mining allotment of an iron ore quarry. The advantages of a set of methods based on the use of the latest methods and instruments, in particular, the satellite method of creating basic networks, are shown.

Key words: mine-surveying and geodetic support, reference surveying network, GPS-observations, insertion of surveying points, thickening networks, open-pit mining.

УДК 622.27 : 621.926.9

Сокур М.І., Білецький В.С. Випробування технології комбінованого подрібнення на Інгулецькому ГЗК

Мета. Удосконалення конструкції і схемних рішень комбінованого подрібнення магнетитових руд в умовах Інгулецького ГЗК. Уведення в науковий обіг результатів промислового випробування в умовах Інгулецького ГЗК нової технології комбінованого подрібнення магнетитової руди.

Методи дослідження. Науковий експеримент. Промислове випробовування модернізованої технологічної схеми і устаткування секції № 18 Ігулецького ГЗК, зокрема: підвищена установлена потужність електродвигунів з 1600 до 2000 кВт (для можливості довантаження куль у млин) реконструйовані головні приводи двох млинів ММС - 7000×2300; розроблені, виготовлені і встановлені на млинах ММС - 7000×2300 класифікуючі бутари поворотного типу з регульованим виводом гальки; млини ММС - 7000×2300 оснащені новою конструкцією футеровки, що дозволило довантажувати у млин кулі; на млинах ММС - 7000×2300 встановлені розвантажувальні грати з щілиновидними отворами шириною 15 мм, розташованими в периферійній частині; на II і III стадії подрібнення використані нові універсальні млини МШЦ - 4000×7500; у II прийомі знешламливання застосований дешламатор МД - 9; на млинах ММС - 7000×2300 для проведення випробувань використані барабани з литими торцевими стінками.

Наукова новизна. Суть технології полягає в додаванні фіксованої кількості металевих куль у млини самоподрібнення ММС - 7000×2300 (I стадія подрібнення). Це забезпечило комбінований механізм руйнування грудок рудної сировини – як помельними тілами, так і крупними шматками руди. На II і III стадії подрібнення застосовуються кульові млини.

Практична значимість. Застосування нової комбінованої технології подрібнення підвищує продуктивність секції на 30,6 т/год. Масова частка заліза в концентраті склала 62,8%, що на 0,3% більше, ніж в раніше випробуваній комбінованій технології подрібнення.

Результати. В умовах Ігулецького ГЗК виконане промислове випробування нової технології комбінованого подрібнення магнетитової руди.

Ключові слова: млини самоподрібнення, комбінована технологія подрібнення, Ігулецький ГЗК, промислове випробовування.

Sokur M.I., Biletsky V.S. Testing of combined crushing technology at Ingulet GZK

Purpose. Improving the design and circuit solutions of combined grinding of magnetite ores in the conditions of Ingulets GZK. Introduction into scientific circulation of the results of industrial testing in the conditions of Ingulets GZK new technology of combined grinding of magnetite ore.

Research methods. Scientific experiment. Industrial testing of the modernized technological scheme and equipment of section № 18 of Ingulets GZK, in particular: increased installed capacity of electric motors from 1600 to 2000 kW (for the possibility of loading balls into the mill) reconstructed main drives of two mills MMC - 7000×2300; developed, manufactured and installed on MMS mills - 7000×2300 classifiers of rotary type with adjustable pebble output; MMC mills - 7000×2300 are equipped with a new lining design, which allowed to load bullets into the mill; on mills MMS - 7000×2300 unloading lattices with slit-shaped openings 15 mm wide located in peripheral part are established; at the II and III stages of grinding new universal mills of MSCh - 4000×7500 are used; in the II method of desliming used deshlamator MD - 9; on mills MMC - 7000×2300 drums with cast end walls were used for carrying out tests.

Scientific novelty. The essence of the technology is to add a fixed number of metal balls to the self-grinding mills MMS-7000×2300 (I stage of grinding). This provided a combined mechanism for the destruction of lumps of ore - both ground bodies and large pieces of ore. At the II and III stages of grinding ball mills are used.

Practical significance. The mass fraction of iron in the concentrate was 62.8%, which is 0.3% more than in the previously tested combined grinding technology. The use of a new combined grinding technology increases the productivity of the section by 30.6 t/h.

Results. An industrial test of a new technology of combined grinding of magnetite ore was performed in the conditions of Ingulets GZK.

Key words: self-grinding mills, combined grinding technology, Ingulets GZK, industrial testing.

УДК 622.271

Біленко П.В., Єременко Г.І., Жуков С.О. Нові детермінанти застосування круто-похилих конвеєрів при відпрацюванні круто-спадаючих родовищ

Мета. На підставі виконаного авторами аналізу стану транспортно-технологічних комплексів рудних кар'єрів аргументовано стверджується, що впровадження круто-похилих конвеєрів у виробничі процеси залізрудних кар'єрів України є найбільш перспективним і реальним напрямком у технічному й економічному вирішенні питань удосконалення переміщення гірничої маси.

Методи дослідження. Застосування круто-похилих конвеєрів забезпечує найбільш гнучку оптимізацію будь-якої внутрішньокар'єрної системи дроблення та транспортування гірських порід, проте, гірничодобувна галузь продовжує працювати з використанням звичайних конвеєрів та автосамоскидів.

Наукова новизна. У даний час неоднозначною альтернативою круто-похилим конвеєрам стає навіть використання 300-тонних і більш потужних самоскидів у зв'язку з великими експлуатаційними витратами.

Практична значимість. Життєздатність застосування похилого конвеєра полягає у ступені його економічності. Це – та перевага, яку він забезпечує порівняно зі звичайною системою доставки за допомогою автомобільного транспорту, яку він має замінити.

Результати. Аналіз останніх досліджень переконливо продемонстрував повністю виправдане відродження інтересу щодо транспортування гірничої маси в глибоких рудних кар'єрах під великим кутом та технічні й економічні переваги даного напрямку одночасно зі зменшенням негативного впливу на навколишнє середовище за умов його реалізації.

Ключові слова: автомобільний транспорт, корисні копалини, відпрацювання кар'єрів.

Bilenko P.V., Yeremenko G. I., Zhukov S.O. New determinants of the use of steeply inclined conveyors in the development of steeply descending deposits

Purpose. Based on the analysis of the state of transport and technological complexes of ore quarries, it is argued that the introduction of steeply inclined conveyors in the production processes of iron ore quarries in Ukraine is the most promising and realistic direction in technical and economic solutions to improve the movement of rock mass.

Research methods. The use of steeply inclined conveyors provides the most flexible optimization of any in-quarry system of crushing and transportation of rocks, however, the mining industry continues to operate using conventional conveyors and dump trucks.

Scientific novelty. At present, even the use of 300-ton and more powerful dump trucks due to high operating costs is becoming an ambiguous alternative to steep conveyors.

Practical significance. The viability of using an inclined conveyor lies in the degree of its economy. This is the advantage it provides over the conventional road delivery system that it has to replace.

Results. The analysis of recent studies has convincingly demonstrated a justified justification for the resurgence of interest in transporting rock mass in deep ore quarries at large angles and the technical and economic benefits of this area while reducing the negative impact on the environment.

Key words: road transport, minerals, quarrying.

УДК 622. 7

Гарбер В., Головань В. Використання пилувугільного палива в металургії та на ГЗК України

Мета. Метою даних досліджень є оцінка можливості застосування використання вугільних технологій на основі відпрацьованих металургами технічних рішень щодо заміни газу вугіллям.

Методи дослідження. Дослідження способів приготування та спалювання пилувугільного палива залежно від властивостей вугілля та технологічного процесу.

Наукова новизна. Наукова новизна результатів дослідження полягає в визначенні основних показників процесу сушіння та спікання металургійних продуктів з використанням вугільного палива залежно від типу та теплової потужності основного технологічного апарату, марки використовуваного вугілля, умов складування та подачі вугілля на помел, що дозволяє значно знизити вартість палива, забезпечити більш рівний діапазон регулювання обладнання та підвищення теплового ККД процесу.

Практичне значення. Практична значущість отриманих результатів технології спалювання вугільного пилу ПВП на підприємствах металургії та ГЗК України дозволяють знизити витрати на паливо у 3-5 разів, забезпечити паливну незалежність країни від зовнішніх постачальників.

Результати. Встановлено, що приготування та спалювання вугільного пилу (ПВП) підбирається залежно від типу та теплової потужності основного технологічного апарату, властивостей використовуваного вугілля, умов складування та подачі вугілля на помел.

Визначено, що помольна система прямого або напівпрямого вдування розробляється спільно з пилувугільним пальником з діапазоном регулювання продуктивності від 1:3 - до 1:10.

При залишку ПВП на ситі 90 мікрон = 0,5 x (зміст легких у вугіллі) витрата електроенергії на помел становитиме 12 -20 кВт на 1 т ПВП. При вологості палива до 30% початкова температура сушильного агента вибирається в межах 200-350 ° С, а при вологості 30-40 % - верхню межу температур піднімають до 600 ° С (за наявності перед млином передвключених підсушуючих пристроїв).

Ключові слова: вугільний пил, технологія, сушіння, спікання, природний газ, витрати на паливо, заміна палива.

Garber V. Golovan V. Use of pulverized coal fuel in metallurgy and GZK of Ukraine

Purpose. The purpose of these studies is to assess the feasibility of using coal technologies on the basis of technical solutions developed by metallurgists to replace gas with coal.

Research methods. Research of methods of preparation and combustion of pulverized coal fuel depending on the properties of coal and technological process.

Scientific novelty. The scientific novelty of the research results is to determine the main indicators of drying and sintering of metallurgical products using coal fuel depending on the type and heat capacity of the main technological apparatus, brand of coal used, conditions of storage and supply of coal for grinding, equal range of equipment regulation and increase of thermal efficiency of the process.

Practical significance. The practical significance of the obtained results of the technology of combustion of PVP coal dust at the enterprises of metallurgy and GZK of Ukraine allows to reduce fuel costs by 3-5 times, to ensure the fuel independence of the country from external suppliers.

Results. It is established that the preparation and combustion of coal dust (PVP) is selected depending on the type and heat capacity of the main technological apparatus, the properties of the coal used, the conditions of storage and supply of coal for grinding.

It is determined that the grinding system of direct or semi-direct injection is developed in conjunction with a pulverized coal burner with a productivity control range from 1: 3 to 1:10.

With a residual PVP on a sieve of 90 microns = 0.5 x (volatile content in coal) the consumption of electricity for grinding will be 12 -20 kW per 1 ton of PVP. At fuel humidity up to 30% the initial temperature of drying agent is chosen within 200-350 ° C, and at humidity of 30-40% - the upper limit of temperatures is raised to 600 ° C (in the presence before the mill of the included drying devices).

Key words: coal dust, technology, drying, sintering, natural gas, fuel costs, fuel change.

УДК 658.562.64:622.3

Азарян А.А., Гриценко А.М., Черкасов О.В., Швидкий О.В. Каротаж вибухових свердловин в умовах відкритої розробки рудних родовищ

Мета. Підвищення точності геофізичний випробувань вибухових свердловин за рахунок використання комбінованих методів каротажу, та аналітичної обробки інформації Ознайомити з принципами проведення каротажу вибухових свердловин, та методикою обробки отриманих даних польових робіт.

Методи дослідження. При обробці даних використовувались методи математичної статистики та методи математичного аналізу. Графічне представлення розподілу заліза загального та заліза магнетитового по глибині свердловини

спрошує роботу оператора з інтерпретації результатів польових робіт з каротажу вибухових свердловин. Комплексний підхід до обробки даних та узагальнення інформації щодо властивостей гірський порід дозволяє визначити області в яких присутній вплив шкідливих факторів.

Наукова новизна. Розробка комбінованого свердловинного пристрою, в якому для визначення вмісту заліза загального використовується гамма-гамма метод селективний, а заліза магнетитового – магнітометричний, та призначений для синхронного визначення вмісту заліза загального та магнетитового вздовж поверхні стінки свердловини. Одночасне використання результатів взаємодії обох методів дозволяє виявити шкідливі чинники на ділянках поверхні свердловини, що негативно впливають на точність. Крім того, аналіз результатів за двома методами дозволяє проводити літологічне розчленування різновидів руд.

Практична значимість. Співробітниками проблемно-галузевої науково-дослідної лабораторії Криворізького національного університету під керівництвом д.т.н., проф. Азаряна А.А. розроблено та впроваджено у виробничі процеси підприємств Криворізького залізрудного басейну, які видобувають відкритим способом, мобільну каротажну станцію на базі УАЗ-452, що містить комбінований свердловинний пристрій. Точність результатів каротажу задовольняє вимоги, що висуваються до таких пристроїв.

Результати. Завдяки оперативному отриманню результату вмісту корисного компоненту, як по залізу загальному так і по магнітному станцією «Кар'єр-Кривбас» геологи отримують дані на основі яких можна вносити корективи при виїмці корисних копалин. «Кар'єр-Кривбас» став незамінним помічником геолога в кар'єрі.

Ключові слова. Каротаж, оперативний контроль, вміст заліза, гірська маса, обробка результатів.

Azaryan A.A., Hrytsenko A.M., Cherkasov O.V., Shvydkyi O.V. Recording of explosive wells in the conditions of open development of ore deposits

Purpose. Improving the accuracy of geophysical tests of explosive wells through the use of combined methods of logging, and analytical processing of information Get acquainted with the principles of logging of explosive wells, and methods of processing the data of field work.

Research methods. Methods of mathematical statistics and methods of mathematical analysis were used in data processing. Graphical representation of the distribution of total iron and magnetite iron in the depth of the well requires the work of the operator to interpret the results of field work on the logging of explosive wells. An integrated approach to data processing and generalization of information on the properties of rocks allows to identify areas where there is an impact of harmful factors.

Scientific novelty. Development of a combined downhole device in which the gamma-gamma method is selective and the magnetite iron is magnetometric to determine the content of total iron, and is designed to synchronously determine the content of total iron and magnetite along the surface of the well wall. Simultaneous use of the results of the interaction of both methods allows to identify harmful factors in areas of the well surface that adversely affect the accuracy. In addition, the analysis of the results by two methods allows lithological dismemberment of ore varieties.

Practical significance. Employees of the problem-branch research laboratory of Kryvyi Rih National University under the leadership of Ph.D., prof. Azaryana AA developed and implemented in the production processes of the enterprises of the Kryvyi Rih iron ore basin, which extract in an open way, a mobile logging station based on UAZ-452, which contains a combined downhole device. The accuracy of the logging results satisfies the requirements for such devices.

Results. Geologists obtain data on the basis of which it is possible to make adjustments when extracting minerals due to the prompt receipt of the result of the content of the useful component, both on total iron and on the magnetic station "Quarry-Kryvbas". "Quarry-Kryvbas" has become an indispensable assistant geologist in his career.

Key words. Logging, operational control, iron content, rock mass, processing of results.

УДК 622. 7

Гарбер В., Головань В. Технологія спалювання вуглецевмісних продуктів у барботуючому шарі для металургії та енергетики

Мета. Метою даних досліджень є оцінка можливості застосування та реалізації в чорній металургії та енергетиці технології відновлювального спалювання вугілля в барботуючому шарі шлаку на основі технічних рішень.

Методи дослідження. Дослідження гранулометричного складу гранульованого шлаку, теплових потоків від шлаку до трубних поверхонь системи випарного охолодження.

Наукова новизна. Наукова новизна результатів дослідження полягає в визначенні особливостей роботи барботажної топкової камери в окисному режимі теплопередачі з температурами газів 1400 °С на вході в котел, підвищенні інтенсивності та високих теплонапружень об'єму топкової камери при спалюванні вугілля в барботажному шарі. паливі на вугільне паливо, не знижуючи потужності та не призводить до проблеми із застиганням шлаку.

Практичне значення. Практична значущість отриманих результатів технології відновлювального спалювання вугілля в барботованому шарі шлаку може застосовуватися для переробки побічних продуктів та відходів металургії, вилучення кольорових металів із доменних пилів.

Результати. Розглянуто різну геометрію камери топки при збереженні відстані 2,5 м між паралельними поздовжніми стінками. Визначено, що тепло, яке вноситься гарячим шлаком, становить 15 %, теплові потоки від шлаку до трубних поверхонь системи випарного охолодження досягають 120,000 ккал/м² за годину.

Встановлено, що випуск гранульованого шлаку в крупності 0,2-2 мм шлаку в енергетичних котлах містить основні сполучні компоненти клінкеру - аліт та беліт, які можна використовувати для отримання шлакоцементів із застосуванням операцій сушіння, помелу гран-шлаків та змішуванні продуктів помелу з готовим цементом. у співвідношенні приблизно 50:50. Визначено можливість виключення недопалу при спалюванні вугілля будь-якої якості в шарі шлаку, що барботується. При газифікації вугілля з високим вмістом сірки. у шлаковому розплаві можна виключити реакгентне очищення газів від з'єднань сірки, обмежуючись лише апаратами газоочищення. Викиди сірки для описаної технології в 3-4 рази менше, ніж за традиційної.

Ключові слова: шлак, барботований шар, топкова камера, шлак, очищення

Garber V., Golovan V. Technology of combustion of carbon-containing products in the bubbling layer for metallurgy and energy

Purpose. The purpose of these studies is to assess the feasibility of application and implementation in ferrous metallurgy and energy technology of renewable combustion of coal in the bubbling layer of slag based on technical solutions.

Research methods. Investigation of granulomeres composition of granulated slag, heat fluxes from slag to tubular surfaces of the evaporative cooling system.

Scientific novelty. The scientific novelty of the research results is to determine the features of the bubbling furnace chamber in oxidative heat transfer with gas temperatures of 1400 ° C at the boiler inlet, increasing the intensity and high voltages of the furnace chamber when burning coal in the bubbling layer. Fuel on coal fuel, without reducing power and does not lead to the problem of solidification of slag.

Practical meaningfulness. The practical significance of the obtained results of the technology of regenerative combustion of coal in the bubbled layer of slag can be used for the processing of by-products and metallurgical waste, extraction of non-ferrous metals from blast furnace saws.

Results. The different geometry of the furnace chamber while maintaining a distance of 2.5 m between the parallel longitudinal walls is considered. It is determined that the heat introduced by hot slag is 15%, and heat fluxes from slag to the pipe surfaces of the evaporative cooling system reach 120,000 kcal / m²·hour.

It was found that the production of granular slag in the size of 0.2-2 mm of slag in power boilers contains the main binder components of clinker - alite, and belite, which can be used to produce slag cement using drying, grinding slag, and mixing grinding products with finished cement. In a ratio of about 50:50. The possibility of excluding annealing during the combustion of coal of any quality in the layer of bubbling slag is determined. When gasification of coal with high sulfur content. In the slag melt, it is possible to exclude reagent purification of gases from sulfur compounds, being limited only to gas purification devices. Sulfur emissions for this technology are 3-4 times less than traditional.

Key words: slag, barbed layer, combustion chamber, slag, cleaning

УДК 622.7.09 (075.8)

Цибулевський Ю.Є., Гриценко А.М., Черкасов О.В., Швидкий О.В. Підвищення точності радіоізотопних густиномірів

Мета. Визначити основні фактори, які впливають на точність роботи радіоізотопних густиномірів, що використовують для контролю густини залізорудної пульпи. А також розробка засобів для компенсації впливу основних похибок, з яких складається сумарна абсолютна випадкова похибка, яка виникає під час контролю. Предметом дослідження було визначення ступеня ослаблення інтенсивності гамма-випромінювання у залежності від густини залізорудної пульпи.

Метод дослідження. Для підвищення чутливості радіоізотопного густиноміра була розроблена функціональна схема цифрового датчика температурної компенсації сцинтиляційного детектора інтенсивності джерела гамма-випромінювання, а також запропоновані засоби деаерації пульпи.

Наукова новизна. У відомих густиномірах залежність вторинного гамма-випромінювання від густини пульпи описується лінійними або експоненціальними рівняннями першого порядку. При цьому джерело і детектор гамма-випромінювання непорушні одне відносно іншого та від рівня залізорудної пульпи. Авторами розроблений пристрій у якому поєднані переваги поплавцевого та радіаційного густиномірів. У запропонованому пристрої джерело гамма-випромінювання вмонтоване у поплавець, при цьому опроміненість детектора зворотно пропорційна квадрату відстані від джерела випромінювання до детектора, що на порядок підвищує чутливість пристрою до густини залізорудної пульпи.

Практична значимість. Підвищення на порядок чутливості радіаційного густиноміра визначає практичну значимість розробленого пристрою.

Результати. Впровадження нового густиноміру створює можливість заміни джерел гамма-випромінювання на джерела видимого спектра світла. При цьому зменшується ціна, вага пристрою і спрощується електронна схема густиноміру.

Ключові слова: густиномір, пульпа, похибка, точність вимірювання, поплавець, гамма-випромінювання, температурна компенсація.

Tsybulevskiy Yu.Ie., Hrytsenko A.M., Cherkasov O.V., Shvydkiy O.V. Improving the accuracy of radioisotope densitometers

Purpose. Determine the main factors affecting the accuracy of radioisotope density meters, which are used to control the density of iron ore pulp. As well as the development of means to compensate for the influence of the main errors that make up the total absolute random error that occurs during control. The subject of the study was to determine the degree of attenuation of the intensity of gamma radiation depending on the density of the iron ore pulp.

Research methods. To increase the sensitivity of the radioisotope densitometer, a functional diagram of a digital sensor for temperature compensation of the scintillation detector of the intensity of the gamma radiation source was developed, and means of pulp deaeration were also proposed.

Scientific novelty. In known density meters, the dependence of secondary gamma radiation on pulp density is described by linear or exponential equations of the first order. In this case, the source and detector of gamma radiation are stationary relative to each other and from the level of iron ore slurry. The authors have developed a device that combines the advantages of float and radiation densitometers. In the proposed device, the source of gamma radiation is mounted in a float, while the irradiance of the detector is inversely proportional to the square of the distance from the radiation source to the detector, which increases the sensitivity of the device to the density of the iron ore pulp by an order of magnitude.

Practical significance. An order of magnitude increase in the sensitivity of the radiation densitometer determines the practical significance of the developed device.

Results. The introduction of a new density meter makes it possible to replace gamma radiation sources with visible light spectrum sources. This reduces the price, weight of the device and simplifies the electronic circuit of the density meter.

Key words: density meter, pulp, error, measurement accuracy, float, gamma radiation, temperature compensation.

УДК 550.8.08

Грищенко А.М. Дослідження методів та засобів визначення вмісту заліза магнетитового

Мета. Видобуток та переробка залізородної сировини неможлива без контролю вмісту заліза магнетитового на всіх етапах. Своєчасна і достовірна інформація про фізико-хімічні властивості залізної руди необхідні для управління процесом її переробки. Методи та засоби що нині застосовуються обмежують промисловців в обсягу проведених вимірювань, часі необхідному для одержання результатів вимірювань та точності їх проведення, що в свою чергу впливає на якості та собівартості кінцевої продукції, та збільшенню втрат.

Метод дослідження. Застосовано комплексний метод досліджень: аналіз фізико-хімічного складу залізних руд, теоретичні узагальнення з використанням теорії взаємодії електромагнітних полів з гірськими породами, методи математичного, імітаційного, комп'ютерного та натурального моделювання. Теоретичні й практичні методи планування експериментів, математичну обробку, аналіз результатів. У роботі використано теорії гірничої справи, електротехніки, алгоритмування та управління; для обробки та узагальнення отриманих даних застосовано методи чисельного, статистичного аналізу та теорії ймовірності.

Наукова новизна. Проведено аналіз та класифікацію методів кількісного аналізу заліза магнетитового. Для подальшої роботи обрано індуктивний метод як найбільш перспективний. Запропоновано макет автогенераторного магнітометричного перетворювача для визначення вмісту заліза магнетитового. Доведено високу точність метода та макета, що його реалізує на зразках залізної руди.

Практична значимість. Використання запропонованого автогенераторного магнітометричного перетворювача в засобах оперативного контролю якості залізних руд дозволить підвищити точність вимірювальних пристроїв оперативного контролю за рахунок зменшення інструментальної похибки.

Результати. Серед розглянутих методів кількісного аналізу магнетитових руд обрано індуктивний, як найбільш перспективний, точний, оперативний, простий в реалізації вимірювальних засобів. Запропоновано макет автогенераторного магнітометричного вимірювального засобу, що реалізує індуктивний метод, лабораторні дослідження дозволили визначити його точність.

Ключові слова: кількісний аналіз, магнетит, магнітна сприйнятливість, індуктивний метод, магнітометричний перетворювач, автогенератор, контроль якості, похибка вимірювань.

Hrytsenko A.M. Reserch of method and means of determination of magnetic iron content

Purpose. Extraction and processing of iron ore is impossible without control of the content of magnetite iron at all stages. Timely and reliable information about the physicochemical properties of iron ore is necessary to control the process of its processing. The methods and tools currently used limit industrialists in the amount of measurements taken, the time required to obtain measurement results and the accuracy of their implementation, which in turn affects the quality and cost of final products, and increase losses.

Research methods. A complex research method was used: analysis of physicochemical composition of iron ores, theoretical generalizations using the theory of interaction of electromagnetic fields with rocks, methods of mathematical, simulation, computer and field modeling. Theoretical and practical methods of planning experiments, mathematical processing, analysis of results. Theories of mining, electrical engineering, algorithms and control are used in the work; methods of numerical, statistical analysis and probability theory were used to process and generalize the obtained data.

Scientific novelty. The analysis and classification of methods of quantitative analysis of magnetite iron is carried out. For further work, the inductive method was chosen as the most promising. A model of an autogenerator magnetometric transducer for determining the content of magnetite iron is proposed. The high accuracy of the method and the model that implements it on iron ore samples is proved.

Practical significance. The use of the proposed autogenerator magnetometric transducer in the means of operational quality control of iron ores will increase the accuracy of measuring devices of operational control by reducing the instrumental error.

Results. Among the considered methods of quantitative analysis of magnetite ores selected inductive, as the most promising, accurate, operational, easy to implement measuring instruments. A model of an autogenerator magnetometric measuring instrument that implements the inductive method is proposed, laboratory studies have determined its accuracy.

Key words: quantitative analysis, magnetite, magnetic susceptibility, inductive method, magnetometric transducer, autogenerator, quality control, measurement error.

УДК 004.451.25: [622.788:621.867]

Лобов В.Й., Єфіменко Л.И., Тиханський М.П., Тиханська А.М. Дослідження процесу керування термічним обробленням залізородних котунів за допомогою нейронної мережі

Мета. Метою роботи є підвищення якості термічного оброблення залізородних котунів та ефективності роботи виробництва за рахунок розробки нових більш точних способів управління регламентними параметрами технологічних зон, враховуючи вплив на них сусідніх зон.

Методи дослідження. Використано методи знаходження оптимальних рішень на основі математичного моделювання, методи системного аналізу, теорії оптимальних рішень, а також методи досліджень розроблені в теорії автоматичного керування; методи обробки випадкових процесів і математичної статистики, аналіз літературних і патентних джерел, наукове узагальнення раніше виконаних досліджень.

Наукова новизна. Пропонуються нові більш точні способи керування термічним обробленням залізородних котунів за допомогою нейронної мережі. На основі аналізу існуючих способів управління процесом термічної обробки залізородних котунів на машині конвеєрного типу обґрунтовано необхідність розробки нових більш точних способів управління регламентними параметрами технологічних зон, враховуючи вплив на них сусідніх зон.

Досліджено можливість підтримки регламентних параметрів технологічних зон з використанням технологій штучних нейронних мереж. При цьому керування відбувається за рахунок визначеної у роботі структури штучної нейронної мережі для технологічної зони, яка враховує взаємозв'язок з сусідніми зонами, фізико-хімічні властивості котунів і швидкість переміщення візків конвеєрної стрічки протягом технологічної зони.

Практична значимість. Виконано комп'ютерне моделювання технологічної першої зони сушіння котунів, яка взаємопов'язана з другою зоною сушіння і зоною охолодження, що дозволило створити модель системи, яка забезпечила стабілізацію температури верхнього шару котунів у першій зоні сушіння на базі нейромережевої адаптації параметрів температури теплоносія газоповітряного потоку.

Керування термічним обробленням залізородних котунів з врахування параметрів, які постійно змінюються, що проявляється у вигляді врахування взаємозв'язку з сусідніми зонами, фізико-хімічні властивості котунів і швидкість переміщення візків конвеєрної стрічки протягом технологічної зони дозволяє підвищити ефективність роботи виробництва.

Запропоновано принципи побудови автоматизованої системи та алгоритми керування термічним обробленням залізородних котунів за допомогою нейронної мережі, що відрізняються тим, що пропонуються нові більш точні способи управління регламентними параметрами технологічних зон, з врахуванням впливу на них сусідніх зон.

Результати. Керування термічним обробленням залізородних котунів за допомогою нейронної мережі дозволяє враховувати збурюючі впливи зумовлені регламентними параметрами технологічних зон та підтримувати показники якості управління в заданих межах.

Ключові слова: залізородні котуни, машина конвеєрного типу, технологічна зона, процес сушіння, нейронна мережа.

Lobov V.Y., Yefimenko L.I., Tykhanskyi M.P., Tykhanska A.M. Investigation of the control process of heat treatment of iron ore pellets using a neural network

Purpose. The purpose of this work is to improve the quality of heat treatment of iron ore pellets and production efficiency by developing new more accurate ways to manage the regulatory parameters of technological zones, taking into account the impact of neighboring zones.

Research methods. The paper uses methods for finding optimal solutions based on mathematical modeling, methods of systems analysis, the theory of optimal solutions, as well as research methods developed in the theory of automatic control; methods of processing random processes and mathematical statistics, analysis of literature and patent sources, scientific generalization of previously performed research.

Scientific novelty. New, more accurate ways to control the heat treatment of iron ore pellets using a neural network are proposed. Based on the analysis of existing methods of controlling the process of heat treatment of iron ore pellets on a conveyor type machine, the need to develop new more accurate methods of controlling the regulatory parameters of technological zones, taking into account the impact of neighboring zones.

The possibility of maintaining the regulatory parameters of technological zones with the use of artificial neural network technologies has been investigated. The control is due to the structure of the artificial neural network for the technological zone, which takes into account the relationship with neighboring zones, physicochemical properties of the cones and the speed of movement of the conveyor belts during the technological zone.

Practical significance. Computer simulation of the technological first zone of drying of pellets, which is interconnected with the second drying zone and cooling zone, allowed to create a model of the system that stabilized the temperature of the upper layer of pellets in the first drying zone on the basis of neural network adaptation of gas flow temperature.

The authors propose the principles of building an automated system and control algorithms for heat treatment of iron ore pellets using a neural network, characterized in that new more accurate ways to control the regulatory parameters of technological zones, taking into account the impact of neighboring zones.

Results. Control of heat treatment of iron ore pellets by means of a neural network allows to consider disturbing influences caused by regulatory parameters of technological zones and to maintain indicators of quality of management within the set limits.

Key words: iron ore pellets, conveyor type machine, technological zone, drying process, neural network.

УДК 622.012:658.5:622.68

Азарян В.А. Обґрунтування напрямків вдосконалення порошкового аналізатора проб

Мета. Стаття спрямована на аналіз рівня точності вимірів порошкового аналізатора проб та надійності його роботи для визначення напрямків його вдосконалення.

Методи дослідження. Об'єктом досліджень є порошковий аналізатор проб (ПАП), що розроблений колективом проблемно-галузевої лабораторії Криворізького національного університету та призначений для точного і швидкого визначення вмісту корисного компоненту (заліза загального) у підготовлених пробах. В статті виконано аналіз статистичних даних значень відхилень вмісту корисного компоненту ПАП від хімічного аналізу. В якості дослідницького зразку проаналізовано роботу порошкового аналізатора проб, що застосовується на РЗФ Гірничого департаменту ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг». Розглянуто основні фактори, що впливають на точність вимірів вмісту корисного компоненту, їх класифіковано, наведено відповідні графічні матеріали, що відображують різні показники похибки. На основі графоаналітичних досліджень та методів математичної статистики отримано дані щодо похибок вимірів та обґрунтовано основні напрямки вдосконалення порошкового аналізатора проб.

Наукова новизна полягає в обґрунтуванні перспективних напрямків вдосконалення порошкових аналізаторів проб з метою підвищення точності вимірів вмісту корисного компоненту та надійності роботи.

Практичне значення. Вдосконалення порошкових аналізаторів проб дозволить підвищити точність вимірів та надійність їх роботи, що безумовно позитивно вплине на процес контролю та управління якістю залізородної сировини, а у подальшому - зміцнить конкурентноздатність гірничих підприємств.

Результати. Дослідженнями встановлено, що відхилення вмісту корисного компонента оперативних показників порошкових аналізаторів проб від хімічного аналізу було викликано в основному людським фактором на різних етапах застосування цих приладів – від підготовки проб, налаштування та калібрування, до процесу виміру та реєстрації даних. Лише у окремих випадках збільшення похибки вимірів більше, ніж паспортний показник, було спричинено некоректною роботою апаратної бази пристрою. Визначено напрямки та методи вдосконалення порошкових аналізаторів проб.

Ключові слова: порошковий аналізатор проб, залізородна сировина, фактори, що впливають на точність вимірів.

Azarian V.A. Justification of the improvement of the powder sample analyzer

Purpose. The article is aimed at analyzing the level of measurement accuracy of the powder sample analyzer and the reliability of operation in order to determine the directions for its improvement.

Research methods. The object of research is a powder sample analyzer, developed by the team of the problem-industry laboratory of the Kriviy Rih National University, and designed for accurate and fast determination of the content of a useful component (common iron) in prepared samples. The article analyzes the statistical data of the values of deviations of the content of the useful component of powder sample analyzer from chemical analysis. As a research sample, the work of a powder sample analyzer was analyzed, which is used at the ROF of the Mining Department of PJSC ArcelorMittal Kryvyi Rih. The main factors influencing the accuracy of measurements of the content of a useful component are considered, they are classified, the corresponding graphic materials are given, displaying different deviation indicators. On the basis of graphic-analytical studies and methods of mathematical statistics, data on measurement deviations were obtained and the main directions for improving the powder sample analyzer were substantiated.

Scientific novelty. The substantiation of promising directions for the improvement of powder sample analyzers in order to increase the accuracy of measurements of the content of a useful component and the reliability of operation.

Practical significance. The improvement of powder sample analyzers will improve the accuracy of measurements and the reliability of their work, which, of course, will positively affect the process of monitoring and managing the quality of iron ore raw materials, and in the future will strengthen the competitiveness of mining enterprises.

Results. Studies have established that deviations in the content of the useful component of the operational indicators of powder sample analyzers from chemical analysis were mainly caused by the human factor at various stages of the use of these devices - from sample preparation, adjustment and calibration, to the measurement and data recording process. And only in some cases, an increase in the deviation of measurements more than the passport indicator was caused by incorrect operation of the hardware base of the device. Directions and methods for improving powder sample analyzers are determined.

Key words: powder sample analyzer, iron ore raw materials, factors affecting measurement accuracy

УДК 681.5:[622.73+622.74]

Швец Д. В. Автоматизоване керування процесами подрібнення і класифікації залізородної сировини на основі визначення її міцності

Мета. Розглянуто задачу зниження коливання вмісту заліза в промпродуктах першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальних фабрик гірничозбагачувальних комбінатів, де вихідна руда надходить на переробку з декількох родовищ з різним вмістом магнітного заліза. Метою роботи є розробка системи стабілізації вмісту заліза в промпродуктах першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальних фабрик (РЗФ) гірничозбагачувальних комбінатів. Об'єктом дослідження є процес подрібнення залізної руди на першій стадії подрібнення і класифікації. Предметом дослідження є система стабілізації вмісту заліза на виході першої стадії магнітної сепарації.

Метод дослідження. Зниження коливання вмісту заліза в промпродуктах першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальних фабрик гірничозбагачувальних комбінатів пропонується здійснити шляхом реалізації автоматизованої системи, що дозволяє визначати міцність вихідної руди, що надходить в живлення першої стадії подрібнення і класифікації, в залежності від вмісту в ній магнітного заліза. Управління процесами подрібнення і класифікації здійснюється шляхом корекції подачі руди і води в млин і подачі води в класифікатор в автоматичному режимі в залежності від міцності залізної руди в живленні млина.

Наукова новизна. Запропоновано спосіб керування процесом подрібнення залізної руди на першій стадії подрібнення і класифікації на основі визначення її міцності. Розроблено функціональну схему системи автоматичної стабілізації вмісту заліза на виході першої стадії магнітної сепарації.

Практична значимість. Розроблений спосіб автоматичного управління одностадійним циклом мокрого подрібнення на основі визначення міцності вихідної руди дозволить стабілізувати вміст магнітного заліза на виході першої стадії магнітної сепарації, що, в свою чергу, підвищить якість кінцевого продукту рудозбагачувальної фабрики – залізородного концентрату.

Результати. Отримані результати створюють перспективи для подальших досліджень, спрямованих на реалізацію запропонованої системи автоматичної стабілізації вмісту заліза на виході першої стадії магнітної сепарації рудозбагачувальної фабрики.

Ключові слова: автоматизоване керування, подрібнення, класифікація, магнітне залізо (магнетит), міцність, оперативний контроль.

Shvets D.V. Automated control of the iron ore grinding and classification process on the basis of determining its strength

Purpose. There was consideration of the problem for decreasing the iron content variability in middlings of the first stage magnetic separation for concentrating plants, where the initial ore comes from several deposits with different contents of magnetic. The purpose of the work is to develop the system for stabilizing the iron content in middlings of the first stage of magnetic separation of concentrating plants. The object of the study is the iron ore grinding process in the mill and classification at the concentrating plants. The subject of study is the system for iron content stabilizing at the output of the first stage of magnetic separation.

Research methods. Reduction of iron content variability in middlings of the first stage magnetic separation for concentrating plants has been proposed to realize by implementing an automated system that allows determining the strength of the initial ore feed on the first stage of mill and classification, depending on the content of magnetic iron in it. The grinding and classification processes are controlled by correcting the supply of ore and water to the mill and feeding the water to the classifier in automatic mode, depending on the strength of the ore in the mill feed.

Scientific novelty. A method for controlling the process of grinding iron ore on the first stage of mill and classification based on determining its strength was proposed. A functional diagram of the automatic stabilization system of iron content at the output of the first stage of magnetic separation is developed.

Practical significance. The developed method of automatic control of a one-stage wet grinding cycle based on the determination of the strength of the initial ore allows stabilizing the content of magnetic iron at the output of the first stage of magnetic separation, that improve the quality of concentrate.

Results. The obtained results create prospects for further research aimed at implementing the proposed system of automatic stabilization of iron content at the output of the first stage of magnetic separation of the concentrating plants.

Key words: automated control, grinding, classification, magnetic iron (magnetite), strength, operational control.

УДК 658.562.012.7.681.26

Азарян А.А., Азарян В.А., Гриценко А.М., Цибулевський Ю.Є., Медяник Я.М., Черксов О.В., Швидкий О.В.

Експрес-аналіз гематитових руд гравітаційним методом

Для оперативного контролю якості мінеральної сировини використовуються різні геофізичні методи, такі як ядерно-фізичні, магнітометричні, ультразвукові, акустичні, радіометричні та інші залежно від фізико-механічних властивостей мінералів. При цьому враховуються наступні параметри оперативного контролю: точність, вартість та експресність (оперативність).

Метою даної роботи є дослідження можливості оперативного контролю вмісту окислених, гематитових руд у діапазоні від 45 до 65 відсотків вмісту заліза із гранулометричним складом -5мм.

Метод-гравітаційний.

Наукова новизна-використання нечіткої логіки у поєднанні з гравітаційним методом.

Результати проведених лабораторних досліджень показали, що за всіма вимогами оперативного контролю вмісту заліза в гематитових рудах, запропонований метод не поступається наявним геофізичним методам. У статті наведено основні вимоги до експрес-аналізу гематитових руд гравітаційним методом. Перевагою запропонованого методу порівняно з геофізичними методами є вартість експрес аналізу однієї проби, що становить приблизно 20 відсотків від вартості відомих. Крім того, цей метод не вимагає використання радіоактивних джерел випромінювання, що підвищує безпеку та охорону праці. Широке впровадження запропонованого пристрою в гірничодобувне виробництво дозволить скоротити кількість проб або відмовитися від дорогого хімічного аналізу.

Ключові слова: експрес, аналіз, оперативний, контроль, вимірювання, вага, гравітаційний, гематитовий, гранулометричний, ущільнення.

Azaryan A.A., Azaryan V.A., Grytsenko A.M., Tsybulevsky Yu.Ye., Medyanik Ya.M., Cherkasov O.V., Shvidky O.V.

Express analysis of hematite ore by gravity method

Various geophysical methods are used for operative quality control of mineral raw materials, such as nuclear-physical, magnetometric, ultrasonic, acoustic, radiometric and others depending on the physical and mechanical properties of minerals. The following parameters of operational control are taken into account: accuracy, cost and expressiveness (efficiency).

Purpose. Study the possibility of operational control of the content of oxidized, hematite ores in the range from 45 to 65 percent of the iron content with a particle size distribution of -5 mm.

Research method. Gravitational.

Scientific novelty. The use of fuzzy logic in combination with the gravitational method.

Results. For all the requirements of operational control of iron content in hematite ores, the proposed method is not inferior to existing geophysical methods. The article presents the main requirements for rapid analysis of hematite ores by gravity. The advantage of the proposed method compared to geophysical methods is the cost of rapid analysis of one sample, which is approximately 20 percent of the cost of known. In addition, this method does not require the use of radioactive sources of radiation, which increases safety and health. Extensive implementation of the proposed device in the mining industry will reduce the number of samples or abandon the expensive chemical analysis.

Key words: express, analysis, operational, control, measurement, weight, gravitational, hematite, particle size, compaction.

УДК 553.613

Плотніков О.В., Курило М.М., Озерко М.В. Комплексні родовища як основне джерело отримання польвошпатової сировини для сучасних технологій

Мета. Польовий шпат - це сировина, обсяг виробництва якої з кожним роком зростає як і ціна на нього. Поступово збільшується споживання в керамічній і скляній промисловості для виробництва сонячних панелей, житлового будівництва і будівництва промислових споруд.

Методи дослідження. Родовища польового шпату включають наступні типи: інтрузивні, ефузивні породи, кору вивітрювання кристалічних порід, осадово-змінені і змінені породи, а також частково середні і основні алюмосилікатні породи.

Наукова новизна. Встановлено промислове значення кожного виду родовищ польового шпату. За мінеральним асоціаціям виділено п'ять типів польвошпатової сировини: 1) польовий шпат (сіеніти, трахіти); 2) кварц-польвошпатово (пегматити, граніти, піски і ін.); 3) нефелін-польвошпатово (нефелінові сіеніти, лужні пегматити); 4) кварц-серицит-польвошпатово (сланці, вторинні кварцити); 5) кварц-каолініт-польвошпатово (піски, лужні каоліни, вторинні кварцити).

Практична значимість На прикладі українських родовищ корисних копалин польового шпату показано, що комплексні родовища з супутніми корисними копалинами стають основним джерелом видобутку. Особливо, якщо це нові об'єкти промислової розробки.

Результати. Автори виділили три основні типи таких складних багатоконпонентних родовищ: 1) родовища інтрузивних порід, в яких кора вивітрювання кристалічних порід розробляється як супутня корисна копалина; 2) комплексні родовища, в яких польовошпатові породи є вміщуючими або перекиваючими, і також можуть розглядатися як супутні корисні копалини; 3) родовища, де можливе отримання концентрату польового шпату як продукту переробки рудних корисних копалин.

Ключові слова: комплексні родовища, польовошпатові сировина, промислові типи, супутнє вилучення, оцінка запасів.

Plotnikov O.V., Kurylo M.M., Ozerko M.B. Multicomponent deposits as the main source of feldspar raw materials for modern technologies

Purpose. Feldspar is a raw material, the volume of production of which grows every year, as well as the price for it. Consumption in the ceramics and glass industries for the production of solar panels, housing and industrial construction is gradually increasing.

Research methods. Feldspar deposits include the following types: intrusive, effusive rocks, weathering crust of crystalline rocks, sedimentary-altered and altered rocks, as well as partially medium and basic aluminosilicate rocks.

Scientific novelty. The industrial value of each type of feldspar deposits has been established. By mineral associations, five types of feldspar raw materials have been identified: 1) feldspar (syenites, trachytes) 2) quartz-feldspar (pegmatites, granites, sands, etc.) 3) nepheline-feldspar (nepheline syenites, alkaline pegmatites) 4) quartz-sericite -feldspar (shales, secondary quartzites) 5) quartz-kaolinite-feldspar (sands, alkaline kaolins, secondary quartzites).

Practical significance. Using the example of Ukrainian feldspar deposits, it is shown that complex deposits with associated minerals are becoming the main source of production. Especially if these are new objects of industrial development.

Results. The authors identified three main types of such complex multicomponent deposits: 1) deposits of intrusive rocks, in which the weathering crust of crystalline rocks is developed as associated minerals; 2) complex deposits in which feldspar rocks are enclosing or overlying, and can also be considered as associated minerals; 3) deposits where it is possible to obtain feldspar concentrate as a product of processing of ore minerals.

Key words: multicomponent deposits, feldspar raw materials, industrial types, by-products extraction, reserves estimation.

УДК 622.235: 622.271

Несмашний Є.О., Ткаченко Г.І., Михайленко М.В. Оперативне визначення відстані розльоту кусків гірської породи при масових вибухах на кар'єрах Кривбасу

Мета. Метою даної роботи є розроблення методу оперативного визначення максимально можливої відстані розльоту кусків гірської породи в залежності від технологічних параметрів буро-вибухових робіт при проектуванні та проведенні масових вибухів на кар'єрах. Отримання результатів розрахунків для створення діаграми розльоту кусків гірської породи для гірничо-геологічних умов кар'єрів Криворізького залізрудного родовища з метою запобігання шкоди від вибухових процесів і підвищення безпеки відкритих гірничих робіт.

Методи дослідження. Поставлені завдання базуються на комплексному методі досліджень, що включає: аналіз науково дослідних робіт по буро вибуховим роботам на кар'єрах Кривбасу та їх моніторингу; результати інженерно-геологічних вишукувань залізрудного родовища, використання емпіричних законів гірничої механіки; комп'ютерні технології й обчислювальні програми; оброблення результатів досліджень.

Наукова новизна. Вперше, отримано результати, які дозволяють визначити сейсмобезпечні параметри масових вибухів й науково обґрунтувати ймовірні негативні геомеханічні процеси від руйнування гірничої породи у підвирних блоках. Розроблена методика розрахунків може бути корисною для подальшого розвитку теоретичних положень щодо буро вибухових відкритих гірничих робіт з метою підвищення ефективності й безпеки на кар'єрах Кривбасу.

Практичне значення. Отримані результати дозволяють доповнити існуючі нормативні норми й рекомендації щодо границь небезпечної за розльотом кусків гірської породи в зонах масових вибухів на кар'єрах; наочно зобразити закономірності розльоту уламків породи для різних значень коефіцієнту міцності за шкалою Протод'яконова залежно від величини колонки свердловинного заряду та відстані між вибуховими свердловинами. Виконані розрахунки надають реальні передумови для створення алгоритму оптимального управління комплексом буро вибухових робіт для конкретних інженерно-геологічних умов кар'єрів Кривбасу.

Результати. З метою підвищення ефективності проектування і проведення масових вибухів, належного та вчасного контролю дотримання вимог правил безпеки, запропоновано використовувати спеціальні діаграми розрахунку відстаней розльоту уламків гірської породи залежно від гірничо-геологічних умов кар'єрів.

Ключові слова: відкриті гірничі роботи, кар'єр, буріння свердловини, буро-вибухові роботи, відстань розльоту, масові вибухи.

Nesmashnyy Ye.O., Tkachenko G. I., Mihaylenko M.V. Operational determination of the distance of rock fragments scattering in case of mass explosions at Kryvbas pits

Purpose. The aim of the work is to develop a method for the operational calculation of the maximum possible distances for the spread of blown rock during planned mass explosions at quarries. The obtained results of calculations are used to build a diagram of rock fragments for mining and technical conditions of quarries of the Kryvyi Rih iron ore basin in order to prevent unwanted emergency and traumatic situations and increase the safety of open mining operations.

Research methods. The authors carried out a series of design work, including: - analysis of research work on drilling and blasting operations carried out at the Kryvbas quarries and their monitoring; results of engineering and geological studies of the iron ore deposit; using the empirical laws of mining mechanics; computer technologies and computational programs for processing results.

Scientific novelty. For the first time, results were obtained that make it possible to quickly determine seismically safe parameters of mass explosions and scientifically substantiate probable negative geomechanical processes during rock destruction. The presented calculation method can be useful for further development of theoretical provisions of blasting for open-pit mining in order to improve their efficiency and safety.

Practical significance. The obtained research results make it possible to supplement the existing regulatory norms and recommendations for assessing the boundaries of the safe zone in the areas of mass explosions. The visual representation in the form of a diagram and the obtained regularities of the distribution of rock pieces depending on the charge parameters at different values of rock strength allows you to directly create an algorithm for optimal control of drilling and blasting operations in open mines.

Results. In order to increase the efficiency and safety of designing and carrying out mass explosions at quarries, it is proposed to use special diagrams for calculating the distances of dispersion of pieces of exploded rock depending on specific mining and geological conditions and technological capabilities of quarries.

Key words: career; drilling and blasting operations; the fortress of the breed; spread distance; massive explosions.

УДК 621.746.27:669.18

Губін Г.В., Сaitгарєєв Л.Н., Скідін І.Є., Губін Г.Г. До питання про безперервні та суміщені металургійні процеси

Мета. В даний час вважається, що безперервними є процеси виробництва чавуну в доменних печах та розливання сталі на МБЛЗ. Поряд із поняттям «безперервного процесу», з'явилося словосполучення «сумісний металургійний процес», основною ознакою якого є збереження та використання високої температури металу за рахунок внутрішнього тепла попередніх переділів та наявність у системі мінімум двох процесів.

Оскільки тепло рідкого чавуну використовується при конвертерному процесі для зниження енергоспоживання виробництва сталі, то можна говорити про суміщені процеси виплавки чавуну та сталі. Однак, це не дає права вважати сталеплавильний переділ безперервним.

Методи дослідження. Очевидно, метою дослідження безперервних процесів виробництва сталі є умови отримання кращих показників при тривалій безперебійній роботі агрегату, часткова проблема в роботі якого дезорганізує роботу всієї лінії. Тому найважливішою вимогою є надійність та стійкість обладнання, синхронність роботи суміжних ланок тощо.

Наукова новизна. Найкращим для безперервних процесів є дозування живлення суворо стандартизованою сировиною і налаштування агрегату на видачу незмінної за складом продукції. Також необхідно узгодити ці умови з потребами переробки достатньої кількості сировини та випуску сталі великої кількості марок.

Практична значимість. У цій статті представлена нова технічна схема та обладнання безперервно-суміщеного безкоксового виробництва металу з руд і концентратів в агрегатах рідкофазного відновлення заліза. Вона включає такі стадії, як: термічна дія на залізородну сировину, яка вдувається через фурми разом з вугіллям і флюсами в плавильно-відновлювальний реактор-газифікатор, для відновлення заліза та науглецювання металу в шарі вугілля; розплавлення науглецюваного заліза та проходження його крізь шар вугілля й шлаку; скачування шлаку з плавильного реактора-газифікатора.

Результати. У результаті роботи на запропонованій установці отримується високоякісна і за необхідності легована сталь з чавуну, який після реактору-газифікатора спрямовується у камеру, де завдяки потокам кисню через фурму відбувається декарбонізація і залишкова глибока дефосфорація низьковуглецевої сталі, яку подають до наступної обертової камери для відновлення рідкого металу і десульфуратії.

Ключові слова: сталь, безперервне виробництво, рідкофазне відновлення заліза, реактор-газифікатор, камера, що обертається.

Gubin G.V. Skidin I.Ye., Saithareiev L.N. Gubin G.G. On the subject of continuous and combined metallurgical processes

Purpose. Currently, the processes of cast iron production in domain furnaces and pouring steel at CCM (continuous casting machine) are considered continuous. Along with the concept of “continuous process”, the phrase “combined metallurgical process” has appeared, the main sign of which is the preservation and use of high metal temperature due to the internal heat of previous complex of processes and the presence of at least two processes in the system.

Research methods. Since the heat of liquid cast iron is used in the converter process to reduce the energy consumption of steel production, considering the combined processes of cast iron and steel is reasonable. However, this does not allow us to consider the steel melting process continuous.

Scientific novelty. The continuous process gives the best indicators with the prolonged uninterrupted operation of the unit, a partial malfunction in the operation of which disorganizes the work of the entire line. Therefore, the most important requirement is the reliability and durability of the equipment, the synchronicity of the operation of adjacent links, etc.

The best for continuous processes is the dosing of the nutrition with strictly standardized raw materials and setting up the unit for the issuance of products unchanged in composition. It is necessary to coordinate these conditions with the requirements of processing a sufficient amount of raw materials and a number of steel grades production.

Practical significance. This article presents the new technical scheme and equipment of continuously-combined metal production from ores and concentrates in the units of liquid-phase restoration of iron without using coke. It includes such stages as: the thermal exposure on iron ore raw materials, which are blown through the tuyeres along with coal and fluxes in the melting and reduction reactor-gasifier, to conduct iron reduction and carbonation of the metal in a coal layer; melting of carbonated iron and passing it through a layer of coal and slag; removing the slag from the melting reactor-gasifier.

Results. The resulting cast iron is directed into a rotating chamber and treated with oxygen streams through the tuyere, where the decarbonization and residual deep dephosphorization of low-carbon steel takes place, which is supplied to the next rotating chamber to reduce liquid metal, after which the desulfuration to high-quality steel and alloying are conducted.

Key words: steel, continuous production of steel, liquid-phase reduction of iron, reactor-gasifier, rotating chamber.

УДК 622.7: 534

Моркун Н.В., Тронь В.В., Сердюк О.Ю., Гапоненко А.А., Грищенко С.М., Бобров Є.Ю. Визначення параметрів пульпи у робочій камері магнітного сепаратора на основі оцінки процесу розповсюдження хвиль Лемба

Метою дослідження є розроблення методу ультразвукового контролю параметрів потоку пульпи безпосередньо у робочій камері магнітного сепаратора.

Методи дослідження. Математичний аналіз та моделювання процесу розповсюдження хвиль Лемба, що витікають з поверхні, по якій вони розповсюджуються у потік залізорудної пульпи.

Наукова новизна. Запропонований метод відрізняється від відомих тим, що для вимірювань параметрів потоку пульпи у робочій камері магнітного сепаратора застосовуються хвилі Лемба, що витікають. Це дозволяє одночасно вимірювати характеристики потоку і параметри частинок твердої фази в ньому.

Практичне значення. Метод дозволяє при наявності одного компактного вимірювального каналу (джерело, приймач) отримати відокремлену інформацію стосовно загальних характеристик пульпи і частинок її твердої фази для налаштування робочих параметрів магнітного сепаратора.

Результати. Запропонований метод ультразвукового вимірювання характеристик залізорудної пульпи в робочій камері магнітного сепаратора відрізняється від існуючих тим, що для його реалізації використовуються як хвилі Лемба, що поширюються у стінці ємності (робочої камери сепаратора), так і сформовані на їх основі витікаючі хвилі у контрольованому середовищі (потоці залізорудної пульпи). Це дозволяє при наявності одного компактного вимірювального каналу (джерело, приймач) отримати відокремлену інформацію стосовно загальних характеристик пульпи і частинок її твердої фази. На основі визначених числових характеристик вимірювального каналу виконано моделювання методу ультразвукових вимірювань параметрів твердої фази пульпи безпосередньо у ванні магнітного сепаратора. Моделювання та експериментальної апробації методу ультразвукового контролю параметрів пульпи у магнітному сепараторі свідчать про можливість отримання інформації про швидкість потоку у режимі реального часу з похибкою 1-1,2 %, а про концентрацію твердої фази та вміст контрольованого класу крупності подрібненої руди в ній з похибкою, яка не перевищує 1,5%.

Ключові слова: магнітний сепаратор, пульпа, ультразвук, витікаючі хвилі Лемба, параметри потоку.

Morkun N.V., Tron V.V., Serdiuk O.Yu., Haponenko A.A., Hryshchenko S.M., Bobrov Ye.Yu. Determination of pulp parameters in the working chamber of the magnetic separator based on the assessment of the process of Lamb wave propagation

Purpose. Develop a method of ultrasonic control of pulp flow parameters directly in the working chamber of the magnetic separator.

Research methods. Mathematical analysis and modeling of the Lamb wave propagation process emanating from the surface on which they propagate into the iron ore pulp stream.

Scientific novelty. The proposed method differs from the known ones in that the resulting Lamb waves are used to measure the parameters of the pulp flow in the working chamber of the magnetic separator. This allows you to simultaneously measure the characteristics of the flow and the parameters of the solid phase particles in it.

Practical significance. The method allows in the presence of one compact measuring channel (source, receiver) to obtain separate information on the general characteristics of the pulp and particles of its solid phase to adjust the operating parameters of the magnetic separator.

Results. The proposed method of ultrasonic measurement of the characteristics of iron ore pulp in the working chamber of the magnetic separator differs from the existing ones in that it uses both Lamb waves propagating in the tank wall (working chamber of the separator) and formed on their basis outgoing waves in the flow. iron ore pulp). This allows in the presence of one compact measuring channel (source, receiver) to obtain separate information on the general characteristics of the pulp and particles of its solid phase. Based on the determined numerical characteristics of the measuring channel, the modeling of the method of ultrasonic measurements of the solid phase parameters of the pulp directly in the bath of the magnetic separator is performed. Modeling and experimental testing of the method of ultrasonic control of pulp parameters in a magnetic separator indicate the possibility of obtaining information about the real-time flow rate with an error of 1-1.2%, and the solid phase concentration and content of the control class of crushed ore size with error, which does not exceed 1.5%.

Key words: magnetic separator, pulp, ultrasound, outgoing Lamb waves, flow parameters.

Гірничий вісник
Науково-технічний збірник

Випуск 110

Комп'ютерний набір, верстка

Підпригора Н.П.

Підписано до друку 26.04.22 за рекомендацією Вченої Ради
Криворізького національного університету, протокол № 2.
Формат 60×84/8. Ум. друк. арк. 24,0 Тираж 100 прим.
Замовл. № 6. Укр. англ.

Адреса видавництва та виготівника: 50002, Кривий Ріг, вул. Пушкіна, 44
Криворізький національний університет, науково-дослідна частина

Гірничий вісник, 2022. Вип. 110. С. 3-199.