

Міністерство освіти і науки України
ДВНЗ «Криворізький національний університет»

Вісник
Криворізького національного
університету

Збірник наукових праць

Випуск 46

Кривий Ріг 2018

ТЕХНІЧНІ НАУКИ

<i>Ступнік М.І., Калініченко В.О., Федько М.Б., Малиновський Ю.О., Калініченко О.В., Пухальський В.М., Кривохін Б.І.</i> Визначення товщини стелін при підземному вилуговуванні уранових руд з їх відпрацюванням спареними по висоті блоками	3
<i>Фролов О.О., Мальцева Ю.С.</i> Визначення ефективного діаметру свердловинного заряду з урахуванням техніко-економічної оцінки буропідричних робіт	9
<i>Захарова Л.М.</i> Комплексний аналіз динаміки й кінетики розвитку зони зруйнованого масиву навколо підготовчої виробки	14
<i>Несмаиный Е.А., Ткаченко Г.И., Болотников А.В.</i> Геомеханическое обоснование геометрических параметров бортов карьера ЧАО «ИнГОК» на предельном контуре	20
<i>Тайрова Т.М., Ткачук К.Н.</i> Математичне моделювання системи охорона праці	25
<i>Колесніченко С.В.</i> Визначення категорій дефектів та пошкоджень сталевих будівельних конструкцій для розрахунків залишкового ресурсу	32
<i>Сінчук О.М., Бойко С.М., Шмельов Ю.М.</i> До питання формування джерел розосередженої генерації в умовах залізрудних підприємств	38
<i>Любчик О.С.</i> Вплив змін облікової ставки НБУ та податкової ставки на прогнозний техніко-економічний розрахунок розробки родовищ питних підземних вод	43
<i>Несмаиный Е.А., Болотников А.В., Грицаенко А.А.</i> Расчет и обоснование устойчивых параметров деформированного участка западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК»	47
<i>Чирва В.М., Чирва Т.Л., Савченко А.А., Романенко К.М.</i> Аналіз результатів обстеження споруди плавального басейну та збільшення несучої здатності колон, які зазнали експлуатаційних пошкоджень, шляхом улаштування монолітних обойм	53
<i>Розен В.П., Великий С.С.</i> Загальна модель погоризонтного шахтного водовідливу	56
<i>Антоненко И.И., Кучма А.И.</i> Взаимодействие частиц со стенками отводов пневмотранспортного трубопровода	60
<i>Лялюк В.П., Кассим Д.А.</i> Повышение равномерности распределения параметров дутья и горнового газа по окружности горна доменной печи	64
<i>Скачков А.А.</i> Геомеханічний аналіз меж можливого застосування вертикальних укосів уступів для симетричного їх підривання	70
<i>Федоренко П.И., Переметчик А.В., Подойницына Т.О.</i> Информационно-статистический и горно-геометрический анализ размещения показателей месторождения	75
<i>Бровко Д.В., Хворост В. В., Сергеев С. С., Прилепський А. М.</i> Дослідження ефективності використання емульсійних вибухових речовин в підземних умовах криворізького залізрудного басейну	81
<i>Замицький О.В., Шепеленко М.І.</i> Застосування імітаційного моделювання в дослідженні параметрів контактних повітроохолоджувачів турбокомпресора	85
<i>Гулівець О.А., Олійник С.Ю., Гльченко Р.А.</i> Критерії подібності аеродинамічних процесів вітродвигунів	90
<i>Сінчук О.Н., Федотов В.А., Барановская М.Л.</i> Моделирование динамических режимов работы системы тягового электропривода шахтного электровоза	95
<i>Швагер Н.Ю., Заїкіна Д.П.</i> Аналіз професійної захворюваності на гірничодобувних підприємствах Кривбасу	99
<i>Шаповалова Н.Н., Рибальченко О.Г., Куропятник Д.І.</i> Порівняльний аналіз методів оптимізації функціоналу якості моделей машинного навчання	104
<i>Сінчук І.О., Кальмус Д.О.</i> Формалізація факторів що впливають на роботу тягового електромеханічного комплексу контактної електровагонової в умовах залізрудних шахт	112
<i>Шаповалов В.А.</i> Очищення повітря всередині аспіраційного укріття перевантажувального вузла	118
<i>Карabut Н.О., Швець Д.В.</i> Засоби підвищення безпеки даних в корпоративних мережах	122
<i>Жуков С.А., Костянський А.Н.</i> технологическая оценка расширения границ карьера при разработке крутопадающих месторождений в простых горно-геологических условиях	126
<i>Швагер Н.Ю., Нестеренко О.В., Комісаренко Т.А., Домнічев М.В.</i> Аналіз способів і засобів гасіння рудникових пожеж	131
<i>Сфіменко Л.І., Тиханський М.П., Тиханська А.М.</i> Визначення основних діагностичних ознак технічного стану підтримуючих роликів важкого стрічкового конвеєра	137
<i>Латишин О. С., Латишин О. О., Латишина Д. О.</i> Підвищення ефективності очищення рудникового повітря в гірничих виробках шахт	141

<i>Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю.</i> Удосконалення технології відпрацювання потужних похилих та крутоспадних рудних покладів на шахтах Криворізького басейну	147
<i>Тарасютін В. М., Косенко А. В.</i> Обґрунтування ресурсозберігаючих технологічних процесів при підземному видобутку різносортих залізних руд Кривбасу	152
<i>Азарян В.А.</i> Контроль и управление качеством рудопотоков железорудных горно-обогатительных комбинатов	159
<i>Письменный С.В., Бровко Д.В.</i> Збереження річної продуктивності шахт Криворізького залізрудного басейну при відпрацюванні залізних руд на великих глибинах	164
<i>Губін Г. В., Моркун В. С., Олійник Т. А., Тронь В.В., Равінська В. О.</i> Підвищення якості товарної продукції за рахунок використання високоенергетичного ультразвуку	169
<i>Пищикова О.В., Янова Л.О., Сахно С.І.</i> Проблеми у сфері забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні	174

ЕКОНОМІЧНІ НАУКИ

<i>Турило А. А., Турило А. М.</i> Процеси капіталізації, зростання ринкової вартості та інновації корпорації в аспекті значимості і впливу на них соціально-психологічного чинника (капіталу)	181
<i>Максимов С.В., Максимова О.С.</i> Обґрунтування методів корегування періодичності технічного обслуговування і ремонтів кар'єрних самоскидів у відповідності до умов їх експлуатації	185
<i>Турило А. М., Корнух О.В., Турило А. А.</i> Трансформація: характерні риси, вимоги до менеджменту корпорації та методологія оцінки	191
<i>Зінченко О.А., Короленко С.М., Короленко Р.В.</i> Підходи до управління розвитком промислових підприємств у аспекті удосконалення структури фінансової стратегії підприємства	195
АНОТАЦІЇ ..	
<i>А н о т а ц і ї</i>	200

УДК 622.234.4: 622.349.5: 622.831

М.І. СТУПНІК, В.О. КАЛІНІЧЕНКО, доктори техн. наук, професори, М.Б. ФЕДЬКО, Ю.О.МАЛІНОВСЬКИЙ, кандидати техн. наук, доценти, О.В. КАЛІНІЧЕНКО, канд. екон. наук, доц. Криворізький національний університет
В.М. ПУХАЛЬСЬКИЙ, канд. техн. наук, Б.І. КРИВОХІН
ДП «Східний гірничо-збагачувальний комбінат»

ВИЗНАЧЕННЯ ТОВЩИНИ СТЕЛИН ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИЛУГОВУВАННІ УРАНОВИХ РУД З ЇХ ВІДПРАЦЮВАННЯМ СПАРЕНИМИ ПО ВИСОТІ БЛОКАМИ

Мета. Метою даної роботи є розробка методики визначення мінімально допустимої безпечної товщини міжповерхового цілика-стелини при підземному блоковому вилуговуванні уранових руд з відпрацюванням покладів спареними по висоті блоками.

Методи дослідження. Для визначення несучої здатності стелин було застосовано аналітичні методи теорії пружності гірських порід та законів гірничої механіки. Це дає змогу в умовах відсутності практичного досвіду застосування на шахтах Державного підприємства «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» технології відпрацювання покладів спареними по висоті блоками при підземному блоковому вилуговуванні уранових руд визначити для конкретних умов виймальних блоків необхідну товщину стелин, яка забезпечує їх стійкість.

Наукова новизна. На вітчизняних шахтах та у світовій практиці відсутній досвід відпрацювання покладів уранових руд шляхом їх підземного блокового вилуговування спареними по висоті блоками. Тому уперше запропонована методика визначення безпечної товщини стелин для конкретних гірничо-геологічних та гірничотехнічних умов при застосуванні вищезазначеної технології видобування уранових руд.

Практична значимість. Запропонована методика визначення товщини стелин при застосуванні підземного блокового вилуговування уранових руд з відпрацюванням покладів спареними по висоті блоками дає змогу на етапі виконання проектних робіт визначити їх необхідну для конкретних гірничо-геологічних умов товщину. Це дає можливість уникнути можливого руйнування стелин, забезпечити їх стійкість і безпеку робіт.

Результати. На підставі виконаних досліджень та встановлених залежностей опрацьований алгоритм визначення товщини стелин для конкретних умов очисних блоків шахт Державного підприємства «Східний гірничо-збагачувальний комбінат». Визначення безпечної товщини стелини згідно запропонованої методики дає змогу реалізувати при застосуванні підземного блокового вилуговування уранових руд технології відпрацювання покладів спареними по висоті блоками. Це дозволяє забезпечити безпеку робіт та зменшити собівартість видобутку уранових руд за рахунок скорочення обсягів проведення гірничих виробок.

Ключові слова: уранові руди, підземне блокове вилуговування, товщина стелини, стійкість, безпека.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-3-9

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Запаси уранових руд в надрах нашої держави складають близько 4% від світових. Їх видобування в Україні здійснює Державне підприємство «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» (ДП «СхідГЗК»), яке забезпечує близько третини від паливних потреб вітчизняних атомних електростанцій. Відпрацювання покладів уранових руд на шахтах ДП «СхідГЗК» здійснюється переважно камерними системами з наступною закладкою виробленого простору твердіючими сумішами.

Така технологія внаслідок дуже складної морфології залягання покладів є вельми затратною і її економічно доцільно застосовувати для відпрацювання руд з підвищеним вмістом урану. Проте поклади на шахтах Східного ГЗК представлені в основному бідними урановими рудами. Тому відпрацювання найменш цінних ділянок доцільно здійснювати з використанням технології підземного блокового вилуговування. Ця технологія дає можливість, з одного боку, підвищити вилучення корисного компонента, а з іншого – виключити з виробничого ланцюга низку трудомістких та екологічно небезпечних операцій, а саме приготування твердіючих сумішей та закладку ними виробленого простору, утилізацію пустих порід та забалансових руд.

Для зменшення втрат при застосуванні технології вилуговування можливо використати її варіант з відпрацюванням покладів спареними по висоті блоками. Його сутність полягає у тому, що під вже підготовленою та заповненою відбитою рудою камерою розташовують ще одну камеру, відокремлену міжповерховим ціликом-стелиною. Цю стелину обвалюють після відбитки усього камерного запасу нижче розташованого блоку, потім всю відбиту руду зрошують кислотним розчином з виробок, пройдених над камерою розташованого вище блоку. Оскільки така технологія є за своєю суттю новою для шахт Східного ГЗК, то в чинній інструкції [1], яка є нормативним документом, відсутня методика визначення товщини стелин. Це пов'язано з тим,

що традиційна технологія відпрацювання уранових руд камерними системами з наступною твердіючою закладкою виробленого простору не передбачає залишення стелин.

У нашому випадку термін існування стелин становитиме від 3...4 до 6 місяців і на цей період їх параметри (зокрема товщина), повинні забезпечувати їх стійкість для гарантування безпеки робіт. Тому розробка методики, яка б давала можливість розраховувати для конкретних умов безпечну товщину стелин, є актуальним питанням і складає, власне, предмет цих досліджень.

Аналіз досліджень і публікацій. Теоретичні засади та технологічні особливості застосування різноманітних геотехнологій видобування корисних копалин, у тому числі й підземного вилуговування уранових руд доволі детально викладено у багатьох працях, зокрема [2-6]. Більш детально технологія гірничих робіт при застосуванні підземного блокового вилуговування бідних уранових руд в умовах шахт Східного ГЗК приведена у роботі [7]. Але у вказаних джерелах розглядаються, так би мовити, «класичні» варіанти підземного блокового вилуговування уранових руд. У випадку реалізації відпрацювання покладів цих руд спареними по висоті блоками, як вже зазначалося, з'являється необхідність залишення поміж камерами стелини, безпечні параметри якої необхідно визначити на етапі виконання проектних робіт. Методика визначення товщини таких стелин відсутня як у діючій на шахтах ДП «СхідГЗК» інструкції [1], так і у відповідній науково-технічній літературі.

Постановка завдання. Умови відробки очисних блоків, де передбачається застосування технології підземного блокового вилуговування уранових руд з їх відпрацюванням спареними по висоті блоками є подібними до умов, що мають місце при відробці залізорудних покладів камерними системами розробки, зокрема у Криворізькому басейні. На шахтах Кривбасу для визначення проектних розмірів рудних стелин застосовують інструкцію НДГРІ [8], в основу якої покладений метод розрахункових функціональних характеристик. Цей метод є виключно емпіричним і базується на залежностях, отриманих шляхом статистичної обробки значного масиву зібраної виробничої інформації, щодо стійкості конструктивних елементів систем розробки, яка повністю відсутня на шахтах ДП «СхідГЗК». Тому визначення несучої здатності, а відповідно й мінімально допустимої товщини стелин в прийнятні терміни у даному випадку є доцільним шляхом аналітичних досліджень, тобто розробленням розрахункового інструментарію, що базується на законах гірничої механіки та теорії пружності для суцільних середовищ, якими власне є міцні руди та породи, що складають родовища шахт ДП «СхідГЗК».

Постановка завдання. Умови відробки очисних блоків, де передбачається застосування технології підземного блокового вилуговування уранових руд з їх відпрацюванням спареними по висоті блоками є подібними до умов, що мають місце при відробці залізорудних покладів камерними системами розробки, зокрема у Криворізькому басейні. На шахтах Кривбасу для визначення проектних розмірів рудних стелин застосовують інструкцію НДГРІ [8], в основу якої покладений метод розрахункових функціональних характеристик. Цей метод є виключно емпіричним і базується на залежностях, отриманих шляхом статистичної обробки значного масиву зібраної виробничої інформації, щодо стійкості конструктивних елементів систем розробки, яка повністю відсутня на шахтах ДП «СхідГЗК». Тому визначення несучої здатності, а відповідно й мінімально допустимої товщини стелин в прийнятні терміни у даному випадку є доцільним шляхом аналітичних досліджень, тобто розробленням розрахункового інструментарію, що базується на законах гірничої механіки та теорії пружності для суцільних середовищ, якими власне є міцні руди та породи, що складають родовища шахт ДП «СхідГЗК».

Викладення матеріалу та результати. Представимо стелину у вигляді плити рівномірної товщини, рівномірно привантаженої по всій своїй площі та жорстко прикріпленої по периметру камери до оточуючого масиву гірських порід (рис. 1). Прогини такої плити-стелини $w(x,y)$ та її напружено-деформований стан можна визначити з диференційного рівняння вигину пластини у С. Жермен-Лагранжа, яке отримане при відсутності подовжніх зусиль в її серединній площині [9]. Рівняння вигину стелини у такому випадку має вигляд

$$\frac{\partial^4 w}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 w}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 w}{\partial y^4} = \frac{q}{D}, \quad (1)$$

де q – розподілене навантаження по поверхні стелини, т/м²; x, y – координати точок стелини, м; D – циліндрична жорсткість стелини, т·м;

$$D = \frac{E \cdot h^3}{12(1-\mu^2)},$$

де h – товщина стелини (плити), m ; μ , E – відповідно, коефіцієнт Пуассона та модуль пружності (модуль Юнга) гірських порід, з яких складена стелина.

За умови прийнятого жорсткого защемлення стелини по її периметру, прогин та кут повороту нормального елемента дорівнюють 0. Так,

$$\text{для краю } x = 0; w = 0; \frac{\partial w}{\partial x} = 0;$$

$$\text{для краю } y = 0; w = 0; \frac{\partial w}{\partial x} = 0. \quad (2)$$

У якості розв'язання рівняння (1), з урахуванням граничних умов (2), приймаємо тригонометричний ряд

$$w(x, y) = \sum_{m=1}^{\infty} \sum_{n=1}^{\infty} A_{mn} \left(1 - \cos \frac{2m\pi x}{a}\right) \cdot \left(1 - \cos \frac{2n\pi y}{b}\right), \quad (3)$$

де A_{mn} – амплітудні значення прогину при різних значеннях m, n ; m, n – прості цілі непарні числа; a, b – розміри стелини в плані (її ширина та довжина), м.

У першому наближенні, з урахуванням рівномірно розподіленого навантаження q , будемо мати прогин (4) у довільній точці стелини (5)

$$w_{11} = A_{11} = \frac{q \cdot a \cdot b}{4D \cdot \pi^4 b [3 + 3(\frac{a}{b})^4 + 2(\frac{a}{b})^2]}; \quad (4)$$

$$w_{11}(x, y) = \frac{q \cdot a \cdot b}{4D \cdot \pi^4 b [3 + 3(\frac{a}{b})^4 + 2(\frac{a}{b})^2]} \cdot \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) \cdot \left(1 - \cos \frac{2\pi y}{b}\right). \quad (5)$$

Перейдемо до визначення силових факторів (моментів та напружень) у стелині, зображених на рис. 1.

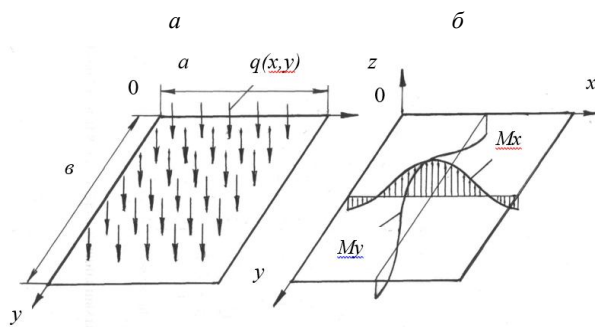


Рис. 1. Схематичне зображення стелини у вигляді «товстої» плити: а – схема навантаження стелини та її закріплення по контуру; б – схема розподілу вигинаючих моментів по зовнішній поверхні стелини

Зробимо припущення, що напруження в серединній площині стелини відсутні, тобто

$$\sigma_{xx}^0 = \frac{E}{1-\mu^2} (\varepsilon_{xx}^0 + \mu \varepsilon_{yy}^0) = 0;$$

$$\sigma_{yy}^0 = \frac{E}{1-\mu^2} (\varepsilon_{yy}^0 + \mu \varepsilon_{xx}^0) = 0;$$

$$\sigma_{xy}^0 = 2G\varepsilon_{xy}^0 \dots$$

Тоді напруження в стелині можуть бути визначені з виразів

$$\sigma_{xx} = \frac{-Ez}{1-\mu^2} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right); \quad \sigma_{yy} = \frac{-Ez}{1-\mu^2} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right); \quad \sigma_{xy} = \frac{Ez}{1+\mu} \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y}.$$

Нашу задачу про напружено-деформований стан стелини під дією рівномірно розподіленого навантаження q розв'язували у першому наближенні, виходячи з виразу (5).

Знаходимо вирази

$$\begin{aligned} \frac{\partial w_{11}}{\partial x} &= A_{11} \frac{2\pi}{a} \sin \frac{2\pi x}{a} \left(1 - \cos \frac{2\pi y}{b}\right); \\ \frac{\partial^2 w_{11}}{\partial^2 x^2} &= A_{11} \frac{4\pi^2}{a^2} \cos \frac{2\pi x}{a} \left(1 - \cos \frac{2\pi y}{b}\right); \\ \frac{\partial w_{11}}{\partial y} &= A_{11} \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) \frac{2\pi}{b} \sin \frac{2\pi y}{b} = A_{11} \frac{2\pi}{b} \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) \sin \frac{2\pi y}{b}; \\ \frac{\partial^2 w_{11}}{\partial^2 y} &= A_{11} \frac{4\pi^2}{b^2} \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) \cos \frac{2\pi y}{b}; \\ \frac{\partial^2 w_{11}}{\partial x \partial y} &= A_{11} \frac{2\pi}{a} \sin \frac{2\pi x}{a} \frac{2\pi}{b} \sin \frac{2\pi y}{b}. \end{aligned}$$

Знаходимо вигинаючі моменти у стелині на підставі [9,10] у наступному вигляді

$$M_x = -D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right) = -DA_{11} \left(\frac{4\pi^2}{a^2} \cos \frac{2\pi x}{a} \left(1 - \cos \frac{2\pi y}{b}\right) + \mu \frac{4\pi^2}{b^2} \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) \cos \frac{2\pi y}{b} \right); \quad (6)$$

$$M_y = -D \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right) = -DA_{11} \left(\frac{4\pi^2}{b^2} \cos \frac{2\pi y}{b} \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) + \mu \frac{4\pi^2}{a^2} \left(1 - \cos \frac{2\pi x}{a}\right) \cos \frac{2\pi y}{b} \right); \quad (7)$$

$$M_x = -D(1-\mu) \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} = -D(1-\mu) A_{11} \frac{4\pi^2}{ab} \sin \frac{2\pi x}{a} \sin \frac{2\pi y}{b}. \quad (8)$$

Знаходимо нормальні напруження в стелині для точок на зовнішній або внутрішній повер-

хні, використовуючи залежності

$$\begin{aligned}\sigma_{xx} &= \frac{-E \cdot h}{2(1-\mu^2)} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \frac{\mu \partial^2 w}{\partial y^2} \right) = \\ &= \frac{-E \cdot h}{2(1-\mu^2)} \left(A_{11} \frac{4\pi^2}{a^2} \cos \frac{2\pi x}{a} (1 - \cos \frac{2\pi y}{b}) + \mu A_{11} \frac{4\pi^2}{b^2} (1 - \cos \frac{2\pi x}{a}) \cos \frac{2\pi y}{b} \right) = \\ &= -\frac{E \cdot h}{2(1-\mu^2)} A_{11} \left(\frac{4\pi^2}{a^2} \cos \frac{2\pi x}{a} (1 - \cos \frac{2\pi y}{b}) + \mu \frac{4\pi^2}{b^2} (1 - \cos \frac{2\pi x}{a}) \cos \frac{2\pi y}{b} \right); \\ \sigma_{yy} &= \frac{-E \cdot h}{2(1-\mu^2)} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \frac{\mu \partial^2 w}{\partial x^2} \right) = -\frac{E \cdot h}{2(1-\mu^2)} A_{11} \left(\frac{4\pi^2}{b^2} (1 - \cos \frac{2\pi x}{a}) \cos \frac{2\pi y}{b} + \mu \frac{4\pi^2}{a^2} \cos \frac{2\pi x}{a} (1 - \cos \frac{2\pi y}{b}) \right); \\ \sigma_{xy} &= \frac{E \cdot h}{2(1+\mu)} \frac{\partial^2 w}{\partial x \partial y} = \frac{Eh}{2(1+\mu)} A_{11} \frac{4\pi^2}{ab} \sin \frac{2\pi x}{a} \sin \frac{2\pi y}{b}.\end{aligned}$$

У приведених виразах для переміщень (3)-(5) та напружень, записаних через вигинаючі моменти (6)-(8), нами було використане одне (перше) наближення. Згідно даних [10], похибка при визначенні прогинів стелени по першому наближенню $w_{(x,y)} = w_{11(x,y)}$ не перевищує 2%. Оперуючи чотирма наближеннями згідно [11], отримані вирази для вигинаючих моментів прямокутної стелени, при цьому похибка обчислень не перевищує 1%.

З метою отримання більш достовірних результатів використаємо дані [11], які ґрунтуються на чотирьох наближеннях при отриманні кінцевих розрахункових формул. Схему спирання та навантаження стелени, згідно інтерпретації [11], представлено на рис. 2.

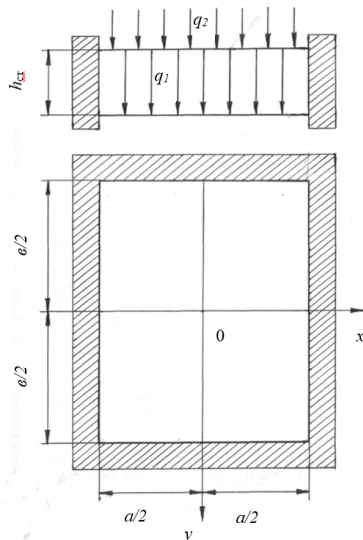


Рис.2. Розрахункова схема стелени для уточнення розрахунків прогинів та напружень (вигинаючих моментів) при дії рівномірно розподіленого навантаження та наявності жорсткого защемлення по усьому периметру

При цьому розрахункові формули можна використати у вигляді

$$\sigma_{xx} = \frac{M_x}{h^3/12} Z; \sigma_{yy} = \frac{M_y}{h^3/12} Z; \sigma_{xy} = \frac{M_{xy}}{h^3/12} Z.$$

Виходячи з прийнятої схеми стелени та даних [11], отримані розрахунки залежності прогинів та вигинаючих моментів для різних точок стелени при різних співвідношеннях її сторін b/a . Для більшої зручності виконання практичних розрахунків, розрахункові формули представлені у табличній формі (табл. 1).

Визначимо навантаження на поверхню стелени. Розподілене навантаження буде складатися з навантаження, яке визначається власною вагою стелени q_1 та навантаження, яке визначається вагою відбитої руди, що знаходиться у розташованій над стелиною камері q_2 , т/м²

$$q_1 = \gamma_1 \cdot \frac{a \cdot b \cdot h_{ст}}{a \cdot b} = \gamma_1 \cdot h_{ст}; q_2 = \gamma_2 \cdot H_{вр},$$

де γ_1 – об'ємна вага гірських порід, що складають стелину, т/м³; $h_{ст}$ – товщина стелени, м; γ_2 – об'ємна вага відбитої руди, що знаходиться у розташованій над стелиною камері, т/м³; $H_{вр}$ – висота шару відбитої руди в камері, м.

Товщина стелени $h_{ст}$, яка повинна забезпечувати її стійкість (тобто унеможливити руйнування), повинна відповідати наступній вимозі

$$h_{ст} \geq \sqrt{\frac{6 \cdot M_{max} \cdot K_3}{[\sigma] \cdot K_{зм}}}, \quad (9)$$

де M_{max} – максимальний вигинаючий момент в стелині; $K_3 = 2 \dots 3$ – коефіцієнт запасу міцності стелени, долі од.; $[\sigma]$ – межа міцності гірських порід, що складають стелину, т/м²; $K_{зм} = K_{тр} \cdot K_{кр}$ – коефіцієнт, який враховує зменшення міцності порід стелени від дії різних факторів, долі од.

Оскільки у горизонтальній стелині найбільш небезпечними є розтягуючі напруження, то й відповідно необхідно керуватись межею міцності порід стелени на розтягування $[\sigma_p]$.

Основними факторами, які негативно впливають на міцність порід стелени, є тріщинуватість порід та вплив на них кислотного розчину, яким обробляють уранові руди при їх вилугуванні. Дослідженнями [12] встановлено ступінь впливу цих факторів можна через коефіцієнт тріщинуватості порід $K_{тр} = 0,8 \dots 1,0$ та коефіцієнт зменшення міцності порід від дії на них кис-

лотного розчину $K_{кр} = 0,6 \dots 0,65$.

З урахуванням вищезазначеного вираз (9) набуває вигляду

$$h_{ст} \geq \sqrt{\frac{6 \cdot M_{max} \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}}} \quad (10)$$

Максимальний вигинаючий момент в стеліні може бути визначений двома шляхами: з виразу $M_{max} = \beta \cdot (q_1 + q_2) \cdot a \cdot b$ за однією з формул (6-8) згідно [9], або за однією з формул, приведених у [11], наприклад $M_{max} = \beta_1 \cdot (q_1 + q_2) \cdot a^2$ (див. табл. 1). У цих виразах β, β_1 – постійні коефіцієнти вигинаючих моментів (див. формули (6), (7) та табл.1).

Таблиця 1

Прогини та вигинаючі моменти рівномірно навантаженої прямокутної стеліни, жорстко защемленої по периметру камери ($\mu = 0,3$)

b/a	(ω) $x=a/2, y=0$	M_x $x=a/2, y=0$	M_y $x=0, y=b/2$	M_x $x=0, y=0$	M_y $x=0, y=0$
1,0	0,00126 qa^4/D	-0,0513 qa^2	-0,0513 qa^2	0,0231 qa^2	0,0231 qa^2
1,1	0,00150 qa^4/D	-0,0581 qa^2	-0,0538 qa^2	0,0264 qa^2	0,0231 qa^2
1,2	0,00172 qa^4/D	-0,0639 qa^2	-0,0554 qa^2	0,0299 qa^2	0,0228 qa^2
1,3	0,00191 qa^4/D	-0,0687 qa^2	-0,0563 qa^2	0,0327 qa^2	0,0222 qa^2
1,4	0,00207 qa^4/D	-0,0726 qa^2	-0,0568 qa^2	0,0349 qa^2	0,0212 qa^2
1,5	0,00220 qa^4/D	-0,0757 qa^2	-0,0570 qa^2	0,0368 qa^2	0,0203 qa^2
1,6	0,00230 qa^4/D	-0,0780 qa^2	-0,0571 qa^2	0,0381 qa^2	0,0193 qa^2
1,7	0,00238 qa^4/D	-0,0799 qa^2	-0,0571 qa^2	0,0392 qa^2	0,0182 qa^2
1,8	0,00245 qa^4/D	-0,0812 qa^2	-0,0571 qa^2	0,0401 qa^2	0,0174 qa^2
1,9	0,00249 qa^4/D	-0,0822 qa^2	-0,0571 qa^2	0,0407 qa^2	0,0165 qa^2
2,0	0,00254 qa^4/D	-0,0829 qa^2	-0,0571 qa^2	0,0412 qa^2	0,0158 qa^2
∞	0,00260 qa^4/D	-0,0833 qa^2	-0,0571 qa^2	0,0417 qa^2	0,0125 qa^2

У результаті підстановки значень M_{max} та q_1, q_2 у вираз (10), що містить величину $h_{ст}$, отримуємо нерівність (11), з якої можливо визначити необхідну товщину стеліни для заданих умов

$$h_{ст}^2 \geq \frac{6\beta \cdot (\gamma_1 \cdot h_{ст} + \gamma_2 \cdot H_{вр}) \cdot a \cdot b \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}}, \quad (11)$$

де β – коефіцієнт, значення якого залежить від способу навантаження стеліни, умов її зачеплення, співвідношення сторін (b/a) та фізико-механічних властивостей порід, що складають стеліну (постійна частина цього виразу).

У виразі (11) приймемо знак рівності, тоді

$$h_{ст}^2 - \frac{6\beta \cdot \gamma_1 \cdot a \cdot b \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} \cdot h_{ст} - \frac{6\beta \cdot a \cdot b \cdot H_{вр} \cdot \gamma_2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} = 0. \quad (12)$$

Якщо вигинаючі моменти в стеліні знаходимо згідно формул [11] для різних співвідношень a/b , тоді квадратне рівняння (12) набуває вигляду

$$h_{ст}^2 - \frac{6\beta_1 \cdot \gamma_1 \cdot a^2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} \cdot h_{ст} - \frac{6\beta_1 \cdot a^2 \cdot H_{вр} \cdot \gamma_2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} = 0, \quad (13)$$

де β_1 – коефіцієнт у виразах для вигинаючих моментів за даними [11], для визначення якого використовуємо табл. 1.

Необхідне значення товщини стеліни отримуємо шляхом розв'язування квадратного рівняння (12) відносно значення $h_{ст}$

$$h_{ст} \geq 3\beta \cdot \frac{\gamma_1 \cdot a \cdot b \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} + \sqrt{\frac{9\beta^2 \cdot \gamma_1^2 \cdot a^2 \cdot b^2 \cdot K_3^2}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} + \frac{6\beta \cdot a \cdot b \cdot H_{вр} \cdot \gamma_2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}}}$$

Якщо вигинаючі моменти визначають згідно [11], то товщину стеліни отримуємо у результаті розв'язування квадратного рівняння (13)

$$h_{ст} \geq 3\beta_1 \cdot \frac{\gamma_1 \cdot a^2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} + \sqrt{\frac{9\beta_1^2 \cdot \gamma_1^2 \cdot a^2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} + \frac{6\beta_1 \cdot a^2 \cdot H_{вр} \cdot \gamma_2 \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}}} \quad (14)$$

Оскільки з практичної точки зору визначення вигинаючих моментів у стеліні при відомому співвідношенні її сторін b/a значнопростіше здійснювати керуючись даними табл. 1, то в кінцевому варіанті пропонується наступний алгоритм визначення товщини стеліни:

1. При відомому співвідношенні сторін стеліни b/a з табл. 1 визначаємо значення коефіцієнта β_1 (момент M_x при $x=0, y=0$).

2. Для цього значення β_1 визначаємо максимальний вигинаючий момент в стеліні з виразу

$$M_{max} = \frac{6 \cdot \beta_1 \cdot a^2 \cdot (\gamma_1 \cdot h_{ст} + \gamma_2 \cdot H_{вп}) \cdot K_3}{[\sigma_p] \cdot K_{тр} \cdot K_{кр}} \quad (15)$$

3. Оскільки при визначенні M_{max} використовується ще невідоме значення товщини стеліні $h_{ст}$, то в результаті розв'язання рівняння (14) ми будемо мати вираз

$$M_{max} = K_1 \cdot h_{ст} + K_2,$$

де K_1, K_2 – коефіцієнти, отримані для заданих умов.

4. Визначаємо необхідну товщину стеліні, розв'язуючи квадратне рівняння (13), яке після перетворень набуває вигляду

$$h_{ст} = \frac{K_1}{2} + \sqrt{\left(\frac{K_1}{2}\right)^2 + K_2}. \quad (16)$$

5. У випадку наявності в стеліні пройдених виробок, коригуємо її необхідну товщину з урахуванням ослаблення масиву стеліні цими виробками

$$h_{ст}^n = h_{ст} \cdot K_{нор}, \quad (17)$$

де $K_{нор}$ – коефіцієнт, який враховує ступінь порушеності стеліні пройденими у ній виробками, долі од.

Оскільки ступінь порушеності стеліні буде залежати від кількості пройдених у ній виробок, геометричних розмірів (зокрема висоти) як кожної з цих виробок, так і загальної потужності стеліні, згідно виконаних досліджень [12] числове значення коефіцієнта $K_{нор}$ ми пропонуємо визначати як добуток окремих коефіцієнтів K_i , кожен з яких диференційовано враховує вплив кожної з пройдених в стеліні виробок, а саме

$$K_{нор} = K_{1e} \cdot K_{2e} \cdot \dots \cdot K_n, \quad (18)$$

де n – кількість пройдених в стеліні виробок, шт.

Числове значення цих коефіцієнтів, які розраховуються для кожної виробки, визначаємо за формулою

$$K_i = \sqrt{1 + (h_i^e / h_{cm})^2}, \quad (19)$$

де h_i^e – висота i -тої виробки, м.

Наведемо у якості прикладу розрахунок товщини стеліні у прив'язці до конкретних умов ш. «Інгульська» Східного ГЗК, а саме покладу 10 Мічуринського родовища для блоків "10-2" та "10-3", які розташовані в маркшейдерських осях 86-90+7 у поверсі 325-184м, в яких передбачається застосування технології підземного блокового вилуговування уранових руд спареними по висоті блоками. Стеліна камери блоку "10-3" представлена альбітитами по мігматитам об'ємною масою $\gamma_1 = 2,65 \text{ т/м}^3$ із коефіцієнтом міцності $f = 14-16$ балів за шкалою проф. М.М. Протодьяконова (приймаємо середнє значення $f = 15$). Розміри стеліні в плані становлять: ширина $a = 35$ м, довжина $b = 47$ м. У стеліні пройдено 3 горизонтальні виробки розміром 3×3 м кожна. Стеліна привантажена відбитою рудою, яка знаходиться у розташованій вище камері блока "10-2". Об'ємна маса відбитої руди γ_2 становить $1,9 \text{ т/м}^3$, а висота шару цієї руди $H_{вп}$ складає близько 60 м. Коефіцієнт запасу міцності стеліні приймаємо $K_3 = 2,5$.

Згідно інструкції [13] межа міцності порід стеліні на стискання при $f = 15$ балів складає 20310 т/м^2 , на розтягування – 1420 т/м^2 . З урахуванням виконаних нами досліджень [12], якими встановлено ступінь впливу кислотного розчину на міцність гірських порід, приймаємо, що при тривалості дії 4 місяці це зниження складе 38...39%. Тобто міцність порід такої стеліні з урахуванням її ослаблення тріщинами (приймаємо $K_{тр} = 0,95$) та від дії кислотного розчину ($K_{кр} = 0,615$) становитиме, відповідно, на стискання $20310 \cdot 0,95 \cdot 0,615 = 11866 \text{ т/м}^2$, а на розтягування – $1420 \cdot 0,95 \cdot 0,615 = 830 \text{ т/м}^2$.

При співвідношенні сторін стеліні $b/a = 47/35 = 1,343$ з табл. 1 визначаємо значення коефіцієнта $\beta_1 = 0,0336$. Максимальний вигинаючий момент в стеліні згідно (15) складе

$$M_{max} = \frac{6 \cdot 0,0336 \cdot 35^2 \cdot (2,65 \cdot h_{ст} + 1,9 \cdot 60) \cdot 2,5}{1420 \cdot 0,95 \cdot 0,615} = 1,97 \cdot h_{ст} + 84,8.$$

Товщина стеліні згідно виразу (16) становитиме, м

$$h_{ст} = \frac{1,97}{2} + \sqrt{\left(\frac{1,97}{2}\right)^2 + 84,8} = 10,24.$$

Оскільки стеліна порушена пройденими у ній виробками, її товщину коригуємо з

урахуванням поправочного коефіцієнта K_{nop} згідно виразів (17)-(19), м

$$K_i = \sqrt{1+(3/9,9)} = \sqrt{1,303} = 1,137;$$

$$K_{nop} = K_{1g} \cdot K_{2g} \cdot K_{3g} = 1,137 \cdot 1,137 \cdot 1,137 = 1,47;$$

$$h_{ст}^n = 10,24 \cdot 1,47 = 15,05 .$$

Таким чином необхідна товщина такої стелини в заданих умовах повинна становити 15 м.

Висновки та напрямок подальших досліджень. В результаті виконаних досліджень запропонована методика визначення товщини стелин при застосуванні підземного блокового вибуговування уранових руд з відпрацюванням покладів спареними по висоті блоками. Методику у подальшому планується використати при розробленні інструктивно-методичних вказівок з визначення безпечних параметрів стелин в очисних блоках шахт ДП «СхідГЗК», де буде застосовуватись вищезазначена технологія. Визначення безпечної товщини стелин згідно запропонованої методики дасть змогу на етапі виконання проектних робіт визначити їх необхідну для конкретних умов товщину, що дозволить запобігти руйнуванню стелин, забезпечити їх стійкість і безпеку робіт, а реалізація такої технології сприятиме зменшенню собівартості видобутку уранових руд. Певне уточнення встановлених залежностей у майбутньому можливе з урахуванням практичного досвіду роботи шахт ДП «СхідГЗК».

Список літератури

1. Инструкция по обоснованию безопасных и устойчивых параметров очистных блоков на шахтах ГП «Вост-ГОК. – Желтые Воды: ГП «УкрНИПИИпромтехнологии», 2014. – 67с.
2. **Аренс В.Ж.** Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых / **В.Ж. Аренс , Ф.М. Гайдин.** – М.: Недра, 1978. – 215 с.
3. Добыча урана методом подземного выщелачивания: / под ред. **В.А. Мамилова.** – М.: Атомиздат, 1980. – 248с.
4. **Мосинец В.Н.** Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания / **В.Н.Мосинец, Д.П. Лобанов, М.Н. Тадеев** и др. – М.: Недра. 1987. – 304 с.
5. **Чернова А.П.** Добыча и переработка урановых руд в Украине / **А.П.Чернова., М.И. Бабак, Ю.И. Кошик, О.К. Авдеев** и др. – К.: АДЕФ-Украина, 2001. – 238 с.
6. **Мальцев Д.В.** Фізико-хімічна геотехнологія (видобуток урану): навч. посібник [Електронний ресурс] / **Д.В. Мальцев, О.Б. Владико.** - М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2015. – 120 с.
7. **Куча П.М.** Технология подземных работ при горно-химической отработке бедных урановых руд в условиях шахт ГП «ВостГОК» / **П.М. Куча, Б.Н. Андреев** // «Форум гірників»: міжн. наук.-техн. конф. – Дніпропетровськ: РВК НГУ. – 2009. – С. 121 – 125.
8. Визначення та контроль допустимих розмірів конструктивних елементів систем розробки залізних руд. Інструкція по застосуванню / **Є. Бабець, В. Сакович, С. Сиротюк, В. Цариковський** та ін.- Кривий Ріг: Ротапринт ДП «НДГРІ», 2010. – 122с.
9. **Зубганинов В.Г.** Основы теории упругости и пластичности. – М.: «Высшая школа». 1990.
10. **Бояршинов С.В.** Основы строительной механики машин. - М.: «Машиностроение», 1973.
11. **Тимошенко С.П.** Пластинки и оболочки / **С.П.Тимошенко, С. Войновский-Кригер.** - М.: Наука, 1966. – 635с.
12. Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву в зоні проведення гірничих робіт, розробка алгоритму розрахунку параметрів та стійкості очисних блоків під заповненими камерами (закл. звіт по договору № 370/02 від 24.04.2017 р.) / **М.Б.Федько, М.І. Ступнік, В.О. Калініченко.** – Кривий Ріг: АГН України, КП «Академічний дім», 2017.-115с.
13. Інструкція із визначення стійкості гірських порід при проходженні гірничих виробок в умовах уранових родовищ, що розробляються ДП «СхідГЗК» / **Є.П. Чистяков, Д.С. Чистяков, О.І. Федоренко, В.І. Мошинський.** - Кривий Ріг: НДГРІ ДВНЗ «КНУ», 2012. - 28 с.

Рукопис подано до редакції 18.04.2018

УДК 622.235

О.О. ФРОЛОВ, д-р техн. наук, проф., Ю.С. МАЛЬЦЕВА, студентка
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОГО ДІАМЕТРУ СВЕРДЛОВИННОГО ЗАРЯДУ З УРАХУВАННЯМ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНОЇ ОЦІНКИ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ

Мета. Метою роботи є розробка найбільш ефективної методики визначення діаметра свердловинного заряду вибухової речовини в конкретних гірничо-геологічних умовах відпрацювання родовища.

Методи дослідження. Для досягнення поставленої мети роботи використано метод комплексного аналізу – для узагальнення та аналізу досягнень попередніх наукових досліджень щодо встановлення найбільш раціональних діаметрів свердловинних зарядів вибухових речовин та аналітичний метод – для розробки найбільш ефективної методики визначення діаметра свердловинного заряду при проведенні буропідричних робіт на кар'єрах в конкретних

гірничо-геологічних умовах.

Наукова новизна. Наукова новизна результатів полягає в тому, що аналітичним методом отримана розрахункова формула для визначення найбільш ефективного діаметру свердловинного заряду вибухової речовини в кар'єрах на основі техніко-економічної оцінки показників буріння та підривання, а також ступеня тріщинуватості гірського масиву скельних порід.

Практична значимість. Отримані результати дозволяють для конкретних гірничо-геологічних та технологічних умов розробки родовища визначити найбільш ефективний діаметр свердловинних зарядів для ведення буропідривних робіт на гірничо-видобувному підприємстві.

Результати. Зазначено, що питання вибору ефективного діаметру свердловинного заряду вибухової речовини для руйнування скельних гірських порід на кар'єрах досліджено не повною мірою і тому існуючі методи розрахунку для однакових умов ведення буропідривних робіт надають різні значення діаметрів. Запропоновано для визначення найбільш ефективного діаметру свердловинного заряду на кар'єрах застосувати методику, яка ґрунтується на техніко-економічній оцінці показників буріння та вибуху. Отримана розрахункова формула для визначення діаметру свердловинного заряду, яка пов'язує вартісні показники буріння свердловин та підривання, а саме питомі вартості буріння свердловин та вибухових речовин з урахуванням їхнього заряджання, а також характеристику тріщинуватості гірського масиву.

Ключові слова: вибух, руйнування, діаметр свердловини, гірські породи, вибухова речовина, кар'єр.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-9-14

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Однією з найважливіших наукових та практичних задач у гірничо-видобувній промисловості є управління інтенсивністю руйнування гірських порід вибухом. Її рішення забезпечує зменшення енерговитрат на вибухову відбійку, зменшення обсягу виходу переподрібнених фракцій та виходу негабариту, що обумовлюють втрату корисних копалин, та зменшення негативного впливу навколишнього середовища.

Як показує практика, підвищення інтенсивності вибухового дроблення гірських порід лише за рахунок збільшення потужності вибухових речовин (ВР) є неефективним, оскільки веде до зростання об'єму переподрібнених фракцій. Це обумовлює необхідність розробки більш раціональних способів регулювання вибухового руйнування гірських масивів, що дозволяють без збільшення енерговитрат отримати необхідне подрібнення порід [1-5]. Тому вибір раціонального діаметра свердловинного заряду, як засобу управління подрібненням гірських порід підривання, є актуальним.

Діаметр свердловинного заряду ВР визначає основні параметри буропідривних робіт. На сучасних кар'єрах застосовують свердловини діаметром від 100 до 320 мм. До теперішнього часу немає твердо усталеної думки про раціональний діаметр свердловин. Зменшення діаметра свердловин призводить до збільшення швидкості буріння. Однак при цьому продуктивність бурового верстата за загальним показником виходу гірничої маси зазвичай знижується порівняно зі свердловинами великого діаметра через зменшення питомого виходу гірничої маси. У кожному конкретному випадку доцільність застосування певного діаметру свердловини повинна перевірятися техніко-економічним розрахунком з урахуванням необхідного ступеня дроблення породи, труднощів проробки підшви уступу, продуктивності бурового і гірничо-транспортного устаткування.

Аналіз досліджень і публікацій. Для визначення раціонального діаметру свердловини при руйнуванні скельних гірських масивів проведено аналіз існуючих досліджень у даній сфері та проведено численну обробку результатів у конкретних гірничо-геологічних умовах.

Як затверджують автори роботи [6], між діаметром свердловини d і максимально допустимим розміром шматка C існує прямий зв'язок, який виражається формулою

$$d = KC, \quad (1)$$

де K – коефіцієнт пропорційності ($K=0,1$ – для важкоподрібнювальних порід, $K=0,2$ – для середньоподрібнювальних порід, $K=0,3$ – для легкоподрібнювальних порід).

Згідно [7] діаметр свердловини заряду повинен визначатися, м

$$d = \sqrt{\frac{4qWaH}{\pi\Delta(L_c - l_{\text{заб}})}}, \quad (2)$$

де q – проектна питома витрата ВР, кг/м³; a – відстань між свердловинами, м; W – лінія опору по підшві уступу, м; Δ – щільність заряджання ВР, кг/м³; L_c – глибина свердловини, м; $l_{\text{заб}}$ – довжина забійки, м.

Автори роботи [8] пропонують діаметр свердловини для заданої висоти уступу H , при якому свердловинна заповнюється ВР на 2/3 її довжини і більше, визначати за формулою, м

$$d_c = 28H \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}}, \quad (3)$$

де H – висота уступу, м; q_p – розрахункова питома витрата ВР, кг/м³; Δ – щільність заряджання ВР, т/м³.

Відповідно до [9] діаметр вертикальних свердловин, який забезпечує нормальну проробку підшви уступу при даній висоті та куті відкосу уступу α становить, м

$$d = \frac{(H \operatorname{ctg} \alpha + c) \sqrt{\gamma}}{30(3 - m)}, \quad (4)$$

де m – коефіцієнт зближення свердловин; γ – об'ємна вага породи, кг/дм³.

Е.І. Сфремов [10] величину діаметра свердловинного заряду, що відповідає заданим умовам і конкретним значенням щільності заряду ВР пропонує визначати як

$$d = \sqrt{\frac{P}{0,785\Delta}}. \quad (5)$$

Для забезпечення заданої інтенсивності подрібнення порід діаметр свердловин, згідно норм технологічного проектування [11], повинен розраховуватися за формулою, мм

$$d = 9H + 35,5 K_p + 33,5 F - 195, \quad (6)$$

де H – висота уступу, м; K_p – коефіцієнт розпушення підірваної гірничої маси; F – група ґрунтів за СНіП.

Діаметр свердловини, що відповідає умовам рівності продуктивності бурового станка та екскаватора [12], становить, мм

$$d = 100 \sqrt{E}, \quad (7)$$

Також вчені рекомендують визначати діаметр заряду, при якому максимально використовується об'єм свердловин, м

$$d = \frac{H}{K_{\text{заб}} + 40 - K_{\text{пер}}}, \quad (8)$$

де H – задана висота уступу, м/с; $K_{\text{заб}}$ – відносна довжина набійки, виражена в діаметрах заряду (коефіцієнт забійки); $K_{\text{пер}}$ – відносна глибина перебуру, виражена в діаметрах заряду.

В роботі [13] для конкретних гірничо-геологічних та технологічних умов розробки виконано розрахунок діаметрів свердловин при веденні буропідричних робіт на кар'єрах за усіма відомими формулами. Умовно прийнято, що свердловинні заряди грамоніту 79/21 підриваються в середньотріщинуватих гранітах. Висота уступу $H = 13$ м, глибина свердловини $L_c = 15$ м, довжина забійки $l_{\text{заб}} = 5$ м, питома витрата ВР $q = 0,9$ кг/м³, щільність заряджання ВР $\Delta = 950$ кг/м³, лінія опору по підшві уступу $W = 6$ м.

Аналіз отриманих даних показав, що величина діаметрів свердловин для однакових умов застосування коливається від 105 до 337 мм. Цей діапазон містить усі типорозміри бурових коронок на станках, що застосовуються в Україні. За отриманими значеннями навіть неможливо визначити певну закономірність вибору діаметра свердловинного заряду, тобто можна стверджувати, що розрахунок "наосліп" є свідомо невірним.

Постановка завдання. Виконавши аналіз вищезазначених наукових робіт можна дійти висновку, що питання вибору ефективного діаметру свердловинного заряду ВР для руйнування скельних гірських порід на кар'єрах досліджено не повною мірою, оскільки існують різні підходи і, відповідно, отримуються різні результати. Тому метою роботи є розробка найбільш ефективної методики визначення діаметра свердловинного заряду в конкретних гірничо-геологічних умовах відпрацювання родовища.

Викладення матеріалу та результати. Для визначення найбільш ефективного діаметру свердловинного заряду на кар'єрах запропоновано застосувати методику, яка ґрунтується на техніко-економічній оцінці показників буріння та підривання [14,15].

При подрібненні скельних гірських порід вибухами свердловинних зарядів ВР різного діаметру розглянемо лише витрати на буріння та підривні роботи, вважаючи витрати по іншим

технологічним процесам є постійними.

Загальні питомі витрати на буропідривні роботи, грн

$$C_{\text{БПР}} = C_{\text{Б}} + C_{\text{ПР}}, \quad (9)$$

де $C_{\text{Б}}$ – питомі витрати на буріння свердловин, грн/м³; $C_{\text{ПР}}$ – питомі витрати на підривні роботи, грн/м³.

Витрати на буріння гірських порід, грн

$$C_{\text{Б}} = \frac{c_{\text{бур}}}{B}, \quad (10)$$

де $c_{\text{бур}}$ – експлуатаційні витрати на буріння 1 м свердловин, грн/м; B – вихід гірничої маси з 1 м свердловини, м³.

Вихід гірничої маси з 1 м свердловини з урахуванням коефіцієнту використання свердловини становить

$$B = k_{\text{в}} \frac{p}{q}, \quad (11)$$

де $k_{\text{в}}$ – коефіцієнт використання свердловини (для середніх умов $k_{\text{в}}=0,65-0,75$); p – місткість свердловини, кг

$$p = \frac{10^{-6} \pi d_3^2}{4} \Delta, \quad (12)$$

де d_3 – діаметр свердловинного заряду, мм; Δ – щільність зарядження ВР в заряді, кг/м³.

Витрати на підривні роботи, грн

$$C_{\text{ПР}} = c_{\text{ВР}} q, \quad (13)$$

де $c_{\text{ВР}}$ – вартість 1 кг ВР з урахуванням додаткових витрат на зарядження, грн/кг; q – розрахункова питома витрата ВР, кг/м³.

Формула для визначення питомої витрати ВР в залежності від діаметра свердловинного заряду [14] має вигляд, кг/м³

$$q = q_{\text{р}} (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_0 d_3) k_{\text{п}}, \quad (14)$$

де $q_{\text{р}}$ – розрахункова питома витрата ВР для руйнування гірського масиву на шматки розміром більше ніж 500 мм, кг/м³,

$$q_{\text{р}} = 0,13 \gamma^4 \sqrt{f},$$

де γ – щільність гірської породи, т/м³; f – коефіцієнт міцності за шкалою проф.Протодьяконова; d_0 – середній розмір окремоті в гірському масиві, м; d_3 – діаметр свердловинного заряду, мм; $k_{\text{п}}$ – коефіцієнт, що враховує поправку, якщо розмір шматків не 500 мм

$$k_{\text{п}} = \sqrt[5]{\left(\frac{500}{d_{\text{п}}}\right)^2}.$$

Формула (14) враховує основні фактори, які визначають здатність породи до вибухового руйнування, властивості міцності порід та тріщинуватість.

Представимо загальні витрати на буропідривні роботи через окремі витрати на буріння та вибухові роботи з урахуванням формул (10)-(13)

$$C_{\text{БПР}} = \frac{4q c_{\text{бур}}}{10^{-6} \pi d_3^2 \Delta k_{\text{в}}} + c_{\text{ВР}} q. \quad (15)$$

З урахуванням формули (14) з визначення питомої витрати ВР вираз (15) набуде вигляду

$$C_{\text{БПР}} = q_{\text{р}} (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_0 d_3) k_{\text{п}} \left(\frac{4c_{\text{бур}}}{10^{-6} \pi d_3^2 \Delta k_{\text{в}}} + c_{\text{ВР}} \right). \quad (16)$$

Після певних перетворень отримаємо

$$C_{\text{БПР}} = q_{\text{р}} k_{\text{п}} \left(0,6 c_{\text{ВР}} + 3,3 \cdot 10^{-3} d_0 d_3 c_{\text{ВР}} + \frac{2,4 c_{\text{бур}}}{10^{-6} \pi d_3^2 \Delta k_{\text{в}}} + \frac{13,2 \cdot 10^{-3} d_0 c_{\text{бур}}}{10^{-6} \pi d_3 \Delta k_{\text{в}}} \right). \quad (17)$$

Підставляючи у формулу (17) значення діаметра свердловинного заряду, можна отримати,

для порід різної міцності та тріщинуватості при визначеній вартості буріння 1 м свердловини і вартості ВР, загальні витрати на буропідривні роботи. Мінімальні витрати на 1 м³ будуть відповідати раціональному діаметру.

Однак, вибір раціонального діаметру заряду за формулою (17) громіздкий, оскільки необхідно визначати витрати для всього діапазону зміни діаметрів свердловин. Більш зручно визначати раціональний діаметр для конкретних гірничо-геологічних умов розробки родовища.

Для встановлення оптимального значення діаметру свердловинного заряду візьмемо часткову похідну з виразу (17) по d_3 і прирівнявши її до нуля, отримаємо після перетворення неповне кубічне рівняння

$$3,3 \cdot 10^{-3} \pi k_B d_o \Delta c_{\text{ВР}} d_3^3 - 13,2 \cdot 10^3 d_o c_{\text{бур}} d_3 - 4,8 \cdot 10^6 c_{\text{бур}} = 0 \quad (18)$$

або

$$d_3^3 - \frac{4 \cdot 10^6 c_{\text{бур}}}{\pi k_B \Delta c_{\text{ВР}}} d_3 - \frac{1,45 \cdot 10^9 c_{\text{бур}}}{\pi k_B d_o \Delta c_{\text{ВР}}} = 0. \quad (19)$$

Позначимо

$$p = -\frac{4 \cdot 10^6 c_{\text{бур}}}{\pi k_B \Delta c_{\text{ВР}}}; \quad q = -\frac{1,45 \cdot 10^9 c_{\text{бур}}}{\pi k_B d_o \Delta c_{\text{ВР}}}. \quad (20)$$

Тоді рівняння (19) набуде класичного виду неповного кубічного рівняння

$$d_3^3 + p d_3 + q = 0, \quad (21)$$

рішенням якого, згідно формули Кардано, буде вираз

$$d_3 = \sqrt[3]{-\frac{q}{2} + \sqrt{\left(\frac{q}{2}\right)^2 + \left(\frac{p}{3}\right)^3}} + \sqrt[3]{-\frac{q}{2} - \sqrt{\left(\frac{q}{2}\right)^2 + \left(\frac{p}{3}\right)^3}}. \quad (22)$$

Після підстановки значень для p і q (формула (20)) та з урахуванням того, що середнє значення коефіцієнту використання свердловини $k_B=0,7$, остаточно отримаємо

$$d_3 = 10^3 \sqrt[3]{\frac{c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}} \Delta} \left(\frac{0,33}{d_o} + \sqrt{\frac{0,11}{d_o^2} - \frac{0,22 c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}} \Delta}} \right)} + 10^3 \sqrt[3]{\frac{c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}} \Delta} \left(\frac{0,33}{d_o} - \sqrt{\frac{0,11}{d_o^2} - \frac{0,22 c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}} \Delta}} \right)}. \quad (23)$$

Оскільки на сьогоднішній день переважна більшість гірничо-видобувних підприємств в якості засобів підривання використовують емульсійні вибухові речовини, щільність заряджання яких в середньому становить $\Delta=1250$ кг/м³, то формула (23) набуде вигляду

$$d_3 = 100 \left(\sqrt[3]{\frac{0,8 c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}}} \left(\frac{0,33}{d_o} + \sqrt{\frac{0,11}{d_o^2} - \frac{1,76 \cdot 10^{-4} c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}}}} \right)} + \sqrt[3]{\frac{0,8 c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}}} \left(\frac{0,33}{d_o} - \sqrt{\frac{0,11}{d_o^2} - \frac{1,76 \cdot 10^{-4} c_{\text{бур}}}{c_{\text{ВР}}}} \right)} \right). \quad (24)$$

Таким чином, можна стверджувати, що якщо відомі вартісні показники буріння і підривання та характеристика тріщинуватості гірського масиву, то можна, з достатнім ступенем точності, визначити найбільш ефективний діаметр свердловинних зарядів ВР для конкретних гірничо-геологічних умов розробки родовища.

Висновки та напрямок подальших досліджень. За результатами проведених досліджень встановлено, що питання вибору ефективного діаметру свердловинного заряду ВР для руйнування скельних гірських порід на кар'єрах досліджено не повною мірою і тому для однакових умов ведення буропідривних робіт розрахункові методи надають різні результати.

Запропоновано для визначення найбільш ефективного діаметру свердловинного заряду на кар'єрах застосувати методику, яка ґрунтується на техніко-економічній оцінці показників буріння та вибухових робіт.

Отримана розрахункова формула з визначення діаметру свердловинного заряду ВР, яка пов'язує вартісні показники буріння та підривання, а також характеристику тріщинуватості гірського масиву.

Представлені результати дозволяють продовжити дослідження по встановленню рекомендацій щодо застосування певного діаметру свердловинних зарядів в гірських масивах з різним ступенем тріщинуватості.

Список літератури

1. **Тищенко С.В.** Особенности механизма разрушения горных пород дифференцированными скважинными зарядами взрывчатых веществ / **С.В. Тищенко, Г.И. Еременко, К.А. Федин** // Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. – 2012. – № 32. – С. 25–28.
2. **Жуков С.А.** Анализ закономерностей формирования силовых полей при взрыве скважинных зарядов в горных породах / **С.В. Тищенко, С.А. Жуков, В.В. Цариковский** // Науковий вісник Національного гірничого університету. Вип. № 2. – Дніпропетровськ: НГУ, –2009. –С.35-37.
3. **Фролов О. О.** Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різноміцнісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.
4. **Шапурін О.В.** Оптимізація комбінованого буріння свердловин з утворенням котловин великого діаметру / **О.В. Шапурін, П.М. Синичич** // Вісник Криворізького національного університету: Зб. наук. праць. –2015. – Вип. 39. – С. 107-113.
5. **Фролов О. О.** Визначення раціональних параметрів короткосповільненого підривання гірських порід на залізничних кар'єрах / **О.О. Фролов** // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2011. – Вип.21. – С. 63-69.
6. Научные основы проектирования карьеров / Под ред. **В.В. Ржевского, М.Г. Новожилова, Б.П. Юматова.** – М.: Недра, 1971. – 600 с.
7. **Носков В. Ф.** Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках / **В. Ф. Носков, В. І. Комащенко, Н. І. Жабін.** – М., Недра, 1982. – 320 с.
8. **Кравець В. Г.** Підривні роботи на кар'єрах. Навч. посібник / **В. Г. Кравець, В. Д. Воробійов, А. О. Кузьменко.** – К.: ІСДО, 1994. – 376 с.
9. **Кутузов Б. Н.** Взрывные работы / **Б. Н. Кутузов.** – М., «Недра», 1974. – 368 с.
10. **Ефремов Э. И.** Разрушение горных пород энергией взрыва / **Ефремов Э. И.;** под ред. **Э. И. Ефремова.** – К.: Наук. думка, 1987. – 264 с.
11. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии открытым способом разработки / **ВНТП 13-1-86** (МЧМ СССР) – 1986. – 194 с.
12. **Авдеев Ф. А.** Нормативный справочник по буровзрывным работам / **Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров, В. Х. Кантор.** – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 511 с.
13. **Фролов О. О.** Щодо вибору ефективного діаметру свердловинних зарядів на кар'єрах / **О. О. Фролов, А.В. Хлановський** // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. –2017. – Вип. 33. – С. 15-21.
14. **Кутузов Б. Н.** Выбор рационального диаметра взрывных скважин на карьерах / **Б. Н. Кутузов, А. А. Вареничев** // Горн. журн. – 1976. – № 8. – С. 47-51.
15. **Мальцева Ю.С.** Проблемы выбора рационального диаметра скважинных зарядов на карьерах / **Ю.С. Мальцева А.А. Фролов** // Материалы 7-й Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Опыт прошлого – взгляд в будущее» – Тула: Тульский государственный университет. – 2017. – С. 30-35.

Рукопис подано до редакції 20.02.2018

УДК 622.283

Л.М. ЗАХАРОВА, канд. техн. наук

Інститут фізики гірничих процесів НАН України, м. Дніпропетровськ

КОМПЛЕКСНИЙ АНАЛІЗ ДИНАМІКИ Й КІНЕТИКИ РОЗВИТКУ ЗОНИ ЗРУЙНОВАНОГО МАСИВУ НАВКОЛО ПІДГОТОВЧОЇ ВИРОБКИ

Актуальність проблеми забезпечення стійкості гірничих виробок неухильно підвищується зі збільшенням глибини розробки підземних родовищ корисних копалин. Величина зміщень порід на контурі виробок послідовно зростає, тому що оточуючий масив деформується поза межею міцності. Процес необоротних зрушень зруйнованого масиву гірських порід має складну кінематику й динаміку, які вивчені на сьогодні недостатньо. Це стримує процес вдосконалення існуючих й розробку нових технологій кріплення і підтримки гірничих виробок у складних геомеханічних умовах.

Метою статті є підтвердити гіпотезу щодо важливості мікро-динамічних стрибко-подібних зміщень масиву гірських порід навколо підготовчих виробок під час необоротних зрушень масиву. У статті виконано комплексний аналіз результатів моніторингу кінетики й динаміки незворотних зрушень порід **методами** глибинних реперів, моніторингу мікро-сейсмічності масиву, а також його напруженого стану.

Наукові результати та їх новизна полягають у наступному. Вперше встановлено зв'язок між мікро-динамічними осіданнями порід покрівлі виробки й активністю мікро-сейсмічної емісії масиву. Вперше доведено, що величина пустотності зруйнованого масиву періодично змінюється в зоні активного гірського тиску у 2-3 рази. Уточнено механізм взаємодії породних кластерів або інтервалів, у результаті якого відбувається перерозподіл пустотності зруйнованих порід. Показано, що такі процеси відображають близьку й дальню взаємодію породних фрагментів і їх кластерів під час необоротних зрушень гірського масиву у зоні активного гірського тиску, а самі кластери створюють дисипативні системи, які розсіюють енергію гірського тиску під час необоротних зрушень масиву гірських порід.

© Захарова Л.М., 2018

Практична значимість результатів дослідження обумовлена обґрунтуванням перспективних технологій, які є найбільш ефективними для управління дисипативними системами взаємодіючих породних кластерів, а саме: канатні анкери глибокого закладення, які попередньо натягують початковим зусиллям під час установки, точкове зміцнення зруйнованого масиву гірських порід для підтримки ефекту їх само заклинювання, рамно-анкерне кріплення сумісного опору.

Ключові слова: підготовча виробка, покрівля, необоротні зрушення, кінематика, динаміка, взаємодія кластерів, дисипативні системи.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-14-20

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Стійке функціонування видобувної промисловості України забезпечує її енергетичну й сировинну незалежність. Надійна експлуатація підземних родовищ корисних копалин залежить, у першу чергу, від забезпечення стійкості підготовчих й очисних виробок. Проте неухильне зростання глибини розробки посилює актуальність проблеми забезпечення належного стану гірських виробок для безпечної експлуатації родовищ. Вдосконалення існуючих й розробка нових засобів кріплення, підтримання й охорони вказаних виробок наштовхується на недостатньо вивчений механізм необоротних зрушень порід, які оточують виробки. Вважається, що зрушення масиву навколо підготовчої виробки можна розглядати як плавний процес й нехтувати мікро-динамічними осіданнями покрівлі, або здиманнями підшоши. Окрема проблема гірських ударів як макро-динамічних явищ, що відбуваються під час проходки виробок у даній статті не розглядається.

Метою даної роботи є перевірка і підтвердження гіпотези про важливість мікро-динамічних, стрибко-подібних зрушень масиву навколо підготовчої виробки, які суттєво змінюють кінетику й динаміку необоротних зрушень порід.

Аналіз досліджень та публікацій. Переважна більшість зарубіжних публікацій присвячена дослідженню проблем абсолютної стійкості підземних виробок, тобто забезпечення умов, коли зміщення на контурі не перевищують пружних деформацій гірського масиву й знаходяться на рівні кількох десятків міліметрів. У разі перевищення пружного рівня деформацій ситуація вважається катастрофічною. Ця традиція обумовлена тим, що розвинуті країни видобувають руду у міцних уміщючих породах, а видобуток вугілля здійснюється зазвичай на глибинах, що не перевищують 250-400 м. Проте у Польщі, Германії, Україні, Китаї глибина вугільних шахт і рудників сягнула за 1000 м й проблема забезпечення стійкості підготовчих виробок постала ще більш гостро [3, 4, 8].

Абсолютну стійкість гірничих виробок у таких умовах забезпечити практично неможливо, отже спеціалісти шукають такі засоби кріплення технології [5, 7], які здатні забезпечити стійкість підземних споруд за умов, коли зміщення порід сягають кількох сотень міліметрів. Для забезпечення задовільної стійкості виробок у таких умовах знайшло застосування комбіноване рамно-анкерне кріплення [9].

Таке кріплення здатне стабілізувати стійкість виробок навіть за умов, коли навколо їх виникає зона зруйнованих порід, а зміщення на контурі сягають 1 м і навіть більше. Проте механізм таких зміщень вивчено недостатньо, що стримує процеси розвитку й вдосконалення засобів кріплення для складних геомеханічних умов [10, 11]. Стаття [12] є одною з перших, в якій встановлено наявність механізму ближньої взаємодії породних фрагментів, яка є важливою ланкою у механізмі незворотних зрушень порід навколо виробки. Для детального вивчення процесів взаємодії породних фрагментів й їх кластерів необхідно здійснювати інтенсивний моніторинг процесу необоротних зрушень порід. Наразі такий моніторинг виконується з перервою між послідовними сесіями замірів, яка не менша за кілька діб, тоді як для ідентифікації кластерів необхідно скоротити цей інтервал на один-два порядки. Саме тому у даній статті виконано аналіз автоматизованого моніторингу необоротних зрушень масиву гірських порід навколо підготовчої виробки, який здійснювався з кроком у часі, рівним 30 хвилинам.

Викладення матеріалу та результати. Комплексні інструментальні спостереження за проявами гірського тиску здійснювались у 32 очисному вибої довжиною 305 м на шахті Вест Коллієрі (Австралія). Вугільний пласт потужністю 2,5 м відпрацьовувався на глибині 520 м стовповою системою розробки з розділенням виїмкових стовпів ланцюговими ціликами шири-

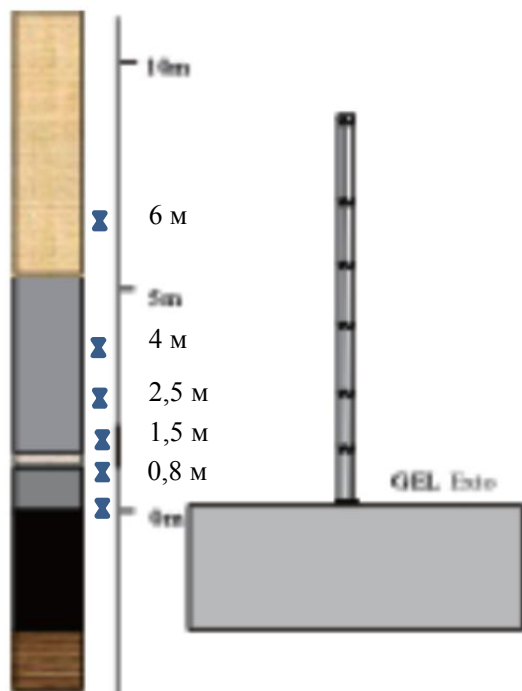


Рис. 1. Стратиграфічна колонка, й схема закладки глибинних реперів [13]

паралельні вентиляційні штреки. Схема розташування глибинних реперів наведена на рис. 1. Напроти реперів вказана їх відстань від породного оголення покрівлі підготовчої виробки. Перший репер був зафіксований на породному оголенні покрівлі, а отже розташовувався на відстані 0 м. Шостий глибинний репер був встановлений на відстані 6 м від породного оголення покрівлі. Також було встановлено, що процес зрушення порід покрівлі не розповсюджувався на відстань більш ніж 10 м протягом періоду моніторингу розшарувань порід покрівлі.

Навколо спостережної станції були пробурені додаткові шпури, в яких було закладено тривимірні датчики гірського тиску, а також геофони для моніторингу сейсмоакустичної емісії порід покрівлі. Це дозволило вивчити динаміку зрушень порід навколо підготовчої експериментальної виробки й зіставити її з кінематикою розшарування покрівлі.

Зміщення покрівлі почались у момент, коли лава підійшла до експериментальної ділянки на 10 м. Моніторинг розшарувань покрівлі відбувався протягом 2160 хв. до моменту, коли шпур, у якому були розміщені глибинні реperi перерізало горизонтальними зміщеннями суміжних шарів. За цей час лава пройшла спостережну станцію і віддалилась від неї на 10 м, а максимальне осідання першого реперу, або породного оголення покрівлі склало 180 мм.

Датчики гірського тиску зареєстрували підвищення тиску попереду очисного вибою на 4,8 МПа й зниження його відносно початкового рівня на 5,4 МПа після проходу лави, що свідчить про інтенсивне руйнування порід, які оточують виробку й формування розвантаженої зони навколо експериментальної ділянки виробки. Підкреслимо, що вказане розвантаження відбувається саме завдяки руйнуванню порід, незважаючи на те, що збійка розташована на відстані 15 м від межі виробленого простору лави, яка відпрацьовувалась, а отже виробка потрапила у зону залишкового опорного тиску.

Графіки осідань усіх реперів наведені на рис. 2. По-перше, помітно, що осідання й розшарування покрівлі відбувалось з прискоренням. Очевидно, що після проходу лави й її подальшого віддалення покрівля втратила свою стійкість, а виробка була обвалена. Це типова ситуація, яка складається на американських та австралійських шахтах, які відпрацьовують лави тільки зворотним ходом й не підтримують виробки позаду очисних вибоїв.

По-друге помітно, що зрушення породних шарів відбувалось дискретними кроками у часі й просторі. Періоди плавного опускання змінювались дискретними стрибко-подібними зрушеннями. Амплітуда таких дискретних (моментальних) інкрементальних зрушень сягала 23 мм. Середня швидкість осідань породних шарів у періоди плавних опускань становила 0,05 мм/хв.,

ною 37 м. Стратиграфічна будова товщі наведена на рис. 1. Безпосередня покрівля пласта представлена 5-метровим аргілітом, у нижній частині якого був прошарок міцної породи. Міцність аргіліту на одноосьовий стиск становила 40 МПа. Вище залягав алевроліт міцністю на одноосьовий стиск 50 МПа. У безпосередній підшові виробки прямокутного перерізу розміщувався шар аргіліту. Швидкість посування очисного вибою коливалась у межах 500-600 м/міс.

Підготовча виробка мала прямокутний переріз шириною 5,2 м і висотою 2,5 м (рис. 1). Покрівля виробки була закріплена сталі-полімерними анкерами довжиною 2,4 м, а також канатними анкерами, довжина яких була 4-5 м.

Кінематика зрушення порід покрівлі реєструвалась за допомогою автоматичного моніторингу зміщень глибинних реперів з кроком у часі, що дорівнював 30 хв. Така частота зняття показань є на сьогодні унікальною і дозволяє прослідкувати процес розшарування покрівлі з такою детальністю, яка раніше не була досягнута. Спостережна станція була обладнана у збійці, яка з'єднувала

або 72 мм/доб, що добре узгоджується з інтенсивністю зрушень покрівлі у підготовчих виробках українських шахт у зонах активних зрушень позаду діючих лав [12].

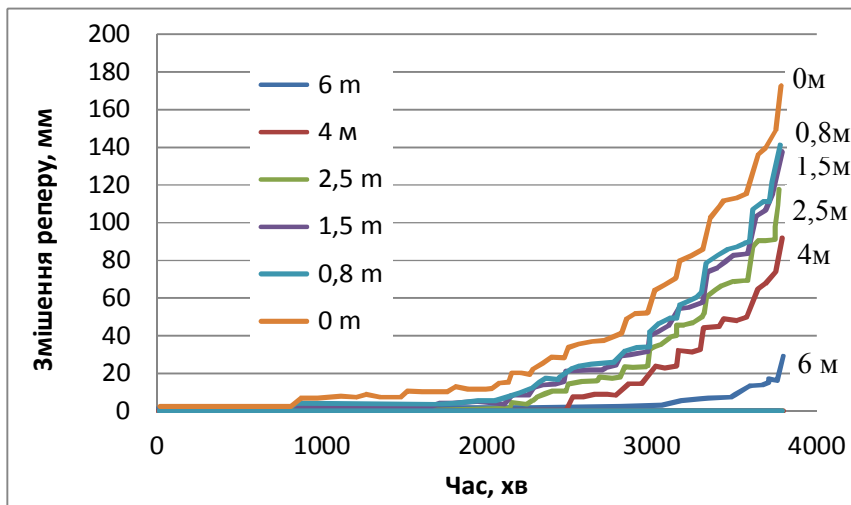


Рис. 2. Кінематика зрушення глибинних реперів [13]

По-третє, дискретні інкрементальні зрушення порід покрівлі узгоджуються з результатами моніторингу мікросейсмічної активності масиву навколо експериментальної виробки. У якості інтенсивності сейсмічності приймалась кількість мікросейсмічних сигналів зареєстрованих геофоном протягом 15 хв., або половини інтервалу між послідовними зняттями показань щодо зрушень глибинних реперів.

Згідно результатів моніторингу мікросейсмічної активності масиву, основні руйнування порід покрівлі відбулись перед очисним вибоєм. Після проходження експериментальної виробки інтенсивність мікросейсмічних подій суттєво зменшилась, оскільки розшарування й розтріскування порід змінилось на їх необоротне осідання у вигляді прогину у порожнину виробки.

На рис. 3 показана динаміка розпушення інтервалів породних шарів між сусідніми глибинними реперами. Ці графіки і подальший аналіз виконано авторкою даної статті. Оскільки орієнтовна межа міцності порід на розтягнення становить приблизно 0,005 (відмічено пунктирною прямою на рис. 3), породи, які залягають вище реперу 6 (тобто на відстані 6 м і далі від пород-

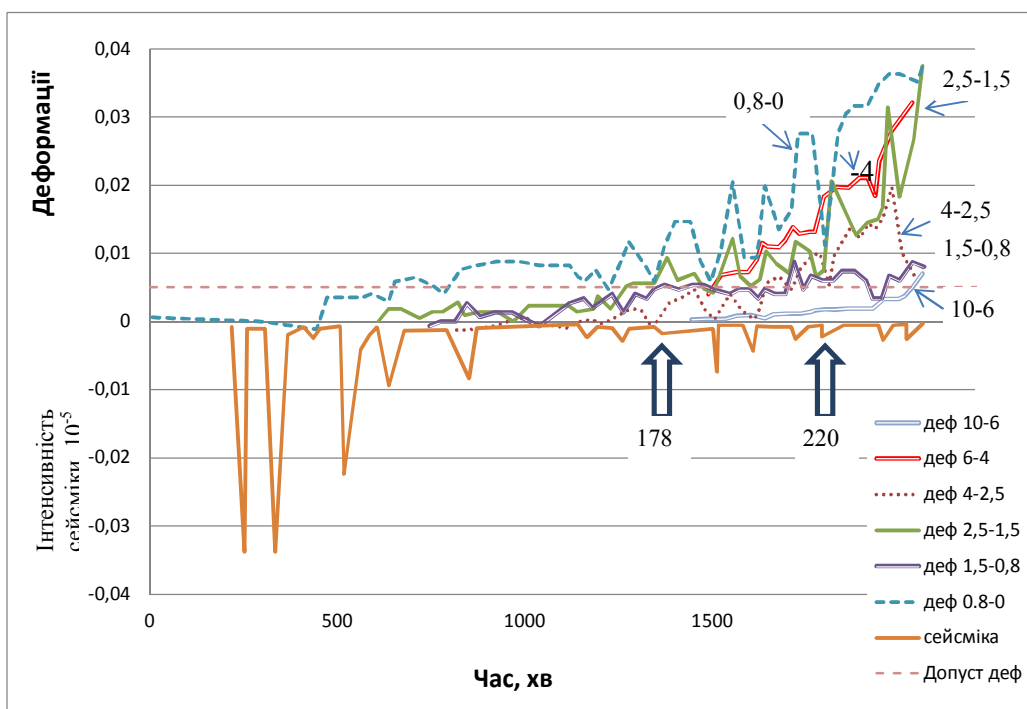


Рис. 3. Динаміка розпушення інтервалів

ного оголення покрівлі виробки) деформувались у пружному стані. Майже пружно деформувалася й інтервал від 0,8 до 1,5 м, який містив міцний прошарок породи. Решта покрівлі перейшла у позамежний стан, й деформувалась необоротно.

Найбільш важливо те, що величина розпушення вказаних інтервалів періодично змінювалась у часі. Достовірність цього спостереження перевищує 99%, оскільки амплітуда коливань величини розпушення у 2-4 рази більша за мінімальний тренд. Це видно на графіках розпушення інтервалів 0,8-0 м, 2,5-1,5 м, 4-2,5 м, 6-4 м. Характерно, що локальні мінімуми розпушення майже у всіх випадках співпадають з активізацією мікросейсмічності. Її графік наведений умовно на від'ємній частині вертикальної вісі рис. 3.

Для того, щоб встановити причину такого ефекту були побудовані поточні розподіли інтервальних розпушень (рис. 4). Пунктиром показаний попередній розподіл розпушення інтервалів, суцільною ломаною лінією – послідовний у часі. Аналіз цих розподілів показав, що активізація мікросейсмічності пов'язана з дискретним інкрементальним осіданням певного глибинного породного шару, та його додатковим розпушенням, яке вимагало вільного місця або додаткового ступеню свободи. Оскільки ці шари залягають у глибині масиву, додатковий ступень свободи можна відібрати тільки у шарів, які розташовані нижче або ближче до підготовчої виробки. Отже породи у інтервалі, який стрибко-подібно осідав і розпушувався, надавлювали на сусідні породи, які не встигали синхронно осідати, й тому змушені були зменшувати своє розпушення внаслідок відносного стиснення.

На лівому графіку рис. 4 видно, що різке осідання й розпушення інтервалів 4-2,5; 2,5-1,5 і 1,5-0,8 м, яке супроводжувалось мікросейсмічною інтенсивністю 178 одиниць (ліва пуста стрілка на рис. 3), призвело до відносного стиснення інтервалу 0,8-0 м, розпушення якого зменшилось з 0,012 до 0,006, або у два рази. Правий фрагмент рис. 4 демонструє як різке осідання інтервалів 6-4 й 4-2,5 м, яке супроводжувалось мікросейсмічністю 220 одиниць (права пуста стрілка на рис. 3), призвело до відносного стиснення інтервалів 2,5-1,8 й 0,8-0 м у 1,56 і 2,48 рази відповідно. Така нерівномірність може існувати тимчасово, й згладжується з часом після виходу виробки з зони активного гірського тиску або віддалення лави на значну відстань (150 м і далі).

Вказана закономірність відображає близьку й дальню взаємодію породних кластерів, яка супроводжує активні необоротні зрушення масиву гірських порід. Близня взаємодія відбувається між сусідніми кластерами, або інтервалами, наприклад інтервалом 1,5-0,8 м і 0,8-0 м (лівий фрагмент рис. 4). Дальня взаємодія здійснюється через ланцюжок кластерів-посередників, наприклад інтервалу 6-4 м й інтервалу 0,8-0 м (правий фрагмент рис. 4) через проміжні інтервали 4-2,5 м й 2,5-1,8 м. У такому випадку проміжні інтервали також беруть участь у перерозподілі ступенів свободи, або вільного простору, що використовується для забезпечення можливості необоротних зрушень зруйнованих порід у порожнину виробки.

З практичної точки зору важливо управляти взаємодією породних кластерів таким чином, щоб мінімізувати дисипацію енергії гірського тиску, що досягається такими перспективними

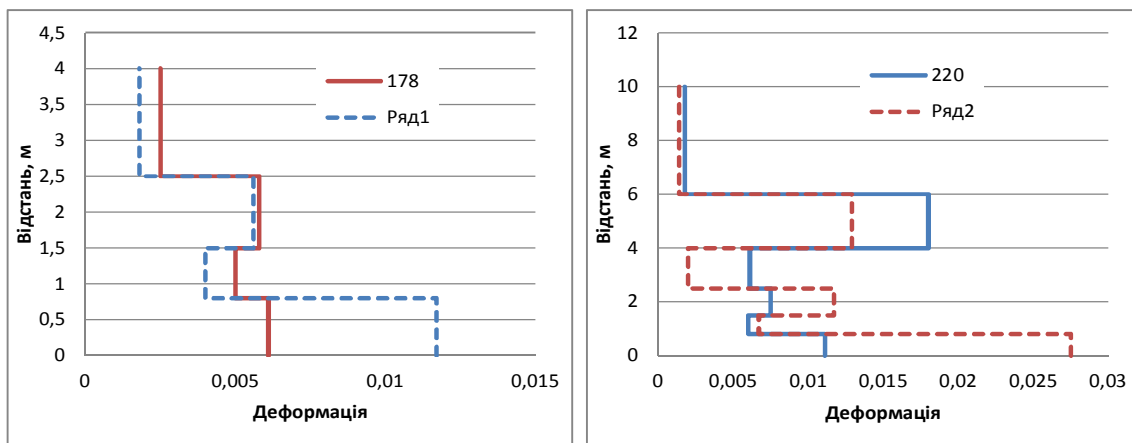


Рис. 4. Фрагменти, які ілюструють розширення одних кластерів за рахунок відносного стиснення інших

технологіями, як канатні анкери глибокого закладення, які попередньо натягують початковим зусиллям під час установки [14, 15], точкове зміцнення зруйнованого масиву гірських порід для підтримки ефекту їх само-заклинювання, рамно-анкерне кріплення сумісного опору.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Аналіз детального моніторингу стану масиву навколо виробки, що здійснювався з кроком у часі у 30 хвилин, засвідчив складну кінематику осідань порід покрівлі у зоні активного гірського тиску, що розповсюджується навколо діючого очисного вибою. Періоди плавного прогинання породних шарів змінюються різкими або стрибко-подібними осіданнями, амплітуда яких сягає 24 мм. Такі динамічні осідання супроводжуються мікросейсмічною активністю у межах 178-1000 одиниць, а також розпушенням вказаних шарів за рахунок відносного стиснення шарів, які розташовані ближче до порожнини підготовчої виробки. Вказаний механізм підтверджує наявність близької й дальньої взаємодії породних кластерів під час активних необоротних зрушень гірського масиву.

У подальшому планується дослідити параметри обґрунтованих технологій забезпечення стійкості гірничих виробок з урахуванням особливостей поведінки дисипативних систем, які виникають у результаті близької і дальньої взаємодії породних кластерів.

Список літератури

1. Esterhuizen G., Ellenberger J.E., Klemetti T. A Procedure for the Rapid Assessment of Coal Mine Roof Stability Against Large Roof Falls. 34th International Conference on Ground Control in Mining, WVU, Morgantown, 2015, pp. 138–144.
2. Esterhuizen G.S. Analysis of Alternatives for Using Cable Bolts As Primary Support at Two Low-seam Coal Mines. 35th International Conference on Ground Control in Mining, WVU, Morgantown, 2016, pp. 48–55.
3. Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю. Технологія відпрацювання потужних крутоспадних рудних покладів. Вісник Криворізького національного університету, вип. 45, 2017.-С.47-50.
4. Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю. Удосконалення технології відпрацювання рудних покладів камерними системами на глибоких горизонтах / Вісник КНУ, 2012. - Вип. 30. - С. 23-26
5. Bastante F.G., Alejano L. Ground reaction curves for circular excavations in non-homogeneous, axisymmetric strainsoftening rock masses. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering 34 (2013): 231-240.
6. Alejano L.R., Dono A.R., Veiga M. Plastic radii and longitudinal deformation profiles of tunnels excavated in strainsoftening rock masses. Tunnelling and Underground Space Technology 30 (2012) 169–182.
7. Ступник Н.И. Исследование формы поперечного сечения подземных выработок при комбинированной отработке месторождений / Н.И.Ступник, Б.Н.Андреев, С.В.Письменный // Вісник Криворізького національного університету. – 2012. – № 32. – С. 3-6.
8. Ступник Н.И. Разработка рекомендаций по выбору типа крепления горных выработок и сопряжений в условиях урановых шахт ГП "ВОСТГОК" / Н.И. Ступник, М.Б. Федько, В.А. Колосов, С.В. Письменный // Науковий вісник НГУ. – 2014. – № 5. – С.21-25.
9. Методические указания. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. КД 12.01.01.201 – 98.
10. Письменный С.В. Визначення кутової точки руйнівного тиску на контурі гірничої виробки з урахуванням техногенних сил. Вісник Криворізького національного університету, вип. 45, 2017.-С.166-172.
11. Письменный С.В. Моделювання стійкої форми очисної камери при розробці магнетитових кварцитів Криворізького залізорудного басейну / С.В. Письменный, О.Б. Томашевський // Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг. – 2015. – № 40. – С. 98-103.
12. Zakharova L. Close interaction of rock fragments in underground roadway during irreversible movement of surrounding rock mass. Metallurgical and mining industry.N.6, 2017, pp.39-42.
13. Shen B. , Guo H., Luo X. Field monitoring of roof strata and longwall overburden in underground coal mine. ICGCM China 2014 Proceedings (English volume). Beijing, 2014, pp. 105-111.
14. Ur-Rahman I., Hagan P., Chen J. The Influence of Concrete Sample Testing Dimensions on Assessing Cable Bolt Load Carrying Capacity. 2015 Coal Operators' Conference. The University of Wollongong, 2015, p.137-145.
15. Mosse-Robinson, S. Sharrock, G. (2016). Laboratory experiments to quantify the pull-out strength of single strand cable bolts for large boreholes. In: Proceedings of the Second Australasian Ground Control in Mining Conference. Australian Institute of Mining and Metallurgy, pp. 201–209.

Рукопис подано до редакції 20.02.2018

УДК 622.271.4.012.3

Е.А. НЕСМАШНЫЙ, д-р техн. наук, проф., Г.И. ТКАЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.
Криворожский национальный университет
А.В. БОЛОТНИКОВ, канд. техн. наук, Академия горных наук Украины

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ГЕОМЕТРИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРА ЧАО «ИНГОК» НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ

Цель. Для определения предельных углов наклона ярусов и бортов внешних отвалов №1 и № 5 на предельных контурах, обеспечивающих углубку карьера Ингулецкого горно-обогатительного комбината до отм. -600 м выполнены комплексные геомеханические расчеты по определению степени устойчивости уступов, групп уступов и бортов карьера. Обоснованы геометрические параметры вышеуказанных горных выработок, сооружаемых как в песчано-глинистых, так и скальных породных массивах и показано, что степень их устойчивости соответствует нормативным требованиям.

Методы исследований. Авторами был выполнен цикл проектных работ, в том числе и работы, посвященные геомеханическому обоснованию конечных контуров карьера ЧАО «ИнГОК», которое выполняло КП «Академический Дом» Академии горных наук Украины. Для решения поставленных задач был проведен анализ работ как по инженерно-геологической разведке месторождения и определения прочностных свойств песчано-глинистых и скальных пород, так и работ по оценке устойчивости бортов Ингулецкого карьера за период с начала его освоения и до настоящего времени.

Научная новизна. Обоснованы максимально допустимые углы наклона уступов, групп уступов и бортов Ингулецкого карьера, что является основой выбора для оптимального технического решения на конец отработки месторождения.

Практическая ценность. Результаты, полученные в работе, могут быть использованы для дальнейшего развития методов исследования геомеханических процессов в массивах горных пород, что позволит обеспечить экономическую эффективность горных работ, а также промышленную и экологическую безопасность.

Результаты. Построенные расчетные вертикальные разрезы бортов и групп уступов карьера ЧАО «ИнГОК» с учетом пространственного залегания скальных и песчано-глинистых породных массивов, с нанесенными на них вероятными поверхностями скольжения и формой расчетных блоков, рассмотрены в нескольких вариантах. В результате выполненных геомеханических расчетов установлено, что все конечные контура карьера и внешних отвалов №1 и №5 ЧАО «ИнГОК» обладают достаточной степенью устойчивости и отвечают правилам охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом, т.к. значения полученных коэффициентов запаса устойчивости не ниже нормативных.

Ключевые слова: предельный контур, угол наклона борта карьера, устойчивость, коэффициент запаса устойчивости.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-20-25

Проблема и ее связь с практическими задачами. Развитие открытых горных работ на Криворожских карьерах, в современных условиях, характеризуется целым рядом неблагоприятных факторов. Это и значительное увеличение глубины добычных работ (практически все карьеры Кривбаса ведут добычу железной руды на глубинах более 350 м), отсутствие свободных земельных отводов для размещения внешних отвалов, нестабильное финансово-экономическое положение на мировых рынках железорудного сырья, непостоянная законодательная база в сфере налогообложения и финансов. Недостаточная эффективность научных положений, используемых в традиционных методиках геомеханических расчетов, объясняется отсутствием единого комплексного подхода к решению проблем оползневых явлений для глубоких железорудных карьеров.

В этих условиях возникает проблема оперативной корректировки конечных контуров карьеров и отвалов для уточнения как величины геологических запасов полезного ископаемого, так и финансово-производственных показателей, обеспечивающих рентабельную добычу и переработку железных руд.

Анализ исследований и публикаций. Анализ материалов геологоразведочных и доразведочных работ, проведенных на Ингулецком месторождении показывает, что накопленные сведения об инженерно-геологических условиях разработки месторождения, необходимые для геомеханических расчетов степени устойчивости бортов карьера, недостаточны. Их объем и полнота существенно отстают от темпов расширения границ открытых горных работ как по простиранию, так и по глубине. За последние 20-25 лет не было проведено ни одной комплексной научно-исследовательской работы по определению показателей физико-механических

свойств пород месторождения. Для решения выше указанных задач, применительно к карьере Ингулецкого ГОКа, в 2014-2017 гг ГП «ГПИ «Кривбаспроект» был выполнен цикл проектных работ, в том числе и работы, посвященные геомеханическому обоснованию конечных контуров карьера ЧАО «ИнГок», которое выполняло КП «Академический Дом» Академии горных наук Украины.

Для решения поставленных задач, в первую очередь был проведен анализ работ как по инженерно-геологической разведке месторождения и определения прочностных свойств песчано-глинистых и скальных пород, так и работ по оценке устойчивости бортов Ингулецкого карьера за период с начала его освоения и до настоящего времени [1-3, 5-7].

В результате были установлены прочностные характеристики горных пород Ингулецкого месторождения, значения которых необходимы для проведения геомеханических расчетов по определению степени устойчивости открытых горных выработок, существующих на Ингулецком карьере.

В обобщенном виде результаты выполненного анализа можно сформулировать так:

к наиболее крепким породам месторождения можно отнести мигматиты и кварциты магнетитовые, молекулярное сцепление которых колеблется в пределах 20-35 МПа, угол внутреннего трения $38-41^\circ$;

гранат-хлорит-биотит-кварц-куммингтонитовые сланцы можно отнести к породам средней крепости с показателями сцепления 10-15 МПа и угла внутреннего трения $35-40^\circ$, к особенностям данных пород можно отнести сложную структуру напластования, в следствии чего прочность как в крест напластования, так и по напластованию высокая;

джеспилиты нижних горизонтов характеризуются показателями угла внутреннего трения $38-42^\circ$, сцепление находится в пределах 15 – 18 МПа для магнетитовых, 7-10 МПа для гематит-магнетитовых;

показатели сцепления для пород первого и второго сланцевого горизонта в крест напластованию составляют около 15 МПа, по напластованию 4-5 МПа, угол внутреннего трения $38-40^\circ$ и $37-38^\circ$ соответственно;

породы пятого сланцевого горизонта характеризуются значительным снижением прочностных свойств в направлении напластования. Сцепление по напластованию в пределах 2-3 МПа, в крест напластования 13-15 МПа;

актинолит-талковые сланцы и филлиты характеризуются низкими показателями угла внутреннего трения $16-18^\circ$ при средних показателях сцепления 10-12 МПа;

окисленные породы, джеспилиты и кварциты имеют более низкие показатели прочности, сцепление находится в пределах 6-9 МПа, угол внутреннего трения $39-40^\circ$;

породы второго железистого горизонта на верхних горизонтах имеют значительно более низкие показатели прочности 5-7 МПа в крест напластованию, 3-4 МПа по напластованию;

выветрелые слюдястые сланцы, филлитовые сланцы, кварц-талк-хлоритовые сланцы необходимо отнести к полускальным слабым породам, показатель сцепления которых колеблется от 0,5 до 2,5 МПа в крест напластованию и значительно падает в направлении напластования до 0,1 МПа, угол внутреннего трения $26-30^\circ$;

к наиболее слабым породам относятся каолины и кора выветривания гранитов, сцепление 0,1-0,2 МПа, угол внутреннего трения $29-30^\circ$.

Изложение выполненных работ. При выполнении геомеханических расчетов по определению максимально допустимых углов наклона уступов, групп уступов и бортов Ингулецкого карьера мы руководствовались проектным решением ГП «ГПИ «КРИВБАСПРОЕКТ» о положении горных работ в карьере (см. рис. 1) и на внешних отвалах (см. рис. 2) на конец отработки месторождения и ниже следующими исходными данными:

высота уступа в песчано-глинистых породах верхних горизонтов принята 12 м и 14 м;

высота сдвоенного уступа в скальных породах не более 30 м;

для групп уступов в скальных породах по участкам соответствующих бортов карьера определялись максимально допустимые углы их наклона для высоты от 60 до 300 м.

углы наклона участков бортов в песчано-глинистой толще (в горизонтах -15... +40 м), определены с учетом наличия слабого водонасыщенного слоя песков на восточном борту;

углы наклона бортов карьера в скальных породах необходимо определить исходя из предварительных проектных проработок по углубке карьера до отметки -600 м.

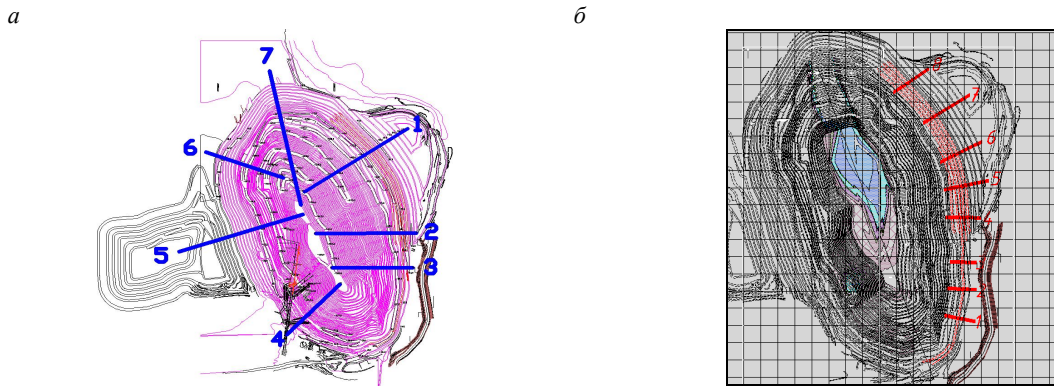


Рис. 1. Расчетные разрезы на плане карьера ЧАО «ИнГОК» (а) и его восточного борта (б) в конечном положении

При выборе расчетных схем для проведения геомеханических расчетов по определению максимально допустимых углов наклона уступов, групп уступов и бортов Ингулецкого карьера и отвалов мы руководствовались методическими указаниями [4], а именно:

при определении допустимых углов наклона уступов в песчано-глинистой толще использовался метод алгебраического сложения сил, схема V выше указанных методических указаний;

при определении допустимых углов наклона уступов в скальной толще высотой до 30 м использовался метод алгебраического сложения сил, схема III (для откоса, сложенного слоистыми породами с углом падения более угла внутреннего трения породы, но менее угла заоткоски уступа);

при определении допустимых углов наклона ярусов и бортов отвалов №1, и №5 использовался метод алгебраического сложения сил по криволинейной поверхности скольжения с учетом гидростатических и гидродинамических сил.



Рис. 2. Расчетные разрезы на плане отвала №1 (а) и отвала №5 (б) в их конечном положении

Построенные расчетные вертикальные разрезы бортов и групп уступов карьера ЧАО «ИнГОК» с учетом пространственного залегания скальных и песчано-глинистых породных массивов, с нанесенными на них вероятными поверхностями скольжения и формой расчетных блоков, рассмотрены в нескольких вариантах.

Полученные результаты. В обобщенном виде результаты выполненных расчетов по определению степени устойчивости бортов карьера ЧАО «ИнГОК» на предельном контуре приведены в табл. 1. Из данных этой таблицы следует, что устойчивость бортов карьера ЧАО «ИнГОК» по контурам, планируемому на конец его отработки, соответствует нормативным требованиям, так как значения коэффициента запаса устойчивости (КЗУ) находятся в пределах 1,30 - 2,28.

При этом необходимо отметить, что сложившаяся горно-геологическая ситуация на Ингулецком карьере предполагает повышенное внимание к восточному борту карьера.

Восточный борт карьера – рабочий. Опасность, связанную с нарушением его устойчивости, в северо-восточной части борта карьера представляют горизонты с (+40 до -15) сложенные сыпучими и слабо-сцепленными породами. При этом восточный борт сформирован весьма неудачно с точки зрения геомеханического обеспечения его устойчивости.

Таблица 1
Результаты расчетов устойчивости бортов карьера
ЧАО «ИнГОК» на конечном контуре

№ разреза	Высота откоса, м	Угол наклона, град.	КЗУ, доли. ед
1 вариант 1	555	23	1,38
1 вариант 2	465	25	1,35
(в наносах)	110	12	1,33
2 вариант 1	630	26	1,37
2 вариант 2	570	30	1,34
(в наносах)	55	14	1,35
3 вариант 1	610	32	1,35
3 вариант 2	315	47	1,30
(в наносах)	25	13	2,28
4 вариант 1	645	36	1,31
4 вариант 2	570	40	1,30
(в наносах)	75	22	1,32
5 вариант 1	735	31	1,37
5 вариант 2	525	45	1,30
(в наносах)	135	15	1,30
6 вариант 1	560	31	1,35
6 вариант 2	180	57	1,31
(в наносах)	100	20	1,42
7 вариант 1	645	20	1,38
7 вариант 2	345	23	1,40

Так на всем протяжении восточный борт пригружен дамбой высотой 30–60 м, для защиты от возможных паводков на реке Ингулец, а северная часть борта непосредственно примыкает к ярусам внешнего отвала № 3. К тому же песчано-глинистые породы восточного борта сильно обводнены, вследствие чего на гор. -15м, ±0м нередко наблюдаются локальные деформации, которые, не нарушая его устойчивости в целом, приводят к приостановке горных работ в связи с необходимостью проведения ремонтных работ на железнодорожных путях, автодорогах, перегрузочных пунктах и т.п.

Поэтому восточный борт карьера был особо детально исследован. Положение восьми расчетных разрезов на плане восточного борта, показано на рис. 1 б, а результаты выполненных расчетов приведены в табл. 2.

Таблица 2
Результаты расчета устойчивости восточного борта карьера ЧАО «ИнГОК» конечном положении

№ разреза	Маркшейдерские оси	Высота откоса, м	Угол наклона, град.	КЗУ, доли ед.
1	40	24	17	2,48
2	46	24	15	2,50
3	52	24	13	2,28
4	62	45	17	1,35
5	70	70	15	1,32
6	76...80	85	14	1,31
7	84...92	90	13	1,33
8	92...98	70	14	1,33

Из данных этой таблицы следует, что устойчивость восточного борта карьера на конец его отработки, соответствует нормативам, т.к. значения КЗУ находятся в пределах 1,31-2,50.

В основу расчета устойчивости бортов внешних отвалов №1 и №5 ЧАО «ИнГОК» положено проектное решение ГП «ГПИ «КРИВБАССПРОЕКТ» о положении горных работ на отвале на конец его отсыпки, сформированное с учетом рекомендованных максимально допустимых углов наклона бортов [2, 9].

В обобщенном виде результаты выполненных расчетов по определению степени устойчивости внешних отвалов №1 и №5 на конец его отсыпки, приведены в табл. 3, 4, соответственно.

Из данных приведенных в табл. 3 следует, что степень устойчивости бортов отвала №1 ЧАО «ИнГОК» в конечном положении, соответствует нормативным требованиям, т.к. значения КЗУ находятся в пределах 1,30-1,93.

Из данных приведенных в табл. 4 следует, что степень устойчивости бортов отвала №1 ЧАО «ИнГОК» в конечном положении, соответствует нормативным требованиям, т.к. значения КЗУ находятся в пределах 1,30-1,43. Однако необходимо отметить, что данные результаты получены при условии отсыпки первого яруса скальными породами, а также создания дренажной системы в основании отвала.

Выводы и направления дальнейших исследований. В результате выполненных геомеханических расчетов установлено, что все предложенные специалистами ГП «ГПИ «КРИВБАССПРОЕКТ», конечные контура карьера и внешних отвалов №1 и №5 ЧАО «ИнГОК» обладают достаточной степенью устойчивости и отвечают правилам охраны труда при разработке место-

рождений полезных ископаемых открытым способом, т.к. значения полученных коэффициентов запаса устойчивости не ниже нормативных.

Таблица 3

Результаты расчета устойчивости бортов отвала №1
ЧАО «ИнГОК» на конечном контуре

№ разреза	Высота откоса, м	Угол наклона, град	КЗУ, доли. ед.
1 вариант 1	128	10	1,93
1 вариант 2	78	14	1,46
Расчет системы «карьер-отвал» по разрезу 1			
1 вариант 3	140	10	1,48
1 вариант 4	90	14	1,30
2 вариант 1	128	12	1,54
2 вариант 2	78	15	1,36
Расчет системы «карьер-отвал» по разрезу 2			
2 вариант 1	140	12	1,31
2 вариант 2	90	15	1,30
3 вариант 1	120	13	1,34
3 вариант 2	120	13	1,40
4 вариант 1	125	15	1,30
4 вариант 2	125	15	1,33
5 вариант 1	115	14	1,33
5 вариант 2	115	14	1,38
6 вариант 1	120	14	1,30
6 вариант 2	120	14	1,31
7 вариант 1	125	14	1,30
7 вариант 2	125	14	1,31
8 вариант 1	120	14	1,30
8 вариант 2	120	14	1,31

Таблица 4

Результаты расчета устойчивости бортов отвала №5
ЧАО «ИнГОК» на конечном контуре

№ разреза	Высота откоса, м	Угол наклона, град	КЗУ, доли ед.
1 вариант 1	92	16	1,31
1 вариант 2			1,31
2 вариант 1	100	15	1,31
2 вариант 2			1,31
3 вариант 1	104	15	1,35
3 вариант 2			1,35
4 вариант 1	105	16	1,32
4 вариант 2			1,33
5 вариант 1	118	15	1,34
5 вариант 2			1,36
6 вариант 1	115	15	1,30
6 вариант 2			1,32
7 вариант 1	128	16	1,38
7 вариант 2			1,40
8 вариант 1	110	15	1,41
8 вариант 2			1,43

При этом максимально допустимые углы наклона открытых горных выработок ЧАО «ИнГОК» на предельном контуре находятся в пределах:

от 45° до 60° для уступов, сооружаемых в песчано-глинистых породах, при условии выполнения ряда мероприятий по осушению этих пород;

от 50° до 75° для уступов, сооружаемых в скальных породах;

от 12° до 22° для бортов карьера, сооружаемых в рыхлых отложениях;

от 44° до 85° для групп уступов, сооружаемых в скальных породах, высотой 60 - 300 м;

от 40° до 44° для бортов карьера, сооружаемых в скальных породах, высотой до 600 м.

На основе проведенных исследований и расчетов можно сделать вывод о целесообразности дальнейшего максимального использования существующих методов производственного мониторинга в качестве геомеханического, который необходим как элемент системы обеспечения безопасности труда на карьерах и отвалах.

Список литературы

1. **Несмашний Е.А.** и др. Обоснование оптимальных параметров открытых горных выработок на Криворожских карьерах Кривой Рог, Изд-во «Дионис», -2012, -398 с.: ил.

2. Определение допустимых результирующих углов наклона бортов карьера и отвалов ПАО «ИнГОК». Геомеханические исследования. Этап 2. Определение прочностных свойств скальных и полускальных пород Ингулецкого месторождения. **Отчет о НИР/ КИП «Академический Дом»; рук. работы Е.А.Несмашный.** – Кривой Рог, 2015 - 381 с.

3. **Несмашный Е.А., Герасимова Е.В., Ткаченко Г.И.** Геомеханическое обоснование устойчивых параметров отвалов карьера № 4 ПАО «ЦГОК». Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. - Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», - 2016.- № 43.- С.127-132.

4. **Несмашний С.О., Болотников А.В., Ткаченко Г.И.** Расчет устойчивости участка восточного борта карьера ПАО «ИнГОК» в песчано-глинистой толще. Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг: КНУ. - 2016.- № 41.- С. 64-69.

5. Технично-економічне обґрунтування визначення перспективи розвитку сировинної бази ОАО «ІнГОК». Відкриті горні роботи. Визначення параметрів бортов і уступів кар'єра і отвалів: **Отчет о НИР/ ООО «НОВО-ТЕК-2»; № Кр-10 (1648/10038); рук. работы Ю.М. Николашин.** – Харьков, 2011 - 81 с.

6. **Герасимова К.В., Ткаченко Г.И.** Прогнозування та попередження зсувів в зовнішніх відвалах з випадково розподіленими властивостями розкривних порід. Тенденції та перспективи розвитку науки і освіти в умовах

глобалізації: XXI Міжнар. наук.- практ. конф., 2017 р.- Переяслав-Хмельницький: ДВНЗ «Переяслав-Хмельницький ДПУ ім. Григорія Сковороди», 2017 - № 21. – С. 784-787.

7. **Несмашний Е.А.** и др. Определение устойчивых параметров отвала № 2 ПАО «ИнГОК» на предельном контуре с учетом величины порового давления // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. Днепропетровск, №7, 2013, с. 72-75.

8. **Болотников А.В., Биленко А.Е., Ткаченко Г.И.** Определение возможности увеличения результирующих углов наклона бортов карьера, путем обратных расчетов прочностных свойств пород, на примере Глеватского карьера ПАО «ЦГОК» *Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць.* – 2015. - № 39.- С. 122-127.

9. **Nesmarshnyi E.** Calculating and rationalising the relativity norms for determining the slopes of quarry flanks. *Soviet mining journal.* -1987. -vol. 1, num. 3, -Oxonian Press, India. -p. 32-38.

10. **Nesmarshnij E.A., Tkachenko G.I.** Stability evaluation of jsc "YUGOK" eastern pit wall taking into account seismic mass blasting effect. *Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць.* - Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», - 2017.- № 44.- С.27-32.

11. **Несмашний Е.А., Болотников А.В., Ткаченко Г.И.** Методика и результаты оценки степени устойчивости внешних отвалов ИнГОКа на основе GPS-мониторинга их деформированного состояния. *Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників-2011».* ДНЗ «Національний гірничий університет». - 2011. - С. 143-149

12. Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів, укосів уступів і відвалів залізородних та флюсових кар'єрів // Під ред. проф. А.Г.Шапаря // -К: - 2009. – 201с.

13. **Попов И.И., Окатов Р.П.** Борьба с оползнями на карьерах. -М.: Недра, 1980. - 238 с.

14. **Болотников А.В., Несмашний Е.А., Наминат А.С.** Прогнозирование и оценка состояния устойчивости бортов карьера №4, внешних и временных отвалов Артемовского месторождения. *Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць.* -Кривий Ріг: КТУ. - № 95. 2012. с.69-74.

15. **С.С. Серый, А.В. Дунаев.** Методика изучения структуры массива скальных пород для оценки устойчивости карьерных откосов // *Маркшейдерия и недропользование.* №4 (36), июль-август 2008. – с. 40-41.

16. Правила охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – Харьков: - 2010.

Рукопись постуила в редакцию 19.04.2018

УДК 331.452

Т.М. ТАЙРОВА, канд. хім. наук, ст. наук. співроб., К.Н. ТКАЧУК, д-р техн. наук, проф.,
ДУ «Національний науково-дослідний інститут промислової безпеки та охорони праці», м. Київ

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ СИСТЕМИ ОХОРОНА ПРАЦІ

Мета. Метою даної роботи є побудова математичної моделі системи охорони праці, як підсистеми системи управління охороною праці, оцінювання ефективності її функціонування для формування науково-обґрунтованих заходів запобігання виробничому травматизму. Для досягнення поставленої мети сформовано показники оцінювання кожної підсистеми системи охорона праці. Оцінювання технічної, організаційної та санітарно-гігієнічної підсистем системи охорона праці проведено опосередковано шляхом декомпозиції створеної системи «роботодавець – працівник – робоче місце».

Методи досліджень. Для вирішення поставлених завдань використовуються методи математичного моделювання систем.

Наукова новизна. Розв'язання даної задачі складає актуальність та наукову новизну роботи, адже дотепер наукові дослідження у зазначеному напрямку не проводились. Для комплексної оцінки ефективності функціонування системи охорона праці розроблено її математичну модель, яка дозволяє, визначати фактори, що найбільше впливають на ефективність її функціонування при їх сумісному впливі, та на основі отриманих оцінок розробляти управлінські рішення, спрямовані на запобігання виробничому травматизму.

Практична значимість. Розроблено оціночні показники для кожної підсистеми системи охорона праці, побудовано математичну модель системи охорона праці та отримано аналітичні залежності для оцінювання ефективності функціонування системи охорона праці від чинників внутрішнього та зовнішнього впливу. Отримані результати є достовірними, оскільки використовувалися аналітичні методи, офіційні та фактичні статистичні дані. Встановлено залежність ефективності функціонування системи охорона праці від множини чинників зовнішнього і внутрішнього середовища, що дозволило сформувати найбільш пріоритетні науково-обґрунтовані управлінські рішення, спрямовані на підвищення ефективності функціонування СУОП та запобігання виробничому травматизму.

Результати. Докладно розглянуто структуру системи охорона праці та досліджено вплив на ефективність її функціонування зовнішніх і внутрішніх факторів, що призводять до настання нещасних випадків на виробництві, що дає можливість уніфікувати і регламентувати порядок розроблення науково-обґрунтованих управлінських рішень

Ключові слова: система охорона праці, чинники зовнішнього і внутрішнього середовища, математична модель, виробничий травматизм, моделювання.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-25-32

© Тайрова Т.М., Ткачук К.Н., 2018

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. За рівнем виробничого травматизму Україна займає одне з перших місць серед країн Європи, незважаючи на постійне щорічне зниження його рівня протягом останніх 20 років. Порівняльний аналіз показників виробничого травматизму в Україні та світі свідчить про те, що в Україні рівень смертельного травматизму вище ніж у країнах Європейського Союзу в 1,3–2,5 рази, США – у 2 рази в розрахунку на 100 тис. працівників (за даними Міжнародної організації праці). За останні 4 роки на виробництвах України загинуло майже 1700 працівників і понад 19 000 тис. було травмовано. Оцінювання травматизму за методикою МОП свідчить про те, що в Україні на 1 смертельний випадок припадає в середньому 11 травмованих осіб, а у 2016 році це співвідношення досягло найнижчого значення за останні 25 років і становило 1 : 10,5. У той же час у європейських країнах цей показник становить – 600...1200 травмованих. У зв'язку з цим проблема виробничого травматизму в Україні як одна з найактуальніших, на сучасному етапі набуває особливого значення і потребує системного підходу до вивчення ефективності функціонування системи охорони праці з урахуванням впливу виробничих, соціально-економічних, правових організаційно-технічних та інших чинників [1].

Незважаючи на соціально-економічні орієнтири розвитку країни і курс на ЄС, в країні досі не створено сприятливі умови для забезпечення добробуту людини, збереження її життя і здоров'я. Узагальнення наукових досліджень з питань охорони праці свідчать про наявність проблемних питань у сфері охорони праці, основними з яких є :

- неефективність системи управління охороною праці на всіх рівнях. Роботодавці не у повній мірі дотримуються вимог ст. 13 Закону України «Про охорону праці» щодо створення на кожному робочому місці належних умов праці відповідно до нормативно-правових актів та забезпечення додержання вимог законодавства відносно прав працівників у галузі охорони праці;

- недостатній рівень технологічної та трудової дисципліни, організації виконання робіт і професійної підготовки працівників;

- високий рівень зношеності технологічного обладнання та низький рівень модернізації виробництва, відсутність статистичних даних щодо реального оцінювання його стану;

- приховування від розслідування частини нещасних випадків на виробництві;

- високий рівень виробничого травматизму порівняно з європейськими країнами;

- низький рівень відповідальності роботодавця за порушення нормативно-правових актів з охорони праці;

- відсутність в країні методології комплексного і системного підходу до вивчення проблемних питань з охорони праці з метою розроблення заходів, спрямованих на запобігання виробничому травматизму.

Значні економічні наслідки нещасних випадків на виробництві, які, в основному, викликані ушкодженням здоров'я або смертю працівника, а також супутніми виробничими витратами та пов'язані із зниженням рівня продуктивності праці, медичними та юридичними витратами тощо, викликають стурбованість громадськості, науковців, підприємців. За узагальненою модельною оцінкою МОП кожна розвинена країна світу щорічно втрачає в результаті нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань більше ніж 4 % свого ВВП. Мінімальний обсяг втрат від виробничого травматизму та профзахворюваності в Україні, визначений за вищезазначеною модельною оцінкою МОП за показниками ВВП 2014–2016 рр., в середньому становив щонайменше 4 млрд грн. щорічно. Одним із пріоритетних завдань у галузі охорони праці є розроблення наукових засад запобігання виробничому травматизму.

Аналіз досліджень і публікацій. Для ефективного пошуку шляхів зниження рівня виробничого травматизму і розроблення інструментарію прийняття управлінських рішень як на рівні підприємства, так і на рівні держави ведуться дослідження, спрямовані на визначення впливу на рівень виробничого травматизму шкідливих та небезпечних чинників, державного управління з охорони праці, стану нормативно-правового забезпечення. Значна увага фахівців приділяється аналізу проблем та перспективам поліпшення функціонування системного менеджменту з охорони праці на підприємствах країни, тобто проблемі удосконалення системи управління охороною праці. Зазначені питання знайшло відображення у роботах таких авторів як Г.Г. Гогіташвілі [1], Г.Г. Лесенко [2]. Першими науковими здобутками, спрямованими на визначення закономірностей опосередкованого впливу чинників зовнішнього середовища на ризик травмування, зокрема соціально-економічним та правовим, для трансформування отриманих оцінок у

ефективні профілактичні заходи, були роботи А.О. Водяника [3], Г. Г. Дегтяренка [4] та ін. А.О. Водяником було розроблено методологію аналізу причин та чинників, що впливають на ризик травмування, яка полягала у комплексному врахуванні та кількісному оцінюванні впливу на рівень травматизму характеристик виробництва, соціальних чинників, стану забезпеченості потреб охорони праці ресурсами, а також безпосередніх технічних і організаційних причин травматизму. Питання оцінювання чинників зовнішнього середовища, зокрема впливу наглядової діяльності з охорони праці на рівень виробничого травматизму знайшли відображення у наукових публікаціях А.С. Єсипенка [5, 6], О.Є. Кружилка [7, 8], В.В. Майстренка [9], в яких автори визначали підходи до вирішення проблеми запобігання виробничому травматизму, акцентуючи увагу на необхідності підвищення ефективності наглядової діяльності шляхом удосконалення інформаційно-методичного забезпечення державного нагляду у сфері охорони праці та застосування математичного моделювання показників виробничого травматизму для отримання прогностичних оцінок його рівня та прийняття обґрунтованих управлінських рішень.

Відаючи належне науковим напрацюванням з цієї проблематики, слід зауважити, що дослідження проводились у декількох окремих напрямках, які перш за все стосувались вузьких питань конкретного підприємства, технологічного процесу або обладнання, що мало конструктивні недоліки або морально застаріло, вичерпало передбачений паспорт ресурс, але до цього часу ще експлуатується. При цьому спроби вирішити проблемні питання технічного та організаційного спрямування не давали бажаних суттєвих результатів, оскільки всі вони були спрямовані на подолання проблемних питань охорони праці на конкретному підприємстві, в одній окремо взятій галузі, а їх результати практично не позначались на рівні виробничого травматизму в країні в цілому.

Потрібно зазначити, що реальні можливості підготовки, прийняття та реалізації управлінських рішень, спрямованих на запобігання виробничому травматизму, як на рівні підприємства, галузі, так і на рівні країни, можуть бути реалізовані тільки при системному підході до дослідження системи управління охороною праці та комплексному і об'єктивному аналізі чинників зовнішнього і внутрішнього середовища, що впливають на ефективність функціонування її підсистем, зокрема системи охорона праці. В контексті зазначеного актуальною науковою задачею є створення математичної моделі системи охорона праці, результати якої мають бути покладено в основу розроблення наукових засад запобігання виробничому травматизму. До речі, огляд наукових джерел свідчить не тільки про відсутність оцінювання ефективності охорони праці як цілісного утворення, що складається з окремих підсистем та елементів, а і про те, що навіть можливість такого оцінювання не припускалась.

Постановка завдання. Метою цієї роботи є розроблення математичної моделі системи охорона праці, оцінювання ефективності її функціонування та формування науково обґрунтованих заходів запобігання виробничому травматизму.

Для досягнення поставленої мети сформульовано такі завдання:

визначити теоретичні і методичні положення дослідження охорони праці як складної динамічної системи, виявити проблеми її розвитку та сформулювати показники її оцінювання, враховуючи наявну кількісну інформацію про чинники зовнішнього та внутрішнього середовища;

виявити закономірності впливу чинників зовнішнього і внутрішнього середовища на функціонування системи охорона праці;

розробити методологію та показники оцінювання чинників внутрішнього середовища системи охорона праці (технічного та організаційного) для урахування їх у математичній моделі системи охорона праці;

виявити закономірності впливу чинників зовнішнього і внутрішнього середовища на функціонування системи охорона праці;

побудувати математичну модель системи охорона праці, яка встановлює аналітичні залежності функціонування системи охорона праці від показників, що характеризують чинники зовнішнього і внутрішнього середовища для найбільш травмонезбезпечних видів економічної діяльності та для країни;

сформулювати науково-обґрунтовані заходи запобігання виробничому травматизму на основі результатів оцінювання функціонування системи охорона праці та оцінити їх ефективність.

Викладення основного матеріалу дослідження. Система управління охороною (СУОП) праці є складовою частиною загальної системи управління на будь-якому рівні управління та

являє собою упорядковану сукупність підсистем (елементів), між якими існує закономірний зв'язок і взаємодія. СУОП як і будь-яка система управління передбачає наявність як керованої системи – об'єкта управління, тобто системи охорона праці, так і суб'єкта управління – керуючої системи, що має забезпечувати нормальний режим роботи підсистем об'єкта управління в умовах впливу зовнішнього середовища. Керуючими параметрами системи є такі характеристики системи, які за необхідності можна змінити як за величиною, так і за напрямком зв'язку зовнішніх впливів стосовно досліджуваної системи. У загальному випадку для кожного стану системи керуючі параметри будуть різними. Керована система у взаємодії з керуючою утворює замкнену систему управління охороною праці. Узагальнену блок-схему СУОП наведено на рис. 1.

Чинники, що впливають на ефективність функціонування системи охорона праці, поділяються на дві групи: чинники внутрішнього та зовнішнього середовища. Чинники внутрішнього середовища являють собою сукупність технічних об'єктів (машини, механізми, технологічні процеси) підприємства, галузі промисловості та рівень їх відповідності нормативним актам з охорони праці, а також сфери людської діяльності, як рівень дотримання працівниками нормативних актів з охорони праці, та в цілому характеризують стан забезпечення охорони праці на

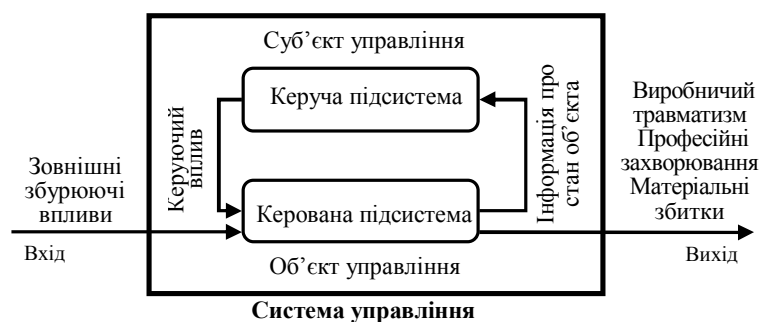


Рис. 1. Узагальнена блок-схема СУОП

кожному робочому місці, у тому числі й рівень створення здорових і безпечних умов праці тощо. За відсутності зовнішніх збуджуючих впливів система охорона праці зберігає свій стан певний період часу, а під їх впливом – змінює свій стан.

Чинники зовнішнього середовища прямої дії безпосередньо впливають на ефективність функціонування системи охорона

на праці, а непрямої дії, змінюючись, порушують баланс зовнішнього середовища СУОП, що відбивається на ефективності функціонування системи охорона праці. У разі, якщо спостерігаються зміни стану системи, виникає потреба у її стабілізації, для чого застосовуються корегувальні заходи, спрямовані на зміну тих параметрів системи, які можна змінювати (керуючі параметри). Для того, щоб управляти системою охорона праці потрібно володіти інформацією щодо тих параметрів системи охорона праці, які можна змінювати, тому для прийняття обґрунтованих управлінських рішень виникає потреба у кількісному оцінюванні системи охорона праці. Проте до цього часу наукові дослідження у цьому напрямі не проводились.

Теоретичні дослідження системи охорона праці передбачають її вивчення з позицій системного підходу (при якому кожен елемент системи розглядається у взаємозв'язку з іншими елементами), що дозволяє спостерігати зміни в системі внаслідок змін окремих її підсистем. Система охорона праці залежно від мети оцінювання характеризується множиною вхідних і вихідних даних. Комплексне аналітичне оцінювання ефективності функціонування системи охорона праці являє собою результат взаємодії всіх елементів системи та характеризується системою показників, що відображають основні аспекти її функціонування. Такими показниками є показники виробничого травматизму, професійних захворювань та показників матеріальних втрат. Оскільки показники професійної захворюваності та матеріальних втрат характеризують систему за період, відтермінований у часі, вони не можуть слугувати оціночними показниками для прийняття управлінських рішень, тому для оцінювання системи охорона праці, використовували тільки показники виробничого травматизму. Множиною вихідних змінних, за якими оцінюється функціонування системи охорона праці є аналітичні показники виробничого травматизму, а саме коефіцієнт частоти ($K_{\text{ч}}$) (1), коефіцієнт тяжкості виробничого травматизму (2), коефіцієнт частоти смертельного травматизму ($K_{\text{чс}}$) (3) та коефіцієнт МОП ($K_{\text{МОП}}$) (4).

$$K_{\text{ч}} = T_3 \times 1000 / \text{Ч}, \quad (1)$$

$$K_{\text{чс}} = T_c \times 1000 / \text{Ч}, \quad (2)$$

$$K_m = D / T_3, \quad (3)$$

$$K_{\text{МОП}} = T_3 / T_c, \quad (4)$$

де T_z – загальна кількість травмованих; T_c – загальна кількість загиблих, $Ч$ – загальна чисельність працюючих; $K_{МОП}$ – коефіцієнт МОП характеризує рівень достовірності обліку виробничого травматизму в країні та показує кількість травмованих, що припадає на 1 випадок травматизму із смертельним наслідком за звітний період у галузі або в країні.

Для оцінювання ефективності функціонування охорони праці, як складної динамічної системи, виконано модельні дослідження, які реалізовано шляхом побудови математичної моделі системи охорона праці, що дозволять встановити взаємозв'язок у часі між узагальненими показниками, які інтегрально характеризують кожну підсистему системи охорона праці: економічну (E), правову (P), технічну (T) та організаційну (O), та санітарно-гігієнічну (G) або їх сукупність.

Структурну схему системи управління охороною праці наведено на рис. 2. У процесі функціонування на керовану систему – систему охорона праці впливають чинники зовнішнього середовища, зокрема економічний та правовий, під впливом яких відбуваються зміни у функціонуванні системи охорона праці, що відображається на кінцевих результатах функціонування системи, зокрема на рівні виробничого травматизму. Таким чином, вхідними змінними системи охорона праці є:



Рис. 2. Структурна схема системи управління охороною праці

множина змінних, що характеризує правову підсистему, як стан нормативно-правового забезпечення з охорони праці та рівень його дотримання роботодавцем і працівником, та як державне управління охороною праці, тобто наглядову діяльність з охорони праці (P);

множина змінних, що характеризує економічну підсистему як стан економічного розвитку галузі або країни за певний часовий період (E).

Внутрішніми змінними системи охорона праці є:

множина змінних, що характеризує технічну підсистему системи охорона праці (T);

множина змінних, що характеризує організаційну підсистему системи охорона праці (O);

множина змінних, що характеризує санітарно-гігієнічну підсистему системи охорона праці (G).

Розглядаючи систему охорона праці як складну динамічну систему, яка неперервно змінюється у часі, виконано модельні дослідження для чого використано апарат диференціального числення. Функції f побудовано на основі аналізу і синтезу усіх існуючих прямих та зворотніх зв'язків, які в основному використовуються для моделювання прикладних завдань неперервних у часі. Встановлено зв'язок у часі між узагальненими показниками, що інтегрально характеризують кожну підсистему системи охорона праці.

Структуру основних рівнянь моделі системи охорона праці представлено у вигляді диференціальних рівнянь її підсистем (5)-(9)

$$dE/dt = f(E, P, T, O, G, t); \quad (5)$$

$$dP/dt = f(E, P, T, O, G, t); \quad (6)$$

$$dT/dt = f(E, P, T, O, G, t); \quad (7)$$

$$dO/dt = f(E, P, T, O, G, t); \quad (8)$$

$$dG/dt = f(E, P, T, O, G, t). \quad (9)$$

Для опису системи охорона праці з урахуванням моделей її підсистем запропоновано такий варіант її опису

$$dE/dt = a \cdot E + b \cdot E \cdot (T + O + G) + c \cdot E \cdot P; \quad (10)$$

$$dP/dt = j \cdot P + k \cdot P \cdot (T + O + G) + n \cdot E \cdot P; \quad (11)$$

$$d(T + O + G)/dt = h \cdot (T + O + G) + g \cdot E \cdot (T + O + G) + l \cdot P \cdot (T + O + G). \quad (12)$$

Узагальнений опис системи охорона праці з урахуванням її підсистем представлено у такому вигляді

$$dS/dt = a \cdot E + j \cdot P + (b \cdot E + k \cdot P + h + g \cdot E + l \cdot P) \cdot (T + O + G) + (c + n) \cdot E \cdot P. \quad (13)$$

Для кількісного оцінювання ефективності функціонування системи охорона праці визначено найбільш впливові, узагальнені або агреговані показники, що характеризують кожну її підсистему.

Економічний чинник, як чинник зовнішнього середовища, характеризується множиною змінних, з яких першорядне значення мають агреговані показники, тобто ті, що характеризують стан і розвиток економіки країни як єдиного цілого, і основним із них є валовий внутрішній продукт (ВВП). Економічний стан розвитку галузей оцінюється індексом виробленої продукції. Щорічні зміни економічної та політичної ситуації в країні відображаються на ефективності роботи підприємств та відповідно на ефективності функціонування системи охорона праці та рівні виробничого травматизму. Цим пояснюється доцільність включення узагальненого економічного показника до математичної моделі системи охорони праці.

Правовий чинник, як чинник зовнішнього впливу, характеризується станом нормативно-правового забезпечення та рівнем державного управління охороною праці – наглядом діяльність з охорони праці, яка безпосередньо впливає на ефективність функціонування системи охорона праці. Для виділення із множини показників наглядової діяльності з охорони праці тих, що мають найбільший вплив на рівень виробничого травматизму, використано метод кореляційно-регресійного аналізу, за результатами якого визначено тісноту та направленість зв'язку між ознаками за коефіцієнтами парної кореляції. За результатами проведеного аналізу для найбільш травмонебезпечних видів економічної діяльності за значеннями та направленістю коефіцієнтів парної кореляції (з від'ємними знаком) виокремлено найбільш впливові показники наглядової діяльності.

Для кількісного оцінювання чинників внутрішнього середовища системи охорона праці, тобто технічного (*T*), організаційного (*O*) та санітарно-гігієнічного (*G*), які характеризують стан умов та безпеки праці на робочому місці запропоновано підсистему «роботодавець–працівник–робоче місце» (*РРР*) та методику оцінювання кожної її підсистеми. Методика визначає порядок трансформації даних щодо травмованих за причинами нещасних випадків у показники кількісного оцінювання рівня дотримання роботодавцем і працівником законодавчих та інших нормативно-правових актів з охорони праці, що аргументовано такими положеннями:

система охорона праці включає суб'єктів соціально-трудових відносин: працівника (потенційну жертву) і роботодавця як особу, яка відповідає за безпечні умови праці (технологічний процес, виробниче середовище та виробниче обладнання);

виробнича діяльність працівника проходить у певному навколишньому середовищі (виробниче середовище безпосередньо на робочому місці – внутрішнє, навколишнє середовище за межами робочого місця – зовнішнє);

всі елементи системи РРР є імовірнісними джерелами небезпечних ситуацій (НС) – що відбуваються як діями або бездіяльністю працівника, так і роботодавця, та які можуть призводити до настання нещасного випадку на виробництві.

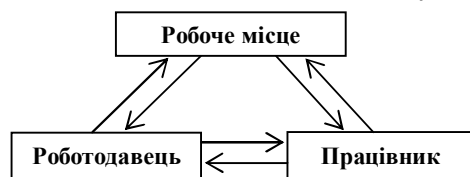


Рис. 3. Структурна схема-модель системи «роботодавець–працівник–робоче місце»

безпечні умови праці для працівника;

недопущення появи або зменшення до допустимих меж дії вражаючих, небезпечних і шкідливих чинників, які призводять до втрати працездатності і погіршення здоров'я працівника;

додержання роботодавцем вимог Закону України «Про охорону праці» щодо створення безпечних умов праці;

додержання працівником і роботодавцем вимог Закону України «Про охорону праці» щодо трудової і виробничої дисципліни та статей 139,141 Кодексу Законів про працю.

Показниками, за якими проведено оцінювання системи «роботодавець–працівник–робоче місце», визначено на основі аналізу причин настання нещасних випадків на виробництві (14) - (17)

$$P_R = \sum_{i=1}^8 P_{Ri} + \sum_{i=9}^{15} P_{Ri} \quad (14)$$

$$K_R = \sum_{i=1}^n P_R / \sum n, \quad (15)$$

$$P_P = \sum_{i=19}^{23} P_{P_i}, \quad (16)$$

$$K_P = \sum_{i=1}^n P_P / \sum n, \quad (17)$$

де K_R – коефіцієнт, що характеризує технічний і організаційний чинники системи охорона праці, через рівень недотримання роботодавцем вимог нормативних актів з охорони праці технічного і організаційного характеру, що призвело до нещасного випадку; K_P – коефіцієнт, що характеризує організаційний чинник системи охорона праці, через рівень недотримання працівником вимог нормативних актів з охорони праці організаційного характеру, що призвело до нещасного випадку; P_{P_i} – кількість потерпілих в нещасних випадках на виробництві в країні або окремій галузі за досліджуваний період через недотримання працівником нормативних актів з охорони праці (причина №19 відповідно до переліку причин визначених Класифікатором причин настання нещасних випадків на виробництві) [11], n – період дослідження, рік.

Показники, що сформовано для оцінювання зазначених підсистеми є узагальненими, агрегованими або найбільш впливовими. З урахуванням вищезазначеного модель системи охорона праці має такий вид опису

$$dS/dt = a \cdot E + j \cdot P + (b \cdot E + k \cdot P + h + g \cdot E + l \cdot P) \cdot K_R + (c + n) \cdot E \cdot P. \quad (18)$$

Під впливом зовнішніх збурюючих чинників система охорона праці (керована система) змінює свій стан, який характеризується зростанням або зниження рівня виробничого травматизму, інформація щодо якого надходить до керуючої системи. Керуюча система впливає на керовану (об'єкт управління) через зворотній зв'язок. Вхідним сигналом для зворотнього зв'язку є вихідний сигнал керованої системи Y .

Управління системою охорони праці є ефективним, якщо забезпечується найнижчий рівень виробничого травматизму, тому у разі зростання рівня виробничого травматизму має бути прийнято управлінське рішення спрямоване на підвищення ефективності функціонування системи охорона праці, яке з погляду прийнятої умови, саме і спрямовано на зниження рівня виробничого травматизму (критерій оптимальності) у тих межах, в яких система функціонує. Моделювати систему охорони праці можна з використання системи диференціальних рівнянь, у яких неперервною змінною є час, та які відображають не лише залежність змінних від часу, а й їх взаємозв'язок у часі. Однак статистичні дані, які використано для розв'язування даної задачі, дискретні і належать до конкретних одиниць часу, тому для розв'язання використано апарат різницевих рівнянь, а модель системи охорона праці представлено у такому вигляді

$$y_i^{t+1} = y_i^t + a_{i1}(x_{i1}^{t-z} - x_{i1}^{t-z-1}) + a_{i2}(x_{i2}^{t-z} - x_{i2}^{t-z-1}) + a_{i3}(x_{i3}^{t-z} - x_{i3}^{t-z-1}) + a_{ij} \Delta t, \quad (19)$$

де x_{i1} – узагальнений показник, що характеризує економічну складову системи, x_{i2} – агрегований показник, що характеризує технічну, організаційну та санітарно-гігієнічну складову системи; x_{i3} – найбільш впливовий правовий показник, як рівень наглядової діяльності з охорони праці.

Висновки та напрям подальших досліджень. В процесі математичного моделювання системи охорона праці розроблено оціночні показники для кожної підсистеми системи охорона праці, побудовано математичну модель системи охорона праці та отримано аналітичні залежності для оцінювання ефективності функціонування системи охорона праці від чинників внутрішнього та зовнішнього впливу для травмонебезпечних галузей. Отримані результати є достовірними, оскільки використовувалися аналітичні методи, офіційні та фактичні статистичні дані. Подальші дослідження планується проводити у напрямі розроблення математичної моделі системи охорона праці на державному рівні.

Список літератури

1. Гогіташвілі Г. Г., Карчевські Є. Т., Лапін В. М. Управління охороною праці та ризиком за міжнародними стандартами : навч. посіб. К. : Знання, 2007. 367 с.
2. Лесенко Г. Г., Цибульська О. В., Неподзьєв С. В. До питання оцінки ефективності функціонування системи управління охороною праці на підприємстві // Проблеми охорони праці в Україні. К. : ННДІПБОП, 2011. Вип. 20. С. 129–139.
3. Водяник А. О., Ткачук К. Н. Дослідження впливу на причини виробничого травматизму факторів зовнішнього середовища // Містобудування та територіальне планування. 2005. Вип. 20. С. 50–58.
4. Дегтяренко Г. Є., Водяник А. О., Чуркін В. В., Теличко К. Е. Динаміка травматизму в Україні в умовах змінювання обсягів виробництва // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. – Київ : ННДІОП, 2001. Вип. 4. С. 24–29.

5. Єсипенко А. С., Таїрова Т. М., Сліпачук О. А. Оцінка стану і проблеми промислової безпеки та охорони праці в ризиконебезпечних галузях економіки України. Серія «Вугледобувна галузь». К. : 2014. 64 с.
6. Єсипенко А. С., Романенко Н. В., Сліпачук О. А. Дослідження характеру впливу наглядової діяльності за охороною праці на стан виробничої безпеки // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. Київ : ННДІОП, 2008. Вип. 15. С. 9–17.
7. Кружилко О. Є. Експериментальне дослідження впливу показників наглядової діяльності на стан охорони праці підприємств // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. Київ : ННДІПБОП, 2008. Вип. 15. С. 3–8.
8. Кружилко О. Є., Кириченко Ю. А., Демчук Г. В., Полукаров О. І., Сукач С. В. Математичне моделювання коефіцієнта важкості виробничого травматизму на підприємствах вугільної промисловості // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. Київ : ДУ «ННДІПБОП», 2013, Вип. 25. С. 67–72.
9. Кружилко О. Є., Ткачук К. Н., Полукаров О. І. Побудова та дослідження математичної моделі коефіцієнта тяжкості виробничого травматизму на підприємствах вугільної промисловості // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. Київ : ДУ «ННДІПБОП», 2012. Вип. 22. С. 27–31.
10. Майстренко В. В., Кружилко О. Є. Особливості створення інформаційно-аналітичної системи та аналізу наглядової діяльності на основі матеріалів перевірок // Проблеми охорони праці в Україні : зб. наук. праць. К. : ДУ «ННДІПБОП», 2013. Вип. 25. С. 59–66.
11. Порядок проведення розслідування та ведення обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві. Постанова Кабінету Міністрів України від 30 листопада 2011 р. N 1232.
Рукопис подано до редакції 13.04.2018

УДК 624.03

С.В. КОЛЕСНІЧЕНКО, канд. техн. наук, доц.

Донбаська національна академія будівництва і архітектури

ВИЗНАЧЕННЯ КАТЕГОРІЙ ДЕФЕКТІВ ТА ПОШКОДЖЕНЬ СТАЛЕВИХ БУДІВЕЛЬНИХ КОНСТРУКЦІЙ ДЛЯ РОЗРАХУНКІВ ЗАЛИШКОВОГО РЕСУРСУ

Мета. Метою даної роботи є визначення терміну «обстеження», модернізація класифікації дефектів і пошкоджень з позиції подальших розрахунків за граничними станами, впровадження у електронні бази даних для створення прогнозних моделей, розширення їх переліку для конструкцій, що експлуатуються під впливом динамічних навантажень. Також, одним із завдань публікації є визначення кількісних показників дефектів та пошкоджень для кожної з груп небезпеки.

Методи дослідження. Для розширення номенклатури недосконалостей сталевих конструкцій використовуються теоретичні методи розрахунків будівельної механіки для визначення граничних станів конструкцій. Чисельні показники визначено на підставі експериментальних досліджень, що базуються на тензометричних методах неруйнівного контролю.

Наукова новизна. Визначення нової класифікації дефектів та пошкоджень сталевих конструкцій надано вперше. Розвинута номенклатура недосконалостей для конструкцій, що знаходяться під дією динамічних навантажень. Запропоновано нове індексування дефектів та пошкоджень, що дозволяє безпосередньо визначати вагу недосконалості за граничними станами. Запропоновано виконувати оцінку технічного стану на підставі розрахунків залишкового ресурсу.

Практична значимість. Отримані результати дозволяють доповнити існуючі будівельні норми, що стосуються обстеження та паспортизації будівель і споруд для визначення їхнього технічного стану. Надана нова класифікація та кількісні значення дефектів і пошкоджень з позиції визначення залишкового ресурсу, розробки прогнозних (деградаційних) моделей подальшої експлуатації сталевих конструкцій.

Результати. Запропоновано нову класифікацію дефектів та пошкоджень для сталевих конструкцій, що дозволяє безпосередньо оцінювати вагу кожної недосконалості – категорювання за кількісними значеннями для трьох категорій та розподілення їх на ресурсні та діагностичні типи. Введено нові типи дефектів, що суттєво збільшують коефіцієнти концентрації напружень вузлів конструкцій під дією динамічних навантажень. Наведена нова класифікація дозволяє впроваджувати недосконалості у електронних системах обліку конструкцій – базах даних.

Ключові слова: залишковий ресурс, дефекти, пошкодження, граничний стан, технічний стан, обстеження, будівлі, споруди.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-32-38

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В Україні існує значний фонд сталевих конструкцій, що використовується у будівлях і спорудах. За різними оцінками [1, 2] наразі налічується від 36 до 65 млн.т. Основу фонду металевих конструкцій України складають конструкції промислових будинків. Загальна маса цих конструкцій приблизно 50% загальної маси металевих конструкцій, що експлуатуються сьогодні. За даними на 2002 рік,

вікова структура фонду сталевих конструкцій, що експлуатуються, має значну фізичну зношеність, що складає близько 48...52 % загального фонду. Але, вже на 2014 рік, за даними доповіді [3], частка металофонду, що зношений на 100% склала 77.8%. Зрозуміло, що припинити експлуатацію по-суті всієї промисловості України неможливо. Єдиним шляхом забезпечення існування парку сталевих конструкцій є їх постійний супровід, що здійснюється поза межами проєктного ресурсу. Необхідність подальшої безпечної контрольованої експлуатації вимагає постійного виконання робіт з обстеження, кінцевою метою яких є визначення технічного стану конструкцій.

Під час виконання досліджень, та як його підгрунття, враховані наступні напрямки науково-технічної політики України у галузі технічного регулювання надійності та безпечної експлуатації будівель і споруд:

Постанова КМУ № 1331 від 8 жовтня 2004 р. «Про затвердження Державної науково-технічної програми «Ресурс»;

Цільова комплексна програма НАН України «Проблеми ресурсу та безпеки експлуатації конструкцій, споруд та машин». Розділ «Підвищення надійності та подовження ресурсу мостів, будівельних, промислових і транспортних конструкцій».

Аналіз досліджень і публікацій. У діючих нормативних документах України з питань обстеження і оцінки технічного стану будівельних конструкцій експлуатованих будівель і споруд містяться вказівки щодо виконання перевірочних розрахунків фактичної несучої здатності будівельних об'єктів [4,5]. Однак ці вказівки не регламентують достатньою мірою необхідність, умови і порядок виконання перевірочних розрахунків. У зв'язку з цим перевірочні розрахунки будівельних конструкцій за результатами обстежень, як правило, виконуються (або не виконуються) на розсуд самих виконавців обстежень.

У періодичних виданнях час від часу з'являються публікації, що стосуються питань регламентування розрахункової перевірки будівельних конструкцій для більш об'єктивної класифікації і оцінки їх технічного стану, наприклад [6, 7]. Зрозуміло, що викладене в цих публікаціях можна розглядати поки що тільки як пропозиції та рекомендації.

Спроба впорядкувати виконання розрахункової перевірки несучої здатності будівельних конструкцій експлуатованих будівель і споруд представлена в роботі [8]. Пропонувалося і обґрунтовувалося виявлені при обстеженні будівельних об'єктів дефекти, пошкодження та відхилення класифікувати в ув'язці з розрахунковими граничними станами, що спрощує визначення необхідності виконання розрахункової перевірки несучої здатності конструкцій.

Постановка завдання, мета публікації. Сьогодні, під поняттям «обстеження» розуміють наступне:

за визначенням ДСТУ Б В.2.6-210 [4]: «Обстеження технічного стану - комплекс заходів по визначенню і оцінці фактичних значень параметрів, що контролюються, які характеризують експлуатаційний стан, придатність і працездатність сталевих конструкцій, що обстежуються, а також можливість їх подальшої експлуатації або необхідності ремонту чи підсилення»;

за визначенням проєкту ПРДСТУ-Н Б В.3.1-ХХ:201Х «Обстеження і паспортизація технічного стану будівель та споруд» (остаточна редакція): «Обстеження технічного стану будівельних об'єктів (будівель та споруд), а також моніторинг їх технічного стану є елементами нагляду за ними, які визначають поточний (а за необхідності і прогнозований) рівень їх відповідності умовам нормальної та безпечної експлуатації і надають вихідні дані для здійснення ефективного догляду за їх технічним станом (або для заходів з припинення їх експлуатації)».

До самого визначення поняття «обстеження» є зауваження. По-перше, обстеження може бути будівлі або споруди а не обстеженням технічного стану; по-друге, оцінка технічного стану є важливим, але не остаточним результатом на який очікує власник будівлі.

Практика обстеження, що склалася на сьогодні, переважним чином полягає в тому, що основним інструментом експерта – людини, що персонально відповідає за результат роботи – є аналіз дефектів і пошкоджень (ДП), які мають бути виявлені під час обстеження, та на основі їхніх якісних та кількісних параметрів визначити технічний стан будівлі/споруди (БС) та об'єкта в цілому.

Можна зазначити ще одну особливість, яка досі не враховується під час обстеження та визначення технічного стану. Для багатьох типів конструкцій, що переважно працюють в умовах динамічних навантажень - підкранові балки, конструкції транспортерних галерей, листові конс-

трукції (бункери, воронки силосів, кранові конструкції) існує велика ймовірність невизначення пошкоджень, особливо у вигляді тріщини, у зв'язку із дуже великими обсягами або вартістю робіт та неможливістю застосування існуючих методів неруйнівного контролю для всієї конструкції. Тому, можливе існування ризику того, що визначені ДП та, відповідно технічний стан, не відповідають 100% безпеці.

Тому, **мета публікації** полягає у визначенні самого терміну «обстеження», модернізації класифікації ДП з позиції подальших розрахунків за граничними станами та розширення переліку ДП для конструкцій, що експлуатуються під впливом динамічних навантажень.

Викладення основного матеріалу. У даній роботі використовуються терміни у наступних розуміннях:

дефект – відхилення якості, форми, фактичних розмірів елементів та конструкцій від вимог нормативної або проектної документації, яке виникає при проектуванні, виготовленні, транспортуванні та будівництві;

залишковий ресурс – сумарний наробіток об'єкта від моменту контролю його технічного стану до переходу у граничний стан;

пошкодження - дефект, відхилення параметрів і/або характеристик елементів та конструкцій від передбачених проектом який виникає під час експлуатації.

Якщо в подальшому на об'єкті будуть виконуватися роботи з реконструкції, капітального ремонту або технічного переоснащення, то визначені ДП важливі для їхнього урахування в проекті для усунення. Якщо БС планується використовувати в подальшому без будь-яких ремонтних робіт, то визначення технічного стану взагалі не має значення (крім аварійного). Власника БС турбує одна річ – скільки ще можна експлуатувати цю будівлю, тобто її залишковий ресурс. У зв'язку з цим, пропонується наступне визначення: «обстеження – самостійний комплексний вид будівельних робіт, що виконується спеціалістами під керівництвом відповідних експертів, для оцінки параметрів технічного стану (ПТС) окремих конструкцій та будівлі/споруди в цілому, розрахунків залишкового ресурсу з відповідним рівнем ризику для призначення її технічного стану, та визначення на підставі цього можливості та умов їх подальшої експлуатації».

На сьогодні основними документами, де визначені кількісні значення ДП та вимоги для призначення технічного стану об'єкту є ДСТУ Б В.2.6-210 [4], що розроблений на базі ДБН 362-92 [9] та «Правила...» [10].

Технічний стан конструкцій будівель і споруд (БС) у відповідності до [4] може бути нормальним, задовільним, не придатним до нормальної експлуатації та аварійним. При цьому, призначення відповідного стану виконується за категорією ДП – A_d , B_d та V_d , що класифікуються залежно від відповідальності конкретного елемента щодо забезпечення працездатності конструкції в цілому, а також від ступеня небезпеки дефекту або пошкодження, поділяються на три категорії:

до категорії A_d належать дефекти і пошкодження особливо відповідальних елементів і з'єднань, що становлять безпосередню небезпеку для руйнування сталеві конструкції в цілому;

до категорії B_d належать дефекти і пошкодження, які не становлять в момент виявлення безпосередньої небезпеки для руйнування сталеві конструкції, але в подальшому можуть викликати пошкодження інших елементів (вузлів, з'єднань) і при подальшій експлуатації можуть перейти до категорії A_d ;

до категорії V_d належать дефекти і пошкодження, що не належать до категорії A_d і B_d , і наявність яких не пов'язана з загрозою руйнування.

Щодо визначення технічного стану. Склалися дивні речі. Невже під час створення проекту інженер-проектувальник визначає несучу спроможність конструкції за можливими ДП? Ні – він підбирає перерізи конструкції тільки за граничними станами, оперуючи зусиллями та розрахунковими опорами матеріалу. Тоді чому рішення про можливість експлуатації конструкції приймається на підставі, наприклад, зменшення перерізу елемента від корозії на 20% або його викривлення на 30мм? Досвід обстеження засвідчує те, що елементи конструкції можуть мати і 80% корозію та взагалі бути відсутніми, але конструкція залишається в експлуатації.

Для деяких ДП введено поняття «особливо відповідальний елемент і з'єднання», що не є правильним з технічної точки зору, а тим більше з позиції власника будівлі, хто фінансує робо-

ти з обстеження. Дефект або пошкодження чи є у конструкції, чи його немає. Якщо ДП існує – потрібно надати оцінку його категорії з позиції розрахунків за граничними станами та з урахуванням його впливу на напружено-деформований стан.

Виникає ще одне запитання. А навіщо взагалі потрібні експерти, якщо кожна людина, що має в руках таблицю ДСТУ із переліком та ескізами ДП і виконує огляд конструкції або БС, може правильно визначити технічний стан?

На наш погляд, потрібно зробити деякі речі, що повернуть ситуацію до здорового глузду.

По-перше, потрібна інша класифікація ДП. Необхідне їх розподілення на ті, що безпосередньо впливають на несучу здатність конструкції – її ресурс – ресурсні ДП та ті, що визначаються під час оглядів/обстеження, та на підставі яких уточнюються характеристики перерізів та елементів для подальших перевірних розрахунків - діагностичні ДП.

По-друге, необхідно розширити існуючу класифікацію для ДП, що впливають на напружено-деформований стан конструкцій, що знаходяться під дією динамічних навантажень.

По-третє, кожний ДП має бути обов'язково описано кількісно і мати категорювання за всіма видами - A_d , B_d та V_d . Це зробить можливим використання чітких алгоритмічних моделей для розрахунку деградаційних моделей та структурування інформації у електронних системах обліку технічного стану конструкцій типу бази даних.

І на останнє. Класифікація ДП має бути первинною інформацією для осіб, що утримують об'єкт для попереднього визначення загального стану та прийняття рішення необхідності залучення професіональних виконавців. Класифіковані ДП можуть використовуватися тільки для подальших розрахунків несучої здатності елемента – конструкції – БС – об'єкта. Тільки на підставі цих розрахунків має бути визначено залишковий ресурс та категорія технічного стану. Це необхідно здійснювати у імовірнісній постановці із урахуванням можливого існування невідомих під час обстеження ДП.

На підставі вищезазначеного, для існуючої класифікації ДП сталевих конструкцій, можна визначити як її переваги, так і недоліки.

До переваг можна віднести наступне:

розроблено основні типи ДП, що найчастіше зустрічаються у конструкціях;
 зазначені кількісні показники для більшості ДП;
 визначені аварійні значення ДП, що дають змогу терміново зупинити експлуатацію, виконати ремонт або залучити фахівців.

Недоліки:

немає спеціальних ДП, що суттєво впливають на напружений стан вузлів та конструкцій, що працюють під впливом динамічних навантажень, та, перш за все, призводять до значної концентрації напружень;

неможливість використання у алгоритмічних системах типу електронних баз даних (БД) – для деяких ДП відсутність кількісного оцінювання та категорювання для всіх категорій;

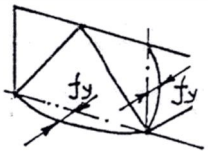
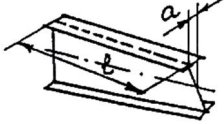
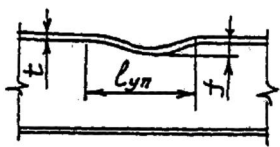
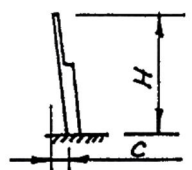
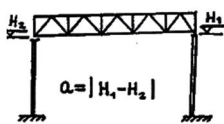
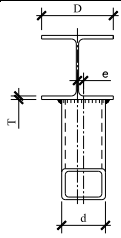
немає тих, що безпосередньо впливають на несучу здатність, та тих що опосередковано (ресурсних та діагностичних).

У зв'язку із цим, пропонується обов'язкове надання кожного ДП за трьома категоріями (окрім тих, де є тільки одна можлива). Категорія «В» - дефект (пошкодження) малозначний. Він позначений у конструкції, та ще може не мати кількісних значень і вони не впливають на несучу здатність та переміщення конструкції. Категорія «Б» - дефект (пошкодження) значний. Його розміри мають кількісне визначення, що може бути виміряно, але ще суттєво впливають на несучу здатність та переміщення. Категорія «А» - дефект (пошкодження) критичний. Його розміри впливають на несучу здатність та переміщення конструкції.

Кожен ДП повинен мати індекс «Р» - ресурсний» або «Д» - діагностичний. До групи «Р» належать ті ДП, що безпосередньо визначають граничний стан – це переміщення конструкцій та пошкодження у вигляді тріщини. Всі інші ДП - діагностичні.

У якості прикладу, у табл. 1, наведено ДП для деяких пошкоджень, параметричний опис геометричних розмірів яких дозволяє визначити відповідну категорію при виявленні ДП під час виконання робіт з обстеження або моніторингу.

Приклад недосконалості з параметричним описом категорії ДП та її індексом


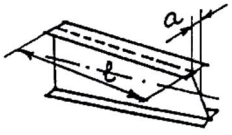
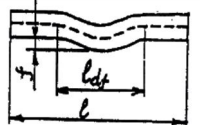
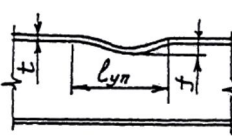
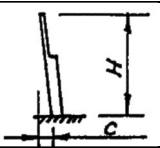
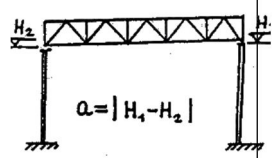
Ін-декс	Найменування ДП	Ескіз	Опис	Параметри	Категорія
Д	Вигин окремого елемента із площини конструкції		f_y – величина вигину, мм l – довжина вигнутого елемента, мм	$f_y/l > 1/750; f_y > 15$ мм	А
				$f_y/l > 1/750$ $f_y > 15$ мм	Б
				$f_y/l \leq 1/750$ $f_y \leq 15$ мм	В
Р	Гвинтоподібність елемента		a – величина гвинтоподібності, мм l – довжина конструкції, мм	$a/l > 0,005; a > 20$ мм	А
				$0,001 < a/l \leq 0,005$ 10 мм $< a \leq 20$ мм	Б
				$a/l \leq 0,001; a \leq 10$ мм	В
Д	Погнутість елемента або вм'ятину у полиці		f – величина вигину, мм l_{yn} – довжина вигину, мм t – товщина полиці, мм	Стиснута полиця: $f > 0,6t$ Розтягнута полиця: $f > 3t$	А
				Стиснута полиця: $0,4t < f \leq 0,6t$ Розтягнута полиця: $2t < f \leq 3t$	Б
				Стиснута полиця: $f \leq 0,4t$ Розтягнута полиця: $f \leq 2t$	В
Р	Зміщення вісі колони у верхньому перетині		H – довжина колони, мм; c – величина переміщення, мм	При $H \leq 15$ м: $c > 20$ мм При $H > 15$ м: $c > 0,0015H$	А
				При $H \leq 15$ м: 12 мм $< c \leq 20$ мм При $H > 15$ м: $0,001H < c \leq 0,0015H$	Б
				При $H \leq 15$ м: $c \leq 12$ мм При $H > 15$ м: $c \leq 0,001H$	В
Р	Зміщення відміток опорних вузлів ферм і ригелів		$H1, H2$ - позначки опорних вузлів, мм a - різниця відміток, мм	$a > 40$ мм	А
				$20 < a \leq 40$ мм	Б
				$5 < a \leq 20$ мм	В
Д	Зміщення елементів в вузлах Динамічні навантаження		e – величина ексцентриситету, мм	$e \geq 15$ мм	А
				$5 < e \leq 15$ мм	Б
				$0 < e \leq 5$ мм	В

Як видно, при виявленні відповідної недосконалості під час обстеження, її можливо легко класифікувати та визначити ступінь небезпеки. В подальшому, якщо використовуються електронні бази даних, зафіксовані раніше параметри порівнюються з поточними значеннями під час моніторингу та, якщо ДП розвивається, у БД заноситься його існуюче дійсне значення з вказуванням величини розвитку за відповідний час. Наявність індексу «Д» або «Р» відразу вказує на вагу ДП для попереднього прийняття рішення щодо наближення до граничного стану.

Недосконалості, що безпосередньо впливають на концентрацію напружень під впливом динамічних навантажень, то розширення їх номенклатури потребує додаткових спеціальних наукових робіт. Наведені у даній роботі значення для вузлів, були отримані автором теоретичними та практичними дослідженнями на основі тензометричних методів неруйнівного контролю раніше [11].

Для порівняння у табл. 2 надано опис тих самих недосконалостей, але у вигляді, що є в існуючому ДСТУ Б В.2.6-210 [4].

Приклад опису недосконалостей за ДСТУ Б В.2.6-210

Найменування ДП	Ескіз	Опис	Технічний стан – нормальний	Технічний стан – задовільний	Категорія
Вигин окремого елемента із площини конструкції		f_y – величина вигину, мм l – довжина вигнутого елемента, мм	$f_y/l \leq 1/750$ $f_y \leq 1/15$ мм	Перевіряється розрахунком	A _d
Гвинтоподібність елемента		a – величина гвинтоподібності, мм l – довжина конструкції, мм	$a/l \leq 0.001$ $a \leq 10$	$a/l \leq 0.005$ $a \leq 20$	B _d
Погнутість елемента		f – величина вигину, мм l_{df} – довжина вигину, мм l – довжина елемента, мм	$f \leq l_{df}/750$	Перевіряється розрахунком	B _d
Погнутість елемента або вм'ятина у полиці		f – величина вигину, мм l_{syn} – довжина вигину, мм t – товщина полиці, мм	Стиснута полиця $f \leq 0.4 t$ Розтягнута полиця $f \leq 2 t$	Стиснута полиця $f \leq 0.6 t$ Розтягнута полиця $f \leq 3 t$	B _d
Зміщення вісі колони у верхньому перетині		H – довжина колони, мм, c – величина переміщення, мм	При $H \leq 15$ м: $c \leq 12$ мм При $H > 15$ м: $c \leq 0,001H$	При $H \leq 15$ м: $c \leq 20$ мм При $H > 15$ м: $c \leq 0,0015H$	B _d
Зміщення відміток опорних вузлів ферм і ригелів		H_1, H_2 – позначки опорних вузлів, мм a – різниця відміток, мм	Для безкранових будівель: $a \leq 20$ мм У будівлях з мостовими кранами: $a \leq 15$ мм	Для безкранових будівель: $a \leq 40$ мм У будівлях з мостовими кранами: $a \leq 30$ мм	B _d

Як видно з табл. 2, інколи було виключено категорії Б або В, або відсутня категорія А, деякі ДП вказані без їх можливого впливу на несучу здатність та відповідальність конструкції. Крім того, значною вадою є неузгодженість категорій ДП із виконанням розрахунків для подальшого визначення технічного стану.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Наданий приклад нової таблиці ДП сталевих конструкцій дозволяє чітко класифікувати недосконалості для подальших розрахунків конструкцій за граничними станами, формувати деградаційні моделі для реєстраційних баз даних, розраховувати залишковий ресурс для визначення технічного стану.

1. Індексация ДП як ресурсних та діагностичних дозволяє точно та безпосередньо оцінити вагу кожного ДП, визначити необхідність термінів його усунення.

2. Потрібні подальші дослідження номенклатури ДП для конструкції під впливом динамічних навантажень.

Список літератури

1. Перельмутер А.В. Стан та залишковий ресурс фонду будівельних металевих конструкцій в Україні./А.В. Перельмутер, В.М. Гордєєв, Є.В. Горохов та ін. //– К.: УІНСіЗР, 2002. – 92 с.
2. Шимановський О.В. Аналіз технічного стану та проблем експлуатації будівельних металевих конструкцій в Україні./ О.В. Шимановський, В.М. Гордєєв, М.О. Микитаренко та ін.// Будівельні конструкції.- 2001 р.- №3, С. 18-24.
3. Власюк В.С. Модернізація виробничих фондів та інфраструктури України за участю вітчизняних підприємств. ДП “Укрпромзовнішекспертиза”. 2013р. Інтернет-ресурс:

http://www.expert.kiev.ua/images/dbases/works/Fixed_capital_modernization_2910.pdf

4. ДСТУ Б В.2.6–210:2016. Оцінка технічного стану сталевих будівельних конструкцій, що експлуатуються [Текст] – Київ: 2016. – 80 с.
5. ДБН В.2.3-6:2009 Споруди транспорту. Мости та труби. Обстеження і випробування.
6. Уманский Р.З., Маймула И.И., Гончаренко И.А. Практика выполнения технического обследования зданий и сооружений // Будівництво України. - 2011.- № 5. - С. 23 - 25.
7. Абрамов В.Н. О нормировании обследования и оценки технического состояния зданий и сооружений // Будівництво України. - 2012.- № 2. - С. 34 - 36.
8. Абрамов В.М., Колесніченко С.В. До питання оцінки технічного стану будівельних конструкцій, будівель і споруд // Будівництво України. - 2016.- № 4. - С. 2 - 4.
9. ДБН 362-92. Оцінка технічного стану сталевих конструкцій виробничих будівель і споруд, що знаходяться в експлуатації.
10. НПАОП 45.2-1.01-98. Правила обстежень, оцінки технічного стану та паспортизації виробничих будівель і споруд. Київ, Мінбуд України 1999.-35с.
11. Колесніченко С.В., Миронов А.Н., Кулик И.Н. Влияние эксцентриситета смещения решетки из плоскости К-образных узлов с поясом из широкополочного двугавра и решетки из гнутосварных замкнутых профилей на напряженно-деформированное состояние и концентрацию напряжений. Автомобільні дороги і дорожнє будівництво. Випуск 73. стор.182-186. Київ., НТУ, 2006 р.

Рукопис подано до редакції 03.04.2018

УДК 621.311.1

О.М. СІНЧУК, д-р техн.наук, проф., Криворізький національний університет
С.М. БОЙКО, Ю.М. ШМЕЛЬОВ, кандидати техн. наук
Кременчуцький льотний коледж Національного авіаційного університету

ДО ПИТАННЯ ФОРМУВАННЯ ДЖЕРЕЛ РОЗОСЕРЕДЖЕНОЇ ГЕНЕРАЦІЇ В УМОВАХ ЗАЛІЗОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВ

Мета. Метою даної роботи є аналіз можливості та особливостей застосування методу лінійної згортки для вибору альтернативних джерел електричної енергії з можливих варіантів реалізації в умовах залізорудних підприємств та розрахунок ціно методикою альтернативного джерела електричної енергії для конкретних умов.

Методи дослідження. При проведенні розглянутого в статті дослідження було використано метод лінійної згортки, з метою визначення оптимального варіанту серед запропонованих джерел електричної енергії для формування джерел розосередженої генерації в структурі комплексу електропостачання-електроспоживання залізорудного підприємства.

Наукова новизна. Розв'язання даної задачі складає актуальність роботи. Її метою є адаптація методу лінійної згортки, з метою визначення оптимального варіанту серед запропонованих джерел електричної енергії для формування джерел розосередженої генерації в структурі комплексу електропостачання-електроспоживання залізорудного підприємства.

Практична значимість. Отримані результати розрахунку за методом лінійної згортки за якими, при заданих умовах експлуатації та монтажу вітроенергетичні установки є оптимальним варіантом серед представлених джерел альтернативної енергії для формування джерел розосередженої генерації в структурі комплексу електропостачання-електроспоживання залізорудного підприємства.

Результати. Враховуючи переваги та недоліки методів для вирішення багатокритеріальної задачі вибору джерела альтернативної енергії було обрано метод лінійної згортки як найбільш простий в реалізації, але при цьому достатньо об'єктивний. Для вибору джерела альтернативної енергії метод лінійної згортки дозволяє максимально виключити людський фактор з процесу формування джерел розосередженої енергії на базі альтернативних джерел енергії в умовах залізорудних підприємств за умови відповідного вибору критеріїв. Даний метод легко адаптується при зміні кількості джерел та критеріїв вибору. За результатами розрахунку за методом лінійної згортки виявлено, що при заданих умовах вітроенергетичні установки є оптимальним варіантом серед представлених джерел альтернативної енергії для формування джерел розосередженої генерації в структурі комплексу електропостачання-електроспоживання залізорудного підприємства.

Ключові слова: електропостачання, електричні установки, альтернативні джерела енергії, метод лінійної згортки.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-38-43

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Вітчизняні залізорудні підприємства (ЗРП), як з підземним способом видобутку залізорудної сировини (ЗРС) так і з відкритим (кар'єрним), відносяться до категорії енергоємних [1]. В той же час, біля 90% спожитої енергії даними видами підприємств, відноситься до розряду електричної енергії (ЕЕ).

Однак, ЗРП не є еталоном електроенергоефективності, що в свою чергу впливає на собівартість ЗРС та її конкурентоспроможність.

Безумовно, в умовах ЗРП проводяться певні заходи щодо підвищення їх електроенергоефективності, але вони (заходи), даючи деяку економію коштів за спожиту ЕЕ, все ж таки мають свою межу, яка на даний час вже близька до насичення на гірничих підприємствах України [2-3].

Між тим, в проблемі підвищення енергоефективності в процесі видобутку корисних копалин, та з метою реалізації основних цінностей концепції Smart grid, постає роль застосування альтернативних джерел енергії (АДЕ) в створенні міні- та мікроелектростанцій як додаткових джерел ЕЕ в структурах систем електропостачання цих видів промислових підприємств.

Аналіз досліджень і публікацій. Як показали результати досліджень, найбільш ефективним в цьому напрямку виглядає створення гідроакумуючих міні- та мікроелектростанцій на базі водовідливів шахт, кар'єрів та збагачувальних комплексів, вітроенергетичних станцій та сонячних електростанцій [1-5].

Основні тенденції щодо підвищення електроенергоефективності в умовах ЗРП, направлені на зниження собівартості залізорудної сировини та підвищення надійності системи електропостачання. В свою чергу найбільший ефект очікується при впровадженні та взаємодії технологій інтелектуальних мереж, систем керування навантаженням та впровадження АДЕ [2, 5].

Постановка завдання. Аналіз можливості та особливостей застосування методу лінійної згортки для вибору альтернативних джерел електричної енергії з можливих варіантів реалізації в умовах ЗРП та розрахунок на цією методикою альтернативного джерела електричної енергії для конкретних умов.

Викладення матеріалу і результати. Безумовно, що в цьому комплексі напрямків підвищення енергоефективності ключова роль відводиться саме підприємствам [4]. При цьому, в свою чергу, важливим постає рівень врахування в цій методології специфіки конкретних видів підприємств. Особливо це стосується підприємств гірничо-видобувного комплексу, які мають комплекс своїх специфік [5]. Як доведено, однією з ключових сучасних тенденцій розвитку світової електроенергетики є перехід до інноваційного перетворення структури галузі на основі нової концепції Smart Grid, яка включає в себе такі складові, як активне споживання електричної енергії, розосереджена генерація, інтелектуальне вимірювання, нові системи автоматизації та контролю, керування попитом, розподілом і споживанням рівня електричної енергії [3]. Згідно з цим було сформовано такі ключові для сучасних умов підприємств, вимоги світової енергетики майбутнього, як доступність, надійність, економічність, електроенергоефективність, екологічність та електроенергетична безпека [4].

Між тим, в проблемі підвищення енергоефективності в процесі видобутку корисних копалин, та з метою реалізації основних цінностей концепції Smart grid, постає роль застосування АДЕ в створенні міні- та мікроелектростанцій як додаткових джерел ЕЕ в структурах систем електропостачання цих видів промислових підприємств.

Як показали результати досліджень, найбільш ефективним в цьому напрямку виглядає створення гідроакумуючих міні- та мікроелектростанцій на базі водовідливів шахт, кар'єрів та збагачувальних комплексів, вітроенергетичних станцій та сонячних електростанцій [2].

Основні тенденції щодо підвищення електроенергоефективності в умовах ЗРП, направлені на зниження собівартості залізорудної сировини та підвищення надійності системи електропостачання. В свою чергу найбільший ефект очікується при впровадженні та взаємодії технологій інтелектуальних мереж, систем керування навантаженням та впровадження АДЕ [2].

У кожного альтернативного джерела є оптимальні умови роботи, які передбачають його довготривале використання за умови отримання необхідного об'єму енергії. Зокрема, надмірне сонячне опромінення викликає вигорання фотоелементів сонячних батарей та призводить до зниження їх коефіцієнта корисної дії. Крім того, в нічний час сонячні батареї не працюють, а навпаки є навантаженням, на якому розсіюється енергія, що також необхідно враховувати при експлуатації. При застосуванні вітрових установок лопаті та внутрішні механічні частини піддаються великому тиску при надмірній силі вітру або перевищенні допустимої швидкості обертання вітряків, що також може стати причиною їх виходу з ладу.

Оскільки працездатність альтернативних джерел суттєво залежить від багатьох факторів, необхідно розробити способи вибору джерела живлення залежно від погодних умов та вимог споживача.

Ідея методу лінійної [4] згортки полягає в побудові єдиної цільової функції на основі заданої множини цільових функцій. Вибір того чи іншого виду згортки визначається характером взаємозв'язків складових її критеріїв (рівнозначні домінуючі і т.п.), а також деякими спеціальними обмеженнями на область значень згортки, що впливають із специфіки конкретної задачі. Основні труднощі, що виникають при формуванні та використанні узагальнених критеріїв, полягають в складності визначення вагових коефіцієнтів на які покладено функцію адекватного відображення ступеня важливості критерію, його фізичної розмірності і, іноді, інших факторів. До недоліків узагальнених критеріїв слід також віднести і те, що при оцінці вони не дозволяють враховувати ієрархічну залежність результуючого показника від значень часткових показників.

Враховуючи переваги та недоліки розглянутих методів для вирішення багатокритеріальної задачі вибору джерела альтернативної енергії було обрано метод лінійної згортки як найбільш простий в реалізації, але при цьому достатньо об'єктивний.

У кожного альтернативного джерела є оптимальні умови роботи, які передбачають його довготривале використання за умови отримання необхідного об'єму енергії. Зокрема, надмірне сонячне опромінення викликає вигорання фотоелементів сонячних батарей та призводить до зниження їх коефіцієнта корисної дії. Крім того, в нічний час сонячні батареї не працюють, а навпаки є навантаженням, на якому розсіюється енергія, що також необхідно враховувати при експлуатації. При застосуванні вітрових установок лопаті та внутрішні механічні частини піддаються великому тиску при надмірній силі вітру або перевищенні допустимої швидкості обертання вітряків, що також може стати причиною їх виходу з ладу.

Оскільки працездатність альтернативних джерел суттєво залежить від багатьох факторів, необхідно розробити способи вибору джерела живлення залежно від погодних умов та вимог споживача.

Вирішується задача оптимального вибору джерела АДЕ серед наступних:
 фотобатарея (для її представлення вводиться змінна x_1);
 вітрогенератор (ВЕУ) (змінна x_2);
 мікроГЕС (змінна x_3);
 акумулятори електричної енергії (змінна x_4).

Як критерії оптимальності вибору обрано:

критерій f_1 – вплив АДЕ на екологію оточуючого середовища;
 критерій f_2 – вплив сонячної інсоляції на роботу АДЕ;
 критерій f_3 – вплив інтенсивності вітру на роботу АДЕ;
 критерій f_4 – собівартість згенерованої електричної енергії АДЕ.

Використання методу передбачає знаходження двох згорток:

перша згортка відкидає недоміновані альтернативи за всіма критеріями;
 друга згортка - враховує вагові коефіцієнти важливості кожного з критеріїв та відкидає інші недоміновані альтернативи.

При застосуванні методу лінійної згортки вводиться відносні вагові коефіцієнти важливості кожного критерію $W_j \geq 0$, сума яких $\sum W_j = 1$ і які у відсотковому відношенні відображають важливість кожного параметру для особи, що приймає рішення.

Для задачі вибору джерела альтернативної енергії обрано наступні значення: вплив АДЕ на екологію оточуючого середовища $W_1=10\%$, вплив сонячної інсоляції на роботу АДЕ $W_2=25\%$; вплив інтенсивності вітру на роботу АДЕ $W_3=25\%$; собівартість згенерованої електричної енергії АДЕ $W_4=40\%$.

Наступним кроком є знаходження відношення переваг R_i по кожному критерію.

Таким чином відношення переваг для першого критерію (вплив АДЕ на екологію оточуючого середовища) записується наступним чином

$$R_1 : x_2 < x_1, x_3 < x_2, x_3 < x_1, x_4 < x_1, x_4 < x_2, x_4 = x_3. \quad (1)$$

Аналіз другого критерію проводиться аналогічно.

Таким чином відношення переваг для другого критерію (вплив сонячної інсоляції на роботу АДЕ) записується наступним чином

$$R_2 : x_4 < x_1, x_4 < x_2, x_4 > x_3, x_3 < x_2, x_3 < x_1, x_2 < x_1. \quad (2)$$

Аналіз третього критерію проводиться аналогічно.

Таким чином відношення переваг для третього критерію (вплив інтенсивності вітру на роботу АДЕ) записується наступним чином

$$R_3 : x_4 < x_1, x_4 < x_2, x_4 = x_3, x_2 > x_1, x_1 < x_2, x_2 > x_3. \quad (3)$$

Аналіз четвертого критерію проводиться аналогічно.

Таким чином відношення переваг для четвертого критерію (собівартість згенерованої електричної енергії АДЕ) записується наступним чином

$$R_4 : x_4 < x_1, x_4 < x_2, x_4 > x_3, x_1 > x_2, x_3 < x_1, x_3 < x_2. \quad (4)$$

Знаходимо функцію приналежності – матрицю $\mu_{R_i}(x_i, x_j)$, в якій рядками та стовпцями є альтернативи

$$\mu_{R_i}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} x_{11} & x_{12} & x_{13} & x_{14} \\ x_{21} & x_{22} & x_{23} & x_{24} \\ x_{31} & x_{32} & x_{33} & x_{34} \\ x_{41} & x_{42} & x_{43} & x_{44} \end{bmatrix}. \quad (5)$$

Матриця $\mu_{R_i}(x_i, x_j)$ заповнюється вона таким чином, що на перетині i -того рядка та j -того стовпчика ставиться:

«0» якщо альтернативі i віддається менша перевага, ніж альтернативі j : $x_i < x_j$ ($x_{21} = 1$ при $x_2 < x_1$);

«1» якщо альтернативі i віддається більша перевага, ніж альтернативі j : $x_i > x_j$ ($x_{21} = 0$ при $x_2 > x_1$).

Функція приналежності будується для кожного окремо взятого критерію.

Як було зазначено раніше за лінійною згорткою проводимо розрахунок.

Для першого критерію R_1 формується така матриця

$$\mu_{R_1}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 \\ 1 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix}. \quad (6)$$

Перший рядок показує матриці (6), що за першим критерієм фотобатарея x_1 немає переваги ні перед якою іншою альтернативою, тому елементи матриці та x_3 рівні нулю.

Аналогічно заповнюються інші рядки та матриці функцій приналежності.

Для другого критерію матриця набуває наступного виду

$$\mu_{R_2}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 \\ 1 & 1 & 1 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 1 \\ 1 & 1 & 0 & 1 \end{bmatrix}. \quad (7)$$

Для третього критерію матриця набуває наступного виду

$$\mu_{R_3}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} 1 & 1 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 \\ 1 & 1 & 1 & 0 \\ 1 & 1 & 1 & 1 \end{bmatrix}. \quad (8)$$

Для четвертого критерію матриця набуває наступного виду

$$\mu_{R_4}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} 1 & 0 & 1 & 0 \\ 1 & 1 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 1 & 1 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{bmatrix}. \quad (9)$$

Наступним кроком є визначення першої згортки методом поелементного визначення міні-

муму між всіма функціями приналежності та запису цього мінімуму у відповідну матрицю $\mu_{Q_1}(x_i, x_j)$.

В результаті формується вектор наступного вигляду

$$\mu_{Q_{нд}}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} x_1^{нд} & x_2^{нд} & x_3^{нд} & x_4^{нд} \end{bmatrix}. \quad (10)$$

Другу згортку, яка передбачена даним методом, враховує важливість кожного з критеріїв. Для цього функції приналежності домножаються на вагові коефіцієнти W_1-W_4

$$\mu_{Q_1нд}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} 1 & 1 & 1 & 1 \end{bmatrix}. \quad (11)$$

Аналогічно першій згортці за коефіцієнтами матриці визначаються ступінь переваги альтернативи x_i відносно x_j

$$\mu_{Q_2нд}(x_i, x_j) = \begin{bmatrix} 0,6 & 1 & 0,5 & 0,5 \end{bmatrix}. \quad (12)$$

Далі виконується аналіз отриманих згорток (11) та (12), шляхом визначення максимальної оцінки. Як найкраща альтернатива визначена змінна x_2 , оскільки цій змінній відповідають максимальні значення «1» в обох згортках (11) та (12). Оскільки ця змінна відображає ВЕУ, то при заданих умовах ВЕУ можна вважати оптимальним варіантом серед представлених джерел альтернативної енергії.

Розглянутий метод легко розширяється при зростанні кількості альтернатив та критеріїв шляхом збільшення розмірності матриць та їх кількості. Враховуючи просту програмну реалізацію зберігається його гнучкість, що забезпечує швидку обробку даних. Але присутній фактор суб'єктивізму на етапі формування критеріїв.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Обраний для вибору джерела альтернативної енергії метод лінійної згортки дозволяє максимально виключити людський фактор з процесу формування джерел розосередженої енергії на базі альтернативних джерел енергії в умовах залізородних підприємств за умови відповідного вибору критеріїв. Даний метод легко адаптується при зміні кількості джерел та критеріїв вибору. За результатами розрахунку за методом лінійної згортки виявлено, що при заданих умовах вітроенергетичні установки є оптимальним варіантом серед представлених джерел альтернативної енергії.

Список літератури

1. Комплекс ресурсо- і енергозберігаючих геотехнологій видобутку та переробки мінеральної сировини, технічних засобів їх моніторингу із системою управління і оптимізації гірничорудних виробництв / А.А. Азарян, Ю.Г. Вілкул та інші – Кривий Ріг: Мінерал, 2006. – 219 с.
2. Сінчук І.О., Гузов Э.С., Яловая А.Н., Бойко С.Н.; под ред. докт. техн. наук, професора О.Н. Сінчука. Потенціал електроенергозфактивності и пути его реализации на производствах с подземными способами добычи железорудного сырья: монография. – Кременчук: Изд. ЧП Щербатых А.В., 2015. – 296 с.
3. Сінчук О.М., Сінчук І.О., Бойко С.М., Караманиць Ф. І., Ялова О.М., Пархоменко Р.О. Відновлювані джерела електричної енергії в структурах систем електропостачання залізородних підприємств. (Аналіз, перспективи, проекти): монографія. – Кривий Ріг: Видавництво ПП Щербатих О.В., 2017. – 152 с.
4. Леснік С.В., Хижняк Т.А. Застосування методу лінійної згортки для вибору джерела альтернативної енергії – Електроніка і зв'язь №3 2013 – К.: КПІ, 2013. – С. 24-30.
5. Зайченко Ю. П. Дослідження операцій: Підручник, 7-е вид., перероб. та доп. – К.: Вид. дім «Слово», 2006. – 816 с.
6. Нетрадиційні та відновлювані джерела енергії: Підручник / С.О.Кудря. – К.: Національний технічний університет України («КПІ»), 2011. – 494 с.
7. Вісаріонов В.І., Дерюгіна Г.В., Кузнецова В.А., Малінін Н.К. «Сонячна енергетика» – Москва: Издательский дом МЭИ 2008 – 277 с.
8. Сінчук І.О. Відновлювані та альтернативні джерела енергії: навчальний посібник / І.О. Сінчук, С.М. Бойко, О.С. Мельник // навчальний посібник – Кременчук: Видавництво ПП Щербатих О.В., 2015. – 270с.
9. Сінчук І.О., Гузов Э.С., Яловая А.Н., Бойко С.Н.; под ред. докт. техн. наук, професора О.Н. Сінчука. Потенціал електроенергозфактивності и пути его реализации на производствах с подземными способами добычи железорудного сырья. Монография – Кременчук: Изд. ЧП Щербатых А.В. – 2015. – 296 с.
10. Сінчук О.М., Сінчук І.О., Бойко С.М., Мельник О.С. Відновлювані та альтернативні джерела енергії: навчальний посібник – Кременчук: Видавництво ПП Щербатих О.В. – 2015. – 270с.
11. Харитонов В.П. Автономные ветроэлектрические установки. – М.: ГНУ ВИЭСХ, 2006. – 280 с.
12. Мала енергетика та її значення в регіональних системах майбутнього / В.Д. Білолід, К.В. Таранець // Проблеми загальної енергетики. – 2008. – №18. – С. 40–47.

Рукопис подано до редакції 12.04.2018

УДК 556.3:553:330

О. С. ЛЮБЧИК, аспірант, Київський національний університет ім. Тараса Шевченка, ННІ «Інститут геології»

ВПЛИВ ЗМІН ОБЛІКОВОЇ СТАВКИ НБУ ТА ПОДАТКОВОЇ СТАВКИ НА ПРОГНОЗНИЙ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИЙ РОЗРАХУНОК РОЗРОБКИ РОДОВИЩ ПИТНИХ ПІДЗЕМНИХ ВОД

Мета. Дослідити практичні підходи визначення динамічних показників техніко-економічного обґрунтування (надалі – ТЕО) промислової розробки питних підземних вод. Проаналізувати вплив облікової ставки НБУ на обрахунок чистого дисконтованого прибутку. Дослідити формування рентної плати за господарську діяльність з видобутку підземних вод.

Методи. Для досягнення поставленої мети було застосовано комплексний метод наукового дослідження, який містить: узагальнення та аналіз літературних джерел та статистичної інформації по зміні облікової ставки НБУ за період 2015-2018 років. Побудовано лінію тренду з прогнозом даної ставки на 25 років.

Наукова новизна. При складанні звіту ТЕО видобутку підземних вод важливо з максимальною точністю зробити розрахунки техніко-економічних показників та дати прогноз на життєздатність проекту. Автор статті пропонує враховувати зміни ставки рентної плати за спеціальне використання води при складанні техніко-економічного проекту видобутку підземних вод.

Практична значимість. На практиці показник доходу власника надр є статичним і розраховується за ставкою на момент проведення розрахунків. Але, зважаючи на те, що ТЕО видобутку підземних вод розраховується на період 25 років автором було здійснено дослідження зміни ставки за спецводокористування на 25 років, що дозволить краще передбачити ризики при складанні ТЕО.

Результати. Виявлено, що у вітчизняній практиці техніко-економічного обґрунтування видобутку підземних вод розрахунок чистого дисконтованого прибутку (NPV) проводиться на основі методу середньозваженої вартості капіталу підприємства. Ставка дисконтування (E) приймається відповідно до облікової ставки НБУ. Проведено аналіз змін облікової ставки на період 2015-2018 рр. Дослідження показали, що облікова ставка НБУ часто змінюється і до того ж її зміна важко прогнозована – така ситуація обмежує використання методу середньозваженої вартості капіталу для розрахунку чистого дисконтованого прибутку при техніко-економічному обґрунтуванні видобутку підземних вод.

Ключові слова: видобуток підземних вод, техніко-економічні показники, ТЕО, ГЕО, облікова ставка НБУ, рентна плата, спецводокористування, ставка дисконту.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-43-47

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Обов'язковим пунктом геолого-економічної оцінки (надалі – ГЕО) запасів питних підземних вод є написання техніко-економічного обґрунтування доцільності промислової розробки родовищ (надалі – ТЕО). Згідно «Методичних вказівок щодо порядку ТЕО...» [5] необхідно зробити обрахунок статичних та динамічних техніко-економічних показників. Сама по собі видобувна діяльність підземних вод є достатньо ризикованою, що пов'язано з мінливістю водоносного горизонту, його чутливістю до зовнішніх чинників та недоступністю наочної інформації для оцінки параметрів водоносного пласта. Окрім цього, ряд економічних та політичних проблем, таких як: інфляція, зміна валютного курсу, товарні ціни, політична та законодавча нестабільність – ускладнюють достовірність визначення динамічних показників при ТЕО питних підземних вод.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Проблеми техніко-економічного обґрунтування оцінки корисних копалин розглядають у своїх роботах А. Б. Шапран, О. Є. Кошляков, О. Ліхошестов [1], О. А. Лисенко, О. І. Качалова, М.М. Курило [11], В. А. Михайлов, Г.І. Рудько, О.О. Андреева, В.В. Бала та ін. Останнім часом питання ТЕО видобутку підземних вод набирає популярності на кафедрі гідрогеології та інженерної геології ННІ «Інститут геології» Київського національного університету імені Тараса Шевченка. Головними науковцями у цьому напрямку є д.г.н. О. Є. Кошляков та д.г.н. О. Л. Шевченко. Одна з останніх робіт – доповідь О. Л. Шевченко «Щодо доцільності диференціації методичних підходів при складанні ТЕО в галузі видобування підземних вод» на конференції "Надрокористування в Україні. Перспективи інвестування" у листопаді 2017 р. [13, 14]. Серед зарубіжних та вітчизняних вчених, що займалися проблемами визначення динамічних показників при ТЕО проекту, варто виокремити: І. Фішера [15], Дж.М. Кейнса [16], Е. Нікбахта та А. Гропеллі [2], О. Агеєва, О. С. Ралко [10] та ін.

Постановка завдання. Зробити аналіз змін до Податкового кодексу за 2015-2018 рр. в напрямі здійснення господарської діяльності з видобутку підземних вод. Дослідити практичні підходи визначення динамічних показників ТЕО промислової розробки питних підземних вод, проаналізувати вплив облікової ставки НБУ на обрахунок чистого дисконтованого прибутку (надалі - ЧДП або NPV).

Виклад основного матеріалу та результати. Техніко-економічне обґрунтування доцільності промислової розробки підземних вод (надалі – ТЕО) виконується відповідно до існуючих методичних і нормативних документів та законів України, зокрема, Податкового кодексу України (надалі – ПКУ) [8], «Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр», «Інструкції про зміст, оформлення та порядок подання до ДКЗ України матеріалів геолого-економічної оцінки родовищ питних і технічних підземних вод» та «Методичних вказівок щодо порядку ТЕО балансової належності експлуатаційних запасів родовищ питних і технічних підземних вод» [5].

Якщо розглянути динаміку видобутку, прибутковості та рентабельності підприємств з використання підземних вод за останні 10-15 років, то можна пересвідчитися, що головними їх регуляторами є зовнішні чинники, на першому місці яких – курс облікової ставки Національного банку та Податковий кодекс [130].

За останні 4 роки економічна ситуація в Україні є досить нестабільною, але ще більшою проблемою є неточності у формулюваннях статей вітчизняного законодавства. Зокрема, досить спірним є питання щодо платників рентної плати за користування надрами за видобуток підземних вод. Відповідно до пп. 252.1.4 платниками рентної плати за користування надрами для видобування корисних копалин є землевласники та землекористувачі, що провадять господарську діяльність з видобування підземних вод на підставі дозволів на спеціальне водокористування. Підпунктом 252.20 ст. 252 Податкового кодексу затверджено, зокрема, ставку рентної плати за користування надрами для видобування корисних копалин для підземних вод у відсотках від вартості товарної продукції гірничого підприємства — видобутої корисної копалини [8] (табл.1).

Таблиця 1

Ставки рентної плати за користування надрами для видобування корисних копалин [8]

Назва груп корисних копалин, що надана у користування надрами гірничому підприємству	Ставка, відсоток від вартості товарної продукції гірничого підприємства
неенергетичні, нерудні (неметаловмісні (неметалічні) корисні копалини, води підземні ²), води поверхневі, грязі лікувальні (пелоїди)	5,00

Відповідно до пп. 252.18 ПКУ [8] податкові зобов'язання з рентної плати за користування надрами для господарської діяльності з видобутку підземних вод обчислюють за формулою (1):

$$П_{ЗН} = V_{\Phi} \times V_{КК} \times C_{ВНЗ}, \quad (1)$$

де V_{Φ} — обсяг використаної води у податковому (звітному) періоді (в одиницях об'єму); $V_{КК}$ — вартість одиниці готової продукції, обчислена згідно з пунктами 252.7–252.17 ПКУ; $C_{ВНЗ}$ — величина ставки рентної плати за користування надрами (5%).

Неоднозначність в законі зумовлює примітка «2» (табл. 1), у якій зазначено що: «Рентна плата за користування надрами для видобування прісних підземних вод застосовується за ставками, визначеними у підпункті 255.5.2 ПКУ» [8], – таке формулювання, на думку автора, означає взаємовиключність рентної плати за користування надр на користь плати за спецводокористування. Адже стаття 255 визначає порядок сплати рентної плати за спеціальне використання вод. На практиці суб'єкти господарювання з видобутку підземних вод обкладаються подвійним податком – за користування надрами та за спеціальне використання води. До того ж є незрозумілим, чому податок, розрахований за вартістю готової продукції, має назву податку за користування надрами? Беручи за приклад європейський досвід, згідно польського законодавства підземні води (крім лікувальних, розсолів та термальних) не відносяться до корисних копалин, а тому не регулюються Геологічним та гірським правом (Prawo geologiczne i górnictwo). Таким чином, рентна плата за користування надрами від господарської діяльності видобутку підземних вод в Польщі відсутня [4].

У зв'язку зі зміною індексів споживчих цін, індексів цін виробників промислової продукції – ставки податку за спеціальне використання підземних вод збільшуються [15] з кожним роком.

Таблиця 2
Ставки рентної плати за спеціальне використання підземних вод за 2015-2018 роки (обрані регіони)

Найменування регіону/послуги	2015 р. грн/100м ³	2016 р. грн/100м ³	2017р. грн/100м ³	2018 р. грн/100м ³
Київ	53,27	67,39	74,4	86,9
Вінниця	57	72,11	79,61	92,98
Дніпро	49,95	63,19	69,76	81,48
Донецьк	67,78	85,74	94,66	110,56
Львів	51,73	65,44	72,25	84,39
Миколаїв	74,87	94,71	104,56	122,13
Севастополь	65,95	83,43	92,11	107,58
Харків	53,47	67,64	74,67	87,21
Чернівці	62,41	78,85	87,16	101,8
За воду, що входить виключно до складу напоїв	3948,0	4994,0	5513,0	6439,0

Ця думка підтверджується аналізом змін ставки за спецводокористування за останні 3 роки (табл.2).
Із таблиці 2 видно, що ставка рентної плати за спеціальне використання підземних вод у 2016-му році порівняно з 2015-м роком збільшилась у 1,3 рази, у 2017-му році у 1,1 разів, у 2018-му – у 1,17 разів. А за останні 4 років ставка зросла у 1,6 разів. При здійсненні ТЕО, ставки рентних платежів використовуються при обрахунках доходу власника надр (держави). Такий показник вважається статичним, тому базується на ставках станом на момент виконання ТЕО. Але, як бачимо з таблиці 2, буквально за 3 роки ставка збільшилась у 1,4 рази. Зважаючи на те, що розрахунок показників ТЕО робиться на 25 років, на основі даних за 2015-2018 рр. побудуємо лінію тренду зміни ставки рентної плати за спеціальне використання підземних вод за воду, що входить виключно до складу напоїв на 25 років (рис.1).

За допомогою рівняння лінії тренду (рис.1) можна передбачити ставку плати за спецводокористування на будь-який період. Наприклад у 2025 прогнозована ставка дорівнюватиме, грн/100 м³

$$y = 799,2 \times 11 + 3225,5 = 12\ 016,7.$$

А у 2039 р.

$$y = 799,2 \times 25 + 3225,5 = 23\ 205,5 \text{ грн/100 м}^3.$$

Коефіцієнт зміни ставки за 2039/2015 рр. дорівнюватиме

$$K_{2039/2015} = 23\ 205,5 / 12\ 016,7 = 1,93.$$

Прогнозовано за 25 років ставка рентної плати за спецводокористування зросте у 1,93 разів, що суттєво вплине на результати техніко-економічних показників, до того ж, в умовах нестабільної економічної ситуації в Україні, такі розрахунки, на думку автора, дозволять краще передбачити можливі ризики проекту.

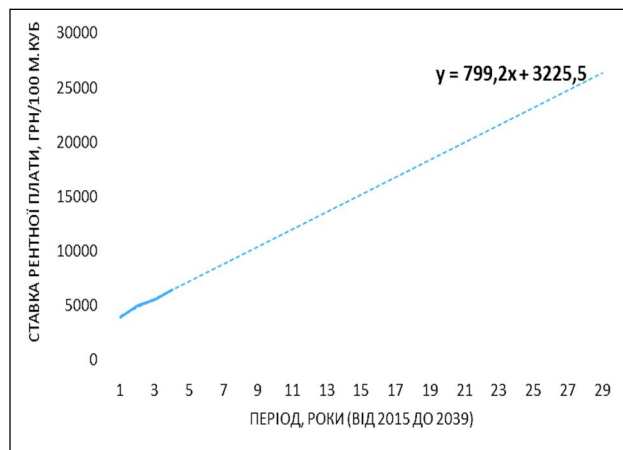


Рис. 1. Лінія тренду зміни ставки рентної плати за спеціальне використання підземних вод за воду, що входить виключно до складу напоїв на 25 років (виконано в програмі Excel)

Іншим важливим зовнішнім чинником, що впливає на прибутковість та рентабельність підприємств з використання підземних вод, є облікова ставка Національного банку України (надалі – НБУ). Від ставки НБУ залежить розрахунок динамічних показників (чистий дисконтований грошовий потік (ЧДГП) або чиста дисконтована вартість (ЧДВ) родовища, внутрішня норма прибутковості (ВНП), індекс прибутковості, дисконтований строк окупності).

Так як вихідні техніко-економічні параметри із часом змінюються, необхідно привести грошовий потік, в тому числі показники прибутковості до дисконтованого вигляду, що передбачає врахування закладеного у коефіцієнт дисконтування інфляційного знецінення коштів по відношенню до їх сучасної купівельної спроможності та втрату ймовірного прибутку, який можна було б отримати в разі альтернативного застосування грошових коштів, наприклад, у вигляді депозитного вкладу [6].

Чистий дисконтований прибуток (ЧДП або NPV) підприємства за певний рік є результатом множення чистого прибутку на відповідний коефіцієнт дисконтування. NPV – є результатом

складання прибутків, визначених з урахуванням чинника часу та з урахуванням разових та поточних капіталовкладень, та чистий дисконтований грошовий потік (ЧДГП), в формуванні якого приймають також участь суми амортизаційних відрахувань.

У вітчизняній практиці ТЕО розрахунок чистого дисконтованого прибутку (NPV) проводиться на основі методу середньозваженої вартості капіталу підприємства і розраховується за формулою (2) [7]

$$NPV = \sum_{t=0}^{t=25} \left[\frac{(Pч + A)}{(1 + E)^t} \right] - \sum_{t=0}^{t=25} \left[\frac{I}{(1 + E)^t} \right], \quad (2)$$

де $Pч$ – чистий прибуток; I – інвестиції, або залишкова вартість капіталовкладень на початок прогнозу; A – амортизація капіталовкладень; E – ставка дисконтування, яка визначає коефіцієнт дисконтування на конкретний період часу $(1/(1+E)^t)$.

На практиці ставка дисконтування (E) приймається відповідно до облікової ставки НБУ. Облікова ставка НБУ (ставка рефінансування) – розмір відсотків в річному численні, що підлягає сплаті центральному банку України за кредити (рефінансування тимчасової нестачі фінансових ресурсів) надані кредитним організаціям для регулювання ліквідності їх банківської системи. Таким чином, облікова ставка є орієнтиром вартості позичкових коштів [6]. Прослідкуємо зміну рівня облікової ставки протягом останніх трьох років (табл.3).

Таблиця 3

Облікова ставка Національного банку України на період 2015-2018 рр. [6]

Дата	Облікова ставка НБУ, %	
2018	2.03	17
	26.01	16
2017	27.01	13,5
	26.05	12,5
2016	27.01	14
	16.09	15
	24.06	16,5
	22.04	19
2015	29.01	22
	25.09	22
	28.08	27
	04.03	30
	06.02	19,5

Як ми бачимо з таблиці 3 облікова ставка НБУ часто змінюється. Відповідно, для адекватності розрахунку необхідним є постійний перерахунок ставки дисконтування, що ускладнює прийняття рішення про вкладення коштів у конкретний момент часу, оскільки, окрім значних змін вартості облікових коштів, її зміна є важко прогнозованою. Таким чином, незважаючи на простоту та відкритість даних при застосуванні методу середньозваженої вартості капіталу для визначення ставки дисконтування його застосування є обмеженим для країн, макроекономічне становище яких є нестабільним. Тому даний метод не завжди дасть адекватне визначення ставки дисконтування для прийняття рішення щодо вкладення коштів в сучасних умовах України.

Висновки та напрям подальших досліджень. Головними регуляторами прибутковості та рентабельності підприємств є такі зовнішні чинники, такі як Податковий кодекс та курс облікової ставки НБУ. В Податковому кодексі України встановлюються ставки рентної плати за користування надрами, плати спеціальне використання води та податок на дохід. Перечисленні податки використовують для визначення доходу власника надр, але на практиці показник доходу власника надр розраховується за ставкою на момент проведення розрахунків. Зважаючи на це, автором було здійснено дослідження можливої зміни ставки за спецводокористування протягом 25 років. Виявлено, що прогнозована ставка може зрости майже у 2 рази, тому доцільно було б передбачити збільшення ставки в методиці розрахунку ТЕО, що дозволить краще передбачити ризики проекту.

У вітчизняній практиці при складанні ТЕО розрахунок чистого дисконтованого прибутку проводиться на основі методу середньозваженої вартості капіталу підприємства. Дослідження показали, що облікова ставка НБУ часто змінюється, і до того ж її зміна є важко прогнозованою. Таким чином, незважаючи на простоту та відкритість даних при застосуванні методу середньозваженої вартості капіталу для визначення ставки дисконтування його застосування є обмеженим для країн, макроекономічне становище яких є нестабільним. У майбутньому планується провести дослідження щодо доцільності визначення ставки дисконтування при розрахунках ТЕО іншими методами, наприклад кумулятивним або на основі моделі оцінки капітальних активів.

Список літератури

- Деякі особливості складання техніко-економічного обґрунтування при повторній оцінці родовищ корисних копалин / [А. Б. Шапран, О. Є. Кошляков, О. О. Ліхощерстов та ін.]. // Сборник научных трудов УкрГГРИ. – 2017. – С. 196–208.

2. Нікбахт Е. Фінанси / Е. Нікбахт, А. Гропеллі ; пер. з англ. – К. : Основи, 1993. – 383 с.
3. Лисенко О. А. Геолого-економічна оцінка корисних копалин (актуальні питання й методичні аспекти) / О. А. Лисенко. // ISSN 1682-721X. Мінеральні ресурси України. – 2017. – С. 22–26.
4. Любчик О. С. Розрахунок доходу власника надр від господарської діяльності з видобутку підземних вод згідно законодавства України та Польщі / Любчик Оксана Сергіївна // Матеріали конференції "Надрокористування в Україні. Перспективи інвестування". – 2017. – С.297–302
5. Методичні вказівки щодо порядку техніко-економічного обґрунтування балансової належності експлуатаційних запасів родовищ питних і технічних підземних вод. Затверджені наказом ДКЗ України від 29.12.2010 р №720. [Електронний ресурс] // ДКЗ. – 2010. – Режим доступу до ресурсу: http://www.cct.com.ua/2016/29.12.2010_720.htm.
6. Облікова ставка Національного банку України [Електронний ресурс]. – Режим доступу : http://www.bank.gov.ua/control/uk/publish/article?art_id=53647.
7. Ольшанська І. Звіт про гідрогеологічні дослідження: «Геолого-економічна оцінка експлуатаційних запасів питних підземних вод в межах ділянки водозабору КП ПОР «Полтававодоканал», с. Стасі Диканського району Полтавської області (свердловини №№1, 2, 3)» / І. Ольшанська, С. Гендріховський, І. Панікарська. – Дніпропетровськ: Казенне підприємство «Південукргеологія», 2016. – 178 с.
8. Податковий кодекс України [Електронний ресурс] // Законодавство України. Офіційний сайт Верховної Ради України – Режим доступу до ресурсу: <http://zakon2.rada.gov.ua/laws/show/2755>
9. Про особливості справляння у 2017 році рентної плати [Електронний ресурс] // Офіційний портал Державної фіскальної служби. – 2017. – Режим доступу до ресурсу: <http://ch.sfs.gov.ua/media-ark/news-ark/print-284376.html>.
10. Ралко О. С. Методи визначення ставки дискотування / О. С. Ралко. // Науковий вісник Міжнародного гуманітарного університету. – 2015. – №11. – С. 150–153.
11. Рудько Г. І. Співставлення критеріїв визначення та ознак класифікації запасів та ресурсів у міжнародній практиці геолого-економічної оцінки на прикладі родовищ вугілля / Г. І. Рудько, М. М. Курило. // Вісник Київського національного університету імені Тараса Шевченка. – 2016. – №72. – С. 76–80.
12. Рентна плата. Видобування підземних вод. // Вісник. Офіційно про податки. – 2015. – №39. – С. <http://www.visnuk.com.ua/ua/pubs/id/8978>.
13. Шевченко О. Л. Чинники формування та алгоритм розрахунку техніко-економічних показників експлуатації родовищ підземних вод / Олексій Леонідович Шевченко. // Мінеральні ресурси України. – 2017. – №2. – С. 37–42.
14. Шевченко О. Визначення прогнозних техніко-економічних показників експлуатації родовищ підземних вод за емпіричними залежностями / Олексій Леонідович Шевченко, Олексій Євгенович Кошляков. // Вісн. Київ. ун-ту. Геологія. – 2017. – № 3(78). – С. 89-94.
15. Fisher I. The Theory of Interest / I. Fisher // New York, the Macmilan company, 1930. – 566p.
16. Keynes J.M. The Pure Theory Of Money (1930) / J.M. Keynes // Kessinger Publishing, LLC, 2010. – 382 p

Рукопис подано до редакції 18.04.2018

УДК 622.271.4.012.3

Е.А. НЕСМАШНЫЙ, д-р техн. наук, проф., Криворожский национальный университет
 А.В. БОЛОТНИКОВ, канд. техн. наук, Академия горных наук Украины
 А.А.ГРИЦАЕНКО, РУ ЧАО «ЦГОК»

РАСЧЕТ И ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВЫХ ПАРАМЕТРОВ ДЕФОРМИРОВАННОГО УЧАСТКА ЗАПАДНОГО БОРТА КАРЬЕРА №4 ЧАО «ЦГОК»

Цель. Целью данной работы является расчет устойчивости деформированных участков западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» с последующей разработкой мероприятий по ликвидации последствий оползневых явлений и деформаций бортов, основанных на результатах оперативных обратных геомеханических расчетов.

Методы исследований. Для подтверждения результатов и выводов в работе авторами использованы ранее полученные результаты исследований, связанные с особенностью развития оползневых процессов на карьерах Кривбасса. Приведенная научно-методическая база, учитывающая закономерности деформации песчано-глинистых горных пород на карьерах, подкреплена практикой оценки устойчивости бортов железорудных карьеров.

Научная новизна. Разработанные подходы могут быть использованы при оценке геомеханических рисков особо ответственных объектов при разработке железорудных месторождений.

Практическая ценность. Определена зависимость между молекулярным сцеплением и физическим трением для песчано-глинистых пород, в районе оползневого участка. Использование обратных геомеханических расчетов на основании маркшейдерской съемки оползневых участков открытых горных выработок позволяет производить корректировку, расчет и обоснование их устойчивых параметров с наименьшими трудозатратами. Применительно к деформированному участку западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» определены его скорректированные устойчивые параметры и обосновано применение ряда мероприятий по стабилизации данного участка западного борта карьера.

Результаты. Выполнены обратные геомеханические расчеты оползневых участков деформированного участка западного борта карьера по результатам маркшейдерской съемки, используя метод алгебраического сложения сил.

© Несмашный Е.А., Болотников А.В., Грицаенко А.А., 2018

Полученные значения коэффициента запаса устойчивости позволяют предположить, что в рассматриваемых геометрических параметрах данный участок западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» будет обладать минимально необходимым запасом устойчивости, что позволит стабилизировать оползневые процессы на рассматриваемом участке в геометрических параметрах, предусмотренных проектными решениями по уборке оползневых масс.

Ключевые слова: устойчивость бортов, коэффициент запаса устойчивости, физико-механические свойства пород, обратные геомеханические расчеты, углы наклона бортов, текущее положение откосов.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-47-53

Проблема и ее связь с практическими задачами. Нарушение устойчивости уступов, групп уступов и бортов карьеров, несмотря на все достижения мировой геомеханики, практически всегда сопутствуют процессам разработки полезных ископаемых открытым способом. В этих условиях возникает проблема оперативной разработки мероприятий по ликвидации последствий оползневых явлений и обеспечения устойчивости деформированных участков открытых горных выработок. В данных условиях проблема геомеханического обеспечения горных работ, в аспекте обеспечения добычи полезного ископаемого с минимальными затратами на проведение вскрышных работ с одновременным обеспечением достаточной степени устойчивости бортов разрабатываемых карьеров, выходит на один из первых планов в общем объеме задач, направленных на обеспечение экономической эффективности открытых горных работ.

Одним из основных факторов влияющих, с геомеханической точки зрения, на устойчивость бортов карьеров является значение прочностных свойств пород слагающих данные борта. В настоящее время для определения значения прочностных свойств пород проводятся специальные исследования направленные на определения пределов прочности образцов пород с последующим расчетом угла внутреннего трения и сцепления для каждой из выделенной группы пород. Однако следует отметить, что проведение таких исследований довольно дорогостояще и осложнено отсутствием необходимого оборудования [1-4]. Ориентируясь на вышеизложенное, нужно отметить необходимость разработки методов определения прочностных свойств пород в массиве на основе анализа текущего состояния карьерных откосов действующих карьеров с использованием обратных геомеханических расчетов [3-6].

Анализ исследований и публикаций. В большинстве случаев метод обратных расчётов для определения физико-механических свойств горных пород рекомендуется применять при оценке фактов, которые привели к нарушению устойчивости породного откоса [5 - 11]. То есть, обратные геомеханические расчёты применяются для установления реальных физико-механических свойств горных пород в теле оползня.

Требования к мероприятиям по борьбе с нарушениями устойчивости уступов, бортов карьеров и отвалов регламентируются инструкциями и методическими указаниями [7-10], при этом работы на оползневых участках бортов карьеров и отвалов должны производиться согласно [9, 10].

При возникновении оползневых явлений, трещин и заколов на поверхности открытых горных выработок рекомендуется следующий порядок ведения горных работ [9]:

исходя из условия возникновения трещин и заколов на поверхности борта, соответствующего устойчивому состоянию с минимально допустимым коэффициентом запаса устойчивости, равным $1,1 \div 1,15$ ($1,0$ для поверхности сдвижения в районе оползня), корректируют расчетные характеристики прочности пород;

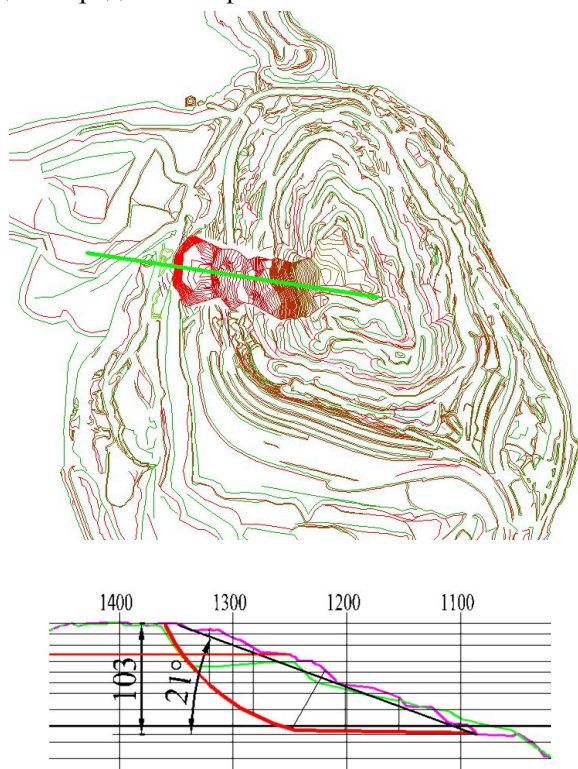


Рис. 1. План и разрез оползневого участка на западном борту карьера № 4 ЧАО «ЦГОК»

по скорректированным характеристикам производят переоценку устойчивости борта на предельном контуре и устанавливают в соответствии с геомеханическим расчетом его параметры;

геомеханическим расчетом определяют параметры рабочего борта с коэффициентом запаса устойчивости $1,15 \div 1,2$ и выше, сконцентрировав горные работы в верхней части борта, оформляют рабочий борт по расчетному профилю;

контроль за оползневым участком осуществляют наблюдениями по профильным линиям и при увеличении скорости смещений породного массива по старым заколам, следует прекратить работы и сосредоточить усилия по разгрузке верхней части борта.

Изложение выполненных работ. Деформирование групп уступов, сложенных песчано-глинистыми породами в м.о. 190.....240, гор. +60.....+150 м, на западном борту карьера № 4 ЧАО «ЦГОК» произошло вследствие многолетнего переувлажнения породного массива вследствие неэффективной работы системы гидрозащиты карьера.

Для ликвидации негативных последствий этих оползневых процессов нами, в соответствии с рекомендациями нормативных документов [2, 4], для устранения причин деформирования западного борта карьера, выполнены следующие работы:

обратные геомеханические расчеты, на основании маркшейдерских замеров оползневых участков, для корректировки прочностных свойств песчано-глинистых горных пород на данном участке западного борта карьера;

расчет устойчивости участка западного борта карьера, в зоне деформирования, после корректировки проектных решений в части приведения борта в положение с нормативным значением коэффициента запаса устойчивости.

Полученные результаты. Обратные геомеханические расчеты для определения фактических прочностных свойств горных пород в районе оползневого участка проведены с помощью метода алгебраического сложения сил, с учетом фактического профиля поверхности скольжения, установленного по результатам маркшейдерских замеров участка деформирования [6, 7].

План оползневого участка на западном борту карьера № 4 ЧАО «ЦГОК» и расчетный разрез приведены на рис.1. Результаты обратных геомеханических расчетов по соответствующему расчетному разрезу представлены в табл.1.

Таблица 1

Результаты обратных геомеханических расчетов по разрезу 1

№ блока	Объем, м ³	Длина дуги площадки, м	Наклон площадки град.	Объемный вес, Н/м ³	Угол внут. трения, град.	Сцепление, МПа	Силы удерживающие Н	Силы сдвигающие, Н
1	1050	70	55	20000	18	0,060	8113692	17202193
2	2240	50	38	18500	18	0,060	13610306	25513012
3	3130	36	22	17500	18	0,060	18661533	20519076
4	1640	48	2	17500	14	0,035	8831355	1001616
5	1755	48	2	17500	14	0,035	9332829	1071851
6	1105	67	2	17500	14	0,035	7163454	674869
Итого по поверхности:							65713169	65982616
Коэффициент запаса устойчивости				1,00				

Общепризнанно, что изменение угла внутреннего трения горных пород с понижением глубины горных работ не отмечается или не значительно, его значение может быть принято постоянным. Поэтому целью любых обратных геомеханических расчетов является определение усредненной величины молекулярного сцепления по вероятной поверхности скольжения [6, 7].

На основании полученных данных, определена зависимость между молекулярным сцеплением и физическим трением для песчано-глинистых пород, в районе оползневого участка (рис. 2). По результатам обратных расчетов, определены скорректированные значения прочностных свойств песчано-глинистых пород в оползневой зоне группы уступов, которые находятся в пределах:

угол внутреннего трения по слою обводнённых пород, который находился в основании призмы скольжения, не более $12 \div 17$ градусов;

молекулярное сцепление по слою обводнённых пород, который находился в основании призмы скольжения, не более $10 \div 55$ кПа.

Мероприятия по ликвидации последствий деформирования групп уступов и участков бортов карьеров должны выполняться в последовательности и объемах, рекомендованных нормативными документами в области наблюдения и контроля за их устойчивостью [7- 9]. Учитывая это, расчеты по определению устойчивых параметров деформированного участка западного борта карьера № 4 ЧАО «ЦГОК» производились с учетом выполнения следующих противооползневых мероприятий:

разгрузка верхней части западного борта карьера (временного отвала) с понижением дневной поверхности до отм. +150 м;

пригрузка уступов +60/+75 м и +75/+90 м по всей длине западного борта в виде контрфорсов из скальной вскрыши высотой на всю высоту уступов и шириной 20 м на гор. +60 м и 15 м на гор. +75 м.

При выполнении геомеханических расчетов по определению устойчивых параметров деформированного участка западного борта карьера №4 нами рассматривались два варианта.

1. При вычислениях использовались показатели молекулярного сцепления и физического трения для песчано-глинистых пород в районе оползневой участка, установленные обратными расчетами.

2. Вычисления производились с учетом возможного дальнейшего снижения молекулярного сцепления песчано-глинистых пород в районе оползневой участка в результате их дальнейшего значительного обводнения вследствие недостаточно эффективной работы системы гидрозащиты западного борта карьера № 4.

План с нанесенными расчетными разрезами рекомендуемого контура западного борта карьера № 4 ЧАО «ЦГОК» показан на рис. 3, а геомеханические схемы к расчету устойчивости оползневой участка западного борта карьера №4 - на рис. 4.

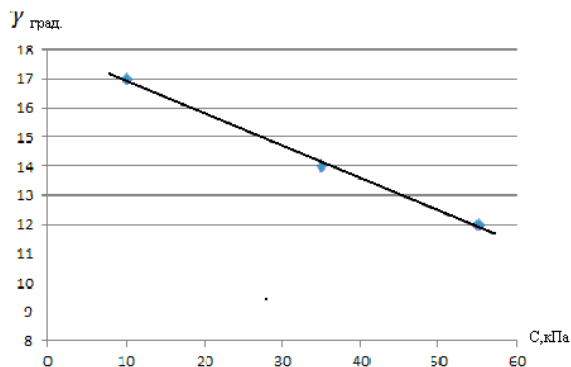


Рис. 2. Соотношение между сцеплением и трением песчано-глинистых пород (западный борт карьера №4 ЧАО «ЦГОК»)

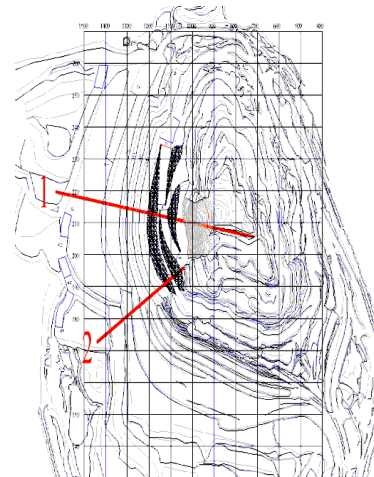


Рис. 3. План с нанесенными расчетными разрезами рекомендуемого контура западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК»

Результаты расчета степени устойчивости оползневой участка западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» по расчетным разрезам 1 и 2 с использованием установленных обратными расчетами показателей молекулярного сцепления и физического трения, приведены в табл. 2.

Результаты расчета степени устойчивости оползневой участка западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» по расчетным разрезам 1 и 2 с использованием показателей молекулярного сцепления и физического трения, которые соответствуют состоянию песчано-глинистых пород в состоянии предельного водонасыщения, приведены в табл. 3.

С учетом скорректированных, на основании обратных геомеханических расчетов, прочностных свойств песчано-глинистых пород, произведены контрольные расчеты устойчивости участка западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» (гор. +60.....+150 м, м.о. 190....240), в геометрических параметрах, предусмотренных проектными решениями по уборке оползневых масс. В результате получены значения коэффициента запаса устойчивости ($n_3 = 1,30-1,50$), а значит предложенные генеральным проектировщиком проектные решения и мероприятия позволят стабилизировать оползневые процессы на рассматриваемом участке.

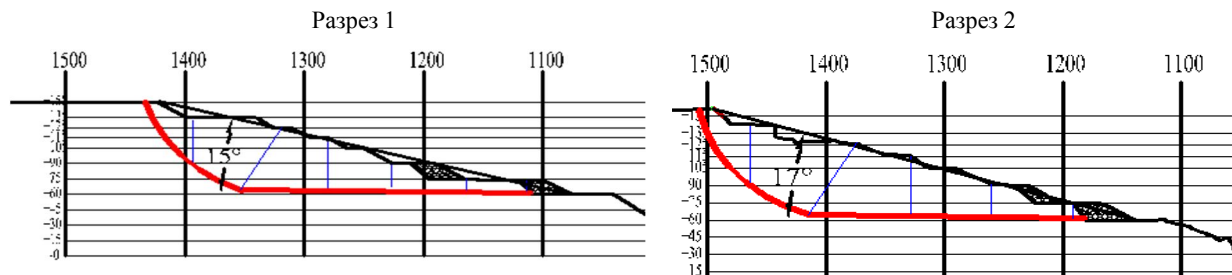


Рис. 4. Расчетные геомеханические схемы на предлагаемом контуре западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК»

Таблица 2

Расчет по фактическим показателям прочности пород в районе оползня

№ блока	Объем, м ³	Длина дуги площадки, м	Наклон площадки град.	Объемный вес, Н/м ³	Угол внут. трения, град.	Сцепление, МПа	Силы удерживающие Н	Силы сдвигающие, Н
Разрез 1								
1	1030	75	58	17500	18	0,06	7603566	15286067
2	3510	46	34	17500	18	0,06	19306091	34348424
3	3100	73	2	17500	14	0,035	16072804	1893298
4	2150	54	2	17500	14	0,035	11265251	1313094
5	1495	64	2	21000	14	0,035	10062893	1095670
6	575	50	2	17500	14	0,035	4257344	351176
7	350	38	2	24000	24	0,03	4877651	293156
Итого по поверхности:							73445602	54580884
Коэффициент запаса устойчивости				1,35				
Разрез 2								
1	1100	80	60	17500	18	0,06	7927352	16670989
2	3700	52	32	17500	18	0,06	20961703	34312272
3	3220	77	2	17500	14	0,035	16736074	1966587
4	2250	60	2	17500	14	0,035	11911310	1374168
5	1380	61	2	19000	14	0,035	8668407	915065
6	465	46	2	24000	24	0,03	6345734	389478
Итого по поверхности:							72550579	55628559
Коэффициент запаса устойчивости				1,30				

Таблица 3

Расчет по показателям прочности пород, находящихся в водонасыщенном состоянии

№ блока	Объем, м ³	Длина дуги площадки, м	Наклон площадки град.	Объемный вес, Н/м ³	Угол внут. трения, град.	Сцепление, МПа	Силы удерживающие Н	Силы сдвигающие, Н
Разрез 1								
1	500	51	58	17500	18	0,06	4566586	7420421
2	1475	35	28	17500	18	0,06	9505272	12118235
3	1000	44	2	17500	12	0,01	4157474	610741
4	670	40	2	17500	12	0,01	2890707	409197
5	420	45	2	24000	24	0,03	5835178	351787
Итого по поверхности:							26955218	20910380
Коэффициент запаса устойчивости				1,29				
Разрез 2								
1	360	41	58	17500	18	0,06	3544742	5342703
2	1100	28	32	17500	18	0,06	6984290	10200946
3	765	36	2	17500	12	0,01	3203868	467217
4	570	28	2	17500	12	0,01	2398960	348122
5	280	21	2	17500	12	0,01	1250893	171008
6	300	30	2	24000	24	0,03	4103700	251276
Итого по поверхности:							21486452	16781272
Коэффициент запаса устойчивости				1,28				

Обобщенные результаты выполненных геомеханических расчетов приведены в табл.4.

Выполненные геомеханические расчеты по определению степени устойчивости участка западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» (гор. +60...+150 м, м.о. 190.....240), позволили учесть возможность дальнейшего значительного обводнения песчано-глинистых пород вплоть до состояния предельного водонасыщения. Полученные значения коэффициентов запаса устойчивос-

Таблица 4
Результаты расчета устойчивых параметров оползневого участка западного борта карьера № 4

№ разреза	Высота откоса, м	Угол наклона, град.	Коэф. запаса устойчивости, доли ед.
1	90	15	$1,35 / 1,15$
	75	17	$1,50 / 1,30$
	75	16	$1,45 / 1,24$
	60	19	$1,44 / 1,29$
2	90	17	$1,30 / 1,13$
	75	18	$1,34 / 1,15$
	105	16	$1,30 / 1,13$
	60	19	$1,47 / 1,28$

* В числителе коэффициент запаса устойчивости при прочности песчано-глинистых пород, находящихся в естественном состоянии, в знаменателе - в водонасыщенном состоянии.

С целью безопасности, авторами предложено, при выполнении работ по уборке оползневых масс с западного борта карьера №4 ЧАО «ЦГОК» обеспечить минимальный наклон площадок +75 м и +90 м в сторону карьера. Для эффективного отвода водопритоков с рабочих площадок данных горизонтов рекомендуется выполнить в песчано-глинистой толще проходку лучевых дренажных траншей глубиной до 0,5 м с наклоном дна в сторону карьера, с их последующей засыпкой качественной невыветрелой скальной вскрышей. Строительство данных лучевых траншей рекомендуется производить с шагом 50 м по всей протяженности западного борта, которое необходимо осуществить до отсыпки контрфорса уступа +75/+90 м.

Выводы. Таким образом, использование обратных геомеханических расчетов по результатам маркшейдерской съемки оползневых участков бортов карьеров позволяет производить корректировку, расчет и обоснование их устойчивых параметров с минимальными затратами, так как нет необходимости в выполнении дополнительных исследований по определению физико-механических свойств песчано-глинистых горных пород. Рекомендовано выполнять мероприятия по стабилизации устойчивого состояния оползневых участков, используя результаты выполненных исследований и расчетов.

Список литературы

1. Болотников А.В., Биленко А.Е., Ткаченко Г.И. Определение возможности увеличения результирующих углов наклона бортов карьера, путем обратных расчетов прочностных свойств пород, на примере Глеватского карьера ПАО «ЦГОК» Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. – 2015. - № 39. - С. 122-127.
2. Несмашний Е.А., Герасимова Е.В., Ткаченко Г.И. Геомеханическое обоснование устойчивых параметров отвалов карьера № 4 ПАО «ЦГОК». Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. - Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», - 2016. - № 43. - С. 127-132.
3. Несмашний Є.О., Болотніков А.В., Ткаченко Г.І. Расчет устойчивости участка восточного борта карьера ПАО «ИнГОК» в песчано-глинистой толще. Вісник Криворізького національного університету. – Кривий Ріг: КНУ. - 2016. - № 41. - С. 64-69.
4. Несмашний Е.А. Оптимизация геометрических параметров открытых горных выработок. Кривой Рог, Минерал. 1999. -120 с.
5. Несмашний Е.А. и др. Определение устойчивых параметров отвала № 2 ПАО «ИнГОК» на предельном контуре с учетом величины порового давления // Металлургическая и горнорудная промышленность. Днепропетровск, №7, 2013, с. 72-75.
6. Несмашний Е.А. и др. Обоснование оптимальных параметров открытых горных выработок на Криворожских карьерах Кривой Рог, Изд-во «Дионис», -2012, -398 с.: ил.
7. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Л., ВНИМИ, 1971 г.
8. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. Л.: ВНИМИ, 1987 -118с.
9. Правила охраны труда при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – Харьков: - 2010.
10. Методичні вказівки з визначення оптимальних кутів нахилу бортів, укосів уступів і відвалів залізгорудних та флюсових кар'єрів // Під ред. проф. А.Г.Шапаря // -К: - 2009. – 201с.
11. Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. -М.: Недра, 1980. - 238 с.
12. Болотніков А.В., Несмашний Е.А., Наминат А.С. Прогнозирование и оценка состояния устойчивости бортов карьера №4, внешних и временных отвалов Артемовского месторождения. Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць. -Кривий Ріг: КТУ. - № 95. 2012. с.69-74.
13. С.С. Серый, А.В. Дунаев. Методика изучения структуры массива скальных пород для оценки устойчивости карьерных откосов // Маркшейдерия и недропользование. №4 (36), июль-август 2008. – с. 40-41

Рукопись поступила в редакцию 19.04.2018

УДК 624.94.012.45

В.М. ЧИРВА, канд. техн. наук, доц., ТОВ «Придніпров'я», м. Кривий Ріг

Т.Л. ЧИРВА, канд. техн. наук, доц.,

Київський національний університет будівництва та архітектури, м. Київ

А.А. САВЧЕНКО, гол. інженер, ТОВ «Придніпров'я», м. Кривий Ріг

К.М. РОМАНЕНКО, канд. техн. наук, ст. викладач, Криворізький національний університет

АНАЛІЗ РЕЗУЛЬТАТІВ ОБСТЕЖЕННЯ СПОРУДИ ПЛАВАЛЬНОГО БАСЕЙНУ ТА ЗБІЛЬШЕННЯ НЕСУЧОЇ ЗДАТНОСТІ КОЛОН, ЯКІ ЗАЗНАЛИ ЕКСПЛУАТАЦІЙНИХ ПОШКОДЖЕНЬ, ШЛЯХОМ УЛАШТУВАННЯ МОНОЛІТНИХ ОБОЙМ

В представленій статті авторами наведені результати обстеження й технологія підсилення конструктивних елементів споруди 50-метрового басейну закритого типу, який знаходиться у місті Кривий Ріг.

Мета проведених заходів — недопущення аварії та руйнувань елементів конструкції споруди 50-метрового басейну закритого типу в Палаці водних видів спорту при ДЮСШ №1 міста Кривого Рогу, а головне — забезпечення безпечної експлуатації споруди, безпеки відвідувачів. Тим паче, з економічної точки зору, проведення планового технічного обстеження та усунення виявлених дефектів завжди є набагато дешевшим, ніж подальша ліквідація аварії.

Методи досліджень. Візуальне та інструментальне обстеження конструктивних елементів споруди. Аналіз отриманих результатів.

За результатами обстеження авторами статті наведений опис виявлених дефектів та пошкоджень в конструктивних елементах споруди 50-метрового плавального басейну закритого типу. З усіх виявлених дефектів для рекомендацій щодо проведення заходів по підсиленню та відновленню обраний один – найбільш небезпечний. Одними з найнебезпечніших пошкоджень, на думку авторів, є експлуатаційні пошкодження в колонах. Колони є несучими елементами споруди 50-метрового басейну. Саме на них спирається дах та усе обладнання, яке розташовується на стелі.

Практична значимість. Виявлені під час обстеження пошкодження бетону й арматури в колонах мають великий вплив на втрату їх несучої здібності. В свою чергу, втрата несучої здібності колон може призвести до обвалення даху плавального басейну та, можливо, до людських жертв, що є неприпустимим явищем. Тому авторами надані технічні вказівки щодо збільшення несучої здатності саме цих конструктивних елементів споруди басейну.

Результати. Відновлення та підсилення колон вирішено виконувати шляхом улаштування монолітних обойм. В статті також наведена схема розташування виявлених дефектів, нанесених на план споруди, а також схеми улаштування монолітних обойм. Наприкінці статті авторами поставлені подальші задачі для досліджень в цьому напрямку. Заплановане проведення обстеження чаші 50-метрового плавального басейну з виявленням дефектів та рекомендаціями щодо їх усунення.

Ключові слова: споруда, басейн, обстеження, колона, пошкодження, підсилення, монолітна обойма.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-53-56

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Такі громадські споруди як басейни, в яких проводяться масові спортивні заходи, завжди користувалися великою популярністю у населення нашого міста. Адже кожна людина знає про переваги занять водними видами спорту, але аварійний стан цих споруд загрожує як здоров'ю так, навіть, і життю його відвідувачів. Саме тому усі споруди басейнів потребують регулярних обстежень з метою уточнення технічного стану конструктивних елементів, виявлення дефектів і пошкоджень, ухвалення рішення про можливість їхньої подальшої експлуатації або ж необхідність ремонту і підсилення конструкцій.

В статі наведені результати обстеження споруди 50-метрового басейну закритого типу в Палаці водних видів спорту при ДЮСШ №1 м. Кривого Рогу, який останні 40 років експлуатується без проведення капітального ремонту. За довгий час експлуатації змінювались нормативні документи, кліматичні умови та виникали пошкодження в несучих конструкціях у вигляді тріщин, відшарування бетону та корозії арматури.

У зв'язку з цими обставинами актуальним постає питання технічного обстеження несучих конструкцій споруди басейну, а також надання рекомендацій щодо проведення заходів по усуненню експлуатаційних пошкоджень та інших виявлених дефектів.

Аналіз досліджень і публікацій. Методам відновлення та підсилення несучих елементів будівельних конструкцій присвячено багато робіт, одними з них є праці [1-3]. В представленій статті автори висвітлюють результати обстеження споруди плавального басейну та наводять технологію підсилення її найбільш уражених експлуатаційними пошкодженнями несучих елементів.

Постановка мети. Мета проведених заходів – виявлення пошкоджень та дефектів в колонах та надання рекомендацій по їх усуненню, недопущення аварій і руйнувань конструкції споруди 50-метрового басейну закритого типу в Палаці водних видів спорту при ДЮСШ №1

м. Кривого Рогу, а головне – забезпечення безпечної експлуатації споруди, безпеки відвідувачів. З економічної ж точки зору – проведення планового технічного обстеження та усунення виявленого дефекту завжди обходиться набагато дешевшим, ніж ліквідація аварії.

Викладення матеріалу та результати. На час проведення обстеження були виявлені наступні експлуатаційні пошкодження залізобетонних колон:

відшарування захисного шару бетону, оголення і корозія арматурних стержнів до 10% їх поперечного перерізу (дефект Д1, див.рис.1);

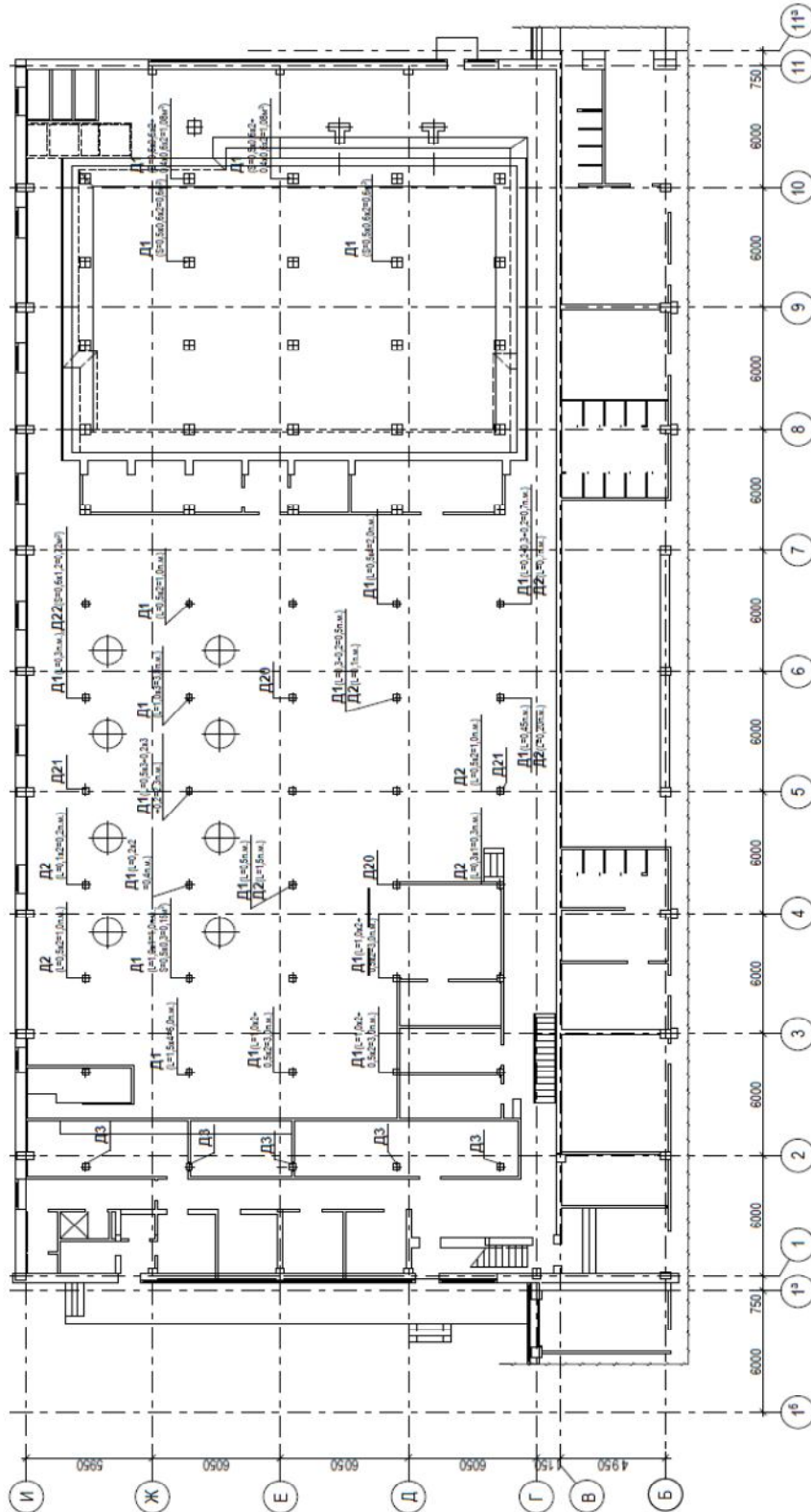


Рис. 1. Схема розташування дефектів колон на відмітці -3,900

- відшарування захисного шару бетону без оголення арматури (дефект Д2, див.рис.1);
- поперечна тріщина по периметру колони в місці нижнього поясу балок, які з'єднанні з колоною (дефект Д3, див.рис.1);
- відшарування бетону з оголенням арматури до 30% перерізу колони висотою 2,5 метрів (дефект Д20, див.рис.1);
- корозія металевої обойми залізобетонної колони до 5% (дефект Д21, див.рис.1);
- відшарування захисного шару бетону з оголенням та деформацією арматурного стержня в опорній частині колони та балки (дефект Д22, див.рис.1).

Опис технології усунення всіх дефектів з зображенням необхідних схем займатиме багато сторінок, тому зупинимось на одному з них.

Одним з найнебезпечніших дефектом, на думку авторів, є відшарування бетону з оголенням арматури до 30% (дефект Д20), що може призвести до обвалення даху плавального басейну. Саме тому авторами статті нижче наведені технічні вказівки щодо його усунення.

Технічні вказівки по усуненню дефекту Д20

1. Для відновлення колони по периметру колони демонтувати конструкцію підлоги шириною 100 мм $h=100$ мм. Для колони в осях 4-Д демонтувати цегельну кладку перегородки, що прилягає, шириною 130 мм та висотою 2,6 м, після виконання підсилення у повному обсязі шов між монолітною обоймою та цегляною кладкою завтовшки 30мм заповнити цементно-піщаним розчином М50.

2. Видалити зруйнований і слабкий бетон до твердої стійкої та загрубілої частини основи. Будь-які попередні сліди ремонтних робіт, що зазнали відшарування, повинні бути видалені.

3. Бетон і арматуру піддати піскоструминній обробці, поки вони не звільняться від бруду, іржі, цементного молока, жиру, масла, лаку і старої фарби. Видалити сліди іржі та жиру до появи яскравого забарвлення металу.

4. На існуючу арматуру нанести два шари Mapefer 1K (лужний антикорозійний захист для очищених від іржі арматурних стрижнів) за допомогою пензля. Другий шар нанести через 90-120 хвилин після нанесення першого шару і бажано протягом наступних 24 годин. Покривати арматуру однорідним шаром. Загальна товщина двох шарів повинна становити приблизно 2 мм.

5. Виконати насичення поверхні бетону та промити основу водою.

6. Встановити арматурний каркас з вертикальних арматурних стрижнів $\varnothing 20A400c$ та хомутів $\varnothing 8A240c$. Арматуру в'язати.

7. Встановити опалубку.

8. Перед бетонуванням виконати насичення основи водою.

9. Виконати бетонування колони бетоном кл.С20/25 на щебні дрібної фракції.

Схема влаштування монолітної обойми представлена на рис.2 (поперечний переріз колони) та рис.3 (фронтальний вид).

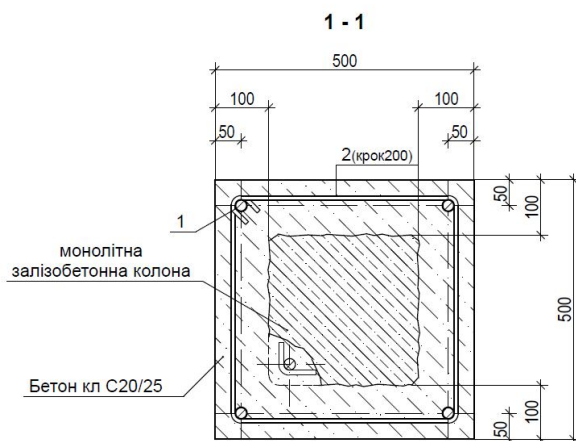


Рис. 2. Влаштування монолітної обойми (поперечний переріз колони)

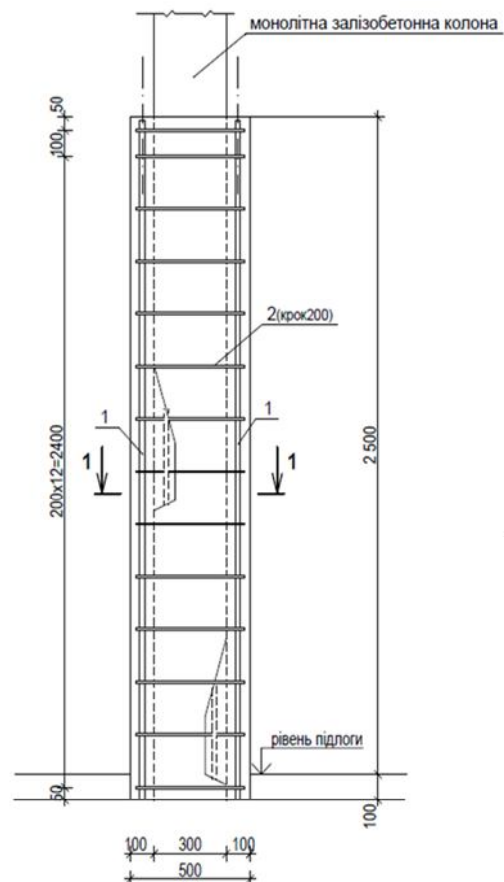


Рис. 3. Влаштування монолітної обойми (фронтальний вид)

Висновки та напрямок подальших досліджень. В статті проведений аналіз виявлених під час обстеження дефектів залізобетонних колон споруди 50-метрового басейну закритого типу в Палаці водних видів спорту при ДЮСШ №1 м. Кривого Рогу, який останні 40 років експлуатується без проведення капітального ремонту. Відновлення та підсилення найбільш уражених колон вирішено виконувати шляхом улаштування монолітних обойм. Авторами також наведена схема розташування виявлених дефектів, нанесених на план споруди, а також схеми улаштування монолітних обойм та вже визначені подальші дослідження в цьому напрямку - заплановане проведення обстеження чаші 50-метрового плавального басейну з виявленням дефектів і рекомендаціями щодо їх усунення.

Список літератури

1. **Барашиков А.Я.** Оцінювання технічного стану будівель та інженерних споруд Навч. посіб. для студ. вищ. навч. закладів / А.Я. Барашиков, О.М. Малишев. – К. : Основа, 2008. – 320 с.
2. **Бойко М. Д.** Техническое обслуживание и ремонт зданий и сооружений. Учебное пособие для вузов. / Бойко М. Д. - Л.: Стройиздат, Ленингр. отд-ние, 1986. —256 с
3. **Валовой О.І** Проектування, технологія та організація будівництва. Зведення і ремонт будівель та споруд. Навч. посіб. для студ. вищ. навч. закл. за напр. "Буд-во". У 5-ти т. / О.І. Валовой. – Кривий Ріг: Видавничий дім, 2007 – Т.5: Реконструкція промислових будівель та споруд. – 2009. – 480с.
4. **Валовой О.І.** Эффективные методы реконструкции промышленных зданий и инженерных сооружений. Навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком "Будівництво". / Валовой О.І. – Кривий Ріг: Мінерал, 2003. – 270с.
5. **Гиндоян А.Г.** Пособие по обследованию строительных конструкций зданий / А.Г. Гиндоян, В.В. Канунников М.: АО ЦНИИПРОМЗДАНИЙ, 2004г. – 200с.
6. **Добромыслов А.Н.** Диагностика поврежденных зданий и инженерных сооружений. Справочное пособие. / Добромыслов А.Н. – М.: Ассоциация строительных вузов, 2006. – 256с.
7. **Кутуков В.Н.** Реконструкция зданий. / Кутуков В.Н. - М. : Высшая школа, 1981. – 264 с.
8. **Савйовский В.В.** Оценка технического состояния строительных конструкций реконструируемых зданий. / В.В. Савйовский, И.В. Черняковская. – Х.: Ветерпас, 2002. – 141с.
9. Рекомендации по оценке надежности строительных конструкций по внешним признакам. / [Добромыслов А.Н., Фролов Ю.В., Кузина О.Л., Третьякова С.В.]. – М.: ЦНИИПРОМЗДАНИЙ, 2001. – 35 с.
10. Рекомендации по оценке состояния и усилению строительных конструкций промышленных зданий и сооружений / [Стаковиченко Е.И., Харченко Р.Б., Скуцкий В.И. и др.] – М.: Стройиздат, 1989. – 104 с.
11. Реконструкция зданий и сооружений : учеб. пос. для строит. спец. вузов / [А. Л. Шагина, Ю. В. Бондаренко и др.]; под ред. А. Л. Шагина. – М. : Высшая школа, 1991. – 352 с. : ил.

Рукопис подано до редакції 20.02.2018

УДК 621.311, 621.316.7

В.П. РОЗЕН, д-р техн. наук, проф., С.С. ВЕЛИКИЙ, аспірант,
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ЗАГАЛЬНА МОДЕЛЬ ПОГОРИЗОНТНОГО ШАХТНОГО ВОДОВІДЛИВУ

Мета. Зниження плати за електроенергію шляхом побудови загальної моделі погоризонтного шахтного водовідливу та визначенням оптимального режиму роботи.

Методи дослідження. При проведенні розглянутого в статті дослідження вирішуються шляхом застосування теорії електропривода, теорії електричних кіл та методів: математичного аналізу, аналізу гармонічного складу кривих струмів і напруг, математичного і комп'ютерного моделювання та теорії вимірювань, для створення системи діагностування.

Наукова новизна. В результаті роботи визначена загальна модель погоризонтного шахтного водовідливу, яка дозволить змоделювати роботу будь-якого горизонту водовідливу шахти для більшої економії витрат на електроенергію. А також моделювання режиму роботи водовідливу шахти, який є споживачем-регулятором дозволить регулювати режим роботи у відповідності до потреб енергосистеми, що призведе до вирівнювання графіку навантаження енергосистеми.

Практична значимість. Практичне використання загальної моделі погоризонтного шахтного водовідливу дозволяє визначити потенціал регулювання, а також визначити заходи для покращення обладнання, що призведе до зниження споживання в години максимуму енергосистеми і збільшувати споживання в нічні години, коли енергія дешевше.

Результати. Одним з найактуальніших питань вітчизняної енергетики є проблема дефіциту маневреності виробничих потужностей у єдиній енергетичній системі. В зв'язку з ростом потужності гірничовидобувних підприємств спостерігається вплив на енергосистему, що веде до збільшення нерівномірності графіку навантаження енергосистеми. Нерівномірність графіку навантаження енергосистеми погіршує якість електричної енергії, що призводить на зростання тарифів на електроенергію. Постає проблема вирівнювання графіку навантаження енергосистеми, яка на сьогодні є досить актуальною. Гірничі підприємства для власної економії коштів повинні підлаштувати режим роботи обладнання під тризонні тарифи на електроенергію. Для цього доцільно використовувати водовідливну установку, яка характеризується великою потужністю та вільним циклічним графіком роботи в часі. Застосовано діаграму циклів для аналізу факторів що впливають на режим роботи шахтного водовідливу, що дозволяє визначити основні вимоги до зниження плати за електричну енергію. Однак визначення режиму роботи водовідливної установки залежить від зміни певних параметрів, які можна описати в загальній моделі шахтного водовідливу.

Ключові слова: електричне навантаження, споживач-регулятор, тризонний тариф, горизонт шахти.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-56-60

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Одним з головних споживачів електричної енергії є промисловість. Для економіки України розвиток гірничовидобувної галузі є пріоритетним напрямком, оскільки особливо важливого значення в сучасних умовах набуває питання ефективного використання електроенергії в енергоємних галузях промисловості. На сьогодні переважна більшість сировини видобувається підземним способом. Зі збільшенням глибини виробок зростає енергоємність гірничого підприємства. Тому ефективне використання електроенергії в гірничій промисловості є все більш важливим завданням, яке необхідно вирішувати з точки зору раціонального її використання з урахуванням обмежень зі сторони енергосистеми. Графік навантаження енергосистеми формується споживачами електричної енергії. Аналіз зміни графіків навантаження енергосистеми показує, що нерівномірність навантаження має тенденцію до зростання [1]. Добові графіки навантаження сучасних енергосистем мають, як правило, два явно визначені піки – ранковий двогодинний (8:00-10:00 год.) та вечірній чотиригодинний (17:00-21:00 год.). Між піками знаходиться зона зниженого навантаження. Ще більш глибоке зниження спостерігається протягом семигодинного нічного часу (23:00-06:00 год.).

Застосування зонних тарифів на електроенергію дозволяє стимулювати промисловість до регулювання режимів роботи обладнання, з повним або частковим зниженням споживання електроенергії в години максимуму. Вирівнюванню графіків навантаження енергосистеми сприяє застосування тризонного тарифу [2,4]. Діаграму зміни тризонного коефіцієнту за добу показано на рис. 1.

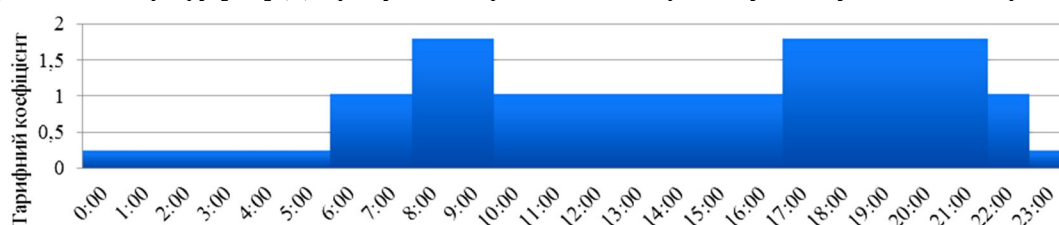


Рис. 1. Діаграма зміни тризонного тарифного коефіцієнту за добу

Таблиця 1
Тарифний коефіцієнт «Київенерго» за останні роки

Рік	Тарифні коефіцієнти		
	нічний період	напівпіковий період	піковий період
2011	0,35	1,02	1,68
2012	0,35	1,02	1,68
2013	0,35	1,02	1,68
2014	0,35	1,02	1,68
2015	0,35	1,02	1,8
2016	0,35	1,02	1,8
2017	0,25	1,02	1,8

Вплив нерівномірності добових графіків навантажень на енергосистему призводить до подорожчання виробництва та передачі електроенергії, що в кінцевому випадку веде до зростання ціни на електроенергію для промислових підприємств [5]. Зміну тарифного коефіцієнту «Київенерго» за останні роки [2] наведено в табл. 1.

У зв'язку зі збільшенням нерівномірності графіка електричних навантажень енергосистеми для стимулювання споживачів було знижено тарифний коефіцієнт в нічний період в 2017 році і для обмеження споживання електричної енергії в піковий період збільшено тарифний

коефіцієнт в 2015 році. Тепер, якщо є можливість, підприємствам доцільно зменшити роботу обладнання в піковий період для власної економії коштів. Виробничий процес, як правило, не дозволяє переривати роботу споживачів. Тому постає проблема у визначенні їх режимів роботи, для зменшення витрат на електроенергію.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблема вирівнювання графіків електричних навантажень енергосистеми є досить актуальною, оскільки у разі поглиблення шахти змінюються параметри та обмеження, які впливають на режими роботи споживачів. Необхідно визначити роботу обладнання в режимі споживача-регулятора електроенергії [1,4,7]. В гірничодобувній промисловості, як регулятор навантаження енергосистем доцільно використовувати водовідливну установку, яка характеризується великою потужністю та вільним циклічним графіком роботи в часі [5].

Постановка завдання. Метою даної роботи є зниження витрат плати за електроенергію шляхом побудови загальної моделі по горизонтальному шахтного водовідливу та визначенням оптимального режиму роботи.

Викладення матеріалу та результати. Як приклад, порівняння шахтних споживачів електроенергії представлено діаграму середньоарифметичного значення коливання спожитої електроенергії за видами споживачів на шахтах ПАТ «Криворізький залізорудний комбінат» за період 2010-2014 рр. (рис.2) [6].



Рис. 2. Балансна діаграма середньоарифметичного значення коливання спожитої електроенергії за видами споживачів на шахтах

Діаграма показує, що шахтний водовідлив та вентиляція характеризуються значною енергоємністю, однак існує суттєва різниця в їх можливих режимах роботи. Режим роботи водовідливу шахти, на відміну від вентиляції, може дозволити регулювання електричного

навантаження, при якому споживачі (а саме – насоси) не працюватимуть в пікові періоди (за рахунок ємності водозбірника), що дозволить вирівняти графік навантаження енергосистеми. Цьому сприяє наявність акумулюючих елементів – водозбірників. При цьому роботу водовідливу з вирівнювання графіку енергосистеми називають роботою в режимі споживача-регулятора. Зміщення навантаження водовідливних установок з періодів максимуму навантаження енергосистеми в інший період доби призводить до економії значних коштів, витрачених у вигляді плати за електроенергію. Щоб визначити оптимальні режими роботи для будь якого шахтного водовідливу, необхідно визначити фактори, які впливають на його роботу. Головна водовідливна установка вугільної або залізорудної шахти є складною системою, оскільки працює з великою кількістю впливових факторів і параметрів, а також великою різноманітністю і нерегулярністю зв'язків між ними. Вплив факторів та параметрів на режими роботи водовідливу показана на діаграмі Ісікави (рис. 3).



Рис. 3. Фактори та параметри які впливають на режим роботи водовідливу

Величина притоку шахтних вод в гірничій виробці повинна враховуватись в процесі проектування та експлуатації водовідливу, оскільки впливає на вибір: типу насосних агрегатів, їх продуктивність, режим роботи [5,10].

Головний водовідлив у будь якій шахті (вугільній, залізрудній) має схожу структуру та складові елементи, оскільки відноситься до потужних електротехнічних комплексів і дає змогу оптимізувати режим роботи, що призведе до зменшення витрат коштів на електроенергію або, іншими словами – збільшення рівня енергоефективності. Декомпозиція водовідливу на більш прості частини (горизонти) [9] дає змогу математично описати будь-який варіант водовідливу, а також врахувати залежність горизонтів водовідливу між собою. Технологічну схему горизонту шахтного водовідливу зображено на рис.4.

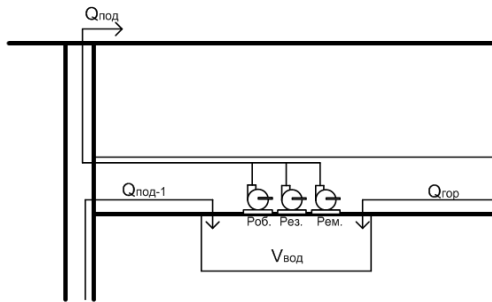


Рис.4. Технологічна схема шахтного погоризонтного відкачування води

Технологічна схема включає в себе об'єм водозбірника на горизонті водовідливу – $V_{вод}$, приток води з горизонту водовідливу – $Q_{гор}$, подача води з горизонту водовідливу – $Q_{под}$, подача води з попереднього горизонту водовідливу – $Q_{под-1}$. А також за правилами безпеки у вугільній шахті [8] необхідна наявність робочого (Роб.), резервного (Рез.) та ремонтного (Рем.) насосного агрегатів. Схема показує, що погоризонтний шахтний водовідлив має взаємозв'язок параметрів, тому робота горизонту шахтного водовідливу залежить від роботи попереднього горизонту.

Режими роботи водовідливу можна представити як сукупність часових проміжків протягом однієї доби, які складаються із часу заповнення водозбірника t_3 та часу роботи насосів t_p на відкачування визначають з формул [1]

$$t_3 = \frac{V_{вод}}{Q_{np}}; \quad (1)$$

$$t_p = \frac{V_{вод}}{n \cdot Q_n - Q_{np}}, \quad (2)$$

де $V_{вод}$ – фактичний об'єм водозбірника на горизонті водовідливу; Q_{np} – приток води до водозбірника розташованого на горизонті водовідливу; Q_n – подача насоса; n – кількість працюючих насосів на горизонті водовідливу.

На графіку (рис.5) зображено режим роботи одного циклу насосної установки погоризонтного шахтного водовідливу.

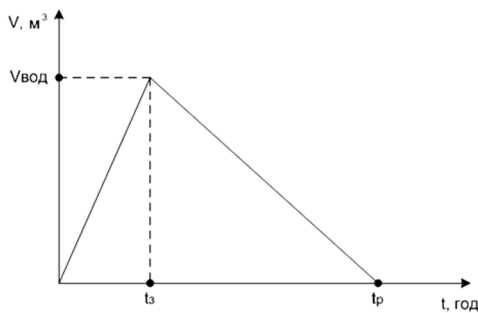


Рис.5. Графік роботи одного циклу насосної установки погоризонтного шахтного водовідливу

Добові витрати на електроенергію $P_{роб}$ в процесі роботи водовідливу на горизонті залежать від його режиму роботи [4]

$$P_{роб} = \frac{\rho \times Q_p \times H_p}{10^3 \eta_d \times \eta_c \times \eta_p} \sum t_p \times a_i, \quad (3)$$

де ρ – щільність рідини, $\text{кг}/\text{м}^3$; Q_p , H_p , η_p – робочі параметри насоса (подача, $\text{м}^3/\text{год}$; напір, м; ККД); η_d , η_c – ККД двигуна і електричної мережі; $\sum t_p$ – сума робочого часу насосів; a_i – величина плати за електроенергію у відповідній зоні.

З формули видно, що для зниження витрат на електроенергію $P_{роб} \rightarrow \min$ необхідно щоб робота споживачів в певні тарифні зони прямувала до мінімуму: $\sum t_p \cdot a_i \rightarrow \min$.

Мінімізація режиму роботи споживачів залежить від параметрів загальної математичної моделі погоризонтного шахтного водовідливу, що має вигляд

$$\langle Q_{np}, Q_{под}, V_{вод} \rangle, \quad (4)$$

де $Q_{np} = Q_{под-1} + Q_{гор}$ – приток води до водозбірника на горизонті водовідливу, який залежить від фактичного притоку води на горизонті та подачі води з попереднього (нижнього) горизонту $\text{м}^3/\text{год}$; $Q_{под} = f(H_{гор}, Q_{нас}, \eta_{нас}, R_{мр}, N_{нр}, P_{нас})$ подача води з горизонту шахтного водовідливу $\text{м}^3/\text{год}$, яка залежить від глибини горизонту водовідливу $H_{гор}$, робоча подача насоса встановленого

ному на горизонті водовідливу $Q_{нас}$, коефіцієнт корисної дії насоса $\eta_{нас}$, еквівалентний опір трубопроводу на горизонті водовідливу $R_{тр}$, кількість паралельно працюючих насосів на горизонті водовідливу $N_{пр}$, споживана електрична потужність одного двигуна на горизонті водовідливу $P_{нас}$; $V_{вод}$ – об'єм водозбірника на горизонті водовідливу, m^3 .

Дана модель описує будь який погоризонтний шахтний водовідлив, що дозволяє застосовувати її для вже існуючих шахт, а також для проектування нових. Параметри математичної моделі погоризонтного шахтного водовідливу поділяються на два типи: нерегульовані $Q_{пр}$ параметри, під які необхідно підлаштувати режими роботи споживачів, та регульовані $Q_{под}$, $V_{вод}$ параметри, які можна змінювати для досягнення мінімальних витрат на електроенергію.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Визначена загальна модель погоризонтного шахтного водовідливу дає можливість змодельовати режими роботи водовідливу, визначити можливий потенціал регулювання водовідливом, а також визначити заходи для покращення обладнання (заміна насосів, дооснащення їх, збільшення водозбірника) що призведе до більшої економії витрат на електроенергію.

Аналіз роботи системи шахтного водовідливу для зниження витрат на електроенергію необхідно: провести вибір сукупності ефективного обладнання, визначити оптимальний об'єм водозбірника, сформувані ефективні режими електричних споживачів.

Список літератури

1. Праховник А.В. Энергосберегающие режимы электроснабжения горнодобывающих предприятий / А. В. Праховник, В. П. Розен, В. В. Дегтярев // Москва: «Недра», 1985. – 232 с.
2. Тарифы на электрическую энергию (кроме населения) [Электронный ресурс]. – 2017. – Режим доступа до ресурсу: <https://kyivenergo.ua/ru/ee-company/tarifi>.
3. Роздрібні тарифи на електроенергію для непобутових споживачів [Електронний ресурс]. – 2017. – Режим доступу до ресурсу: <http://www.nerc.gov.ua/?id=29658>.
4. Данильчук Г. И. Автоматизация электропотребления водоотливных установок / Г. И. Данильчук, С. П. Шевчук, П. К. Василенко // Киев: «Техніка», 1981. – 102 с.
5. Попов В. М. Рудничные водоотливные установки / В. М. Попов // Москва: Недра, 1972. – 304 с.
6. Синчук О. Н. Потенциал электроэнергоэффективности и пути его реализации на производствах с подземными способами добычи железорудного сырья. Монография / И.О. Синчук, Э.С. Гузов, А.Н. Яловая, С.Н. Бойко; под редакцией доктора техн. наук, профессора О.Н. Синчука // Кременчуг: Изд. ЧП Щербатых А.В., 2015. – 296с.
7. Хронусов Г. С. Формирование эффективных режимов электропотребления промышленных предприятий / Г. С. Хронусов // Екатеринбург: УГГГА, 1998. – 340 с.
8. Правила безпеки у вугільних шахтах [Електронний ресурс]. – 2010. – Режим доступу до ресурсу: <http://zakon2.rada.gov.ua/laws/show/z0398-10>.
9. Стожков Д. С. Обоснование зависимости затрат на электропривод насосных агрегатов от высоты ступени в многоступенчатом шахтном водоотливе / Д. С. Стожков // Известия УГГУ. – 2013. – № 1 (29). – С. 59-62.
10. Тимухин С. А. О необходимости более полного учета максимальных притоков воды в проектных решениях комплексов главного водоотлива / С. А. Тимухин, Е. П. Ивашенко, А. Ю. Марченко, М. Ю. Марченко, С. Н. Салтанов, И. М. Баринев, Е. А. Викулов // Известия УГГУ. – 2015. – №4(40). – С.41-45.

Рукопис подано до редакції 13.04.2018

УДК 622.686

И. И. АНТОНЕНКО, А. И. КУЧМА, кандидаты техн. наук, доценты
Криворожский государственный педагогический университет

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЧАСТИЦ СО СТЕНКАМИ ОТВОДОВ ПНЕВМОТРАСПОРТНОГО ТРУБОПРОВОДА

Цель. В большинстве случаев транспортирование сыпучих материалов на промышленных предприятиях наиболее эффективно выполняется с помощью пневмотранспортных установок. Основными недостатками пневмотранспорта являются износ пневмопровода на участках поворота (отводах), а также повреждение транспортируемого материала, обусловленное интенсивным взаимодействием частиц со стенками отводов. Исследование взаимодействия частиц со стенками отводов позволит разработать более совершенную конструкцию участка поворота пневмотранспортного трубопровода.

Методы. При исследовании взаимодействия частиц со стенками отводов пневмотранспортного трубопровода применялась скоростная киносъемка камерой СКС – 1М, электрические датчики давления ДД – 10 в комплекте с осциллографом Н 041.2 – 3, жидкостные U – образные манометры.

© Антоненко И. И., Кучма А. И., 2018

Научная новизна. Установлен характер движения аэросмеси в отводах: удар при входе и последующее трение вдоль внешней стенки отвода. Рекомендованы оптимальные геометрические параметры радиуса закругления отводов. Разработана новая конструкция отвода пневмотранспортного трубопровода признанная изобретением.

Практическое значение. На основании результатов исследований рекомендован оптимальный радиус закругления отводов, позволяющий увеличить срок их службы и уменьшить измельчение транспортируемого материала.

Результаты. В статье приведены результаты исследований взаимодействия частиц со стенками отводов разного радиуса закругления. Экспериментально определены механические нагрузки на стенки и энергозатраты в отводах разного радиуса закругления. Ударные нагрузки снижаются при увеличении радиуса отвода до восьми диаметров пневмопровода. Для снижения энергозатрат зону трения отводов рекомендуется выполнять с радиусом закругления равными пяти диаметрам пневмопровода. Для уменьшения интенсивности взаимодействия частиц предложено часть транспортирующего воздуха использовать для отклонения материала от внешней стенки отвода. Разработана новая конструкция отвода с поддувом воздуха признанная изобретением.

Ключевые слова: пневмотранспорт, отвод, параметры взаимодействия, оптимальный радиус закругления.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-60-64

Проблема и её связь с научными и практическими задачами. В большинстве случаев транспортирование сыпучих материалов на промышленных предприятиях наиболее эффективно выполняется с помощью пневмотранспортных установок [1].

Основными недостатками этого прогрессивного вида транспорта является износ пневмопровода на участках поворота (отводах), а также повреждение транспортируемого материала, обусловленное интенсивным взаимодействием частиц со стенками отводов.

Учитывая, что отказ от отводов в сетях пневмотранспорта промышленных предприятий практически невозможен, необходимо уменьшить интенсивность взаимодействия частиц транспортируемого материала со стенками поворота пневмопровода.

Отсутствие достаточных экспериментальных и теоретических данных по характеру движения аэросмеси в отводах, а также различные рекомендации для выбора их геометрических параметров, привели к необходимости детально изучить этот вопрос.

Анализ исследований и публикаций. Одним из первых теоретический анализ процесса движения частицы в отводе сделал проф. К. И. Страхович [2]. Он считает, что частица продолжает свое прямолинейное движение до встречи с внешней стенкой отвода. В результате абсолютно упругого удара о стенку частица отражается и вновь летит прямолинейно до встречи со стенкой трубы. Этой же гипотезы о скачкообразном движении частиц в отводе придерживаются Зеглер Г., Шредер П., [3], Круглов А.Н. [4], Дорфман М.Х. [5].

Более поздние работы многих исследований по пневматическому транспорту доказывают, что скачкообразная схема движения одиночных частиц в отводе не может быть распространена на случай движения в отводе массы материала. Бурсиан В. Р. [6], Урбан Я. [7] и Зайцев А. Ф. [8] утверждают, что при входе аэросмеси в отвод под действием центробежной силы нарушается структура потока, вся масса частиц отбрасывается сразу к стенке и уплотненным слоем перемещается вдоль всего отвода.

К этой же группе работ можно отнести исследования, проведенные Ф.Г.Зуевым при пневматической транспортировке зерна [9]. Точка встречи частицы материала со стенкой трубопровода определяется величиной угла между радиусом вектором, проведенным из центра кривизны отвода к началу отвода и к месту встречи частицы со стенкой трубопровода.

Такая схема взаимодействия зерна со стенками отвода подтверждена исследованиями К. Р. Реппа [10].

Специальной работы по изучению взаимодействия и повреждения тех или других материалов в отводах систем пневмотранспорта в доступной нам литературе не обнаружено. Однако этой области исследований касается И.Г.Неборак [11], исследуя взаимодействие зерна со стенками вертикального пневмотранспорта, рассматривает вопросы взаимодействия и повреждения зерна в криволинейных каналах пневмопровода. И. Г. Неборак также подтверждает гипотезу об ударном входе материала и последующем трении частиц в отводе.

Следует отметить, что некоторые специалисты рекомендуют использовать отводы с радиусом $R = (5-8)D$ [12,13]. Другие высказывают мнение о необходимости использования отводов с радиусом кривизны $R = 20D$ [14].

Постановка задачи. Анализ выполненных исследований не позволяет точно установить характер взаимодействия частиц материала со стенками отводов пневмотранспортных систем.

Специальной работы по оптимизации конструктивных параметров отводов пневмопроводовне проведено. Имеющиеся немногочисленные и противоречивые рекомендации величины радиуса закругления отвода основаны, главным образом, на аэродинамических исследованиях и опыте эксплуатации пневмотранспортных установок.

Целью данной работы является раскрытие основных зависимостей и явлений, происходящих при взаимодействии частиц материала со стенками колен-отводов, что позволит обосновано подойти к выбору оптимальной геометрии и конструкции участков поворота пневмопровода.

Изложение материала и результатов исследований. Экспериментальные исследования проводились на полупромышленном стенде. В качестве источника сжатого воздуха использовалась турбовоздуходувка ТВ 80. Транспортный трубопровод с внутренним диаметром 250 мм имел горизонтальный участок длиной 20 м, к концу которого присоединялись отводы с разными радиусами закругления равными 2Д, 5Д, 8Д, 11Д, где Д – диаметр трубопровода. Верхние стенки отводов были изготовлены из прозрачного оргстекла, что позволило изучить с помощью скоростной киносъемки камерой СКС – ИМ характер движения аэросмеси в отводах.

В результате анализа киноматериалов установлена общая картина движения аэросмеси в отводах. Характер взаимодействия частиц транспортируемого материала со стенкой отвода можно разделить на два вида: удар и трение.

При входе в отвод частицы материала по инерции сохраняют прямолинейное направление движения до встречи со стенкой. В результате удара о преграду и взаимных столкновений друг с другом частицы материала под действием центробежной силы прижимаются к внешней стенке отвода и в дальнейшем скользят вдоль нее, рис. 1.

Важной динамической характеристикой ударного процесса является величина углов встреч. Зависимость угла удара от относительного радиуса закругления отвода иллюстрируется на рис.2. Из графика, приведенного на рис.2 видно, что углы удара частиц при входе в отвод уменьшаются при увеличении радиуса кривизны до 8Д, а в дальнейшем остаются практически постоянными. Это позволяет в качестве оптимального выбрать радиус кривизны отвода равными 8Д. Оптимизация радиуса кривизны отвода позволит свести к минимуму ударные нагрузки, действующие в отводе.

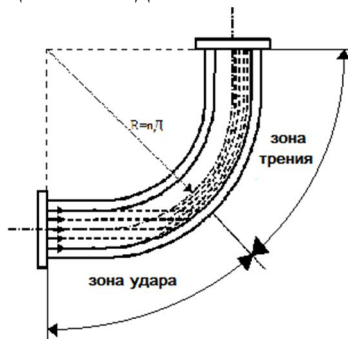


Рис.1. Характер движения транспортируемого материала в отводе

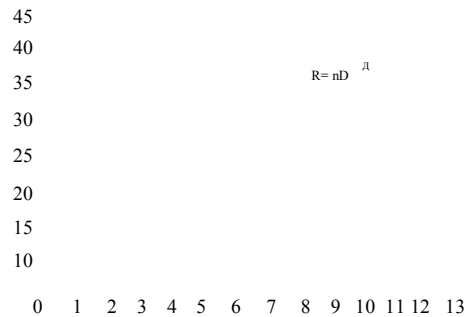


Рис 2. Зависимость угла удара от относительного радиуса закругления отвода

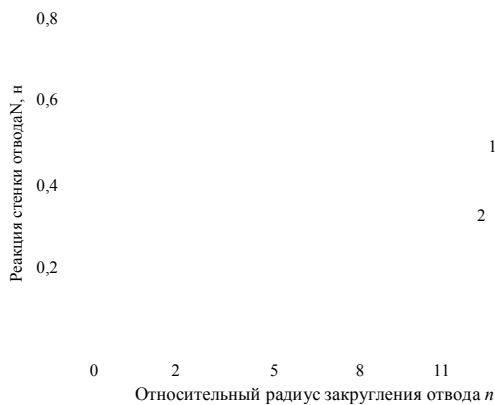


Рис.3. Зависимость реакции стенки отвода от радиуса закругления: 1 – в зоне удара, 2 – в зоне трения

Силовое давление материала на стенки отводов определялось с помощью датчиков давления ДД – 10, электрические сигналы с которых передавались на усилитель и затем на шлейфный осциллограф Н041.2 – 3. Эксперименты проводили при скорости воздуха 38 м/с и концентрации аэросмеси 4 кг/кг. Обработка осциллограм позволила определить величину реакции стенки отводов различного радиуса закругления, см. рис. 3.

Как показали исследования, силовое давление материала на стенку отвода в зоне удара существенно превышает по величине аналогичный показатель для зоны трения и поэтому

является определяющим при выборе оптимального радиуса закругления отвода. Из графика на рис. 3 видно, что ударные нагрузки существенно снижаются при увеличении радиуса отвода до $8D$, а в дальнейшем практически не изменяются. При этом величина нагрузки на стенку отвода с радиусом закругления $5D$ в зоне трения остается меньше величины нагрузки в зоне удара отвода с радиусом закругления $8D$.

Для окончательного решения вопроса оптимизации геометрических параметров отводов дополнительно проводились замеры потерь давления (энергии) сжатого воздуха в отводах разного радиуса закругления с помощью жидкостных U – образных манометров.

Результаты определения энергозатрат в отводах с радиусами закругления $2 - 11D$ приведены в табл. 1.

Таблица 1

Потери давления в отводах				
Относительный радиус закругления отвода, $n=R/D$	2	5	8	11
Потери давления в отводе, кПа	3,92	2,94	2,96	3,98

Как видно из табл. 1, наименьшую энергоемкость имеют отводы с радиусом закругления в диапазоне $5 - 8D$.

С точки зрения удобства проектирования и эксплуатации пневмотранспортных установок желательным является применение компактных отводов с меньшим радиусом закругления, поскольку всегда существуют местные условия накладывающие ограничения на конфигурацию и габариты трассы. Отсюда следует, что более предпочтительными являются отводы с радиусом закругления $5D$. Однако, как установлено выше, для устранения интенсивных ударных нагрузок радиус закругления отвода должен быть не менее $8D$.

Повреждения движущегося по внешней стенке отводе материала в зоне трения зависит от величины центробежной силы и длины участка трения. С увеличением радиуса отвода центробежная сила уменьшается, но возрастает длина участка трения. Кроме того, всегда существуют местные условия, накладывающие ограничения на конфигурацию и габариты трассы. Таким образом, увеличение радиуса не может быть беспредельным и не является эффективным мероприятием по устранению повреждения материала в процессе пневмотранспортирования.

Для уменьшения повреждения материала в зоне трения предлагается часть транспортируемого воздуха использовать для отклонения материала от внешней стенки отвода. Схема такой конструкции отвода пневмотранспортного трубопровода показана на рис. 4.

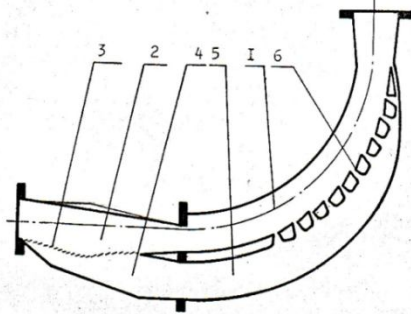


Рис. 4. Схема отвода пневмотрубопровода с поддувом воздуха: 1 – основной канал; 2 – диффузно-конфузорный переходник; 3 – жалюзийная решетка; 4 – расширительная камера; 5 – обводной воздуховод; 6 – щелевые сопла

Предлагаемое устройство состоит из установленного перед основным каналом 1 диффузно-конфузорного переходника 2, сообщаемого через щели жалюзийной решетки 3 с расширительной камерой 4, которая имеет отверстие для присоединения обводного воздуховода 5, с установленными на его выходном конце щелевыми соплами 6. Поворот транспортируемого материала в трубопроводе осуществляется следующим образом: поток сжатого воздуха, постепенно расширяясь, заполняет пространство расширительной камеры, проходя при этом по щелям жалюзийной решетки. Через обводной воздуховод и специальные сопла, позволяющие при данном напоре сохранить расход и увеличить скорость истечения, сжатый воздух проходит в зону поворота материала и образует прослойку между потоком транспортируемого материала и внешней стенкой поворота транспортного трубопровода. Эта конструкция участка поворота пневмотрубопровода признана изобретением [15].

Выводы и направление дальнейших исследований. На основании результатов исследований можно утверждать, что оптимальным является переменный радиус закругления отвода: в зоне удара – $8D$, а в зоне трения – $5D$, где D – диаметр пневмотрубопровода. Использование рекомендуемых отводов переменного радиуса кривизны позволит увеличить срок их службы и уменьшить измельчение транспортируемого материала. Дальнейшие исследования должны быть направлены на создание опытного образца отвода с поддувом воздуха.

Список литературы

1. Успенский В.А. Пневматический транспорт / В.А. Успенский – Свердловск, Металлургиздат, 1959.– 229с.
2. Страхович К.И. Основы теории и расчёта пневматических транспортных установок / К. И. Страхович – Москва : ОНТИ, 1934. – 112 с.
3. Зеглер Г. Транспортирование зерна пневматическим способом/ Г.Зеглер, П. Шредер. – Харьков: ГОНТИ, 1937. – 151 с.
4. Круглов А.Н. Пневматический транспорт зерна и его отходов / А.Н.Круглов – Москва :Заготиздат, 1944. – 127с.
5. Дорфман М.Х. Пневматический транспорт зерна и продуктов его переработки / М.Х.Дорфман – Москва: Хлебоиздат, 1960. – 222 с.
6. Бурсиан В.Р. Пневматический транспорт на предприятиях пищевой промышленности / В.Р.Бурсиан. – Москва: Пищепромиздат, 1960. – 217 с.
7. Урбан Я. Пневмотранспорт/Я.Урбан. – Москва :Машиностроение, 1967. – 256 с.
8. Зайцев А.Ф. Аэродинамические исследования отводов в системах пневмотранспорта измельченной древесины.: автореф. дис. на соиск. науч. степени канд.тех. наук./ А.Ф. Зайцев – Ленинград, 1970. – 24 с.
9. Зуев Ф.Г. Исследование сопротивлений отводов при пневматической транспортировании зерна и продуктов его переработки: дис. ... канд. тех. наук./ Ф. Г. Зуев. – Москва, 1961. – 200 с.
10. Репп К.Р. Исследование гидравлических сопротивлений колен и отводов при пневмотранспорте зерна и зернистых материалов: дис. ... канд. тех. наук./ К.Р.Репп.– Барнаул, 1971. –132 с.
11. Неборак И.Г. Исследование взаимодействия твердых частиц со стенками вертикального пневмотранспортёра: автореф. на соиск. науч. степени канд.тех. наук. / И. Г. Неборак. – Москва, 1971. – 27 с.
12. Коробов В.В. Пневматический транспорт и погрузка щепы / В.В. Коробов. – Москва :Лесная промышленность, 1974. – 176 с.
13. Дзязю А.М. Пневматический транспорт на зерноперерабатывающих предприятиях / А.М. Дзязю. – Москва :Заготиздат, 1961. – 327 с.
14. Калинушкин Н.П. Пневматический транспорт в строительстве / Н.П.Калинушкин, Е. З. Орловский, И.С. Сегаль. – Москва :Стройиздат, 1961.– 162 с.
15. Антоненко И.И. Пневмотранспортный трубопровод для сыпучих материалов /И. И. Антоненко, Н.Е. Новиков, А.В. Житков, В. И. Беспалов // А.С. 816912 (СССР). – Бюллетень изобретений. – 1981. – № 12. – С. 20.

Рукопись поступила в редакцию 18.04.2018

УДК 669.162.22-52

В.П. ЛЯЛЮК, д-р техн. наук, проф., Криворожский национальный университет
Д.А. КАССИМ, канд. техн. наук, доц., Криворожский металлургический институт

ПОВЫШЕНИЕ РАВНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ДУТЬЯ И ГОРНОВОГО ГАЗА ПО ОКРУЖНОСТИ ГОРНА ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Цель. Целью данной работы является определение влияния неравномерности расхода дутья по фурмам, а соответственно и теоретической температуры горения кокса перед фурмой, выхода горнового газа, полной энергии потока комбинированного дутья, отвечающей за размеры зон горения, и полной энергии потока горнового газа, отвечающей за глубину проникновения горнового газа к центру горна, на производительность доменной печи и удельный расход кокса в доменной плавке.

Методы исследования. Выполнены теоретические и эмпирические исследования, основанные на основных фундаментальных положениях теории доменной плавки с использованием при обработке результатов эмпирических исследований методов математической статистики. С целью определения влияния неравномерности распределения количественных и энергетических показателей дутьевого режима по фурмам доменной печи на производительность и удельный расход кокса использовали метод восстановления одномерных зависимостей.

Научная новизна. Получены результаты учета влияния коэффициентов вариации входящих дутьевых параметров при их изменении на 1% на производительность и удельный расход кокса, которые могут быть использованы при выполнении факторного анализа периодов работы доменных печей с различными значениями технологических параметров доменной плавки.

Практическая значимость. Теоретически обоснована актуальность и необходимость поиска и разработки технических решений, обеспечивающих равномерное распределение дутья с постоянной температурой по фурмам доменной печи.

Результаты. Выявлено наличие окружной неравномерности дутьевого режима в горне доменной печи. Установлена закономерность ее образования, развития и изменения под влиянием технологических и конструктивных факторов доменной плавки. Определено существенное влияние неравномерности дутьевых параметров работы доменной печи на расход кокса и производительность печи. Обоснована необходимость дальнейшего изучения процессов с выявлением глубинных причин образования окружной неравномерности распределения газового потока и разработки методов управления ими.

Ключевые слова: коэффициент вариации, неравномерность, распределение дутья, теоретическая температура, полная механическая энергия, выход горного газа, фурма.

© Лялюк В.П., Кассим Д.А., 2018

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. При освоении технологии ПУТ на доменной печи №9 объемом 5000 м³ ПАО “АрселорМиттал Кривой Рог” к сильно выраженной неравномерности распределения дутья по фурмам добавилось неравномерное распределение угольной пыли [1-3], что также привело к значительной неравномерности распределения по окружности горна печи теоретической температуры, выхода горнового газа, полных энергий потоков комбинированного дутья и горнового газа [4-6].

Все это значительно влияет на размеры зон горения, глубину проникновения газового потока к центру горна, изменение поля температур по радиусу и окружности горна, на форму и расположение зоны размягчения, на химический состав и физическое состояние материалов, на неравномерность схода шихты, на разгар профиля печи и т.д., что существенно сказывается на ровности хода доменной печи, ее производительности, удельном расходе кокса и качестве чугуна [7].

Анализ исследований и публикаций. Наблюдение за распределением дутья по фурмам, на доменной печи №9 комбината “Криворожсталь” начали сразу после ее задувки в 1974 году. Для количественной оценки неравномерности распределения дутья по фурмам определяли коэффициенты вариации (V_{σ}) расхода дутья по фурмам для каждого из периодов. Так за период с 1975 по июль 1983 года при работе доменной печи на 36 воздушных фурмах и засыпном аппарате клапанного типа конструкции ВНИИМетмаш-УЗТМ, коэффициент вариации изменялся в диапазоне $V_{\sigma}=17,5-70,4$ % (min-max), причем в июле 1983 года перед капитальным ремонтом первого разряда с реконструкцией – $V_{\sigma}=28,3-51,8$ %. В декабре 1983 года сразу после задувки печи на увеличенном количестве фурм (с 36 до 42) и установке на печи бесконусного загрузочного устройства фирмы “Поль Вюрт” коэффициент вариации несколько снизился до $V_{\sigma}=13,6-18,3$ %. Увеличение количества воздушных фурм и равномерное распределение шихтовых материалов на колошнике доменной печи бесконусным загрузочным аппаратом привело к относительному повышению равномерности распределения дутья по фурмам печи. В последующие периоды измерения расхода дутья по фурмам коэффициент вариации снова вырос и изменялся уже в диапазоне от 13,6 до 45,2 %.

На рис. 1-4 приведены диаграммы изменения расхода дутья, теоретической температуры, полной механической энергии потока комбинированного дутья по фурмам и полной механической энергии потока горнового газа перед фурмами доменной печи объемом 5000 м³. Сплошным кругом постоянного диаметра отображаются среднесуточные значения расхода дутья, теоретической температуры и полных энергий, а ломаные кривые с точками в узлах перед номером каждой фурмы отображают их фактические значения.

Анализ диаграмм показывает наличие большой неравномерности распределения расхода дутья по фурмам, теоретических температур и полных механических энергий по окружности и радиусу горна доменной печи. Значительную неравномерность распределения дутья по фурмам не удалось устранить ни установкой бесконусного засыпного аппарата, улучшившего распределение шихты по окружности доменной печи, ни увеличением количества воздушных фурм, повысивших равномерность распределения дутья по окружности печи, ни даже установкой фурм меньшего диаметра со стороны, противоположной сочленению прямого воздухопровода с кольцевым [8].

Следует отметить, что от увеличения числа воздушных фурм и не следовало ожидать значительного снижения неравномерности распределения дутья по фурмам, так как с ростом числа отводов воздуха от кольцевого воздухопровода эта неравномерность только увеличивается [9] и, вероятно, ее удалось несколько снизить, лишь благодаря улучшению распределения дутья в слое шихты по окружности печи и некоторому выравниванию гидравлического сопротивления столба шихты по окружности над каждой фурмой за счет использования бесконусного засыпного аппарата фирмы “Поль Вюрт”, у которого также имеется недостаток, связанный с невозможностью четкого замыкания колея шихтовых материалов по окружности колошника доменной печи.

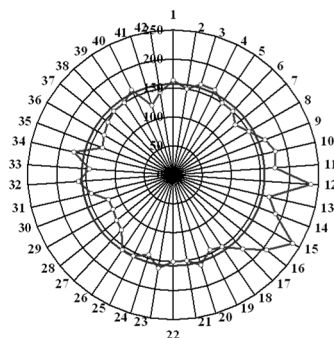


Рис. 1. Диаграмма изменения расхода дутья по фурмам печи объемом 5000 м^3 (цифры по радиусу диаграммы, $\text{м}^3/\text{мин.}$)

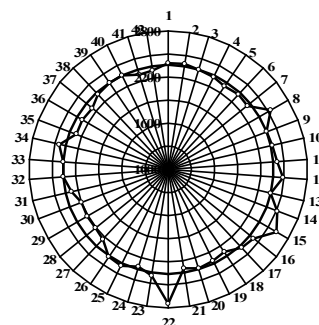


Рис. 2. Диаграмма изменения теоретической температуры по фурмам печи объемом 5000 м^3 (цифры по радиусу диаграммы, К)

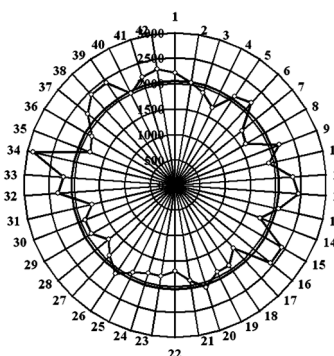


Рис. 3. Диаграмма изменения полной механической энергии комбинированного дутья по фурмам печи объемом 5000 м^3 (цифры по радиусу диаграммы, кДж/с)

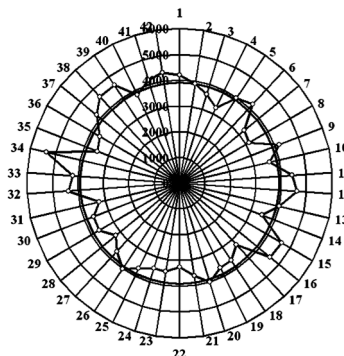


Рис. 4. Диаграмма изменения полной механической энергии потока горнового газа по фурмам печи объемом 5000 м^3 (цифры по радиусу диаграммы, кДж/с)

Постановка задачи. При сравнении разных периодов работы доменных печей с разными значениями технологических параметров доменной плавки выполняется пофакторный анализ для их сопоставления по производительности и удельному расходу кокса. При этом кроме коэффициентов приведения основных параметров известны и коэффициенты приведения позволяющие учесть также неравномерность состава шихты (влажность и зольность кокса, содержания железа в шихте и ее основность) и неравномерность параметров плавки (температуры, концентрации кислорода и влажности дутья, расхода природного газа) [10].

Цель данного исследования – определить влияние неравномерности расхода дутья по фурмам, теоретической температуры горения кокса перед фурмой, выхода горнового газа и полной энергии потока комбинированного дутья, отвечающей за размеры зон горения, и полной энергии потока горнового газа, отвечающей за глубину проникновения горнового газа к центру горна, на производительность доменной печи и удельный расход кокса в доменной плавке [5].

Изложение материала и результаты. Авторами работ [11-13] разработан метод математического моделирования технологического процесса – метод восстановления одномерных зависимостей (МВОЗ). Применение этого метода в металлургии чугуна позволяет на основании данных о среднесуточных значениях входных параметров и выходных показателей доменной плавки, фиксируемых в режиме нормальной эксплуатации, решать следующие задачи:

изучать фактические зависимости выходных показателей от каждого из входных параметров для конкретной доменной печи;

оценивать потенциальные резервы конкретной доменной печи по экономическим, энергетическим, ресурсным и экологическим показателям, которые могут быть реализованы за счет оптимизации технологического режима доменной плавки на существующем оборудовании, с использованием существующих систем информационного обеспечения и управления;

оптимизировать технологический режим доменной плавки и реализовать выявленные при технологическом аудите резервы производства.

С целью определения влияния неравномерности расхода дутья, теоретической температуры горения кокса перед фурмой доменной печи, выхода горнового газа, полных энергий потока

комбинированного дутья на срезе фурмы и потока горнового газа на производительность печи и удельный расход кокса воспользовались вышеназванным методом, с помощью которого осуществляется редукция к элементарным свойствам изучаемого процесса путем построения модели $Y=Fi(Xi)$, $i = 1, n$, которая описывает зависимость выходного показателя Y от каждого из n входных параметров X [11-13].

Анализ влияния неравномерности перечисленных параметров дутья и горнового газа на производительность и удельный расход кокса был выполнен по результатам работы доменной печи №9 объемом 5000 м³ комбината «Криворожсталь» в период ее работы с 1975 по 1985 годы, когда на печи регулярно осуществлялся контроль расхода дутья по воздушным фурмам (за 171 сутки), а в фурмы вдували природный газ.

На основании данных о расходе дутья по фурмам (Q_d) доменной печи были рассчитаны теоретическая температура горения (T_r), выход горнового газа (Q_{gr}) и энергетические параметры – полные механические энергии потока комбинированного дутья ($E_{пм\ кд}$) и горнового газа ($E_{пм\ гр}$). Для количественной оценки неравномерности распределения вышеперечисленных параметров по окружности горна доменной печи определили коэффициенты вариации (V_σ) за каждые из 171 рассмотренных суток работы печи. Исходные экспериментальные и расчетные данные для анализа сводились в таблицы (из-за их громоздкости они не приводятся) по методу МВОЗ [11-13].

В исследовании решалась задача определения влияния неравномерности каждого из параметров на суточную производительность доменной печи и удельный расхода кокса. В качестве входных показателей были использованы коэффициенты вариации расхода дутья [$V_\sigma(Q_d)$] по фурмам, полных механических энергий комбинированного дутья [$V_\sigma(E_{пм\ кд})$] и горнового газа [$V_\sigma(E_{пм\ гр})$], выхода горнового газа [$V_\sigma(Q_{gr})$], теоретической температуры горения [$V_\sigma(T_r)$]. В качестве выходных показателей приняты суточная производительность (Π) и удельный расход кокса (K). В соответствии с алгоритмом построения математической модели действующего технологического процесса [11-13] по экспериментальным данным было выполнено деление диапазонов вариации входных параметров на три поддиагона, с последующей сортировкой исходных данных по возрастанию каждого из входных параметров, определение средних значений входных и выходных параметров в каждом из трех диапазонов (D_j , $j=1,2,3$ см. табл. 1, 2).

Таблица 1

Расчет исходных данных для построения модели $\Pi = F(x_i)$

Входные параметры	Среднее значение входного параметра в поддиапазоне			Среднее значение выходного параметра в поддиапазоне		
	D ₁	D ₂	D ₃	D ₁	D ₂	D ₃
Q_d	19,27	27,87	45,4	11495	9570	8160
$E_{пм\ кд}$	22,23	32,66	55,39	9687	11325	9529
$E_{пм\ гр}$	21,47	31,47	52,37	9725	11242	9544
Q_{gr}	17,95	26,94	43,17	9775	11182	9556
T_r	12,48	30,71	49,47	9717	11227	9567

В результате были восстановлены следующие аналитические зависимости между производительностью и приведенными входными параметрами

$$\Pi = -120,69 \cdot V_\sigma(Q_d) + 13464 \quad k = -0,96; \quad (1)$$

$$\Pi = -7,1189 \cdot [V_\sigma(E_{пм\ кд})]^2 + 547,8 \cdot V_\sigma(E_{пм\ кд}) + 1027,3 \quad \eta = 0,40; \quad (2)$$

$$\Pi = -7,5386 \cdot [V_\sigma(E_{пм\ гр})]^2 + 550,8 \cdot V_\sigma(E_{пм\ гр}) + 1374,4 \quad \eta = 0,34; \quad (3)$$

$$\Pi = -10,178 \cdot [V_\sigma(Q_{gr})]^2 + 613,4 \cdot V_\sigma(Q_{gr}) + 2043,8 \quad \eta = 0,24; \quad (4)$$

$$\Pi = -4,6314 \cdot [V_\sigma(T_r)]^2 + 282,86 \cdot V_\sigma(T_r) + 6908,2 \quad \eta = 0,51. \quad (5)$$

Значимость и адекватность моделей была проверена по F-критерию Фишера. Для уравнения (1) фактическое значение F-критерия 7,01 больше табличного 1,97, что свидетельствует о статистической значимости уравнения в целом. Показатель надежности $\mu = 160$, при коэффициенте корреляции -0,96, так же показывает, что связь между производительностью и неравномерностью распределения дутья по фурмам является статистически достоверной и уравнение (1) может быть использовано для анализа и прогноза эффективности доменной плавки [14].

Выполненный анализ также позволил установить, что при снижении неравномерности (коэффициента вариации) расхода дутья по фурмам доменной печи на 1 % в диапазоне от 45,4 до 19,27 % (табл. 1) производительность печи увеличивается с 8160 до 11495 т/сут., т.е. на 1,1 %.

Связи между производительностью и остальными входными параметрами лучше аппроксимируются полиномиальными моделями 2-го порядка (2-5). В данном случае оценку тесноты связи выполняли по величине корреляционного отношения η , а значимость и адекватность моделей проверяли по F-критерию Фишера.

Для связи между производительностью и коэффициентом вариации полной энергии потока комбинированного дутья корреляционное отношение составило 0,4, что говорит о наличии умеренной взаимосвязи рассматриваемых параметров. Фактическое значение F-критерия уравнения (2) составило 24,07, что больше табличного, следовательно, это уравнение в целом статистически значимо. Расчеты показали, что при снижении неравномерности полной энергии потока комбинированного дутья с 55,39 до 32,66 %, производительность доменной печи растет с 9529 до 11325 т/сут, т.е. на 1 % снижения неравномерности энергии потока комбинированного дутья производительность печи увеличивается на 0,7 %.

Величина корреляционного отношения для связи между производительностью и коэффициентом вариации полной механической энергией потока горнового газа (уравнение 3) составила 0,34, что также говорит об умеренной зависимости между параметрами. Значение F-критерия 16,9 позволило использовать уравнение при анализе, который показал, что на каждый 1 % уменьшения неравномерности полной механической энергии горнового газа с 52,37 до 31,47 % производительность печи увеличивается с 9544 до 11242 т/сут., т.е. на 0,72 %.

Слабая теснота связи получена для производительности и неравномерности (коэффициента вариации) выхода горнового газа (уравнение 4, $\eta = 0,24$), однако значение F-критерия 9,6 позволяет использовать полученную модель для анализа технологии доменной плавки. При уменьшении неравномерности выхода горнового газа с 43,17 до 26,94 % производительность печи увеличивается с 9556 до 11182 т/сут., т.е. на 0,89 % на каждый 1 % $V_{\sigma}(Q_{гг})$.

Более высокая теснота связи характерна для неравномерности теоретической температуры горения и производительности (уравнение 5, $\eta = 0,51$). Высокое значение F-критерия 34,5 говорит о том, что данная модель может быть использована для принятия решений и осуществления прогнозов. Получено, что при уменьшении $V_{\sigma}(T_{гг})$ с 49,47 до 30,71 % производительность печи увеличивается с 9567 до 11227 т/сут., т.е. на 0,79 % на каждый 1 % коэффициента вариации теоретической температуры. Таким образом, снижение неравномерности всех рассмотренных параметров дутьевого режима по окружности горна доменной печи приводит к увеличению ее производительности.

Аналогичным образом, за тот же период исследований контроля расхода дутья по фурмам доменной печи №9, был выполнен анализ влияния неравномерности перечисленных параметров на удельный расход кокса по методу МВОЗ [11-13].

Результаты определения средних значений входных параметров и удельного расхода кокса в каждом из трех поддиапазонов приведены в табл. 2.

Таблица 2

Расчет исходных данных для построения модели $K=F(x_i)$

Входные параметры	Среднее значение входного параметра в поддиапазоне			Среднее значение выходного параметра в поддиапазоне		
	D ₁	D ₂	D ₃	D ₁	D ₂	D ₃
Q _д	19,27	27,87	45,4	480,8	497,3	506,1
E _{пм кд}	22,23	32,66	55,39	481,6	497,1	505,4
Q _{гг}	21,47	31,47	52,37	482,8	495,9	505,4
T _г	17,95	26,94	43,17	488,9	494,9	500,4
E _{пм гг}	12,48	30,71	49,47	481,2	498	505,1

Обращает на себя внимание тот факт, что даже при первичном анализе видно, что минимальный расход кокса соответствует диапазонам с минимальным коэффициентом вариации всех изучаемых показателей.

Все взаимосвязи были аппроксимированы линейными уравнениями (6)-(10)

$$K = 0,8996 \cdot V_{\sigma}(Q_{д}) + 466,98 \quad k = 0,93; \quad (6)$$

$$K = 0,6606 \cdot V_{\sigma}(E_{\text{пм кд}}) + 470,42 \quad k = 0,93; \quad (7)$$

$$K = 0,6448 \cdot V_{\sigma}(E_{\text{пм гт}}) + 474,85 \quad k = 0,97; \quad (8)$$

$$K = 0,6448 \cdot V_{\sigma}(Q_{\text{гт}}) + 470,51 \quad k = 0,96; \quad (9)$$

$$K = 0,4419 \cdot V_{\sigma}(T_{\text{т}}) + 481,76 \quad k = 0,98. \quad (10)$$

Высокие значения коэффициентов корреляции говорят об очень сильной прямо пропорциональной взаимосвязи расхода кокса с неравномерностью параметров дутьевого режима. Значимость и адекватность моделей также была проверена по F-критерию Фишера. Для всех уравнений фактическое значение данного критерия выше табличного ($F_6 = 16,5$; $F_7 = 15,2$; $F_8 = 12,4$; $F_9 = 9,3$; $F_{10} = 10,9$), что свидетельствует о статистической значимости уравнений в целом. Оценка надежности полученных результатов также была выполнена при помощи критерия надежности μ [14]. Показатели надежности $\mu_6 = 90,0$, $\mu_7 = 90,0$, $\mu_8 = 214,6$, $\mu_9 = 160,1$, $\mu_{10} = 323,6$. Выполненный анализ подтвердил тесную взаимосвязь удельного расхода кокса и коэффициентов вариации параметров дутьевого режима.

Результаты учета влияния неравномерности входных показателей при их изменении на каждый 1 % на производительность и удельный расход кокса приведены в табл. 3.

Таблица 3
Влияние неравномерности технологических факторов на производительность и удельный расход кокса

Уменьшение неравномерности на 1 %	Производительность, %	Удельный расход кокса, кг/т
$Q_{\text{д}}$	+1,10	-0,97
$E_{\text{пм кд}}$	+0,70	-0,72
$E_{\text{пм гт}}$	+0,72	-0,65
$Q_{\text{гт}}$	+0,89	-0,73
$T_{\text{т}}$	+0,79	-0,46

Проведенный анализ показал, что наибольшее влияние на производительность доменной печи и удельный расход кокса оказывает, прежде всего, неравномерность расхода дутья по фурмам по окружности горна доменной печи.

Для дальнейшего анализа из исходных данных контроля расхода дутья по фурмам доменной печи №9

выбрали измерения с самым минимальным коэффициентом вариации и, предполагая постоянство температуры дутья на каждой фурме, попытались расчетным путем добиться одновременного устранения неравномерности теоретической температуры, выхода горнового газа, полной энергии потока комбинированного дутья и полной энергии потока горнового газа, путем регулирования расходов кислорода, природного газа или пара, а также дополнительного изменения температуры природного газа (подогрев) и температуры пара, путем подачи их непосредственно в каждую фурму (конструкции таких фурм с одновременной подачей природного газа и кислорода хорошо известны, а вместо природного газа можно подавать в фурму и пар [15]). Даже в этом случае получить одновременно минимальные коэффициенты вариации, т.е. снизить неравномерность по теоретической температуре, выходу горнового газа и двум полным энергиям при любых вариантах изменения расходов природного газа, кислорода и пара, изменения температуры природного газа и температуры пара, путем подачи их непосредственно в каждую фурму не представляется возможным. Однако, если выровнять расход дутья на каждую фурму и принять при этом постоянство температуры дутья на каждой фурме, то задача обеспечения равномерности остальных четырех показателей дутьевого потока перед каждой фурмой легко решается путем незначительной регулировки расходов кислорода, природного газа или пара подаваемых непосредственно в фурму. При этом коэффициенты вариации рассматриваемых параметров сразу снижаются до приемлемого уровня 0,46-2,1.

Несмотря на известный опыт и сложности осуществления автоматического контроля и регулирования расхода дутья по фурмам, реализация такой системы с контролем температуры дутья на каждой фурме, является весьма перспективной. Это позволит оперативно контролировать изменения перед каждой фурмой и обеспечить постоянство теоретической температуры, выхода горнового газа, полных энергий потоков дутья и горнового газа по окружности доменной печи, а также оптимизировать газодинамику и тепловой режим доменной плавки и выйти на согласованное управление параметрами загрузки и дутья.

Выводы и направление дальнейших исследований. В работе получены математические модели взаимосвязей входных и выходных параметров доменной плавки, позволившие определить степень влияния неравномерности входных показателей при их изменении на каждый 1 % на производительность и удельный расход кокса. Проведенный анализ показал, что наибольшее влияние на производительность доменной печи и удельный расход кокса оказывает, прежде

всього, неравномерность расхода дутья по фурмам по окружности горна доменной печи.

Для полного решения обозначенной в данной работе задачи необходимо обеспечить равномерное распределение дутья с постоянной температурой по фурмам доменной печи, что из-за неэффективной конструкции смесителя холодного дутья с горячим сделать пока невозможно. Поэтому вопрос разработки конструкции эффективного смесителя не снят и требует дальнейших исследований.

Список литературы

1. **Лялюк В.П.** Методика расчета полной энергии горнового газа при вдувании пылеугольного топлива / **В.П. Лялюк, А.К. Тараканов, Д.А. Кассим** // Сталь. – 2017. – №3. – С. 2-8.
2. Определение траектории потока газа при вдувании в доменную печь пылеугольного топлива / **В.П. Лялюк, А.К. Тараканов, Д.А. Кассим** и др. // Сталь. – 2017. – №4. – С. 2-6.
3. Проблемы технологии с вдуванием пылеугольного топлива на доменной печи объемом 5000 м³ / **В.П. Лялюк, А.К. Тараканов, Д.А. Кассим** и др. // Сталь. 2017. – №10. – С. 4-10.
4. **Лялюк В.П.** Современные проблемы технологии доменной плавки: монография / **В.П. Лялюк** – Днепропетровск: Пороги, 1999. – 164 с.
5. **Лялюк В.П.** Выбор режимов доменной плавки на комбинированном дутье с оценкой параметров фурменной зоны / **В.П. Лялюк, И.Г. Товаровский** // Черные металлы. 2003. – №11. – С. 13-16.
6. Теоретические и экспериментальные исследования доменной плавки / **Лялюк В.П., Кассим Д.А., Онопа В.Н., Донсков Е.Е.** – Кривой Рог: Дионат, 2016. – 621 с.
7. Влияние распределения дутья по фурмам на газовый поток в доменной печи / **Бугаев К.М., Антонов В.М., Варшавский Г.В.** и др. // Сталь. – 1987. – №2. – С. 17-22.
8. Влияние диаметра воздушных фурм на работу доменной печи объемом 5000 м³ / **Почекайло И.Е., Тарановский В.В., Петухов В.Н.** и др. // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 1988. – №2. – С. 6-8.
9. **Иванов Ю.В.** Газогорелочные устройства / **Ю.В. Иванов** – М.: Недра, 1972. – 276 с.
10. **Товаровский И.Г.** Эволюция доменной плавки / **И.Г. Товаровский, В.П. Лялюк** // Днепропетровск: Пороги, 2001. – 424 с.
11. **Давиденко А.М.** Новые методы изучения действующих производств и их возможности / **А.М. Давиденко, М.Д. Кац** // Восточно-Европейский журнал передовых технологий. – 2004. – №6. – С.189-193.
12. **Кац М.Д.** Математическое моделирование и оптимизация технологического режима доменной плавки по информации, фиксируемой в режиме нормальной эксплуатации / **М.Д. Кац, А.М. Давиденко** // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2007. – №3. – С. 15-20.
13. **Грачев Ю.М.** Новый подход к решению задачи повышения эффективности доменной плавки одновременно по удельному расходу кокса и производительности / **Ю.М. Грачев, М.Д. Кац, А.М. Давиденко** // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2008. – №5. – С. 142-145.
14. **Коробов В.И.** Статистические исследования доменного процесса / **В.И. Коробов** – М.: Metallургия, 1977. – 184 с.
15. Об увлажнении дутья в доменной плавке / **Лялюк В.П., Тараканов А.К., Кассим Д.А.** и др. // Сталь. – 2017. – №8. – С. 7-12.

Рукопись поступила в редакцию 06.02.2018

УДК 622.235:622.271

А.А. СКАЧКОВ, «ГДД МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ»

ГЕОМЕХАНІЧНИЙ АНАЛІЗ МЕЖ МОЖЛИВОГО ЗАСТОСУВАННЯ ВЕРТИКАЛЬНИХ УКОСІВ УСТУПІВ ДЛЯ СИМЕТРИЧНОГО ЇХ ПІДРИВАННЯ

У статті аналізуються геомеханічні умови, за яких вибухове руйнування кристалічних порід здійснюється за допомогою взаємодії свердловинних зарядів. Це враховує суперпозицію вибухових хвиль, що розходяться від різних рядів свердловин і відбиваються від поверхонь уступів. Крім того, розроблений автором метод відрізняється від традиційних тим, що укоси вибухових блоків формуються не похилими – а вертикальними. Застосування вертикальних (субвертикальних) укосів спонукало автора провести також дослідження можливих геомеханічних ризиків розробленого рішення, що було виконано графоаналітичним методом.

Мета. Основною метою дослідження є визначення геомеханічних факторів, що впливають на стійкість породних уступів з вертикальними укосами. Присвячене воно вирішенню актуального питання зниження питомої витрати вибухових речовин на руйнування гірських порід шляхом зміни порядку виконання вибухових робіт. Це враховує напружено-деформований стан гірського масиву при руйнуванні його в умовах симетричного підривання.

Методами дослідження є аналіз геологічних даних по залізрудних родовищ Кривбасу, проектної документації, даних виробничої діяльності гірничих підприємств і кар'єрів, наукових публікацій, їх подальший аналіз і обґрунтування розроблених положень.

Досліджено особливості формування та зміни стану вертикальних укосів на блоках гірських порід для реалізації симетричної дії вибуху. Для теорії і практики вибухових робіт важливо знати особливості формування і взаємодії силових полів при підриванні вибухових свердловин в умовах авторського методу. Вибираючи величину вибухового імпульсу в кожному зі взаємодіючих зарядів вибухових речовин, можна регулювати процес руйнування масиву в залежності від конкретних гірничо-геологічних умов БВР. Ця технологія є можливою тільки при формуванні стійких вертикальних укосів уступів.

Оригінальність полягає в тому, щоб визначити комплексний підхід до вирішення зазначеної проблеми і ряду технічних рішень.

Практичне значення. Подальший розвиток й упровадження результатів досліджень забезпечить значне зниження собівартості залізородних продуктів за рахунок підвищення ефективності бурових і вибухових робіт в кар'єрі.

Висновки. За певних геологічних та геомеханічних умов раціональним є виконання вибухових робіт за допомогою взаємодіючих свердловинних зарядів різної потужності і в той же час першим ініціювати заряд меншої потужності, як це запропоновано в методах буропідривних робіт, розроблених авторами.

Ключові слова: породні блоки, вибухове руйнування, кар'єр, поверхня уступу, вибухові роботи, симетричне підривання.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-70-75

Постановка проблеми. Традиційні методи ведення вибухових робіт в кар'єрах об'єднує те, що уступ гірських порід найбільш нерівномірно руйнується в зоні, прилеглої до укосу, в результаті чого утворюється гірнична маса з найбільш неоднорідною кускуватістю [1-3]. Винятково складний напружено-деформований стан породного масиву в цій частині при взаємодії свердловинних зарядів, що підриваються в першому і другому рядах, є однією з головних причин неконтрольованого виходу негабаритної фракції при виконанні вибухових робіт, що негативно позначається на техніко-економічних показниках всього гірничодобувного виробництва, тому пошук шляхів вирішення даного завдання є вельми актуальним [2-5], так як у свою чергу сприяє вирішенню проблеми підвищення ефективності буропідривних робіт.

Як показує аналіз останніх досліджень з теорії вибухового руйнування кристалічних масивів і практики БВР, одним з найменш досліджених теоретично і невіршених практично питань є нерівномірний вплив на формування вибухом навантаження крайової частини уступу, оптимізувати що є можливим при цілеспрямованому використанні ефектів розвитку динамічної зони руйнування, створюваної силовими полями взаємодіючих зарядів ВР приконтурних рядів [4-7]. У зв'язку з цим в дослідження закладалася ідея можливості цільового використання динамічних ефектів, що проявляються при взаємодії свердловинних зарядів, для вирішення чого задачі досліджень формулювалися згідно з нею, а саме: заряди першого ряду свердловин ініціюються після підривання зарядів другого, утворюючи завдяки сприятливій суперпозиції вибухових хвиль більш оптимальну динамічну зону відповідно до конкретних умов. Крім того, розроблений автором метод відрізняється від традиційних тим, що укоси вибухових блоків формують не похилими, а вертикальними.

Викладення матеріалу досліджень. Застосування вертикальних (субвертикальних) укосів уступів змусило автора виконати також дослідження можливих геомеханічних ризиків розробленого рішення, що було виконано графоаналітичним методом.

Насамперед виконувався аналіз залежності стійкості укосу уступу від просторової орієнтації системної тріщинуватості та шаруватості породного масиву.

Як відомо [8-11], стійкість укосів уступів та бортів кар'єрів, складених скельними породами, визначається силами молекулярного зчеплення і кутом внутрішнього тертя у моноліті та по поверхнях ослаблення (тріщини, контакти шарів гірських порід з різними фізико-механічними властивостями). Основним фактором, який впливає на стійкість укосів, є структурне порушення законтурного масиву, так як тріщинуватість є невід'ємною властивістю скельних порід.

Відомо, що іноді при стійкому стані всього борта кар'єру спостерігаються деформації окремих уступів. Локальні їх обвалення спостерігаються у вигляді плоского сковзання поверхнями ослаблення природного походження: тріщини, контакти шарів порід, тектонічні порушення. Розміри цих порушень часто є сумірними з висотами уступів, тому за певних умов є небезпечними.

Вивчення інтенсивності складчастості та тріщинуватості породного масиву дозволяє визначити коефіцієнт структурного ослаблення λ , який знижує опір масиву на зріз у порівнянні з опором у зразку. Від вибору значення коефіцієнта структурного ослаблення міцно-

сті масиву залежить кінцевий результат визначення кутів укосів уступів і бортів кар'єру при проектуванні, а також достовірність оцінки ступеня їхньої стійкості.

За даними натурних випробувань Г.Л. Фісенка [12], встановлено емпіричну залежність $C_m = C(1 + \lambda \ln H/l_i)^{-1}$, де C і C_m – молекулярне зчеплення гірської породи у зразках і масиві відповідно; λ – коефіцієнт структурного ослаблення, який залежить від характеристики тріщинуватості; H/l_i – відношення висоти товщі порід до середніх розмірів елементарних структурних блоків.

Для оцінки ступеня стійкості укосів породних оголень враховують: щільність гірських порід γ , кг/м³; кут внутрішнього тертя ρ , градус; коефіцієнт молекулярного зчеплення порід C , Па (табл. 1). Нами використовувались усереднені значення міцнісних властивостей з урахуванням коефіцієнта структурного ослаблення для показників зчеплення і пористості та водопоглинення – для щільності відповідних порід.

Таблиця 1

Розрахункові фізико-механічні властивості гірських порід кар'єру «Північний»

Породи	Стратиграфічний індекс	Фізико-механічні властивості			Природна вологість, %	Пористість, %	λ , відносл. од.
		γ , кг/м ³	ρ°	C_m , МПа			
Кварцити гідрогематит-мартитові	sx ^{4f}	3360	30-31	0,362	0,06	3,3	3
Сланці серицит-хлоритові	sx ^{4s}	2810	29-30	0,378	0,05	3,9	2
Сланці тальк-карбонатні, тальк-хлоритові	sk ₃	2840	45-47	0,06	0,04	3,73	3
Сланці кварц-філітові	sk ₂	2850	23-25	0,013	0,02	2,68	4
Пісковики аркозові	sk ₁	2660	30-32	0,0331	0,02	2,95	2

Для оцінки стійкості субвертикального укосу розглянуто основні можливі випадки падіння шаруватості порід відносно горизонту (рис. 1).

Графоаналітичні дослідження можливості застосування субвертикальних укосів породних уступів для умов кар'єру Північний ВАТ Укрмеханобр проведено з урахуванням рекомендацій [8-12]. Так, при визначенні максимальної висоти укосу, згідно [12] використано схеми I і II.

Схему I рекомендовано до застосування для розрахунку висоти вертикального укосу з відносно сприятливими умовами залягання поверхонь ослаблення: падіння – в масив, вертикальне і горизонтальне залягання, падіння – в бік виробленого простору при $\beta < \rho$. (ситуації а, б, в і г на рис. 1).

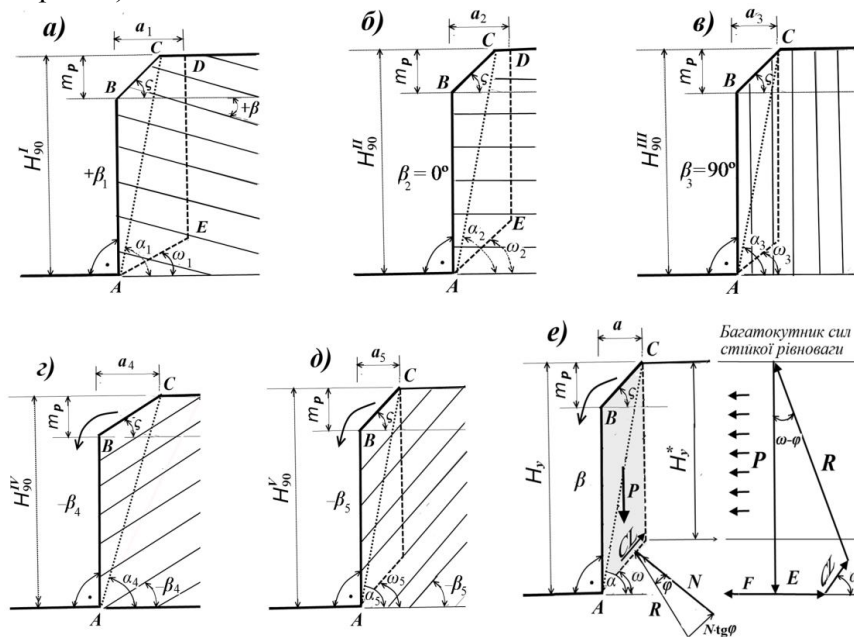


Рис. 1. Розрахункові схеми стійкості укосів відповідно просторової орієнтації шаруватості порід: а – падіння в бік масиву; б – горизонтальне; в – вертикальне; г – пологіше падіння в бік виробленого простору; д – круте падіння в бік виробленого простору. а – товщина потенційної призми сповзання; m_p – товщина шару породи, порушеного підірванням верхнього уступу ($m_p \approx l_{перевороту}$); α – результуючий кут укосу; ω – кут сповзання; β – кут падіння шарів (тріщин) породи

Розрахунок максимальної висоти вертикального укусу за схемою I здійснюється за формулою

$$H_b = \frac{2 \cdot k_n}{\gamma} \cdot \operatorname{tg} \omega_n \cdot \left(1 + \sqrt{\frac{\sigma_{\rho n}}{k_n} \cdot \operatorname{tg} \omega_n} \right),$$

де k_n – розрахункове зчеплення т/м²; γ – питома маса, Н; $\omega_n = (45 + \rho_n/2)$; $\sigma_{\rho n} = 2 k_n \operatorname{ctg}(45 - \rho_n/2)$.

Схему II рекомендовано до застосування для розрахунку висоти вертикального укусу з несприятливими умовами залягання поверхонь ослаблення: падіння – в бік виробленого простору при $\beta > \rho$. (Ситуації δ на рис. 1). Розрахунок максимальної висоти вертикального укусу за схемою II проводиться за формулами

$$H'_b = h'_n + \sqrt{\frac{2\sigma_{\rho n} \cdot h'_n}{\gamma} \cdot \operatorname{tg} \beta \cdot \operatorname{ctg}(\beta - \rho'_n)}, \quad h'_n = \frac{k'_n \cos \rho'_n}{\gamma \cdot \cos \beta \cdot \sin(\beta - \rho'_n)}$$

Результати розрахунків максимальної висоти вертикального укусу для основних гірських порід, що складають масив бортів кар'єру Північний ВАТ «Укрмеханобр», за схемою I (сприятливі умови просторового положення поверхонь ослаблення) наведено в таблиці 2 для базового КЗС = 1,30, тобто для укусів неробочого борту, яким до 10 років, і для укусів неробочого борту, яким вже понад 10 років.

Таблиця 2

Максимально допустима висота вертикального укусу в гірських породах

КЗС	Щільність гірських порід γ , Н	Кут внутрішнього тертя ρ , градус	Коефіцієнт молекулярного зчеплення порід C , Па	Розрахунковий питомий опір відриву порід $\sigma_{\rho n}$, т/м ² .	w_n	H_b , м
в кварцитах гідрогематит-мартитових, КЗС = 1,30						
1,30	33600	30	362000	842647	1	79
в сланцях серицит-хлоритових, КЗС = 1,30						
1,30	28100	29	378000	867180	1	96
в сланцях тальк-карбонатних, тальк-хлоритових, КЗС = 1,30						
1,30	28400	45	60000	175878	1	23
в сланцях кварц-філітових, КЗС = 1,30						
1,30	28500	23	13000	27373	1	3
в пісковиках аркозових, КЗС = 1,30						
1,30	26600	30	33100	77049	1	9
в кварцитах гідрогематит-мартитових, КЗС = 2,00						
2,00	33600	30	362000	842647	1	40
в сланцях серицит-хлоритових, КЗС = 2,00						
2,00	28100	29	378000	867180	1	49
в сланцях тальк-карбонатних, тальк-хлоритових, КЗС = 2,00						
2,00	28400	45	60000	175878	1	10
в сланцях кварц-філітових, КЗС = 2,00						
2,00	28500	23	13000	27373	1	2
в пісковиках аркозових, КЗС = 2,00						
2,00	26600	30	33100	77049	1	5

Розрахунки для несприятливих умов з падінням поверхонь ослаблення убик виробленого простору виконано за допомогою імітаційного моделювання, на підставі чого отримано аналітичні залежності максимальної висоти вертикального укусу від кута падіння поверхонь ослаблення. Результати розрахунків представлено в таблицях 2, 3, графіки отриманих кривих – на рис. 2-6.

Залежність максимально допустимої висоти вертикального укусу та КЗС від характеристик порід

№№ графіків	КЗС	γ , Н	ρ , град.	C , Па	σ_{pn} , т/м ² .	h_n	β , град.	H_b
1	2	3	4	5	6	7	8	9
в кварцитах гідрогематит-мартигових								
1	1,30	33600	30	36200	84265	3÷48	31÷87	8÷44
в сланцях серицит-хлоритових								
2	1,30	28100	29	37800	86718	3÷30	30÷87	10÷79
в сланцях тальк-карбонатних, тальк-хлоритових								
3	1,30	28400	45	6000	17588	1÷9	46÷89	2÷31
в сланцях кварц-філітових								
4	1,30	28500	23	6500	13686	0÷10	24÷89	1÷24
в пісковиках аркозових								
5	1,30	26600	30	6620	15410	1-11	31-89	2-29
в кварцитах гідрогематит-мартигових								
6	2,00	33600	30	36200	84265	1-16	31-87	4-35
в сланцях серицито-хлоритових								
7	2,00	28100	29	37800	86718	2-19	30-87	5-43
в сланцях тальк-карбонатних, тальк-хлоритових								
8	2,00	28400	45	6000	17588	0-6	46-89	1-16
в сланцях кварц-філітових								
9	2,00	28500	23	6500	13686	0-7	24-89	1-13
в пісковиках аркозових								
10	2,00	26600	30	6620	15410	0-7	31-89	1-16



Рис. 2. Графіки № 1 і № 6
(в кварцитах гідрогематит-мартигових)



Рис. 3. Графіки № 2 і № 7
(в сланцях серицит-хлоритових)

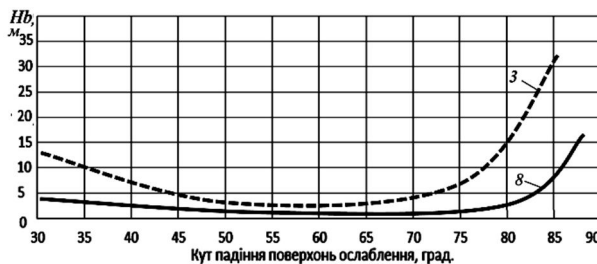


Рис. 4. Графіки № 3 і № 8
(в сланцях тальк-карбонатних, тальк-хлоритових)



Рис. 5. Графіки № 4 і № 9 (в сланцях кварц-філітових)

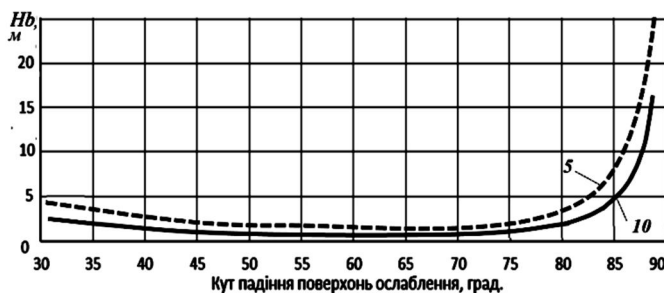


Рис. 6. Графіки № 5 і № 10 (в пісковиках аркозових)

Висновки:

1. Аналізом наукових досліджень виявлено, що головним фактором дроблення скельних гірських порід для умов застосування існуючих промислових ВР, як правило, є пружні хвилі. В той же час, при застосуванні розробленої автором технології підривання породних масивів з диференційованим їх енергонасичен-

ням взаємодіючими комбінованими різнотипними свердловинними зарядами виключно важливого значення набуває кут нахилу укосу уступу.

2. В кристалічних породах з вираженою системною тріщинуватістю при проектуванні БВР необхідно враховувати акустичну анізотропію середовища, що забезпечує додаткові можливості регулювання гранулометричного складу підірваної гірничої маси й більш раціонального і повного використання енергії ВР.

3. Виконані експериментальні дослідження швидкості й поведінки вибухових пружних хвиль в гірських породах кар'єру «Північний» ГЗК «Укрмеханобр», а також широкі лабораторні дослідження властивостей гірських порід в межах їх міцності $f=6-14$, підтвердили робочу гіпотезу про значимість хвильової частки в загальному виділенні енергії вибуху, а відтак і можливість й ефективність створення умов для симетричної дії вибуху за умови формування вертикальних укосів уступів.

4. На основі теоретичних досліджень уперше запропоновано новий порядок вибухового навантаження породного блоку, з випереджаючим послідовним підірванням зарядів ВР у парних (рахуючи від укосу) рядах, чим створюється відбиваюча хвиля щілина – майбутній вертикальний укіс уступу, й знеміцнюється прилеглий масив, з наступним підірванням через уповільнення зарядів рихлення в непарних рядах у бік укосу уступу.

5. Розрахунки для різних умов падіння поверхонь ослаблень порід щодо виробленого простору виконано за допомогою імітаційного моделювання, на підставі чого отримано аналітичні залежності максимальної висоти вертикального укосу та коефіцієнта запасу стійкості (КЗС) від кута падіння поверхонь ослаблення.

Список літератури

1. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. - М.: Недра, 1983. - 344 с.
2. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. - М.: Горная книга, 2009. - 471 с.
3. Перегудов В.В., Жуков С.А. Пути повышения качества взрывных работ при разрушении горных пород сложной структуры. Монография. - Кривой Рог: Издательский дом, ISBN 966-7388-47-6. 2002. - 305 с.
4. <http://industry-portal24.ru/razrushenie/2738-udarno-volnovaya-teoriya-vzryvnogo-razrusheniya.html>
5. Бротанек И., Вода Й. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. - М.: Недра, 1993. - 144 с.
6. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. - Київ: МПТУ. -2008.- 702с.
7. Открытые горные работы: Спр. / К.Н.Трубецкой, М.Г. Потапов, Н.Н. Мельников и др. - М.: Горное бюро, 1994. - 590 с.
8. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. - М.: Издательство МГТУ, 2003. - 473с.
9. Попов В.Н., Байков Б.Н. Технология отстройки бортов карьеров. - М., Недра, 1991. - 250 с.
10. Зотеев В.Г. Основные проблемы формирования предельных контуров карьеров в скальных породах: Сб. науч. тр. - Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1987.- №83.- С. 8-15.
11. Комп'ютерна програма для оцінки і розрахунку стійкості укосів бортів кар'єрів і ярусів відвалів «KUSTO»: Свідцтво про реєстрацію авторського права на твір. МСП 03680 / В.О. Півень, Д.М. Шпирок, О.В. Романенко, Є.Я. Бехлер, С.О. Несмашний, О.В. Максимов, Г.І. Ткаченко. - № 18720; Заявл. 03.10.06; Зареєстр. 22.11.06.
12. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. 2-е изд. перераб. и доп. - М.: Недра, 1965. - 378 с.

Рукопис подано до редакції 20.04.2018

УДК 622.14

П.И. ФЕДОРЕНКО, д-р техн. наук, проф., А.В. ПЕРЕМЕТЧИК, канд. техн. наук, доц.,
Т.А. ПОДОЙНИЦЫНА, ст. преп., Криворожский национальный университет

ИНФОРМАЦИОННО-СТАТИСТИЧЕСКИЙ И ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РАЗМЕЩЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цель. В статье рассматривается вопрос о применимости статистической теории информации для задач геометризации месторождений. Целью работы является описание закономерности размещения важнейших качественных показателей в пространстве с тем, чтобы спрогнозировать их изменение в процессе развития горных работ. Важнейшим аспектом геометризации является горно-геометрическое прогнозирование качественных показателей и решение заданных перспективного и текущего планирования для максимально эффективной работы горнодобывающего предприятия в режиме усреднения качества руды и рационального освоения месторождения.

Методы исследования. Данные исследования базируются на концепции проф. П.К.Соболевского о геометри-

Здесь $f(x, p)$ – закономерная составляющая пространственно-факторного поля. Случайная составляющая $\varphi_I(x, p)$ оценивает дисперсию модели. Оператор F определяет вид взаимодействия f и φ .

В основу анализа свойств отдельных полей и их систем положен горно-геометрический анализ, математические действия с топофункциями и кибернетические исследования.

Постановка задачи. Информационный подход к определению геологического строения для задачи разведанности может быть представлен структурной формулой вида

$$V_j = \rho_j J_j, \quad (2)$$

где V_j – изменчивость j -го фактора; J_j – информативность j -го фактора;

$$J_i = \sum_{q=1}^{q=n} P_q \log_2 P_q, \quad (3)$$

где P_q – интегральные частоты сгруппированных данных j -го фактора; q – количество интервалов группирования, ρ_j – коэффициент изменчивости j -го фактора;

$$\rho_j = \frac{\sigma}{x} \times 100\%, \quad (4)$$

где σ – среднеквадратическое отклонение, ρ_i – коэффициент изменчивости j -го фактора;

$$\sigma = \sqrt{\frac{(x_i - \bar{x})^2}{n}}, \quad (5)$$

где \bar{x} – среднее значение фактора в ячейке.

Интегральный показатель изменчивости V по совокупности факторов определяется для геологоразведочной ячейки

$$V_j = \sum_{j=1}^{j=k} V_i = \sum_{j=1}^{j=k} \rho_j J_j, \quad (6)$$

где k – количество геологических факторов.

Модель изменчивости выражается топофункцией вида

$$V = f(x, y, z). \quad (7)$$

Данная топофункция имеет скалярный вид, производится ее дифференцирование и она приводится к векторно-топографической поверхности

$$q_v = \frac{\Delta P}{\Delta l}, \quad (8)$$

где ΔP – сечение изолиний; Δl – расстояние между соседними профилями по направлению градиента.

Изложение материала и результаты. Для дифференцирования изменчивости в точках, расположенных на плане по определенной сети, подсчитываются значения главных градиентов и по ним проводят изоградиенты, которые являются производными данной поверхности. Изоградиентные поверхности строятся по разнице фиксированного времени и позволяют находить любые значения в этом интервале и делать графическое прогнозирование на определенном отрезке времени и решать задачи, связанные с прогнозом образования запасов полезных ископаемых.

Геостатистический анализ показателей производится с целью установления зависимостей между: параметрами разведочной сети и изменчивостью; параметрами разведочной сети и погрешностью определения полезной мощности; параметрами разведочной сети, изменчивостью и погрешностью определения полезной мощности месторождения, т.е. построение номограмм.

Построение горно-геометрических планов значимых показателей производится непосредственным способом (традиционными методами).

При необходимости вычисляются коэффициенты изменчивости показателей и оценивается точность построения планов. Если точность модели соответствует предъявляемым требованиям, то на планах изолиний изображается их информативность и определяется коэффициент ρ . Далее по формуле (2) вычисляется сложность каждого значимого показателя.

Общая модель изменчивости строится по формуле (6), также традиционным способом.

Далее устанавливается зависимость между параметрами сети (β) и погрешностью определения мощности полезной толщи путем сравнения количества запасов, получаемых при разрезанных сетях и количеством запасов, подсчитанных по данным отработки.

Эта погрешность определяется как среднеквадратическое отклонение поверхностей изомощностей, построенных при экспериментальных параметрах разведочных сетей, от «истинной» поверхности, построенной по данным отработки по формуле

$$m_{n.m.} = \pm \sqrt{\frac{\sum \Delta^2}{n}}, \quad (9)$$

где $\sum \Delta^2$ – сумма квадратов отклонений значений от «истинной» поверхности; n – количество точек, в которых определены отклонения.

Связь между изменчивостью и погрешностью определения запасов производится путем сравнения количества запасов, полученных при разреженных сетях (100×300, 150×450, 200×600, 250×750) и количеством запасов, подсчитанных по данным отработки.

Прогнозирование запасов полезных ископаемых основано на построении векторно-градиентных полей мощностей полезной толщи на время определения запасов, время отработки запасов и время накопления запасов. Этот процесс позволит установить закономерности накопления запасов и тем самым управлять ими при разведке и разработке месторождений.

Эти исходные положения по дифференцированию полей, определению градиента поля, известные в общей строгой математической теории поля, позволяют с новых позиций подойти к построению геометрического образа изменчивости строения месторождения и решать задачи разведки и разработки.

Анализ исследований и публикаций. В качестве примера приведем методику управления качеством отгружаемых руд на обогатительные фабрики ОАО «ЮГОК». Она включает в себя следующие, приведенные ниже основные виды работ и организационно-технические мероприятия.

1. Получение исходных данных по качеству руд: опробование взорванной горной массы и забоев карьера для текущего планирования. Годовой объем опробования 400-500 проб. Этому виду опробования предшествует выделение, привязка (оконтуривание) и документация технологических разновидностей руд по всему фронту работ экскаваторов. Этот вид работ выполняет геологическая служба рудника; опробование сливов классификаторов. Отбор проб по секциям выполняет через 2 часа ОТК комбината. Периодическое контрольное опробование сливов классификаторов геологическими службами рудника и управления комбината.

2. Планирование качественных показателей: составление годовых программ развития горных работ с учетом обеспечения фабрик рудой планового качества, а также усреднения руд по технологическим типам, обоснованное математической статистикой. Выполняет технический отдел комбината, рудника, геологическая и маркшейдерская службы; планирование объемов и качества добываемой руды на месяц согласно годовой программы. Этот вид работ выполняет технический отдел, геологическая и маркшейдерская службы рудника; составление недельно-суточных графиков работы экскаваторов по данным эксплуатационной разведки и опробования взорванной массы. Поскольку фактическое суточное и сменной продвижение экскаваторов расходится с плановым, составляются также сменные заявки, которые корректируют недельно-суточный график на основе положения экскаваторов и качественной характеристики их забоев на начало каждой смены. Выполняют производственный и геологический отделы рудника.

3. Анализ выполнения качественных показателей, подразделяющиеся на: ежемесячные и ежеквартальные анализы работы предприятия на совещаниях при генеральном директоре (главном инженере) комбината; анализ выполнения плановых показателей добычи руды на ежедневных освещениях проводимых главным инженером (директором) комбината.

4. Оперативный контроль качества отгружаемой руды, состоящий из: контроля выполнения недельно-суточных графиков подачи руды на фабрики. Этот вид работ осуществляет производственный отдел и геологическая служба комбината; контрольного опробования фабрик и забоев карьера, выполняющегося совместно геологической службой и ОТК комбината; контроля работы экскаваторов в сложных забоях (геологическая служба рудника).

Постановка задачи. Видно, что основой для полноценного управления качеством руды, отгружаемой на РОФ, для рационального освоения месторождения, является знание характера размещения качественных показателей месторождения. Эксплуатационная разведка ведется только на основе опробования взорванной массы, и, следовательно, не способна уточнить данные детальной разведки с целью выявления характера размещения качественных показателей

на еще не обработанных участках. Все это требует использования специальной методики прогнозирования.

Изложение материала и результаты. Предложенный по результатам исследований горно-геометрический метод прогнозирования качественных показателей железорудных месторождений был проведен с последующим его использованием на карьере ОАО «ЮГОК».

Эксперимент проводился в пределах осей 80 – 108 по простиранию и 89 – 109 в крест простирания горизонтов – 165 – 180 м, – 180 – 195 м и – 195 – 210 м, что соответствует геологическому участку 1. Геологический участок 1 расположен в северо-восточной части месторождения, его южной границей является зона окисления пород. В структурном отношении он представляет собой восточное крыло синклинали структуры залежи. 1-й участок ограничен с востока Тарапаковским разломом, а западная его граница совпадает с границей месторождения.

Участок характеризуется выдержанным залеганием пород, слабым развитием складчатых нарушений. Породы падают в северо-северо-восточном направлении под углом 10-30°, т.е. согласно с общим погружением структуры месторождения.

В южной части участка, т.е. при переходе кварцитов четвертого железистого горизонта в сланцы четвертого сланцевого горизонта проявляется ряд открытых складок, размеры и положение кою отчетливо проявляется на карте месторождения чередующихся выходов сланцев (антиклинали) и кварцитов (синклинали).

Исходная геологическая информация была получена с погоризонтных планов горных работ масштаба 1:1000. Эксплуатационная разведка велась по опробованию взорванной массы. При этом использовались участки опробования неправильной формы и различных размеров. Размеры участков в поперечнике колебались от 20 до 50 метров. В качестве аргументов используемых для прогнозирования были взяты содержания железа общего и железа, связанного с магнетитом по скважинам детальной разведки, а также плано-высотные координаты центров участков опробования. Скважины детальной разведки также пробурены по нерегулярной сети опробования. Межскважинные расстояния составляют от 50 до 200 метров. С помощью крайгинга были построены изолинии содержаний $Fe_{общ}$ и Fe_{mt} в межскважинном пространстве. Также в центре каждого участка опробования по взорванной массе было определено значение $Fe_{общ}$ и Fe_{mt} , исходя из имеющейся электронной модели изолиний. Все полученные значения были сведены в электронные таблицы, что стало основой для построения прогнозной функции. При этом на каждом этапе построения прогнозной функции степень доверия вычисленным по ней результатам была пропорциональна обратному расстоянию от центра участка опробования по взорванной массе до ближайшей скважины детальной разведки, так как чем больше это расстояние, тем больше ошибка интерполирования. Таким образом, результаты построения функции, имеющие большую точность, имели больший приоритет при оценивании качества построенной прогнозной функции.

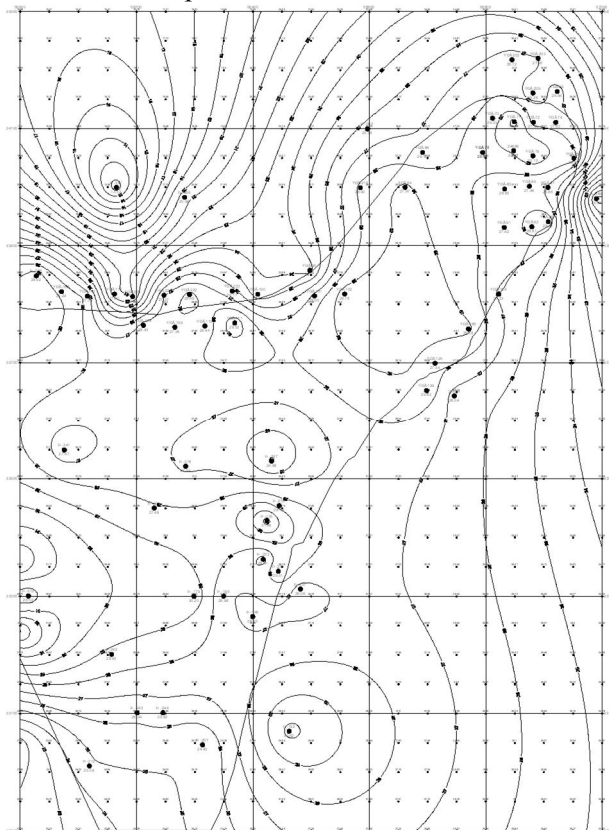


Рис. 1. План изолиний прогнозного содержания магнетитового железа гор. – 180 – 195 м карьера ЮГОКа

На базовой совокупности исходных данных были определены зависимости содержания Fe_{mt} во взорванной массе от содержаний $Fe_{общ}$ и Fe_{mt} , определенных по скважинам детальной разведки, и от плано-высотных координат точек. Затем были получены уравнения прогнозных функций.

Как видно из найденных зависимостей, имеет место зависимость соде-

ржания железа, связанного с магнетитом во взорванной массе от содержания железа, связанного с магнетитом по данным опробования скважин детальной разведки, так как из всех аргументов значимые числовые коэффициенты были определены только для этой величины. Наличие двух функциональных зависимостей говорит о том, что в процессе вычислений на рассмотренном участке были выделены два типа руд, имеющих различные свойства.

Были произведены нахождение и группировка участков, соответствующих по своим свойствам этим зависимостям на моделируемой совокупности данных. При этом данные содержаний по скважинам детальной разведки были проинтерполированы на узлы квадратной сетки 50×50 метров. Интерполирование производилось по процедуре крайгинга. В узлах квадратной сетки были найдены прогнозные значения содержаний железа, связанного с магнетитом во взорванной массе. По процедуре крайгинга эти значения были проинтерполированы, что явилось основой для перспективного планирования. На основе интерполирования были построены планы изолиний прогнозного содержания магнетитового железа в масштабе 1:2000. Высота сечения была принята исходя из масштаба плана, сложности гипсометрии, изменчивости показателя, требований технологии и составила 0,5% содержания. Получение прогнозных данных для текущего планирования производилось методом уточнения полученной электронной модели согласно данным эксплуатационной разведки в точках, пространственное положение которых определялось, исходя из производственных нужд, и имело нерегулярный характер.

Относительная погрешность прогноза значения содержаний железа, связанного с магнетитом во взорванной массе по разработанному способу для нужд перспективного планирования не превышает 6,8 %.

Положительные результаты прогноза на рассмотренном участке послужили основой для использования разработанных методов на других участках карьера ОАО «ЮГОК».

Технико-экономической оценкой установлено, что, в результате повышения точности прогнозов, необходимых для перспективного и текущего планирования, коэффициент потерь руды на рассматриваемых участках месторождения в среднем снизился на 0,03%. Также коэффициент засорения руды в среднем снизился на 0,03.

Выводы и направление дальнейших исследований. На основании разработанных теоретических принципов многомерной геометризации доказана возможность улучшения эффективности прогнозирования качественных показателей железорудных месторождений, и рационализации их освоения. Высокая эффективность прогнозирования может быть обеспечена использованием в качестве модели месторождения многомерного случайного геохимического поля, математически реализованной с помощью многомерного эвристического алгоритма прогнозирования.

Список литературы

1. Букринский В.А. Геометрия недр: Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985.
2. Гудков В.М. Сравнение распределения пространственных переменных. // Маркшейдерский вестник, 1997. – № 1. – С. 8-11.
3. Давид М. Геоэкономические методы при оценке запасов руд. – Л.: Недра, 1980.
4. Де Гроот М. Оптимальные статистические решения. – М.: – 1974. – 481 с.
5. Девис Дж. С. Статистический анализ данных в геологии. Книга 1. – М.: Недра. – 1990. – 246 с.
6. Калинин В.М. Многомерная геометризация форм и качественных свойств месторождений // Маркшейдерское дело и геодезия. Межвузовский сборник. – 1979. – вып. 6. – с. 99-105.
7. Крамбейн У., Грейбилл Ф. Статистические модели в геологии. – М.: Мир. – 1969. – 400 с.
8. Крамбейн У., Кауфман М., Мак-Кеммон Р. Модели геологических процессов – М.: Мир. – 1973. – 150 с.
9. Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. – М.: Мир, 1982.
10. Миллер Р.Л., Кан Дж. С. Статистический анализ в геологических науках. – М.: Мир. – 1965. – 482 с.
11. Низгурецкий З.Д. К приложению теории нестационарных случайных функций для оценки результатов геометризации месторождений. – Л.: изд. ВНИМИ. – 1974. – Сб. № 93. – С. 99–113.
12. Низгурецкий З.Д. Использование элементов теории случайных функций для оценки точности определения содержания полезного компонента и мощности залежи при геометризации. – Тр. ВНИМИ. – Т. 40. – 1963. – С. 292-311.
13. Переметчик А.В. Разработка эвристического алгоритма прогнозирования геологических показателей месторождений полезных ископаемых // Разработка рудных месторождений: Респ. межвед. науч.-техн. сб. – Кривой Рог: КТУ. – 2004. – Вып. 85 – С. 194 – 200.
14. Krige D.G. A review of development of geostatistics in South Africa // In: Advanced Geostatistics in the Mining Industry. Reidel, Dordrecht, Netherlands. 1976. P. 279-294.
15. Marechal A., Serra J. Random kriging // In: D.F. Merriam (Editor), Geostatistics. A Colloquium. Plenum Press, New York. 1970. P. 91-112.
16. Matheron G. Kriging or polynomial interpolation procedures. – CIMM Trans., 70. 1967. P. 240-244.
17. Matheron G. The intrinsic random functions and their applications. – Adv. Appl. Prob., 5. 1973. P. 439-468.

Рукопись поступила в редакцию 11.04.2018

УДК 622.235.22:622.272 (477.63)

Д. В. БРОВКО, В. В. ХВОРОСТ, кандидати техн. наук, доценти, С. С. СЕРГЄЄВ, асист., А. М. ПРИЛЕПСЬКИЙ, магістрант, Криворізький національний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ЕМУЛЬСІЙНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН В ПІДЗЕМНИХ УМОВАХ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ

Мета. Мета даної роботи полягає в проведенні аналізу відбійки гірської породи за допомоги емульсійної вибухової речовини в підземних умовах Криворізького залізорудного басейну в порівнянні з традиційними тратіломісткими вибуховими речовинами. Провести теоретичне обґрунтування доцільності та практичної необхідності переходу на економічні, безпечні і екологічно надійні безтритилові вибухові речовини.

Методи дослідження. Розглянуто аналітичне дослідження ефективності використання емульсійних вибухових речовин для відбійки гірської породи, де виконується обґрунтування його застосування при проведенні гірничопрохідницьких робіт.

Наукова новизна. Вперше виконано теоретичне, практичне і економічне обґрунтування доцільності переходу від тратіломісткими до емульсійних вибуховими речовинами.

Практична значимість. Завдання складається в знаходженні оптимальних рішень щодо вдосконаленню параметрів буровибухових робіт при проходці горизонтальних виробок для діючих шахт Криворізького басейну, що дозволяють досягнути ряду позитивних змін, які можуть привести до збільшення швидкості проходки, зменшення шкідливих викидів газів, а також до зниження витрат на БВР.

Результати. Визначено, що застосування емульсійної вибухової речовини у якості основного заряду може позитивно позначатися на витратах вибухової речовини шляхом їх зменшення. Встановлено, що емульсійні вибухові речовини мають меншу кількість виділених шкідливих газів, ніж тритилові вибухові речовини після вибуху, це дозволяє скоротити швидкість провітрювання вибою. Подальше вивчення та застосування в шахтах емульсійної вибухової речовини дає можливість використовувати ефективну розробку породного масиву. Завдяки удосконаленню критеріїв відпрацювання гірських порід виникає можливість доцільно адаптувати даний спосіб до підземних умов на діючих шахтах Криворізького басейну

Ключові слова: вибухові речовини, горизонтальна виробка, буровибухові роботи.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-81-85

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Однією з істотних проблем шахт Криворізького залізорудного басейну є значне відставання в термінах підготовки і здачі в експлуатацію нових горизонтів. Це обумовлено не тільки об'єктивними причинами загальноекономічного характеру, але і неадаптованою організацією буровибухових робіт.

Збільшення глибини ведення гірничих робіт супроводжується погіршенням геологічних і гірничотехнічних умов. Все це вимагає вирішення завдань щодо забезпечення якнайшвидшого введення в дію нових горизонтів, підвищенню ефективності капітальних вкладень, зниження вартості спорудження підземних об'єктів і раціонального використання будівельних матеріалів на основі вдосконалення інженерних методів розрахунку й створення високоекономічних проєктів, які відповідають сучасним вимогам науково-технічного прогресу.

На сьогоднішній день будівництво горизонтальних гірничих виробок на шахтах Кривбасу проводиться з використанням буровибухових робіт. При будівництві підземних споруд різного призначення в скельних породах буровибуховий метод продовжує залишатися найбільш ефективним і економічним способом руйнування масиву. Різноманітність галузей, де застосовуються вибухові роботи, передбачає використання великої кількості різних за властивостями і умовами використання вибухових речовин (ВР) та засобів ініціювання (ЗІ).

На шахтах Криворізького басейну переважно при проходці горизонтальних підземних споруд використовують тритилові вибухові речовини (ТВВ). В якості основного заряду комплексу шпурів, як правило застосовують Грамоніт 79/21 в поєднанні з патроном бойовиком амоніт №6ЖВ. Традиційний метод хоч і довів свою ефективність при проходці виробок, однак має ряд недоліків таких як: низький коефіцієнт використання шпурів (КВШ); погану якість дроблення та оконтурювання виробки; низьку водостійкість і велику кількість виділення шкідливих газів.

Розглянуті недоліки стали підставою формування переходу гірничорудних підприємств на застосування емульсійних вибухових речовин, які за екологічними, економічним і практичними показниками мають перевагу перед ТВВ. Досвід гірничовидобувних підприємств показує, що застосування безтритилових ВР є безальтернативним напрямом, що дозволяє здешевити витра-

ти на вибухову відбійку гірської породи і значно знизити шкідливий вплив вибухових робіт на оточуюче середовище [1].

З огляду на вище зазначене пропонується використовувати емульсійну вибухову речовину (ЕВР), а саме «Україніт-ПП-2». ЕВР є рідкою двокомпонентною сумішшю емульсійної композиції (ЕК) і газогенеруючої добавки (ГГД) ГГД є найважливішим компонентом ЕВР, оскільки від їх ефективності і насиченості залежить стабільність і продуктивність складу емульсії. Стандартна компоновка заряду шпуру до 2,5 м виглядає так: 99,0% ЕК + 1,0% ГГД в результаті отримуємо високу ступінь дроблення гірської маси з повною відсутністю негабаритів та КВШ до 0,95 [2].

Аналіз досліджень і публікацій. У кінці 2008 р. силами українських підприємств, що входять до групи компаній, пов'язаних з виробництвом ЕВР «Україніт», було розпочато експериментальні роботи по створенню унікальних рецептур компонентів ЕВР для підземного застосування та дослідно-конструкторські роботи по розробці комплексів обладнання для механізованого приготування та заряджання шпурів і свердловин при проходці гірничих виробок і видобутку руд [0].

В якості базових підприємств-споживачів дослідно-експериментальних складів ЕВР «Україніт» були прийняті гірничорудні комбінати, які мають найбільш сучасну техніку і технологію видобутку – ПШ у формі ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат» (м. Дніпрорудне) і ДП «Східгзк» (м. Жовті Води). ТОВ «Экком» (м. Дніпропетровськ) був здійснений підбір рецептури ЕВР Україніт-ПП-2 для підземного застосування, ТОВ «НТТ ТехноТрон» (м. Жовті Води) – проведена розробка і виготовлення змішувально-зарядного стенду ЗЗС для приготування і механізованого заряджання шпурів і свердловин, а фінансування робіт – ТОВ «Укрвибухтехнологія» (м. Харків) [3].

У березні 2009 р. вперше в історії гірничих робіт України на шахті «Експлуатаційна» ПШ у формі ЗАТ «ЗЗРК» (гор. - 940 м), були проведені експериментальні вибухи, які показали хороші результати – високий ступінь дроблення гірської маси (КВШ від 0,9 до 0,95), а також значно меншу загазованість рудникової атмосфери після проведених вибухів [3].

Аналіз опублікованих робіт, які висвітлюють різні аспекти наукових досліджень, показує на значне число публікацій, присвячених вдосконаленню параметрів буропідричних робіт при проходці горизонтальних виробок.

Постановка задачі. Визначити оцінку можливості, рівня доцільності та ефективності використання емульсійної вибухової речовини. У якості основного заряду для комплектів шпурів в роботі був розглянутий Україніт ПП-2, який перевірявся на наступні умови: потенційність підвищення швидкості проходки за рахунок збільшеної глибини шпурів з ЕВР; можливість скоротити час провітрювання; визначення економічної доцільності руйнування гірської породи за допомогою емульсії.

Викладення матеріалу і результати. Вибухові роботи займають значну частку витрат у собівартості будівництва горизонту. Тому на гірничорудних підприємствах відбувається постійний пошук рішень щодо зниження витрат, який може призвести до економічної вигоди. Враховуючи, що вартість однієї тони Україніт ПП-2 складає 25480 грн., що значно нижче ніж Грамоніт 79/21 з ціною 41920 грн., були розраховані паспорти БВР для цих типів ВР.

Аналіз дослідження проводився на прикладі споруджуваного штреку горизонту 1390 м, ш. «Родіна», ПАТ «КЗРК» з площею перерізу $S_{вч} = 12,65 \text{ м}^2$ та міцністю $f = 10-12$ за шкалою проф. М.М. Протоцьконова. Визначення необхідної кількості ВР, дозволило розрахувати вартість руйнування 1 метра виробки як за допомогою Україніт ПП-2 так і Грамоніт 79/21.

При використанні Грамоніт 79/21 та Україніт ПП-2 детонація основного заряду відбувається від патрона-бойовика, який розташований першим в донній частині шпура. Оскільки глибина основного комплексу шпурів не перевищує 1,6 метра, одного патрона-бойовика досить для детонації основного заряду, як при використанні Україніт ПП-2 так і при Грамоніт 79/21. Тому кількість і вартість патрона-бойовика буде однаковою для цих типів ВР.

Визначаючи масу основного заряду ВР необхідного для проходки 1 метра, було встановлено, що Україніт ПП-2 необхідно на 13,53 кг більше ніж Грамоніт 79/21. Не дивлячись на це, економічно доцільніше використовувати Україніт ПП-2, це обумовлено меншою вартістю ВР, яка дозволяє нівелювати витрата Україніту ПП-2.

Виходячи з розрахунків було визначено загальну кількість ВР і його вартість для проходки 1 метра при різних типах ВР. На підставі отриманих результатів можна зробити висновок, що

спільне використання Україніт ПП-2 і Амоніт №БЖВ в порівнянні з використанням Грамоніт 79/21 і Амоніту №БЖВ здешевлює вартість руйнування одного метра виробки на 8%, що в грошовому еквіваленті складе 135,63 грн.

Наступний етап дослідження був розділений на дві частини, у першій паспорт БВР при різних типах ВР розрахований теоретичним методом, у другому прийнятий діючий паспорт БВР з використанням ТВР та порівняний з розрахунковим паспортом ЕВР.

Слід зазначити, що на практиці нижні шпури в паспорті БВР заповнюються лише патронованим ВР, а саме амоніт №БЖВ з метою більш потужного підривання контуру виробки. Також це обумовлено скупченням води в підшві вибою, де застосування Грамоніт 79/21 не доцільне, оскільки він не водостійкий. Розрахунки грошових витрат на руйнування одного метра виробки для ЕВР і ГВР у різних випадках наведені на рис. 1.

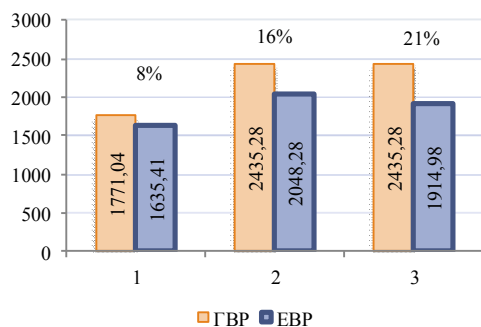


Рис.1. Вартість руйнування метра виробки: 1 – результат теоретичного розрахунку; 2 – результат на основі діючого паспорта БВР; 3 – результат на основі діючого паспорта БВР зі зміненою системою зарядки нижніх шпурів

Отримавши необхідну кількість Україніт ПП-2 і порівнявши з чинним паспортом БВР з використанням Грамоніт 79/21, результат показав можливість здешевлення вибухової роботи за рахунок використання ЕВР. У випадку залишення у нижніх шпурах патронованого ВР економія досягає 16%, а у разі заповнення їх Україніт ПП-2 – 21 %.

Отримавши фактичну кількість ВР для проведення заходки, видається можливість визначення необхідної кількості повітря, що подається у вибій та визначення фактичного часу провітрювання, яка розраховується за формулою

$$T = \frac{2,3 \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{вч}^2 \cdot b \cdot L^2 \cdot k_{обв}}}{Q \cdot 60}, \quad (1)$$

де A – кількість одночасно підриваємих ВР; кг; S – площа поперечного перерізу вчорні, м²; b – газованість ВР, л/кг; $k_{обв}$ – коефіцієнт враховуючий обводненість виробки; L – довжина провітрюваної виробки, м; Q – кількість повітря, що підводиться до вибою, м³/сек.

Визначивши час провітрювання при використанні Грамоніт 79/21 результат склав 19,3 хв., а при використанні Україніт ПП-2 - 17,1 хв., це свідчить про можливість незначно скоротити час провітрювання. Показник b – вказує на кількість виділення отруйних газів, для тротиломітних ВР складає 65л/кг, для емульсійних ВР 33 л/кг, саме він дозволяє нівелювати показник A , в якому кількість одночасно підриваємих ВР у ЕВР складає більше в порівнянні з ТВР. Україніт ПП-2 виготовляється з компонентів, які не є вибуховими і токсичними речовинами, тому він не небезпечний для здоров'я людей, а умови транспортування і зберігання його компонентів значно спрощені в порівнянні з іншими застосовуваними ВР.

Незважаючи на деякі успіхи при проведенні гірничих виробок у Кривбасі темпи проходки залишаються ще на низькому рівні і складають в середньому 40-60 м/міс. Одним з напрямків вирішення згаданих завдань є проходка виробок заходками збільшеної глибини. При цьому значно знижується питома вага підготовчих і допоміжних операцій прохідницького циклу, більш повно і раціонально використовується прохідницьке обладнання в часі, значно збільшується КВШ.

Після проведення аналізу необхідної кількості ВР і його вартості, з'ясувалося, що використовувати ЕВР в якості основного заряду вигідніше, ніж використання ТВР. Однак, крім економічної вигоди, дуже важливо, щоб швидкість проходки виробки, залишалася на тому ж рівні, а при можливості і збільшилася.

Порівнявши результати дослідних вибухів для різних типів ВР, КВШ при використанні в якості основного заряду Грамоніт 79/21 становить 0,94, що є більше ніж у разі застосування Україніт ПП-2 – 0,85. Однак при використанні ЕВР довжина шпуру становить 2 метри, що порівняно з ТВР на 0,4 метра довше. Отже, для аналізу швидкості проходки, з урахуванням КВШ при використанні різного типу ВР побудований графік (рис. 2).

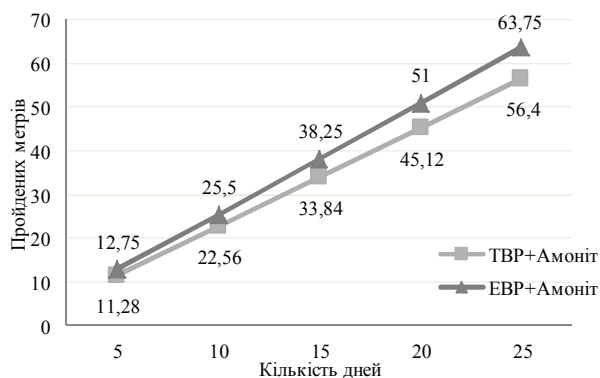


Рис. 2. Швидкість проходки при використанні ЕВР та ТВР

Тож, як можна бачити з рис. 2, за перші п'ять днів можливо підвищити швидкість проходки, за рахунок використання збільшеного комплекту шпурів з ЕВР на 1,47 метра в порівнянні з використанням ТВР і з кожними наступними днями результат швидкості проходки буде нарощуватися. І як можна помітити після проведених 25 днів роботи, при використанні ЕВР швидкість проходки збільшиться на 7,35 метра, що в процентному співвідношенні складає на 11% більше у порівнянні з традиційною технологією при використанні ТВР.

Висновки і напрям подальших досліджень. У роботі здійснено теоретичне обґрунтування та розв'язання задач спрямованих на удосконалення параметрів БВР. Проведений аналіз ВР дає змогу стверджувати, що застосування в якості основного заряду для комплексу шпурів Україніт ПП-2 здешевлює проведення вибухових робіт, та може призвести до економічної доцільності. Реалізація в роботі запропонованих заходів удосконалень буровибухових робіт дозволить скоротити витрати на використання ВР від 16 до 21% в залежності від розглянутого паспорту БВР.

Визначено, що необхідна кількість часу для провітрювання при використанні ЕВР, не більша ніж у випадку застосування ТВР, навіть незважаючи на те, що кількості ЕВР для руйнування гірської породи більша ніж при ТВР. Це обумовлено тим, що виділена кількість шкідливих газів у разі використання ЕВР менше ніж при ТВР.

Також було з'ясовано, що за умови використанні ЕВР можливе підвищення швидкості проведення гірничопрохідницьких робіт, за рахунок застосування комплексу шпурів зі збільшеною глибиною, у зв'язку з цим раціональність використання прохідницького обладнання виправдовується.

Подальший розвиток у напрямку вдосконалення параметрів БВР має перспективи, оскільки на шахтах Кривбасу існує значне відставання в проведенні гірничокапітальних виробок. Тому необхідність розвитку заходів спрямованих на нарощування темпів будівництва горизонтів є необхідною мірою для умов розвитку гірничорудних підприємств Криворізького басейну.

Список літератури

1. **Ступник Н. И.** Перспективы использования безтритиловых взрывчатых веществ на рудниках с подземной добычей полезных ископаемых [Електронний ресурс] / **Н. И. Ступник, В. А. Калиниченко, М. Б. Фелько** – Режим доступу до ресурсу: <http://nv.nmu.org.ua/index.php/tu/component/jdownloads/finish/38-01/616-01-2013-stupn>.
2. **Андреев Б. Н.** Совершенствование параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных выработок глубокими заходками [Електронний ресурс] / **Б. Н. Андреев, С. С. Сергеев** – Режим доступу до ресурсу: http://ir.nmu.org.ua/bitstream/handle/123456789/147041/29_DneprStudConf_2016_134.pdf?sequence=1.
3. **Зубко С. А.** Внедрение смесительно-зарядной и доставочной техники для эмульсионного взрывчатого вещества "Украинит" на горнодобывающих предприятиях Украины / **С. А. Зубко, В. В. Русских, А. В. Яворский, Е.А. Яворская** // Геотехнічна механіка. - 2013. - Вип. 111. - С. 37-48.
4. **Хворост В. В.** Забезпечення надійності поверхневого комплексу методом прогнозування технічного стану елементів будівель і споруд / **Б. М. Андрєєв, Д. В. Бровко, В. В. Хворост.** // Вісник Криворізького національного університету. – 2016. – №41. – С. 87–92.
5. **Бровко Д. В.** Safe operation of surface objects by analyzing the causes of emergency situations occurrence / **Д. В. Бровко, В. В. Хворост.** // Междунар. конф. «Інноваційні технології в науці та освіті. Європейський досвід» м. Відень, Австрія. – 2017. – №2. – С. 180–186.
6. **Андрєєв Б. М.** Ensuring competitive capacity on the international security market of objects by implementing technological innovations / **Б. М. Андрєєв, Д. В. Бровко, В. В. Хворост.** // Mechanisms of interaction between competitiveness and innovation in modern international economic relations. Collective monograph edited by M. Bezpartochnyi. ISMA University Riga (Latvia). – 2017. – С. 202–210.
7. **Бровко Д. В.** Обеспечение безопасности объектов поверхности шахт путем корректировки уровней надежности / **Д. В. Бровко, В. В. Хворост.** // Computer Science, Information Technology, Automation. – 2017. – №6. – С. 22–30.
8. **Бровко Д. В.** Дослідження конструкцій металевого шахтного кріплення з урахуванням його відхилення від проектного положення / **Д. В. Бровко, Р. О. Осипенко.** // Матеріали міжнародної науково-практичної конференції «Розвиток промисловості та суспільства» Кривий Ріг: Видавничий центр ДВНЗ «КНУ»,. – 2017. – С. 75.
9. Дослідження конструкцій металевого шахтного кріплення з урахуванням його відхилення від проектного по-

ложення / Б. М. Андрєєв, Д. В. Бровко, В. В. Хворост, Р. О. Осипенко. // Форум гірників – 2017: матеріали міжнар. конф. – Дніпро: НГУ. – 2017. – С. 95–100.

10. Методические указания к расчету и выбору параметров буровзрывного комплекса при проходке горизонтальных выработок для студентов специальности 0904 / Сост. Ю. К. Пасиченко, В. А. Самонин. – Кривой Рог: КГРИ, 1990. – 20 с.

Рукопис подано до редакції 05.04.2018

УДК 621.515:681.11.057

О.В. ЗАМИЦЬКИЙ, д-р техн. наук, проф., М.І. ШЕПЕЛЕНКО, аспірант
Криворізький національний університет

ЗАСТОСУВАННЯ ІМІТАЦІЙНОГО МОДЕЛЮВАННЯ В ДОСЛІДЖЕННІ ПАРАМЕТРІВ КОНТАКТНИХ ПОВІТРООХОЛДЖУВАЧІВ ТУРБОКОМПРЕСОРА

Мета. Метою даної роботи є встановлення гідродинамічних закономірностей для системи охолодження стисненого повітря. Ефективна робота турбокомпресорного устаткування, залежить від температури повітря на виході в секції турбокомпресора, що не охолоджуються. Вирішення проблеми є застосування контактної системи охолодження з повітроохолоджувачами, при роботі яких стиснене повітря має безпосередній контакт з циркулярною водою, в процесі експлуатації ефективність контактної повітроохолоджувача практично є незмінною. Найбільш прийнятним для умов системи охолодження турбокомпресора є апарат, який складається з труби Вентурі та відцентрового сепаратора краплинної вологи. Даний теплообмінний апарат є простим у виробництві, мало металоємний, має достатньо високу ефективність тепломасообміну та невеликий гідравлічний опір.

Методи дослідження. Методом кінцевих елементів розроблена імітаційна комп'ютерна модель контактної повітроохолоджувача турбокомпресора та на її основі проведено дослідження віртуальних фізичних процесів. Обґрунтованість та достовірність роботи обумовлена аналітичними та експериментальними методами досліджень, які були проведені на віртуальних моделях.

Наукова новизна полягає в тому, що вперше для апаратів контактної системи охолодження стисненого повітря типу «труба Вентурі – сепаратор краплинної вологи» встановлено, що в апаратах контактної системи охолодження стисненого повітря початкова швидкість води повинна бути більшою за початкову швидкість повітря в 3,5 – 4,2 рази; визначено оптимальні конструкторські параметри, такі як: оптимальна кількість вхідних патрубків ($n = 4-5$) для охолоджуючої води та кут розміщення внутрішньої перегородки в сепараторі краплинної вологи.

Практична значимість. Результати цієї роботи мають наукове значення, так як одержані в ній дані, дають змогу збільшити ефективність стандартного обладнання, яке використовується на теплових електростанціях для виробництва електроенергії та тепла.

Результати. Розроблена робота супроводжується віртуальними моделями агрегатів, з допомогою яких є можливим подальше дослідження процесу охолодження стиснутого повітря. Дана модель відповідає характеристикам реальних об'єктів і процесів та може використовуватись в якості прототипу при реальному проектуванні.

Ключові слова: повітроохолоджувач, турбокомпресор, газорідна система, краплинна волога, моделювання, імітаційне.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-85-90

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В сучасних системах гірничого устаткування використовуються достатньо складне пневмозабезпечення. Надійність роботи та ефективність значно залежать від якості очищення стисненого повітря.

Система стисненого повітря для пневмозабезпечення має широке розповсюдження в кожній галузі промисловості і гірництво не є винятком. Якість стисненого повітря – це надзвичайно важливий показник від якого залежить ефективність та надійність обладнання пневмозабезпечення. Стиснене повітря не повинно мати в своєму вмісті частин масла, механічних мікро частин, а також надмірної кількості вологи.

Традиційним є застосування на підприємствах, багатоступінчастих турбокомпресорів, для вироблення стиснутого повітря. Для безперечної експлуатації таких турбокомпресорів, потрібно вирішити їх основну технічну задачу – проміжне охолодження стисненого повітря між секціями турбокомпресора. Для цього застосовують повітроохолоджувачі поверхневого типу, але такі установки не завжди забезпечують необхідне охолодження повітря. По-перше це пов'язано з відсутністю на компресорних установках відповідної підготовки води. Жорстка вода призводить до забруднень теплообмінних поверхонь накипним відкладенням, яке в подальшому зменшує загальну ефективність установок. По-друге важливим питання є утворення пило-

мастильного нагару на зовнішніх теплообмінних поверхнях оребрення трубного пучка повітроохолоджувачів, який виникає в умовах підприємства працюючих на твердому паливі, де в повітрі присутня значна кількість вугільного пилу.

В найгірших випадках, температура повітря на виході з повітроохолоджувачів, може досягати 75-90°C (замість 35°C). У той же час підвищення температури повітря після проміжних охолоджувачів повітря на 10°C, в діапазоні тисків 0,7-0,8 МПа, призводить до збільшення питомої витрати електроенергії в середньому на 0,6-0,8% [1], а перевитрата електроенергії на один турбокомпресор може скласти 450-600 кВт·год на добу. Погіршення ефективності кінцевих повітроохолоджувачів безпосередньо не впливає на роботу турбокомпресорів, але призводить до збільшення втрат тиску при транспортуванні стисненого повітря і потрапляння вологи в пневмодвигуни машин через віддалення точки випадання конденсату.

Для ефективної експлуатації установок треба дотримуватись ряду внутрішніх та зовнішніх факторів, таких як температура після охолодження в проміжних повітроохолоджувачах, температура та тиск навколишнього середовища, втрати тиску в проміжних повітроохолоджувачах, а також накип на внутрішніх та пило-мастильний нагар на зовнішніх теплообмінних поверхнях повітроохолоджувачів.

Аналіз досліджень і публікацій. Чистота повітря, яке всмоктується, є важливим показником навколишнього середовища та являється необхідною умовою для ефективної роботи турбокомпресора. Шляхи зменшення концентрації вугільного пилу наведено в роботах Боброва А.І., Коренева А.П. [2], Бутова А.А., Бутова А.І., Сіліна А.В., Цабієва О.Н. [3], Басманова П.І., Кіріченко В.І., Філатова Ю.Н та Юрова Ю.Л. [4]. Повітря, яке буде використане турбокомпресором, повинно бути очищене від пилу у фільтрі. Зазвичай використовують металеві коробчасті фільтри коміркового типу.

Також охолодження циркуляційної води в системі повітроохолоджувача турбокомпресора – це один з шляхів підвищення його ефективності. Від температури труб проміжного охолоджувача залежить і ефективність охолодження. Найчастіше на промисловості Криворіжжя для охолодження циркуляційної води застосовують градирні. Способи підвищення охолодження води описані в роботах Пономаренко В.С. [5], Сосновського С.К., Кравченко В.П. [6-7], Лаптева А.Г., Ведьгаєвої І.А. [8], Гончарова А.В. [9] та інших авторів. Охолодження в градирнях протікає за рахунок випаровування частини води при контакті з повітрям. В такому охолодженні має місце крапельне унесення, що приведе до необхідності в безперервній подачі води в систему. Теоретичним альтернативним способом охолодження циркуляційної води є застосування контактних теплообмінних апаратів, як охолоджувачів циркуляційної води. Таке рішення значно б скоротило втрати води та зменшило габарити устаткування. На даний час, це питання потребує проведення додаткових досліджень.

Одним з найважливіших факторів, який впливає на ефективність роботи турбокомпресорного устаткування, є температура повітря на виході в секції турбокомпресора, що не охолоджуються. В роботах Сахновського В.І., Дмитрійчука П.В., Куроченко В.М., Мікітенко А.Р. [10], Лапшина А.А. [11], Басова Ю.Ф., Жеманюка П.Д., Петухова І.І. та ін. [12] описані способи зниження температури повітря.

Існують декілька способів охолодження повітря в турбокомпресорах: попереднього, внутрішнього і зовнішнього охолодження [13-14].

Основним недоліком таких охолоджувачів є відкладення накипу на внутрішніх стінках труб повітроохолоджувачів. Це пов'язано з роботою апарата на воді яка не пройшла відповідну підготовку.

Використання апарату, який складається з труби Вентурі та відцентрового сепаратора краплинної вологи - є оптимальним. Це пояснюється відсутністю оребрених поверхонь, які постійно піддаються забрудненню, що в свою чергу приведе до зниження ефективності устаткування.

Постановка завдання. Традиційна система охолодження турбокомпресора (використання повітроохолоджувача поверхневого типу і градирня) має ряд недоліків: постійне забруднення теплообмінних поверхонь повітроохолоджувача пило-масляним нагаром та втрати води при охолодженні циркуляційної води в градирні. Вирішенням проблеми забруднення теплообмінних поверхонь є застосування контактної системи охолодження з повітроохолоджувачами, при роботі яких стиснене повітря має безпосередній контакт з циркулярною водою, в процесі експлуатації ефективність контактного повітроохолоджувача практично є незмінною.

При виборі контактних апаратів системи охолодження турбокомпресора в якості показників інтенсивності тепло- та масообміну визнають такі показники, як: теплова напруженість об'єму реактивного простору; теплова напруженість перетину реактивного простору; енергетичний коефіцієнт, тобто витрати енергії на привод вентилятора та насоса та коефіцієнт ефективності теплообміну [15].

Найбільш прийнятним для умов системи охолодження турбокомпресора є апарат, який складається з труби Вентурі та відцентрового сепаратора краплинної вологи. Даний теплообмінний апарат є простим у виробництві, мало металоємний, має достатньо високу ефективність тепломасообміну та невеликий гідравлічний опір.

Викладення матеріалу та результати. Контактний повітроохолоджувач зображений на рис. 1 та включає в себе змішувальний пристрій, у вигляді труби Вентурі 1, сепаратор краплинної вологи 2 з внутрішньою кишенькою 3.

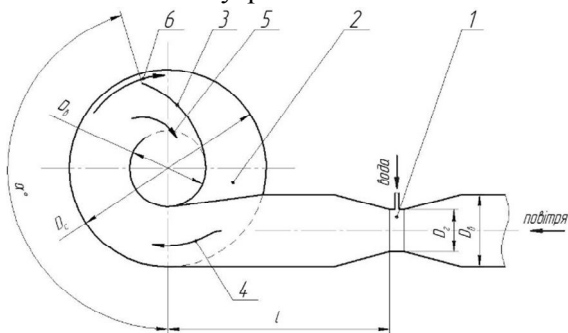


Рис. 1. Схема контактної повітроохолоджувача: 1 – змішувальний пристрій, труба Вентурі; 2 – сепаратор краплинної вологи; 3 – внутрішня перегородка; 4 – суміш повітря та води; 5 – сухе повітря; 6 – суміш повітря та води

Повітроохолоджувач працює наступним чином: холодна вода вприскується в конфузори труби Вентурі 1, розпилюється потоком гарячого повітря утворюючи повітряно-водяну суміш. В утвореній суміші проходить інтенсивний теплообмін, при якому значна частина тепла передається від повітря воді. В сепараторі 2 нагріта

краплинна волога відцентровою силою відкидається до периферії, де з частиною повітря виходить через зазор поміж корпусом і перегородкою 3 в вільний простір. На цьому етапі швидкість повітря знижується до величини не виносу крапель, проходить змішування з основним потоком сухого охолодженого повітря. Волога, яка відділилась в сепараторі самопливом надходить в регулятор рівня, який забезпечує її відведення з підтриманням гідравлічного затвора.

Основними конструктивними параметрами контактної повітроохолоджувача є: діаметр горловини труби Вентурі D_1 , довжина прямолінійного водоповітряного каналу l і кутова відстань до внутрішньої перегородки сепаратора α .

При цьому заданими є: діаметр підвідного повітропроводу D_2 , а також діаметр сепаратора D_3 , обраний з урахуванням технічних характеристик обраної моделі турбокомпресора.

З чисельного розрахунку, на прикладі кінцевого ступеня охолодження турбокомпресора К-500, характерні наступні параметри $D_2 = 0,38$ м – діаметр повітропроводу; $D_3 = 1,0$ м – діаметр сепаратора; $Q_c = 1,3$ м³/с – об'ємна витрата стисненого повітря; $\rho_v = 8,2$ кг/м³ – густина стисненого повітря; $d_k = (1,0 \pm 0,75) \cdot 10^{-3}$ м – спектральний склад крапель води, відповідний тепломасообміну процесу [15].

Для візуалізації моделі повітроохолоджувача використовувався програмний продукт КОМПАС-3Д компанії АСКОН.

Модель повітроохолоджувача складається з двох деталей: змішувача в вигляді труби Вентурі та сепаратора краплинної вологи. Результати комп'ютерного моделювання представлені на рис. 2. - рис. 4.

Наступним етапом дослідження є розробка фізичної моделі процесу охолодження в устаткуванні. Для цього, в першу чергу, робочий об'єм моделі треба розбити на різноманітні осередки, тобто створити кінцево-елементну сітку. Функція побудови кінцево-елементної сітки є в більшості систем автоматизованого проектування. З різноманітності програмного забезпечення було обрано продукт *ANSYS Workbench 14.5*. Дана програма пропонує широкий вибір можливостей кінцево-елементного дослідження. Застосування даного функціоналу можливо не тільки на етапі лінійного стаціонарного аналізу, а й має місце в реалізації аналізу нелінійних перехідних процесів.

При створенні кінцево-елементної сітки моделі повітроохолоджувача мінімальний розмір осередка сітки складає $8,4393 \times 10^{-4}$ м, розмір обирається з урахування того, що внутрішні поверхні сепаратора мають специфічних ущільнення і потребують зменшеного розміру осередка для коректного розрахунку в *ANSYS Fluid Flow (CFX)*. Час затрачений на генерацію сітки склав 12 хв.

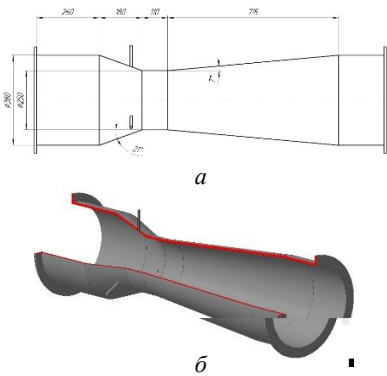


Рис. 2. 3D модель змішувального пристрою, труби Вентурі: *а* – фронтальний вигляд моделі; *б* – аксонометрія розрізу моделі

Результат накладання сітки на поверхню об'єму представлений на рис. 5 *а, б* і має 1149978 елементів.

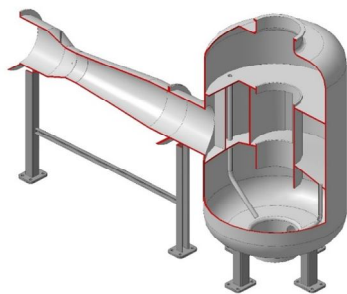


Рис. 4. Розріз 3D моделі повітроохолоджувача ВКС-658

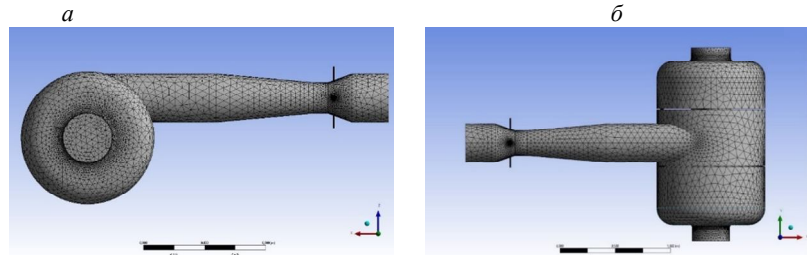


Рис. 5. Модель кінцево-елементної сітки в ANSYS

Обчислення введених параметрів є фінальним етапом створення фізичної моделі. Цей етап є найдовшим з усіх вище описаних але водночас самим легким, адже всі необхідні маніпуляції від користувача вже були вироблені. Час обчислень на пряму залежить від параметрів ПК.

Чисельне моделювання робочого об'єму проведено з допомогою програмного комплексу ANSYS CFX з застосуванням персонального комп'ютера на базі процесора Intel Core i5 з частотою 3,10 GHz та об'ємом оперативної пам'яті 10 Gb.

Встановлений режим розрахунку при похибці $RMS = 10^{-2}$ був досягнений за 140 ітерацій (рис.6).

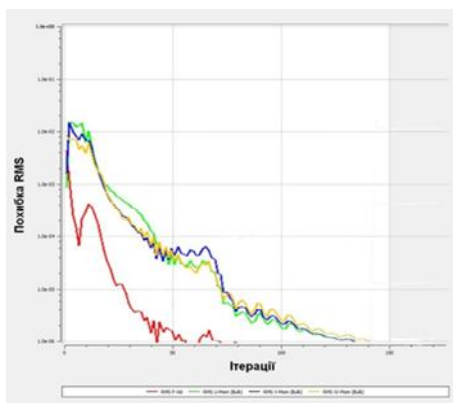


Рис. 6. Графік імпульсної та масової збіжності розрахунку

Забезпечення ефективної роботи повітроохолоджувачів турбокомпресорів напряму залежить від правильної сепарації нагрітої води від охолодженого повітря. Для дослідження газодинамічних процесів в повітроохолоджувачі можуть бути використані методи обчислювальної газодинаміки, яка реалізована в програмних засобах ANSYS CFX, Fluent, Polyflow.

Фізична модель охолодження та сепарації в повітроохолоджувачі дає можливість в повному обсязі дослідити та обрати раціональні параметри контактних повітроохолоджувачів турбокомпресора. Розроблена модель дозволяє отримати поля розподілу температур, швидкостей, тиску та ряду інших параметрів потоку в різних перетинах досліджуваного робочого об'єму повітроохолоджувача. На ос-

нові цих даних можливо зробити висновок, щодо правильності роботи апарату. Розробка моделі та методики руху потоків дає можливість спрогнозувати їх поведінку відносно один одного.

Результатом розробки моделі є візуалізація, тобто преображення різної інформації в зоровий образ.

Так по результатам представленим на рис. 7. *а, б* видно, що охолодження повітря проходить в початковий момент часу (а саме $\tau = 0,35$ с) підчас вприскування охолоджуючої води в конфузур труби Вентурі. Далі агрегат заповнюється вже сумішшю повітря-вода ($t \approx 40^\circ\text{C}$) з подальшою сепарацією води.

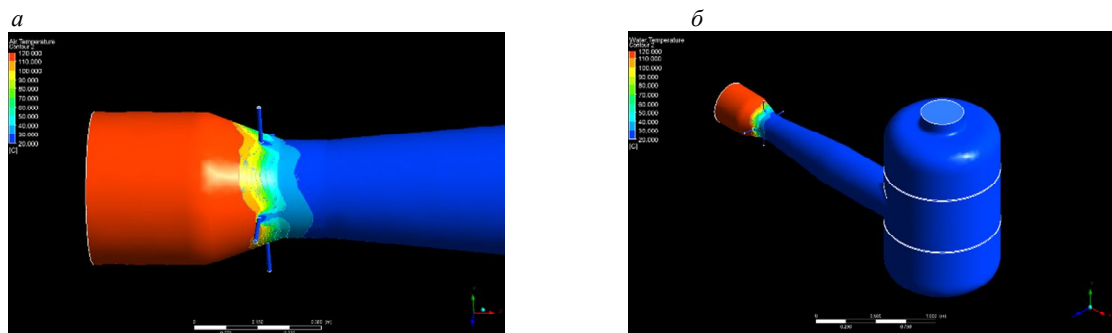


Рис. 7. Температурний градієнт охолодження повітря: *а* – температурний градієнт охолодження повітря на етапі змішування середовищ; *б* – загальний температурний градієнт охолодження

Далі суміш з кінцевою температурою 40°C тангенціально потрапляє до сепаратора краплинної вологи. З рис. 8 *а, б* видно, що ізолінії на периферії сепаратора мають меншу швидкість, це свідчить про оптимальний вибір геометричних параметрів конструкції апарату.

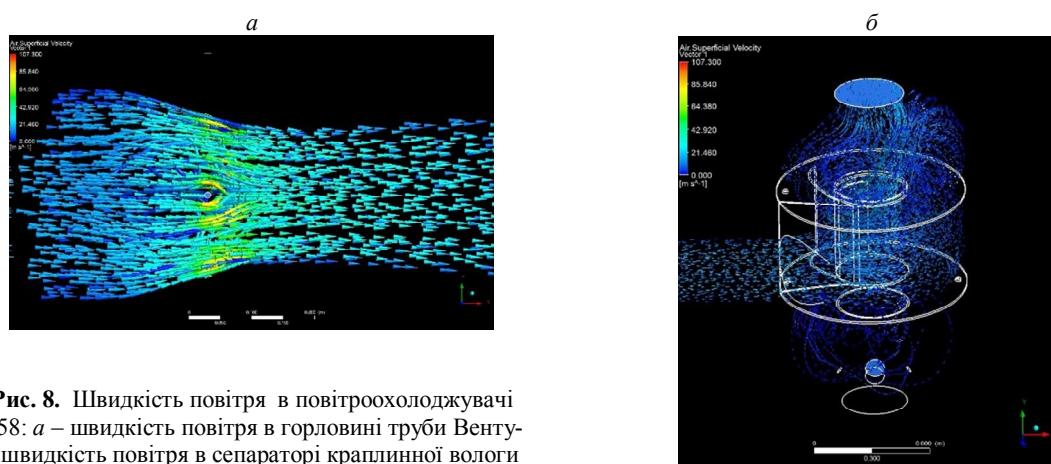


Рис. 8. Швидкість повітря в повітроохолоджувачі ВКС-658: *а* – швидкість повітря в горловині труби Вентурі; *б* – швидкість повітря в сепараторі краплинної вологи

Дослідження проводилися з метою визначення показників інтенсивності тепломасообміну та перевірки адекватності отриманих теоретичних параметрів. Визначено оптимальні значення газорідної системи для початкових умов проміжного і кінцевого охолодження стисненого повітря в турбокомпресорах.

Для проведення чисельних експериментів використовувалась віртуальна модель повітроохолоджувача ВКС-658. Експерименти проводились в декілька етапів. В межах кожного експерименту варіюється тільки початкова швидкість середовищ.

В першому експерименті варіюється початкова швидкість повітря v_n , в межах 5-20 м/с. Швидкість повітря в горловині v_r при цьому змінюється від 21,5-85,7 м/с. В другому варіюється початкова швидкість води v_b , в межах 20-60 м/с.

Встановлено, що найбільший вплив на температуру повітря на виході з апарату має його швидкість в горловині труби Вентурі.

З огляду на що, для забезпечення ефективної експлуатації повітроохолоджувача, режим охолодження повітря повинен протікати з одночасним його осушенням, встановлено що швидкість води повинна обиратись не більше ніж в 3,5-4,2 рази за швидкість повітря.

Висновки та напрямок подальших досліджень. В результаті виконаних теоретичних та

експериментальних досліджень, отримано нове рішення актуальної наукової проблеми встановлення закономірностей тепломасообмінних процесів, що протікають в повітроохолоджувачі ВКС-658, за рахунок визначення залежності інтенсивності тепломасообміну та стійкості гідродинаміки суміші повітря-вода в апаратах контактної системи охолодження турбокомпресора типу «труба Вентурі – сепаратор краплинної вологи», що шляхом застосування розробленої на цій основі принципово нової системи охолодження забезпечує стабільне постачання обладнання стисненим повітрям і має велике значення для енергетичної промисловості. Встановлено, що швидкість повітря в горловині повітроохолоджувача визначає температуру середовища на виході з апарату та кінцевий вологовміст повітря.

Список літератури

1. Гончаров А.В. Мероприятия по повышению охлаждающей способности башенных и вентиляторных градирен в системах технического водоснабжения / А.В. Гончаров, Энергетик. – 2003. – № 3. – С. 18-19.
2. Бобров А. И. Пути улучшения пылевой обстановки в горных выработках на основе управления пылевоздушными потоками / А. И. Бобров, А. П. Корнев // Безопасность труда в промышленности. – 1996. – №1. – С. 18–22.
3. Буров А.А. Центробежная очистка промышленных выбросов в атмосферу / Буров А.А., Буров А.И., Силин А.В., Цабиев О.Н. // Экология довкілля та безпека життєдіяльності. – 2005. – № 6. – С. 44 – 51.
4. Басманов П.И. Высокоэффективная очистка аэрозолей фильтрами Петрянова / П.И. Басманов, В.И. Кириченко, Ю.Н. Филагов, Ю.Л. Юров – М., 2002. – 193 с.
5. Мурзин В. А. Рудничные пневматические установки // В. А. Мурзин, Ю.А. Цейтлин // М.: Недра, 1965.–312 с.
6. Пономаренко В.С. Вопросы модернизации градирен / В.С. Пономаренко // Водоснабжение и санитарная техника. – 1995. – № 8. – С. 11–13.
7. Сосновский С.К. Определение эффективности охлаждения циркуляционной воды в вентиляторы и башенных градирнях / С.К. Сосновский, В.П. Кравченко // Энергетика та електрифікація. – 2008. – №3. – С. 37 – 41.
8. Сосновский С.К. Пути повышения эффективности работы вентиляторных и башенных градирен / С.К. Сосновский, В.П. Кравченко // Холодильна техніка і технологія. – 2013. – №4 (144). – С. 51 – 60.
9. Лаптев А.Г. Устройство и расчет промышленных градирен: Монография / А.Г. Лаптев, И.А. Ведьгаева // Казань: КГЭУ, 2004. – 180 с.
10. Сахновский В.И. Исследование способов снижения температуры рудничного воздуха в переходной период / В.И. Сахновский, П.В. Дмитриичук, В.М. Куроченко, А.Р. Микитенко // Снижение уровня вредных производственных факторов на горнорудных предприятиях (ВНШБТГ). – М., 1986. – С. 23–27.
11. Лапшин А.А. Снижение температуры воздуха в тупиковых выработках шахт путем охлаждения вентиляционной струи в забоях / А.А. Лапшин // Уголь Украины, - 2010. – №2 – С. 130-135.
12. Басов Ю.Ф. Распылительные системы охлаждения циклового воздуха газотурбинного привода и их эффективность / Ю.Ф. Басов, П.Д. Жеманюк, И.И. Петухов [и др.] // Авиационно-космическая техника и технология. – 2009. – № 7(64). – С. 38-43.
13. Рис В. Ф. Центробежные компрессорные машины / В.Ф. Рис // М. – Л.: Машгиз, 951.–245 с.
14. Мурзин В.А. Рудничные пневматические установки // В.А. Мурзин, Ю.А. Цейтлин // М.: Недра, 1965.–312 с.
15. Трегубов В.А. Выбор конструктивных параметров контактных воздухоохладителей шахтных турбокомпрессоров / В.А. Трегубов, Замыцкий О.В., Б.М. Литовко // Збірник наукових праць Науково-дослідного гірничорудного інституту Державного вищого навчального закладу «Криворізький національний університет». – Кривий Ріг, НДГРІ ДВНЗ «КНУ», 2014-2015. – №55 – 316 с.

Рукопис подано до редакції 06.11.2017

УДК 530

О.А. ГУЛІВЕЦЬ, канд. техн. наук, доц., С.Ю. ОЛІЙНИК, асистент, Р.А. ІЛЬЧЕНКО, студент
Криворізький національний університет

КРИТЕРІЇ ПОДІБНОСТІ АЕРОДИНАМІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВІТРОДВИГУНІВ

Мета. Установити критерії подібності процесу обтікання вітровим потоком лопатей роторів вітродвигунів та на їх основі одержати залежності для визначення раціональних значень параметрів роторів вітродвигунів і їх робочих характеристик за результатами досліджень їх фізичних моделей.

Методи дослідження. Метод дослідження – аналітичний.

Наукова новизна. Установлені критерії подібності процесу обтікання вітровим потоком лопатей роторів вітродвигунів і на основі визначені залежності для визначення параметрів роторів вітродвигунів і їх робочих характеристик за результатами досліджень їх фізичних моделей.

Практична значимість. На основі установлених критеріїв подібності робочих процесів горизонтально-осьових та вертикально-осьових вітродвигунів розроблені залежності для визначення значень параметрів натурних зразків

вітродвигунів за результатами досліджень їх фізичних моделей, що дозволяє прискорити процес створення високоефективних вітроелектричних установок малої потужності.

Результати. На основі аналізу процесів обтікання вітровим потоком лопатей горизонтально-осьового та вертикально-осьового ВД установлено, що потужність, яка є основною експлуатаційною характеристикою, залежить від ряду параметрів вітрового потоку та параметрів роторів ВД: швидкості навігаючого потоку, густини повітря, коефіцієнта кінематичної в'язкості, аеродинамічних коефіцієнтів сил, які виникають при обтіканні вітровим потоком лопатей та траверсу роторів ВД, діаметрів роторів, довжини та хорди лопатей, кута установки лопаті, кута атаки, площі лопаті, площі обмаху ротора, кількості лопатей, кутової швидкості ротора, шорсткості обробки поверхонь лопатей. Пускова швидкість ВЕУ, від якої залежить кількість електричної енергії, яку виробляє установка за рік, крім названих параметрів залежить ще і від моменту інерції ротора ВД та моменту інерції ротора електричного генератора. На основі одержаних у загальному виді залежностей потужності і пускової швидкості горизонтально-осьових та вертикально-осьових вітродвигунів від параметрів вітрового потоку і параметрів роторів вітродвигунів, застосувавши метод нульових розмірностей установлені критерії подібності їх робочих процесів. На основі установлених критеріїв подібності одержані залежності для визначення параметрів роторів натурних зразків вітродвигунів за результатами досліджень їх фізичних моделей. На основі аналізу одержаних залежностей розроблені висновки щодо визначення раціональних значень параметрів натурних зразків і параметрів їх фізичних моделей.

Ключові слова: вітроелектрична установка, вітродвигун, лопать, аеродинаміка, фізичне моделювання, критерії подібності.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-90-95

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Енергетичну проблему України в певній мірі можна вирішувати шляхом виконання автономних вітроелектричних установок (ВЕУ) малої потужності. Створення високоефективних вітродвигунів (ВД) ВЕУ малої потужності для кліматичних умов України (середньорічна швидкість вітру 4,5 а в поривах 36 м/с) вимагає виконання ряду теоретичних та експериментальних досліджень для вибору раціональних конструкцій роторів ВД та оптимальних значень їх параметрів.

Аналіз досліджень і публікацій. Фізичному моделюванню процесів обдування вітровим потоком різних тіл присвячено ряд робіт, основна частина яких стосується аеродинаміки крил та гвинтів літальних апаратів [1-6]. Аеродинаміка лопатей ВД в значній мірі має схожість з аеродинамікою крил та повітряних гвинтів але має і відмінності. Тому є доцільним при виборі параметрів ВД виконати фізичне моделювання.

Постановка задачі. На основі установлених в загальному виді залежностей потужності та пускової швидкості ВД від параметрів вітрового потоку і параметрів їх роторів [8] установити критерії подібності робочих процесів та залежності для визначення параметрів натурних зразків за результатами досліджень їх фізичних моделей.

Викладення матеріалу та результати. Найбільш загальним способом визначення критеріїв подібності є метод нульових розмірностей [7], що ґрунтується на П-теоремі подібності, який дозволяє визначити критерії подібності без необхідності використання рівнянь, які описують процес, що виконується даною технічною системою. Для цього необхідно лише знати, якими вихідними параметрами характеризується функціонування системи і які параметри системи впливають на них.

На основі аналізу процесів обтікання вітровим потоком лопатей горизонтально-осьового та вертикально-осьового ВД установлено, що потужність P_P на валу ротора ВД і значення пускової швидкості вітру v_n , які є основними експлуатаційними характеристиками ВД ВЕУ є функціями фізичних параметрів вітру, типу і параметрів роторів ВЕУ:

$$P_{P_2} = f_1(v, \rho, \nu, C_y, C_x, C_z, D, l, b, \beta, \alpha, S_A, S_P, n, \omega, R_z); \quad (1)$$

$$P_{P_6} = f_2(v, \rho, \nu, C_y, C_x, C_z, C_q, C_{xT}, D, l, b, \beta, \alpha, S_A, S_P, n, \omega, R_z); \quad (2)$$

$$v_{n_2} = f_3(v, \rho, \nu, C_y, C_x, C_z, D, l, b, \beta, \alpha, S_A, S_P, n, R_z, I_P, I_2); \quad (3)$$

$$v_{n_6} = f_4(v, \rho, \nu, C_y, C_x, C_z, C_q, C_{xT}, D, l, b, \beta, \alpha, S_A, S_P, n, R_z, I_P, I_2), \quad (4)$$

де P_{P_2} , P_{P_6} – потужність на валу відповідно горизонтально-осьового та вертикально-осьового роторів, $\text{кг} \cdot \text{м}^2/\text{с}^3$; v – швидкість навігаючого вітрового потоку, $\text{м}/\text{с}$; ρ – густина повітря, $\text{кг}/\text{м}^3$; ν – коефіцієнт кінематичної в'язкості повітря, $\text{м}^2/\text{с}$; C_y , C_x , C_z – аеродинамічні коефіцієнти відповідно підйомної сили, лобового тиску та бічної сили при обтіканні вітровим потоком аеродинамічного профілю лопаті ротора, безрозмірна величина; C_q – коефіцієнт тиску на тильний бік лопаті при обертанні вертикально-осьового ротора, безрозмірна величина; C_{xT} – коефіцієнт сили лобового тиску на траверсу вертикально-осьового ротора, безрозмірна величина; D – діаметр

ротора, м; l – довжина лопаті, м; b – хорда лопаті, м; β – кут установки лопаті (кут між площиною обертання ротора та хордою лопаті), рад; α – кут атаки (кут між хордою лопаті і вектором набігаючого потоку), рад; S_λ – площа лопаті, м²; S_p – площа обмаху ротора, м²; n – кількість лопатей, безрозмірна величина; ω – кутова швидкість, рад/с; R_z – шорсткість поверхні лопаті, м; v_{nz} , v_{nv} – пускова швидкість відповідно горизонтально-осьового та вертикально-осьового ротора, м/с; I_p , I_z – момент інерції відносно осі обертання відповідно ротора вітрогенератора та електричного генератора, кг·м².

На основі аналізу розмірностей параметрів, які входять в рівняння (1)-(4), встановлено, що вони виражаються через розмірності початкових одиниць системи СІ: кілограм, метр, секунда, радіан. Позначимо їхні розмірності: маси $[M]$, довжини $[L]$, часу $[T]$, кута $[R]$.

Відповідно числу початкових основних одиниць система СІ в якості основних параметрів системи вибираємо такі параметри системи, розмірності яких є незалежними функціями параметрів початкових основних одиниць $[M]$, $[L]$, $[T]$, $[R]$ і обумовлюють можливість однозначного зворотного перетворення [5]. Тоді в якості основних для даної технічної системи ротора ВД ВЕУ вибираємо параметри: v – швидкість вітрового потоку, ρ – густина повітря, l – довжина лопаті, β – кут установки лопаті.

Як відомо [5], умовою незалежності розмірностей параметрів, які прийняті в якості основних одиниць, і умовою однозначного зворотнього перетворення є нерівність нулю визначника, складеного з показників степенів розмірностей початкових основних одиниць системи СІ, через які виражаються розмірності параметрів, які прийняті в якості основних. Складемо з показників степенів розмірностей початкових основних одиниць системи СІ, через які виражаються розмірності параметрів робочого процесу ВД визначник та знайдемо його значення:

$$\begin{aligned} [v] &= [M]^0 \cdot [L]^1 \cdot [T]^{-1} \cdot [R]^0; \\ [\rho] &= [M]^1 \cdot [L]^{-3} \cdot [T]^0 \cdot [R]^0; \\ [l] &= [M]^0 \cdot [L]^1 \cdot [T]^0 \cdot [R]^0; \\ [\beta] &= [M]^0 \cdot [L]^0 \cdot [T]^0 \cdot [R]^1; \end{aligned} \quad \Delta = \begin{vmatrix} 0 & 1 & -1 & 0 \\ 1 & -3 & 0 & 0 \\ 0 & 1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 \end{vmatrix} = -1 \neq 0.$$

Таким чином, вибрані в якості основних параметри робочого процесу ротора ВД ВЕУ: v , ρ , l , β , відповідають вимогам, які до них ставляться.

Розділивши почленно рівняння (1)-(4) на добуток вибраних в якості основних параметрів у невідомих степенях $v^{\delta_i} \cdot \rho^{\gamma_i} \cdot l^{\lambda_i} \cdot \beta^{\theta_i}$ одержимо рівняння, які виражають залежність потужності P_p та пускової швидкості v_n для горизонтально-осьового та вертикально-осьового ВД від параметрів вітру, типу і параметрів роторів ВЕУ в критеріальному виді.

Виходячи з умови, що одержані комплекси параметрів, які входять в одержані рівняння процесу в критеріальному виді, є безрозмірними величинами, визначені значення показників степенів розмірностей параметрів, які вибрані в якості основних (v , ρ , l , β), та одержані такі критерії подібності

$$\begin{aligned} \Pi_1 &= \frac{P_p}{v^3 \cdot \rho \cdot l^2}; \quad \Pi_2 = \frac{v}{v \cdot l}; \quad \Pi_3 = C_y; \quad \Pi_4 = C_x; \quad \Pi_5 = C_z; \quad \Pi_6 = \frac{D}{l}; \quad \Pi_7 = \frac{b}{l}; \quad \Pi_8 = \frac{\alpha}{\beta}; \quad \Pi_9 = \frac{S_\lambda}{l^2}; \\ \Pi_{10} &= \frac{S_p}{l^2}; \quad \Pi_{11} = n; \quad \Pi_{12} = \frac{\omega \cdot l}{v \cdot \beta}; \quad \Pi_{13} = \frac{R_z}{l}; \quad \Pi_{14} = C_q; \quad \Pi_{15} = C_{xT}; \quad \Pi_{16} = \frac{v_n}{v}; \quad \Pi_{17} = \frac{I_p}{\rho \cdot l^5}; \quad \Pi_{18} = \frac{I_z}{\rho \cdot l^5}. \end{aligned}$$

На основі аналізу одержаних критеріїв подібності встановлено:

1) всі критерії подібності відповідають вимогам, які до них ставляться – є безрозмірними комплексами параметрів, що характеризують робочий процес ВД;

2) критерій $\Pi_2 = \frac{v}{v \cdot l}$ є обернено пропорційною величиною критерія Рейнольдса $R_e = \frac{v \cdot l}{\nu}$, який є загальноприйнятим критерієм плавності обтікання тіл в аеродинаміці.

Виходячи з того, що критерії подібності (безрозмірні комплекси, які складені за певним правилом з параметрів технічної системи) повинні виконуватись на моделі та натурному зразку тех-

нічної системи та прийнявши позначення параметрів на моделі з індексом «м», а на натурному зразку з індексом «н» одержимо на основі критеріїв подібності формули, за яким можна визначити параметри натурального зразка ВД за значеннями параметрів його фізичної моделі і навпаки:

1) на основі критерія Π_1

$$\frac{P_{\rho n}}{v_n^3 \cdot \rho_n \cdot l_n^2} = \frac{P_{\rho m}}{v_m^3 \cdot \rho_m \cdot l_m^2}; \quad (5)$$

2) на основі критерія Π_2

$$\frac{v_n}{v_n \cdot l_n} = \frac{v_m}{v_m \cdot l_m}; \quad (6)$$

3) на основі критеріїв Π_3, Π_4, Π_5

$$C_{yn} = C_{ym}; \quad C_{xn} = C_{xm}; \quad C_{zn} = C_{zm}; \quad (7)$$

4) на основі критеріїв Π_6, Π_7

$$\frac{D_n}{l_n} = \frac{D_m}{l_m}; \quad \frac{b_n}{l_n} = \frac{b_m}{l_m}; \quad (8)$$

5) на основі критерія Π_8

$$\frac{\alpha_n}{\beta_n} = \frac{\alpha_m}{\beta_m}; \quad (9)$$

6) на основі критеріїв Π_9, Π_{10}

$$\frac{S_{\Delta n}}{l_n^2} = \frac{S_{\Delta m}}{l_m^2}; \quad \frac{S_{\rho n}}{l_n^2} = \frac{S_{\rho m}}{l_m^2}; \quad (10)$$

7) на основі критерія Π_{11}

$$n_n = n_m; \quad (11)$$

8) на основі критерія Π_{12}

$$\frac{\omega_n \cdot l_n}{v_n \cdot \alpha_n} = \frac{\omega_m \cdot l_m}{v_m \cdot \alpha_m}; \quad (12)$$

9) на основі критерія Π_{13}

$$\frac{R_{zn}}{l_n} = \frac{R_{zm}}{l_m}; \quad (13)$$

10) на основі критеріїв Π_{14}, Π_{15}

$$C_{qn} = C_{qm}; \quad C_{xTn} = C_{xTm}; \quad (14)$$

11) на основі критерія Π_{16}

$$\frac{v_{nn}}{v_n} = \frac{v_{nm}}{v_m}; \quad (15)$$

12) на основі критеріїв Π_{17}, Π_{18}

$$\frac{I_{\rho n}}{\rho_n \cdot l_n^5} = \frac{I_{\rho m}}{\rho_m \cdot l_m^5}; \quad \frac{I_{zn}}{\rho_n \cdot l_n^5} = \frac{I_{zm}}{\rho_m \cdot l_m^5}. \quad (16)$$

На основі аналізу формул для визначення параметрів, що характеризують натурні зразки ВД за значеннями параметрів їх фізичних моделей приходимо до висновків:

1) всі лінійні розміри натурального зразка ВД повинні відповідати лінійним розмірам його фізичної моделі, збільшеним відповідно прийнятому лінійному масштабу (див. формули (8), (13));

2) відношення площі лопатей ротора натурального зразка ВД до площі лопатей його фізичної моделі і відношення площі обмаху ротора натурального зразка до площі обмаху ротора його фізичної моделі повинні відповідати прийнятому лінійному масштабу в другому степені (див. формулу (10));

3) всі аеродинамічні коефіцієнти, які характеризують обтікання вітровим потоком лопатей ротора натурального зразка ВД повинні відповідати аеродинамічним коефіцієнтам, які характеризують обтікання вітровим потоком лопатей його фізичної моделі (див. формули (7), (14));

4) при прийнятому куті установки лопатей, який повинен бути однаковим на моделі та натурному зразку, кут атаки вітрового потоку повинен бути також однаковим (див. формулу (9));

5) кількість лопатей ротора натурального зразка ВД повинна відповідати кількості лопатей ротора його фізичної моделі (див. формулу (11));

6) при однаковій швидкості вітрового потоку, що обтікає лопаті натурального зразка ВД і лопаті його фізичної моделі і однаковому куті атаки лопатей відношення кутової швидкості обертання ротора натурального зразка ВД до кутової швидкості обертання ротора його фізичної моделі обернено пропорційне прийнятому лінійному масштабу (див. формулу (12));

7) при однаковій густині повітря, що обтікає лопаті ротора натурального зразка ВД і лопаті його фізичної моделі відношення величини моменту інерції ротора натурального зразка ВД до величини моменту інерції ротора його фізичної моделі та відношення величини моменту інерції ротора натурального зразка генератора ВЕУ до величини моменту інерції його фізичної моделі повинно дорівнювати прийнятому лінійному масштабу в п'ятому степені (див. формулу (16));

8) при однаковій швидкості вітрового потоку, який обтікає лопаті ротора натурального зразка ВД і лопаті його фізичної моделі, пускова швидкість натурального зразка ВД повинна відповідати пусковій швидкості його фізичної моделі (див. формулу (15));

9) при однаковій густині повітря і швидкості вітрового потоку, що обтікає лопаті натурального зразка ротора ВД і лопаті його фізичної моделі, відношення потужності на валу ротора натурального зразка до потужності на валу його фізичної моделі дорівнює прийнятому лінійному масштабу в другому степені (див. формулу (16));

10) критерій P_2 , який характеризує плавність обтікання вітровим потоком лопатей ВД, повинен бути однаковим для моделі і для натурального зразка.

Висновки. Виконаними дослідженнями встановлено:

для вибору раціональних значень параметрів роторів вітрогенераторів ВЕУ малої потужності крім математичного необхідно виконати експериментальні дослідження на їх фізичних моделях;

на основі аналізу процесів обтікання вітровим потоком лопатей роторів горизонтально-осьового та вертикально-осьового ВД згідно з методом нульових розмірностей встановлені критерії подібності процесу обтікання, які повинні виконуватись на натурному зразку ВД та його моделі;

параметри натурних зразків роторів вітрогенераторів повинні визначатись згідно з залежностями, одержаними на основі критеріїв подібності процесу обтікання вітровим потоком лопатей ВД натурального зразка та його фізичної моделі.

Список літератури

1. Шефтер Я.И. Ветроэнергетические агрегаты. – М.: Машиностроение, 1972. – 285 с.
2. Фатеев Е.М. Ветрогенераторы и ветроустановки / Е.М. Фатеев – М.: ОГИЗ – Сельхозгиз, 1948. – 544 с.
3. Абрамовский Е.Р. Аэродинамика ветродвигателей / Е.Р. Абрамовский, С.В. Горюшко, Н.В. Свиридов. – Днепропетровск: ДГУ, 1987. – с. 165-169.
4. Подобие аэродинамических процессов. Интернет-ресурс msd.com.ua/otoplenie-i-...
5. Аэродинамическое подобие. Параметры подобия. Интернет-ресурс [studopedia.su/...](http://studopedia.su/)
6. Аэродинамическое подобие и его составляющие. Интернет-ресурс akpla.ucoz/GGD/zanjatie...7.1.pdf.
7. Алабужев П.М., Геронимус В.Б., Минкевич Л.М., Шаховцев Б.А. Теория подобия и размерностей. Моделирование. Учебное пособие для вузов. М.: Высшая школа, 1968. – 205 с.
8. Гулівець О.А., Олійник С.Ю., Ільченко Р.А. Вплив характеристик вітрового потоку і параметрів ротора вітрогенератора на його енергетичні параметри. Вісник Криворізького національного університету: Вісник наукових праць. Випуск 45. – Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2017. – с. 51-55.
9. Расчет лопастей для ветряков – Малая энергетика. Интернет-ресурс rosinmn.ru>VETRO_blade Design/
10. Философия конструирования ветродвигателя. Малая энергетика. Интернет-ресурс rosinmn.ru>VETRO_icht_s...

Рукопис подано до редакції 14.11.2017

УДК 622.625:621.333

О.Н. СИНЧУК, д-р техн. наук, проф., В.А. ФЕДОТОВ, ст. преподаватель,
М.Л. БАРАНОВСКАЯ, канд. техн. наук, доц.
Криворожский национальный университет

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ТЯГОВОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ШАХТНОГО ЭЛЕКТРОВОЗА

Цель. Стратегически важной проблемой для отечественных железорудных предприятий является сдерживание роста себестоимости выпускаемой продукции – фактора, определяющего конкурентоспособность отечественной железной руды на мировом рынке сырья. В комплексе общей себестоимости добываемого железорудного сырья весомая роль внутришахтного электровозного транспорта транспортной артерии доставки руды. Поэтому необходимо перееоснащение внутришахтного электровозного транспорта, особенно переход на эксплуатацию новых видов электровозов с современными высокоэффективными типами систем управления движением электровозосоставов.

Методы. При исследовании динамических процессов использовались методы кусочно-линейной аппроксимации, 2-й закон Ньютона, элементы теории автоматического управления электроприводами, операторно-рекуррентный метод анализа и синтеза электрических цепей, элементы теории электрических машин, методы математического моделирования.

Научная новизна. В настоящее время во всем комплексе электровозной откатки железорудных шахт самыми несовершенными и сдерживающими развитие всего комплекса внутришахтного электровозного транспорта являются именно системы прямого управления тяговыми комплексами электровозов – тяговыми электроприводами. При этом важно понимать, что система тягового электропривода электровоза – база строения АСУ внутришахтного электровозного транспорта.

Практичная значимость. Автоматизация внутришахтного электровозного транспорта предполагает создание эффективной структуры тягового электропривода, на базе которой должна строиться система управления работой всего тягового комплекса электровоза, как в ручном, так и автоматическом режимах. В этом плане важным моментом является пробная оптимизация переходных процессов в тяговом электроприводе.

Результаты. В статье приведены результаты исследований динамических процессов в асинхронном тяговом электроприводе и практические решения по созданию системы автоматического управления электромеханическим комплексом двоосного шахтного контактно-аккумуляторного электровоза при погрузочно-разгрузочных операциях технологического цикла транспортирования полезных ископаемых в условиях железорудных шахт.

Ключевые слова: контактно-аккумуляторный электровоз, переходные процессы, тяговые асинхронные двигатели, режим пуска-торможения.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-95-99

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Основным видом транспорта отечественных горнометаллургических предприятий с технологиями подземного ведения работ является электровозный, обеспечивающий 100 % грузоперевозок товарной железной руды [1]. В общем объеме энергопотребления подземных предприятий доля внутришахтного транспорта на ряде шахт достигает 29 % от общего объема энергопотребления [1].

Анализ исследований и публикаций. В последние годы в Украине для отечественных горных предприятий созданы экспериментальные образцы новых типов шахтных электровозов – контактно-аккумуляторных с эффективными видами тяговых электротехнических систем на основе IGBT-инверторов и асинхронных электрических двигателей с короткозамкнутым ротором [1-16].

Постановка задачи. При погрузочно-разгрузочных операциях шахтный электровоз работает в пуско-тормозных режимах. При этом для разработки алгоритма управления тягового электротехнического комплекса (ТЭТК) реалистичной является треугольная, а не трапециевидальная форма графиков движения электровозосостава. Основываясь на результатах экспериментальных исследованиях [1] учтем, что ускорение движения при трогании электровозосостава не должно превышать 1 м/с^2 . В противном случае будет наблюдаться буксование ведущих колес электровоза и, естественно, одиозные переходные процессы в ТЭП с потерей контроля управляемости этим процессом со стороны системы управления.

Изложение материала и результаты. В расчетах использовались модели электровозосостава – электровоза и вагонеток, учитывающих упругие и вязкие свойства как электровоза и вагонеток, так и аппарата сочленения. Расчетные ситуации, рассматриваемые при моделировании: соударения вагонов при формировании поезда, пуск поезда и полное служебное торможение [1].

В общем случае механическая часть представляет собой систему связанных масс, движущихся с различными скоростями вращательно или поступательно. При изменении нагрузки

элементы системы (валы, опоры, клиноременные передачи, зубчатые зацепления и т.п.) деформируются, так как механические связи не являются абсолютно жесткими. Входной вал механизма приводится во вращение со скоростью ω_1 электромагнитным моментом M , возникающим на роторе двигателя.

Модель исследуемой системы, представленная на рис. 1 содержит следующие блоки:

Блок 1 – Тяговая подстанция, в состав которой входит тяговый трансформатор 10/0,4кВ, трехфазный выпрямитель, емкостной фильтр. Данный блок имитирует режим работы контактной сети и тяговой трансформаторной подстанции.

Блок 2 – IGBT транзисторный преобразователь, состоящий из трех однофазных инверторных мостов, объединенных в трехфазный инвертор напряжения.

Блок 3 - Тяговый асинхронный двигатель (ТАД).

Блок 4 – Тяговая аккумуляторная батарея.

Блок 5 – Система управления IGBT транзисторным преобразователем.

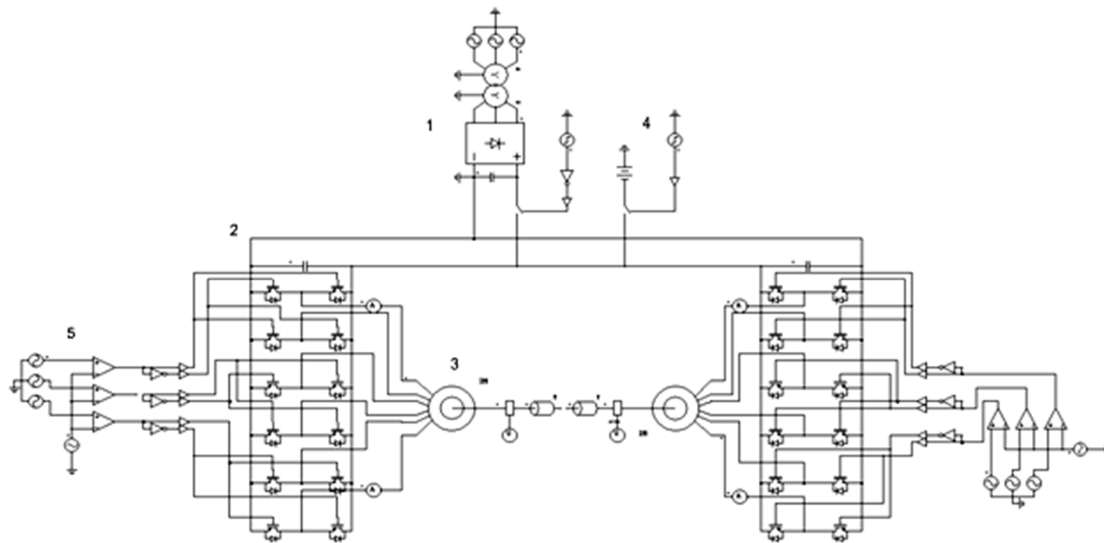


Рис. 1. Динамическая модель разомкнутой системы тягового асинхронного электропривода шахтного контактно-аккумуляторного электровоза

В модели предусматривается двухсистемный режим питания тягового электропривода, получающий питание как от контактной сети (275В), так и от аккумуляторной батареи (80 В).

В качестве режима управления рассматривались две системы:

система формирования напряжения питания по классическому синусоидальному закону управления;

система формирования напряжения питания по предлагаемому трапецеидальному закону управления.

В ходе моделирования решались следующие задачи:

исследование режимов пуска и работы под нагрузкой ТАД с широтно-импульсным модулятором (ШИМ) напряжения питания при синусоидальном и трапецеидальном законе формирования выходного напряжения.

исследования и анализ гармонического состава напряжения и тока статора ТАД с ШИМ напряжения питания при различных законах формирования выходного напряжения;

исследование переходных процессов изменения токов, скорости и моментов тяговых асинхронных двигателей при параметрической несимметрии статорных и роторных цепей.

Для компьютерного моделирования использовался пакет прикладных программ *PSIM*, который содержит в себе вычисление, визуализацию и программирование в удобной среде. При моделировании с использованием *PSIM* реализуется принцип визуального программирования, согласно которому пользователь на экране из библиотеки стандартных блоков создает модель устройства и осуществляет расчеты. При работе в *PSIM* пользователь имеет возможность модернизировать библиотечные блоки, создавать свои собственные, а также создавать новые библиотеки блоков. При моделировании пользователь может выбирать способ изменения времени моделирования (с фиксированным или сменным шагом). В ходе моделирования есть возможность следить за процессами, которые происходят в системе. Для этого используются специ-

альные устройства наблюдения, которые входят в состав библиотеки PSIM. Результаты моделирования могут быть представлены в виде графиков или таблиц.

Использование модели позволяет быстро провести отладку коэффициентов передачи системы на работу с тяговыми приводами с разными параметрами, кроме того, компьютерная модель дает целостное представление о функционировании модели и ее работоспособности.

В табл. 1 показан гармонический состав напряжения и тока статора тягового асинхронного двигателя типа АД-50 при ШИМ напряжения питания.

Таблица 1

Законы изменения напряжения и тока		Номер гармоники				
Напряжение (синусоидальный закон)	1	18	36	54	90	
	203,57	50,3	22,929	21,929	13,904	
Ток (синусоидальный закон)	1	5	13	22	26	
	108,12	3,123	7,561	5,412	0,912	
Напряжение (трапецидальный закон)	1	14	24	36	90	
	204,214	18,139	25,121	16,324	19,901	
Ток (трапецидальный закон)	1	5	13	22	26	
	109,961	1,314	4,325	4,828	2,510	

На рис. 2 представлены машинограммы фазных токов на зажимах ТАД и их гармонический состав при синусоидальном и трапецидальном законе ШИМ выходного напряжения.

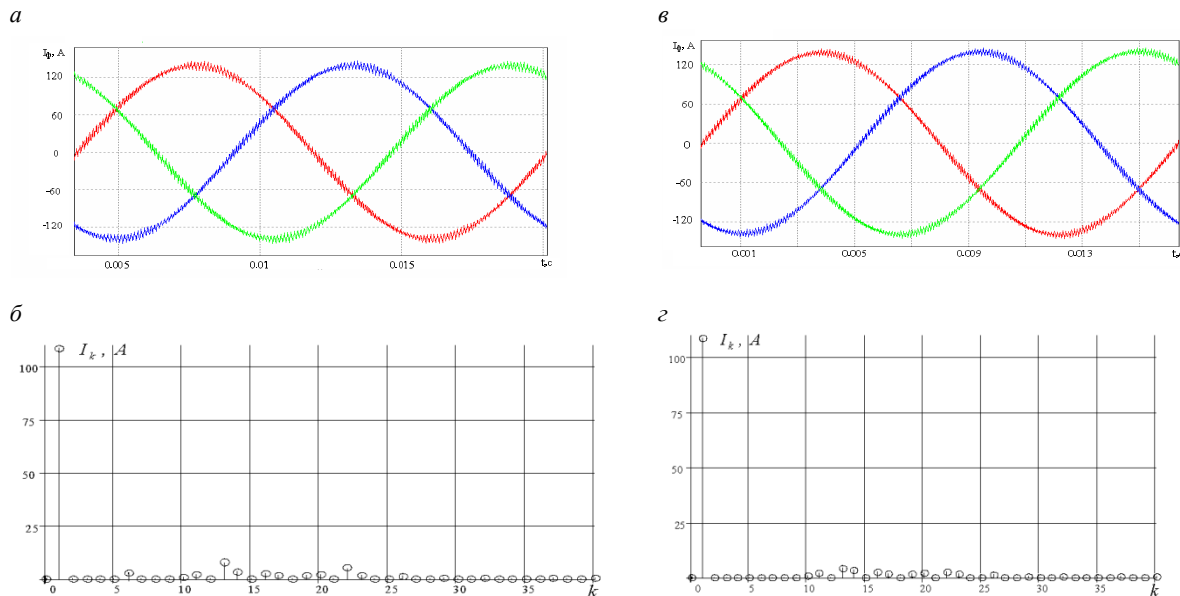


Рис. 2. Трехфазный ток тягового асинхронного двигателя при ШИМ напряжения питания: а – по синусоидальному закону управления; в) при трапецидальном законе управления; гармонический состав тока тягового двигателя при ШИМ напряжения питания: б) по синусоидальному закону управления, г) при трапецидальном законе управления

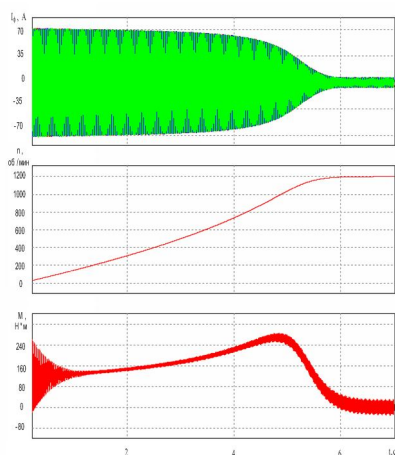


Рис. 3. Машинограммы трехфазного тока статора, частоты вращения и момента тягового асинхронного двигателя при пуске с ШИМ напряжения питания от аккумуляторной батареи

С целью анализа переходных процессов в ТАД при двухсистемном питании электровоза было проведено моделирование пускового режима двигателя (рис. 3).

На машинограммах рис. 4 приведены осциллограммы переходных процессов в ТАД электропривода рудничного контактно-аккумуляторного электровоза на входе контура преобразователя электрической энергии при переходе тягового асинхронного электропривода (ТАП) на питание с одного источника на другой: КС-ТАБ (контактная сеть – тяговая аккумуляторная батарея) и ТАБ-КС.

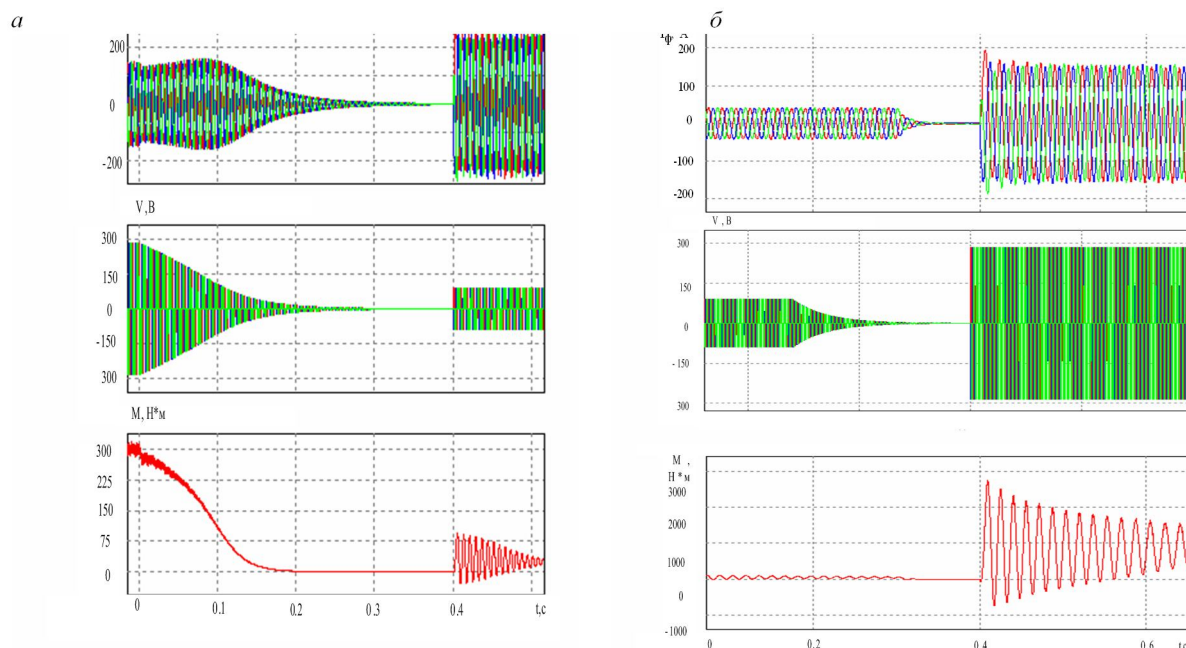


Рис. 4. Машинограмми трехфазного тока статора, изменения момента тягового асинхронного двигателя и напряжения при переходе питания от КС к ТАБ (а) и от ТАБ к КС (б)

Как видим, падение напряжения с уровня 230В до уровня 80В происходит менее чем за 200 мс, что обусловлено разрядом конденсаторной батареи (КБ) преобразователя через транзисторные ключи преобразователя. Длительность разряда КБ зависит от величины емкости и нагрузки на валу двигателя. «Подхват» питания (переход на ТАБ) осуществляется через 0,3с после исчезновения питания.

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. На основании разработанной методики и математической модели проведения исследования выявлено влияние системообразующих параметров на динамические свойства системы: шахтной контактно-аккумуляторной «электровоз – вагонетки».

2. Как следует из представленных осциллограмм динамика переходных процессов при автономном режиме питания (от ТАБ) в ходе передвижения электровозосостава при погрузочно – разгрузочных операциях не отличается и даже близка по аналогичности при питании электровоза от КС.

3. Единственным отличием протекания переходных процессов при питании электровоза от ТАБ является некоторая «затянутость» в отличие от режима питания от КС.

4. Следует констатировать, что при перестановке электровозосоставов (4 – 5 с) ТАП не достигает установившихся режимов функционирования.

Список литературы

1. Синчук О.Н. О варианте энергоэффективной структуры управления тяговым электромеханическим комплексом двухосных электровозов / О.Н. Синчук, И.О. Синчук, А.Ю. Давыдов, С.Н. Якимец, Н.И. Лесной, Е.И. Скапа // Электромеханічні енергозберігаючі системи. Кременчук, КНУ 2010. – Вип. 3/2010 (11). – С.27–29.
2. Оат Г.П. Промышленные испытания аппаратуры автоматического вождения шахтных поездов / Г.П. Оат, Н.И. Литун, В.Н. Дардалан // Уголь. – 1980. – № 11. – С. 38 – 39.
3. Астафьев Ю.П. Опыт применения АСУ электровозным транспортом с использованием компьютеров / Ю.П. Астафьев, О.Н. Синчук, Э.С. Гузов // Горный журнал. – №11, 1980. – С.55 – 58.
4. Тимошенко А.В. Система реалізації максимуму тяги рудникового електровозу. Електромеханічні і енергозберігаючі системи. Щоквартальний науково-виробничий журнал. – Кременчук: КрНУ, 2012. – Вип. 3/2012 (19). – с. 366 – 369.
5. Bertil Oberg. Computer-controller ore transformation at the LKAB mine in Kiruna. – Sweden Information of ASEA. – 1979. P. 212.
6. Valk R. On the computational power of extended Petri nets. – In: Lecture Notes in Computer Science. – Berlin – Springer – Verlag. – 1978, 64. – P. 526 – 535.
7. Dankmeyer Hugo. Kopalnia lokomotyw przewodowa o podwyższonej zdolności przewozowej. – Pns. gorn. – 1979, 35, N 10. – с. 432 – 438. LIV.

8. LaneWhite. New haulage level at Kiruna, Sweden, has massive capacity. // Mining Journal. – 1978. – Vol. 119, № 6. – 112 p.
9. Лебодкін С.В. Вугільна промисловість і перспективні напрямки розвитку тягових електроприводів рудникових електровозів (Проблеми і перспективи) / С.В. Лебодкін, А.П. Сінолицький, О.В. Пасько // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. – 2004. № 4. – С. 12 – 15.
10. Синчук О.Н. Перспективи розвитку шахтних (рудничних) електровозів з енергосберегаючими видами тягових електроприводів / О.Н. Синчук, С.В. Лебедкин, И.О. Синчук, О.О. Удовенко, О.В. Пасько // Вісник Східноукраїнського національного університету ім. Володимира Даля. Луганськ: СНУ ім. В. Даля. – 2006. – № 8 (102). – С. 83 – 92.
11. Степаненко В.П. Разработка и испытание шахтных контактно-аккумуляторных електровозов. / В.П. Степаненко, Ванцлафф В., Дайнека Р. // Уголь. – 1986. – №12. – С. 32 – 33.
12. Волотковский С.А. Рудничная электровозная тяга / Волотковский С.А. – Москва: Недра, 1981. – 389 с.
13. Синчук О.Н. и др. Системы управления шахтным электровозным транспортом / О.Н. Синчук, Э.С. Гузов, Н.И. Шулин, П.К. Саворский – К.: Техніка, 1985. – 198 с.
14. Бердфорд Б. Теория автономных инверторов / Б. Бердфорд, Р. Хорт. – Москва: Энергия, 1986. – 260 с. – (Пер. с англ. Под ред. И.В. Антика).
15. Чернышев А.О. Перетворювач з інвертором і напівпровідниковим вмикачем гальмових резисторів. Патент на корисну модель №25450, МПК (2006): H02M 7/66, H02P 5/74, G05D 13/00, заява № U200703283, 10.08.2007, бюл. № 12, 2007 р.
16. Branched circuit of 6 kV operation with insulated neutral under phase-to-earth fault / M. Baranovskaya, V. Tytyuk, V. Nevzlin, V. Zagirnyak. // Електромеханічні і енергозберігаючі системи Кременчуцького національного університету ім. Михайла Остроградського. Кременчук. – 2015. – №1. – С. 67–73.

Рукопись поступила в редакцию 18.04.2018

УДК 622.87:613.6.06

Н.Ю. ШВАГЕР, д-р техн. наук, проф., Д.П. ЗАЙКІНА, аспірант
Криворізький національний університет

АНАЛІЗ ПРОФЕСІЙНОЇ ЗАХВОРЮВАНОСТІ НА ГІРНИЧОДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВАХ КРИВБАСУ

Мета. Аналіз стану професійної захворюваності на підприємствах, щодо визначення подальших напрямків процедури ідентифікації та оцінки небезпек, котрий дозволить мінімізувати травматизм на виробництві.

Методи дослідження. Було використано узагальнення та аналіз літературних джерел і статичної інформації за умовами праці на залізрудних шахтах.

Наукова новизна. Аргументовано необхідність в реконструкції та оснащенні сучасним обладнанням ряду виробництв, так як виробничі фонди характеризуються поза межним зносом, використовуються застарілі технології та обладнання.

Практична значимість. Обґрунтування вибору методів аналізу виявлених причин.

Результати. Сучасна технологія підземного і відкритого видобутку руди, виробництва металу неминує пов'язана з забрудненням повітря робочої зони шкідливими речовинами, наявністю на робочих місцях шумо- і вібронезащитного обладнання, немеханізованого або маломеханізованого трудового процесу.

Динаміка професійної захворюваності не проглядається певною тенденцією до зниження або до збільшення, що затрудняє виявлення основних, можливо прихованих, причин явища. Статистика свідчить, що отримують професійні захворювання, здебільшого, працівники, що мають вік за 40 років, стаж роботи яких, в гірничій промисловості, перевищує 15-20 років і зайняті управлінням або обслуговуванням гірничо-транспортного обладнання, що вичерпав ресурс роботи.

Рівень професійної захворюваності по місту значно перевищує аналогічні показники захворюваності по Дніпропетровській області та Україні.

Вимагають вирішення основні проблемні питання професійної захворюваності: поліпшення умов праці на виробництві шляхом впровадження сучасних технологій; залучення наукового потенціалу міста до вирішення проблемних питань поліпшення умов праці; розробку сучасних комплексних планів оздоровчих заходів на виробництві з урахуванням конкретних показників професійної захворюваності; підвищення якості профпатологічної допомоги працюючому населенню міста. Перераховані в статті порушення та недоліки виробничого процесу свідчать про необхідність: правильної постановки системи управління охороною праці; розробки нових методів навчання керівників підприємств; проведення спеціальних опитувань і досліджень з виявлення проблем в організації безпечної праці працівників гірничорудної промисловості.

Ключові слова: шкідливі та небезпечні умови праці, нещасний випадок, професійна захворюваність, професійна патологія, причини нещасних випадків, виробничий процес, процедура ідентифікації та управління ризиків.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-99-104

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Професійні захворювання – це патологія, яка виникає під впливом несприятливих факторів виробничого середовища і трудового процесу [1-10]. Питома вага професійної патології серед інших нозологічних форм захворювань значно нижче, однак це не зменшує її соціальне значення. Виникнення захворювання в працездатному віці веде не тільки до зниження трудового потенціалу працівника, а й до ряду соціальних, моральних і економічних аспектів. Нерідко розвиток професійної патології призводить до стійкого обмеження життєдіяльності пацієнта.

Аналіз досліджень та публікацій. Проведено аналіз професійної захворюваності за період з 2007 до 2014 рр. на гірничодобувних підприємствах Кривбасу з типовим технологічним процесом, виробничими ділянками (цехами) та обладнанням, характерними для даної галузі виробництва. Матеріалами для запропонованого аналізу були дані Державної служби статистики України та науково - виробничого журналу «На допомогу спеціалісту з охорони праці». Всі дані про професійної захворюваності представлені відносними величинами (на 10 тис. працівників) [1-10].

Постановка завдання. Метою даної статті є аналіз професійної захворюваності на гірничодобувних підприємствах, визначення професійних, вікових та стажевих контингентів працюючих, що вносять основний внесок у формування професійної захворюваності.

Викладення матеріалів та результати. За даними Державної служби статистики України, загалом в Україні кожний четвертий працівник (24,7 %) працює в умовах, які не відповідають гігієнічним нормативам за параметрами вмісту в повітрі робочої зони, вібрації, шуму, ультра- та інфразвуку, іонізуючого випромінювання, несприятливого виробничого мікроклімату, важкості та напруженості праці, тощо. Враховуючі те, що професійні захворювання частіше виникають у віці 40-50 років при стажі роботи 10-15 років, то працівники частіше втрачають працездатність в межах робочого віку.

Сучасна технологія підземного та відкритого видобутку, переробки залізної руди, виробництва металу неминуче пов'язана з забрудненням повітря робочої зони шкідливими речовинами, наявності на робочих місцях шумо- та вібронезбезпечного виробничого обладнання, низьким рівнем механізації та автоматизації виробництва. Тому, згідно даних оперативних інформацій за результатами проведення періодичних медичних оглядів працівників, зайнятих на важких роботах, роботах із шкідливими чи небезпечними умовами праці за 2011- 2012 роки по місту Кривому Рогу в шкідливих умовах праці на промислових підприємствах Кривбасу працює 62 тис. робітників, з них більше 13 тис. жінок, що складає 46% від загальної кількості працюючих на промислових підприємствах міста. Зокрема, в умовах підвищеної запиленості працює 22-23 % , підвищених рівнів шуму - 25-27% , вібрації - 7 % , в умовах несприятливого мікроклімату – 12,4 %, перевищень хімічних речовин - 7-8 %, важкості та напруженості трудового процесу- 22-23 %. Крім того, простежується комбінований вплив вищевказаних виробничих факторів, що посилює їх шкідливі властивості. У середньому на промислових підприємствах міста кожний робітник працює в умовах перевищень не менш як трьох різних факторів виробничого середовища та трудового процесу[1-10].

Як свідчать дані (табл. 1) за останні шість років у місті Кривому Розі встановлено 3435 випадків професійних захворювань.

Таблиця 1

Професійні захворювання за 2007-2012 рр.

Найменування показника	2007	2008	2009	2010	2011	2012	Разом
Усього встановлено професійних захворювань	468	506	816	566	610	469	3435
Виявленим при періодичних медичних оглядах	370	373	291	278	260	241	1813
% виявлених при періодичних медичних оглядах	79	73	36	49	42	51	53
Виявленим при самозверненні у ЗОЗ міста	98	136	525	288	350	228	1625
% виявлених присамозверненні у ЗОЗ міста	21	27	64	51	58	49	47

Із них 1813 професійних захворювань, тобто 53,0% виявлено при проведенні періодичних медичних оглядів, тобто при наданні обов'язкових спеціалізованих профпатологічних медичних послуг регламентованих Законом України «Про охорону праці» від 14.10.1992 року № 2695 -ХІІ (із змінами).

А 1625 професійних захворювань тобто 47,0% виявлено при їх самозверненні у заклади

охорони здоров'я міста, згідно Постанови Кабінету Міністрів України «Деякі питання розслідування та обліку нещасних випадків, професійних захворювань і аварій на виробництві», від 30.11.2011 року №1232.

Ці дані свідчать, що якість проведення періодичних медичних оглядів працівникам, зайнятим у шкідливих (3 клас) та небезпечних (4 клас) умовах праці, які викликають професійні захворювання за останні шість років дуже низька.

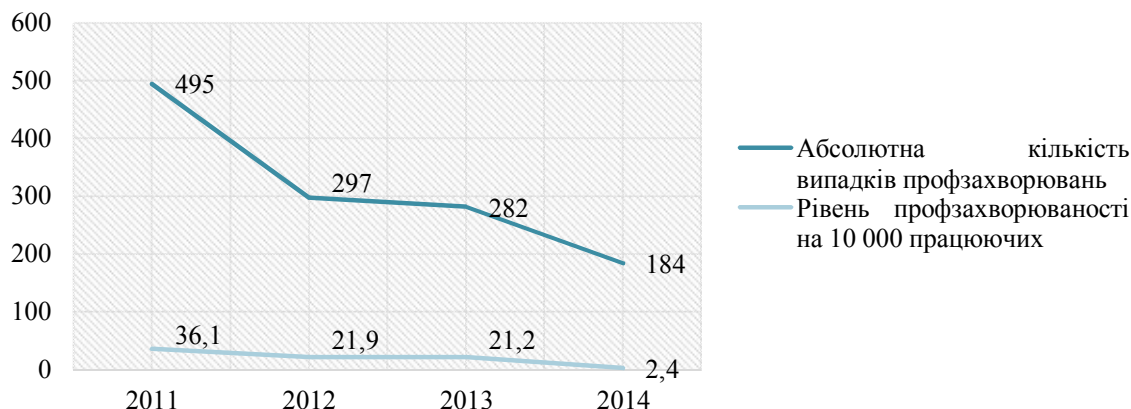


Рис. 1. Динаміка професійної захворюваності по місту Кривому Рогу за 2011-2013 роки, 1 півріччя 2014 року

Проведений статистичний аналіз стану промислової безпеки за період 2007-2014 рр. свідчить, що в Україні триває стійка тенденція зниження рівня смертельного і загального травматизму, в той час як рівень професійної захворюваності продовжує зростати (рис. 1, табл.2), причому відзначається значне ускладнення первинно виявленої патології та переваги виражених важких форм професійних захворювань [1].

Таблиця 2

Динаміка розвитку професійної захворюваності робітників промислових підприємств міста Кривого Рогу за 2011-2013 роки, 1 -е півріччя 2014 року

Роки	Кількість випадків (абсолютні показники)	Кількість нозологічних випадків	Інтенсивний показник на 10 000 працюючих
2011	495	411	36,1
2012	297	405	21,9
2013	282	470	21,2
2014	184	316	3,4

Всього за період 2011-2013 роки та 1-е півріччя 2014 року по місту Кривий Ріг зареєстровано 1258 випадків професійних захворювань на які припадає 1602 нозологічних форм професійної патології (табл. 3, 4).

Таблиця 3

Стан профзахворюваності за 1 півріччя 2014 року в порівнянні з 1 півріччям 2013 року (рівень на 1000 працюючих)

Проф. захворювання	По шахтам			По гірничо-рудній			По місту		
	І півр. 2013р	І півр. 2014р	%	І півр. 2013р	І півр. 2014р	%	І півр. 2013р	І півр. 2014р	%
Силікоз	0,5	0,2	-60,0	0,2	0,09	-55,5	0,05	0,04	-20,0
Віброхвороба	0,3	0,5	+66,6	0,7	0,6	-14,3	0,33	0,3	-9,1
Хр.пил. бронхіт	7,3	7,9	+8,2	2,2	2,1	-4,6	1,0	1,0	-
Нейросенсорна приглухуватість	3,3	2,8	-15,2	1,0	0,7	-30,0	0,4	0,3	-25,0
ТНТ-катаракта	-	-	-	-	-	-	-	-	-
П/к полірадикуло патія	6,5	5,7	-12,4	1,4	1,2	-14,3	0,6	0,5	-16,7
ВСП	1,3	1,3	-	0,2	0,2	-	0,09	0,09	-
Дефартроз	0,5	-	-	0,1	0,03	-70,0	0,05	0,01	-80,0
Інші	-	0,1	-	-	0,01	-	-	0,02	-
Всього	19,8	18,5	-6,6	5,8	5,02	-13,5	2,6	2,4	-7,7

Таблиця 4

Стан профзахворюваності за 2013 рік у порівнянні з 2012 роком (абсолютні значення)

Проф.захворювання	По шахтам			По гірничо - рудній			По місту		
	2012р	2013	%	2012р	2013	%	2012р	2013	%
Силікоз	7	5	-28,6	14	8	-42,9	20	10	-50
Віброхвороба	2	5	+150	35	52	+48,5	40	64	+60
Хр.пил. бронхіт	106	101	-4,8	181	153	-15,5	207	188	-9,8
Нейросенсорна приглухуватість	17	31	+82,3	40	59	+47,5	51	71	+39,2
ТНТ-катаракта	-	-	-	-	-	-	2	1	-50
П/к полірадикуло патія	74	83	+12,1	114	99	-13,2	131	113	-13,8
ВСП	4	18	+350	5	18	+260	6	18	+200
Дефартроз	2	3	+50	3	3	-	4	5	+25
Інші	-	3	-	-	5	-	8	9	+12,5
Всього	212	249	+17,4	392	397	+1,2	469	479	+2,1

Найбільша кількість випадків виявлена на найбільш великих підприємствах міста - ПАТ «Криворіжзалізрудком», ПАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат», ПАТ «Євраз Суха Балка», ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» (табл. 5, 6).

Таблиця 5

Стан профзахворюваності за 2013 рік у порівнянні з 2012 роком (рівень на 1000 працюючих)

Проф.захворювання	По шахтам			По гірничо-рудній			По місту		
	2012р	2013	%	2012р	2013	%	2012р	2013	%
Силікоз	0,05	0,04	-20	0,1	0,05	-50	0,14	0,07	-50
Віброхвороба	0,01	0,04	+300	0,2	0,38	+90	0,29	0,47	+62
Хр.пил. бронхіт	0,78	0,75	-3,9	1,34	1,12	-16,5	1,52	1,38	-10
Нейросенсорна приглухуватість	0,1	0,2	+100	0,3	0,4	+33,3	0,37	0,52	+40,5
ТНТ-катаракта	-	-	-	-	-	-	0,01	0,007	-30
П/к полірадикуло патія	0,5	0,61	+22	0,84	0,73	-13,1	0,96	0,8	-16,7
ВСП	0,02	0,13	+550	0,04	0,13	+225	0,04	0,13	+225
Дефартроз	0,01	0,02	+100	0,02	0,02	-	0,02	0,03	+50
Інші	-	0,02	-	-	0,04	-	0,05	0,06	+20
Всього	1,5	1,8	+20	2,89	2,9	+0,3	3,45	3,53	+2

Таблиця 6

Стан профзахворюваності за I півріччя 2014 року в розрізі промпідприємств міста (рівень на 1000 працюючих)

Промпідприємства	Силікоз	Віброхвороба	Хр.пил. бронхіт	Н/с приглухуватість	ТНТ-катаракта	П/к радикулопатія	ВСП	Дефартроз	Інші	Всього
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
ш. Леніна	-	1,2	6,39	1,27	-	6,39	2,5	-	-	17,9
ш. Орджонікідзе	-	1,8	24,5	13,2	-	15,1	3,7	-	-	58,6
ш. Гвардійська	-	-	12,4	2,48	-	8,7	2,4	-	-	26,1
ш. Жовтнева	-	-	4,4	2,6	-	0,8	-	-	-	7,9
ш. Батьківщина	-	-	15	8,8	-	17,5	3,8	-	-	45,0
ш. Гігант	-	-	2,9	-	-	2,9	-	-	-	5,7
ПАТ «ЄВРАЗ СУХА БАЛКА»	0,57	0,9	5,9	1,1	-	4,0	0,5	-	0,3	13,3
ШБУ КЗРК	-	-	5,8	2,8	-	-	-	-	-	8,4
ш. Артем (АМКР)	-	-	-	-	-	2,9	-	-	-	2,9
ш. Прохідницька (АМКР)	-	-	2,9	-	-	2,9	2,9	-	-	8,6
По шахтам	0,2	0,5	7,9	2,8	-	5,7	1,3	-	0,1	18,5
ВАТ «Південний ГЗК»	-	0,6	0,9	-	-	0,1	-	-	-	1,7
ПАТ «ЦГЗК»	-	0,4	0,8	0,4	-	-	-	0,2	-	1,8
ПАТ «Північний ГЗК»	0,1	2,0	2,8	0,8	-	0,5	-	-	-	5,7
ВАТ «ІнГЗК»	0,2	0,3	0,5	0,2	-	0,2	-	0,1	-	1,5
КШП	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
КШС	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
ПАТ «КЗРК», інші	-	-	0,5	0,1	-	0,3	-	-	-	0,9

Продовження таблиці 6

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
ПАТ «Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча ГЗК «Укрмеханобр	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
По гірничорудній	0,09	0,6	2,1	0,7	-	1,2	0,2	0,03	0,01	5,02
ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» у т.ч.	-	0,3	0,3	0,1	-	0,2	-	-	-	0,9
- металургійне виробництво	-	0,3	0,3	0,1	-	0,2	-	-	-	0,9
- коксохімічне виробництво	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
- ГЗК	-	0,1	0,2	0,1	-	-	-	-	-	0,4
ПАТ «Хейдельберг Цемент»	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Інші	0,1	0,4	1,0	0,4	-	0,6	-	-	0,2	2,7
Всього	0,04	0,3	1,0	0,3	-	0,5	0,09	0,01	0,02	2,4

У структурі професійної захворюваності робітників промпідприємств міста за останні 3 роки провідні місця займають хвороби органів дихання (1-е рангове місце), кістково-м'язової системи (2-е рангове місце), патологія органів слуху та вібраційна хвороба (3-е рангове місце).

Професійні захворювання зареєстровані у 1258 осіб, при цьому по нозологічним формам захворювань зареєстровано 1602 випадків профзахворювань, в зв'язку з тим, що в деяких захворюваннях Український НДІ промислової медицини виставив по два-три випадки профзахворювання.

При організації поточного санітарного нагляду за промисловими підприємствами міста особливу увагу приділяють цехам та дільницям, на яких реєструються професійні захворювання.

Аналіз професійної захворюваності за останні 3 роки свідчить про відсутність стабільної тенденції щодо росту або зниження її.

Однак, при великому обсязі вирішених питань, у тому числі забезпечення робочих спецодягом та спецвзуттям, по місту Кривому Рогу проблемними залишаються:

- неповна герметизація місць перепаду руд з конвеєрів на живильники в шахтах;
- непрацюючі системи аспірації на дробильно-сортувальних фабриках шахт;
- відсутність зрошення при видобувних роботах в шахтах, відвантаженні руди у кар'єрах.

Важливим також є професійних підхід до питань планування оздоровчих заходів керівниками промислових підприємств, а саме:

нажаль, лише 60 % заходів з запланованих, мають гігієнічний ефект зниження впливу виробничих факторів;

часто плануються заходи, виконання яких є обов'язковим згідно діючого законодавства в сфері охорони праці, наприклад, використання засобів індивідуального захисту, проходження періодичних медичних оглядів, проведення відомчого лабораторно-інструментального контролю, тощо;

в основі планування оздоровчих заходів знаходяться не показники професійної захворюваності;

до планування оздоровчих заходів мало залучається науковий потенціал міста [1-10].

Висновок. Успішне вирішення питань профілактики професійних захворювань значною мірою залежить від злагодженої роботи усіх ланок – від роботодавця до лікувально-профілактичних закладів, закладів держсанепідслужби та наукових установ. А також: проведення лікування: амбулаторного, стаціонарного, санаторно-курортного кожного хворого працівника; проведення диспансерного нагляду та медичної реабілітації кожного хворого працівника; раціональне працевлаштування кожного працівника за станом здоров'я; оздоровлення хворих працівників у санаторіях-профілакторіях та будинках відпочинку; дієтичне харчування працівників хворих на хронічні захворювання, проведення попередніх та періодичних медичних оглядів робочих шкідливих професій, які направлені на раннє виявлення загальної, парaproфесійної, професійної патології.

Розробка та запровадження заходів щодо оздоровлення умов праці і профілактики захворювань працівників має бути ключовим етапом у реалізації пріоритетних напрямків державної

політики в галузі гігієни праці та соціального захисту працюючого населення [1-10].

Список літератури

1. Державна служба статистики України.// <http://www.ukrstat.gov.ua>
2. «Надпопомогоспеціалістозохоронипраці»: Наук. - виробн. журнал. К.: ДП «Редакція журналу «Охорона праці» . - 2007-2015. - №№1-12.
3. **Риженко С.А., Лисий А.Ю., Капчук В.Г., Грузін І.І., Ткач Л.А.** Особливості професійної захворюваності опорно-рухового апарату робочих промислових підприємств Кривбасу. Матеріали науково-практичної конференції з нагоди 85-річчя кафедри гігієни праці і професійних хвороб НМУ ім. О.О. Богомольця та 120-річчя від дня народження професора В.Я. Підгаєцького «Пріоритетні проблеми гігієни праці, професійної та виробничо-зумовленої захворюваності в Україні». Київ, 2008.
4. **Риженко С.А., Лисий А.Ю., Грузін І.І., Погорєлова Л.О., Слюта Т.В., Ткач Л.А., Громик Т.М.** До питання оптимізації моніторингу шкідливих речовин в виробничих приміщеннях промислових підприємств Кривбасу. Сборникматеріалов 12-ї итоговойрегиональнойконференции. Епидемиология, екология и гигиена. Харьков, 2009.
5. **Глембоцька А.** Своєчасне запобігання профзахворюванням у сучасних реаліях. СЕС.Профілактична медицина, Київ, № 2, 2011.
6. **Ткач Л.А.** Проблемні питання професійної захворюваності працівників промислових підприємств Кривбасу: Медицинапрацітапрофпатології. - Кривий Ріг.
7. <http://cyberleninka.ru/article/n/analiz-sostoyaniya-professionalnoy-zabolevaemosti-i-proizvodstvennogo-travmatizma-gornometallurgicheskogo-kompleksa#ixzz3z8Y3tXOg>
8. Environment, Health and Safety Committee OCCUPATIONAL HEALTH AND SAFETY MANAGEMENT SYSTEMS http://www.rsc.org/images/Occupational-Health-and-Safety-Management-Systems_tcm18-240421.pdf
9. <http://www.hse.gov.uk/statistics/overall/hssh1415.pdf>
10. http://dnop.kiev.ua/web/index.php?option=com_content&task=view&id=6387&Itemid=137

Рукопис подано до редакції 13.04.2018

УДК 519.6:004.8

Н.Н. ШАПОВАЛОВА, О.Г. РИБАЛЬЧЕНКО, ст. викладачі,
Д.І. КУРОПЯТНИК, студент, Криворізький національний університет

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ МЕТОДІВ ОПТИМІЗАЦІЇ ФУНКЦІОНАЛУ ЯКОСТІ МОДЕЛЕЙ МАШИННОГО НАВЧАННЯ

Мета. Визначити ефективність методів оптимізації функціоналу якості моделей машинного навчання в залежності від виду критерію оцінки якості алгоритму, розміру навчальної вибірки, порівняти методи за критеріями стабільності отримання рішення та обчислювальної складності, розробити рекомендації по застосуванню розглянутих методів за певних початкових умов задачі багатовимірної оптимізації. Вибір методу оптимізації оціночного функціоналу на етапі формування математичної моделі є важливим фактором ефективності побудованої алгоритму машинного навчання, зокрема за умов багатфакторних цільових функцій та великих обсягів навчальної вибірки. Загальноприйнятні в практиці машинного навчання методи оптимізації функціоналу якості не завжди враховують вид цільової функції, що призводить до значного зростання часу навчання моделі та зниження її якості в цілому.

Методи. Використано числовий експеримент навчання регресійних моделей і системний аналіз методів пошуку оптимальних значень параметрів критерію якості задач класу навчання по прецедентах: градієнтного спуску, симплекс-методу Нелдера-Міда, імітації відпалу, генетичного алгоритму.

Наукова новизна. Проведено порівняння ефективності методів багатовимірної оптимізації та аналіз доцільності їх застосування до різних типів оптимізаційних функцій в машинному навчанні на різних обсягах навчальної вибірки.

Практична значимість виконаної роботи полягає в обґрунтуванні застосування того чи іншого оптимізаційного методу в залежності від виду оціночного функціоналу якості та розміру простору ознак задачі машинного навчання, визначенні обчислювальної складності застосованих алгоритмів. Вибір методу оптимізації на етапі постановки задачі значно підвищує ефективність моделі машинного навчання.

Результати. Розроблено бібліотеку `opti_methods` методів багатовимірної оптимізації оціночного функціоналу якості моделей задач машинного навчання для мови програмування Python 3, розроблено рекомендації щодо використання певного оптимізаційного методу в залежності від виду критерію якості навчання моделей та розміру навчальної вибірки.

Ключові слова: оптимізація, машинне навчання, функціонал якості, обчислювальна складність, метод градієнтного спуску, генетичний алгоритм, алгоритм імітації відпалу, метод Нелдера-Міда.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-104-112

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Машинне навчання (МН) займає все більше місце в нашому житті з огляду на величезний спектр його застосування. Згідно недавнього звіту дослідницької компанії Gartner, яка регулярно оновлює свій «цикл зрілості технологій», на сьогоднішній день з усіх інформаційних технологій на піку очікувань знаходиться саме МН [1].

З кожним днем сфера застосування МН розширюється. Повсюдна інформатизація призводить до накопичення величезних обсягів даних у науці, виробництві, бізнесі, транспорті, охороні здоров'я. Дані стають одним з найцінніших ресурсів сьогодення. Оперуючи достатньо великими обсягами систематизованої інформації і значними обчислювальними потужностями, люди навчилися виявляти закономірності, приховану структуру даних, що дозволило робити достовірні прогнози в багатьох сферах людської діяльності. Виникаючі при цьому задачі прогнозування, управління та прийняття рішень часто зводяться до навчання за прецедентами. Раніше, коли таких даних не було, або вони не були систематизовані належним чином, такі задачі або взагалі не ставилися, або вирішувалися зовсім іншими методами.

Проблема визначення найбільш придатних, гнучких алгоритмів МН, що за умов впливу зовнішніх параметрів не вимагатимуть перегляду або заміни всієї моделі, стає дедалі актуальнішою, а вибір методів оптимізації функціоналу якості вимагає ґрунтованого підходу.

В статті розглянуто чотири види оптимізаційних методів: метод Нелдера-Міда, градієнтного спуску, генетичний алгоритм і алгоритм імітації відпалу. Порівняльний аналіз методів у залежності від виду оптимізаційної функції, розміру і ступеню збалансованості вибірки, умов збіжності тощо, дозволить сформулювати рекомендації щодо доцільності використання кожного з розглянутих варіантів із урахуванням вищезазначених умов.

Аналіз досліджень і публікацій. Найбільш поширений тип задач МН – це задачі навчання з учителем [2, 3]. Кожен прецедент являє собою пару «об'єкт – відповідь». Потрібно знайти функціональну залежність відповідей від описів об'єктів і побудувати алгоритм, який бере на вході опис об'єкта і видає на виході відповідь. До цього типу належать, зокрема, задачі класифікації і регресії.

В задачі класифікації безліч допустимих відповідей визначено. Їх називають мітками класів. Клас – це безліч всіх об'єктів із даним значенням мітки. Задача регресії відрізняється тим, що допустимою відповіддю є дійсне число або числовий вектор.

Для вирішення задачі навчання за прецедентами в першу чергу фіксується модель відновленої залежності. Потім вводиться функціонал якості, значення якого показує, наскільки адекватно модель описує спостережувані дані. Функціонал якості зазвичай визначається як середня помилка відповідей, виданих алгоритмом, за всіма об'єктами вибірки. Алгоритм навчання шукає такий набір параметрів моделі, при якому функціонал якості на заданій навчальній вибірці приймає оптимальне значення.

Процес настройки моделі за вибіркою даних у більшості випадків зводиться до застосування методів оптимізації. Методи математичного програмування дають велику різноманітність алгоритмів розв'язання даного завдання. В машинному навчанні традиційно використовують градієнтні методи, але за умови, що функція помилки моделі гладка і диференційована [4, 5]. Окрім того, існують недоліки цієї групи методів:

- алгоритм може не сходитися чи сходитися занадто повільно;
- як правило, функціонал якості багатоекстремальний і процес градієнтного спуску може «застрягти» в одному з локальних мінімумів;
- при великій розмірності простору ознак і/або малій довжині вибірки можливе перенавчання, тобто класифікація стає нестійкою, і ймовірність помилки збільшується;
- якщо функція активації має горизонтальні асимптоти, то процес може потрапити в стан «паралічу» [6].

Існуючі способи усунення недоліків призводять або до збільшення кількості ітерацій, або до введення в модель гіперпараметрів, підбір яких породжує нову оптимізаційну задачу [2].

Генетичні алгоритми представляють собою відносно новий напрямок в обчислювальних методах [7, 8]. В останні роки з'явилося безліч публікацій, присвячених опису принципів побудови генетичних алгоритмів, заснованих на концепціях природного відбору і генетики. При цьому дуже часто їх можливості демонструються на прикладі вирішення завдань оптимізації та пошуку. Генетичний алгоритм має переваги перед іншими алгоритмами в умовах дуже великих

розмірностей задач і відсутності впорядкованості вихідних даних, альтернативою йому може стати лише метод повного перебору варіантів.

Зауважимо, що і генетичні алгоритми, і градієнтні методи мають тенденцію сходиться до локального оптимуму або навіть до довільної точки, а не до глобального оптимуму. Це означає, що вони «не знають», яким чином пожертвувати короточасною високою придатністю для досягнення довгострокової придатності [9, 10]. Тому в порівняльному аналізі буде використаний алгоритм імітації відпалу, який є універсальним методом пошуку глобального мінімуму цільової функції. Перевагами методу є: можливість пошуку рішень для складних нелінійних задач, можливість роботи з даними, що мають велику кількість шумів і перешкод, здатність виходу з локальних мінімумів, універсальність методу, відносна легкість модифікації, адаптації та технічної реалізації [11].

Разом із вищезазначеними алгоритмами буде розглянутий дуже ефективний і простий алгоритм пошуку екстремуму функції багатьох змінних, який не накладає обмежень на гладкість функції та не використовує похідну – симплекс-метод Нелдера-Міда.

Порівняння декількох підходів до оптимізації функціоналу якості задач машинного навчання представляє науковий і практичний інтерес.

Постановка завдання. Існує проблема оптимізації параметрів w_1, \dots, w_N деякого алгоритму машинного навчання. Завдання оптимізації полягає в тому, щоб підібрати ці параметри таким чином, щоб алгоритм давав найкращий результат. Зокрема, якщо якість роботи алгоритму описувати функцією якості $Q(w_1, \dots, w_N)$ від його параметрів – вагових коефіцієнтів моделі, то задача оптимізації набуває вигляду $Q(\alpha_1, \dots, \alpha_N) \rightarrow \max_{\alpha_1, \dots, \alpha_N}$. Розглянемо задачу навчання за прецедентами – задачу лінійної регресії

$$a(x) = w_0 + \sum_{j=1}^d w_j x^j,$$

де w_0 – вільний коефіцієнт, x – ознаки, w_j – вага x^j -ї ознаки, d – кількість ознак у вибірці.

Якщо додати $(d+1)$ -у ознаку, яка на кожному об'єкті приймає значення 1, то лінійний алгоритм можна буде записати у більш компактному вигляді

$$a(x) = \sum_{j=1}^{d+1} w_j x^j = \langle w, x \rangle,$$

де використовується позначення $\langle w, x \rangle$ для скалярного добутку двох векторів.

Якість алгоритму оцінюється тим, наскільки точно отримана модель описує залежності даних у вибірці, тобто чим менша помилка (відхилення) на кожному об'єкті, тим вище якість алгоритму. В якості міри помилки не може бути вибрано відхилення від прогнозу (y) $Q(a, y) = a(x) - y$, оскільки в цьому випадку мінімум функціоналу не буде досягнутий при правильній відповіді $a(x) = y$. Найпростіший спосіб – розрахувати модуль відхилення $|a(x) - y|$. Тоді функціонал якості для регресійної моделі набуває вигляду

$$Q(a, x) = \frac{1}{l} \sum_{i=1}^l |a(x_i) - y_i|.$$

Запишемо цей функціонал у вигляді функції від вектора вагових коефіцієнтів

$$Q(w, x) = \frac{1}{l} \sum_{i=1}^l |\langle w, x_i \rangle - y_i|.$$

Необхідно підібрати вагові коефіцієнти w таким чином, щоб помилка алгоритму була найменшою

$$Q(w, x) = \frac{1}{l} \sum_{i=1}^l |\langle w, x_i \rangle - y_i| \rightarrow \min_w. \quad (1)$$

Оскільки функція (1) негладка, то використання градієнтних методів для оптимізації функціоналу якості, заданого таким чином, стає неможливим. Тому доцільно використовувати не модуль відхилення $|a(x) - y|$, а квадрат відхилення прогнозу $(a(x) - y)^2$. Запишемо функцію якості як середньоквадратичний критерій відхилення аналогічним чином через вектор вагових коефіцієнтів

$$Q(w, x) = \frac{1}{l} \sum_{i=1}^l (\langle w, x_i \rangle - y_i)^2 \rightarrow \min_w. \quad (2)$$

Тепер цільова функція (2) має неперервну похідну на всій множині визначення, і її можливо мінімізувати градієнтними методами.

Для порівняльного аналізу методів оптимізації кожного з видів функціоналів якості моделі навчання застосуємо стохастичні методи (генетичний та імітації відпалу), градієнтний та метод Нелдера-Міда на різних розмірах навчальної вибірки: у малій вибірці кількість об'єктів менше 100, у середній – до 5000, у великій – до 25000.

Викладення матеріалу та результати. Використання *градієнтних методів* зумовлено їх високою швидкістю збіжності і стабільністю, одержаних завдяки інформації про градієнт і кривизну досліджуваної функції. Алгоритм найшвидшого спуску реалізує ітераційну процедуру руху до мінімуму з довільно вибраної початкової точки в напрямку найсильнішого зменшення функції, визначеному біля поточного значення аргументу функції, що мінімізується. Такий напрям протилежний напрямку, який задається вектором градієнта $\nabla f(x)$ функції, що мінімізується $f(x)$. Загальна формула для знаходження значення аргументу $x^{(k+1)}$ за значенням $x^{(k)}$, знайденому на k -му кроці роботи алгоритму найшвидшого спуску $x^{(k+1)} = x^{(k)} + \lambda^{(k)} \cdot s^{(k)}$, де $\lambda^{(k)}$ – крок градієнтної процедури, $s^{(k)}$ – вектор одиничної довжини в напрямку, протилежному напрямку градієнта $\nabla f(x^{(k)})$, визначеному в точці $x^{(k)}$

$$s^{(k)} = \frac{-\nabla f(x^{(k)})}{\|\nabla f(x^{(k)})\|},$$

де $\|\nabla f(x^{(k)})\|$ – норма вектора градієнта $\nabla f(x^{(k)})$.

Важливим фактором оцінки будь-якого алгоритму є обчислювальна складність – оцінка ресурсів, необхідних для виконання поставленого завдання засобами конкретної реалізації. Зазвичай цю характеристику відокремлюють від властивостей системи, адже головна ціль показника обчислювальної складності полягає не в визначенні часу виконання алгоритму для конкретної ЕОМ, а в загальній демонстрації залежності витрачених ресурсів від збільшення початкових даних [12]. До уваги не береться ані точний час виконання окремих інструкцій, ані число бітів, витрачених на представлення змінних, ані швидкість процесора – під час оцінки доволі складних алгоритмів усім іншим можна знехтувати (з точністю до постійного множника).

Складність певного алгоритму розраховується шляхом підрахунку кількості операцій над усіма початковими даними для виконання поставленого завдання. В загальній нотації використовується термін «велике O », що позначає функціональну залежність витраченого часу від збільшення об'єму опрацьованих даних. Важливо, що обчислювальна складність визначається для конкретної реалізації алгоритму, а не до загальних рекомендацій із його використання.

Потрібно зазначити, що немає прямої кореляції між найгіршим випадком застосування, та реальним використанням алгоритмів. Подібна оцінка методів дає розуміння того, що може бути при «незручних» початкових даних, але однозначною диференціацією по складності бути аж ніяк не повинна.

Для градієнтного методу обчислювальна складність становить $O(N)$, де N – кількість параметрів обраної для дослідження функції. Це пояснюється тим, що на кожній ітерації алгоритм використовує усі параметри, а при послідовному застосуванні N «велике O » накопичується алгебраїчно, тобто для теоретичної складності алгоритму, не суттєво. Залежність від збільшення параметрів сильно впливає на обчислювальну складність градієнтного метода.

Генетичні алгоритми моделюють процес природного відбору в ході еволюції та мають стадії генерації популяції, мутацій, схрещування і відбору. Порядок стадій залежить від конкретного алгоритму.

Для оптимізації функції $f(x)$ дійсних змінних $x \in R^n$ застосовується алгоритм диференціальної еволюції. Популяцією в алгоритмі диференціальної еволюції вважається безліч векторів з R^n , причому кожна змінна цього простору відповідає своїй ознаці. Параметрами цього алгоритму є: розмір популяції N , сила мутації $F \in [0, 2]$ і ймовірність мутації P .

В якості початкової популяції обирається набір з N випадкових векторів. На кожній наступній ітерації алгоритм генерує нове покоління векторів, комбінуючи вектори попереднього покоління. А саме: для кожного вектора x_i з поточного покоління виконуються наступні стадії:

Стадія мутації. Випадково з популяції вибираються нерівні x_i вектори v_1, v_2, v_3 . На основі цих векторів генерується так званий мутантний вектор $v = v_1 + F \cdot (v_2 - v_3)$.

Стадія схрещування. Над мутантним вектором виконується операція «схрещування», в ході якої кожна координата з ймовірністю P заміщається відповідною координатою вектора x_i . Отриманий вектор називається пробним.

Стадія відбору. Якщо пробний вектор виявляється краще вихідного x_i (тобто значення досліджуваної функції на пробному векторі менше, ніж на вихідному), то в новому поколінні він займає його місце.

Якщо збіжність не була досягнута, починається нова ітерація.

Слід також враховувати наступні зауваження:

для вирішення завдань оптимізації функцій дискретних змінних досить перевизначити тільки стадію мутації. Решта кроків алгоритму залишаються без змін;

часто, щоб збільшити ефективність алгоритму, створюються кілька незалежних популяцій. Для кожної такої популяції формується свій початковий набір випадкових векторів. В такому випадку з'являється можливість використовувати генетичні алгоритми для вирішення задач глобальної оптимізації;

ефективність методу залежить від вибору операторів мутації і схрещування для кожного конкретного типу завдань.

Обчислювальна складність генетичного алгоритму складає $O(N^2)$. Це пояснюється тим, що при використанні генетичних алгоритмів, вся кількість параметрів викликається рекурсивно. Звісно, в певному сенсі на збільшення об'єму роботи впливає й кількість елементів у популяції [13]. Цей фактор можна позначити, як коефіцієнт біля поточного результату обчислювальної складності, але константами перед N можна знехтувати. Подібне значення «великого O » є одним із найгірших, адже квадратична функція, вочевидь, накопичується набагато швидше, ніж лінійна (значення обчислювальної складності для градієнтних методів).

Метод імітації відпалу є одним з методів глобальної оптимізації, для роботи якого не вимагається гладкість функції. Він є варіантом методу випадкового пошуку і відомий як алгоритм Метрополіса.

Алгоритм ґрунтується на імітації фізичного процесу, який відбувається при кристалізації речовини, в тому числі при відпалі металів. Відпал – вид термічної обробки металів, сплавів, який полягає в нагріванні до певної температури і наступному повільному охолодженні до кімнатної температури. Мета відпалу – привести систему, зразком якої є метал, в стан з мінімальною енергією. Атоми при відпалі можуть як потрапити в стан з меншою енергією, так і в стан з більшою. Причому ймовірність потрапити з поточного стану в стан з більшою енергією зменшується з температурою. Поступово температура зменшується до кімнатної і система потрапляє в стан з мінімальною енергією.

Для задач оптимізації імітація процесу відпалу може бути проведена в такий спосіб: вводиться параметр T , який має сенс температури, на початку йому встановлюється значення T_0 . Набір змінних, за якими відбувається оптимізація, буде позначатися як x . В якості початкового стану системи вибирається довільна точка. Далі запускається ітераційний процес на кожному кроці з безліччю сусідніх станів з випадково вибраним новим x^* . Якщо значення функції в цій точці менше, ніж значення в поточній точці, то ця точка вибирається в якості нового стану системи. В іншому випадку (тобто якщо $f(x^*) > f(x)$) такий перехід відбувається з ймовірністю P , залежної від температури T , поточного стану x і кандидата на новий стан x^* наступним чином

$$P = \exp(-(f(x^*) - f(x))/T).$$

Завдяки переходам до гіршого стану в методі імітації відпалу вдалося вирішити проблему локальних мінімумів і не застрягати в них. Поступово, при зменшенні температури, зменшується і ймовірність переходів в стан з великим значенням функції. Таким чином в кінці імітації відпалу в якості x виявляється шуканий глобальний мінімум.

Виявляється, що успішність цього алгоритму залежить від способу вибору кандидатів, іншими словами, того, як саме відбувається такий випадковий вибір. Питання, чи знаходить цей алгоритм мінімум або наскільки він ефективний для пошуку стану з меншим значенням функції f (в разі якщо мінімум не може бути знайдений), представляють окремий інтерес. Варто також відзначити, що практичну цінність можуть мати і алгоритми, які не гарантують досягнення мінімуму.

Однією з особливостей цього методу є найбільша обчислювальна складність $O(N^2 \log 2N)$. Головною причиною підвищення складності є додаткова умова перевірки температури, що до-

зволяє навіть у найгіршому випадку (коли доведеться пройти максимальну кількість ітерацій) витратити більше часу, але гарантовано знайти глобальний мінімум [14].

Метод Нелдера-Міда, або метод деформованого багатогранника (симплекса), застосовується для знаходження рішення задачі оптимізації дійсних функцій багатьох змінних

$$f(x) \rightarrow \min, x \in R^n,$$

причому функція $f(x)$, у загальному випадку, не є гладкою і може бути зашумленою. Іншою особливістю методу є те, що на кожній ітерації обчислюється значення функції $f(x)$ не більше ніж у трьох точках. Це особливо важливо у випадку складно обчислюваної функції $f(x)$. Метод Нелдера-Міда простий в реалізації і корисний на практиці, але, з іншого боку, для нього не існує теорії збіжності – алгоритм може розходитися навіть на гладких функціях.

Основними параметрами методу є $\alpha > 0$, $\beta > 0$ і $\gamma > 0$ – коефіцієнти відображення, стиснення і розтягування відповідно. Нехай необхідно знайти безумовний мінімум функції n змінних.

Підготовка. Вибирається $n + 1$ точка, що утворюють симплекс n -мірного простору

$$x_i = (x_i^{(1)}, x_i^{(2)}, \dots, x_i^{(n)}), \quad i = 1, \dots, n + 1.$$

У цих точках обчислюється значення функції $f(x)$

$$f_1 = f(x_1), f_2 = f(x_2), \dots, f_{n+1} = f(x_{n+1}).$$

Сортування. Серед вершин симплекса $\{x_i\}$ вибираються: точка x_h з найбільшим (зі значень на вершинах симплекса) значенням функції f_h , точка x_g з наступним за величиною значенням f_g і точка x_l з найменшим значенням функції f_l .

Центр тяжіння. Обчислюється центр ваги всіх точок, за винятком x_h (обчислювати значення функції в знайденої точці не обов'язково)

$$x_c = \frac{1}{n} \sum_{i \neq h} x_i.$$

Віддзеркалення. Точка x_r відбивається щодо точки x_c з коефіцієнтом α . В отриманій точці x_r обчислюється значення функції

$$x_r = (1 + \alpha)x_c - \alpha \cdot x_h, \quad f_r = f(x_r).$$

Розгалуження. Цей крок залежить від значення f_r в порівнянні з $f_l < f_g < f_h$. Якщо $f_r < f_l$, то ймовірно напрямком було вибрано вдало. Можна зробити спробу збільшити крок. Проводиться розтягнення, знаходиться нова точка і значення функції в ній

$$x_e = (1 - \gamma)x_c - \gamma \cdot x_r, \quad f_e = f(x_e).$$

Якщо $f_e < f_r$, то точці x_h присвоюється значення x_e , а інакше – значення x_r . Після цього ітерація закінчується.

Якщо $f_l < f_r < f_g$, то вибір точки непоганий: точці x_h присвоюється значення x_r . Після цього ітерація закінчується.

Якщо $f_g < f_r < f_h$, то точки x_r і x_h міняються місцями (значення f_r і f_h теж). Після перейти на наступний крок.

Якщо $f_h < f_r$, то просто перейти на наступний крок.

Стиснення. Будується точка x_s і обчислюється значення функції в ній

$$x_s = \beta \cdot x_h + (1 - \beta)x_c, \quad f_s = f(x_s).$$

Розгалуження. Якщо $f_s < f_h$, то точці x_h присвоюється значення x_s . Після цього ітерація закінчується.

Глобальне стиснення. У випадку ($f_s > f_h$) має місце ситуація, коли початкові точки виявилися найвдалішими. Робиться перетворення (стиснення до точки x_i)

$$x_i \leftarrow x_l + (x_i - x_l)/2, \quad i \neq l.$$

Перевірка збіжності. Останній крок – перевірка збіжності, може виконуватися по-різному. Якщо потрібна точність не досягнута, слід перейти до етапу «Центр тяжіння».

Оцінка обчислювальної складності для цього методу є досить непростим питанням. Адже в загальному випадку невідомо, що кількість ітерацій скінченна [15], тим не менш в умовах поставленої задачі її можливо підрахувати. На кожній ітерації тричі використовуються усі початкові дані, тому можна зробити висновок, що обчислювальна складність становить $O(3N)$. Так, зазвичай для загальної демонстрації залежності коефіцієнтом біля N нехтують, але в випадку методу Нелдера-Міда доцільно показувати кількість «ітерацій в ітерації». Іншими словами,

початкові дані використовуються тричі на кожній ітерації, а загальна кількість операцій збільшиться в алгебраїчному порядку, тобто не суттєво для цього показника. Обчислювальна складність для цього методу не набагато більше від градієнтного, і суттєво менша за показники генетичного і алгоритму імітації відпалу, а це лише доповнює картину зручності алгоритму деформованого багатогранника (симплекса) для конкретних завдань.

Наведений на рис. 1 графік ілюструє обчислювальні складності кожного з наведених методів.

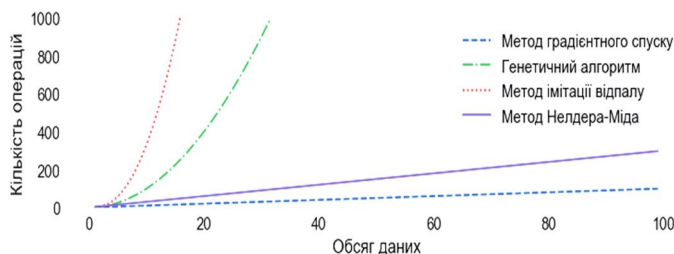


Рис. 1. Обчислювальна складність алгоритмів

помилки регресійної моделі за критеріями середньоквадратичного відхилення і середнього значення відхилення наведено в табл. 1 і табл. 2 відповідно. Експеримент проведено на процесорі Intel Core i7-7500U CPU 2.70GHz, 2901 МГц, ядер: 2, логічних процесорів: 4, RAM 12 Гб.

Таблиця 1

Час роботи методів для гладкої оптимізаційної функції

Методи	Розмір вибірки		
	<100	5000	25000
	час, мс		
Градієнтний	59,2	384	1580
Нелдера-Міда	92,5	256	1230
Генетичний	342	869	3500
Імітації відпалу	3,64	10000	40800

В ході дослідження розроблено бібліотеку `opti_methods` методів багатовимірної оптимізації оціночного функціоналу якості моделей задач машинного навчання мовою Python 3.6, і проведено числовий експеримент на вибірках різного розміру для оптимізаційних функцій (1) і (2).

Результати застосування розглянутих алгоритмів мінімізації функції

Проілюструємо результати роботи алгоритмів на графіках: для малої вибірки – рис. 2, середньої – рис. 3 і великої – рис. 4 відповідно.

Як бачимо, градієнтний метод і метод Нелдера-Міда демонструють достатньо красномовні результати – незалежно від обсягу вибірки, їх швидкість є прийнятною для оптимізації гладких функцій у задачах навчання за прецедентами.

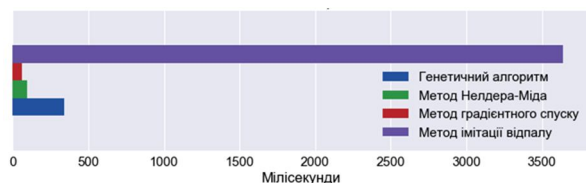


Рис. 2. Час роботи алгоритмів на малій вибірці

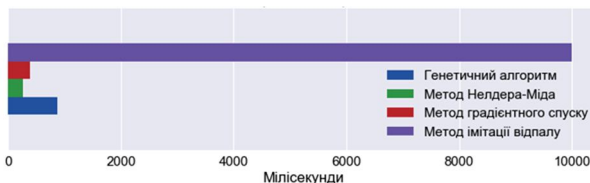


Рис. 3. Час роботи алгоритмів на середній вибірці

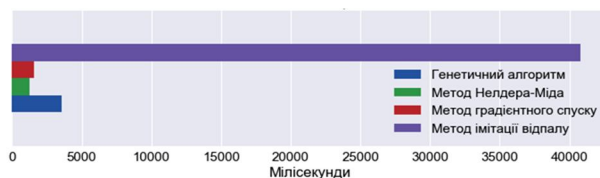


Рис. 4. Час роботи алгоритмів на великій вибірці

Розглянемо роботу алгоритмів на негладкій оптимізаційній функції (1) і проілюструємо час виконання алгоритмів рисунками 5-7.

Зауважимо, що градієнтний метод не використовується для оптимізації негладкої функції, оскільки така функція є недиференційованою.

Для негладкого функціоналу якості моделі навчання є прийнятними методи оптимізації Нелдера-Міда і генетичний алгоритм. Причому, на великих обсягах даних генетичний алгоритм

Таблиця 2

Час роботи методів для негладкої оптимізаційної функції

Методи	Розмір вибірки		
	<100	5000	25000
	час, мс		
Нелдера-Міда	105	266	12300
Генетичний	315	892	35500
Імітації відпалу	12400	10000	52700

працює швидше за метод Нелдера-Міда, що є важливим в умовах сучасного поширення використання великих даних (big data).

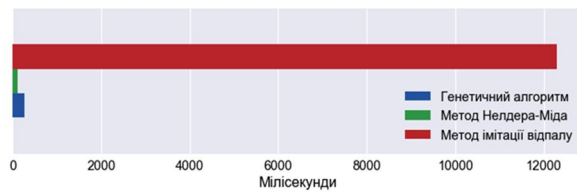


Рис. 5. Час роботи алгоритмів на малій вибірці

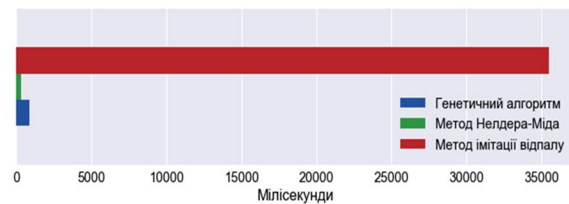


Рис. 6. Час роботи алгоритмів на середній вибірці

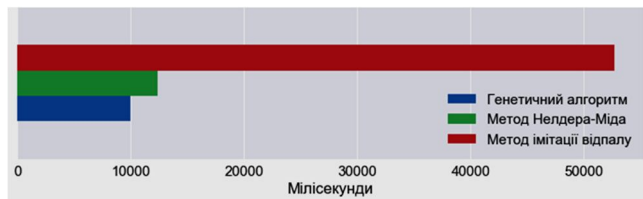


Рис. 7. Час роботи алгоритмів на великій вибірці

Висновки та напрямок подальших досліджень. Проаналізувавши роботу чотирьох методів оптимізації функцій (градієнтний метод, метод Нелдера-Міда, генетичний і алгоритм імітації відпалу) на вибірках різних розмірів і різних видах функціоналах якості моделей навчання, можна зазначити, що для гладких оптимі-

заційних функцій прийнятними є методи градієнтного спуску і Нелдера-Міда незалежно від розміру навчальної вибірки. Для негладких функціоналів зі зростанням обсягу об'єктів у вибірці кращі результати показав генетичний алгоритм, але за простотою викладення і швидкістю збігання на нескладних функціях може бути рекомендовано до застосування метод Нелдера-Міда. В ході подальших досліджень отримані висновки планується перевірити в ході експерименту глибокого навчання багаточарових штучних нейронних мереж.

Список літератури

1. Gartner's 2016 Hype Cycle for Emerging Technologies Identifies Three Key Trends That Organizations Must Track to Gain Competitive Advantage [Електронний ресурс] // Cycle for Emerging Technologies. – 2016. – Режим доступу до ресурсу: <https://www.gartner.com/newsroom/id/3412017>.
2. Луис Педро Коэльо, Вилли Ричарт. Построение систем машинного обучения на языке Python. 2-е издание / пер. с англ. Слинкин А. А. – М.: ДМК Пресс, 2016. – 302 с.
3. Петер Флах. Машинное обучение. Наука и искусство построения алгоритмов, которые извлекают знания из данных. Учебник / пер. с англ. Слинкин А. А. – М.: ДМК Пресс, 2015. – 408 с.
4. Оптимізаційні методи та моделі. Підручник. / [Л. В. Забуранна, Н. В. Попрозман, Н. А. Клименко, О. І. Попрозман, С. В. Забуранний]. – К.: __, 2014. – 372 с.
5. Вігліньський В. В., Наконечний С. І., Терещенко Т. О. Математичне програмування: Навч.-метод. посібник для самост. вивч. дисц. – К.: КНЕУ, 2001. – 248 с.
6. Max Kuhn, Kjell Johnson. Applied Predictive Modeling // Springer, 2013. – 318 с.
7. Кононюк А. Ю. Нейронні мережі і генетичні алгоритми. – К.: «Корнійчук», 2008. – 446 с.
8. Роберт Каллан. Основні концепції нейронних мереж = The Essence of Neural Networks First Edition. — 1-е. – «Вильямс», 2001. – 248 с.
9. Ясницкий Л. Н. Введение в штучний інтелект. – видання 1-е. – Издательский центр «Академия», 2005. – 176 с.
10. Вороновский Г. К., Махотило К. В., Петрашев С. Н., Сергеев С. А. Генетичні алгоритми, штучні нейронні мережі і проблеми віртуальної реальності. – Заповне. – Х.: ОСНОВА, 1997. – 112 с.
11. Нейт Сильвер. Сигнал и Шум. Почему одни прогнозы сбываются, а другие – нет // Азбука-Аттикус, Ко-Либри, 2015. – 400 с.
12. William M. Bolstad. Introduction to Bayesian Statistics, 2nd Edition // Wiley-Interscience; 2nd edition.
13. Бондаренко И. Б., Каляева Е. А., Кокшаров Д. Н. Адаптация параметров генетических алгоритмов для оптимизации сложных функций // Известия высших учебных заведений. Приборостроение. – 2011. – № 9. – С. 54 – 63.
14. Боронихина Е. А. Исследование эвристических методов решения задачи коммивояжера. Разработка интегрированного метода: дис. магистра инф. наук: 01.04.02 / Боронихина Елена Александровна – Томск, 2016. – 60 с.
15. Singer S. Complexity Analysis of Nelder – Mead Search Iterations [Текст] / Sanja Singer, Sasa Singer // Proceedings of the 1. Conference on Applied Mathematics and Computation – Dubrovnik, Croatia, September 13–18, 1999. – pp. 185–196.

Рукопис подано до редакції 19.02.2018

УДК 622.625.28

І.О. СІНЧУК, канд. техн. наук, Д.О. КАЛЬМУС, ст. викладач
Криворізький національний університет

ФОРМАЛІЗАЦІЯ ФАКТОРІВ ЩО ВПЛИВАЮТЬ НА РОБОТУ ТЯГОВОГО ЕЛЕКТРОМЕХАНІЧНОГО КОМПЛЕКСУ КОНТАКТНОГО ЕЛЕКТРОВОЗУ В УМОВАХ ЗАЛІЗОРУДНИХ ШАХТ

Мета. Метою даної роботи є дослідження особливостей роботи тягового електромеханічного комплексу контактної електровазони в умовах залізрудних шахт та виявлення факторів, які найбільш впливають на ефективність транспортування гірської породи, для конкретних умов відкочування.

Методи дослідження. При проведенні розглянутого в статті дослідження було використано методи безпосереднього спостереження та вивчення режимів роботи та графіків навантаження електроприводів та загальна теорія навантажень електроприймачів із змінним графіком навантаження.

Наукова новизна. Розв'язання даної задачі складає актуальність роботи. Її метою є узагальнення відомих методів розрахунків імпульсних електромеханічних систем і формулювання на цій основі уніфікованого методу з розробкою системи гальмування, що ефективно функціонує до нульової швидкості шахтного електровазони при максимальному використанні гальмівних властивостей тягового електроприводу.

Практична значимість. Отримані результати можна використовувати як розрахунково-аналітичний апарат на етапі ескізного проектування тягового електроприводу при складанні методики розрахунку та розробки схемних рішень системи електричного гальмування шахтного електровазони.

Результати. Вдосконалення теорії комплексного розрахунку систем з імпульсними перетворювачами та врахуванням процесів в системах регулювання й керування, а також специфіки експлуатації дозволить виконувати комплексне проектування систем імпульсного регулювання за критерієм досягнення найкращих показників роботи електровазони, тобто мінімальний шлях гальмування – максимальна зчїпна вага, для заданої технічної швидкості. Можливість виконувати перетворювачі на базі IGBT транзисторів, які можна вважати ідеальними ключовими елементами, які не мають контурів ємнісної комутації, значно полегшує розрахунки зовнішніх і регулювальних характеристик електроприводу та побудову системи керування. Чергове завдання полягає в тому, щоб розробити теорію комплексного розрахунку систем з імпульсними перетворювачами, враховуючи при цьому процеси в системах регулювання й керування, а також врахувати специфічні обмеження електрорухомого складу, наприклад по зчїпленню

Ключові слова: електровазон, двигун, перетворювач, зчїплення, система гальмування.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-112-118

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Проблема вдосконалення транспортування (відкочування) руди на залізрудних шахтах здобуває все більше значення. Зі збільшенням глибини розробки скорочуються рудні площі й одночасно збільшується довжина транспортних магістралей. Це обумовлене як погіршенням гірничо-геологічних умов (виклинцюванням покладів) зі зниженням рівня ведення гірських робіт, так і специфікою розкриття залізрудних родовищ – вертикальними стовбурами в лежачому боці покладів. При існуючій інтенсивності розробки зниження гірських робіт становить 18-20 м на рік. Обсяг проведення відкаточних виробіток (штреків, ортів, квершлагів) щорічно збільшується в середньому на 15%. Ці фактори негативно позначаються на показниках роботи відкочування й підприємства в цілому.

Основним видом транспорту на підземних гірських підприємствах є електровазний. Довжина відкаточних виробіток обладнаних електровазним транспортом сягає 80%. На магістральних відкаточних шляхах електровазний транспорт є домінуючим (понад 90%) [1]. Це пояснюється порівняно малою енергоємністю цього виду транспорту, відсутністю забруднення навколишнього середовища, гарною пристосованістю до автоматизації.

Існуючий стан транспорту характеризується низькими техніко-економічними показниками, це обумовлене частим виходом з ладу тягових двигунів, зношуванням бандажів гальмових колінок електровазони.

Аналіз досліджень і публікацій. Як показали результати досліджень, ефективність електровазної відкочування нерозривно пов'язана з удосконаленням системи гальмування шахтних електровазони, оскільки в ряді випадків маса поїзда визначається умовами його гальмування виходячи з максимально припустимої швидкості й довжини шляху гальмування. Досягнення необхідної безпеки руху повинно забезпечуватися високою ефективністю засобів гальмування [1-5].

Основні тенденції щодо реалізація вимог енергоефективності, пронизуючи всі види електроприводів, виглядають особливо актуальними для їхніх тягових варіантів у різних видах електрифікованого транспорту [1-3]. В свою чергу найбільший ефект очікується при впровадженні сучасних технологій та систем керування на базі імпульсних перетворювачів, які можуть бути виконані на силових тиристорах або на транзисторах [7, 10].

Постановка завдання. Дослідження особливостей роботи тягового електромеханічного комплексу контактного електровозу в умовах залізничних шахт та виявлення факторів, які найбільш впливають на ефективність транспортування гірської породи, для конкретних умов відкочування.

Викладення матеріалу і результати. Залежно від гірничотехнічних умов і продуктивності шахти обирається тип і маса електровоза, тип і вантажопідйомність вагонеток і їх кількість – тобто визначається маса поїзда. При цьому враховується опит експлуатації електровозного транспорту на аналогічних підприємствах.

Максимально припустима маса поїзда потім уточнюється для конкретних умов транспортування в шахті за наступними критеріями:

- умовам зчеплення при пуску й русі рухомого складу;
- припустимому нагріванню тягових двигунів;
- припустимій довжині гальмового шляху.

Якщо величина максимально припустимого потягу за умовами зчеплення визначається виходячи з найбільш важкої вимоги – рушення завантаженого поїзда на переважний підйом. При цьому звичайно приймають:

- коефіцієнт зчеплення коліс електровоза з рейками при пуску з підсипанням піску;
- пускове прискорення.

А при визначенні маси поїзда виходячи із забезпечення припустимого гальмового шляху, розв'язок зводиться до визначення гальмових шляхів по заданим швидкостям або, навпаки, визначенню швидкостей по заданим (припустимим) гальмовим шляхам при відомих гальмових засобах поїзда, тобто при відомій гальмовій силі. При цьому енергія, запасена масою, що рухається, перетвориться в процесі гальмування [8].

З умови збереження енергії

$$\frac{mv^2}{2} = Bl,$$

де m – припустима маса потяга, кг; v – швидкість при гальмуванні, м/с; B – гальмова сила, Н; l – гальмовий шлях, м.

Тобто припустима швидкість при заданому гальмовому шляху:

$$v = \sqrt{2Bl/m}.$$

При виконанні розрахунків виходять із найбільш важких умов: гальмування завантаженого рухомого складу на переважному ухилі.

У ряді випадків при тягових розрахунках електровозного відкочування визначають так званий розрахунковий гальмовий шлях, який містить у собі шлях підготовки до гальмування й шлях гальмування. Шлях підготовки до гальмування залежить від часу, необхідного для приведення в дію гальмівної системи (для електровозів К10 і К14 головним чином від часу наповнення повітрям гальмових циліндрів). Час для підготовки до гальмування на основі опиту може бити прийнятий рівним 2с. Можна відзначити, що в основі розв'язку гальмових задач лежить припустимий гальмовий шлях, який встановлюється виходячи з вимог безпечного руху поїздів.

Отже, система гальмування займає важливе місце в структурі електровозів. У цей час невід'ємною частиною систем гальмування рудникових контактних електровозів продовжує залишатися механічне [1, 2]. Однак, як показує аналіз рейсових діаграм роботи тягових електроприводів шахтних електровозів, близько 70% від загального режиму гальмування становить електричне гальмування [2, 3].

Механічне гальмування поїзда, яке здійснюється звичайно за допомогою натискання гальмових колодок на бандажі коліс, веде до більш або менш швидкого зношування тертьових поверхонь. Тому в електровозному відкочуванні бажано застосовувати електровози, що допуска-

ють можливість застосування не тільки механічного, але й електричного гальмування, вільного від зазначеного вище недоліку.

Електровоз 4КР1 являє собою тверду зварену металеву конструкцію із внутрішнім розташуванням колісних пар і центральним розташуванням кабіни машиніста. Привод колісної пари складається з тихохідного двигуна й двоступінчастого циліндрично-конічного редуктора з рознімним кожухом. Рама має безбалансирну підвіску, виконану на восьми індивідуальних циліндричних ресорах, установлених попарно над кожною буксою. Гальмо ручне з чотирьох колодок. Гальмові колодки поміщені із зовнішньої сторони колеса.

Електровози 10КР2 і 14КР2 [4] постачені пневматичним приводом системи гальмування й електричним реостатним гальмуванням. Схема дозволяє робити пуск і їзду при послідовному й паралельному з'єднанні двигунів, електродинамічне (реостатне) гальмування – при паралельному з'єднанні двигунів по перехресно-петлевій схемі. Для переходу від режиму тяги до гальмування, рукоятку реверсивного барабана ставлять на одне з розподілів режиму гальмування («Вперед» або «Назад»), а потім рукоятку головного барабана поступово повертають у напрямку, протилежному напрямку при пуску.

Електровози К10 й К14 [4] оснащені пневмосистемою, яка забезпечує роботу гальмової й піскової систем, дію автозчеплення й пневматичного сигналу, підйом і опускання струмоприймача. Ці електровози обладнані колодковими гальмами з ручним і пневматичним приводами й електродинамічним (реостатним) гальмуванням. Електричне гальмування включається рукояткою головного вала контролера.

Система гальмування електровоза К14 відрізняється від систем гальмування інших шахтних електровозів тим, що тільки одне колесо обладнане ручним приводом колодкового гальма. Основним гальмом на електровозах К10 й К14 є колодкове гальмо із пневматичним приводом. У цьому випадку величина сили натискання гальмових колодок на бандаж колеса здійснюється гальмовим краном, що приводиться в дію педаллю від ноги машиніста електровоза, причому тиск у гальмових циліндрах зростає зі збільшенням ходу педалі.

Як відомо [1, 3], стосовно до електричної тяги найбільш прийнятними є електродинамічне, рекуперативне та гальмування проти вмиканням, а також комбінація цих способів.

Слід зазначити, що гальмування проти вмиканням супроводжується значною витратою електричної енергії й часто приводить до поломок зубчастих передач редуктора. Із цих причин гальмування проти вмиканням не рекомендується [3]. Однак, на практиці нерідко використовується як аварійне.

Застосування рекуперативного гальмування в електричній тязі на постійному струмі зустрічає ряд ускладнень [3]. Так, середня швидкість руху рудникових локомотивів по магістральним виробіткам не перевищує 2 м/с і кінетична енергія, тобто можлива енергія рекуперації, пропорційна квадрату швидкості, виявляється несуттєвою. У місцях завантаження й розвантаження складу ці показники ще нижче [3]. Крім того робота шахтних контактних електровозів характеризується частими відривами струмоприймача від контактної дроту, а порушення контакту між струмоприймачем і контактним дротом веде до зриву процесу рекуперації, порушенню нормального протікання процесу гальмування. До того ж ефективність рекуперативного гальмування багато в чому залежить від наявності на тяговій ділянці споживачів енергії, а також параметрів самої системи електропостачання. Якщо цей вид гальмування досить широко використовується в магістральних електровозах, то в шахтних умовах застосування рекуперації енергії малоефективне, а в більшості випадків взагалі неприйнятне по технічним умовам.

Існуючі тягові двигуни, що встановлені на шахтних електровозах, мають послідовне збудження. Вони мають м'яку швидкісну характеристику, сприятливу для умов електричної тяги. Звичайно, це обумовлює більші величини неузгодженості швидкостей руху, але ця проблема на практиці вирішується застосуванням спеціальних схем включення двигунів, або використанням тягових двигунів з більш твердою швидкісною характеристикою – компаундних, що дозволяє зменшити неузгодженість швидкостей руху [5, 6].

Тому на електровозах, у якості тягових, широко застосування знаходять електричні машини постійного струму послідовного збудження, які дозволяють здійснювати регулювання частоти обертання відносно простими засобами [1]. Цей вид привода зіграв свою вагому позитивну роль у розвитку електрифікованих видів транспорту й покликаний чекаючи заміни на інші, більш енергоефективні, типи функціонувати ще не один десяток років [4-10].

Основним напрямком при розробці систем гальмування шахтних електровозів є створення безконтактних схем керування приводом електровоза для плавної зміни гальмового зусилля. У роботах [8, 10] відзначено, що використання відомих систем для керування режимом електродинамічного гальмування припускає наявність на електровозі додаткових джерел напруги, а також датчиків швидкості (прискорень та струму). У відомих розробках пропонується в якості додаткового джерела живлення схеми гальмування використовувати напругу контактної мережі. Однак, специфічні умови експлуатації шахтних електровозів характеризуються порушенням нормальних умов струмознімання, що знижує ефективність гальмування й рівень безпеки руху.

Як правило, рухомий склад робить від 3-х до 6-ти рейсів у робочу зміну. При цьому машиніст електровоза 90-110 раз здійснює перемикання контролера, що регулює швидкість руху поїзда, а на максимальній позиції контролера він здійснює перемикання до 10 разів і рухається близько 10-12 хвилин, тобто 25% часу повного циклу руху. Кількість відривів пантографа від контактної дроти 70-100 раз, тобто фактично в середньому щохвилини – відрив. При завантаженні рухомого складу в ортах машиніст здійснює 24-30 перемикань контролера для перестановки вагонів.

На рис. 1 представлені фото фіксації максимального (а) та мінімального (б) за часом відривів пантографа електровоза від контактної дроти.

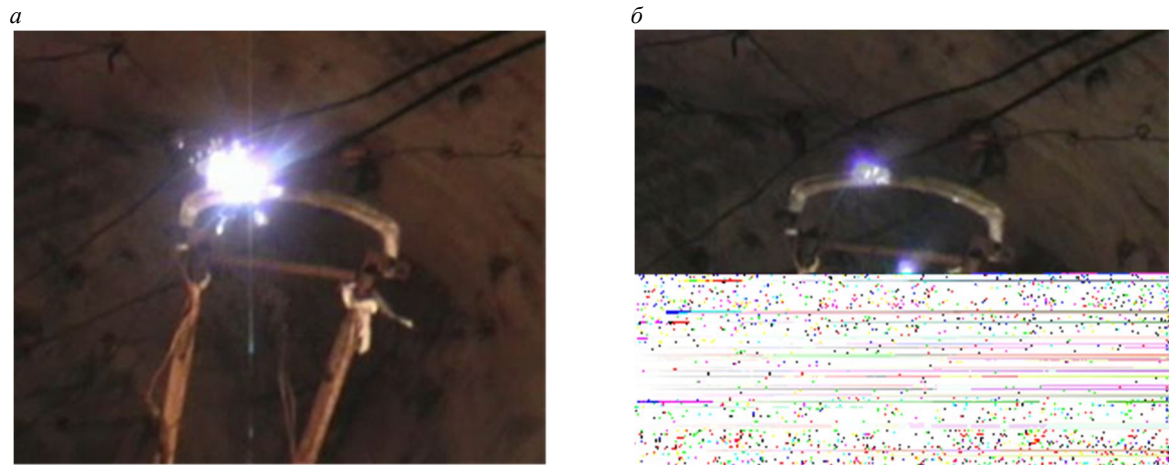


Рис. 1. Фото фіксації максимального (а) та мінімального (б) за часом відривів пантографа електровоза від контактної дроти

Джерело постійної напруги на існуючих електровозах відсутнє і, у випадку зникнення напруги в контактній мережі, виключається можливість живлення схем керування та датчиків. Встановлення акумуляторних батарей, як джерела живлення відомих схем гальмування, нецільна у зв'язку з обмеженими розмірами шахтних електровозів і складністю обслуговування загальнопромислових акумуляторів в підземних умовах.

Застосовувана апаратура керування режимами гальмування не дозволяє здійснити автоматичну зупинку рухомого складу при зникненні напруги в контактній мережі, як при аварійній ситуації, так і при дистанційним управлінні переміщенням поїзда в місцях завантаження й розвантаження.

Ці особливості необхідно враховувати при створенні й визначенні параметрів автоматичного електричного гальмування шахтного електровозу.

При ручнім керуванні машиніст електровозу має можливість реалізувати східчастий режим електродинамічного гальмування за допомогою контролера прямої дії. Вибір моментів перемикання з однієї щаблі гальмування на іншу здійснюється машиністом суб'єктивно. При цьому не враховуються можливі припустимі межі зміни струмових навантажень на кожному щаблі гальмування. Це викликає різні динамічні навантаження на електромеханічне встаткування й веде до необґрунтованого зношування головок рейок й бандажів колісних пар за рахунок роботи привода в зоні надлишкового ковзання.

Отже, існуюче керування не відрізняється надійністю роботи, а часте перемикання режимів роботи призводить до необоротних наслідків, таких як порушення контакту та руйнування елементів електричних схем. самих опорів.

На рис. 2 показано наслідки впливу роботи тягового електроприводу шахтного електровозу в режимах з підвищеним струмом. Тут можна бачити секції гальмівного реостату та електричні з'єднання з наслідками їх локальних перегрівань.

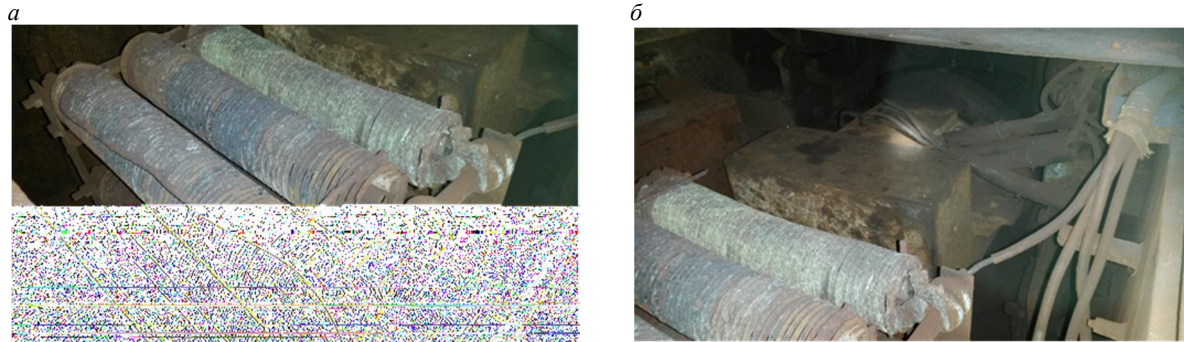


Рис. 2. Секція гальмівного реостату (а) та її електричне з'єднання (б) підсистеми гальмування електровозу К14

Відмінною рисою реалізації сили електричного гальмування шахтних електровозів є змінне значення коефіцієнта зчеплення коліс електровоза з рейками. У місцях завантаження (розвантаження) коефіцієнт зчеплення коліс електровоза з рейками відрізняється в 1,5-2 рази від коефіцієнта зчеплення на прямолінійній ділянці [8]. Крім того, при цьому дійсне значення коефіцієнта зчеплення на окремих ділянках відрізняється від середньої (розрахункової) величини на 30-50%.

Якщо сила тяги буде перевищувати силу зчеплення, то настане буксування – ковзання коліс електровозу по рейках – і з'явиться кінетичне тертя (тертя ковзання). Коефіцієнт кінетичного тертя нижче коефіцієнта тертя у спокої, тому сила зчеплення впаде до значення, обумовленого тертям ковзання, і відповідно сила тяги, передана рамі електровоза, також зменшиться.

Коефіцієнт зчеплення електровозу зазвичай не рівний коефіцієнту зчеплення однієї колісної пари. При індивідуальному приводі, широко застосовуваному в електричній тязі, на коефіцієнт зчеплення електровозу впливає розбіжність характеристик тягових двигунів і можлива деяка нерівність діаметрів коліс. При цьому виходять неоднакові дотичні сили тяги на ободі коліс різних колісних пар. Крім того, при роботі тягових двигунів відбувається перерозподіл навантажень на вісі колісних пар – одні вісі трохи розвантажуються, а інші перевантажуються. Зміна сили притиснення коліс до рейок відбувається також при проходженні ними нерівностей шляху й внаслідок динамічного впливу коливань частин, що підвішені на ресорах рухомого складу.

Всі вказані вище явища змушують додатково знижувати розрахункове значення коефіцієнта зчеплення електровоза у порівнянні з його значенням для однієї колісної пари, тому що при реалізації сили тяги жодна з колісних пар не повинна буксувати.

У результаті експериментальних досліджень встановлено, що величина коефіцієнта зчеплення електровозу різко знижується через покриття рейок рідким брудом і вугільним пилом. Тими ж дослідженнями встановлено, що коефіцієнт зчеплення у всіх випадках при руханні вище, чому при русі.

У залізничних шахтах вугільний та сланцевий пил відсутні, але наявність вологи й рідкого бруду також знижує величину коефіцієнта зчеплення.

Відповідно до вищевикладеного слід зробити висновок про неприйнятність існуючих схем автоматичного електричного гальмування вимогам, пропонованим до підсистем гальмування, що як не враховують реальні умови експлуатації шахтних електровозів. Основними з них є:

- відсутність додаткового джерела живлення;
- наявність на електровозі гальмівних опорів.

Схема автоматичного електричного гальмування повинна спрацьовувати при неможливості нормальної роботи при зниженні рівня напруги в контактній мережі або її зникненні.

Безконтактне регулювання тягових електроприводів на базі імпульсних перетворювачів, які можуть бути виконані на силових тиристорах або на транзисторах, наприклад типу IGBT, забезпечує плавне, безконтактне регулювання тягового електропривода, виключаючи реостатні втрати (економія електроенергії 10-16%), суттєво спрощує процес регулювання електроприводом за рахунок виключення складного регулювання знижується зношування механічної частини поїзда.

Схеми імпульсного регулювання практично добре відпрацьовані й надійні в експлуатації, але теоретична частина завдання переходу на імпульсне регулювання вимагає узагальненого розв'язку, зокрема у зв'язку із застосуванням нової елементної бази (транзистори IGBT).

Рівень розробки електрорухомого складу постійного струму з імпульсними перетворювачами за кордоном може бути оцінений як перехід від експериментальних зразків до серійного виробництва. Сюди можна віднести поїзди Шведські електровози ASEA, SAAB та інші, які перебувають в експлуатації більш 20 років.

Імпульсне регулювання реалізується імпульсними перетворювачами, виконаними на тиристорах (одноопераційних або, тих що замикаються GTO) або на силових транзисторах IGBT. Але процес імпульсного регулювання супроводжується пульсаціями струму двигуна, причому на двигун діють імпульси напруги прямокутної форми з амплітудою, рівною напрузі джерела.

Основною причиною виходу тягових двигунів з ладу є пробій обмоток, розпаювання бандажів. Це свідчить про підвищене нагрівання тягових двигунів, що відбувається за досить короткий період часу.

Тому основним завданням ставиться розробка системи електричного гальмування тягових електричних двигунів, що ефективно функціонує в усім діапазоні робочих швидкостей шахтного електровозу, а також при його роботі в зоні надлишкового ковзання, з максимальним використанням гальмових властивостей тягового електропривода та мінімізацією впливу коливань та короточасних зникнень напруги живлення.

Отже, імпульсне регулювання доцільне для модернізації електровозів; що експлуатуються, при цьому зберігається основне встаткування (тягові двигуни й уся механічна частина), демонтується основна частина найменш надійного електроустаткування (силові контролери й інша контактна апаратура). В результаті може бути продовжений ресурс електровозу (зазвичай на 15 років). При цьому забезпечується найдешевший варіант модернізації електропоїздів з енергозбереженням і з подовженням ресурсу. Однак, в планах подальшої перспективи розробки слід вести по тягових електроприводах з асинхронними тяговими двигунами.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Можливість виконувати перетворювачі на базі IGBT транзисторів, які можна вважати ідеальними ключовими елементами, які не мають контурів ємнісної комутації, значно полегшує розрахунки зовнішніх і регулювальних характеристик електропривода та побудову системи керування. Чергове завдання полягає в тому, щоб розробити теорію комплексного розрахунку систем з імпульсними перетворювачами, враховуючи при цьому процеси в системах регулювання й керування, а також врахувати специфічні обмеження електрорухомого складу, наприклад по зчепленню. Це дозволить виконувати комплексне проектування систем імпульсного регулювання за критерієм досягнення найкращих показників роботи електровозів, тобто мінімальний шлях гальмування – максимальна зчіпна вага, для заданої технічної швидкості.

Список літератури

1. **Волотковський С.А.** Рудничная электровозная тяга. -М.: Недра, 1981. - 389с.
2. **Пироженок В.Х.** Рудничные электровозы с тиристорным приводом. - К.: Техніка, 1981. - 159 с.
3. **Синчук О.Н.** Комбинаторика преобразователей напряжения современных тяговых элект-роприводов рудничных электровозов / О.Н. Синчук, И.О. Синчук, Н.Н. Юрченко, А.А. Чернышов, О.А. Удовенко, О.В. Пасько, Э.С. Гузов. Научное издание. – Киев: ИЕДНАУ, 2006. – 252с.
4. **Тихменев Б.Н., Трахтман Л.Н.** Подвижный состав электрифицированных железных дорог. - .М.: Транспорт, 1980. - 471 с.
5. **Зеленов А.Б.** Теория электропривода. Часть 1. Алчевск: ИПЦ «Лад», ДонГТУ, 2005.
6. **Алексеев Н.И.** Оптимизация систем электрической тяги в подземных выработках шахт. - М.: Недра, 1979. - 252 с.
7. **Синчук О.Н., Чумак В.В., Ершов О.В.** Импульсные системы управления и защита на рудничном электровозном транспорте. Монография – АДЕФ – Украина, 1998. – 280 с.
8. **Синчук О.Н.** Шахтный электровозный транспорт. Теория, конструкции, электрооборудование / О.Н. Синчук, Э.С. Гузов, В.Л. Дебелый, Л.Л. Дебелый; под ред. докт. техн. наук, проф. О.Н. Синчука. – Кривой Рог - Донецк: ЧП Щербатых А. В., 2015. – 296 с.
9. **Гаврилов Я.И., Мнацаканов В.А.** Вагоны метрополитена с импульсными преобразователями. - М.: Транспорт, 1986. - 229 с.
10. **Бирзникс Л.В.** Импульсные преобразователи постоянного тока. - М.: Энергия, 1974. – 256с.

Рукопис подано до редакції 10.04.2018

УДК: 614.712

В.А. ШАПОВАЛОВ, канд. техн. наук, доц., Криворізький національний університет

ОЧИЩЕННЯ ПОВІТРЯ ВСЕРЕДИНИ АСПІРАЦІЙНОГО УКРИТТЯ ПЕРЕВАНТАЖУВАЛЬНОГО ВУЗЛА

Мета. Метою даної роботи є дослідження проблеми очищення повітря в середині аспіраційних укриттів перевантажувальних вузлів. Перевантаження сипких матеріалів є найбільш поширеною операцією при різних процесах транспортування і переробки мінеральної сировини. Найбільш ефективним способом локалізації виділень пилу в місцях перевантаження матеріалу є влаштування укриттів перевантажувальних вузлів, приєднаних до системи аспірації. Викиди пилу через нещільності укриття, попереджаються завдяки розрідженню в його порожнині, яке підтримується за рахунок відсмоктування певної кількості запиленого повітря. Значна кількість пилу, що відсмоктується з порожнини укриття, відкладається в трубопроводах систем аспірації, і зменшує їх поперечний переріз. Через відкладення пилу в трубопроводах суттєво скорочується кількість повітря, що відсмоктується з порожнини укриття, змінюються аеродинамічні показники та ефективність роботи системи аспірації в цілому.

Методи дослідження. Під час вивчення, систематизації та узагальнення способів очищення повітря в середині укриттів перевантажувальних вузлів використано аналіз досліджень і публікацій, цільове натурне обстеження перевантажувальних вузлів.

Наукова новизна. Обґрунтовано переваги застосування інерції відцентрових сил для розділення фаз під час руху аеродисперсних систем в середині укриттів перевантажувальних вузлів.

Практична значимість. Використання запропонованого укриття перевантажувального вузла дозволяє: підвищити ефективність локалізації пилу у місці його виділення за рахунок застосування відсмоктувального купола; досягти високого ступеня очищення забрудненого повітря шляхом прискорення тангенціального руху потоку в пиловловлюючій воронці та збільшення дії відцентрових сил на пилові частки; уникнути втрат матеріалу при аспірації. Крім того, очищення повітря всередині аспіраційного укриття полегшує і здешевлює процес очищення аспіраційного повітря в пиловловлювачах на наступних ступенях очистки. При цьому, підвищується надійність експлуатації мережі трубопроводів системи аспірації, знижується ймовірність відкладення пилу в трубопроводах на горизонтальних і похилих ділянках мережі, зменшується абразивне зношення стінок трубопроводів, що підвищує в цілому ефективність роботи системи аспірації.

Результати. Запропоновано конструкцію аспіраційного укриття перевантажувального вузла.

Ключові слова: аспіраційне укриття, пил, очищення повітря, система аспірації, трубопроводи.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-118-122

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Перевантаження сипких матеріалів є найбільш поширеною операцією при різних процесах транспортування і переробки мінеральної сировини. Найбільш інтенсивно виділяється пил в місцях перевантаження матеріалу з конвеєра на конвеєр та на інших перевантажувальних вузлах, особливо коли відсутні ущільнювачі жолобів чи коробів, через значні перепади по висоті, нещільності в завантажувальних і розвантажувальних пристроях тощо. Виділення пилу, в цьому випадку, обумовлені утворенням надлишкового тиску під час руху матеріалу, який виносить пил крізь нещільні з'єднання. Найбільш ефективним способом локалізації виділень пилу є влаштування укриттів перевантажувальних вузлів, приєднаних до системи аспірації. Викиди пилу через нещільності укриття, попереджаються завдяки розрідженню в його порожнині, яке підтримується за рахунок відсмоктування певної кількості запиленого повітря. Значна кількість пилу, що відсмоктується з порожнини укриття, відкладається в трубопроводах систем аспірації, і зменшує їх поперечний переріз. Для окремих ділянок трубопроводів систем аспірації (горизонтальних, похилих тощо) заповнення поперечного перерізу пилом може сягати 90 % [1,2]. Через відкладення пилу в трубопроводах суттєво скорочується кількість повітря, що відсмоктується з порожнини укриття, змінюються аеродинамічні показники та ефективність роботи системи аспірації в цілому. Порушення сталої роботи систем аспірації сприяє росту запиленості повітря на робочих місцях, оскільки не виконується основна задача – надійна локалізація шкідливих виділень. З часом, відкладення пилу в трубопроводах збільшуються, що приводить до перевищення допустимих навантажень на металоконструкції в місцях кріплення трубопроводів, допустимих прогинів, і в решті решт, до руйнування. Досвід експлуатації систем аспірації показує, що уникнути відкладень пилу в трубопроводах не можливо. Отже, для забезпечення сталої та ефективної роботи систем аспірації необхідно зменшувати кількість пилу, що потрапляє до мережі трубопроводів.

Аналіз досліджень і публікацій. Винос пилу в мережу трубопроводів системи аспірації можна скоротити за рахунок зниження концентрації пилу в повітрі, що відсмоктується з порожнини укриття, за допомогою пристроїв для очищення повітря, розташованих всередині укриття. Такі пристрої повинні споживати мінімальну кількість енергії від зовнішніх джерел або взагалі обходитися без них, а процес уловлення пилу повинен забезпечувати можливість повернення його в технологічний процес. Проведений аналіз літературних джерел показав переваги і недоліки найбільш вдалих конструктивних рішень укриттів перевантажувальних вузлів.

Деякі конструкції укриттів передбачають застосування рукавних чи тканинних фільтрів [3-5], які забезпечують високу ефективність пиловловлення і дозволяють скоротити винос пилоподібного матеріалу в мережу трубопроводів системи аспірації. Разом з цим, застосування фільтрувальних матеріалів в середині укриттів вузлів перевантаження має певні недоліки.

Під час фільтрації частки пилу накопичуються у вигляді пилового шару на поверхні фільтрувального полотна. Висока концентрація пилу в середині укриття перевантажувальних вузлів сприяє дуже швидкому забрудненню фільтрувальних тканин. Це призводить до збільшення гідравлічного опору проходження повітряного потоку крізь фільтрувальнеполотно, погіршується продуктивність фільтрації, зменшується пропускна здатність, що в цілому негативно впливає на аеродинамічні показники роботи системи аспірації. Очищення фільтрувального полотна шляхом періодичного струшування не дозволяє повністю видалити з них частки пилу. Крім того, пристрої для струшування роблять конструкції укриття надто громіздкими. Також ускладнюється процес повернення уловленого пилу в технологічний процес. У разі прориву фільтрувального полотна, важко виконувати його заміну.

Більш вдалими є конструкції укриттів з волоконними завісами [6]. Осадження пилу на волокнах відбувається за рахунок дії дифузії, гравітаційних, інерційних та електростатичних сил. Волокна та пилові частки можуть нести електричні заряди. Сили електричної взаємодії надійно утримують на поверхні волокон агрегації часток, що в деякій мірі ускладнює повернення пилу в технологічний процес.

В деяких конструкціях укриття перевантажувальних вузлів пропонується зменшувати концентрацію пилу в середині укриття, шляхом встановлення форсунок для диспергування води [7,8]. Недоліком таких рішень є шкідливий вплив крапельної вологи, яку виносять потоки повітря у мережу системи аспірації. Зволене повітря, що відсмоктується з порожнини укриття, призведе до корозійного зношення устаткування і трубопроводів, а також швидкого та стійкого налипання на стінки трубопроводів зволоженого пилу, який має підвищені адгезійні властивості. Разом з цим, необхідно враховувати додаткові витрати на теплопостачання виробничих приміщень, пов'язані із застосуванням води в зимовий та перехідний періоди при температурі повітря нижче 0°C, так як у більшості виробничих цехів відсутня система опалення. Отже, слід віддавати перевагу процесам сухого пиловловлення.

Постановка завдання. Для ефективнолокалізації і аспірації виділень пилу на перевантажувальних вузлах необхідно підтримувати стабільний рівень показників в'ємів повітря, що відсмоктується з порожнини укриття, та аеродинамічних показників в мережі аспірації, що виключає осадження пилу в трубопроводах. Один з напрямків вирішення цього завдання полягає у зменшенні кількості пилу, що потрапляє до мережі трубопроводів системи аспірації. Винос пилу в трубопроводі системи аспірації можна скоротити за допомогою пристроїв сухого очищення повітря, розташованих всередині укриття. Отже, актуальним завданням є розробка засобів, що дозволяють скоротити винос пилу в мережу трубопроводів системи аспірації.

Викладення матеріалу та результати. З метою скорочення енергетичних витрат у разі сухої механічної очистки повітря найбільш доцільне використання пристроїв, в яких розділення фаз (твердої від газової) під час руху аеродисперсної системи здійснюється за рахунок дії сил гравітації та інерції, особливо інерції відцентрових сил. В якості такого пристрою може бути запропонований найбільш відомий і розповсюджений у використанні циклонний апарат.

Циклони мають просту конструкцію, надійні в експлуатації, в тому числі при високому тиску і високій температурі газів (до 500°C), мають достатньо високу продуктивність при порівняно невеликому аеродинамічному опорі, який майже не змінюється під час роботи. Збільшення початкової концентрації пилу не зменшує фракційної ефективності очищення газів і сягає 80-95%, для часток пилу розміром більше 10 мкм.

В циклонах відділення часток пилу від повітря відбувається за рахунок відцентрових сил,

які виникають при обертанні запиленого потоку повітря в середині корпусу. Це досягається або тангенціальним введенням потоку в круглу камеру, або пропусканням газу повз направляючих лопаток, радіально орієнтованих по відношенню до осі потоку.

При проведенні теоретичних досліджень з метою спрощення аналітичних розрахунків де-що ідеалізують модель руху аеродисперсної системи в середині циклона, при цьому нехтують реально існуючими факторами. Наприклад, під час моделювання руху пилу в криволінійному потоці нехтують силою тяжіння, а також силою турбулентної дифузії або виникненням вторинних течій, характерних для криволінійної течії. Крім того, припускають, що кутова швидкість часток пилу дорівнює кутовій швидкості потоку, хоча в дійсності це не є так, оскільки при радіальному переміщенні на частки пилу діє сила Коріоліса, яка зменшує значення їх кутової швидкості, а на елементарні об'єми рідини ця сила не діє [9]. Також не враховують вплив конічної частини корпусу і безладний рух вихрового обертального потоку, який порушує нормальне відділення часток пилу. Приймають, що пил рівномірно розподілений у перерізі вхідного патрубку, частки пилу мають форму кулі і не коагулюють під час руху, а досягнувши внутрішньої стінки корпусу не захоплюються повторно газовим потоком.

За спрощеною моделлю, під час руху в криволінійному потоці частки пилу знаходяться під впливом відцентрової сили і сили опору руху в радіальному напрямку.

Значення відцентрової сили, яка діє на частки пилу дорівнює [9]

$$F_{\text{відц}} = \frac{M\omega_{\text{тг}}^2}{R} = \frac{\pi \cdot d_n^3}{6} \cdot \rho_n \cdot \frac{\omega_{\text{тг}}^2}{R}, \quad (1)$$

де M – маса частки пилу, кг; d_n – діаметр частки пилу, м; ρ_n – густина пилу, кг/м³; $\omega_{\text{тг}}$ – швидкість газу у вхідному патрубку, яка дорівнює швидкості часток в циклоні в тангенціальному напрямку (тангенціальна швидкість), м/с; R – відстань від осі циклона до частки пилу, м.

Величина R змінна, тому її середнє значення можна прийняти як

$$R = \frac{(R_2 + R_1)}{2},$$

де R_1 – радіус вихідної труби, м; R_2 – радіус циліндричної частини корпусу циклона, м.

З формули (1) видно, що значення відцентрових сил, які діють на частки пилу при криволінійному русі, прямо пропорційні квадрату тангенціальної швидкості газу, масі часток, і обернено пропорційні радіусу обертання (кола). Тому відцентрові сили на порядок перевищують гравітаційні та інерційні сили в сухих механічних пиловловлювачах інших типів, що обумовлює широке застосування циклонів в різних промислових галузях.

Під впливом відцентрової сили частки пилу набирають швидкість в радіальному напрямку, і зустрічають на своєму шляху опір газового потоку, силу якого, згідно закону Стокса, можна записати

$$F_c = 3\pi \cdot d_n \cdot \mu \cdot \omega_{\text{рад}},$$

де $\omega_{\text{рад}}$ – швидкість руху часток пилу в напрямку від осі циклона до внутрішньої стінки корпусу (тобто, швидкість в радіальному напрямку), м/с; μ – динамічна в'язкість газу, Па·с.

У вхідному патрубку $\omega_{\text{рад}} = 0$, але при подальшому русі через декілька сотих долів секунд $\omega_{\text{рад}}$ збільшується настільки, що сили $F_{\text{відц}}$ і F_c зрівнюються і подальший рух пилу в радіальному напрямку буде відбуватися за інерцією з постійною швидкістю. Коли швидкість руху часток пилу буде дорівнювати швидкості руху потоку газу, то можна записати

$$\frac{\pi \cdot d_n^3}{6} \cdot \rho_n \cdot \frac{\omega_{\text{тг}}^2}{R} = 3\pi d_n \mu \omega_{\text{рад}}. \quad (2)$$

З формули (2), максимальна швидкість руху часток в радіальному напрямку

$$\omega_{\text{рад}} = \frac{d_n^2 \rho_n \omega_{\text{тг}}^2}{18\mu R} = \frac{d_n^2 \rho_n \omega_{\text{тг}}^2}{9\mu(R_2 + R_1)}.$$

Найбільший шлях в радіальному напрямку який необхідно подолати часткам пилу дорівнює $(R_2 - R_1)$. Час необхідний для проходження цього шляху можна розрахувати за формулою

$$\tau = \frac{R_2 - R_1}{\omega_{\text{рад}}} = \frac{9\mu(R_2 + R_1)(R_2 - R_1)}{d_n^2 \rho_n \omega_{\text{тг}}^2} = \frac{9\mu(R_2^2 - R_1^2)}{d_n^2 \rho_n \omega_{\text{тг}}^2}. \quad (3)$$

Час, упродовж якого на частки пилу діють відцентрові сили залежить від кількості обертів, які здійснює газовий потік в циклоні

$$\tau' = \frac{2\pi \cdot R}{\omega_{ig}} \cdot n = \frac{\pi(R_2 + R_1)}{\omega_{ig}} \cdot n, \quad (4)$$

де n – кількість обертів, які здійснює газовий потік в циклоні.

Розмір найменших часток пилу, які долають шлях $(R_2 - R_1)$ і притискаються до внутрішньої стінки корпуса упродовж дії відцентрових сил можна визначити із сумісного рішення рівнянь (3) і (4)

$$d_n = \sqrt{\frac{9\mu \cdot (R_2 - R_1)}{\pi \cdot \omega_{ig} \cdot \rho_n \cdot n}}$$

Для очищення повітря на перевантажувальних вузлах запропоновано конструкцію аспіраційного укриття [10], схема якого зображена на рис. 1.

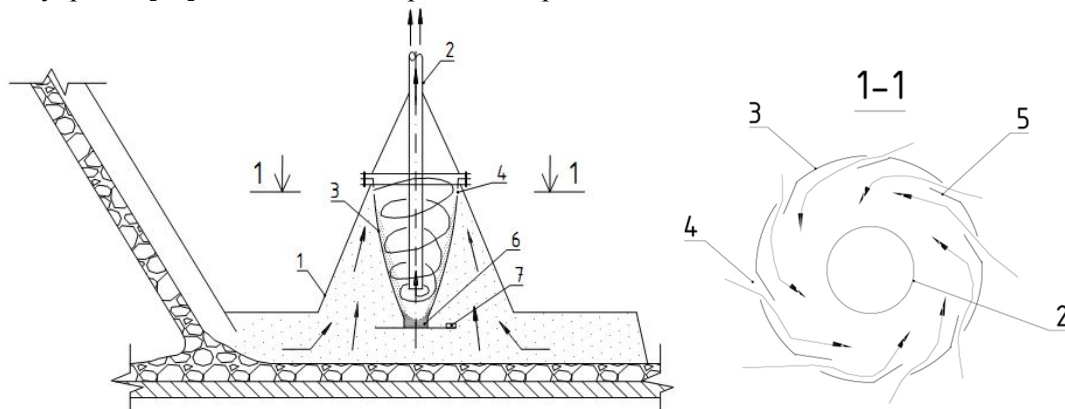


Рис. 1. Аспіраційне укриття перевантажувального вузла: 1 – корпус; 2 – відсмоктувальний трубопровід; 3 – пиловловлююча воронка; 4 – всмоктувальні отвори; 5 – направляючі лопатки; 6 – випускний отвір; 7 – затвор для вивантаження пилу

Аспіраційне укриття перевантажувального вузла, містить корпус 1 у вигляді відсмоктувального купола, розділеного по вертикалі на дві частини, які мають між собою болтове з'єднання. Верхня частина відсмоктувального купола жорстко з'єднана з відсмоктувальним трубопроводом 2, установленим співвісно в середині відсмоктувального купола. Нижня частина відсмоктувального купола обладнана в середині пиловловлюючою воронкою 3 з всмоктувальними отворами 4. Більший діаметр пиловловлюючої воронки 3 дорівнює діаметру середньої частини відсмоктувального купола в місці болтового з'єднання. Всмоктувальні отвори 4 пиловловлюючої воронки 3 обладнані в середині направляючими лопатками 5, закріпленими під кутом 35-45° до внутрішньої поверхні. Випускний отвір 6 пиловловлюючої воронки 3 обладнаний затвором 7 для вивантаження накопиченого пилу.

Аспіраційне укриття перевантажувального вузла діє наступним чином. В процесі перевантаження сипкого матеріалу виділяється пил, який надходить у корпус 1. Забруднене пилом повітря з корпуса 1 потрапляє в пиловловлюючу воронку 3 через всмоктувальні отвори 4 і за допомогою направляючих лопаток 5 настигається на її внутрішню поверхню. При цьому збільшується тангенціальна швидкість забрудненого потоку в середині пиловловлюючої воронки 3, що забезпечує підвищення дії відцентрових сил на частки пилу, вони притискаються до її внутрішньої поверхні і переміщуються до випускного отвору 6. Накопичений пил вивантажується через затвор 7 на поверхню матеріалу, що перевантажується. Так, в автоматичному режимі відбувається надходження забрудненого повітря з вузла перевантаження у відсмоктувальний купол 1, уловлення пилу за допомогою пиловловлюючої воронки 3, його відділення з потоку під дією відцентрових сил та вивантаження через затвор 7 на поверхню матеріалу, що перевантажується. Очищене від пилу повітря видаляється за межі вузла перевантаження через відсмоктувальний трубопровід 2 системи аспірації.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Отже, практичне використання запропонованого укриття перевантажувального вузла дозволяє: підвищити ефективність локалізації пилу у місці його виділення за рахунок застосування відсмоктувального купола; досягти висо-

кого ступеня очищення забрудненого повітря шляхом прискорення тангенціального руху його в пиловловлюючій воронці та збільшення дії відцентрових сил на пилові частки; уникнути втрат матеріалу при аспірації. Крім того, очищення повітря всередині аспіраційного укриття полегшує і здешевлює процес очищення аспіраційного повітря в пиловловлювачах на наступних ступенях очистки. При цьому, підвищується надійність експлуатації мережі трубопроводів системи аспірації, знижується ймовірність відкладення пилу в трубопроводах на горизонтальних і похилих ділянках мережі, зменшується абразивне зношення стінок трубопроводів, що підвищує в цілому ефективність роботи системи аспірації.

Список літератури

1. Обеспечение эффективных рабочих режимов аспирационных систем фабрик окомкования ГОКов в условиях длительной эксплуатации / **А.М. Гольшев, С.И. Задорожний, А.В. Герасимчук, А.А. Гольшев** // Разработка рудных месторождений. – Кривий Ріг, 2007. – Вип. 91. – С. 232-236.
2. **Деньгуб Т.В.** Исследование аэродинамического сопротивления аспирационных воздуховодов при пылевых отложениях / **Т.В. Деньгуб, Н.В. Худик** // Металлургическая и горнорудная промышленность. – Днепропетровск, 2014. – № 4. – С. 115-117.
3. А. с. 947015 СССР, МПК В 65 G 21/00. Укрытие места загрузки ленточного конвейера / **Н.Ф. Гращенков, В.С. Харьковский, Б. Цай** и др. – №2874795/27-03; заявл. 24.01.80 опубл. 30.07.82, Бюл. №28.
4. Патент на изобретение №2071568 Российская Федерация, МПК E21F5/00, B65G21/00. Аспирационное укрытие места перегрузки сыпучего материала, подаваемого на ленточный конвейер / **В.П. Наумов, Б.Г. Моргун, В.А. Минко** и др.; заявитель и правообладатель Белгород. гос. технол. академия строит. материалов. – №95103028/03; заявл. 02.03.1995; опубл. 10.01.1997, бюл. №1.
5. А. с. 1449495 СССР, МПК B65G69/18, 65/30. Устройство для перегрузки сыпучего материала / **И.Н. Логачев, Л.М. Черненко, Г.В. Слюсаренко**. - №4191745/23-11; заявл. 11.02.1987; опубл. 07.01.1989; бюл. №1.
6. Патент на корисну модель № 52371. Україна. МПК E 21 F 5/00, B 08 B 15/00. Аспіраційне укриття вузлів перевантаження сипких матеріалів. / **Лапшин О.Є, Немченко А.А., Шаповалов В.А., Філонов В.А., Худик М.В.**; заявник і власник Криворізький технічний університет. – № u201001807; заявл. 19.02.2010; опубл. 25.08.2010. Бюл. № 16.
7. **Феськов М.И.** Использование факелов диспергированной воды для пылеотсоса / **М.И. Феськов** // Безопасность труда в промышленности. – 1982. – №9. – С. 44-46.
8. **Лапшин О.Є.** Поліпшення ефективності роботи аспіраційних укриттів перевантажувальних вузлів / **О.Є. Лапшин, А.А. Немченко, В.А. Коновалюк, О.О. Лапшин, М.В. Худик** // Вісник Криворізького технічного університету: зб. наук. праць. – Кривий Ріг, 2012. – Вип. 31. – С. 285-289.
9. Пылеулавливание в металлургии / [**Алешина В.М., Вальдберг А.Ю., Гордон Г.М.** и др.]; под ред. **А.А. Гурвица**. – М.: Металлургия, 1984. – 336 с.
10. Патент на корисну модель. Аспіраційне укриття вузла перевантаження стрічкового конвеєра. / **Лапшин О.Є, Лапшин О.О., Шаповалов В.А., Лапшина Д.О.**; заявник і власник Криворізький технічний університет. – № u201709932; заявл. 13.10.2017.

Подано до редакції 20.03.2018

УДК 004.056.52:334.78

Н.О. КАРАБУТ¹, ст. викладач, Д.В. ШВЕЦЬ, асистент, Криворізький національний університет ЗАСОБИ ПІДВИЩЕННЯ БЕЗПЕКИ ДАНИХ В КОРПОРАТИВНИХ МЕРЕЖАХ

Мета. Метою даної роботи є аналіз існуючих засобів підвищення безпеки даних в корпоративних мережах та виявлення найбільш вразливих ланок в програмному та апаратному забезпеченні, що можуть нести загрозу безпеці даних в корпоративній мережі та її функціонуванню в умовах можливих хакерських атак.

Методи дослідження. Розглянуто існуючі засоби організації корпоративних мереж та виявлено методи підвищення безпеки передачі та збереження даних, що поділяються на керування правами сервісних облікових записів, керування доступом до мережевих ресурсів та способами підключення до них, використання демілітаризованої зони, сегментацію мережі, шифрування трафіку та налаштування віддаленого доступу. Розглянуто можливі налаштування операційних систем та програмних засобів, які можуть ускладнити процес вторгнення в систему, що захищається. Звернута увага на налаштування, які можуть понизити рівень безпеки або поставити під загрозу приватність інформації в корпоративній мережі.

Наукова новизна. Розв'язання даної задачі складає актуальність роботи. Її метою є аналіз методів захисту даних в корпоративних мережах, що існують на сьогоднішній день, їх класифікація, розгляд технологічних особливостей реалізації, та подальша розробка нових методів підвищення безпеки зберігання та передачі даних в корпоративних мережах.

Практична значимість. Проаналізовано низку можливих варіантів вирішення проблеми безпеки даних в корпоративних мережах та засобів унеможливлення атак зловмисників на інформаційні системи, зазначено способи їх використання та особливості налаштувань. Аналіз існуючих методів, їх переваг та недоліків, дозволить розробити нові методи підвищення рівня безпеки корпоративних мереж при їх застосуванні.

© Карабут Н.О., Швець Д.В., 2018

Результати. Розглянуті програмні та апаратні засоби забезпечення належного рівня безпеки корпоративних мереж дозволяють зменшити ризик атаки на інформаційну систему, що захищається, та їх аналіз дозволить в подальшому синтезувати нові методи підвищення безпеки зберігання та передачі даних в корпоративних мережах та покращення їх протидії зовнішнім атакам.

Ключові слова: корпоративні мережі, безпека, захист даних.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-122-126

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Фактори IT-безпеки корпоративних мереж постійно змінюються під впливом хмарних обчислень, проникнення IT-технологій у життя користувачів і інтенсифікації робочого часу. Кожен сервер в корпоративній мережі є потенційною мішенню для кібератаки в силу ряду причин (наявності відкритих портів для встановлення з'єднань, відсутності необхідних патчів, можливої відсутності моніторингу активності). У зв'язку з цим особам, які приймають рішення в сфері інформаційних технологій та інформаційної безпеки, доводиться знаходити тонкий баланс між дотриманням безпеки корпоративних даних і збереженням простоти, доступності і зручності в експлуатації, яких очікують користувачі.

Аналіз досліджень і публікацій. В джерелах [1-10] розглянуто низку засобів підвищення безпеки в корпоративних мережах і методів, спрямованих на забезпечення захисту передачі інформації в корпоративних каналах. Тим не менш, в більшості випадків описані рішення можуть бути застарілими в зв'язку з розвитком програмних та апаратних засобів і не забезпечувати належний рівень захисту. Дана робота є намаганням класифікувати існуючі актуальні методи підвищення безпеки корпоративних мереж та засоби перевірки їх рівня безпеки.

Постановка завдання. Розглянути можливі методи та засоби підвищення безпеки передачі даних в корпоративних мережах та збереження інформації від несанкціонованого доступу та модифікації.

Викладення матеріалу та результати. При використанні операційних систем Windows актуальним завданням є посилення безпеки інфраструктури системи за допомогою ряду методів:

Деталізація прав сервісних облікових записів. Облікові записи Windows мають набір різних прав входу в систему. Це локальний вхід, вхід в якості пакетного завдання, в якості служби, та ін. У великому домені завжди є службові облікові записи, які необхідні для масової роботи різного ПЗ, служб, запуску завдань, і т.д. Для підвищення безпеки необхідно мінімізувати права даних облікових записів під свою область застосування, і явно заборонити непотрібні повноваження. Це знизить ризики швидкого поширення загроз у разі втрати контролю над таким записом.

У корпоративній мережі доцільно створювати окремі облікові записи:

- для роботи зі своєю особистою машиною;
- для входу на контролери домену та управління ними;
- для серверів;
- для робочих станцій;
- для віддалених філій;
- для зони DMZ.

Використання UAC. UAC (User Account Control, UAC) є компонентом безпеки в операційних системах Windows. UAC дозволяє користувачам виконувати спільні завдання без прав адміністратора і з правами адміністратора без необхідності перемикання між обліковими записами, виходу з системи або використання опції «Запуск від імені».

Використання UAC є нагально рекомендованим, причому на найбільш високому рівні безпеки. Обійти UAC або підвищити права цілком можливо, однак це є додатковою перешкодою для зловмисника.

Відключення прихованих файлових ресурсів. Спільні файлові ресурси (shares) призначені для надання віддаленого доступу до файлів. За замовчуванням в Windows можуть бути створені приховані адміністративні загальні ресурси, до яких можуть підключатися користувачі локальної мережі:

- кореневі розділи або тома C\$ (D\$ E\$ F\$ і т. д.);
- загальний ресурс ADMIN\$ - кореневий каталог операційної системи (%SYSTEMROOT%), в якому встановлена операційна система Windows;

загальний ресурс IPC\$ - для організації тимчасових зв'язків, що створюються додатками для обміну даними з допомогою іменованих каналів (як правило, застосовується для віддаленого адміністрування серверів в мережі);

загальний ресурс PRINT\$ - для віддаленого адміністрування принтерів;

загальний ресурс FAX\$ - для віддаленого адміністрування факсів.

Вище перераховані адміністративні ресурси, доступ до яких мають лише члени групи локальних адміністраторів на комп'ютері. За наявності адміністраторських привілеїв можна отримати необмежений доступ до файлової системи на віддаленому комп'ютері. Ситуація часто ускладнюється тим, що обліковий запис адміністратора може бути захищений паролем і будь-який користувач, незалежно від рівня привілеїв, зможе використовувати ресурс.

Адміністративні ресурси дуже зручні в плані адміністрування, але з точки зору безпеки вони є додатковою вразливістю. Для відключення загальних файлових ресурсів необхідно відключити відповідну службу Windows.

Звернення до файлових ресурсів по іменах. До файлових ресурсів (протокол SMB) в домені доцільно звертатися через доменне ім'я замість звернення через IP. Крім зручності адміністрування, це дозволяє хосту автентифікуватися за протоколом Kerberos, який є значно більш захищеним, ніж протокол NTLMv2, який задіюється при зверненні по IP до файлового ресурсу. Перехоплення NTLMv2 хешу небезпечно тим, що за допомогою словникової атаки можна відновлювати пароль користувача офлайн, не задіюючи інфраструктуру, що атакується, що не помітно для адміністраторів, на відміну онлайн-атак з перебору паролів. Протокол NTLM, в свою чергу, повинен бути заборонений, бо є більш вразливим. Якщо в системі дозволені обидва протоколи NTLM, можлива ситуація, коли атакуючий може знизити перевагу з NTLMv2 до NTLM, і хост-жертва вибере саму слабку автентифікацію.

Використання демілітаризованої зони. Надійна демілітаризована зона (DMZ) повинна бути налаштована таким чином, щоб уникнути «прокидання» портів з Інтернет в основну мережу. При використанні «прокидання» портів, крім ризику зламу сервісу, існує неявний ризик збору інформації про внутрішню мережу. Ресурси в демілітаризованій зоні повинні бути з двох сторін закриті файрволами (як від внутрішньої мережі, так і від Інтернет), а трафік має бути дозволений тільки мінімально необхідний. З точки зору безпеки системи корисно міркувати, що хост з DMZ вже зламаний, і оцінювати ризики виходячи з цього. Найчастіше в DMZ опиняються нестандартні програми, які несуть специфічну бізнес-логіку, розробляються на замовлення і по-середньому перевіряються, наприклад, на WEB вразливості. Штатний фахівець з інформаційної безпеки найчастіше в змозі створити DMZ, але не в змозі перевірити додатки на вразливості. Виходячи з цього припущення і необхідно налаштувати демілітаризовану зону.

Варіант правильно організованої DMZ зображений на рис. 1.

Сегментація мережі. Доцільно максимально ділити мережі на віртуальні локальні комп'ютерні мережі (VLAN), а також максимально обмежувати ширококомовний трафік. Це корисно як з точки зору зручності адміністрування, так і з точки зору безпеки. Сегментація мережі знизить можливості підробки адреси, спростить налаштування мережевого доступу, знизить ймовірність атак за рахунок ширококомовних запитів, і, отже, підвищить стабільність роботи.

Повністю ізольований гостьовий WiFi. Гостьовий WiFi повинен бути максимально ізольований від основної мережі (необхідне використання окремої VLAN, окремого проводу від інтернет-маршрутизатора до точки доступу, тощо). Для підвищення безпеки доцільно створити легкий внутрішній DNS сервер спеціально для WiFi, або використовувати публічні DNS в Інтернет.

Також хорошим рішенням буде відключення гостьового WiFi в неробочий час за розкладом на обладнанні.

Віддалений доступ. У корпоративних мережах користувачам повинно бути представлено зручне рішення, що забезпечує індивідуальний захищений віддалений доступ до віртуальних робочих столів, сервісів або додатків.

Пристрої кінцевих користувачів можна захистити за допомогою програмного клієнта. На кожне кінцеве обладнання користувача, що працює за межами контрольованої зони, встановлюється програмний VPN-клієнт, що забезпечує криптографічний захист переданого трафіку і пакетну фільтрацію. Перед тим, як користувачу надається доступ до сервісів компанії, він проходить процедуру автентифікації шляхом введення пароля і цифрового сертифіката відкритого ключа, закритий ключ якого може зберігатися на токени.

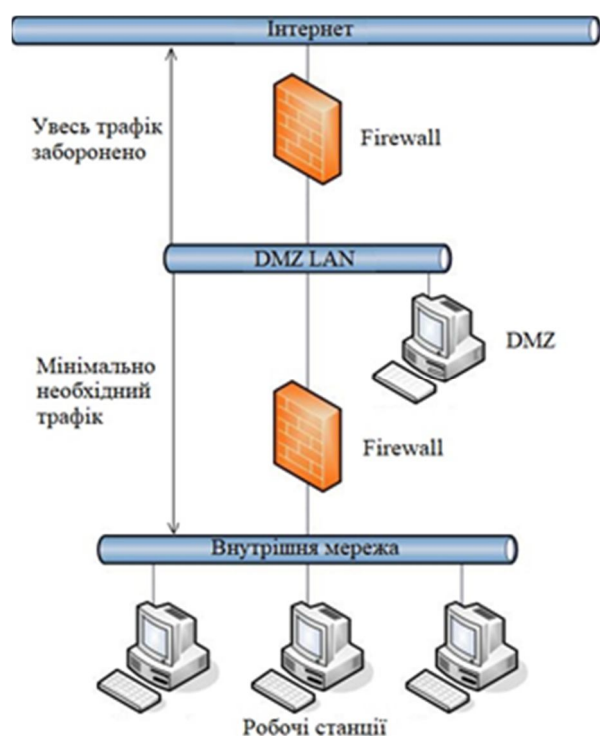


Рис.1. Організація демілітаризованої зони

Можливий варіант захисту пристроїв кінцевих користувачів за допомогою завантажувального носія. Користувачеві надається захищений завантажувальний USB-носій. З нього завантажується замкнена програмна середина, ізольована від операційної системи робочого місця. Ані користувач, ані зловмисник не можуть змінювати або додавати файли у ізольоване середовище, тому немає необхідності в антивірусній програмі і т. п. Автентифікація користувача відбувається за допомогою введення PIN-коду і цифрового сертифіката відкритого ключа, закритий ключ якого зберігається на носії. Дані попередніх сеансів користувача не зберігаються на пристрої.

Шифрування трафіку за допомогою SSL.

При роботі по захищеному з'єднанню (найбільш простий приклад — HTTPS) увесь трафік між взаємодіючими точками в мережі шифрується на стороні відправника та дешифрується на стороні одержувача. Для того,

щоб його зашифрувати і розшифрувати потрібна пара ключів (асиметричне шифрування). Публічний ключ служить для зашифровки і передається одержувачу даних, а приватний — для дешифрування, він залишається у відправника. Таким чином вузли, між якими встановлюється SSL-з'єднання, обмінюються публічними ключами. Далі, для підвищення продуктивності формується єдиний ключ, який пересилається вже в зашифрованому вигляді і використовується як для шифрування, так і для дешифрування на обох сторонах (симетричне шифрування). Хорошим рішенням вважається захищати шифруванням всі сервіси, де можна застосувати SSL/TLS.

Також необхідно враховувати, що шифрування захищає не тільки від крадіжки облікових даних, але і від підміни трафіку.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Розглянуті в роботі варіанти підвищення безпеки передачі і зберігання даних в корпоративних мережах дозволяють підвищити їх захищеність та здатність мережі відбивати атаки зловмисників. Подальші дослідження будуть спрямовані на пошук нових ефективних методів захисту корпоративних мереж та вдосконалення існуючих.

Список літератури

1. Kurose, James F. Computer networking: a top-down approach / James F. Kurose, Keith W. Ross. - 6th ed., - 2016. - p. 862
2. Eric Maiwald. Network Security, - McGraw-Hill Education; 3 edition. - 2012. - p.336
3. М. М. Браїловський, Т. В. Погребна, О. В. Пташок Мережі VPN та проблеми їх захисту // Телекомунікаційні та інформаційні технології. - 2014. - № 1. - С.76-80. - Режим доступу: http://nbuv.gov.ua/UJRN/vduikt_2014_1_13
4. Маркелов К. С., Нейман А. Б. Безопасность беспроводных сетей // Молодой ученый. — 2012. — №4. — С.63-66. — URL <https://moluch.ru/archive/39/4589/>
5. Широчин В. П., Мухин В. Е., Кулик А. В. Вопросы проектирования средств защиты информации в компьютерных системах и сетях. Киев; «ВЕК+». 2000. — 111 с.
6. Иванов К. К., Юрченко Р. Н., Ярнонов А. С. Угрозы безопасности информации в автоматизированных системах // Молодой ученый. — 2016. — №29. — С. 20-22. — URL <https://moluch.ru/archive/133/37181/>
7. Мухамадиева З. Б. Защита информации в информационных системах // Молодой ученый. — 2018. — №9. — С. 34-36. — URL <https://moluch.ru/archive/195/48443/>
8. Бирюков А.А. Информационная безопасность: защита и нападение, - ДМК Пресс, 2016. – 536 с.
9. Грибунин В. Г. Комплексная система защиты информации на предприятии. — М.: Академия, 2009. — 415 с
10. Трунова А. А. Анализ каналов утечки конфиденциальной информации в информационных системах предприятий // Молодой ученый. — 2016. — №3. — С. 69-72. — URL <https://moluch.ru/archive/107/25842/>

Рукопис подано до редакції 11.04.2018

УДК 622.271.012.3

С.А. ЖУКОВ, д-р техн. наук, проф., Криворожский национальный университет
А.Н. КОСТЯНСКИЙ, канд. техн. наук, НИГРИ ГВУЗ «КНУ»

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАСШИРЕНИЯ ГРАНИЦ КАРЬЕРА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ПРОСТЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Цель. Целью данной работы является оценка расширения границ карьера с помощью максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши для обоснования рациональной глубины карьера.

Методы исследований. Для решения поставленной задачи в статье используется аналитический метод исследований. При этом, в качестве показателя, определяющего глубину карьера на данном этапе в конкретных горно-геологических условиях принимается максимальный эксплуатационный коэффициент вскрыши, в формуле которого учитываются затраты необходимые для дальнейшего развития карьера и фактический текущий коэффициент вскрыши. Величину максимального коэффициента вскрыши определяют исходя из условия, что после подхода рабочих бортов к проектным контурам, добыча производится уже без расширения конечных контуров карьера на поверхности.

Научная новизна. Обоснован показатель для определения глубины очередного этапа отработки карьера, который позволил во взаимосвязи учитывать основные технико-экономические особенности производства товарной продукции из добываемой руды. При этом кроме традиционных показателей (таких как глубина карьера, себестоимость вскрышных работ, величина затрат на производство единицы товарной продукции) учитывается необходимость финансирования мероприятий для дальнейшего развития карьера, таких например, как перенос перегрузочных пунктов магистрального транспорта на нижележащие горизонты вслед за понижением горных работ, углы откосов бортов на конечном контуре карьера и фактический коэффициент вскрыши.

Практическое значение. Учитывая обобщающий характер методики расчета можно утверждать, что изложенные рекомендации приемлемы в условиях применения любых принципов оконтуривании карьера. Данный подход позволяет установить возможность и целесообразность как расширения карьера, так и его безубыточной доработки и получить технологический и экономический эффект.

Результаты. В карьере, глубину которого определяют по предлагаемой методике, значение текущего коэффициента вскрыши не будет превышать максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши в период нормальной эксплуатации карьера. Данный подход позволяет установить возможность как расширения карьера, так и его безубыточной доработки. Технический эффект при расчете очередного этапа отработки карьера заключается также в оперативности определения рационального варианта его дальнейшей отработки.

Ключевые слова: карьер, максимальный эксплуатационный коэффициент вскрыши, глубина карьера, этап расширения и углубки карьера.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-126-131

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. По мере дальнейшего перехода к отработке глубоких горизонтов проявляются технологические и экономические проблемы отработки месторождений, в то же время применение известных методов и показателей не всегда решает задачи перспективного развития открытых горных работ. Как известно, при разработке наклонных и крутых залежей основные параметры карьера определяются его конечной глубиной.

До настоящего времени для значительной части карьеров отсутствуют общие технические решения на весь период отработки из-за неопределенности в связи с предельной глубиной отработки месторождения. В тоже время необоснованное уменьшение глубины карьеров может привести к преждевременному погашению рабочих уступов, прекращению горных работ на верхних уступах, приближению угла откоса рабочего борта к углу откоса нерабочего борта и как следствие к невозможности дальнейшего расширения карьера. Это неизбежно скажется ухудшением технико-экономических показателей работы карьера в целом.

Анализ исследований и публикаций. Как известно, определение границ карьеров в конкретных условиях может осуществляться сравнением граничного коэффициента вскрыши ($K_{гр}$) с контурным, средним и эксплуатационным [1]. Данные методы основаны на следующих принципах: $K_{гр} \geq K_k$, где K_k - контурный коэффициент вскрыши [2, 3]; $K_{гр} \geq K_t$, где K_t - текущий коэффициент вскрыши [4,5,6]; $K_{гр} \geq K_{ср}$, где $K_{ср}$ - средний коэффициент вскрыши [2,7]; $K_{гр} \geq K_0 + K_{м.эк}$ - приравнивание граничного коэффициента сумме первоначального коэффициента вскрыши (K_0) и максимального усредненного по периодам работы карьера эксплуатационного коэффициента вскрыши- $K_{м.эк}$ [8,9].

В отдельных исследованиях показано, что технология горных работ в современных условиях, должна базироваться ... на наличии участков, позволяющих вести отработку месторождения с различным значением текущего коэффициента вскрыши [10]. На основе этих принципов горняки производят технико-экономическую оценку границ карьеров.

В то же время, при определении глубины карьера в сложных природных условиях широкое применение в практике проектирования получили также метод вариантов и графический метод, поскольку аналитический метод не всегда обеспечивает требуемую точность. Однако в простых горно-геологических условиях применение аналитического метода вполне оправдано.

Постановка задачи. Исходя из вышеизложенного, задача оценки очередного этапа отработки карьера в простых горно-геологических условиях с помощью принятого показателя (максимального коэффициента вскрыши), который обосновывает глубину карьера, допускает в расчете учет влияния расширения размеров карьера на себестоимость товарной продукции, а также основных доступных технико-экономических данных ГОКа, является весьма актуальной. Под этапами понимаются периоды работы карьера с существенно различающимися объемами вскрышных работ [5]. При этом, для обоснования очередного этапа отработки железорудных месторождений представляется интересным использование принципа $K_{гр} \geq K_{м.эк}$, т.е. значение расчетного максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши $K_{м.эк}$ не должно превышать величины граничного коэффициента вскрыши.

В этой связи, целью данной работы является установление зависимости определяющей величину максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши при обосновании рациональной глубины карьера в последующих этапах его разработки.

Для этого необходимо решить задачи:

1. Проанализировать известные показатели и критерии оценки эффективности расширения карьера в последующих этапах его отработки.

2. Установить основные параметры и показатели определяющие рациональность расширения границ карьера в простых горно-геологических условиях на последующих этапах развития карьера.

3. Обобщить основные факторы влияющие на формирование границ карьера при их расширении в последующих этапах разработки карьера.

4. Предложить зависимость, обосновывающую рациональность расширения глубоких железорудных карьеров при условии их безубыточной отработки.

Изложение материала и результаты. В случае, когда разработка месторождения возможна только открытым способом, оценка рациональности увеличения глубины карьера, разрабатывающего крутую залежь основана на сопоставлении текущего- K_t и граничного- $K_{гр}$ коэффициентов вскрыши [1], а конечная глубина H карьера будет достигнута, когда значение текущего коэффициента вскрыши станет равным граничному, т.е. $K_{гр} = K_t$ [1]. При определении $K_{гр}$ в выражении используют допустимую себестоимость руды- C_d , под которой понимают максимально возможное значение себестоимости руды, обеспечивающее работу карьера с нормальной экономической эффективностью [1]

$$K_{гр} = (C_d - C_a) / C_b, \quad (1)$$

где C_d - допустимая себестоимость руды, грн./т; C_a - себестоимость добычи открытым способом 1 м^3 полезного ископаемого без вскрыши, грн./т; C_b - себестоимость выемки 1 м^3 вскрышных пород, грн./ м^3 .

В формуле (1) используется допустимая себестоимость руды C_d , в формировании которой при расширении границ карьера требуется учитывать инвестиции Π , необходимые для дальнейшего развития карьера, грн./т

$$C_d = C_a + K_t C_b + \Pi. \quad (2)$$

Данное условие применимо в основном для предварительных расчетов, так как учитывает только производственные затраты и не принимает во внимание эффективность капитальных вложений в извлекаемую ценность товарной продукции.

Решение задачи по реконструкции и перевооружению производственных мощностей горного предприятия при понижении горных работ производится за счет капитальных затрат- Π . Для современных глубоких железорудных карьеров характерно, что транспортные затраты в себестоимости добычи руды иногда достигают 50% и имеют тенденцию к увеличению с ростом

глубины карьера. Как правило, проектами предусматривается вслед за понижением горных работ перенос перегрузочных пунктов на нижележащие горизонты и соответственно удлинение коммуникаций магистрального транспорта (железнодорожного или конвейерного), приобретение горнотранспортного оборудования и ввод новых сооружений. При этом удобно использовать удельные затраты, определяемые на основе действующих цен.

При работе горнодобывающего предприятия в режиме самофинансирования возможные капиталовложения в его развитие из прибыли от реализации товарной продукции на единицу данной продукции определяются по формуле, грн./т

$$П = (Ц - C_{п.и.}) \times K_p, \quad (3)$$

где $Ц$ – цена 1 т полезного ископаемого (грн./т); $C_{п.и.}$ – себестоимость добычи полезного ископаемого с учетом вскрыши, грн./т; K_p – коэффициент развития предприятия, в качестве которого может быть принята известная норма прибыли (от 0 до 30 %) [11].

Для горно-обогатительных комбинатов Кривбасса (СевГОК, 2013 г.) возможная величина $П$ с учетом выхода (φ) товарной продукции из одной т руды при $K_p=0,15$, будет равна, грн./т

$$П = (Ц_k - C_k) \times K_p \times \varphi = (830 - 540) \times 0,15 \times 0,45 = 19,6,$$

где $Ц_k$ C_k – соответственно цена и себестоимость товарной продукции ГОКа, грн./т.

Решение задачи по определению глубины очередного этапа развития карьера при разработке наклонных и крутых залежей в ряде случаев производится аналитическим методом. Используя известный принцип [8,9] и полагая, что для карьеров с длительным сроком эксплуатации, а продолжительность работы большинства криворожских карьеров на сегодняшний день от 40 до 60 лет, влияние первоначального коэффициента вскрыши минимально, т.е. $K_0 \rightarrow 0$, получим неравенство для оценки рациональности следующего этапа углубки: $K_{м.эк.} \geq K_t$.

Проведенные ранее исследования показали, что величину максимального коэффициента вскрыши можно определить как сумму текущего коэффициента вскрыши и его приращения, полученного за счет разницы между ценой и себестоимостью товарной продукции отнесенной на 1 т добытой руды. Придерживаясь этого принципа определим значение максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши ($K_{м.эк.}$), которое рассчитывается по формуле [12], м³/т

$$K_{м.эк.} = K_m + \Delta K_m = \frac{(Ц_k - C_k) \cdot \varphi}{C_e} + K_m, \quad (4)$$

где φ – выход концентрата, доли ед.

Однако в этой формуле не учтено, что при расширении границ карьера меняются объемы вынимаемой горной массы, соответственно ее себестоимость, а также себестоимость выпускаемой товарной продукции. В этой связи, для оценки расширения границ карьера с помощью максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши получена зависимость определяющая величину этого коэффициента вскрыши с учетом изменения себестоимости продукции при расширении карьера. При этом, величина данного коэффициента вскрыши определяется при условии безубыточности производства товарной продукции.

При определении максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши [13] используются легкодоступные технологические показатели ГОКов, а также учитывается показатель $П$ с заданной внутренней нормой прибыльности около 15 %, м³/т

$$K_{м.эк.} = \frac{\varphi + \sqrt{\varphi^2 + 4C_e^2 \cdot d_{у.пер.} \cdot (1-i) \cdot K_m^2 (1-d_{у.пер.}) - 2П \cdot d_{у.пер.} \cdot \delta \cdot (1-i)}}{2C_e d_{у.пер.} \cdot \delta (1-i)}, \quad (5)$$

где $\varphi = (Ц_k - C_k) \cdot \varphi(1-i) + C_e \cdot K_m \cdot (d_{у.пер.} \cdot (2-i) - 1)$, $d_{у.пер.}$ – условно-переменные затраты в себестоимости товарной продукции, доли ед.; φ – выход товарной продукции при переработке 1 т полезного ископаемого, доли ед.; δ – объемный вес вскрышных пород, i – налог на прибыль, доли ед. Если доля условно- постоянных затрат на продукцию горно-обогатительных комбинатов по исследованиям [14,15] составляет 0,15...0,25 общих затрат, соответственно условно- переменные будут 0,85...0,75.

Определим $K_{м.эк.}$ для условий Анновского карьера СевГОКа (2013 г.) [16- 18], при $K_p= 15\%$, т/м³

$$\varphi = (977 - 540) \times 0,4 \times (1 - 0,19) + 32,8 \times 1,5 \times (0,75 \times (2 - 0,19) - 1) = 111,55; \quad (6)$$

$$K_{м.эк} = \frac{159,18 + \sqrt{159,18^2 + 4 \cdot 32,8^2 \cdot 0,75 \cdot (1 - 0,19) \cdot 1,5^2 \cdot (1 - 0,75)} - 2 \cdot 43,5 \cdot 0,75 \cdot 2,8 \cdot (1 - 0,19)}{2 \cdot 32,8 \cdot 0,75 \cdot 2,8 \cdot (1 - 0,19)} = 1,5.$$

В рассмотренном случае соблюдается условие $K_T \geq K_{м.эк}$, т. к. величина $K_T = K_{м.эк}$, чем подтверждается обоснованность принятой для расчета нормы прибыли- K_P и капложений $П$. Величина $П$ обеспечивает реализацию проектов реконструкции и технического перевооружения при условии безубыточной работы карьера. В данном случае, имеет место, как отмечено в [1], условие, что при правильном проектировании текущий коэффициент вскрыши должен быть равен эксплуатационному.

Далее определяют ширину дна карьера, которая не должна быть менее 30 м. Поэтому необходимо сравнить ограничивающий параметр с горизонтальной мощностью залежи, т.е

$$d_2 \geq B_d \geq 30 \text{ м.} \quad (7)$$

Если мощность характеризуется величиной $d > 30$ м, ширину дна карьера принимают равной горизонтальной мощности $d_2 = B_d$.

Глубину при которой эксплуатационный коэффициент вскрыши достигнет максимальной величины, определяют исходя из следующего условия: при подходе рабочих бортов к проектным контурам на поверхности, добыча производится уже без расширения конечных контуров карьера на поверхности, а текущий коэффициент вскрыши достигнет максимальной величины. При этом ориентировочная глубина карьера в простых природных условиях с выдержанными элементами залегания, одинаковыми отметками дна карьера, определится по формуле [19], м

$$H_2 = \frac{H \cdot (\text{ctg}\beta + \text{ctg}\gamma) + d_2 - d_1}{\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\theta}, \quad (8)$$

где H - проектная глубина карьера, м; α, θ - углы откоса рабочих бортов карьера, град.; β, γ - соответственно углы откосов нерабочих бортов карьера со стороны лежащего и висящего боков залежи, град.; H_B - вертикальная мощность вскрышных пород, м; d_2 -ширина проектного дна карьера, d_1 - ширина дна карьера в рабочем положении, м.

Наибольшая глубина при подходе к проектному контуру достигается, когда карьер имеет максимальные углы наклона рабочих бортов и минимальную ширину дна d_2 , рис. 1.

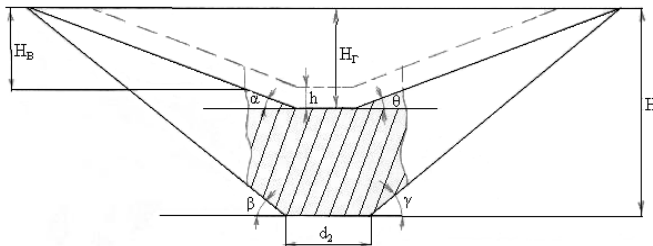


Рис. 1. Схема к расчету глубины карьера

Глубокие горизонты карьеров (ЮГОК, ГД АМКР и др.) вскрыты железнодорожным с моторвагонной тягой и автомобильно-конвейерными комплексами.

При этом, анализ показателей погрузочно-транспортных работ, показывает,

что оптимальным в течении 30 лет является вариант использования железнодорожного транспорта с мотор-вагонной тягой при маятниковой подаче составов под погрузку- до глубины 180-200 м, а при поточной подаче составов конкурентноспособными видами транспорта при отработке карьеров до глубины 250-270 м может быть железнодорожный транспорт с моторвагонной тягой [20].

Вскрытие глубоких горизонтов (от 200 до 300 м) отдельной траншеей внутреннего заложения позволяет увеличить глубину применения мотор-вагонной тяги на 40-50 м [20].

В настоящее время для перемещения пород на карьерах построены мощные конвейерные линии. Затраты при циклично-поточной технологии зависят от глубины заложения вскрывающих выработок. При глубине карьера свыше 200 м рационально применение конвейерных подъемников в сочетании с автотранспортом [20]. Установлено, что рост глубины перехода на циклично-поточную технологию вызывает увеличение глубины заложения вскрывающих выработок.

Влияние схем вскрытия на границы карьера отражается на величине $K_{м.эк}$ зависящей от углов откосов конечных бортов (выполоченных вскрытием) при данной глубины карьера. На поперечных разрезах выбирается наиболее характерный (или средневзвешенный) и на нем устанавливают ориентировочно глубину H карьера соответствующая максимальному значению эксплуатационного коэффициента вскрыши $K_{м.эк}$.

Определение угла наклона бортов карьера показано на условном разрезе (рис.2). На поперечном разрезе борта карьера [21] вскрытие представлено системой поступательных съездов шириной b_c . Борт со схемой вскрытия показан штриховой с пунктиром (линия V). Ниже он совпадает с линией конечного борта (линия VI).

В случае наличия транспортных берм δ_t формируется окончательный борт карьера (линия VI), являющийся следствием первоначального оконтуривания (I), обеспечения нормативных берм безопасности (III), оформления контура борта (IV), схемы вскрытия (V) и транспортных берм (VI). При этом угол откоса конечного борта β_k , отличается от расчетного β [21].

Таким образом, угол наклона борта карьера (рис. 2), может уточняться с учетом ширины съездов по формуле [21], град

$$\beta_k = \arctg \frac{H_k}{qb_c + r\delta_m + \sum_{i=1}^{n-r} \delta_{ni} + \sum_{i=1}^n h_i \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (9)$$

где H_k - конечная глубина карьера, м; $t=1,2\dots n$ - число уступов в конечном борту карьера; δ_{ni} - ширина берм безопасности, м; β - угол откоса борта в конечном положении, град.; b_c - ширина капитального съезда, м; q - число съездов; δ_t - ширина транспортной бермы; r - число транспортных берм.

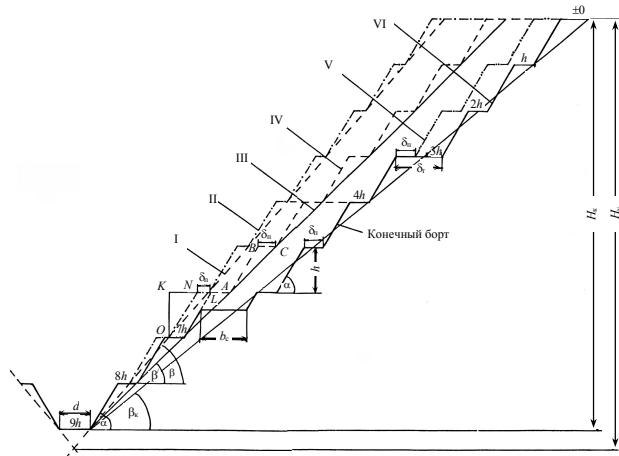


Рис.2. Схема к определению угла наклона борта карьера [21]

Применение приведенных зависимостей для оценки целесообразности расширения карьера с помощью максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши на очередном этапе его углубки позволит обосновать рациональную глубину карьера при безубыточной работе ГОКа. Кроме того, учет влияния ширины съездов при определении глубины карьера формализует оценку очередного этапа разработки месторождения в конкретных горно-

технических условиях.

Выводы. При определении по полученной зависимости величины максимального эксплуатационного коэффициента вскрыши, учитываются легкодоступные для расчета показатели: глубина карьера, углы его бортов, величина затрат на единицу вынимаемых вскрышных пород, затраты на производство товарной продукции, условно- переменные затраты, фактический текущий коэффициент вскрыши, что и позволяет оперативно оценить целесообразность расширения карьера на очередном этапе его углубки.

Учитывая обобщающий характер методики расчета можно утверждать, что данные рекомендации приемлемы в условиях применения основных принципов оконтуривания карьера.

Данный подход позволяет установить возможность расширения карьера, при его безубыточной доработке.

Область определения рациональности расширения карьеров с помощью такого показателя, как максимальный эксплуатационный коэффициент вскрыши может быть распространена на все ГОКи Кривбасса: СевГОК (Первомайский и Анновский карьеры), ИнГОК, ЦГОК (карьер № 3, №4), АрселорМиттал Кривой Рог (карьер № 2-бис, № 3); ЮГОК, а также на другие железорудные карьеры.

Список литературы

1. Горное дело **Близнюков В.Г., Астафьев Ю.П., Шекун О.Г.** - Изд. «Недра»,-1978. -360 с.
2. **Кузнецов И.А.** Основные расчеты при разработке рудных месторождений **И.А. Кузнецов** // М.-Л., НКТП-Гос.-науч.-техн. горно-геол. изд., фабрика книги «Красный пролетарий» в М.- 1932. Ч. 2 Открытые работы, 168 с.,
3. **Городецкий П.И.** Разработка рудных месторождений/ **П.И. Городецкий**// Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, 1962.-176 с
4. **Ржевский В.В.** Открытые горные работы / **В.В. Ржевский** // Ч. 2- я.: Недра, 1985.-549 с.

5. Ржевский В.В. /Технология и комплексная механизация открытых горных работ / В.В. Ржевский // М.:Недра, 1980.- 631 с.
6. Романенко А.В., Костянский А.Н. Максимальный текущий коэффициент вскрыши как показатель для оценки периодов отработки глубоких карьеров./ А.В. Романенко, А.Н. Костянский // Збірник наукових праць за результатами роботи Міжнародної науково-технічної конференції (Кривий Ріг, 22-23 квітня 2011 р.). ДП «НДГРІ». С. 41-42.
7. Стешенко Л.И. К вопросу о предельной глубине карьеров применительно к условиям Криворожья./ Л.И. Стешенко "Уголь и железо", 1927. Научная библиотека диссертаций и авторефератов disser Cat <http://www.dissercat.com/content/dinamicheskaya-otsenka-ekonomicheskoi-effektivnosti-osvoeniya-mestorozhdenii-verdykh-poleznixz5Anq8yc5y>
8. Арсентьев А.И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей / А.И. Арсентьев // М.:Недра, 1981.-278 с.
9. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров / Арсентьев // 2-е изд., перераб. и доп.- М.: Недр, 1970.-320 с.
10. Пташник А. И. Обоснование технологии разработки крутопадающих залежей, адаптированной к заданной динамике производственной мощности карьера. Автореферат диссертации на соискание ученой степени канд. техн. наук. / Пташник А. И. //Красноярск – 2011, 19 с
11. Справочник. Открытые горные работы. М., «Горное бюро». 1994. 230 с.
12. Костянский А.Н. Прогнозирование максимально-допустимого коэффициента вскрыши в рыночных условиях работы карьера в составе ГОКа./ Сборник научных трудов –Кривой Рог: ГП «НИГРИ». 2009.-С.21-25.
13. Костянский А.Н. Определение максимального текущего коэффициента вскрыши, обеспечивающего потребности в руде горно-обогатительного комбината./ Костянский А.Н. // Разработка рудных месторождений, вып. 93, 2010.
14. Протасов В.Ф. Экономика горнорудной промышленности. / В.Ф.Протасов, В.А.Дамаскинский // Справочное пособие. - М.: Недр, 1990. - 430 с.
15. Сборник нормативов долей условно-постоянных расходов в денежных затратах горнорудных предприятий / Криворожский науч.-исслед. горноруд. ин-т. - Кривой Рог: НИГРИ, 1979. - 22 с.
16. Экспорт ЖРС из Украины: динамика цен в марте 2013 г. [Динамика производства Украина ГМК 18. 04. 2013 24. 04. 2013г. http://grazit.ru/dinamika-proizvodstva-ukraina-gmk-18-04-2013-24-04-2013g-ekono.html?page=10](http://grazit.ru/dinamika-proizvodstva-ukraina-gmk-18-04-2013-24-04-2013g-ekono.html?page=10)
17. Средние закупочные цены на ЖРС меткомбинатов, <http://rud.exdat.com/docs/index-753731.html?page=8>
18. Близнюков В.Г. Комплексная оценка режима горных работ и производительности карьера/ В.Г. Близнюков, С.А. Луценко, И.В. Баранов, О.Ю. Близнюкова // Качество минерального сырья: сб. научн. трудов – 2014. – С.53–65.
19. Костянский А.Н. Оценка параметров реконструкции карьера при расширении его границ/ А.Н. Костянский, В.И. Чепурной – Вісник Криворізького національного університету, 2013. -Вип. 35. - С. 23-26.
20. Еремін Г,М. Разработка и доставка полезных ископаемых на поверхность / Г,М. Еремін // М.:, Издательство «Горная книга», 2001, 363 с.
21. Шпанский О.В. Проектирование границ открытых горных работ. Учебное пособие / О.В. Шпанский, Д.Н. Лигоцкий. Д.В. Борисов // С.-Пб. 2003.

Рукопись поступила в редакцию 05.04.2018

УДК 614.841.47

Н.Ю. ШВАґЕР, д-р техн. наук, проф., О.В. НЕСТЕРЕНКО, Т.А. КОМІСАРЕНКО, М.В. ДОМНІЧЕВ, кандидати техн. наук, доценти, Криворізький національний університет

АНАЛІЗ СПОСОБІВ І ЗАСОБІВ ГАСІННЯ РУДНИКОВИХ ПОЖЕЖ

Мета. Метою даної роботи є аналіз способів та засобів припинення пожежі в гірничих виробках. Для цього необхідно проаналізувати активні, комбіновані способи гасіння пожеж.

Методи дослідження. Наведено основні способи і засоби гасіння пожеж, проведено аналіз їх використання. Для успішного забезпечення пожежної безпеки необхідно використовувати організаційно-технічні заходи та протипожежний захист, з цією метою наведено аналіз способів і засобів гасіння пожеж.

Забезпечення пожежної безпеки на підприємствах гірничорудної галузі потребує уваги і впровадження організаційно-технічних заходів та протипожежного захисту на основі використання новітніх досліджень з нанотехнології.

Особливо важливе значення набуває виконання умови пожежної безпеки при формуванні знань в галузі пожежної безпеки, тому дана стаття може бути використана в навчальному процесі при викладенні пожежної безпеки у вищих навчальних закладах.

Наукова новизна. Актуальність наукового дослідження визначається тим, чи його результати сприятимуть вирішенню конкретних практичних завдань при гасінні підземних рудникових пожеж.

Практична значимість. Отриманий аналіз способів та засобів припинення пожежі в гірничих виробках дозволяє швидко орієнтуватися при виборі способів та засобів припинення пожежі.

Результати. Забезпечення пожежної безпеки на підприємствах гірничорудної галузі потребує уваги і впровадження організаційно-технічних заходів та протипожежного захисту на основі використання новітніх досліджень з

нанотехнології, наприклад, наночастки з глини та цементу, які володіють властивістю налипання на предмети і перегороджують доступ кисню до поверхонь, що горять, а також використання роботів, що самостійно потрапляють до місця пожежі, долаючи по шляху вентиляційні канали, завали і задимлені проходи, через такі перешкоди людина пробратися не здатна. Роботи як і раніше контролюються пожежними, але ризики отримання травм при цьому зводяться до нуля для співробітників.

Ключові слова: способи та засоби гасіння пожеж, гірничі виробки, пожежна безпека, перемичка, первинні засоби пожежогасіння.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-131-137

Постановка проблеми. Дослідження процесу горіння у гірничих виробках актуалізує широкі проблеми, пов'язані із пізнанням загальних закономірностей гасіння пожежі, що є важливою проблемою в рамках сучасних моделей гасіння пожеж.

Аналіз останніх досліджень і публікацій. Пріоритетні позиції в галузі теорії і практики боротьби з раптовими викидами займає наукова школа доктора технічних наук, лауреата Державної премії України В.І. Ніколіна. Дослідження, проведені під його керівництвом, практично вирішили проблему газодинамічних явищ при видобутку вугілля й суттєво розширили уявлення про фізичні процеси в масиві. У школі проф. Ю.Ф. Булгакова виконано низку фундаментальних досліджень у галузі створення ефективних засобів і способів гасіння підземних пожеж. Під його керівництвом виконано цикл експериментальних робіт, проведених у вибуховій штольні для вивчення особливостей поширення енергії вибухів гірничими виробками і розробки засобів їх локалізації. Наукова школа доктора технічних наук, академіка Академії інженерних наук України М.П. Зборщика відіграє авангардну роль у розробці технологій охорони гірничих виробок на великих глибинах. Проф. В.Я. Балтайтис був досвідченим викладачем і науковцем, фахівцем у галузі пожежної профілактики й гасіння пожеж.

Постановка завдання. Метою даної статті є аналіз способів та засобів припинення пожежі в гірничих виробках. Для цього необхідно проаналізувати активні, комбіновані способи гасіння пожеж, дати огляд первинних засобів пожежогасіння.

Викладення основного матеріалу. Основою пожежогасіння є примусове припинення горіння. На практиці використовують декілька способів гасіння пожежі: 1) спосіб охолодження. Горіння речовини можливе тільки тоді, коли температура її поверхні перевищує температуру її займання. Якщо охолодити цю поверхню до більш низької температури, то горіння припиниться; 2) спосіб зниження концентрації. Речовина здатна горіти лише за умови наявності в атмосфері кисню більше 14%. Якщо зменшити вміст кисню у зоні горіння, воно повинно припинитися. Це досягається введенням у зону горіння інертних газів (діоксид карбону, азот, водяна пара) або розведенням кисню продуктами горіння в ізольованих приміщеннях; 3) спосіб ізоляції. Цей спосіб ґрунтується на тому, що припиняється надходження повітря, а з ним і кисню до речовини, яка горить. Для цього застосовують різні ізолювальні вогнегасні речовини: хімічну піну, порошки і т.ін.; 4) спосіб хімічного гальмування швидкості горіння. Цей спосіб полягає у тому, що в зону горіння вводять такі хімічні сполуки, що здатні припинити хімічну екзотермічну реакцію, якою і є горіння. Таку здатність мають різні галогенопохідні: бромистий етил та метил, фреони і т.ін.; 5) спосіб механічного гасіння полум'я. На полум'я спрямовують дуже потужний струмінь води, порошку або газу. Можливе також застосування вибуху, коли полум'я збивається ударною хвилею. На практиці, як правило, застосовують комплексне гасіння пожеж, одночасно використовуючи декілька з наведених способів залежно від того, що горить, і від обставин пожежі.

Всі способи і тактичні прийоми гасіння пожеж зводяться до припинення доступу кисню до палаючих матеріалів і зниження їх температури, а при підземній пожежі - ще й до зниження температури оточуючих порід до меж, що виключають повторне загоряння.

Активні способи полягають у безпосередньому впливі на вогнище пожежі вогнетривкими речовинами як безпосередньо в місці його утворення, так і при виїмці палаючих мас з вогнища пожежі [2]. Безпосередній вплив на вогнище пожежі здійснюється з боку надходження струменя повітря прямим або дистанційним (з безпечної відстані) впливом. Активні способи зазвичай застосовують в початковий період розвитку пожежі, а також у всіх випадках, коли вогнище доступне для безпосереднього гасіння і для цього є в достатній кількості сили і засоби пожежогасіння.

Спосіб ізоляції полягає в припиненні припливу свіжого повітря до осередку пожежі шляхом зведення в гірських виробках ізоляційних перемичок, сорочок, покриттів і ін. До ізоляції вдаються у випадках, коли вогнище пожежі знаходиться в місці, недоступному для безпосереднього впливу на нього вогнетривкими речовинами, а також у тих випадках, коли при бурхливому розвитку пожежі на місці немає достатніх сил і засобів для безпосереднього впливу на осередок. Ізоляція як спосіб гасіння пожежі є крайнім заходом, оскільки в умовах порушених гірських порід і високої газопроникності ізоляційних споруд практично не можна досягти повної герметизації дільниці, терміни охолодження гірського масиву довготривалі, на газових шахтах ізоляція пожежі небезпечна, внаслідок можливості вибуху метану і пожежних газів. Тому ізоляція пожежі, як правило, є попереднім етапом комбінованих способів гасіння пожежі, коли ступінь герметизації ізолюваного простору відіграє меншу роль, ніж тільки при ізоляції.

Комбіновані способи полягають у поєднанні попередньої ізоляції вогнища пожежі з подальшим гасінням його активним способом. Ці способи застосовуються в тих випадках, коли пожежа набула подальшого розповсюдження на великій площі, підступи до нього утруднені через високу температуру і на місці відсутня достатня кількість вогнегасних засобів. Для припинення розвитку пожежі зводять на доступній від вогнища відстані парні тимчасові ізоляційні перемички з отворами, що відкривають або закривають пожежні двері. Після часткового загасання пожежі, послідовно шляхом шлюзування через отвори парних перемичок зводять нові перемички, зменшуючи обсяг ізолюваних виробок, і ведуть гасіння пожежі по частинах підготовленими до цього часу вогнетривкими засобами.

Вогнегасні речовини, що використовуються в даний час для гасіння пожеж на вугільних шахтах, по фазовому стану поділяються на рідини (вода, замульовальна пульпа); сипучі речовини (хімічно активні - вогнегасні порошки та інертні - пісок і інертний пил); піни (хімічні, повітряно-механічні, інертні газомеханічні); інертні гази та аерозолі (діоксид вуглецю, азот, парогазова суміш і ін.). Відповідно, технічні засоби пожежогасіння поділяються на засоби водяного, порошкового, пінного, інертизації середовища і комбінованого гасіння. За призначенням і конструктивним виконанням засоби пожежогасіння поділяються на вогнегасники (ручні, ранцеві, ті, що возяться, пересувні), групу мобільних установок і засобів (пересувні установки, переносні піногенератори і ін.), групу автоматизованих установок і систем пожежогасіння.

Слід також розрізнити засоби пожежогасіння експлуатовані шахтою, які знаходяться тільки на оснащенні ДВГРЗ. Вода, володіючи високими вогнетривкими властивостями і можливістю впливу на осередок пожежі у вигляді компактного струменя, розпиленому стані, в складі парогазової суміші і через інші переваги набула найширшого розповсюдження через засоби водяного пожежогасіння. Вогнегасні властивості води полягають в наступному: за рахунок напору водяного струменя механічно збивається полум'я з палаючих предметів; висока теплоємність води дозволяє охолоджувати поверхню, що горить нижче температури, необхідної для підтримки горіння; змочуючи суміжні з палаючою поверхнею дільниці та предмети, вода запобігає поширенню горіння; утворюється водяна пара, що зменшує вміст кисню в зоні горіння. Водою не можна гасити електрообладнання, що знаходиться під напругою, речовини, що взаємодіють з водою (карбід, лужні метали та ін.). Неefективне гасіння палаючих легкозаймистих рідин і палаючого метану. При гасінні сильно розвинених пожеж не з периферійних ділянок з відносно низькими значеннями температури, а з епіцентру горіння виникає небезпека вибуху, так як при температурі 1000-1200 °С молекули води розкладаються на атомарний водень і кисень з утворенням вибухонебезпечного перекису водню H_2O_2 .

Пожежогасний ефект вогнегасних порошоків забезпечується за рахунок ізоляції твердих поверхонь, що горять і рідин від доступу кисню внаслідок утворення в'язкої полімерної плівки на межі поділу фаз; припинення ланцюгових реакцій горіння через інгібуючий вплив на активні центри полум'я; охолодження зони горіння через витрати теплоти на нагрівання частинок порошку, їх плавлення, часткове випаровування і хімічне розкладання. У засобах пожежогасіння застосовують порошки ПСБ, П-1А (розмір часток 80-90 мк), тонкодисперсний порошок П-2АП (розмір часток 40-50 мк) і субтонкодисперсний порошок П-2АП (розмір часток 5-10 мкм). Засоби порошкового гасіння застосовуються при горінні дерев'яного кріплення, конвеєрної стрічки, легкозаймистих і горючих рідин, вугілля, метану та електрообладнання, що знаходиться під напругою. Обмеженням застосування засобів порошкового гасіння є недостатня ефективність

гасіння твердих матеріалів, зокрема, конвеєрних стрічок, що знаходяться в стадії тління.

Піни за способом утворення і складу газової фази поділяються на повітряно-механічні та інертні хімічні, азотно-механічні та ін. [3]. Піни характеризуються показниками кратності і стійкості. Кратність піни є кількість обсягів піни, що утворюється з одиниці об'єму розчину піноутворювача. Розрізняють піну низької (50), середньої (50-300) і високої (300-1000) кратності. Стійкість піни для цілей пожежогасіння зазвичай не перевищує 2 год і залежить від змісту піноутворювача, температури стінок виробки, жорсткості води, швидкості повітря та ін. Піна блокує доступ повітря і надає охолоджуючий ефект на палаючі матеріали і стінки гірських виробок. На відміну від води піною ефективно можна гасити легкозаймисті рідини. Через електропровідність піни забороняється її застосування для гасіння палаючого електрообладнання під напругою. Утворення повітряно-механічної піни здійснюється в піногенераторі шляхом продувки через сітку повітря (стисненого, за допомогою вентилятора або за рахунок ежекції) і дрібно розпорошеного розчину піноутворювача ПО-1. Розмір бульбашок (дисперсність піни) залежить від розмірів осередків сітки, числа сіток і швидкості повітря. Недоліком повітряно-механічної піни є те, що бульбашки піни є носіями кисню, що підтримує горіння. Тому для прискорення гасіння важкодоступних вогнищ горіння застосовують газомеханічну інертну піну, що отримується при використанні газоподібного або рідкого азоту за допомогою розпилювача спеціальних пристроїв. Інертні гази та аерозолі, до числа яких відносяться вуглекислий газ, азот, парогазова суміш і ін., потрапляючи в зону горіння, знижують концентрацію кисню. При гасінні підземних пожеж інертизація середовища виробок дозволяє вирішити два завдання: запобігти утворенню вибухонебезпечних концентрацій метаноповітряної суміші і знизити активність горіння аж до його припинення. Небезпека вибуху усувається при зниженні об'ємної частки кисню в повітрі до 10%, полум'яне горіння припиняється при 8%, а тління - при 2% кисню. Критерієм інертизації середовища є досягнення необхідної безпечної частки кисню

$$C_{in}Q_{in} + 2lQ_a \leq C_{tp}Q_{min};$$

$$Q_{bi} + Q_a \geq Q_{min},$$

де C_{in} - об'ємна частка кисню в подається інертному газі або аерозолі, %; C_{tp} - необхідна частка кисню в середовищі, що інертизується, %; Q_{in} - витрата подаваного інертного газу або аерозолу, м³/хв; Q_a - кількість свіжого атмосферного повітря, що проходить по виробці, що інертизується, м³ / хв (складається з витоків повітря через нещільності в ізольованих перемичках і через вентиляційні отвори в них); Q_{min} - мінімально допустима кількість суміші (повітря і газу або аерозолу) з умови утворення неприпустимих концентрацій метану, м³/хв. Інертизація може бути об'ємною і локальною. При об'ємній інертизації повітря всіх виробок аварійної ділянки заміщається інертним газом. При локальній - інертний газ подається безпосередньо в зону горіння без зміни стану провітрювання аварійної ділянки.

За результатами досліджень Булгакова Ю.Ф. [4] при комбінованому застосуванні вогнегасних речовин певного складу в суміші або при їх роздільному впливі на вогнище горіння досягається значно вища ефективність гасіння пожежі, а для окремих сполучень речовин розширюється сфера застосування за класами пожеж створених на їх основі засобів пожежогасіння. У створених засобах пожежогасіння комбінованої дії застосовують аерозольно-порошкові і аерозольно-пінні склади і роздільну подачу до осередку пожежі порошку і повітряно-механічної піни. Інертний аерозоль є продуктом згорання газогенеруючого заряду і в якості вогнегасної речовини в аерозольно-порошкових засобах виконує також функцію енергоносія порошку, а в аерозольно-пінних - енергоносія піни.

У порошково-пінних засобах пожежогасіння енергоносієм і утворювачем піни є стиснене повітря. Засоби гасіння пожеж водою, перш за все, відносяться до первинних засобів пожежогасіння. Для підключення засобів водяного пожежогасіння до пожежних кранів на пожежно-зрошувальному трубопроводі застосовують пожежні напірні рукава і рукавні переходи з пожежними гайками Богданова (рис. 1).

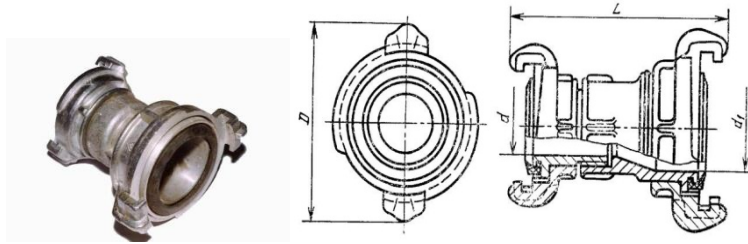


Рис. 1. Перехід з пожежними гайками Богданова

У практиці пожежогасіння застосовують прогумовані, лляні нормальні і лляні посилені пожежні рукави діаметром 51, 66 і 77 мм стандартною довжиною 20 м. Пожежні рукави розраховані на робоче гідравлічний тиск до 1,6 МПа (16 кгс / см²), що і визначає вимога до верхнього значення нормованого тиску на виході з пожежного крана - 1,5 МПа (15 кгс/см²) [5]. Пожежні напірні рукава застосовуються також для подачі інертного газу і піноутворюючого розчину до осередку пожежі, а також гіпсового розчину при дистанційному зведенні перемички.

Протипожежні перемички повинні встановлюватися поблизу вогнища пожежі. Конструкція перемичок повинна забезпечувати надійну герметизацію пожежної дільниці. Якщо їх зводять в виробках, пройдених в нестійких або тріщинуватих породах, стінки виробки, прилеглі до перемички, цементують або ретельно замазують глиною, або захищають «сорочками» з глини, цегли (рис.2).

Гасіння горючих рідин в гірничих виробках проводиться розпиленою водою, вогнегасним порошком, повітряно-механічною або інертною піною. Для одночасного впливу на осередки пожежі, що поширилася по гірничих виробках слід застосовувати методи дистанційного об'ємного гасіння вогнегасним порошком, повітряно-механічною або інертною піною.

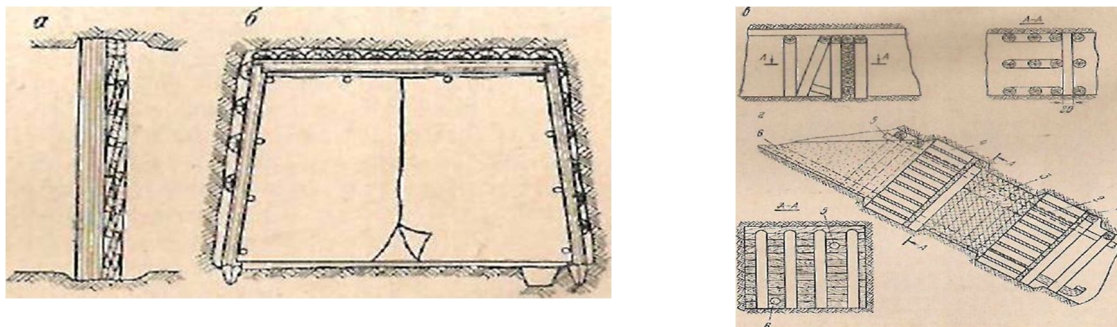


Рис. 2. Схема конструкції перемички: а - з досок; б - вітрильна; в - легкого типу; г - підсиленого типу; 1 - дощата перемичка; 2 - перша чуракова перемичка; 3 - сіно; 4 - друга чуракова перемичка; 5 - труба для набору проб повітря; 6 - труба для стікання води

При поширенні пожежі по гірничій виробці в сторону сполучення з гірничою виробкою, по якій надходить свіжий струмінь повітря, для запобігання виникнення вторинних вогнищ пожежі і охолодження газоподібних продуктів горіння, повинна встановлюватися водяна завіса.

Спосіб гасіння пожежі в тупиковій виробці заснований на вітрильній перемичці в гірничій виробці і дистанційній подачі заповнювача в ізований простір. Заповнювач - інертна піна працює як завіса (рис.3) [6].

Спосіб гасіння пожежі в тупиковій виробці заснований на вітрильній перемичці в гірничій виробці і дистанційній подачі заповнювача в ізований простір. Заповнювач - інертна піна працює як завіса (рис.3) [6].

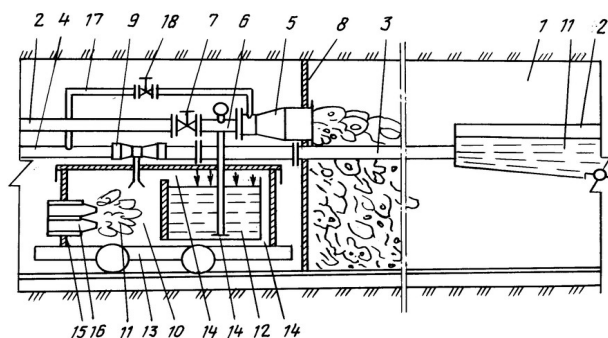


Рис. 3. Водяна завіса: 1- гірничя виробка; 2- пожежно-зрошувальний трубопровід з розімкненим його гілкою; 3,4 - трубопровід подачі інертного газу (азоту); 5 - піногенератор; 6 - автоматичний дозатор піноутворювача; 7 - кран регулювання подачі води; 8 - вітрильна перемичка; 9 - газовий ежектор; 10 - камера утворення вогнегасної аерозолі; 11 - з ємністю; 12 - підігріву піноутворювача, встановлених на загальній транспортній платформі; 13- і з'єднаних між собою газоходами (димходом) 14. Камера 10 забезпечена магазином 15 для установки генераторів 16 отримання вогнегасної аерозоль

Для попередження розповсюдження пожежі по пустотах за кріпленням гірничих виробок слід видалити з пустот горючі матеріали, встановлювати водяні або пінні завіси, що перекривають повністю площу поперечного перерізу гірничої виробки, включаючи порожнечі за кріпленням, а також заповнювати порожнечі пінобетоном, гіпсом та іншими негорючими матеріалами (рис.4) [7].

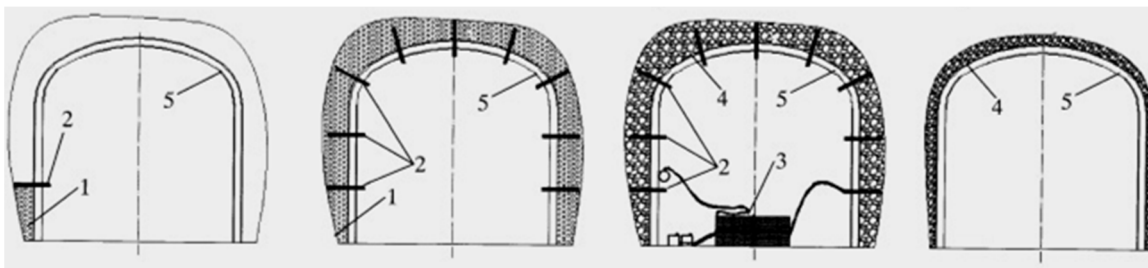


Рис. 4. Забутовка з негорючих матеріалів

Гасіння пожежі в похилій гірничій виробці з кутом нахилу до 20° включно із застосуванням стовбурів пожежних ручних допускається з вищого горизонту, якщо провітрювання гірничої виробки спадний і тільки при відсутності небезпеки перекидання вентиляційного струменя під дією теплової депресії.

При гасінні пожеж у гірничих виробках із стрічковими конвеєрами, незалежно від розмірів і характеру пожежі, повинні вживатися заходи щодо локалізації пожежі (установка водяних завіс, прибирання горючих елементів кріплення, розрив стрічки), доставці до місця пожежі і введенню в дію потужних засобів пожежогасіння (піногенераторні установки, порошкові установки об'ємного гасіння).

При гасінні або локалізації пожеж в вертикальних гірничих виробках з висхідним струменем повітря розпиленою водою необхідно контролювати напрям і швидкість вентиляційного струменя, що надходить. При появі ознак перекидання подача води в гірничу виробку повинна бути зменшена.

При гасінні пожежі в тупикових гірничих виробках роботи по охолодженню і тимчасовому кріпленню гірничих виробок слід вести окремими ділянками шляхом встановлення тимчасових перемичок, що швидко монтуються.

При необхідності відходу відділення з вибою тупикової гірничої виробки необхідно відкрити на пожежно-зрошувальному трубопроводі кінцевий пожежний кран.

При високій температурі повітря в підземних гірничих виробках на підступах до осередку пожежі для захисту людей від впливу високої температури повітря повинні встановлюватися тимчасові перемички, що швидко будуються.

При неможливості гасіння пожежі активним способом пожежна дільниця підлягає ізоляції. Протягом всього часу робіт по ізоляції необхідно контролювати кількість повітря, що надходить на цю дільницю і до вогнищ горіння, вміст газів у вихідних струменях і в місцях, що характеризують стан пожежі, а також контролювати температуру повітря [8].

Роботи по ізоляції пожежної дільниці вважаються закінченими, коли в прилеглих гірничих виробках концентрація оксиду вуглецю встановиться нижче гранично (максимально) допустимих концентрацій, відновлений нормальний режим провітрювання і температура повітря не перевищує звичайні її показники.

Висновки і перспективи подальших досліджень. Забезпечення пожежної безпеки на підприємствах гірничорудної галузі потребує уваги і впровадження організаційно-технічних заходів та протипожежного захисту на основі використання новітніх досліджень з нанотехнології, наприклад, наночастки з глини та цементу, які володіють властивістю налипання на предмети і перегороджують доступ кисню до поверхонь, що горять [9], а також використання роботів, що самостійно потрапляють до місця пожежі, долаючи по шляху вентиляційні канали, завали і задимлені проходи, через такі перешкоди людина пробратися не здатна [10]. Роботи як і раніше контролюються пожежними, але ризики отримання травм при цьому зводяться до нуля для співробітників.

Список літератури

1. Підсумки діяльності підрозділів ДВГРЗ ДСНС України у 2016 році – Звіт ДВГРЗ ДСНС України.
2. **Акимов В.А., Воробьев Ю.Л., Фалеев М.И.** Безопасность жизнедеятельности. Безопасность в ЧС природного и техногенного характера: Учебное пособие / **В.А. Акимов, Ю.Л. Воробьев, М.И. Фалеев** // М.: Высшая школа, 2006
3. Вогнегасні речовини: Навчальний посібник / **Антонов А.В., Боровиков В.О., Орел В.П., Жартовський В.М., Ковалишин В.В.** – К.: Пожінформтехніка, 2004. – 176 с.
4. **Трофимов В.О., Булгаков Ю. Ф., Кавсера О. Л., Харьковий М.В.** Аерология шахтных вентиляционных сетей. Норд-Прес, 2009.
5. ГОСТ 28352-89 "Головки соединительные".
6. **Чуприков А.Е., Лагутин В.И., Кузнецов А.Т.** Способы и средства для предотвращения образования пыли, для связывания, осаждения или удаления пыли; предотвращение взрывов или рудничных пожаров. - Российский научно-исследовательский институт горноспасательного дела.
7. Патент Российской Федерации номер 2498072. **Синегубов В. Ю., Беляков Н. А., Петров Д. Н., Карасев М. А.**
8. ГОСТ Р 57052-2016. Оборудование горно-шахтное. Автоматические установки пожаротушения (для подземных выработок). Общие технические требования и методы испытаний.
9. **Хорошавин Л.Б., Медведев О.А., Беляков В.А., Михеева Е.В.** и др. Торф: возгорание торфа, тушение торфяников и торфокомпозиты/ МЧС России. – М.: ФГБУ ВНИИ ГОЧС (ФЦ). 2013. – 256 с.
10. http://www.dobrepole.com.ua/news/vot_kuda_tekhnika_doshla_kitajskie_roboty_pozharnye_vzbudorazhili_set/2017-08-30.

Рукопис подано до редакції 06.04.18

УДК 622.647.2

Л.І. ЄФІМЕНКО, М.П.ТИХАНСЬКИЙ, кандидати техн. наук, доценти,
А.М.ТИХАНСЬКА, ассистент, Криворізький національний університет

ВИЗНАЧЕННЯ ОСНОВНИХ ДІАГНОСТИЧНИХ ОЗНАК ТЕХНІЧНОГО СТАНУ ПІДТРИМУЮЧИХ РОЛИКІВ ВАЖКОГО СТРІЧКОВОГО КОНВЕЄРА

Мета. Метою цієї роботи є визначення основних ознак ушкоджень ролика: ушкодження оболонки ролика; ушкодження підшипника кочення (або ковзання); ушкодження обичайки ролика; ушкодження сполучних поверхонь окремих елементів; ушкодження ущільнювальних прокладок; ушкодження осей роликів; ушкодження опорних шийок; ушкодження підшипникових обойм, що необхідно для розробки сучасної системи автоматизованої діагностики та керування режимами транспортування.

Методи дослідження. Для вирішення цього завдання проведено аналіз теоретичних й експериментальних робіт. При цьому діагностика несучих роликів стрічкового конвеєра здійснюється різними методами, основними з яких є використання теплових або індуктивних датчиків з феромагнітних сплавів, які монтуються в стрічку, а також реалізація температурного контролю в запобіжній системі конвеєра. Застосування надійних і високоєфективних заходів технічної діагностики може значно підвищити ефективність роботи стрічкового конвеєра.

Наукова новизна. Наукова новизна полягає у встановленні основних діагностичних ознак роликоопор, що підтримують конвеєрну стрічку. Створення автоматизованих систем діагностики стрічкових конвеєрів у теперішній час стримується недостатністю теоретичних й експериментальних досліджень з питання визначення основних ознак ушкоджень ролика, що впливають на якість системи діагностики.

Практична значимість. На основі аналізу теоретичних й експериментальних робіт і досвіду експлуатації показано, що режими роботи конвеєра й характеристики вантажа мають великий вплив на технічний стан його основних вузлів, а саме, роликоопор. Отже, розробка принципів керування конвеєром за технічним станом його елементів є доцільною з технічної й експлуатаційної точок зору.

Результати. Створення автоматизованої системи діагностики технічного стану обладнання стрічкового конвеєра з регульованим приводом викликало необхідність розробки нових способів діагностики роликів на основі обраної діагностичної ознаки. Аналіз діагностичних ознак технічного стану роликів, методів їхнього визначення, а також завдань, поставлених вище, дозволив виділити як найбільш надійний і точний - температурний.

Ключові слова: конвеєрна лінія, діагностування технічного стану, діагностичні ознаки стану роликів, автоматизована система діагностики.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-137-141

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Стрічкові конвеєри відносяться до найбільш ефективних засобів безперервного транспорту та представляють собою складну взаємопов'язану систему механічних та електричних елементів, і тому характери-

зується частою зміною стану, технічних та технологічних параметрів. Застосування надійних і високоефективних засобів діагностування технічного стану та впровадження автоматизованої системи контролю стану основних елементів конвеєрної установки може підвищити ефективність їх роботи, зокрема, поліпшити показники надійності, такі як: коефіцієнт готовності й коефіцієнт технічного використання. Для підвищення загального коефіцієнта готовності конвеєрної установки необхідне зниження часу відновлення й працездатності, а для підвищення коефіцієнта технічного використання - виключення часу на позапланове технічне обслуговування.

Аналіз досліджень та публікацій. Питаннями діагностики механізмів загального й спеціального призначення займався ряд відомих вітчизняних [1-6] та закордонних вчених. Вони розробили загальні положення й принципи технічної діагностики. Визначення технічного стану стрічкового конвеєра має свою специфіку з огляду на велику довжину, наявність складних вузлів і механізмів, зв'язаних між собою гнучким тяговим органом. Тому дуже важливо здійснювати постійний діагностичний контроль за технічним станом цих елементів і прогнозувати залишковий ресурс із урахуванням ступеня їхнього впливу на загальний ресурс установки. Дослідження, пов'язані з виявленням інформативних параметрів, якими займалися В.Ф. Монастирський, В.І. Плахотнік, А.Н. Смирнов, В.І. Бесчастний [2-6], показали, що конвеєр, як складний об'єкт, має сенс розділяти на основні механізми й вузли та досліджувати їх окремо.

Постановка завдання. З аналізу наведених робіт видно, що необхідно створювати та модернізувати моделі діагностики, що поєднують існуючі методи визначення технічного стану основних вузлів і конвеєра в цілому. У відомих моделях вузли розбиті на окремі складені елементи, визначені основні дефекти, у ряді випадків структурні й діагностичні параметри, а також запропоновані методи, що визначають той або інший дефект. При розробці цих моделей виникли труднощі при встановленні зміни характерних діагностичних ознак, що однозначно реагують на прояв окремого виду дефекту.

Викладення матеріалу та результати. Технічний стан стрічкового конвеєра багато в чому залежить від справності роликів, що підтримують тяговий орган (стрічку). Ролики є найбільш численним елементом конвеєра, вихід з ладу 10-15% їх від загальної кількості значно підвищує енергоємність транспортування матеріалу, збільшує швидкість зношування верхньої й нижньої обкладок стрічки, погіршує умови експлуатації опорних конструкцій конвеєра (ролікоопор), тому що стрічка при зустрічі з роликом, що не крутиться, додатково динамічно впливає на ролікоопору.

По даним УКР НДПРОЕКТА, отриманим на підприємствах вугільній й інших галузях гірничодобувної промисловості, вартість технічного обслуговування й ремонту роликів становить 28% всіх експлуатаційних витрат на стрічкові конвеєри. Фактичний термін служби роликів становить від 4 місяців до 2 років залежно від умов експлуатації й характеристик матеріалу, що транспортується.

Несправний ролик видає підвищений шум у вигляді постукування, різких періодичних звуків підвищеної частоти. Коли сили тертя в підшипникових вузлах досягають значної величини, обичайки роликів перестають обертатися й дуже швидко зношуються рушійною стрічкою. Якщо ролик, що зупинився, вчасно не замінити, на його корпусі утворюються гострі ріжучі точки. Від них на стрічці виникають глибокі порізи. На потужних стрічкових конвеєрах великої довжини контроль за станом роликів набуває особливого значення.

Під відмовою ролика в загальному випадку розуміється вихід з ладу осі, підшипників, ущільнень і корпусу, при якому номінальний момент ролика збільшується у два й більше рази. Інтенсивність відмови для роликів визначають за формулою

$$\lambda_p = \lambda_k + \lambda_0 + \lambda_{n,l} + \lambda_{n,n} + \lambda_{y,l} + \lambda_{y,n}, \quad (1)$$

де $\lambda_k, \lambda_0, \lambda_{n,l}, \lambda_{n,n}, \lambda_{y,l}, \lambda_{y,n}$ - інтенсивність відмови відповідно корпусу, осі, лівого й правого підшипників, лівого й правого ущільнень.

Інтенсивність відмови всіх роликів конвеєра

$$\lambda = \sum n_p \lambda_{p,v} + \sum (n_p / 4) \lambda_{p,n}, \quad (2)$$

де $\lambda_{p,v}, \lambda_{p,n}$ - інтенсивність відмови відповідно роликів верхньої й нижньої гілок стрічки; n_p - число роликів верхньої гілки.

Імовірність безвідмовної роботи всіх роликів конвеєра

$$P(t) = e^{-\int_0^{t_k} \lambda dt} = e^{-\lambda t_k}, \quad (3)$$

де t_k - час роботи конвеєра.

Завданням діагностики технічного стану роликів конвеєра є виявлення безпосередньо несправних роликів, а також їхнє місце розташування.

Довговічність роликів стрічкових конвеєрів визначається величиною навантаження на окремі елементи роликів і точністю їхнього взаємного пригону, а також ефективністю дії ущільнень між елементами, що взаємно переміщуються, і якістю застосованого змащення.

Виділяються наступні основні ознаки ушкоджень ролика: 1 - ушкодження оболонки ролика; 2 - ушкодження підшипника кочення (або ковзання); 3 - ушкодження обичайки ролика; 4 - ушкодження сполучних поверхонь окремих елементів; 5 - ушкодження ущільнювальних прокладок; 6 - ушкодження осей роликів; 7 - ушкодження опорних шийок; 8 - ушкодження підшипникових обойм.

Елементи опорних роликів можуть піддаватися ушкодженням як внаслідок зношування й тривалих навантажень, так й у результаті окремих силових впливів.

Аналіз і залежності розглянутих навантажень і технічного стану роликів показав, що найбільш ненадійним його елементом є підшипникові вузли, особливо верхні, які навіть при малому навантаженні швидше виходять із ладу. На працездатність підшипникових вузлів впливають і циклічні навантаження, викликані вигином осі ролика при навантаженні, особливо при наявності у вантажопотоці великих кусків з малою кількістю підсилення. При зустрічі куска з роликом відбувається імпульсна й ударна взаємодія. Імпульсна взаємодія полягає в зміні впливу куска вантажу в момент заходу на ролик. Навантаження з розподіленого стає зосередженим на площадці виступу куска. Різницею деформацій і визначається динаміка взаємодії куска з роликом. Ударна взаємодія виникає через розбіжність векторів швидкості куска й стрічки при підході до роликів.

На термін служби підшипникових вузлів істотно впливають циклічні навантаження, викликані вигином осі ролика при навантаженні й радіальним биттям при різностінності корпусу. При значенні невірноваженої відцентрової сили, близької до статичного навантаження, з'являється зношування шийок осей і підшипників.

Ушкодження роликів стрічкового конвеєра можна розділити на два види:

ушкодження викликані природним зношуванням елементів ролика;

ушкодження викликані внаслідок поламки окремих елементів конвеєра (вторинні поламки).

Основна причина передчасної відмови роликів - заклинювання підшипників через порушення роботи ущільнень, які зношуються в результаті влучення в підшипник атмосферних опадів, агресивного середовища, абразивних часток вантажу, що транспортується. У середньому 66% відмов роликів доводиться на засмічення підшипників пилом і потрапляння в них вологи. Для роликів з кульковими підшипниками характерне збільшення кільцевих зазорів, а для роликів з конічними підшипниками - збільшення люфтів. Основними причинами виходу з ладу підшипників кочення при природному зношуванні є ушкодження жолобів, кілець й елементів кочення, що виникають від втоми матеріалу, а також зношування робочих поверхонь.

Найменування деталей, що зношуються, і причини зношування роликів наведені в табл. 1.

Таблиця 1

Найменування деталей, що зношуються, і причини зношування роликів

Найменування деталей	Причини зношування й виходу з ладу роликів
Корпус ролика (обичайка) футерування	Биття й перекоси через неточність виготовлення й монтажу Абразивна взаємодія з вантажем і стрічкою, особливо при гальмуванні. Ударна взаємодія стрічки з вантажем
Шийки осей ролика, висі ролика	Биття й перекоси через неточне виготовлення й монтаж. Ударна взаємодія стрічки й вантажу
Ущільнення	Неточність виготовлення й монтажу Засмічення частками пилу. Вплив вологи й температури
Підшипники	Биття й перекоси через неточне виготовлення й монтаж Засмічення частками пилу. Вплив вологи й температури. Відсутність або недостатність змащення, погана його якість

Руйнування окремих елементів підшипника викликає зміну параметрів вібрації, підвищен-

ня температури, порушення робочої функції (тобто відсутність обертання), опускання ролика відносно нормального положення. Всі ці відхилення від нормального технічного стану характеризуються відповідними діагностичними ознаками.

Аналіз діагностичних ознак технічного стану роликів, методів їхнього визначення, а також завдань, поставлених вище, дозволив виділити як найбільш надійний і точний - температурний.

При цьому діагностика несучих роликів стрічкового конвеєра здійснюється різними методами, основними з яких є використання теплових або індуктивних датчиків з феромагнітних сплавів, які монтуються в стрічку, а також реалізація температурного контролю в запобіжній системі конвеєра.

Створення автоматизованої системи діагностики технічного стану обладнання стрічкового конвеєра з регульованим приводом викликало необхідність розробки нових способів діагностики роликів на основі обраної діагностичної ознаки.

Спосіб полягає у визначенні й порівнянні температури поверхні стрічки й поверхні закриваючого механізму датчика інфрачервоного випромінювання.

При цьому робимо діагностичну зупинку конвеєра на заданий час для нагрівання поверхні стрічки несправними роликами, вимір температури навколишнього середовища й температури стрічки під час наступного діагностичного запуску конвеєра за допомогою датчика інфрачервоного випромінювання, вимірюємо кількість імпульсів, що відповідають проходженню міток, нанесених на барабан конвеєра, із кроком, кратним відстані між його роликпоперами, визначаємо час, що пройшов з початку діагностичного запуску конвеєра, з обліком якого коригуємо величину температури нагрітої поверхні стрічки до величини, що характеризує початкове нагрівання роликами, визначаємо відхилення скоригованої температури над температурою навколишнього середовища й зрівнюємо його із гранично допустимим відхиленням, при цьому визначення наявності несправних роликів ведемо по перевищенню гранично допустимого відхилення, а визначення місця їхнього положення здійснюємо за кількістю імпульсів.

Як відомо, зменшення температури нагрітої поверхні залежно від часу τ відбувається за експонентним законом $t_{zm} = t_{naz} \cdot e^{-\alpha\tau}$, де стосовно до стрічкового конвеєра: t_{zm} - вимірювана температура поверхні стрічки; t_{naz} - температура нагрівання ділянки стрічки від дефектних роликів; α - коефіцієнт, що характеризує швидкість охолодження матеріалу (гуми); τ - час від початку повторного (діагностичного) запуску до моменту виміру. Тоді $t_{naz} = t_{zm} \cdot e^{\alpha\tau}$. Врахування цього фактору дозволяє підвищити точність виявлення дефектних роликів, що особливо важливо на довгих конвеєрах, тому що ділянки стрічки, нагріті дефектними роликами, просуваючись на заданій (зниженій) швидкості до місця установки датчика, прохолоджуються й можуть досягти температури, що запобіжна система, що не враховує швидкості охолодження, може не виявити.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Існуючі методи діагностування технічного стану й прогнозування працездатності конвеєрної установки недостатньо ефективні. Багато які з них вимагають зупинки встаткування на огляд, дослідження, що передбачає також часткове його розбирання. У цьому зв'язку, назріла необхідність повніше досліджувати стрічковий конвеєр як об'єкт діагностування, розробити прогресивні й технічно реалізовані способи й пристрої, на базі яких сформувані принципи автоматизованої системи діагностування й прогнозування.

Нові можливості в роботі й застосуванні системи діагностування й прогнозування з'являються при експлуатації стрічкового конвеєра, постаченого регульованим приводом й автоматичною системою керування режимами транспортування.

Список літератури

1. Гуленко Г.Н. Совершенствование средств для предупреждения разрушения и контроля целостности конвейерных лент в СССР и за рубежом. - М.: Черметинформация. - 1986. - 37с.
2. Монастирський В.Ф., Плахотник В.И. Прогнозування технічного стану стрічкових конвеєрів за допомогою діагностики. Шахтний і кар'єрний транспорт. - М.: Надра, 1986. - Вып. 10. - С. 38-42.
3. Технічні засоби діагностування: Довідник. В.В. Ключев, П.П. Пархоменко, В.Л. Абрамчук й ін.; Під заг. ред. В.В. Ключева. - М.: Машинобудування, 1989. - 672 с.
4. Вібрація й вібродіагностика суднового електроустановування. Александров А.А., Барків А.В., Баркова Н.А., Шафранський У.А. - Л.: Суднобудування, 1986. - 276 с.
5. Воробйов В.А., Тубис А.Б., Нікітіна И.В. Стан і перспективи вдосконалювання температурного захисту електродвигунів. Електротех. пр-сть. Сірий. 07. Електр. апарати й пристрої низької напруги: Огляд інформ. - 1990. - Вып. 15. - 36 с.
6. Генкин М.Д., Соколова А.Г. Віброакустична діагностика машин і механізмів. - М.: Машинобудування, 1987. - 288 с.

7. Тиханський М.П., Єфіменко Л.І. Методи й системи діагностики та прогнозування технічного стану стрічкових конвеєрів / Вісник КТУ. Збірник наукових праць. Вип.21.- Кривий Ріг-2008.- С.163-167
8. Савицький О.І., Єфіменко Л.І. Вплив вибору конструктивних параметрів конвеєра на його експлуатаційні характеристики / Механобрчермет «Енергосбереження в технології, техніке при переробці мінерального сировини» Сб. научних трудов ОАО НИПИ - Кривий Ріг: Изд-во Механобрчермет.-2010.-Вип.46.- С.59-68.
9. Тиханський М.П., Єфіменко Л.І. Принципи побудови автоматизованої системи діагностики технічного стану конвеєра / Вісник КТУ. Збірник наукових праць. Вип.25.- Кривий Ріг-2010.- С.250-254
10. Єфіменко Л.І., Тиханський М.П. Діагностичні ознаки та моделі технічного стану приводного двигачеля / Вісник КТУ. Збірник наукових праць. Вип.28.- Кривий Ріг-2011.- С.213-218
11. Савицький А.І., Єфіменко Л.І. Діагностика електродвигачелів та параметрів конвеєра по сигналу потужності (тока) / Нове в технології та техніці переробки мінерального сировини» Сб. научних трудов ПАО НИПИ «Механобрчермет» - Кривий Ріг: Изд-во Механобрчермет.-2011.- С.208-215
12. Назаренко В.М., Тиханський М.П., Єфіменко Л.І. Методи вибору параметрів агностіки механізмів ленточного конвеєра. Вибрація та вібродіагностика. Проблеми стандартизації. Тез. докл. 3 Всесоюз. конф.-Нижній Новгород 1991.с. 78-79.

Рукопис подано до редакції 12.04.2018

УДК 622. 807

О. Є. ЛАПШИН, д-р техн. наук, проф., О. О. ЛАПШИН, д-р техн. наук, доц.,
Д. О. ЛАПШИНА, канд. техн. наук, ст. викладач, Криворізький національний університет

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ОЧИЩЕННЯ РУДНИКОВОГО ПОВІТРЯ В ГІРНИЧИХ ВИРОБКАХ ШАХТ

Метою цього дослідження є підвищення ефективності очищення рудникового повітря, яке здійснюється за допомогою гідравлічної завіси високого гідростатичного тиску.

Метод дослідження. Застосовувався комплексний метод дослідження основних параметрів цього способу якими є: дисперсність крапель і відносна швидкість їх польоту, щільність водного аерозолу, розміри зони зрошення, ступінь турбулізації забрудненого потоку, напрямку руху забрудненого повітря і струменя гідравлічної завіси. Величини отриманих параметрів зрошення залежать від механізму уловлення шкідливих домішок і коливаються у широких межах.

Новизна отриманих результатів полягає у тому, що при диспергуванні води за допомогою завіси високого тиску водний аерозоль утворює електростатичне поле негативної полярності, а ступінь електрзарядженості факелу залежить від тиску води в трубопроводі.

Практична цінність запропонованого способу очищення рудникового повітря визначається тим, що його використання в умовах гірничих виробок дає можливість знизити концентрації пилу і шкідливих газів у повітрі до санітарних норм. Гідравлічна завіса спрямовується на забруднене повітря, її факел розширюється під кутом $12^{\circ} 25'$ і розповсюджується у виробці, утворюючи при цьому зрошувальний простір, в якому відбуваються процеси конденсації вологи на поверхні пилу і адсорбції газів на краплях води. Наявність електростатичного поля негативної напруженості в межах 500-600 В/м підсилює коагуляцію змоченого пилу і адсорбцію газів в зрошувальному просторі. Гідравлічні завіси діють в автоматичному режимі і регулюються в залежності від ступеня забруднення повітря шляхом змінення тиску води що надходить в завісу.

Результати випробувань завіси засвідчили, що ефективність очищення повітря залежить від наступних параметрів: вмісту вологи у потоці водоповітряної суміші – щільності зрошення q , г/м³; середнього діаметру крапель води у струмені d_c , мкм; напруженості електростатичного поля E , В/м; загальної електричної зарядженості аерозолу Q_z , нКл/кг. Випробування гідравлічної завіси здійснювалося в умовах промислових майданчиків і в гірничих виробках шахт Кривбасу. Завіса діє в автоматичному режимі і регулюється в залежності від ступеня забруднення рудникового повітря шляхом змінення тиску води у підвідному трубопроводі.

Ключові слова: повітря, шахта, вода, завіса, коагуляція пилу, адсорбція газів.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-141-147

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Актуальність досліджуваної проблеми пролягає у тому, що видобування залізних руд супроводжується надходженням в рудникову атмосферу шкідливого пилу і отруйних газів. Розробці заходів захисту рудникової атмосфери від забруднення присвячені роботи ведучих наукових установ України та зарубіжних організацій. Незважаючи на значні досягнення у цьому напрямку рівень забруднення повітря в гірничих виробках залишається високим.

Аналіз досліджень і публікацій. Вагомий внесок у вирішенні цієї задачі внесли відомі учені, серед яких роботи В. П. Журавльова, Ф. Г. Гагауза, В. Б. Гого, В. В. Кудряшова,

© Лапшин О. Є., Лапшин О. О., Лапшина Д. О., 2018

О. О. Лапшина, М. А. Фролова, І. Ф. Ярембаша та ін.

Захисту рудникової атмосфери від забруднення присвячена робота О. П. Янова і В. С. Ващенко [1]. За їх даними небезпеку в гірничих виробках становлять отруйні гази CO і NO_x, які виділяються при ведінні вибухових робіт. Для пилогазоподавлення в роботі рекомендуються зрошення забрудненого повітря водою з добавкою поверхово активні речовини ПАВ.

В роботі В. Ф. Ярембаша описані теоретичні методи боротьби з пилом і шкідливими газами у вугільних шахтах [2]. Результати досліджень свідчать, що зрошення забрудненого повітря дисперговою водою не дозволяє досягти зниження отруйних газів.

Дослідження В. П. Журавльова, В. І. Саранчука, Н. А. Страхова та ін. містить узагальнене тлумачення системи зрошення пилової хмари [3]. Автори рекомендують для підвищення ефективності гідрознепилення застосовувати добавки хімічних речовин.

Для вивчення впливу адсорбованих пилом шкідливих газів на розвиток фіброзу легень ННДІБПГ сумісно з Криворізьким інститутом гігієни праці ставилися спеціальні дослідження на тваринах [1]. Запилення тварин проводили в трьох камерах. В першій камері тварини вдихували пил без адсорбованих газів, в другу камеру подавали пил з адсорбованим оксидом вуглецю, а в третю – з адсорбованими оксидами азоту. Середня концентрація пилу у повітрі становила 80-115 мг/м³. Досліди тривали на протязі 8 місяців. Морфологічні дослідження легень експериментальних тварин показали, що в усіх випадках мав місце силікотичний пневмофіброз. Однак ступінь розвитку фіброзу була більше вираженою у тварин, які перебували у другій і особливо у третій камерах. Отже, задача підвищення ефективності очищення повітря від пилу і шкідливих газів у гірничих виробках залишається актуальною.

Постановка задачі. Враховуючи шкідливість пилу і отруйних газів на органи дихання працюючих метою цих досліджень є запропонувати нові ефективні засоби очищення повітря в гірничих виробках шахт.

Викладання матеріалу і результати. Очищення рудникового повітря від оксиду вуглецю (CO) і оксидів азоту (NO_x), відрізняється складністю через їх особливі властивості. Оксид вуглецю у воді розчиняється дуже мало і не вступає з нею в хімічний взаємозв'язок. Отруйна дія цього газу полягає у тому, що він легко з'єднується з гемоглобіном крові і робить його нездатним переносити кисень від легень до тканин, що призводить до задухи потерпілого. Оксиди азоту потрапляють до організму з повітрям через дихальні шляхи і з'єднуючись із вологою утворюють азотну кислоту, що призводить до набряку легень [4]. Надмірний тиск і висока температура сприяють адсорбції шкідливих газів на поверхнях пилових часток та проникненню їх у пори, щілини і між кусковий простір, а також на бокових поверхнях виробок (табл. 1). Під час прибирання гірської маси після провітрювання виробки адсорбовані гази разом з пилом надходять в рудникову атмосферу і стають додатковими небезпечними чинниками для організму працюючих [5]. Основними заходами боротьби із пилом і шкідливими газами в шахтах є провітрювання виробок і зрошення забрудненого повітря дисперговою водою. Багаторічний досвід провітрювання гірничих виробок і знепилення повітря засвідчив недостатню ефективність цих заходів через низьку швидкість повітряних струменів та недосконалість зрошувальних засобів.

Таблиця 1

Вміст адсорбованих шкідливих газів на частках пилу та на поверхні руди

Види технологічних процесів	Місце відбирання проб	Вміст адсорбованих газів на поверхні пилу	
		CO	NO + NO ₂
Вибухівні роботи в підготовчих виробках	На поверхні руди	0,0042	0,1341
	В середині руди	0,0057	0,1134
Вибухівні роботи в очисних блоках	В руді при випуску	0,0036	0,0223
	На поверхні стінок виробки	0,0018	0,1342
	В атмосфері виробок випуску руди	0,0017	0,2176
Розвантаження руди з вагонів на перекидачах	На поверхні руди в підземному бункері	0,0019	0,0093

Адсорбовані рудниковим пилом шкідливі гази мають дуже сильний зв'язок з поверхнею через силанольні групи, тому їх десорбція в природних умовах відбувається дуже повільно. Наприклад, через 200 діб десорбується тільки 60 % діоксиду азоту [1]. В умовах вибуху адсорбцію можливо розглядати як взаємодію молекул адсорбата (газу) з активними центрами поверх-

хні адсорбента (пилу). Усереднені дані дисперсного складу пилу у відбитій гірській масі представлені в табл. 2.

Таблиця 2

Дисперсний склад пилу в зоні відкиду тупикових виробок шахт				
Найменування шахти	Найменування виробки	Відстань від вибою, м	Вміст часток, %	
			менше 10 мкм	більше 10 мкм
ім. Орджонікідзе	Штрек висячого боку гор. 527 м	15	50-60	40-50
«Родіна»	Штрек відкаточний гор. 1315 м	20	80-90	10-20
«Жовтнева»	Орт-заїзд 30 оси гор. 1060 м	5	10-20	80-90
ім. Фрунзе	Орт-заїзд 151 оси	10	30-40	60-70
«Жовтнева»	Орт-заїзд 72 оси гор. 965 м	15	50-60	40-50

Як видно з таблиці 2 в безпосередній близькості від вибою фракції пилу менше 10 мкм складають 10-40 %, а на відстані від вибою 15-20 м їх вміст досягає 60-90 %, що свідчить про інтенсивне осадження крупних частинок. Таким чином, в зоні відкидання осідає пил переважно розміром більше 10 мкм, а дрібні фракції з адсорбованим газом виносяться з вибою ударною хвилею і рухом вентиляційного струменя та розповсюджуються у просторі рудникової атмосфери [6]. Результати досліджень стану забруднення атмосфери свідчать про те, що протягом регламентованого проміжку часу провітрювання тупикових виробок концентрації пилу і шкідливих газів у більшості випадків перевищують ГДК. В табл. 3 наведені приклади отруєння людей у гірничих виробках після вибухових робіт, які сталися на протязі останніх років у виробках шахт Кривбасу і ЗЗРК. Як видно, наведені випадки отруєння шкідливими газами мали смертельні наслідки.

Таблиця 3

Випадки отруєння шкідливими газами після вибухових робіт у виробках		
Дата отруєння і найменування шахти	Обставини і місце отруєння	Причина отруєння
09. 2000 р. шахта ім. «Леніна»	Смертельний випадок отруєння бурильника шкідливими газами після підричних робіт в не провітреної тупиковій заходці	Перебування робочого після вибуху у виробці не обладнаній засобами провітрювання і очищення від шкідливих домішок
10. 2001 р. шахта «Експлуатаційна» ЗЗРК	Груповий смертельний випадок отруєння шкідливими газами після вибуху зам. начальника і гірничого майстра в не провітреному вибїї	Перебування людей після вибуху в не провітреної виробці
01. 2002 р. шахта «Гвардійська»	Груповий смертельний випадок отруєння шкідливими газами після вибуху зам. начальника и горно робочого в очисному блоці	Перебування людей після вибуху в не провітреному очисному блоці
06.01.2009 р. шахта «Родіна»	Смертельний випадок отруєння підричника шкідливими газами після вибуху в підповерховій виробці	Пересування людей виробкою в забрудненому повітрі
10.08.2015р шахта «Ювілейна»	Смертельний випадок отруєння підричника шкідливими газами у виробці після підривання шпурів	Перебування людей у непровітреної виробці після вибуху

Рудниковий пил, утворений при руйнуванні гірської маси, має також електричний заряд, величина якого з часом зменшується (табл. 4) [7]. На рис. 1 представлені графіки зниження позитивних зарядів пилу на протязі доби.

Очевидно що цей фактор суттєво знижує ефективність очищення повітря звичайним зрошенням його диспергованою водою [8, 9]. Підвищення ефективності очищення рудникового повітря пропонується здійснювати за допомогою гідравлічних завіс з використанням високого гідростатичного тиску води. Гідравлічні завіси в гірничих виробках мають подвійну дію: ежекцію у свій дощовий факел оточуючого забрудненого повітря; зрошення повітря диспергованою водою під високим гідростатичним тиском. Основними параметрами даного способу очищення є: дисперсність крапель і відносна швидкість їх польоту, щільність водного аерозолу, розміри зони зрошення, ступінь турбулізації забрудненого потоку, напрямок руху забрудненого повітря і струменя гідравлічної завіси. Величини оптимальних параметрів зрошення коливаються у широких межах і залежать від механізму уловлювання пилу. Ефективність очищення повітря шляхом зрошення за умов дотримання оптимальних параметрів процесу може становити 90-99% [10,11].

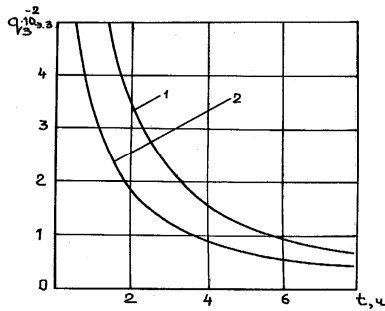


Рис. 1. Зниження електричних зарядів пилу в часі: 1 - рудниковий пил ш. «Тернівська»; 2 - рудниковий пил ш. «Родіна»

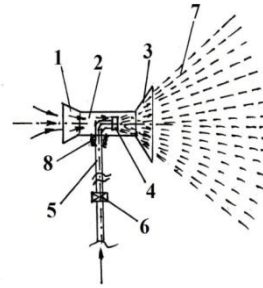


Рис. 2. Схема пристрою для утворення гідравлічної завіси: 1-конфузор; 2-змішвальна камера; 3- дифузор; 4- форсунка; 5- водопровід; 6- електричний клапан; 7-гідравлічна завіса; 8- муфта

На рис. 2 наведено схему водоповітряного пристрою, який утворює гідравлічну завісу під час очищення забрудненого повітря в гірничих виробках.

Таблиця 4
Електричні заряди пилу крупністю менше 40 мкм

Найменування шахт	Величини зарядів пилу, е. з.			
	свіжий пил	після 2-х годин	після 5-х годин	після 24-х годин
«Тернівська» аглоруд, гематит	748-762	251-233	120-110	104-90
«Гвардійська» аглоруд, гематит	875-863	274-250	134-123	117-113
«Ювілейна» аглоруд, гематит	964-881	280-261	142-128	114-98
ім. Фрунзе аглоруд, гематит	676-615	258-234	128-119	110-102
«Зоря» марген	768-648	228-203	137-125	121-117
«Родіна» аглоруд, гематит	725-670	281-254	142-133	123-114
ім. Орджонікідзе магнетит, кварцити	763-670	248-231	123-113	105-98

форсунку 4 регулюється за допомогою електричного клапану 6. Корпус пристрою закріплений на водопроводі 5 за допомогою муфти 8 з можливістю повороту його і спрямування струменя завіси попутно, назустріч або під кутом до забрудненого повітря.

В процесі досліджень впливу різних факторів на фізичні параметри струменів при диспергуванні рідини за допомогою форсунок було встановлено, що водний аерозоль утворює електростатичне поле негативної полярності. Ступінь електричної зарядженості факелу диспергованої води залежить від конструкції форсунок, а також від тиску води. Доведено, що зі збільшенням тиску води в трубопроводі до 1 МПа досягається збільшення негативної напруженості електростатичного поля до 500-600 В/м і зменшення середнього діаметру крапель з 300 до 150 мкм (рис. 3 а, б). Це свідчить про значне збільшення кількості крапель та їх загальної поверхневої енергії, а відтак і зростання негативної напруженості електростатичного поля утвореного факелом зрошувача.

Природа електричного зарядження аерозолу пов'язана з утворенням і руйнуванням його подвійного електричного шару, а також з виникненням руйнівних дій на поверхні розділу фаз при дробленні рідини і розповсюдженні крапельного аерозолу.

Наявність електростатичного поля негативної напруженості у факелі аерозолу, утворюваного зрошувачем, а також змінення її величини від тиску води у трубопроводі дає підстави вважати, що у цьому факелі мають місце енергетичні процеси, обумовлені кількістю крапель, їх середнім діаметром, швидкістю руху, фізико-хімічними властивостями поверхневого шару і відстанню між ними у повітрі. Параметри цих процесів впливають на здатність коагуляції часток пилу з краплями води та адсорбцію шкідливих газів.

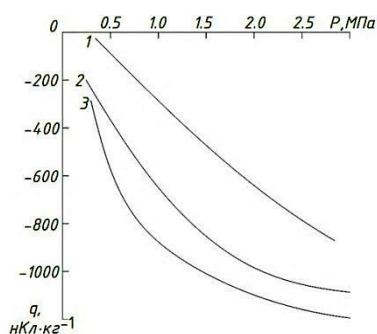


Рис. 3 а. Графіки залежності негативної напруженості електростатичного поля водного аерозолі від тиску води і типу зрошувача: 1 – ЗФ 3, 3-75; 2 – КФ 5, 0-75; 3 – КФ 2, 2-15

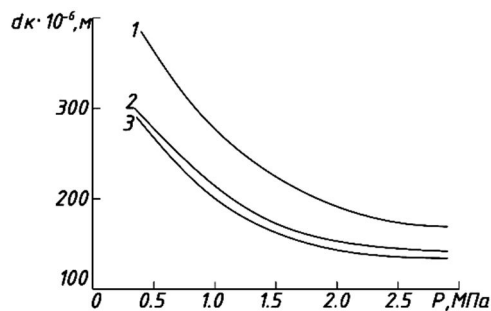


Рис. 3 б. Графіки залежності діаметру крапель водного аерозолі від тиску води і типу зрошувача: 1 – ЗФ 3, 3-75; 2 – КФ 5, 0-75; 3 – КФ 2, 2-15

Випробування гідравлічних завіс проводилося на промисловому майданчику шахти ім. Фрунзе ПАТ «Суша Балка» (рис. 4). Методикою випробувань передбачалося встановити залежності її технічних параметрів від тиску води у трубопроводі P_p , а також від її геометричних характеристик, таких як діаметр камери змішування d_k і ширини кільцевого отвору для випуску суміші b_0 . За результатами випробувань отримані наступні параметри: діаметр крапель води від 1 мкм до 100 мкм; загальний заряд 1 кг крапель води (- 1444) – (- 1500) нКл; напруженість електростатичного поля (-500) – (-600) В/м [12,13].

На підставі проведених випробувань гідравлічних завіс високого тиску розроблено ряд рекомендацій щодо вибору і застосуванню даного обладнання. Необхідно відзначити, що в основі очищення забрудненого рудникового повітря в гірничих виробках за допомогою гідравлічних завіс лежить кілька суттєвих процесів.

Спостерігається змочування частинок пилу, їх подальша коагуляція і осідання з факелу гідравлічної завіси. Швидкість осадження дрібного пилу підпорядковується закону Стокса і пропорційна квадрату діаметра частинок пилу.



Рис. 4. Випробування установки на промисловому майданчику ш. «Овілейна» ПАТ «Суша Балка»

Тому найдрібніший пил без впливу зрошення практично не осідає. З'єднання крапель води із завислими частинками пилу підпорядковується закономірності порівняння діаметрів частинок. Якщо краплі за розміром співставні з частинками пилу, то відбувається їх ефективне захоплення і коагуляція. Така схема дії завіси забезпечує підвищення ефективності очищення повітря від пилу.

Процес пилоутворення є наслідком механічних процесів подрібнення, тертя, перемішування, при цьому в утвореному двофазному середовищі (повітря-пил) присутня об'ємна статична електрика (триб електричний ефект - утворення заряду під час тертя різних матеріалів), що призводить до електричного відштовхування однойменних зарядів частинок і збільшення тривалості їх перебування у зваженому стані [14].

Диспергування води в гідравлічних завісах утворює водний аерозоль, який формує електростатичне поле негативної напруженості. У межах гідравлічної завіси утворюється «загороджувальна стінка» забрудненому повітрю, що дозволяє здійснити його зрошення і знизити вміст у ньому шкідливих домішок. Основними технічними параметрами установки, від яких залежить ефективність очищення повітря є: кількість повітря, що засмоктується в зрошувальний струмінь $Q_c, \text{м}^3/\text{с}$; вміст вологи у потоці водоповітряної суміші – щільність зрошення $\rho, \text{г}/\text{м}^3$; середній діаметр крапель води $d_c, \text{мкм}$; напруженість електричного поля $E, \text{В}/\text{м}$; загальна електрична зарядженість аерозолі $q_c, \text{нКл}/\text{кг}$.

Для встановлення ефективності очищення рудникового повітря в підземних умовах шахт Кривбасу розроблено гідравлічну завісу «Дош», яка призначена для очищення забрудненого повітря після вибухових робіт у гірничих виробках. Завіса «Дош» являє собою систему патру-

бків обладнаних пристроями для утворення дрібнодисперсного водоповітряного факелу (рис. 2). Завіса з'єднана із загальношахтною гідравлічною магістраллю. Для ефективного очищення повітря, вода надходить до гідравлічної завіси під високим тиском 0,5-1,2 МПА. На виході з дифузора завіси водоповітряний факел розширюється під кутом $12^{\circ} 25'$ і всмоктує в свій об'єм оточуюче забруднене повітря. В об'ємі завіси з утвореним електростатичним полем відбуваються процеси конденсації вологи і адсорбції шкідливих газів на краплях води. Випробування гідравлічної завіси в умовах ш. «Тернівська», на горизонті 1275 м відбувалися безпосередньо після вибуху шпурових зарядів ВР загальною масою 24 кг (грануліт 79/21 – 19 кг, україніт – 5 кг) при проведенні штреку 45-49 гор. 1308 м, орт 43 вісі. Забруднене після вибуху повітря надходило у наскрізну виробку, прилеглої до зони гірничих робіт. Результати промислових випробувань наведені в табл. 5.

Таблиця 5
Результати випробувань гідравлічної завіси в умовах шахти «Тернівська»

Час вимірювання	Концентрація СО		Концентрація NO ₂		Концентрація пилу, мг/м ³
	мг/м ³	%	мг/м ³	%	
14 ⁴⁵	74,5	0,0064	10,4	0,00054	26,3
14 ⁴⁷	100,7	0,0086	18,5	0,0094	28,7
14 ⁴⁹	158,6	0,0136	19,4	0,00101	30,4
14 ⁵¹	92,3	0,0079	11,5	0,0006	20,2
14 ⁵³	48,6	0,0042	5,7	0,0003	11,4
14 ⁵⁵	22,3	0,0019	1,2	0,00006	4,1
14 ⁵⁷	10,2	0,00088	0,4	0,00002	1,5

повітря. З зниження концентрації пилу і газів до нормативних значень досягається за 12-13 хв.

Висновки

1. Підвищення ефективності очищення рудникового повітря від шкідливих домішок запропоновано здійснювати за допомогою гідравлічних завіс з використанням високого гідростатичного тиску води.
2. В процесі випробувань завіси встановлено, що водний аерозоль завіси утворює електростатичне поле негативної полярності.
3. Ступінь електричної зарядженості факелу диспергованої води залежить від конструкції пристрою для утворення завіси, а також від тиску води в трубопроводі.
4. Факел диспергованої завісою води засмоктує забруднене повітря утворюючи водоповітряну суміш високої дисперсності, що забезпечує змочування частинок пилу, їх подальшу коагуляцію і адсорбцію шкідливих газів негативно зарядженими краплями води.
5. Гідравлічна завіса працює в автоматичному режимі, а тиск води в трубопроводі контролюється за допомогою манометра і електричного клапану.

Список літератури

1. Янов А. П. Защита рудничной атмосферы от загрязнения / А. П. Янов, В. С. Ващенко – М.: Недра. 1977. – С. 75 – 77.
2. Ярембаш И. Ф. Очистка рудничной атмосферы после взрывных работ / И. Ф. Ярембаш – М.: Недра. 1979. – С. 37 – 105.
3. Журавлев В. П. Моделирование и проектирование систем гидрообеспыливания / [В. П. Журавлев, В. И. Саранчук, Н. А. Страхова и др.] – К.: Наукова думка. 1990. – С. 60-82.
4. Глинка Н. А. Общая химия. – М.: 2003. – 728 с.
5. Лапшин О. О. Постановка проблеми нейтралізації шкідливих газів при здійсненні вибухових робіт в гірничих виробках / О. С. Лапшин, А. К. Гацький, О. О. Лапшин // Вісник КТУ. – 2005. № 10. – С. 8-10.
6. Лапшин О. О. Знешкодження отруйних газів і пилу в гірничих виробках шахт // Проблеми охорони праці в Україні. – К.: ННДЮП. – Вип. 1. - 2002. – С. 35-39.
7. Лапшин О. О. Обґрунтування ефективності способів пилогазопридушення при підричних роботах в умовах шахт // Проблеми охорони праці в Україні. – К.: ННДЮП. – Вип. 4. - 2001. – С. 76-82.
8. Корж В. А. Вплив електроактивації аерозолу на інтенсивність пилогазоподавлення при провітрюванні / В. А. Корж, О. О. Лапшин // Проблеми охорони праці в Україні. – К.: ННДЮП. – Вип. 8. - 2004. – С. 32-39.
9. Лапшин О. Є., Лапшин О. О., Лапшина Д. О. Випробування гідравлічних завіс для очищення рудникового повітря від шкідливих домішок в підземних виробках шахт // Вісник Кременчуцького національного університету ім. М. Остроградського. Вип. 2/2017 (103). – С. 97-104.
10. Фролов А. В., Телегин В. А., Сечкарев Ю. А. Основы гидрообеспыливания // Безопасность жизнедеятельности. - № 10, 2007. – С. 95-100.
11. Фролов А. В., Телегин В. А. Исследование высоконапорного гидрообеспыливания пылеулавливающими

водовоздушними ежекторами с плоскоструйными форсунками // Горный информационно-аналитический бюллетень. Аэрология. – Вып. 5. 2008. – С. 164-168.

12. Лапшин О. Э., Лапшин О. О., Лапшина Д. О. Охрана рудниковой атмосферы. - Кривий Ріг. Криворізький національний університет. 2017. – С. 195-205.

13. Бересневич П. В. Обоснование параметров и технологических схем использования эжекторной установки в процессе пылегазоподавления и проветривания выработок / П. В. Бересневич, А. А. Лапшин // Разработка рудных месторождений – Вып. 89, 2005. – С. 199-203.

14. Гого В. Б. Обоснование параметров диффузор-конфузорных элементов гидродинамической установки пылеулавливания / В. Б. Гого, В. Б. Малеев, А. С. Булыч // Наукові праці Донецького національного технічного університету. – 2007. - № 13 (123). – С. 40-44. УДК 622. 807.

Рукопис подано до редакції 16.04.2018

УДК622.273.22

І.П. КУШНЕРЬОВ, Ю.Ю.КРИВЕНКО, кандидати техн. наук, доценти
Криворізький національний університет

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВІДПРАЦЮВАННЯ ПОТУЖНИХ ПОХИЛИХ ТА КРУТОСПАДНИХ РУДНИХ ПОКЛАДІВ НА ШАХТАХ КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ

Мета. Удосконалення камерних систем розробки шляхом активного впливу по забезпеченню стійкості оголень порід, що дає можливість їх впроваджувати на глибоких горизонтах, збільшувати розміри камер і, таким чином, покращувати показники добування корисних копалин.

Методи досліджень. Аналіз та узагальнення існуючих технологій виймання рудних покладів, лабораторні дослідження втрат рудної маси в камері при відпрацюванні стеліни, аналітичне встановлення місця розташування додаткової виробки доставки в лежачому боці та стійко здатних параметрів.

Наукова новизна. Встановлена тенденція впровадження технологічних схем виймання залізних руд, обґрунтована необхідність та можливість застосування камерних систем з глибиною. Вперше з метою зменшення втрат рудної маси на лежачому боці камери передбачається варіант камуфлетно-стрясного підривання глибоких свердловин. Результати дослідів використані при розробці основ технології виймання рудних покладів в умовах активної дії гірського тиску.

Практична значимість. Розроблена інноваційна технологічна схема очисного виймання потужних похилих і крутоспадних рудних покладів та керування рудовміщачим масивом на глибоких горизонтах розширює область застосування камерної системи розробки, забезпечує стійкоздатність її конструктивних елементів, дозволяє значно підвищити ефективність добування руд.

Результати. Виконано аналіз сучасного стану застосування камерних систем розробки рудних покладів на досягнутих глибинах шахт Кривбасу. Встановлена тенденція впровадження технологічних схем виймання залізних руд, обґрунтовано необхідність та можливість застосування камерних систем з глибиною. Розроблена інноваційна технологічна схема очисного виймання потужних похилих та крутоспадних рудних покладів та керування рудовміщачим масивом на глибоких горизонтах. Пропонуються конструктивні особливості системи розробки покладів стійких руд з слабостійкими оточуючими породами. Запаси очисного блоку відпрацьовуються двома суміжними камерами із залишенням тимчасових стрічкових ціликів і, в подальшому, контрфорсів у вигляді тригранних призм для запобігання нестійкості оголень порід в камерах. Приведена залежність визначення місця розташування додаткової виробки доставки у породах лежачого боку від ряду факторів.

Ключові слова: камерна система, порода, додаткова виробка, похилі та крутоспадні рудні поклади.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-147-152

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Відпрацювання рудних покладів на досягнутих глибинах пов'язане зі значним погіршенням показників добування. Особливо це актуально при очисному вийманні руд камерними системами розробки у зв'язку з різким підвищенням негативної дії гірського тиску на її конструктивні елементи. Встановлено, що він збільшується прямо пропорційно пониженню гірничих робіт. Тобто, з глибиною розробки напружений стан руд і оточуючих порід та деформаційні процеси в них зростають і це негативно позначається на стійкості оголень порід. Крім цього, на розміри камер і ціликів значно впливають їх термін існування (експлуатації). Спостерігається зворотно пропорційна залежність між тривалістю (існуванням) конструктивних елементів системи розробки і гірським тиском на досягнутих глибинах. Внаслідок цього стрімко зменшуються параметри камер і, навпаки, зростають розміри ціликів. Таким чином, запаси руди перерозподіляються із камерних в

цілики, тим самим погіршуючи показники виймання по системі розробки.

Останнім часом спостерігається тенденція відмови від камерних систем розробки та перехід до систем підповерхового обвалення, в результаті чого погіршуються показники добування і, в цілому, ефективність очисного виймання руд. Наприклад, аналіз застосування технологічних схем розробки покладів на ш. «Гвардійська» ПАТ «КЗРК» за минуле десятиріччя вказує, що частка камерних систем розробки зменшилась на 35% на користь систем з під поверховим обваленням.

Ефективність окремо взятої підповерхово-камерної системи розробки з глибиною гірничих робіт виглядає таким чином (табл. 1)

Таблиця 1

Аналіз підповерхово-камерних систем розробки

Блок, поклад	Розміри основних елементів системи, м					Запаси руди, т				Втрати, %	Засмічення, %
	Камера			ширина МКЦ	товщина покрівлі	запаси в камері	запаси в цілику	загальні запаси в блоці	% камерного запасу		
	за простяганням	нахрест простягання	висота камери								
Блок у вісях 200-205 у поверсі 870-790 м поклад «Північний»	34	23	40	10	11	115736	65867,4	181603,4	63,730084	7,4	8,2
Блок у вісях 199-204 у поверсі 1110-1030 м поклад «Північний»	28	24	40	11	12	99456	68908,8	168364,8	59,07173	8,3	8,7
Блок у вісях 202-205 у поверсі 1190-1110 м поклад «Північний»	21	23	40	12	15	71484	67654,5	139138,5	51,376147	9,2	10,2
Блок у вісях 212-215 у поверсі 1270-1190 м поклад «Північний»	15	25	40	13	17	55500	71687,5	127187,5	43,636364	12,4	13,8

Для рішення даних проблем необхідно розробити заходи щодо зменшення втрат руди та покращення показників вилучення. Це можливо шляхом активного впливу по забезпеченню стійкості оголень порід, що дає можливість збільшувати розміри очисних камер і, таким чином, покращувати, у крайньому разі, стабілізувати показники добування корисних копалин з пониженням рівня гірських робіт.

Аналіз досліджень і публікацій. З метою удосконалення систем з відкритим очисним простором виконана значна кількість досліджень. Вони, як правило, направлені на розробку нових варіантів систем, удосконалення існуючих, визначення ефективних параметрів очисного виймання, способів проведення підготовчо-нарізних виробок [1-4]. Для камерних систем розробки рудних покладів Криворізького басейну дослідження приведені в роботі [5], де наведені основні наукові та практичні результати щодо підвищення їх ефективності. Викладена технологія відпрацювання багатих та бідних залізних руд, яка дозволяє спростити конструкцію системи розробки. Також виконано удосконалення методу розрахункових функціональних характеристик врахуванням впливу кута падіння, коефіцієнта міцності на стійкість оголень, виявлення взаємозв'язку між параметрами оголень та засміченням рудної маси. В роботі [6] автором розроблено принципову розрахункову схему для визначення параметрів між камерних та бар'єрних ціликів згідно гіпотези склепіння тиску. Існує спосіб підвищення ефективності розробки покладів корисних копалин за рахунок зниження негативного впливу високого гірського тиску на технологічні процеси очисного виймання [7]. Пропонується обвалення руди виконувати підповерхами знизу вгору, підривання віял свердловин-за приведеними формулами в контурах криволінійних трикутників на пірамідальний компенсацийний простір вибуховими речовинами типу акваніти. Відома технологічна схема розробки потужних покладів стійких руд зі слабостійкими оточуючими породами камерними системами з

формуванням підпiрного цiлика в камерi для пiдтримки порiд висячого боку[8]. Недолiком цього способу є те, що формування тимчасового цiлика забезпечує пiдтримку тiльки слабостiйких порiд висячого боку у мiсцi його утворення. При цьому не забезпечується стiйкiсть слабостiйких порiд лежачого боку та й довготривалих прогонiв в очиснiй камерi по висячому боку. Збiльшенi за цим способом параметри конструктивних елементiв системи розробки та тривалий час стояння оголень порiд в камерах можуть привести до передчасного обвалення оточуючих порiд в камеру i, як наслiдок, значному погiршенню умов виймання блоку та техніко-економічних показникiв вилучення рудної маси.

Постановка завдання. Аналіз робіт показує, що мало досліджень виконано щодо можливості застосування камерних систем і в подальшому на глибоких горизонтах ряду рудних шахт. Недостатньо нових заходів по підвищенню стійкості оголень в камерах та цiликiв, зниженню тривалості iснування пiдземних конструкцій за рахунок iнтенсифікації випуску та доставки рудної маси і покращенню показникiв вилучення її при цьому. Практика показує, що на досягнутих глибинах на шахтах за умов незабезпечення стiйкості конструктивних елементiв iснує відмова від ефективних камерних систем розробки на користь систем з обваленням, які гiрші за показниками вилучення рудної маси. В той же час на ринку рудної сировини стали жорсткішими вимоги з якості продукції. Тому розробка технологічних схем вiдпрацювання рудних покладiв на глибоких горизонтах, які забезпечують зниження обсягу робіт на процесах очисного виймання, безпечні умови та iнтенсифікацію вiдробки покладiв з мiнiмальним часом iснування пiдземних конструкцій і зменшення втрат та засмічення рудної маси в очисних блоках є актуальною задачею.

Викладення матеріалу та результати. Нами запропонована та розроблена технологічна схема і конструкція системи розробки потужних покладiв стiйких руд зi слабостiйкими оточуючими породами, що включає виймання запасів руди блоку камерами, формування мiжкамерних цiликiв та стелини, створення в камерi тимчасових цiликiв (рис. 1-3). При цьому запаси блоку вiдпрацьовують двома сумiжними камерами зi стiйкими вертикальними та горизонтальними оголеннями iз залишенням тимчасових пiдтримуючих оточуючі породи стрiчкових трикутних у площині навхрест простягання покладу цiликiв. В подальшому, по випуску основних камерних запасів обвалюють стрiчкові цiлики iз залишенням у межах подiлення на сумiжні камери контрфорсів у вигляді тригранних призм, при цьому однією гранню призма у висячому боці пiдпирає оголення цих порiд і iншою - спирається на рудний масив горизонту доставки. Призма-цiлик бiля лежачого боку похилою гранню спирається на породи лежачого боку та верхньою пiдтримує частину стелини. Розміри прогонiв в камерах та цiликiв визначаються з урахуванням термiнiв експлуатації сформованих конструкцій. Причому стелина у розрізі навхрест простягання пропонується з геометричними формами у вигляді паралелограму або ж трапеції.

Запропонований спiсiб виконується таким чином. Поклад стiйких руд зi слабостiйкими оточуючими породами вiдпрацьовують блоками камерними системами розробки (рис.1). Запобiгання обвалення порiд при максимально можливих по стiйкості рудних прогонiв може бути забезпечене шляхом формування стрiчкових тимчасових пiдтримуючих цiликiв і, в подальшому, контрфорсів залежно від часу стояння оголень.

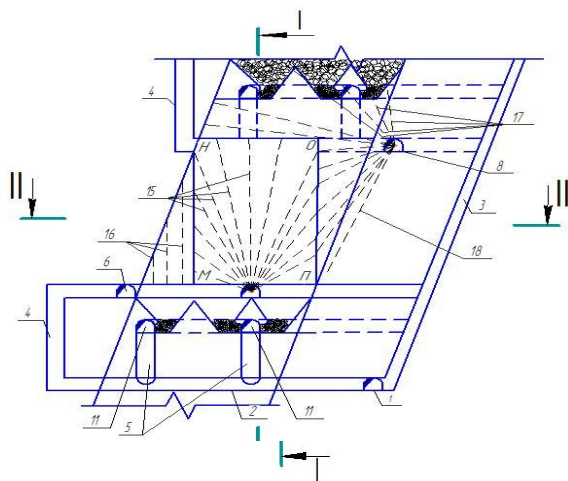


Рис.1. Розріз покладу навхрест простягання з контурами основних запасів камери, стелини та пiдтримуючих стрiчкових цiликiв зi схемами розбурювання масиву

Запаси блоку подiляють на камерні АБВГ, мiжкамерного цiлика ДЕБА та запаси стелини ЖЗКЛ (рис. 2, 3). При вiдпрацюванні камерних запасів в слабостiйких оточуючих породах для їх пiдтримки передбачається залишення трикутних стрiчкових цiликiв бiля висячого та лежачого блоків з подальшим їх обваленням в камери та залишенням контрфорсів I,II для тимча-

сової підтримки оголень вміщуючих порід та стелини. Це дає можливість збільшити камерні запаси, які вилучаються з балансовим вмістом корисних копалин, зменшити запаси стелини з гіршими показниками вилучення. Підготовку та нарізку блоку виконують шляхом проведення відкотного штреку 1, ортів-заїздів 2, блокових підняткових 3, вентиляційно-господарчих 4, рудозвальних 5, господарчих штреків 6, ортів 7, бурових штреків 8, 9 та буропідсічних ортів 10. Також просувають доставочні штреки 11, вентиляційно-господарчі орти 12, утворюють воронки 13 та компенсаційну щілину 14. Рудний масив розбурюють глибокими свердловинами 15 за схемами, які представлено на рис. 1-3. Камерні запаси в першу чергу відпрацьовують у площині МНОП (рис. 1) та М'Н'О'П' (рис. 3). Після випуску цих запасів на вироблений простір камери відбивають трикутні стрічкові цілики руди біля висячого та лежачого боку із залишенням контрфорсів I, II. Таким чином, збільшують запас відбитої чистої рудної маси, яка випускається. Після цього з уповільненням масово відбивають заряди глибоких свердловин 16 контрфорсів та стелини 17. З метою зменшення втрат рудної маси на лежачому боці камери передбачають камуфлетно-стрясне підривання глибоких свердловин 18. Параметри камери та ціликів приймають згідно методичних вказівок з урахуванням часу стояння конструктивних елементів запропонованої технології. Розміри міжкамерного цілика з запроєктованим терміном його існування можливо визначити згідно формул, які приведені в роботі [9]. Техніко-економічні показники технологічних процесів очисного виймання корисних копалин значно залежать від збереженості вибухових свердловин, які вибурені. Для забезпечення не втрати їх діаметру та підвищення ефективності відбійки нами запропонована технологія розбурювання і обвалення рудного масиву. Розроблена методика визначення напрямку та довжини кожної свердловини згідно схеми відбійки. Заряди комутуються таким чином, щоб обвалення запасів виконувалось пошаровими півкругами з перемінною потужністю на компенсаційний простір у вигляді зрізаної піраміди [10].

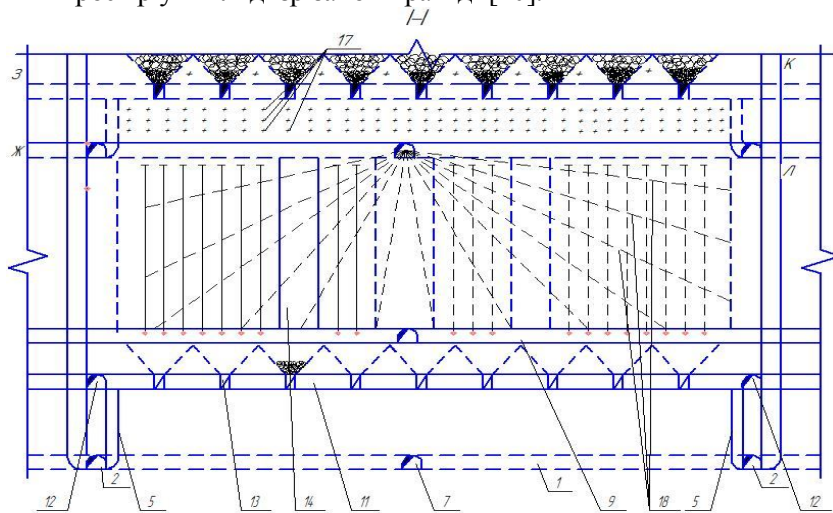


Рис.2. Вертикальна проекція покладу за простяганням з параметрами очисних камер, компенсаційних щілин та схемами розбурювання запасів блоку

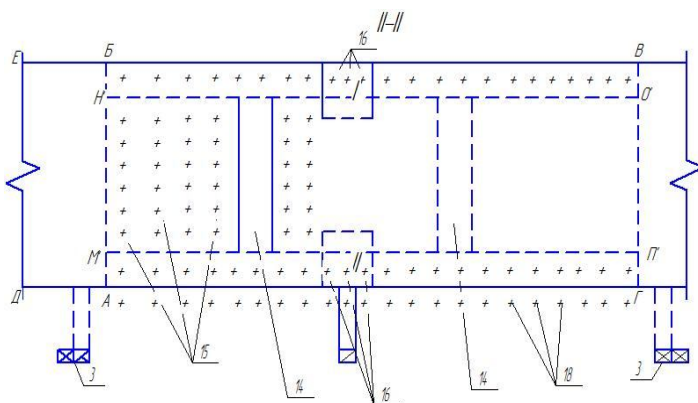


Рис.3. Горизонтальна проекція у площині II-II з ціликами-контрфорсами, компенсаційними щілинами та слідами бурових свердловин

Відомо, що запаси стелини відпрацьовуються з найгіршими показниками вилучення рудної маси. Стелині може надаватись форма у проекції навхрест простягання у вигляді паралелограма або ж трапецієвидна. В першому варіанті запаси стелини обвалюються в камеру по мірі її виймання. При цьому значні втрати руди на лежачому боці покладу зменшують різними способами, наприклад [11, 12]. Але це не

завжди дає бажаних результатів. Сутність запропонованої ефективної технології відпрацювання стелини полягає в наступному. Стелина може бути горизонтальною або похилою. Її відпрацювання ведеться в два етапи після масового випуску камерних запасів. Частина трапецієвидної стелини у висячого боку відбивається на камеру і випускається на горизонті доставки поверху (підповерху) з самопливним переміщенням розпушених оточуючих порід у вироблений простір. При цьому за рахунок природного укусу обвалених порід або закладочного матеріалу під запасами стелини другої черги обвалення формується компенсаційна траншея. Для приймання рудної маси в породах лежачого боку на визначеній відстані просуваються бурові та доставочні виробки. Розбурюється масив залишеної частки стелини та обвалюється на цю траншею і затиснене середовище. Випускаються запаси стелини зі значно меншими втратами рудної маси на лежачому боці. Для підтвердження вказаних положень та порівняльного визначення втрат на моделі масштабом 1:100 були виконані лабораторні досліді. Прийняті наступні параметри під поверхово-камерної системи розробки: кут падіння покладу потужністю 27 м -60°; висота підповерху-40м; відстань між випускними отворами \varnothing 1,5м -5м; висота камери-25м; товщина стелини 15м. Всього виконано шість серій дослідів: 3- по традиційній технології відпрацювання стелини і 3- по її обваленню у дві стадії та перепуском порід у камеру. Виконані заміри та обробка результатів серій дослідів дозволили провести порівняльну оцінку двох вищевказаних схем. Встановлено, що технологія відпрацювання запасів стелини у дві стадії з перепуском порід в камеру та додатковим горизонтом доставки більш ефективна. Вона забезпечує зниження втрат рудної маси на лежачому боці в середньому за серіями дослідів на 26% та загальних втрат по очисному блоку на 12,5%. Але слід відмітити, що доцільність застосування запропонованої технологічної схеми виймання запасів стелини регламентується отриманим прибутком при реалізації довилучених "втрат" рудної маси на лежачому боці та витратами на проведення додаткових виробок. Дослідженнями встановлена залежність $x=2h_n(k_p-1)k_p^{-1}$, яка пов'язує координату розташування уловлюючої виробки X , потужності стелини h_n та коефіцієнта розпушення k_p .

Висновки та напрямок подальших досліджень. На досягнутих глибинах ефективно застосування камерних систем розробки рудних покладів проблематично у зв'язку з активними негативними проявами гірського тиску і вимушеним прийняттям збільшених розмірів ціликів та зменшенням камерних запасів, які відпрацьовуються з незначними втратами та засміченням у порівнянні з ціликами. Перехід до систем підповерхового обвалення тягне погіршення показників добування і, в цілому, знижує ефективність очисного виймання руд. Розроблена інноваційна технологічна схема очисного виймання потужних похилих і крутоспадних рудних покладів та керування рудовміщаючим масивом на глибоких горизонтах розширює область застосування камерних систем розробки, дозволяє значно знизити втрати корисних копалин на виймовій дільниці та підвищити ефективність добування руд. Вперше, з метою зменшення втрат рудної маси на лежачому боці камери передбачається камуфлетно-стрясне підривання глибоких свердловин. Приведена залежність визначення місця розташування додаткової виробки доставки у породах лежачого боку від ряду чинників. Технологія відпрацювання стелини забезпечує зниження втрат її відбитих запасів у середньому на 12-13%. Подальші дослідження направлені на встановлення раціонального співвідношення геометричних розмірів конструктивних елементів камерних систем розробки покладів, виду і типорозміру застосовуваної самохідної геотехніки шляхом їх оптимізації із забезпеченням екологічної безпеки.

Список літератури

1. Патент на корисну модель №38406, Україна. Спосіб підземної розробки похилих родовищ корисних копалин./Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю.//№ заявки u200810803, заявл.01.09.2008, опубл. 12.01.2009.Бюл.№1.
2. Системы разработки для подземных рудников Криворожского бассейна(типовые паспорта).-Кривой Рог, НИГРИ, 1986-76 с.
3. Жуков В.В. Расчет элементов системы разработки по фактору прочности.-М.: Наука,1977.-205с.
4. Кушнерьов І.П., Кривенко Ю.Ю. Удосконалення технології відпрацювання рудних покладів камерними системами на глибоких горизонтах. Вісник КНУ, вип.30,2012,с.23-26.
5. Цариковський В.В., Цариковський Вал.В., Ляшенко В.І. Підвищення ефективності камерних систем розробки родовищ на шахтах Кривбасу. Металлургическая и горнорудная промышленность-2011,-№1-с.82-88.
6. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд.-М.: Наука,1975.-230с.

7. Кушнерёв И. П. Совершенствование технологии выемки рудных залежей на глубоких горизонтах. Разр.рудн.м-й. -вып.88,2005,с.39-41.
8. А.С.СССР №1723324 ,кл.Е21С341/16, 1991.
9. Кушнерёв І.П., Кривенко Ю.Ю. Технологія відпрацювання потужних крутоспадних рудних покладів. Вісник Криворізького національного університету, вип.45, 2017, с.47-50.
10. А.С.СССР№1642005,кл.Е21С341/16. Способ разработки рудных залежей/ Кушнерёв И.П., Абашин П.А., Терещенко О.А.//№ заявки 4698180, заявл. 31.03.1989, опубл. 15.04.1991.Бюл. №14.
11. Малахов Г. М., Безух В.Р. Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды.- М.: Недра.1968 .
12. Патент на корисну модель №18734. Спосіб підземної розробки похилих рудних покладів./ Кушнерёв І.П., Хівренко О. Я., Кривенко Ю.Ю., Прокопчук К.Л.//№ заявки u200605999, заявл. 31.05.2006, опубл. 15.11.2006. Бюл.№11.

УДК 622. 274. 53:622. 063. 44:622. 234. 5

В. М. ТАРАСЮТИН, канд. техн. наук, доц., А. В. КОСЕНКО, асистент, аспірант
Криворізький національний університет

ОБГРУНТУВАННЯ РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ПРИ ПІДЗЕМНОМУ ВИДОБУТКУ РІЗНОСОРТНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД КРИВБАСУ

Мета. Обґрунтування параметрів ресурсозберігаючих технологічних процесів очисного виймання різносортних шарів руд у залізорудних покладах за рахунок використання гідро-технологічного і самохідного обладнання, що дозволяють підвищити якість товарної продукції і ефективність ведення гірничих робіт

Методи. Конструктивно-функціональний аналіз системи розробки підповерхового обвалення, чисельний аналіз і оцінка параметрів оголень очисних камер, моделювання на еквівалентних матеріалах технологічного процесу випуску руди, технологічне проектування схем очисної виїмки багатих руд, техніко-економічна оцінка варіантів системи розробки.

Наукова новизна. Встановлено, що в умовах розробки глибоких горизонтів залізорудних шахт раціональні технологічні параметри процесів геотехнологій очисної виїмки визначається геомеханічними умовами і комплексами геотехніки, яка застосовується. Отримали подальшого розвитку залежності: трансформації напружено-деформованого стану навколо вироблених просторів і гірничих виробок при розробці залізорудних родовищ; раціональних режимів високо інтенсивного випуску рудної маси; оптимізації схем комплексної механізації процесу доставки рудної маси.

Практичне значення. Для похило-падаючих середньої потужності залізорудних покладів, представлених зонально-розподіленими масивами різносортових природно-багатих руд середньої і нижче середньої міцності і стійкості, розроблені раціональні ресурсозберігаючі технологічні схеми процесів очисної виїмки, що забезпечують роздільне отримання рудного суперконцентрату, високоякісної чистої руди і рядовий рудної маси без підвищення собівартості видобутку.

Результати. Вперше розроблено ресурсозберігаючі варіанти комбінованої системи розробки підповерхового обвалення з утворенням стійких, згідно падаючих, компенсаційних просторів шляхом випереджаючої виїмки найбільш багаті частини масивів руд свердловинною гідротехнологією і подальшим відпрацюванням рядових запасів другої черги технологією з відбійкою руди віялами глибоких свердловин оптимальної довжини і орієнтації та інтенсивним лінійно-рівномірним режимом випуску рудної маси на базі високопродуктивних комбінованих доставочних комплексів скреперних установок і самохідних навантажувально-доставочних машин. Комбінована геотехнологія очисної виїмки, забезпечує: простоту конструкції; високу безпеку і санітарно-гігієнічні умови праці; продуктивність очисного вибою – 70-110 тис. т; продуктивність праці робітника по системі – 60-80 т/чол. зміну; втрати – 10-15%; засмічення – 3-7%; собівартість – 65-75% від традиційної.

Ключові слова: багаті багатосортні залізні руди, ресурсозберігаючі технології, глибокі горизонти, підповерхове обвалення, роздільна виїмка, технологічна схема, самохідні машини і установки, свердловинна гідро-технологія, процеси очисної виїмки, техніко-економічні показники.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-152-159

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Конкурентоспроможність підземних рудників Кривбасу, які розробляють потужні поклади природно-багатих різносортних, з вмістом заліза в шарах від 52 до 69%, залізних руд на великих глибинах (1200-1400 м), залежить від вирішення основної проблеми – підвищення якості продукції, яка на першому етапі гірничих робіт досягається завдяки впровадженню технологічних схем очисного виймання з високою часткою вилучення чистої руди. Це створює виключно перспективні передумови для розширення номенклатури продукції – аглоруди і високоякісних залізорудних концентратів, придатних для використання в електросталеплавильній, порошковій і феритовій металургії [1].

Таким чином технологічні процеси ресурсозбереження кількості і якості балансових запасів виймальних одиниць у складних геомеханічних та гірничотехнічних умовах відробки залізородних покладів є актуальною науково-технічною задачею.

Аналіз досліджень і публікацій. Проведений аналіз сучасного досвіду роботи рудників показав, що очисне виймання покладів ведеться різними валовими варіантами системи підповерхового обвалення без урахування структурно-сортового складу рудних масивів на базі переносного та стаціонарного обладнання. Низька продуктивність геотехніки призводить до збільшення терміну відробки запасів очисних панелей, що обумовлює багаторазове пере кріплення нарізних виробок і переборювання близько 30-40% глибоких вибухових свердловин, суттєвого зменшення об'єму компенсаційних камер (8-12%), що різко погіршує якість подрібнення і сипкі властивості рудної маси. При цьому показники вилучення характеризуються 25-30% втрат балансових запасів і до 20% засмічення рудпустими породами. Таким чином умови залягання і інженерно-геологічні особливості різносортних масивів, які включають до 25 % запасів слабких високоякісних мартитових руд [2], не дозволяють підвищити ефективність і якість їх вилучення на базі масової вибухової відбійки та площинного випуску під обваленими породами за допомогою малопродуктивного очисного обладнання.

Постановка завдання. Метою роботи є обґрунтування параметрів ресурсозберігаючих технологічних процесів очисного виймання різносортних шарів руд у залізородних покладах за рахунок використання гідро-технологічного і самохідного обладнання, що дозволяють підвищити якість товарної продукції і ефективність ведення гірничих робіт.

Розглядаються характерні для рудників Кривбасу умови: поклад представлений рудним тілом потужністю 20-30 м з кутом падіння 45-65° і складений плаstopодібними шарами різносортних природно-багатих залізних руд середньої та нижче середньої міцності і стійкості із середнім вмістом заліза 58-62 %; мартитові високоякісні руди з вмістом заліза 65-69% займають центральну частину покладу і складають 15-25% від загальних запасів; рудне тіло з висячого боку знаходиться в породах середньої і вище середньої стійкості і з лежачого боку – нижче середньої стійкості; рудо-породні масиви тріщинуваті і неоднорідні за фізико-механічними властивостями геоструктурних елементів [11]; геологічне поле початкових напружень є геостатичним [12].

Обґрунтування параметрів ресурсозберігаючих процесів, випереджаючого очисного виймання запасів високоякісних руд варіантом підземної свердловинної геотехнології і очисного виймання основних запасів рядових руд – за допомогою сучасного самохідного, стаціонарного та переносного обладнання, розглядаються для глибин 1300-1500 м.

У процесі проведення досліджень використовувалися: конструктивно-функціональний аналіз і синтез процесів свердловинної гідротехнології та технології з використанням самохідного гірничого обладнання у комбіновану систему розробки підповерхового обвалення; геомеханічний аналіз параметрів і вибір способів утворення стійких оголень компенсаційних камер; фізичне і чисельне моделювання впливу інтенсивності технологічного процесу випуску руди під обваленими породами за допомогою високопродуктивної геотехніки на показники вилучення; технологічне проектування і техніко-економічна оцінка схем ресурсозберігаючих процесів очисного виймання руд.

Викладення матеріалу та результати. Камерне виймання запасів слабких нестійких високоякісних мартитових руд здійснюється свердловинною гідротехнологією модульного типу [13], що забезпечує поточність процесу, підвищення безпеки гірничих робіт і поліпшення санітарно-гігієнічних умов праці гірників. Дослідно-експериментальна апробація технологічних процесів гідромоніторної відбійки, гідродоставки і зневоднення гідросуміші, проведена в умовах глибоких горизонтів шахт «Ювілейна» і «Родіна» [13]. Результати випробувань показали, що на кожній з шахт Кривбасу («Родіна», «Октябрська», «Ювілейна» і «Гвардійська») можливо видобувати по 100-150 тис. т на рік мартитового концентрату з вмістом заліза 67,5-69% і двоокису кварцу 0,9-0,4%.

Формування ізольованих камерних просторів в масиві слабких, нестійких руд відбувається послідовним циклічним поширеним розширенням первинного стовбура технологічної свердловини високо напірним струменем води, що обертається. При цьому головним конструктивним параметром при виборі трасування гідро-видобувних виробок є граничний, для розробляемого типу руд і використовуемого обладнання, діаметр квазіциліндричної порожнини, м.

$$[D] = \frac{P_o \cdot L_o}{0,6 \cdot [\sigma_{cm}]},$$

де P_o – тиск потоку технологічної води у гідромоніторі, МПа; L_o – початкова ділянка струменя води, м; $[\sigma_{cm}]$ – межа міцності на одновісне стискання, МПа

В якості технічної бази може використовуватися серійне шахтне бурове, насосне і транспортне обладнання, яке поєднане в малогабаритні блочно-модульні, із змінною потужністю, пересувні комплекси, що відрізняються низькими енерговитратами і мобільністю переміщення між вибоями (рис. 1).

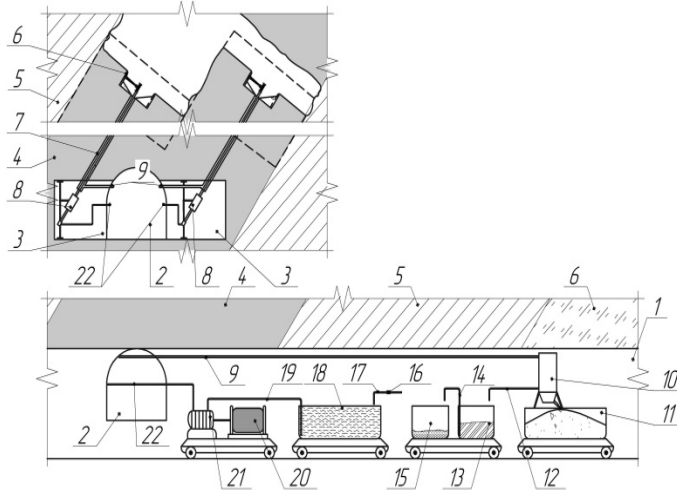


Рис. 1. Технологічна схема ланцюга устаткування і пристроїв модульного комплексу свердловинного гідравлічного виймання маргітових високоякісних концентратів в гірничих виробках: 1 – навантажувально-доставочний орт; 2 – штрек скреперування; 3 – випускні ніші; 4 – високоякісні маргітові руди; 5 – рядові маргітові руди; 6 – видобувний гідромоніторний вибій; 7 – доставочна свердловина; 8 – гідромоніторний агрегат; 9 – пульповоди; 10 – батарея гідроциклонів; 11 – контейнер суперконцентрату; 12 – шламовідвід; 13 – контейнер мулового концентрату; 14 – насос для перекачування з трубопроводом; 15 – дешламатор; 16 – кран; 17 – шахтна гідролінія технічної води; 18 – ємність технологічної води; 19 – гідролінія подачі технологічної води; 20 – електродвигун; 21 – високо-напірний насос; 22 – гідролінія високого тиску

Техніко-економічні показники комплексу свердловинної гідротехнології: утворення висхідних камер діаметром 5-10 м і висотою до 30-35 м; якість залізородного концентрату на 1,5-2,5% вище природного; собівартість видобутку руди становить 50-60% від традиційної вибухово-механічної технології; продуктивність агрегату гідромоніторної відбійки через свердловини діаметром 105 мм при напорі води 5-10 МПа складає 40-90 т/год; питомі витрати технологічної води становить 1-2 м³/т; вологість обезводненої рудної маси становить 5-10%; довжина самопливної доставки гідросуміші з технологічної свердловини по горизонталі досягає 30-45 м, а із застосуванням форсунок стисненого повітря – необмежена. Основні переваги розробленої технології – мало-операційність і поточність, гнучкість в управлінні концентрацією і обсягами робіт, хороша сумісність з традиційними гірничими технологіями.

Відмінною особливістю технології є нетрадиційний, для залізних руд, спосіб гідромоніторної відбійки маргітової руди через висхідні свердловини за замкнутою схемою, що дозволяє, при певних робочих режимах гідромонітора, здійснювати селективну дезінтеграцію руд з повним розкриттям (70-90%) рудних зерен, що в подальшому спрощує операції концентрації в процесах збагачення оксидів заліза, а також робить руду новим продуктом – суперконцентратом, який розширює номенклатуру продукції гірничих підприємств [1].

Обґрунтування параметрів стійких компенсаційних камер виймальних одиниць для умов глибоких горизонтів шахт басейну проведено математичне моделювання і оцінка напружено-деформованого стану конструктивних елементів виймальних одиниць покладу методом скінчених елементів з урахуванням: геологічної будови рудо-породного масиву; деформаційних і міцнісних властивостей тріщинуватих геоструктурних елементів масивів руд і порід, що вміщують; розподілу силових полів в зонах обвалення і зрушення; форми і місця розташування камер. Комплекс завдань вирішувався поетапно способом послідовних наближень в додаткових напруженнях [14]. Масиви руд і порід вважалися квазіпружними.

Аналіз результатів моделювання показав, що поля напружень у рудному масиві на горизонтах гірничих робіт при існуючих на рудниках формах виробленого простору є контрастно-диференційованими і складають відповідно 40-110% від геостатичних у висячого боку і 35-70% – у лежачого боку покладу. Великі значення відповідають максимальному зависанню порід висячого боку над виробленим простором. При цьому напруження є головними, максимальні компоненти яких орієнтовані майже перпендикулярно до лінії падіння покладу. Біля лежачого

боку поле напружень наближається до одновісного вертикального, обумовленого тиском порід, що налягають над горизонтом гірничих робіт.

Допустимий об'єм компенсаційної порожнини обмежується фактором стійкості рудного масиву в умовах розробки і продуктивністю утворення технологічним обладнанням. Досліджувалися зміни об'ємного і плоского напружено-деформованого стану рудного масиву поблизу компенсаційних просторів різної конфігурації – від одниничної квазіциліндричної камери діаметром $[D]$ до системи таких камер і до об'єднаного компенсаційного простору, геометричні параметри яких відповідають різним об'ємам вилученої руди. Результати показали, що напружений стан навколо одниничного квазіциліндричного простору діаметром від 5 до 10 м не перевищує 25-30% від початкового на горизонті гірничих робіт. При цьому максимальні напруження є стискаючими і згасають на відстані діаметру камери вглиб від контуру до початкових. При системі квазіциліндричних співвісних компенсаційних просторів найбільш напружено-деформованими є області поблизу контурів між камерами. При відстанях між центрами камер менших їх діаметра, камери починають взаємодіяти з подальшим їх об'єднанням в єдиний простір. Оцінка стійкості рудних масивів поблизу системи відокремлених компенсаційних просторів квазіциліндричних форм за критерієм Кулона-Мора показує, що рудний масив завжди буде зберігати стійкий стан. При цьому критичні напруження, що обумовлюють процес руйнування, відсутні навіть у приконтурному масиві.

При відпрацюванні потужних покладів на горизонтах гірничих робіт параметри оголень будь-якої орієнтації в об'єднаних камерах, утворених гідромоніторним способом, залежать від граничних еквівалентних прогонів і визначаються диференційовано за виразом, м.

$$[l_S] = K_S \cdot K_M \cdot K_\phi \cdot K_T \cdot [l_o] + \Delta l,$$

де $[l_S]$ – граничний еквівалентний прогін у компенсаційній камері, утвореній гідромоніторним способом, м; K_S – коефіцієнт, який враховує вплив структурної неоднорідності масиву на початковий напружений стан рудного покладу; K_M – коефіцієнт, який враховує зміну параметрів оголень в залежності від положення камери за потужністю рудного покладу; K_ϕ – коефіцієнт, який враховує форму виробленого простору; K_T – коефіцієнт впливу фактору часу на стійкість оголень; $[l_o]$ – граничний еквівалентний прогін оголення в камері в квазіоднорідному масиві на горизонті ведення гірничих робіт, утворений буро-вибуховим способом; $\Delta l = 2-3$ м – розмір зони вибухового порушення рудного масиву за площиною оголення при свердловинній відбійці.

Таким чином, застосування на першій стадії очисного виймання (утворення компенсаційної камери) свердловинної гідротехнології, дозволяє виключити деформаційний вплив вибухів свердловинних зарядів на оголення камер, що призведе до збільшення їх об'єму в 2-4 рази. При цьому підвищується безпека гірничих робіт і відпрацювання покладів залізних руд здійснюється відповідно до сучасних вимог щодо раціонального використання надр.

Для реалізації камерного варіанту системи підповерхового обвалення вибухова відбійка основного масиву рядової руди в очисній панелі здійснюється по стадійно похилими шарами віял глибоких свердловин розташованих згідно падінню рудних структур покладів і простягання первинної компенсаційної камери (відрізки). Це забезпечує мінімальні енергоємність і питомі витрати вибухових речовин в шарах, що відбиваються, і які не залежать від глибини ведення очисних робіт за рахунок попереднього розвантаження основної частини рудного масиву панелі від головних стискаючих статичних напружень оголенням компенсаційної камери. Порційна відбійка відбувається до набуття компенсаційною камерою гранично допустимих розмірів за геомеханічним станом і терміном існування, а потім масово обвалюється рудний масив лежачого боку покладу і стелини в напрямку вільного компенсаційного простору. Постадійно відбита руда основного масиву виймальної одиниці розташовується на плоскому дніщі.

Відбита руда випускається через воронки у виробки доставки за схемою, яка найкраще підходить для використання комбінованої (різнобічної) доставки комплексом з двох скреперних лебідок і самохідної навантажувально-доставочної машини. Для цього на суміжних флангах панелей зі скреперного штреку на підшвах навантажувально-доставочних ортів формуються навали руди. Економіко-математичне моделювання на моделі, яка представлена у роботі [15], показало, що найбільш оптимальною є схема комбінації скреперної доставки по штреку, довжиною 20 м до панельних ортів площею поперечного перетину 11-12 м² і далі по ортам самохідною навантажувально-доставочною машиною з продуктивністю 1000-1500 т/зміну на відстань

150-200 м до системи капітальних рудоспусків, що забезпечують роздільність доставки різно-сортних руд. Основною перевагою даної схеми є простота організації робіт і висока, у порівнянні з традиційною, економічна ефективність процесу.

Для визначення ефективних параметрів інтенсивного випуску, були проведені дослідження на об'ємній чисельній і об'ємній фізичній моделях.

Результати проведених досліджень підтверджуються комп'ютерним моделюванням за допомогою програмних комплексів EDEM і PFC3D [16,17]. Чисельні експерименти показали, що об'єм фігури розпушення над випускним отвором залежить, для умов підземних рудників Кривбасу, від наступних змінних факторів: середнього гранулометричного складу; середнього кута внутрішнього тертя відбитої руди; середньої сили зчеплення між кусками відбитої руди; коефіцієнту міцності. Область розпушення в рудній масі визначається розмірами і формою зон випуску, обсягами вилучення руди та інтенсивністю процесу випуску. Розмір фігури розпушення збільшується з підвищенням інтенсивності випуску, за всіх інших рівних умов, для системи випускних отворів при лінійно-безперервному режимі випуску у порівнянні з рівномірно-послідовним режимом.

Фізична модель виконана в масштабі геометричної подоби 1:100 та імітує гірничо-геологічні умови відпрацювання очисних панелей: висота – 37-40 м; довжина за простяганням рудного покладу – 25-30 м; ширина навхрест простягання рудного покладу – 25-30 м. Лежачий бік покладу представлений дерев'яною стінкою, яка кріпиться до основи моделі на шарнірах, для встановлення різного кута її нахилу. В якості передньої стінки моделі (висячий бік покладу) і бічних стінок панелі встановлені стекла з нанесеними на них сітками прямих горизонтальних і вертикальних ліній розміром 5×5 см, для візуального контролю за процесом і вимірювання геометричних параметрів випуску. Днищем моделі слугували знімні касети з різними системами випускних отворів. У якості еквівалентного сипкого матеріалу використовувались подрібнена руда, подрібнений граніт і пластикові різнокольорові кульки, які відображають різну якість руйнування руд і порід, що вміщують. Моделювалися різні режими і порядки випуску рудної маси, а показники вилучення оцінювалися за критерієм вилучення чистої руди при різному діаметрі і відстанях між випускними отворами.

Узагальнені результати досліджень показали, що найбільш ефективним для умов похило-крутоспадних покладів є випуск руди і рудної маси зонами-смугами (уздовж штреку випуску) за допомогою лінійно-безперервного режиму, коли вилучення здійснюється одночасно з усіх випускних отворів рівномірними дозами з однаковою інтенсивністю по всій площі зони випуску. При цьому порядки відпрацювання зон від лежачого до висячого боку і навпаки істотно не відрізняються (2-3%) за показниками вилучення чистої руди. Пропорційне збільшення діаметру випускних воронки і відстані між ними не забезпечує збільшення об'ємів вилучення чистої руди (різниця становить 1,0-1,2%). Об'ємповодженої уздовж простягання фігури випуску руди при інтенсивному лінійно-безперервному режимі послідовними зонами на 5-10% перевищує суму об'ємів фігур випуску з тих же випускних отворів в процесі рівномірно-послідовного режиму випуску. Таким чином лінійно-безперервний режим випуску руди в порівнянні з нерегульованим (на практиці рудників) забезпечує підвищення вилучення чистої руди на 20-30% і загальне по панелі зниження втрат на 14-18%.

На підставі проведених досліджень були сформульовані принципи розробки ресурсозберігаючої технологічної схеми очисного виймання багатих залізних руд середньої і нижче середньої міцності і стійкості в умовах глибоких горизонтів шахт, які включають: надання стійких форм і розмірів компенсаційних просторів завдяки урахуванню початкової геомеханічної обстановки в межах технологічних ділянок та комбінованого способу їх утворення; підвищення ефективності буро-вибухового комплексу досягається завдяки розташуванню свердловин в зоні розвантаження масивів виймальних одиниць і застосуванню сучасних типів бурового обладнання; покращення показників вилучення рудних запасів при площинному випуску обвалених запасів під налягаючими породами завдяки збільшенню частки вилучення чистої руди шляхом лінійно-безперервного рівномірного і високо-інтенсивного режиму випуску її в доставочні штреки з двостороннім скреперуванням; використання горизонтальної площини доставки завдяки застосуванню ковшових навантажувально-доставочних машин і капітальних рудоспусків та відмови від панельних вертикальних рудоспусків; роздільна доставка багатих і рядових сортів руд і формування селективних транспортних потоків руди різної якості досягається завдяки

використанню комбінованої трубопровідної, скреперної і самохідної (навантажувально-доставочних машин) доставки руди до капітальних рудоспусків; встановлення оптимального співвідношення геометричних розмірів виймальних одиниць, параметрів конструктивних елементів системи розробки, порядку очисного виймання, видів і типорозмірів геотехніки, що застосовується, здійснюється завдяки їх спільній оптимізації.

На основі зазначених принципів для умов глибоких горизонтів розроблена загальна технологічна схема системи розробки виймальних одиниць покладу (рис. 2).

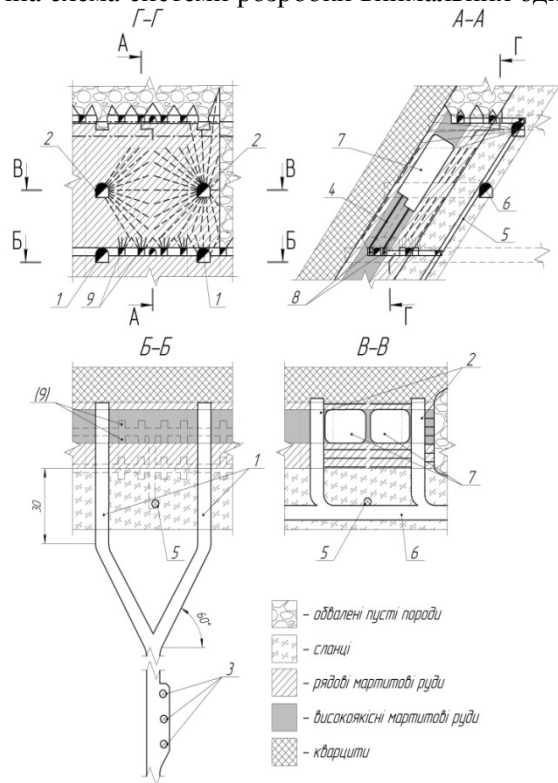


Рис. 2. Технологічна схема очисного виймання покладів різносортих залізних руд: 1 – навантажувально-доставочні орти; 2 – бурові орти; 3 – система капітальних рудоспусків; 4 – гідромоніторна свердловина; 5 – вентиляційний підняттевий; 6 – транспортно-матеріальний штрек; 7 – компенсаційні камери; 8 – гідромоніторний агрегат; 9 – випускні ніші

Виймальна одиниця містить в собі очисну панель і буро-доставочний цілик. Технологія очисних робіт в панелі полягає у формуванні компенсаційного простору способом свердловинної гідротехнології, бурінні, заряджанні і підриванні свердловин в масиві панелі, скреперний двосторонній доставці руди і рудної маси в буро-доставочний цілик. В повний цикл технології очисних робіт в буро-доставочному цілику входять формування в покрівлі доставочного орта великогабаритних випускних воронок, порціонній відбійці вище лежачого масиву з почерговим випуском в доставочний машинний орт від висячого до лежачому боку цілика.

Окрім перерахованих технологічних процесів, в схему входить формування бурового горизонту і проходка буро-доставочних ортів

через 35-40 м, з яких у межах цілика на висоті 2 м через 10-12 м проходять штреки скреперування, а з них через 5-7 м – буро-випускні ніші.

Конструкції варіантів системи підповерхового обвалення є гнучкими і дозволяють переходити на ділянках нестійких і маломіцних руд від схем камерних варіантів до варіантів з масовим обваленням. У табл. 1 наведені основні техніко-економічні показники для розроблених варіантів комбінованої ресурсозберігаючої системи розробки природно-багатих залізних руд з обваленням руди та порід, що її уміщують.

Таблиця 1

Техніко-економічні показники варіантів системи розробки природно-багатих залізних руд з обваленням руди і порід, що її уміщують

Найменування показника	Показники при різних варіантах системи розробки			
	B1	B2	B3	B4
Рудний запас виймальної одиниці, A_n , тис. т	90	126	126	126
Середній вміст заліза:				
у рудному масиві, p , %	62	62	62	62
у породах, що засмічують, q , %	40	40	40	40
Обсяг видобутої рудної маси, A_d , тис. т	68	108,4	112,7	108,4
Засмічення руди, R , %	10	7	5	3
Втрати руди, Π , %	32	20	15	20
Собівартість очисного виймання, C , %	100	98	98	94
Середній вміст заліза в руді, q , %	59,8	60,5	60,9	61,1
Питома економічна ефективність, %	100	125	171	453

Примітка. B1 – B4 - відповідно базова система розробки підповерхового обвалення з використанням переносного гірничого обладнання; варіант підповерхового обвалення з використанням самохідного гірничого обладнання; камерний варіант підповерхового обвалення з використанням самохідного гірничого обладнання; комбінований варіант під поверхового обвалення з використанням самохідного гірничого обладнання і свердловинної гідротехнології.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Основні результати проведених досліджень зводяться до наступного:

складні інженерно-геологічні умови експлуатації покладів природно-багатих залізних руд на глибоких горизонтах рудників Кривбасу, а також жорсткі економічні обмеження викликають необхідність розробки і освоєння інноваційних технологій видобутку на принципово нових, відмінних від традиційних, основах;

прогресивні техніко-економічні показники гірничих робіт можливо забезпечити за допомогою застосування комбінованої технології очисного виймання з селективною високоінтенсивною розробкою різносортих запасів виймальних одиниць на базі нетрадиційної свердловинної гідротехнології і високопродуктивного самохідного гірничого обладнання, що забезпечують підвищення безпеки та ефективності гірничих робіт і поліпшення санітарно-гігієнічних умов праці гірників;

одним зі шляхів значного підвищення об'ємів стійких компенсаційних просторів в різнотипних нестійких рудних масивах, що залягають у складних інженерно-геологічних умовах, є випереджаюче камерне виймання високоякісних мартизових руд свердловинною гідротехнологією на базі самохідних видобувних комплексів модульного типу;

розроблено раціональні варіанти системи підповерхового обвалення з відбійкою руди вертикальними віялами глибоких свердловин оптимальної довжини і орієнтації при різних об'ємах компенсаційного простору, що істотно перевершують варіанти традиційної системи розробки за простотою конструкції, безпекою, санітарно-гігієнічними умовами та техніко-економічними показниками ведення гірничих робіт.

Список літератури

1. **Ломовцев Л. А.** Технология комплексной переработки и использования богатых руд гидродобычи КМА / Л. А. Ломовцев, А. В. Максимов, Ф. М. Журавлев [и др.] // Горный журнал. – 1995. – №1. – С. 39-42.
2. **Тарасютин В. М.** Геотехнологические свойства высококачественных мартизовых руд глибоких горизонтов шахт Кривбасса / В. М. Тарасютин // Науковий вісник НГУ. – 2015. – №1. – С. 54-59.
3. **Чернокоур В. Р.** Добыча руды с поэтажным обрушением / **В. Р. Чернокоур, Г. С. Шкрёбок, В. И. Шелегада.** – М.: Недра, 1992. – 271 с.
4. **Черненко А. Р.** Подземная добыча богатых железных руд / **А. Р. Черненко, В. А. Черненко.** – М.: Недра, 1992. – 224 с.
5. **Волков Ю. В.** Основные направления развития геотехнологии и геотехники подземной разработке рудных месторождений / **Волков Ю. В., Соколов И. В.** // Горный информационно-аналитический бюллетень: научно-технический журнал. – 2007. – №11. – С. 270-272.
6. **Ступник Н. И.** Пути совершенствования технологии подземной разработки богатых руд Кривбасса / Н. И. Ступник, М. И. Кудрявцев, А. М. Басов // Вісник Криворізького технічного університету. – 2010 – Вип. 26. – С. 23-26.
7. Кудрявцев М. И. Сравнительная оценка систем поэтажного обрушения по фактору извлечения чистой руды в условиях подземного Кривбасса / **М. И. Кудрявцев, Н. И. Ступник, Т. С. Грищенко** // Вісник КТУ. – 2011 – Вип. 28. – С. 3-5.
8. **Ступник М. І.** Стан і перспективи розвитку підземних гірничих робіт у Криворізькому басейні / **Ступник Н. І., Колосов В. О., Калініченко В. О.** // Розробка родовищ: зб. наук. пр. – 2013. – Т.7 – С. 223-228.
9. Проблемы геотехнологических процессов комплексного освоения суперкрупных рудных месторождений / под ред. **К. Н. Трубецкого, Д. Р. Каплунова.** – М.: ИПКОН. – 2005. – 248 с.
10. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых / **В. Ж. Арнс, О. М. Гридин, Е. В. Крейнин** [и др.] – М.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 295 с.
11. **Глушко В.Т.** Инженерно-геологические особенности железорудных месторождений / **Глушко В.Т., Борисенко В. Г.** – М.: Недра, 1978. – 253 с.
12. **Малахов Г. М.** Управление горным давлением при разработке рудных месторождений Криворожского бассейна / **Малахов Г. М.** – К. Наукова думка, 1990. – 204 с.
13. **Курленя М. В.** Техногенные геомеханические поля напряжений / **М. В. Курленя, В. М. Серяков, А. А. Ерёмченко** – Новосибирск: Наука, 2005. – 264 с.
14. **Дулин А. Н.** Управление качеством на предприятии при раздельной и валовой выемке ископаемых / **А. Н. Дулин, Б. Ю. Сердиновский, Р. А. Дулина** – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2002. – 34 с.
15. **Косенко А. В.** Удосконалення та обґрунтування проектних рішень у разі застосування самохідної навантажувально-доставочної техніки на технологічному процесі доставки рудної маси (на прикладі шахти «Октябрьська» ПАТ «Кривбасзалізрудком») / **А. В. Косенко** // Молодий вчений. — 2017. — №2 (42). – С. 183-190.
16. **Косенко А. В.** Визначення впливу інтенсифікації технологічного процесу випуску рудної маси на величину тиску в межах фігури випуску на основі комп'ютерного моделювання / **А. В. Косенко** // Молодий вчений. – 2017. – №9. – С. 455-458.
17. **Косенко А. В.** Комп'ютерне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов розробки покладів природно-багатих залізних руд різної міцності / **А. В. Косенко** // Молодий вчений. – 2017. – №10. – С. 59-64.

Рукопис подано до редакції 27.03.2018

УДК 622.012:658.5:622.68

В.А. АЗАРЯН, канд. техн. наук, доц., Криворожский национальный университет

КОНТРОЛЬ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДОПОТОКОВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ КОМБИНАТОВ

Цель. Целью данной работы является обоснование технологии управления качеством рудопотоков железорудных горно-обогатительных комбинатов (ГОКов). Качество продукции комбината напрямую зависит от характеристик исходной руды, поступающей на рудообогатительную фабрику (РОФ) в виде интегрированного финального рудопотока, т.к. оптимальные режимы обогащения возможны лишь при строго определенных показателях содержания полезного компонента.

Методы исследований. Исследование синергетического эффекта от объединения систем контроля и управления качеством для создания технологии, основной целью которой является выполнение требований к однородности и допустимому диапазону колебаний качества железорудного сырья финального рудопотока комбината.

Научная новизна заключается в обосновании новой технологии управления качеством рудопотоков железорудных ГОКов, концепция создания которой основана на синергетическом эффекте от объединения автоматизированной системы диспетчерского управления с единой интегрированной системой контроля качества комбината.

Практическое значение заключается в том, что достоверная и своевременная информация о содержании полезного компонента позволяет принимать оперативные технологические решения по управлению качеством рудного грузопотока и формировать его в границах заданного диапазона. Средства и системы по контролю качества, разработанные в проблемно-отраслевой лаборатории ГВУЗ «Криворожский национальный университет», охватывают основные этапы производства открытых горных работ, обеспечивают оперативную информацию о состоянии массива во взрывном блоке, во взорванной горной массе, в рудном потоке на конвейере, на рудсладе и могут обеспечить функционирование технологии управления качеством.

Выводы. Технология управления качеством позволяет формировать финальный рудопоток комбината с заданными значениями содержания полезного компонента, и построена на принципе применения усреднения в качестве способа воздействия на основании достоверной и своевременной информации.

Ключевые слова: Рудопоток, стабильность качественных характеристик, система контроля качества, система управления качеством, диапазон колебаний содержания полезного компонента.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-159-164

Проблема и ее связь с основными научными и практическими заданиями. Рудопоток – это сформированный путем смешивания объем руды, который характеризуется входными (формирующими) показателями: значением объема отгруженной руды и содержанием полезного компонента (с.п.к.) из каждого забоя, а также выходными показателями: значением общего объема, динамикой изменения качественных характеристик по верхней и нижней границе допустимого диапазона и средним показателем содержания полезного компонента.

Показатели качества продукции горно-обогатительного комбината предопределяют величину отпускной цены на нее и влияют на технико-экономические показатели работы всего предприятия. В свою очередь, качество конечной продукции ГОКа напрямую зависит от характеристик исходной руды, поступающей на обогащение, т. е. от с.п.к. финального рудопотока [1]. Поэтому возможность формирования рудопотока с заданными качественными характеристиками была и остается одной из наиболее актуальных производственных задач при открытой разработки железорудных месторождений.

Анализ исследований и публикаций. Технологическая эффективность стабилизации качественных показателей рудного сырья доказана исследованиями таких известных ученых, как Ю.И. Анистратов, С.Я. Арсеньев, П.П. Бастан, В.Ф. Бызов, Ф.Г. Грачев, Ю.Е. Капутин, Г.Г. Ломоносов, А.К. Порцевский, А.Д. Прудовский, В.В. Ржевский, М.С. Четверик, Б.П. Юматов, а также повседневной практикой работы горно-обогатительных комбинатов.

Постановка задачи. Эффективное управление качеством рудопотоков обеспечивается технологией, одной из основных задач которой является выполнение требований к однородности и допустимому диапазону колебаний качественного состава железорудного сырья. При этом рудопоток всегда будет иметь определенную динамику изменения качества, которая обусловлена неравномерностью распределения с.п.к. по забоям, динамикой изменения содержания по мере отработки месторождения и неритмичностью работы выемочного и транспортного оборудования. При отклонении показателей содержания полезного компонента за границы заданного диапазона, система должна производить корректировку, которая выражается в перераспреде-

нии нагрузки на забои, использования демпферных усреднительных рудскладов и внешних источников сырья.

Изложение материала и результаты. На сегодняшний день разработаны и внедрены в производство различные системы, которые имеют признаки управления качеством рудопотоков: АСУ горно-транспортного комплекса (ГТК) «Карьер» компании «ВИСТ Групп» [2], диспетчеризации автотранспорта и контроля рудопотока "Интегра-Невод" [3], корпоративная АСУ ГТК «Джетыгара», система горно-транспортной диспетчеризации «АВТО» (Казахстан) [4]; система «Карат» и «Карат-М» (ЦНИИКА, РФ), система «Кварцит» (ЧАО «ИнГОК»), «Комплекс-АТ» и «Гермес» (ЧАО «СевГОК») и др. [5].

Рассмотренные системы преимущественно адаптированы либо к функциям собственно диспетчеризации, либо к управлению качеством продукции в отдельно выделяемом грузопотоке из множества существующих в глубоких карьерах крупных ГОКов, не обеспечивая управления общекорпоративного, финального рудопотока. При этом данные системы, как правило, имеют общий недостаток, выражающийся в отсутствии контроля качества на основных этапах производства.

Необходимость строгого и устойчивого соответствия качества сформированного финального рудопотока заданным качественным показателям обусловлена тем, что оптимальные режимы обогащения могут быть обеспечены только при жестко ограниченных отклонениях содержания полезного компонента. При рассмотрении финального рудного грузопотока как генерализованной системы совокупность отдельных технологических задач перерастает в обобщенную проблему, решение которой позволит максимально эффективно стабилизировать качество поступающей на обогащение руды.

Управление качеством невозможно без оперативного контроля, так как информация о реальных показателях с.п.к. позволяет сопоставлять расчетные параметры качества руды в рудопотоке с фактическими, что необходимо для принятия решений.

Для формирования рудопотока карьера с заданными качественными характеристиками первоначально необходимо проведение доразведки взрывного блока путем каротажа, а для управления качеством рудопотока – контроль качественных характеристик в процессе добычи на основании методики оптимального периода опробования забоев [6].

Средства и системы по контролю качества, разработанные коллективом проблемно-отраслевой лаборатории ГВУЗ «Криворожский национальный университет», на сегодняшний день наиболее полно охватывают основные технологические процессы открытых горных работ. На рис. 1 приведена общая схема системы контроля качества железорудного карьера. Данная система позволяет производить контроль как дискретно, так и в потоке, на конвейере. Информация о с.п.к., собранная на различных этапах горного производства, позволяет осуществлять анализ и принимать оперативные решения по управлению качеством.

Средства по контролю качества можно классифицировать следующим образом: контроль качества железорудного сырья в естественном залегании (каротаж) на $Fe_{\text{общ}}$ и $Fe_{\text{магн}}$; во взорванной горной массе, в рудопотоке на конвейере на $Fe_{\text{общ}}$; на рудскладе $Fe_{\text{общ}}$ и $Fe_{\text{магн}}$; на входе РОФ на конвейере.

Каротаж скважин осуществляется каротажной станцией «Карьер-Кривбасс» путем опробования массива горных пород в шарошечных скважинах. Станция позволяет осуществлять одновременный каротаж на $Fe_{\text{общ}}$ и $Fe_{\text{магн}}$ с фиксацией данных о содержании полезного компонента в бортовом компьютере. Также каротаж на $Fe_{\text{магн}}$ можно производить при помощи переносного устройства ПАКС-5КК, состоящего из измерительного пульта и каротажного зонда. Данные, полученные в результате каротажа, позволяют построить модель распределения с.п.к. в блоке, подготовленном для взрывания.

После взрывания блока происходит перемешивание рудной массы, что обуславливает необходимость технологического контроля содержания $Fe_{\text{общ}}$ (ПАКС-ТК) и $Fe_{\text{магн}}$ (ПАКС-5МК) в процессе отработки забоя. Эти данные используются для текущего контроля соответствия фактических показателей качества расчетным данным, используемым при решении шихтовочной задачи.

Для контроля содержания $Fe_{\text{общ}}$ на конвейере можно использовать микропроцессорную си-

стему контролю качества и веса горной массы (НАКС-ПК), которая позволяет получать информацию о фактических значениях с.п.к. в сформированном рудопотоке.

Контроль качества на рудскладе позволяет дискретно, с более высокой точностью, определить $Fe_{\text{общ}}$ (ПАП-1) и $Fe_{\text{магн}}$ (ДЖМ-3).

На входе обогатительной фабрики, перед измельчением, контроль содержания железа магнитного потока на конвейерных линиях осуществляется при помощи системы непрерывного контроля ДЖМ-К.

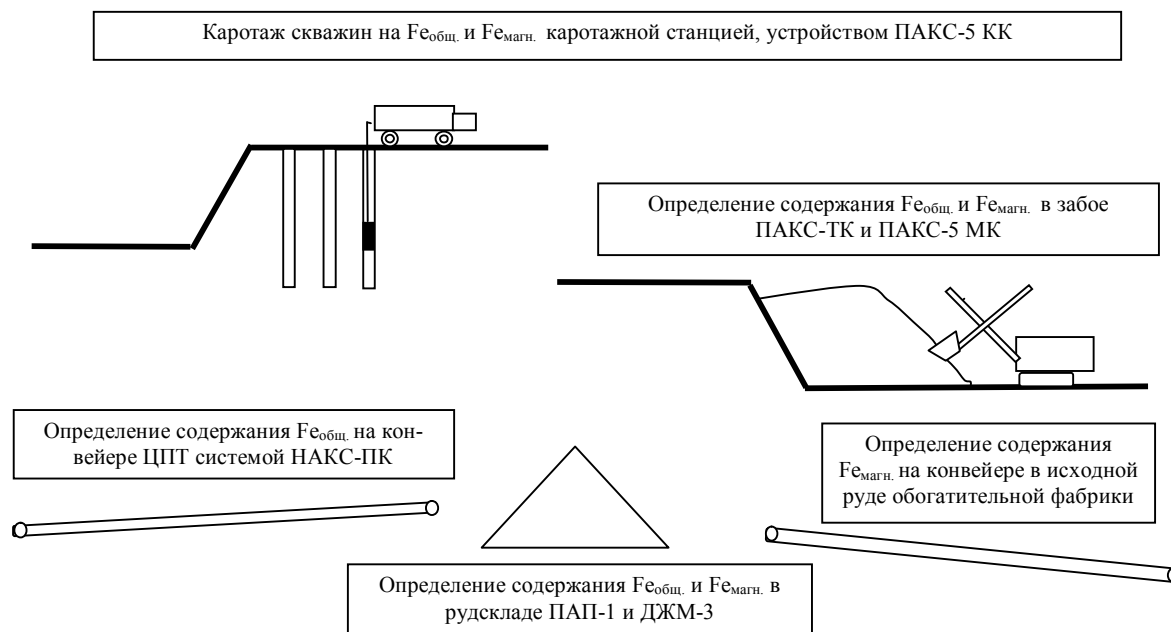


Рис.1. Система контроля качества железорудного карьера

Для обеспечения эффективного процесса передачи и обработки информации о содержании полезного компонента на различных этапах горного производства все устройства и системы контроля качества объединены в единую сеть.

Информация передается на центральный сервер, который производит ее фиксацию, обработку, анализ и визуализацию. Результаты анализа используются как для оценки показателей соответствия сформированного рудопотока расчетным значениям сменного задания, так и для перерасчета этого задания при выходе значений содержания полезного компонента за границы заданного диапазона.

Объединение разных точек контроля качества в единую систему может быть реализовано только при наличии надежных каналов передачи информации и центрального сервера со специальным программным обеспечением. Скорость передачи информации является при этом весьма важным фактором, так как задержка во времени между опробованием и внесением данных в сервер искажает реальную картину качественных показателей в карьере. На рис. 2 показана схема сети передачи информации о содержании полезного компонента в железорудных карьерах.

Одной из задач, решаемых системами горно-транспортной диспетчеризации, заявлено формирование рудопотока с заданными качественными характеристиками. Однако, на практике, решение данной задачи сводится либо к прогнозно-имитационному управлению, либо к принятию решений на основании данных химанализа, запаздывающих как минимум на два-три часа, т. к. средства оперативного контроля качества на основных этапах производства либо отсутствуют, либо не используются в системе управления качеством. В связи с этим корректировка сменного задания производится только при выходе из строя какого-либо оборудования, при этом колебания качества в забоях и фактическая величина содержания полезного компонента сформированного рудопотока не учитывается.

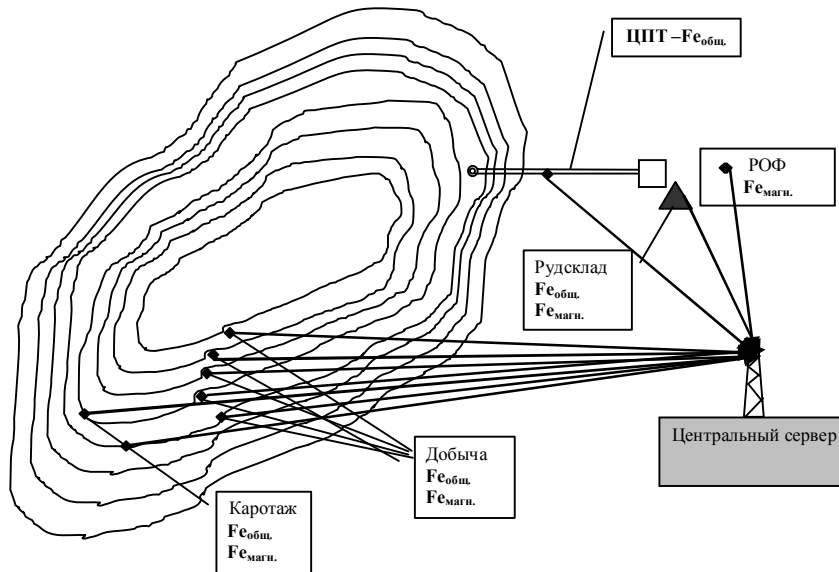


Рис.2. Схема сети сбора и передачи информации о содержании полезного компонента

Поэтому важной задачей является создание единой интегрированной системы контроля качества, которая позволит контролировать изменения содержания в забоях, а также анализировать величину отклонения от расчетного значения в финальном, рудопотоке, поступающем на РОФ (рис. 3).

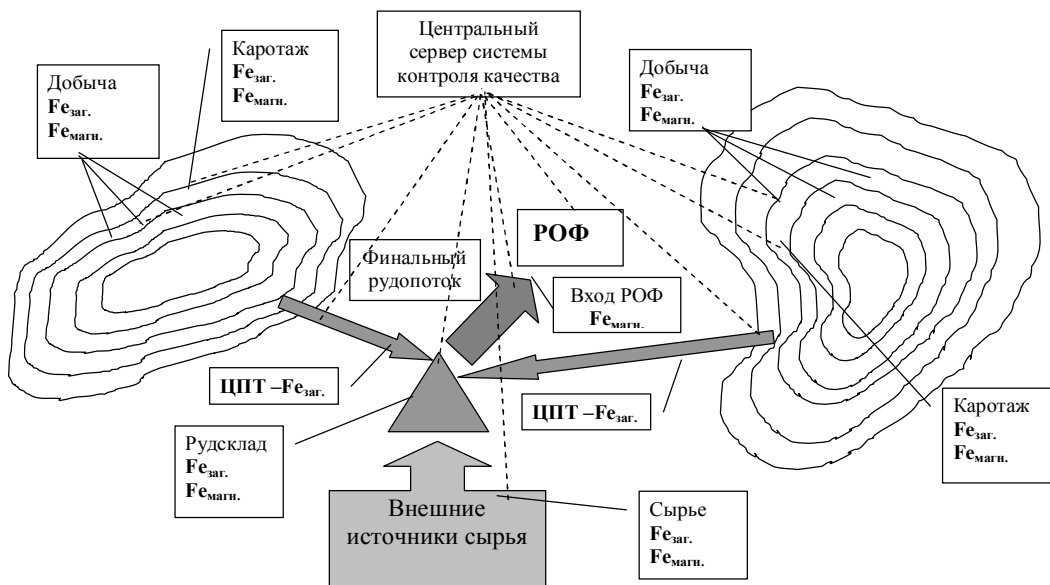


Рис. 3. Единая интегрированная система контроля качества железорудного ГОКа

Синергия АСДУ ГТО с единой интегрированной системой контроля качества дает возможность получить принципиально новую технологию управления качеством рудопотоков. При этом опробование в забоях осуществляется переносными устройствами контроля качества, массив фактических данных о качестве передается радионавигационным комплексом (РНК), обрабатывается информационно-вычислительным комплексом (ИВК) и как управляющее воздействие передается в виде команды на выемочное и транспортное оборудование.

Структурная схема технологии показана на рис. 4 и построена на принципе применения усреднения в качестве способа управления качеством минерального сырья на основании достоверной и своевременной информации о состоянии качества в забоях и сформированном рудопотоке.

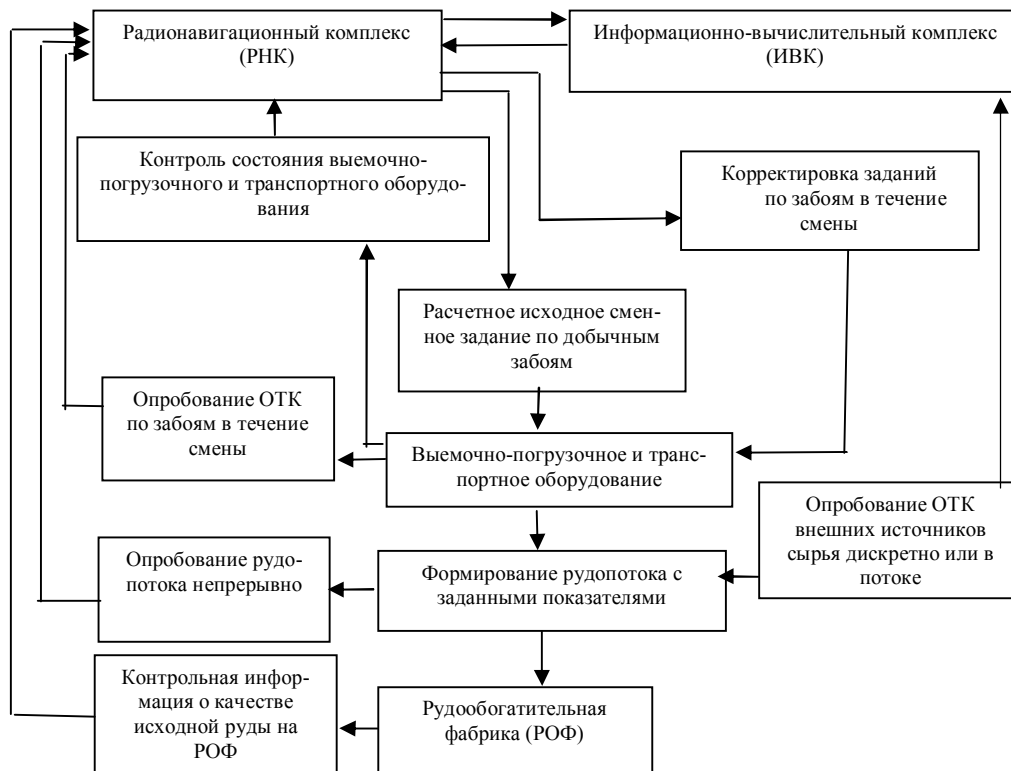


Рис. 4. Структурная схема технологии управления качеством рудопотоков железорудного комбината

Выводы. 1. Эффективное управление качеством рудопотоков горно-обогатительного комбината обеспечивается технологией на основе синергии систем контроля и управления. Система контроля обеспечивает достоверную и оперативную информацию о состоянии массива во взрывном блоке (каротаж), во взорванной горной массе, а также в рудном потоке на конвейере, а система управления позволяет сформировать рудопоток с заданными значениями содержания полезного компонента.

2. Технология управления качеством рудопотоков выполняет функцию воздействия на выемочно-погрузочное и транспортное оборудование с учетом неоднородности качества руды на отдельных участках месторождения, одновременного начала работы забоев, плановых и внеплановых простоев техники, изменений расстояний транспортировки до ЦПТ, изменения содержания полезного компонента в забоях, а также позволяет отслеживать фактические показатели содержания полезного компонента рудопотока и сопоставлять их с расчетными значениями. При выходе показателей рудного грузопотока за границы заданного диапазона технология производит корректирующий перерасчет, обеспечивая тем самым стабильность качества.

Список літератури

1. Бызов В.Ф. Управление качеством продукции карьеров : учеб. для вузов по спец. "Открытые горные работы" / В. Ф. Бызов. – М. : Недра, 1991. – 239 с.
2. Владимиров Д.Я. Система диспетчеризации «КАРЬЕР»: от мониторинга большегрузных автосамосвалов к управлению горно-транспортным комплексом и оптимизации горных работ в карьере / Д.Я. Владимиров, А.Ф. Клебанов, А.И. Перепелицын // Горная промышленность, 2004. – №4. – С. 132-135
3. «Автоматизированные системы управления автотранспортом и процессом рудопотока» [Электронный ресурс] // Сайт «ИНТЕГРА» ООО «Интегра Групп», 2006 – Режим доступа <http://www.integragr.ru/page/avtomatizirovannye-sistemi-upravleniya.html>
4. Галиев С.Ж. Методика оперативного мониторинга и управления рудопотоком. / С.Ж. Галиев, А.А. Бояндинова, Ж.А. Адилханова, К.К. Жусупов, С.Е. Пуненков. // Научный журнал КазНТУ "Вестник". Наука о земле, – Алматы, 2009. С. 64-70.
5. Капустин Ю.Е. Горные компьютерные технологии и геостатистика / Ю.Е. Капустин. – С-Пб. : Недра, 2002. – 334 с.
6. Азарян В.А. Обоснование периода опробования забоев карьера / В.А. Азарян, С.А. Жуков // Збірник наукових праць Національного гірничого університету. – Дніпро. – 2017. – №51. – С. 8–18.

Рукопись поступила в редакцию 25.04.2018

УДК 622.272

С.В. ПИСЬМЕННИЙ, Д.В. БРОВКО, кандидати техн.наук, доценти
Криворізький національний університет

ЗБЕРЕЖЕННЯ РІЧНОЇ ПРОДУКТИВНОСТІ ШАХТ КРИВОРІЗЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО БАСЕЙНУ ПРИ ВІДПРАЦЮВАННІ ЗАЛІЗНИХ РУД НА ВЕЛИКИХ ГЛИБИНАХ

Мета. Метою даної роботи є дослідження впливу річної продуктивності шахти на схему розкриття запасів нижче глибини розробки першого ступеню розкриття при підземній розробці залізних руд Криворізького залізорудного басейну. З пониженням гірничих робіт знижується річна продуктивність видобутку корисної копалини. Для збереження річної продуктивності доцільно будівництво другого ступеню розкриття, глибина якого залежить безпосередньо від об'ємів виробництва.

Методи дослідження. При визначенні доцільної схеми розкриття застосовували комплексний метод досліджень, який включав в себе: графо-аналітичний для визначення річної продуктивності шахти та промислової. За результатами досліджень були виявлені фактори які впливають на стан копра та виявлені закономірності його погіршення стану з часом.

Наукова новизна. Встановлено, що на річну продуктивність впливають не тільки гірничо-геологічні умови але й гірничо-технічні. Доведено, що річна продуктивність шахти зменшується прямопропорційно з пониженням глибини розробки. На швидкість руху скипів в стволі суттєво впливає довжина головної розкривної виробки та термін експлуатації. Зі збільшенням терміну експлуатації стволу швидкість руху скипів зменшується з 12 до 6-8 м/с.

Практична значимість. При проектуванні подальшої розробки схеми розкриття нижележачих горизонтів, необхідно враховувати не тільки гірничі можливості але й технічний стан ствола та копра, глибину розробки та час експлуатації головної гірничої виробки, а також стратегію гірничодобувного підприємства. Урахування вищезазначених факторів, дозволить зберігати необхідну річну продуктивність шахти при відпрацюванні залізних руд на великих глибинах.

Результати. Для умов Криворізького залізорудного басейну встановлено, що при розробці запасів до глибини 1600 м доцільно застосовувати схему розкриття родовища головним вертикальним стволом. При подальшій розробці запасів родовища нижче глибини 1600 м з річною продуктивністю не більше 2,5 млн.т на рік доцільно поглиблювати головний ствол у випадку збільшення об'ємів виробництва виникає необхідність в будівництві другого ступеню розкриття.

Ключові слова: продуктивність, ствол, горизонт, розкриття, залізна руда, підземна розробка, стан копра.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-164-169

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. В Україні налічується понад 32,3 млрд.т залізних руд які розробляються відкритим і підземним способами. Третина всіх запасів України зосереджено в Криворізькому залізорудному басейні. Починаючи з 60-х років минулого сторіччя в м. Кривому Розі почали активно будувати стволи шахт на виробничу потужність 8-12 млн.т на рік. Так на початок 90-х років річний видобуток залізної руди підземним способом складав біля 50 млн.т [1-3].

З подальшою розробкою залізних руд підземним способом значно погіршилися гірничо-геологічні та гірничо-технічні умови які призвели до зменшення річної продуктивності та збільшення собівартості видобутку. На теперішній час шахти здійснюють видобуток залізних руд на глибині понад 1300 м з застосуванням традиційних систем розробки: з масовим обваленням руди та налягаючих порід і з відкритим очисним простором [4-6]. На випуску руди застосовується морально застаріле обладнання: скреперна лебідка або віброживильник, доставка здійснюється електровозним транспортом в вагонетках до опрокиду, а далі 50 т скіпами по стволу на земну поверхню.

Даний технологічний ланцюг значно знизив виробничу потужність шахти з 5-8 до 2,5 млн.т. Гірничо-видобувні підприємства намагаються збільшити річну продуктивність шахт Криворізького залізорудного басейну за рахунок придбання імпортного самохідного обладнання, встановлення потужних підйомних машин, вдосконалення систем розробки та інше. Так шляхом вищеперерахованих заходів за останні роки гірничодобувним підприємствам вдалось збільшити обсяги виробництва на 1,1-1,3 рази, але вийти на виробничу потужність 5-8 млн.т доки не виходить [7-9].

Слід зауважити, що шахти Криворізького залізорудного басейну досягли глибини першого ступеню розкриття родовища (1300 м), при цьому запаси в межах діючих підприємств розпо-

всюджуються до глибини 1900-2500 м, табл. 1.

З табл.1 видно, що підземним способом відпрацьовано близько 70% запасів природно-багатих залізних руд з загальним обсягом видобутку 10 млн.т. Таким чином, при подальшій розробці залізних руд з існуючими виробничими потужностями собівартість видобутку буде збільшуватись [10].

Таблиця 1
Загальна характеристика діючих шахт Криворізького залізорудного басейну з видобутку залізних руд

Шахта	Глибина, м		Річна продуктивність, млн.т
	ведення очисних робіт	розвіданих запасів	
«Юбелейна»	1340	2060	3,3
ім. Фрунзе	1135	1500	
«Родіна»	1390	1765	5,6
«Октябрьська»	1265	2015	
«Тернівська»	1350	1955	
«Гвардійська»	1350	1990	
ім. Артем-1	1135-1060	-	1,3

технології, пропонують комплексну розробку родовищ корисних, вдосконалюють системи розробки, які дозволяють підвищити вміст корисного компонента в видобутій рудній масі [1, 4, 9].

Для підвищення вмісту заліза в видобутій рудній масі пропонуються збільшення об'єму компенсаційного простору, перехід на камерні системи розробки, селективне відпрацювання рудних покладів [11-13]. Дані системи розробки адаптують під високопродуктивну самохідну імпорту техніку, яка суттєво дозволяє збільшити продуктивність вибою в 2-5 рази [14-16]. Також з метою підтримання виробничої потужності на час будівництва другого ступеню розкриття пропонується до залучення в розробку природно-бідних руд (магнетитових кварцитів), збільшення глибини першого ступеню розкриття до глибини 1500-1700 м [17-19]. Слід зауважити, що збільшення глибини першого ступеню розкриття призведе до збільшення часу на видачу руди, зниження річної продуктивності, зростання навантаження на конструктивні елементи стану копра. Всі ці фактори, можуть негативно відобразитись на собівартості видобутку.

Постановка завдання. Таким чином, необхідно обґрунтувати максимальну глибину першого ступеню розкриття з метою забезпечення високої продуктивності шахти та безпечності існування копра.

Викладення матеріалу та результати. При визначенні річної продуктивності підземного рудника використовують формулу, яка характеризує гірничі можливості підприємства, млн. т/рік

$$A = S \cdot V_{сер} \cdot \gamma_p \cdot (1 - B) / (1 - 3) \cdot 10^{-6}, \quad (1)$$

де S – загальна горизонтальна експлуатаційна площа покладу, м²; $V_{сер}$ – середнє річне пониження очисних робіт, м/рік; γ_p – об'ємна маса, т/м³; $B, 3$ – показники вилучення відповідно втрати та засмічення руди при її видобутку підземним способом, долі од.

Слід зауважити, що річну продуктивність за формулою (1) не впливає глибина ведення гірничих робіт. При визначенні річної продуктивності підземного рудника на великих глибинах необхідно враховувати глибину розробки, а також сучасний стан і перспективи роботи гірничодобувного підприємства.

Річна продуктивність підземного рудника за підйомними можливостями на один головний рудопідйомний ствол обладнаний двома рівноважними скіпами визначається з виразу, млн. т/рік

$$A_{p.n.y} = 60 \cdot T_{p.n.y} \cdot Q_{ск} \cdot 10^{-6} \cdot K_n \cdot t_{сум} / t_{ц}, \quad (2)$$

де $T_{p.n.y}$ – час роботи підйомної установки протягом року, діб.; $Q_{ск}$ – вантажопідйомність скіпа, т; $K_n = 0,85 \dots 0,90$ – коефіцієнт наповнення скіпа, долі од.; $t_{сум}$ – час роботи підйомної установки протягом доби (з урахуванням простоїв та ремонтних робіт), год.; $t_{ц}$ – час циклу однієї підйомної установки, хв.

Час циклу однієї підйомної установки на навантаження, розвантаження та підйом визначається за формулою, хв.

$$t_y = t_{n,p} + t_p + t_{p,m}, \quad (3)$$

де $t_{n,p} = 1 \dots 3$ – час на навантаження (розвантаження) скіпа, хв.; t_p – час руху скіпа по стволу, хв.; $t_{p,m} = 1 \dots 2$ – час на постановку скіпа під навантаження (розвантаження) та набір заданої швидкості переміщення, хв.

Час руху скіпа по стволу визначається з виразу, хв.

$$t_p = H / (v \cdot 60), \quad (4)$$

де H – висота підйому по стволу (приймається глибині розробці за нормами технологічного проектування для першого ступеню розкриття), м; v – швидкість руху скіпів по стволу, м/с. Швидкість руху скіпів залежить від технічного стану стволу. З аналізу проектно-технічної документації та досвіду роботи гірничодобувних підприємств Криворізького басейну встановлено, що при розробці родовища нижче глибини 1100 м, швидкість руху скіпів зменшується на 3-7% за кожні 10 років експлуатації стволу.

Розрахунки річної продуктивності підземного рудника приведені на рис. 1.

Рис. 1. Залежність річної продуктивності підземного рудника від глибини розробки: 1 – за гірничими можливостями; 2 – існуюча продуктивність; 3, 4 – при швидкості руху скіпів по стволу відповідно 12 м/с та 8 м/с

З рис. 1, крива 3 видно, що зі збільшенням глибини першого ступеню розкриття з 1200 до 1900 м знижується річна продуктивність підземного рудника з 7,5 до 4,7 млн.т/рік.

Таким чином, якщо гірничодобувні підприємства мають намір збільшити річну продуктивність до 5,5 млн.т, то максимальна глибина першого ступеню розкриття складає 1650 м (рис. 1, криві 1 і 3). Зі збільшенням першого ступеню розкриття за допомогою вертикального стволу річна продуктивність зменшиться до 2,5 млн.т (рис. 1, крива 4).

За результатами виконаних досліджень пропонуються наступні схеми розкриття родовища, які наведені на рис. 2 в залежності від річної продуктивності гірничо-добувних підприємств.

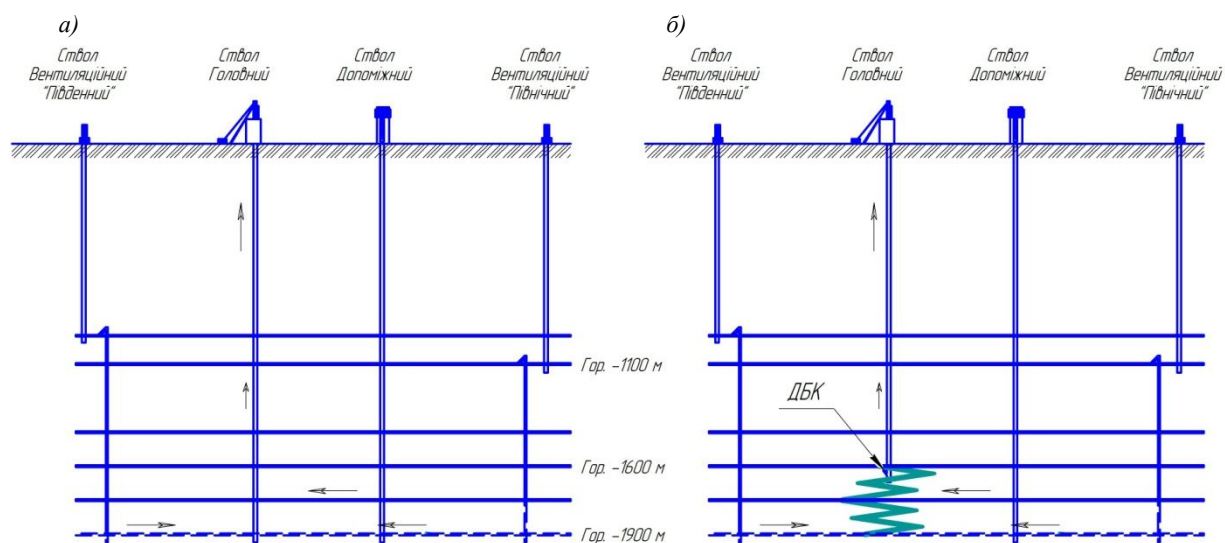


Рис. 2. Схеми розкриття родовищ Криворізького залізорудного басейну з:
а – проходкою головного стволу на всю глибину розповсюдження;
б – проходкою спірального з'їзду нижче глибини 1600 м

На рис. 2 а наведена схема розкриття головним стволом пройденим до кінцевої глибини розповсюдження. Сутність даної схеми полягає в наступному: вертикальні стволи поглиблюються по мірі відпрацювання нижлежачих горизонтів. Перевагами даної схеми є наступні: мінімальна кількість перевантажувальних вузлів; стабільна робота з видобутку руди; простота схеми провітрювання. Недоліки: неможливо збільшити річну продуктивність шахти; значна довжина квершлагів.

Сутність другого варіанту, (рис. 2 б) полягає в наступному: видача гірської маси здійснюється підземними автосамоскидами з очисних вибоїв по спіральному з'їзду до перевантажувального пункту розташованого на гор. -1600 м. Біля гирла спірального з'їзду облаштовується перевантажувальний пункт в якому руда перевантажується з автосамоскидів у вагонетки і далі транспортується до головного стволу. Переваги даного варіанта наступні: збільшення річної

продуктивності підземного рудника; швидке введення в експлуатацію видобувних горизонтів нижче -1600 м; зменшення довжини гірничих виробок; зменшення капітальних та експлуатаційних витрат на будівництво другого ступеню розкриття. До недоліків слід віднести: значні капітальні вкладення на придбання самохідного обладнання; додаткові експлуатаційні витрати на підтримання виробки переважувального вузлу; складність провітрювання другого ступеню розкриття; необхідність підтримання концентраційного горизонту (гор. -1600 м).

В останні роки в Україні і в інших країнах, в зв'язку зі збільшенням кількості впливів різного характеру, проблеми живучості елементів копрів при пошкодженнях і впливах раптового характеру стають в ряду найважливіших при проектуванні та експлуатації об'єктів поверхні. Завдання визначення параметрів живучості об'єктів поверхні до теперішнього часу в науковій літературі не обговорювалися, проте, їх рішення відкриває можливості побудови не тільки теоретичного прогнозування поведінки конструкцій при таких впливах, а й мінімізації можливих збитків у випадках аварії. В працях Holicky M., Diamantidis D., Sykora M., Johan V. Retief, Celeste V. [20-23] виводяться сучасні критерії проектування конструкцій, що забезпечують широкий діапазон показників надійності для різних базових періодів існування об'єктів, навіть якщо їх розрахунок для різних базових періодів є невизначеним через взаємну залежність подій відмови.

Для формування оптимального керування процесами аналізу та оптимізації характеристик надійності, несучих конструкцій копрів, що підсилюються і реконструюються розроблено математичну модель статистичної обробки обмеженої інформації їх технічного стану та метод керування конструктивною безпекою конструкцій при раптових аварійних ситуаціях.

Цінність очікуваних результатів для світової та вітчизняної науки полягає у тому, що: - удосконаленні методи визначення технічного стану споруд поверхневого комплексу дозволять вдосконалити теорію прогнозування та забезпечення надійності об'єктів гірничорудних підприємств; - встановлені залежності появу дефектів або їх розвитку в результаті різного роду процесів накопичення пошкоджень доповнять систему знань про функціонування виробництва як єдиної системи взаємопов'язаних технологічних процесів; - розроблені методи управління показниками живучості та розрахунку показників надійності промислових об'єктів на поверхні шахт при обмеженій вибірці статистичної інформації удосконалять методологію проведення реконструкції на цих об'єктах; - розроблені методи прогнозування та оцінки конструкційної безпеки елементів споруд поверхневого комплексу для різних гірничотехнічних умов експлуатації удосконалять методологію підвищення безаварійної експлуатації об'єктів на поверхні шахт.

Одержання ефекту від використання наведених наукових результатів потребуватиме їх використання у проектах щодо розроблення систем прогнозування та забезпечення надійності об'єктів існуючих або проєктованих гірничих підприємств чи їх підрозділів. Слід відзначити, що практична реалізація запропонованих наукових результатів передбачає головним чином розроблення інформаційних технологій та програмного забезпечення відповідно до наведених методик. Це дозволяє суттєво зменшити витрати на впровадження, оскільки програмне забезпечення характеризується: достатньо низькими витратами на перенесення та адаптування до нових виробничих умов; високим ступенем надійності, що забезпечується потужними засобами випробування та відлагодження на початкових етапах розробки. Вартість модернізації функціональних можливостей даної системи прогнозування та забезпечення надійності об'єктів є достатньо низькою, оскільки потребуватиме лише оновлення існуючого програмного забезпечення.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Проведеними дослідженнями встановлено, що річна продуктивність шахти суттєво впливає вибір схеми розкриття при розробці запасів на значних глибинах. Так, якщо річна продуктивність підземного рудника не перевищує 2 млн.т є перспективи з поглиблення головної розкривної виробки до глибини 1900 м. При цьому слід враховувати, що збільшаться експлуатаційні витрати на підтримання ствола та копру. Тому, при визначенні річної продуктивності підземного рудника необхідно враховувати не тільки технічні складові, а й економічні.

Список літератури

1. Ступнік М.І. Комбіновані способи подальшої розробки залізрудних родовищ Криворізького басейну /

- М.І. Ступнік, С.В. Письменний** // Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – 2012. – № 95(1). – С. 3-7.
2. **Гирин В.С.** Пути совершенствования качества металлургического сырья на шахтах Кривбасса / **В.С. Гирин, Н.К. Кравцов, В.А. Витряк** // Разраб.рудн.месторожд. – Кривой Рог: КТУ. – 2000. – Вып. 70. – С. 10-13.
3. **Письменний С.В.** Исследования устойчивости целиков от формы очистной камеры при отработке магнетитовых кварцитов в полях действующих шахт подземным способом / **С.В. Письменний** // Вісник Криворізького національного університету. – 2014. – № 36. – С. 9-13.
4. **Логачев Е.И.** Снижение потерь и засорения обрушенной руды при отработке месторождений с углом падения 45-60° / **Е.И. Логачев, С.В. Письменний** // Наукові праці ДонНТУ. Серія «Гірничо-геологічна». – 2010. – №11(161). – С. 96-99.
5. **Колосов В.А.** Современное состояние и перспективы развития предприятий по добыче и переработке железорудного и флюсового сырья в Украине / **В.А. Колосов, В.П. Воловик, Н.И. Дядечкин** // Горн.журн. – 2000. – №6. – С. 162-168.
6. **Ступнік Н.И.** Перспективные технологические варианты дальнейшей отработки железорудных месторождений системами с массовым обрушением руды / **Н.И. Ступнік, С.В. Письменний** // Вісник Криворізького національного університету. – 2012. – № 30. – С. 3-7.
7. **Андреев Б. Н.** Перспективы эксплуатации шахты «Первомайская» в геотехнологической системе «карьер-шахта» / **Б.Н. Андреев, С.В. Письменний, Д.В. Бровко, Н.Б. Андреев, И.А. Письменний, Б.И. Литвяк.** // Наукові праці ДонНТУ. Серія «Гірничо-геологічна» №7 (135). – 2008. – 54-60 с.
8. **Именитов В.Р.** Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. Учебное пособие для вузов, 3-е изд., пераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
9. **Stupnik, N.I., Kalinichenko, V.A., Kolosov, V.A., Fedko, M.V. & Pismennyi, S.V.** (2014). Testing complex-structural magnetite quartzite deposits chamber system design theme. Metallurgical and mining industry, 2, 89-93.
10. **Бовин А.А.** Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых на больших глубинах / **А.А. Бовин, М.В. Курленя, Е.И. Шемякин** // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – М.: [б. и.], 1983. – № 3. – С. 64-73.
11. **Ступнік Н.И.** Исследование формы поперечного сечения подземных выработок при комбинированной отработке месторождений / **Н.И. Ступнік, Б.Н. Андреев, С.В. Письменний** // Вісник Криворізького національного університету. – 2012. – № 32. – С. 3-6.
12. **Stupnik, N., Kalinichenko, V., Kolosov, V., Pismennyi, S. & Shepel, A.** (2014). Modeling of stopes in soft ores during ore mining. Metallurgical and mining industry, 3, 32-36.
13. **Черных А.Д.** Комплексная разработка рудных месторождений / **А.Д. Черных, В.А. Колосов, О.С. Брюховецкий и др.**; Под ред. А.Д. Черных. – К. : Техніка, 2005. – 376 с.
14. **Ступнік Н.И.** Технология разработки рудных месторождений открыто-подземным способом / **Н.И. Ступнік, Б.Н. Андреев, С.В. Письменний** // Вісник Криворізького національного університету. – 2012. – № 33. – С. 3-8.
15. **Щелканов В.А.** Комбинированная разработка месторождений / **В.А. Щелканов, С.А. Сторчак** // Кривой Рог: КТУ, 1996. – 293 с.
16. **Ступнік Н.И.** Параметры этажно-камерной выемки железистых кварцитов с наклонными целиками / **Н.И. Ступнік, С.В. Письменний** // Гірничий вісник: Науково-технічний збірник. – Кривий Ріг. – 2013. – № 96. – С. 3-7.
17. **Черных А.Д., Гушко П.И.** Комплексная открыто-подземная железорудных месторождений / **А.Д. Черных, П.И. Гушко** // К.:Техника, 1991. – 279 с.
18. **Батраков Д.В.** Применение вибрационных питателей для выпуска руды в условиях железорудных шахт Криворожского бассейна / **Д.В. Батраков** // Вісник Криворізького національного університету. – 2014. – № 36.
19. **Гирин В.С.** Пути совершенствования качества металлургического сырья на шахтах Кривбасса / **В.С. Гирин, Н.К. Кравцов, В.А. Витряк** // Разраб.рудн.месторожд. – Кривой Рог: КТУ. – Вып. 70, 2000. – С. 10-13.
20. **Holicky M., Diamantidis D., Sykora M.** (2016). Risk and reliability acceptance criteria for civil engineering structures. In: Structural Reliability and Modelling in Mechanics, At Ostrava, Czech Republic.
21. **Holicky M., Diamantidis D., Sykora M.** (2015). Determination of target safety for structures. In: Haukaas, T. (Ed.). Proceedings of the 12th International Conference on Applications of Statistics and Probability in Civil Engineering, Vancouver, Canada, July.
22. **Holicky M., Diamantidis D., Johan V. Retief, Celeste V.** (2015). On standardization of the reliability basis of structural design. In: Haukaas, T. (Ed.). Proceedings of the 12th International Conference on Applications of Statistics and Probability in Civil Engineering (ICASP12), Vancouver, Canada, July 12-15.
23. **Holicky M., Sykora M.** (2013). Probabilistic Assessment Of Industrial Heritage Structures: Framework And Case Study. In: WIT Press, Ashurst Lodge, Southampton, UK

Рукопис подано до редакції 20.04.2018

УДК 622.7.017 : 622.765

Г. В. ГУБІН, В. С. МОРКУН, Т. А. ОЛІЙНИК, доктори техн. наук, професори,
В.В. ТРОНЬ, канд. техн наук, доц., Криворізький національний університет
В. О. РАВІНСЬКА, ВАТ «Полтавський ГЗК»

ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ ЗА РАХУНОК ВИКОРИСТАННЯ ВИСОКОЕНЕРГЕТИЧНОГО УЛЬТРАЗВУКУ

Актуальність. Залізорудна магнетитова сировина, що видобувається в Україні характеризується складною текстурою, структурою, підвищеним вмістом шкідливих домішок, таких як діоксид кремнію, оксиди калію, натрію, магнію і сірки. При цьому вимоги до якості залізорудних концентратів, що надходять на подальшу металургійну переробку, зростають, оскільки висока якість магнетитових концентратів дозволяє значно скоротити витрати в металургійному виробництві.

Метою роботи є розробка заходів з підвищення якості товарної продукції ВАТ «Полтавський ГЗК» за рахунок використання високоенергетичного ультразвуку для формування чистої поверхні мінеральних часток і, як наслідок, удосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів.

Методи дослідження. Виконано моделювання і аналіз ефектів високоенергетичного ультразвуку; технологічні випробування в лабораторних умовах; синтез аналітичних закономірностей і обґрунтування раціональних параметрів процесу флотаційного доведення магнетитових концентратів. Для підвищення ефективності очищення поверхонь мінералів запропоновано здійснювати попередню обробку залізорудної пульпи за допомогою високоенергетичного ультразвуку.

Наукова новизна. Уперше для дезінтеграції рудних флокулоутворень перед флотаційним збагаченням розроблено метод попередньої обробки залізорудної пульпи, який засновано на виникненні кавітаційних процесів у повітряній бульбашки за допомогою динамічних ефектів високоенергетичного ультразвуку, що дозволяє збільшити ефективність очищення від шламових часточок поверхонь мінералів живлення флотації первинних концентратів в 1,8 рази.

Практична значимість. Дослідження способів формування високоенергетичного ультразвуку, а також моделювання і аналіз його динамічних ефектів при впливі на рудну пульпу дозволили розробити метод зміння траєкторії руху часток певного класу крупності. Пропонується застосовувати конструкцію каналу впливу високоенергетичних ультразвукових коливань на потік пульпи, виконаного за технологією ультразвукової фазованої решітки. Визначено оптимальні значення інтенсивності і тривалості ультразвукової обробки при очищенні мінеральних часток. Доведено, що ефективність ультразвукової обробки пов'язана з оновленням поверхонь часток, що призводить до збільшення контрастності магнітних і флотаційних властивостей мінералів.

Результати. Встановлено, що ультразвукова обробка залізорудної пульпи в умовах Кременчуцького залізорудного району України дозволяє зменшити вміст шкідливих домішок: оксиду калію – з 0,19 до 0,035–0,04%, оксиду натрію – з 0,14 до 0,027 %.

Ключові слова: ультразвуковий вплив, очищення мінералів, залізна руда, кавітаційний режим, техногенні зростки.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-169-174

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними задачами. Україна займає одне з провідних місць у світі по запасам залізних руд та має потужну гірничорудну галузь [1]. Однією з актуальних завдань галузі є виробництво високоякісного концентрату і залізорудних окатишів. При цьому високоякісний концентрат повинен містити не тільки 68-70% заліза, але і не більше 2,5% кремнезему, 0,06–0,08 % сірки та не більше 0,3 % інших шкідливих домішок. Збільшення якості магнетитових концентратів можливо за рахунок видалення з поверхні мінералів налиплих шламових частинок та руйнування, так званих, техногенних зростків. Аналіз основних напрямів і підходів до цього питання показав, що застосування високоенергетичного ультразвуку певної інтенсивності для попередньої обробки залізорудної пульпи перед флотацією дозволяє збільшити вихід високоякісного концентрату внаслідок дезінтеграції рудних флокулоутворень. Тому удосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів внаслідок формування чистої поверхні мінеральних часток за рахунок використання високоенергетичного ультразвуку є актуальним науково-практичним завданням.

Аналіз літературних даних та постановка проблеми. Аналіз робіт [2-7] дозволив встановити основну причину забруднення концентратів. Її сутність полягає у погіршенні контрастності технологічних властивостей мінералів, що відбувається за рахунок магнітної флокуляції часток і утворення мікронних техногенних зростків. Механізм появи техногенних зростків пов'язаний в основному з наявністю на поверхні часток іонно-електричних і молекулярних полів. Аналіз розподілу заліза в класах крупності магнетитових концентратів показав, що класи крупності більше 0,05 (0,074) мм зазвичай містять менше 60 % заліза. При цьому у фракціях крупніше 0,1 мм масова частка заліза становить 20-30 %, тобто менше, ніж у вихідній руді. Значно

бідніші класи мінус 0,02 (0,03) мм. Мінералогічні дослідження показують, що ці класи засмічені значною кількістю нерудних зерен (фракція дрібніше 0,010 мм) і бідних зростків (фракція 0,01-0,03 мм). Незважаючи на високу ступінь розкриття (98 % класу мінус 0,01 мм і 89 % класу 0,01-0,03 мм), масова частка заліза в найтонших фракціях зазвичай не перевищує 10-30 % і ~ 50-60% відповідно. Таке засмічення тонких фракцій концентратів є закономірним і пояснюється, в основному значним зачепленням найтонших породних частинок, бідних зростків у флокули при магнітній сепарації. Багата частина концентратів (фракція 0,02-0,05 мм) містить зазвичай 68-69 % заліза. Такий розподіл заліза в магнетитових продуктах є наслідком їх намагнічування, при якому тонкі розкриті рудні частки переходять у більш крупні класи. Саме це підвищує в них концентрацію магнетиту. При намагнічуванні вихідний магнетитовий продукт зазнає ряд змін (флокули, що утворилися, відрізняються від початкових частинок розмірами, формою, пористістю, об'ємною масою і магнітними властивостями).

Якість залізовмісних концентратів пов'язана з руйнуванням і видаленням з поверхонь магнетиту, кварцу та силікатів мікронних техногенних зростків і дезінтеграцією вторинних збіднених рудних флокул. Підвищити металургійну цінність товарної продукції пропонується за допомогою ультразвуку.

Доведемо, що ефективність ультразвукової обробки пов'язана з оновленням поверхонь частинок, що призводить до збільшення контрастності магнітних і флотаційних властивостей мінералів.

Під дією ультразвуку в рідкому середовищі відбуваються фізичні, хімічні і фізико-хімічні процеси. Це кавітація, радіаційний тиск і акустичні потоки [8-11]. Процес кавітації пов'язаний з тим, що всі рідини дуже чутливі до розтягуючих зусиль. Під впливом потужних ультразвукових коливань в рідині виникають зони стиснення і розрідження. При проходженні фази хвилі, що створює розрідження, в рідині утворюється велика кількість розривів у вигляді кавітаційних бульбашок, які в наступній фазі стиснення різко закриваються.

В роботах [4, 8-11] показано, що кавітаційні процеси інтенсифікують процеси очищення поверхні рудних часток від плівок і налиплого забруднення. Так, при флотації мінералів у воді, попередньо обробленої ультразвуком, підвищується вилучення мінералів в пінний продукт порівняно з флотацією без попередньої обробки води. Для пояснення причин покращання результатів запропоновані три гіпотези:

- 1) ультразвук дозволяє здійснити селективне відділення часток;
- 2) ультразвукова кавітація може модифікувати поверхню мінеральних часток шляхом утворення мікро- або нано-бульбашок і сприяти закріпленню бульбашок-часток.
- 3) ультразвук може впливати на ймовірність зіткнення часток.

Таким чином, аналіз літературних джерел показав ефективність застосування ультразвуку для інтенсифікації процесів та вирішення окремих технологічних задач в збагаченні корисних копалин. Діапазон використання високоенергетичного ультразвуку великий і його можливості далеко не реалізовані. Перспективність використання акустичних методів відкриває можливість ефективної модернізації технологій збагачення.

Мета дослідження. Метою роботи є розробка заходів з підвищення якості товарної продукції ВАТ «Полтавський ГЗК» за рахунок використання високоенергетичного ультразвуку для формування чистої поверхні мінеральних часток і, як наслідок, удосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів.

Результати досліджень. Результати моделювання кавітаційних процесів для залізорудної сировини при впливі ультразвукового випромінювання з амплітудою імпульсу - 0,3 МПа, довжиною імпульсу – 2,5-5,5 циклу, частотою – 2,25-5 МГц надано в роботі [4, 12]. Математичний опис кавітаційних процесів в неоднорідній гетерогенному середовищі пристосований до флотаційного процесу збагачення залізних руд детально розглянуто в роботі [12]. Результати моделювання впливу ультразвукового сигналу в середовищі наведено в роботі [4].

Для створення моделі впливу високоенергетичного ультразвуку на потік пульпи необхідно виконати розрахунок пристрою формування високоенергетичного ультразвуку з керованими параметрами. Характер зміни концентрації часток і розподілення їх за розмірами в полі високоенергетичного ультразвуку залежить від щільності самих часток, частоти та інтенсивності впливає випромінювання.

Розрахунок потужності високоенергетичного ультразвуку, яка дозволяє здійснювати про-

гнозоване зміщення часток подрібненої руди певної маси в потоці пульпи здійснювався на основі отриманих результатів дослідження [4] поширення фронту ультразвукового імпульсу за допомогою пакета HIFUSimulatorv1.2 [13]. Результати розрахунку наведено на рис. 1-6.

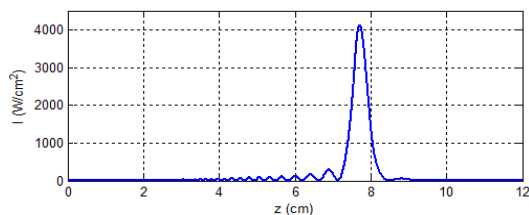


Рис. 1. Радіальна інтенсивність у фокусі ультразвукового випромінювання

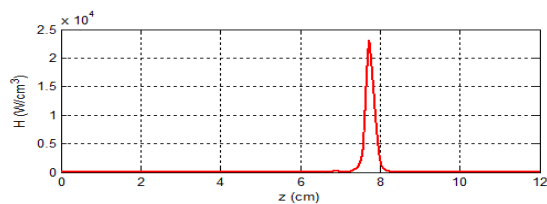


Рис. 2. Потужність в фокусі ультразвукового випромінювання

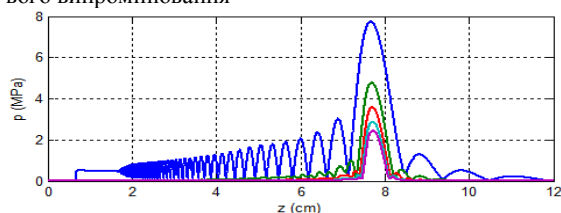


Рис. 3. Осеве розподіл тиску п'яти перших гармонік ультразвукового випромінювання

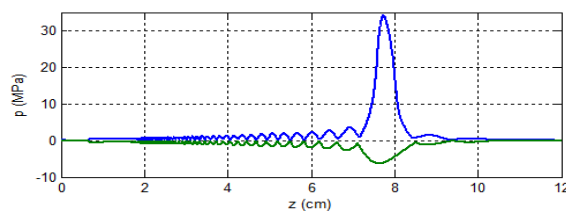


Рис. 4. Осеві піки тиску в ультразвуковому випромінюванні

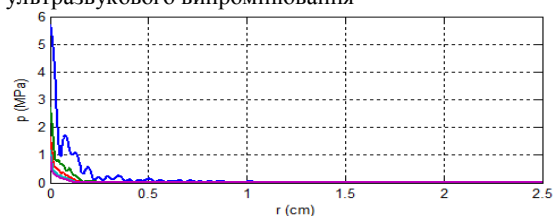


Рис. 5. Розподіл радіального тиску п'яти перших гармонік у фокусі ультразвукового випромінювання

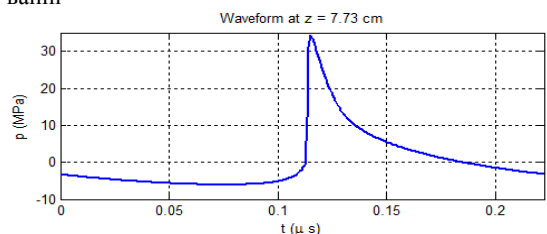


Рис. 6. Форма ультразвукової хвилі по осі випромінювання на відстані ($z = 7,73$ см), відповідному пікової інтенсивності

При збільшенні інтенсивності високоенергетичного ультразвуку від нуля до певного значення і постійної швидкості потоку пульпи в зону вимірювань можуть бути зміщені всі або тільки окремі класи крупності подрібненого матеріалу.

Дослідження способів формування високоенергетичного ультразвуку, а також моделювання і аналіз його динамічних ефектів при впливі на рудну пульпу дозволили розробити метод змінення траєкторії руху часток певного класу крупності. Пропонується застосовувати конструкцію каналу впливу високоенергетичних ультразвукових коливань на потік пульпи, виконаного за технологією ультразвукової фазованої решітки [3, 4]. Ультразвукова фазована решітка розглядається як безліч точкових джерел ультразвуку, розташованих на однаковій відстані (d) один від одного. Оптимальною кількістю елементів, з точки зору покращення показника направленості фазованої решітки та вартості її виготовлення, є 16. В результаті моделювання та розрахунку [3, 4], отримано оптимальне значення відстані між елементами ультразвукової фазованої решітки, яке дорівнює $d_{cr} = 0,45$ мм.

Результати моделювання впливу високоенергетичного ультразвукового випромінювання на пульпу наведено на рис. 7.

Для підтвердження результатів моделювання було відібрано проби продуктів з технологічних потоків магнітно-флотаційного збагачення тонко та вельми тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району.

Проби оброблялись з використанням імпульсного магнітного поля спадної напруженості та високоенергетичного ультразвуку в кавітаційному режимі, модульованого високочастотними імпульсами. Подрібнення у вертикальному млині розкриває зростки нерудних мінералів з магнетитом у вигляді часток різної крупності.

Матеріал розвантаження млина характеризується великим вмістом нерудних мінералів: кварц – 12,5 %, кумінгтоніт – 5,3 %, карбонат – 4,9 %, егірін і рибекіт – 2 %, гідроксиди заліза – 2,2 %. Нерудні мінерали представлені мікродисперсними мінеральними утвореннями. Вміст в матеріалі складає 24–26 %. Щільність цих нерудних мінералів у порівнянні з магнетитом або

гематитом менше в 1,5–2 рази. Тобто, продукт розвантаження млина є сумішшю мінеральних рудних і нерудних зерен з об'ємним співвідношенням їх $\sim 2:1$. Такий продукт є складним і за крупністю і за співвідношенню рудних і нерудних мінералів для процесів розділення в магнітних полях і вимагає застосування багато стадійного збагачення. Як показав мінералогічний аналіз, поверхні мінеральних часток в розвантаженні млина найменш забруднені шлаками в порівнянні з іншими продуктами. Однак, розділення в лабораторній експериментальній установці продукту без попередньої ультразвукової обробки не дозволило значно покращити якість матеріалу – масова частка $Fe_{заг}$ в очищеному продукті підвищилася на 0,41 %. Тоді, як після ультразвукової обробки протягом 60 с і інтенсивністю впливу $1,62 \text{ Вт/см}^2$ якість очищеного продукту підвищився додатково на 0,4–0,5 % при одночасному підвищенні вилучення магнетиту – на 1,1 %. Ультразвуковий вплив створив сприятливі умови для розділення навіть порівняно «чистих» по поверхневому забрудненню дрібнодисперсних часток. Одночасно з підвищенням якості очищеного продукту збільшився його вихід за рахунок селективної магнітної флокуляції дрібнодисперсних очищених від нерудних шлаків часток магнетиту. Ефективність очищення продукту, а саме зливу вертикального млина від нерудних мінералів, розрахована за критерієм Хенкока-Луйкена, при застосуванні ультразвукової обробки підвищилася на 2,2–2,5 % або в 1,8–2,1 рази.

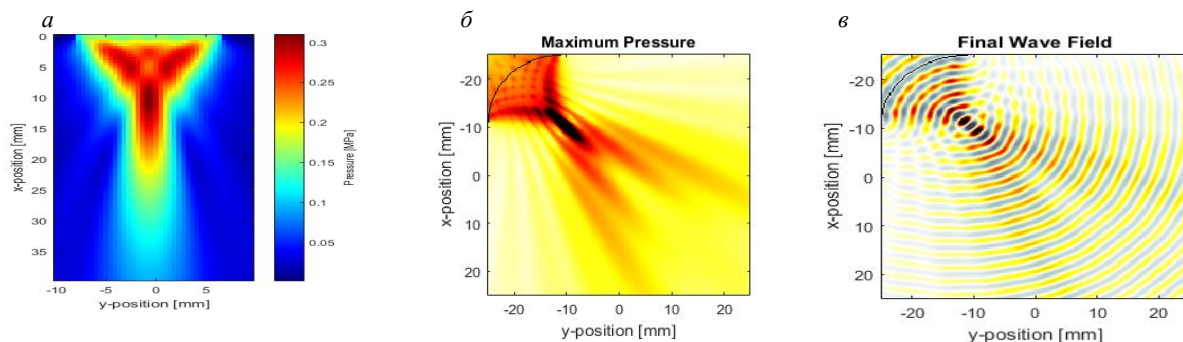


Рис. 7. Результати моделювання фокусування (а, б) та моделювання тиску (в) високоенергетичного ультразвуку в залізородній пульпі

Надалі досліджувався вплив інтенсивності ультразвукового впливу на показники очищення мінеральної поверхні від шламових часток.

Ультразвукова обробка матеріалу з інтенсивністю впливу $1,6 \text{ Вт/см}^2$ і тривалістю до 60 с дозволила отримати диспергований матеріал з незначною величиною шламових покриттів мінеральних зерен. З підвищенням інтенсивності ультразвукового впливу до $2,2\text{--}2,95 \text{ Вт/см}^2$ показники очищення продуктів різко знижуються. Ультразвукова обробка дозволяє очищати поверхню рудних часток від всіляких мінеральних покриттів. В [2] була показана можливість ультразвукового очищення мінералів від оксидів заліза. Фізичною основою застосування ультразвуку є його диспергуюча дія на дисперсійне середовище [14]. Однак, ультразвукова обробка, особливо систем рідина – тверде, може призводити і до коагуляції часток, злипання (коалесценції) [15]. Початковий етап цього процесу полягає в зближенні часток дисперсної фази і взаємної їх фіксації на невеликих відстанях один від одного. Між частинками залишаються прошарки середовища: подвійні електричні шари і гідратні оболонки часток. Тривалий та інтенсивний ультразвуковий вплив на пульпу може призвести не тільки до кавітаційного диспергування дрібнодисперсних часток, але істотно, до зміни властивостей, як рідкої фази, так і поверхонь твердих зерен. Тому при ультразвуковому впливі на пульпу повинен існувати оптимальний режим диспергування за інтенсивністю впливу на пульпу ультразвукової хвилі і тривалістю процесу.

Насичення пульпи кавітаційними парогазовими бульбашками підвищує її хвильовий опір. Підвищення хвильового опору рідкого середовища призводить до підвищення виведення в нього акустичної енергії, тобто збільшуються активні втрати, пов'язані з випромінюванням ультразвукової енергії в середовище. Парогазові бульбашки поглинають енергію ультразвукових хвиль і екранують тверді частинки від їх впливу. Акустична потужність, яка вводиться в середовище, підвищується, а ефективність її впливу на тверді частинки знижується.

Високі значення ультразвукових впливів змінюють кінематику коливального руху мінеральних частини, збільшується ймовірність їх зіткнення між собою і газовими бульбашками. Відбувається зниження поверхневої енергії часток і коагуляція. Як показали результати експери-

ментів, при високій інтенсивності ультразвукового впливу або при тривалому впливі на пульпу вихід очищеного продукту зростає. Це відбувається за рахунок збільшення вмісту в ньому сфлюкульованих нерудних і рудних мінералів, а якість його знижується. Так, наприклад, зі збільшенням ультразвукової обробки з 60 с до 240 с, кількість засвоєної пульпою ультразвукової потужності підвищується з 3,5 Вт до 11,5–12 Вт, а якість продукту, який очищується, знижується. Відбувається дисипація ультразвукової енергії в рідкій фазі пульпи, що є причиною різкого зниження ефективності обробки.

Аналіз результатів ультразвукової обробки продукту живлення зворотної флотації магнетиту показав наступне. Зі збільшенням інтенсивності ультразвукового впливу якість відмитого продукту підвищується на 0,3–0,48% до досягнення максимуму. При подальшому підвищенні інтенсивності якісні показники знижуються незначно на відміну від попереднього експерименту, де спостерігалось різке зниження якості. Це пояснюється тим, що продукт характеризується значно меншим вмістом великих нерудних зерен. Вихід продукту після ультразвукової, обробки підвищується при інтенсивності 1,2–1,9 Вт / см² і часу обробки 60 – 120 с. При більшій інтенсивності обробки вихід знижується. Тривалість обробки 240 с призводить до зменшення виходу відмитого продукту в усьому інтервалі інтенсивності впливу. Оптимальними параметрами обробки за показником вилучення Fe_{заг} в відмитому продукті при очищенні мінеральних часток є інтенсивність 1,2 Вт/см² і час обробки не більше 60 сек. При тому вихід очищеного продукту підвищується на 0,8 %, а його якість на 0,9 %. Ефективність відмивання за показником Хенкока-Луйкіна підвищується із застосуванням ультразвукової обробки з 1,7 % до 3,1 % тобто в 1,8 рази.

Для оцінки втрат рудного мінералу з відходами та ступеня засмічення флотоконцентрату нерудними дрібнодисперсними частинками проведені дослідження з ультразвукової обробки концентрату і відходів флотації. Після ультразвукової обробки якість флотоконцентрату практично не змінюється, а при тривалій обробці навіть незначно знижується. Це пов'язано з тим, що всі мінеральні зерна інтенсивно очистилися в процесі ультразвукової обробки, проте потрапляючи в слабе магнітне поле експериментальної установки в рідкій фазі ці зерна утворюють магнітні флокули, до складу яких входять бідні залізовмісні силікати. В цьому випадку якість кінцевого концентрату не росте, але вихід збільшується

Аналіз результатів очищення відходів флотаційного доведення магнетитових концентратів показав, що ультразвуковий вплив очищає поверхні мінералів від шламових часток і диспергує в цілому тверду фазу. Це створює сприятливі умови для видалення нерудних мінералів в експериментальних умовах. Вихід відмитого продукту (відходів) знижується на 1,8-2 % а з підвищенням інтенсивності впливу – більш 1,62 Вт/см² зростає. Масова частка заліза в цьому продукті знижується на 2,2-2,3%, при цьому ефективність очищення підвищується в 1,4 рази.

Ультразвуковий вплив також знижує масову частку нерудних оксидів в очищених продуктах проб флотаційного доведення. В інтервалі інтенсивності ультразвукового впливу від 1,2 до 2,2 Вт/см² має місце значне зниження концентрації оксидів в очищеному продукті. Концентрація оксидів K₂O, Na₂O, MgO, Al₂O₃ в очищеному продукті знижується в 1,2-3 рази. Подальше збільшення інтенсивності призводить до зниження ефективності ультразвукового впливу.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Отже, застосування попередньої обробки залізорудної пульпи за допомогою високоенергетичного ультразвуку є перспективним напрямком підвищення ефективності процесу флотаційного доведення залізорудного концентрату шляхом очищення часток корисного компонента від шламу.

Встановлено, що застосування попередньої обробки залізорудної пульпи за допомогою високоенергетичного ультразвуку дозволяє підвищити ефективність очищення рудної сировини, Зокрема ефективність очищення від нерудних мінералів зливу вертикального млина за критерієм Хенкока-Луйкіна підвищилась на 2,2-2,5 %.

Визначено оптимальні параметри обробки за показником вилучення заліза загального у очищеному продукті. При очищенні мінеральних часток інтенсивність має становити 1,2 Вт/см², час обробки не більше 60 сек. У такому випадку вихід очищеного продукту підвищується на 0,8 %, а його якість – на 0,9 %. Ефективність очищення за показником Хенкока-Луйкіна підвищується з 1,7 % до 3,1 %.

Встановлено, що ультразвуковий вплив також знижує масову частку нерудних оксидів в очищених продуктах проб флотаційного доведення. У інтервалі інтенсивності ультразвукового впливу від 1,2 до 2,2 Вт/см² має місце значне зниження концентрації оксидів K₂O, Na₂O, MgO,

Al_2O_3 у очищеному продукті у 1,2-3 рази. Водночас, подальше збільшення інтенсивності призводить до зниження ефективності ультразвукового впливу.

Список літератури

1. **Олійник, Т. А.** Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд [Текст] / **Т. А. Олійник** // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2018. – Вип. 69(110). – С. 32-44.
2. **Губин, Г. Г.** Обобщение и анализ возможности использования ультразвуковых колебаний при переработке полезных ископаемых / **Г. Г. Губин, Т. П. Ярош, Л. В. Скляр** // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2016. – Вип. 62(103). – С. 132–143.
3. **Губін, Г.В.** Моделювання впливу ультразвукового сигналу в середовищі для розробки нової технології рудо-підготовки залізорудної сировини / **В.С. Мorkун, Г.В. Губін, Т.А. Олійник, В.В. Тронь, В.О. Равінська** // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2018. – Вип. 69(110). – С. 95-109.
4. **Morkun, V.** High-energy ultrasound using to improve the quality of iron ore particles purification in the process of its enrichment / **V. Morkun, G. Gubin, T. Oliinyk, V. Lotous, V. Ravinskaia, V. Tron, N. Morkun, M. Oliinyk** // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2017. – Vol. 6 № 12 (90) – P. 41-51.
5. **Пилов П. И.** Повышение качества магнетитовых концентратов путем их механической обработки / **П. И. Пилов** // Горный журнал. – 1999. - № 6. – С. 30-32.
6. **Сентемова, В. А.** Флотация в схемах обогащения магнетитовых руд [Текст] / **В. А. Сентемова** // Обогащение руд. – 2007. – № 2. – С. 18–22
7. **Гзогян, Т. Н.** Теоретические и экспериментальные исследования получения высококачественных концентратов / **Т. Н. Гзогян** // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – №4. – С. 389 – 393.
8. **Гончаров, С. А.** Повышение эффективности обогатительных технологий путем воздействия высокоэнергетического ультразвука на перерабатываемое сырье [Текст] / **С. А. Гончаров** // Вісник Криворізького технічного університету : зб. наук. праць. – 2009. – Вип. 23. – С. 236–239
9. **Губін, Г.Г.** Узагальнення і аналіз можливості використання ультразвукових коливань при переробці корисних копалин / **Г.Г. Губін, Т.П. Ярош, Л.В. Скляр** // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2016. – Вип. 62(103). – С. 132-144.
10. **Yusof, N. S. M.** Physical and chemical effects of acoustic cavitation in selected ultrasonic cleaning applications / **N. S. M. Yusof, B. Babgi, Y. Alghamdi, M. Aksu, J. Madhavan, M. Ashokkumar** // Ultrasonics Sonochemistry. – 2016. – Volume 29. – P. 568–576.
11. **Caο, Q.** Surface cleaning and oxidative effects of ultrasonication on the flotation of oxidized pyrite / **Q. Caο, J. Cheng, Q. Feng, S. Wen, B. Luo** // Powder Technology. – 2017. – Volume 311. – P. 390–397.
12. **Morkun, V.** Optimization of high-energy ultrasound source parameters for cavitation disintegration of ore floccules before floatation [Text] / **V. Morkun, V. Tron, V. Ravinskaia** // IEEE International Young Scientists Forum on Applied Physics and Engineering. – 2017. – P. 96–99.
13. **Soneson, J.** HIFU Simulator v1.2 [Electronic resource] / **J. Soneson**. // URL: <http://www.mathworks.com/matlabcentral/fileexchange/30886-high-intensity-focused-ultrasound-simulator>
14. **Розенберг, Л. Д.** Физические основы ультразвуковой технологии [Текст] / **Л. Д. Розенберг**. – М.: Наука, 1970. – 678с.
15. **Курьяков, В. Н.** Исследование воздействия ультразвукового диспергирования на кинетику агрегации асфальтенов в модельных системах [Текст] / **В. Н. Курьяков** // Георесурсы, геознергетика, геополитика: електрон. науч. журн. – 2013. Вип. 2(8). – С. 22-30.

Рукопис подано до редакції 03.05.2018

УДК 625.7

О.В. ПИЩИКОВА, Л.О. ЯНОВА, кандидати техн. наук, доценти,
С.І. САХНО, канд. техн. наук, доц.
Криворізький національний університет

ПРОБЛЕМИ У СФЕРІ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕКИ ДОРОЖНЬОГО РУХУ В УКРАЇНІ

Мета. На підставі аналізу стану безпеки дорожнього руху в Україні намітити заходи щодо удосконалення управлінських та державних механізмів підвищення безпеки дорожнього руху в Україні та усунення смертельного травматизму внаслідок ДТП.

Методи дослідження. В роботі використовувалися методи статистичної обробки даних, наукового узагальнення та систематизації з метою обґрунтування важливості внесення змін до діючого законодавства в сфері безпеки руху.

Наукова новизна. Наукова новизна полягає в ідентифікації основних причини ДТП, пов'язаних з людським фактором та запропонування підходів, рекомендацій та алгоритмів щодо вдосконалення відносин у сфері забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні та зниження кількості травм та смертельних випадків на автошляхах.

Практична значимість. Практична значимість полягає у визнанні державою проблеми національного масшта-

бу – травматизму з тяжкими та смертельними наслідками в результаті ДТП та розробкою номенклатури пріоритетних превентивних заходів, впровадження яких повинно бути на самому вищому рівні виконавчої влади в Україні.

Результати. На даний час аварійність на дорогах України є проблемою національного масштабу. Основними факторами, які спричиняють пригоди на автошляхах, є низька культура поведінки на дорозі, в результаті дві третини аварій трапляються саме з вини водіїв. Другорядною причиною є аварійний стан власне автошляхів та недостатнє оснащення відповідними сигнальними знаками, що провокує створення аварійних ситуацій, особливо в умовах непогоди та обмеження видимості. Основними пріоритетними превентивними заходами є зміни в законодавстві; зміни страхової концепції; посилення заходів з отримання водійських прав на водіння транспортних засобів; фіксація правопорушень, вдосконалення вимог галузевого законодавства з безпеки руху; розроблення збалансованої системи ефективного покарання за порушення правил дорожнього руху тощо.

Запропонований в статті алгоритм дій – пріоритетних превентивних заходів з забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні, рекомендовано використовувати при вдосконаленні нормативно-правової бази з питань безпеки руху та державно-управлінських механізмів.

Ключові слова: ДТП, людський фактор, безпека дорожнього руху, причини, учасники дорожнього руху.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-174-181

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Щорічно крім хвороб і стихійних лих сотні тисяч людей гинуть в аваріях та дорожньо-транспортних пригодах. На сьогоднішній день пересування на автомобілі є найнебезпечнішим з усіх видів транспорту. Щороку на дорогах планети гине 1,2 млн. осіб та біля 50 млн. осіб отримують травми. Це майже в тисячу разів більше, ніж в авіакатастрофах. За останні півтора року в ДТП на мирних дорогах України загинуло вчетверо більше українців, ніж за той же період у зоні бойових дій на сході країни. Кожні 15 хвилин на українських дорогах трапляються аварії, при цьому на 100 ДТП доводиться 15 смертей. Це один з найвищих показників в Європі: у 7-8 разів більше, ніж в Німеччині і Португалії і в 3-4 рази, ніж у Франції і Угорщині. Щодня Україна втрачає в аваріях близько 10 осіб.

За даними Всесвітньої організації охорони здоров'я (ВООЗ) дорожньо-транспортний травматизм є восьмим у переліку причин смертності у світі і головною причиною смертності молоді у віці 15-29 років.

За сьогоднішніх прогнозів, без невідкладних заходів дорожньо-транспортні пригоди (ДТП) стануть п'ятою провідною причиною смертності до 2030 року [1]. Щорічно в ДТП гине 4-4,5 тис українців. Це майже втричі більше, ніж середній показник в країнах Європи.

У зв'язку з такою трагічною статистикою генеральною Асамблеєю ООН 2011-2020 роки проголошені «Десятиріччям дій за безпеку дорожнього руху».

Вжиття Верховною Радою України за період 1999-2005 рр. низки профілактичних заходів, спрямованих на підвищення внутрішньої дисципліни водіїв, пішоходів та інших учасників дорожнього руху не дало жодних позитивних результатів. Отже як показує практика, заходи, спрямовані на лібералізацію державної політики у сфері дорожнього руху, зменшення штрафів за скоєні на автошляхах правопорушення, зупинення прав автоінспекторів стягувати штраф та вилучати водійські посвідчення призвели до зворотних наслідків.

Аналіз досліджень і публікацій. Короткий аналіз стану питання, що розглядається показує, що проблема забезпечення безпеки дорожнього руху є об'єктом підвищеної уваги та постійного активного обговорення у засобах масової інформації. Експерти Світового банку оцінюють збиток, який щорічно завдає українській економіці дорожньо-транспортний травматизм, в 4,5 млрд. доларів. За даними матеріалів управління безпеки дорожнього руху МВС України, в 39% випадків ДТП відбувається через перевищення водієм швидкості, в 38% – через необлаштованість пішохідних переходів, в 30% – через недотримання правил перетину перехресть. І більш, ніж в 20% випадків – через алкогольне сп'яніння.

Постановка завдання. Одним з основних завдань у сфері забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні є зниження рівня дорожньо-транспортного травматизму зі смертельними та іншими тяжкими наслідками. Питання безпеки на дорогах України перейшло із площини дорожньої статистики до площини національного лиха. Щодня трапляються серйозні аварії за участю автоперевізників, яка призводить до масової загибелі і травмування людей. До перевезень пасажирів допускаються транспортні засоби, які навіть порожніми не повинні за технічними параметрами виходити у рейси, а на складні маршрути ставлять малодосвідчених, некваліфікованих водіїв.

Практика показує, що досить рідко аварії відбуваються через погане дорожнє покриття та через технічний стан автомобіля, і вони зазвичай не такі серйозні. Колесо, що відвалилося, не можна назвати аварією з тяжкими наслідками. Найчастіше до аварії призводить низький рівень водійської підготовки, адже водії зазвичай не допускають, що аварія може статися саме з ними. Зазвичай 90% аварій – це грубий людський фактор, коли люди просто порушують правила дорожнього руху (ПДР).

Водночас існують шляхи зниження дорожньо-транспортного травматизму, що зарекомендували свою ефективність в інших країнах світу. Їх реалізація дала змогу низці країн здійснити успішні кроки до зменшення показників смертності на автомобільних дорогах. Так, у Фінляндії, Швеції, та інших країнах діють закони, які роблять наявність зимової гуми обов'язковою. Відсутність потрібних шин на автомобілі в обумовлений час року в цих країнах є грубим порушенням правил дорожнього руху і карається великими штрафами, а в деяких передбачається притягнення до більш суворих видів адміністративної відповідальності.

Українська статистика ДТП підтверджує: найбільша кількість ДТП трапляється пізньої осені та ранньою зимою. Експерти стверджують, що в цей період аварійність на дорогах збільшується на 30-40%. Небезпека підвищується, коли погіршується зчеплення літньої гуми з асфальтом через обмерзання дороги. Це створює серйозні проблеми як для органів, які відповідають за безпеку руху, так і для учасників руху.

Ураховуючи вищезазначене, в статті будуть ідентифіковані основні причини ДТП, пов'язані з людським фактором та запропоновані підходи та рекомендації щодо вдосконалення відносин у сфері забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні. В статті запропоновано алгоритми, які дозволять знизити кількість травм та смертельних випадків при водінні автомобіля.

Викладення матеріалу та результати. В Україні за останні дванадцять років (2006-2017 рр.) зареєстровано 293 000 дорожньо-транспортних пригод, у яких загинуло більше 60 тис. осіб та травмовано понад 286 000 осіб.

Проведений аналіз показав, що управління безпеки дорожнього руху дає суспільству неправдиві дані про аварійність, травматизм та смертність на дорогах. Так за даними волонтерських організацій, статистика ДТП суттєво викривлена в бік заниження, і це викривлення має системний та широкомасштабний характер. Висновки вибіркової верифікації офіційної статистики аварійності в Україні у 2016 році, яку провели волонтери громадської організації "Vision Zero", зібравши два масиви доказів через відкриті інструменти доступу до інформації показують, що офіційні дані про наслідки ДТП занижені майже у 2 рази. Волонтерами було виявлено та зібрано публікації місцевих новинних сайтів, які містять детальні описи та фотографії аварій, які призвели до загибелі 145 осіб. В табл. 1 представлено результати щодо розбіжності статистичних даних про ДТП в 2016 р.

З табл. 1 видно, що із проаналізованих 145 випадків, 70 випадків (48%) не потрапили до офіційних звітів Управління безпеки дорожнього руху.

Таблиця 1
Розбіжності між офіційними даними Управління безпеки дорожнього руху та публікаціями в ЗМІ про загиблих в ДТП у 2016 році

Область	Місяць 2016 р.	Кількість осіб, що загинули у ДТП:		
		офіційні дані	дані ЗМІ	розбіжність
Харківська	вересень	7	13	6
Харківська	жовтень	19	33	14
Харківська	листопад	16	21	5
Харківська	грудень	2	14	12
Чернівецька	вересень	2	4	2
Тернопільська	жовтень	7	9	2
Херсонська	грудень	0	1	1
Кіровоградська	грудень	0	2	2
Хмельницька	вересень	5	7	2
Хмельницька	жовтень	1	9	8
Хмельницька	грудень	4	7	3
Закарпатська	жовтень	7	14	7
Закарпатська	листопад	4	7	3
Закарпатська	грудень	1	4	3
Разом:		75	145	70

На рис. 1 представлено статистичні дані причин ДТП в Україні [2,5].

Як видно зі статистичних даних (рис. 1), близько половини потерпілих на дорогах у ДТП – це саме пішоходи, а основна причина виникнення ДТП – людський чинник. Існуючі зараз системи запобігання зіткненню, інтегровані у автомобіль, не можуть забезпечити дотримання безпечного швидкісного режиму автомобілем, а лише покладаються на його свідомість. Як усунути вплив людського чинника, сьогодні думають тисячі інженерів, розробляють різні електронні пристрої,

що допомагають водієві уникати фатальних помилок на дорозі.

Аналіз показав, що збільшення розмірів штрафів в Україні за порушення правил дорожнього руху не призвело до покращення небезпечності ситуації на дорогах. Як показує практика, найчастіше порушниками на дорозі є забезпечені громадяни та «впливові» особи, які зазвичай залишаються безкарними.

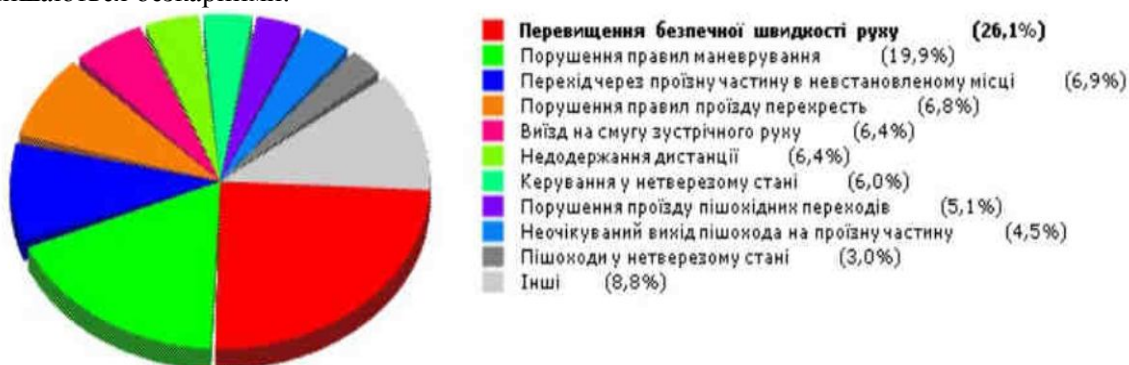


Рис. 1. Статистичні дані причин ДТП в Україні

Вважаємо, що основними факторами, які спричиняють пригоди на автошляхах, є низька культура поведінки на дорозі, в результаті дві третини аварій трапляються саме з вини водіїв. Другорядною причиною є аварійний стан власне автошляхів та недостатнє оснащення відповідними сигнальними знаками, що провокує створення аварійних ситуацій, особливо в умовах непогоди та обмеження видимості.

З 1 січня 2018 року стала чинною Постанова Кабінету Міністрів № 883 від 10 листопада 2017 року «Про внесення змін до Правил дорожнього руху». Згідно із нею максимально дозволена швидкість руху в межах населених пунктів знизилася із 60 до 50 км/год. При теперішній ситуації в Україні зі смертністю на дорогах зниження швидкості має сприяти значному підвищенню рівня безпеки дорожнього руху та збереженню життя людей. На сьогодні в переважній більшості країн ЄС дозволена швидкість руху транспортних засобів у населених пунктах становить не більше 50 км/год., а в особливих пунктах – 30 км/год.

В табл. 2 представлено результати проведеної систематизації основних причин ДТП, пов'язаних з людським фактором та недоліками законодавчої та виконавчої влади.

Аналізуючи ідентифіковані причини травматизму на автошляхах, можна дійти висновку, що питання зменшення кількості потерпілих та загиблих на дорогах України – це, перш за все, завдання для самих громадян.

З метою управління ризиками травмування в ДТП пропонуємо наступні дії щодо забезпечення безпеки дорожнього руху на автошляхах України.

При невикористанні водієм сучасних засобів безпеки:

використання ременів безпеки (дослідження показують, що використання ременів зменшує смертність при зіткненні для передніх пасажирів в середньому на 40-50%, для задніх на 50-70%;

використання дитячих автокрісел (з їх допомогою можна знизити ризик для дитини при ДТП на 80%. Навіть напівзахід у вигляді «бустера» (дитячого автокрісла без спинки) знижує ризик смертності дитини в аварії на 40-50%).

При неувважності за кермом:

1. Для того, щоб уникнути цього ризику, варто розраховувати графік свого перебування за кермом так, щоб давати собі відпочити навіть у найдовших подорожах.

2. Варто привчити усіх, хто знаходиться в машині поводитися при русі максимально тихо, щоб не відволікати водія.

3. Найважливішим способом зменшення шкоди є використання handsfree або bluetooth-гарнітури за кермом для відповіді на телефонні дзвінки. Крім того, дуже багато сучасних автомобілів дозволяють підключати смартфони по bluetooth до бортової мультимедійної системи. Це дає можливість управляти телефонним зв'язком за допомогою кнопок на кермі, використовувати голосовий набір з телефонної книги і розмовляти по гучному зв'язку. Все це в комплексі зводить до мінімуму шанси водія відволіктися від того, що відбувається на дорозі.

Проведені дослідження з проблем ДТП з тяжкими наслідками свідчать про необхідність ді-

свих змін в законодавчій та нормативній базі з цього питання. Так, на державному рівні треба здійснити державну програму відновлення, будівництва та оснащення автошляхів. На великих трасах доцільно збільшення кількості стаціонарних постів з метою запобігання правопорушень. Для підвищення культури поведінки на дорогах потрібно втілити в життя програму проведення бесід, уроків, практичних занять з правил дорожньої безпеки у початковій, середній та вищій школах, а також проводити постійну роз'яснювальну роботу з людьми.

Таблиця 2

Ідентифікація причин дорожньо-транспортного травматизму зі смертельними та іншими тяжкими наслідками та короткі рекомендації щодо безпеки руху водіям та пішоходам

Ідентифіковані причини	Опис причин	Шляхи попередження
Причини ДТП, пов'язані з людським фактором		
1. Психофізичні перенавантаження водіїв	Людина робить помилки, що призводять до трагічних наслідків	Суворо дотримуйся правил дорожнього руху!
2. Перебування у стані алкогольного або наркотичного сп'яніння	Дослідження показують, що навіть незначна стадія сп'яніння (один келих пива, пів келиха вина) здатні знизити концентрацію уваги і підвищити шанси на ДТП на 20-30%	Сідай за кермо тільки в тверезому стані!
3. Вживання медичних препаратів	Часом навіть у вельми нешкідливих засобах від застуди, алергії або головного болю в інструкції чітко написано, що вони загальмовують реакції і протипоказані водіям або ж після їх прийому не варто протягом певного часу сідати за кермо	Контролюй споживання медикаментів! Уважно читай інструкції до медичних препаратів!
4. Перевищення швидкості і помилки при проїзді перехрестя	Пов'язано з суто українським явищем як «купівля прав», яка позбавляє багатьох початківців-водіїв від прикрої необхідності вникати в нюанси правил дорожнього руху а також ігнорування водіями правил з причини низьких штрафів та інертність поліції	Суворе дотримуйся правил дорожнього руху!
5. Неуважність за кермом	Втратити концентрацію уваги можна з багатьох причин	Не відволікайся за кермом!
6. Невикористання сучасних засобів безпеки	Халатність водія Низька культура безпеки	Дотримуйся заходів безпеки (ремені, дитячі автокрісла)!
Причини ДТП, пов'язані з недоліками законодавчої та виконавчої влади		
1. Незадовільний стан доріг	Більше половини ДТП стається в населених пунктах, де дороги майже знищено. Більш менш задовільний стан доріг в Україні спостерігається тільки на трасах міжнародного сполучення	Май особисту громадську позицію щодо безпечного стану доріг в твоєму місті, регіоні!
2. Неналежний стан автотранспорту (відмова гальм, рульового управління і т.д.)	Особливо це стосується приватного сектору та автоперевізників, де найчастіше фіксуються порушення технічного стану автомобіля та недбалість щодо своєчасного проведення техогляду	Перевіряй стан авто в зазначені терміни!
Що повинен знати і виконувати водій?		
Водію потрібно:		
<ol style="list-style-type: none"> 1. Завжди користуватися ременями безпеки, дбаючи про особисту безпеку 2. Не ризикувати, зважаючи на несприятливі погодні умови, особливо у зимовий період, якщо досвіду водієві для управління машиною з об'єктивних причин не вистачає 3. Завжди дотримуватися необхідної дистанції між автомашинами, що рухаються, для можливого маневру у разі необхідності 4. Не користуватися мобільним телефоном під час керування автомобілем 		
Що повинен знати і виконувати пішохід?		
Пішоходу необхідно:		
<ol style="list-style-type: none"> 1. Уважно стежити за роботою світлофора під час переходу проїжджої частини вулиці та категорично забороняється користуватися у цей час мобільними телефонами 2. Під час очікування громадського транспорту на зупинці не слід стояти впритул до проїжджої частини дороги тим більше, якщо з вами поруч дитина 3. Кожному пішоходу треба завжди пам'ятати, що він є учасником дорожнього руху, який впливає на ситуацію на дорозі, а водієві знати, що на ньому лежить відповідальність за життя іншої людини 		

Таким чином, забезпечення безпеки дорожнього руху повинно розглядатись як справа всього суспільства. Необхідно об'єднати зусилля державних і громадських структур, суб'єктів господарської діяльності, які задіяні у сфері дорожнього господарства, автомобілебудування, виробництва паливно-мастильних матеріалів, автоперевізників, страхових компаній, наукових установ, засобів масової інформації тощо. Парламентарі і міністри, співробітники правоохоронних органів, працівники транспорту, охорони здоров'я і освіти, представ-

ники асоціації автомобілістів, вихователі і педагоги, учні і студенти, працівники страхових компаній, виробники транспортних засобів, інші учасники сфери безпеки дорожнього руху, працівники засобів масової інформації – усі повинні відіграти свою роль у вирішенні цього життєво важливого питання.

На даний час аварійність на дорогах України є проблемою національного масштабу. В табл. 3 нами запропоновано алгоритм дій (пріоритетні превентивні заходи) з забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні, які повинні бути враховані при вдосконаленні нормативно-правової бази з питань безпеки руху.

Таблиця 3

Пріоритетні превентивні заходи з забезпечення безпеки дорожнього руху в Україні

Превентивні заходи	Характеристика
Зміни в законодавстві	Зміни національного законодавства щодо однозначного визначення підстави для зупинки транспортного засобу поліцейським. На сьогоднішній день таких підстав 12 і всі можна трактувати по-різному. Також необхідно законодавчо врегулювати відносини між водієм та поліцейським. Слід удосконалити методологію розслідування ДТП з метою більш якісного розслідування та проведення профілактичних заходів щодо запобігання в майбутньому подібних ДТП
Зміни страхової концепції	Запровадження страховими компаніями бонусних систем при страхуванні відповідальності. Ціна поліса повинна напряму залежати від кількості порушень, вчинених водієм, та спричинених ним аварій
Посилення заходів з отримання водійських прав на водіння транспортних засобів	Статистика свідчить, що 70 відсотків аварій здійснюють водії зі стажем 1-5 років. Крім цього, в Україні працюють схеми купівлі водійських прав. Тому необхідно введення жорстких вимог до здачі іспитів на право водіння транспортних засобів
Фіксація правопорушень	На сьогодні вже є напрацьовані міжнародні методики і механізми наведення порядку та забезпечення безпеки руху на автошляхах. Україні лише треба перейняти цей досвід. Для прикладу, встановити автоматичну фіксацію перевищення швидкості, як це зроблено в багатьох європейських країнах. Це дозволить усунути людський фактор у фіксуванні порушення. Європейська практика показує, що ризик ДТП скоротиться при цьому на 30 відсотків
Вдосконалення вимог галузевого законодавства з безпеки руху	<ol style="list-style-type: none"> 1. Запобігання вчиненню деяких порушень правил безпеки дорожнього руху вже на етапі проектування нових або реконструкції існуючих автомобільних шляхів. Смуги руху мають бути розділені не дорожньою розміткою, а технічними перешкодами (бетонними блоками, спеціальними «відбійниками» тощо) 2. Громадський транспорт та велосипедисти мають отримати свої окремі смуги руху, порушення режиму яких повинно каратися не менш суворо, ніж виїзд на зустрічну смугу 3. На відомих всім аварійно небезпечних ділянках робота працівників поліції має контролюватися засобами відеоспостереження, що підвищить рівень безпеки самих правоохоронців та виступить запобіжним чинником для осіб, схильних до «вирішення питань» корупційними методами 4. Обов'язкове медичне обстеження водія перед виходом на маршрут повинне стати не лише декларацією побажань в законодавстві, а й нормою діяльності всіх автоперевізників незалежно від форми власності, які є рівними не тільки в аспекті прав, але й обов'язків 5. Регулярне проведення парламентських слухань на тему: «Безпека на дорогах України заради життя» є вкрай необхідним, оскільки проблема збереження життя і здоров'я людей на дорогах України має надзвичайно великий суспільний інтерес і потребує негайного законодавчого врегулювання
Розроблення збалансованої системи ефективного покарання за порушення правил дорожнього руху	Є одним з найпростіших способів примусити водіїв дотримуватися вимог Правил дорожнього руху. Проте Україна до сьогоднішнього дня ігнорує цей метод. Сьогодні, перш за все, слід збільшити не тільки розмір штрафів за порушення Правил дорожнього руху, але й розробити більш жорсткий підхід до позбавлення на завжди водійських прав. Це сприятиме більш стриманій поведінці водіїв на дорозі

Висновки та напрямки подальших досліджень. Зростання кількості ДТП в Україні – це комплексна проблема, тому прості рішення тут не допоможуть. Зменшення кількості постраждалих внаслідок ДТП та виключення України із списку п'яти країн-лідерів за числом аварій на

дорогах – завдання державного рівня та кожного українця зокрема. Вкрай важливо учасникам дорожнього руху бути обережними та чемними один до одного. Запорукою зменшення кількості ДТП є самосвідомість кожного з нас. Це унеможливить створення аварійних ситуацій і як наслідок збереже життя.

Впровадження алгоритмів, запропонованих в статті допоможуть знизити кількість травм і смертей від ДТП.

Внаслідок тотальної безкарності зі сторони влади навіть ті водії, які чесно здавали іспити на отримання прав, через пару років водіння звикають ці правила ігнорувати. Неуважність може погубити навіть найбільш уважного водія, який на зубок знає правила дорожнього руху, стежить за станом свого авто і не вживає спиртне.

Часом для того, щоб вижити на дорогах, недостатньо дотримуватися правил і всіх заходів безпеки. Навіть найправильніший водій може потрапити в ДТП з вини іншого "неправильного" водія. І тут єдиним засобом є ремінь безпеки.

Українська влада скасувала обов'язкові техогляди транспортних засобів. Це викликало бурхливе схвалення з боку автолюбителів, які вважали цю процедуру не більше, ніж спробою держави здійснювати незаконні побори. Тим часом, проблема, очевидно, полягала не в самій ідеї техоглядів, а в типовій для України корупційній складовій. У світі техогляди для авто – це норма. Регулярні перевірки технічного стану автомобіля дозволяють заздалегідь побачити ознаки несправностей, які можуть не відчуватися при їзді, і вчасно виправити. Навіть в умовах відмови держави від планових техоглядів, водіям варто обов'язково здійснювати регулярні перевірки авто.

Роз'яснювальна робота є найважчою і найменш передбачувальною. Потрібна систематична роз'яснювальна робота з людьми. Старші повинні показувати правильний приклад молодшим, молодші повинні слідкувати на дорогах за дітьми. Жоден із описаних вище заходів не буде ефективним, якщо люди не захочуть дотримуватися правил дорожнього руху.

Примусити водіїв зрозуміти та усвідомити той факт, що від їхніх дій залежить не лише їх власне життя, але й життя інших людей не так вже й просто. Ще важче зробити так, щоб окрім вищезазначеної аксіоми вони запам'ятали ще одну – в більшості випадків їхнє життя та безпека не належить їм, а залежить від того що відбувається навколо та від розуміння інших водіїв важливості дотримання вимог Правил дорожнього руху. Тож культура керування автомобілем є атрибутом здорового правового суспільства, до якого Україна повинна прагнути.

Список літератури

1. Пояснювальна записка до проекту закону «Про внесення змін до деяких законодавчих актів щодо безпечності колісних транспортних засобів».
2. **Чумак М. А.** Система автоматичного топографічного регулювання швидкості автомобіля / М. А. Чумак // *Открытые информационные и компьютерные интегрированные технологии*. - 2017. - Вып. 75. - С. 158-162. - Режим доступу: http://nbuv.gov.ua/UJRN/vikt_2017_75_18
3. **Т.В. Бондар** Аналіз причин виникнення аварійності – шлях до обґрунтованого планування заходів з підвищення безпеки руху, Автошляховик України, с. 45-46
4. М 218-03450778-652:2008. Методика оцінки рівнів безпеки руху на автомобільних дорогах України
5. Статистичні дані причин ДТП (сайт управління безпеки дорожнього руху) [<http://www.sai.gov.ua/ua/ua/static/21.htm>].
6. TEN-T, Підтримка інтеграції України до Транс-Європейської транспортної мережі, заключний звіт 3.3, 2010.
7. Директива ЄС 2008/96 — Directive 2008/96/EC of the European Parliament and of the Council of 19 November 2008 on Road Infrastructure Safety Management, <http://eur-lex.europa.eu/LexUriServ/LexUriServ.do?uri=OJ:L:2008:319:0059:0067:EN:PDF>
8. «План заходів щодо реалізації Стратегії підвищення рівня безпеки дорожнього руху в Україні на період до 2015 року» від 21 березня 2012 р., <http://zakon1.rada.gov.ua/laws/show/140-2012-%D1%80>
9. **Гузь Л.Е.** Дорожно-транспортні проісшествия / Л.Е. Гузь. – Х.: Фактор, 2010. – 688 с.
10. Про внесення змін до деяких законодавчих актів України щодо дорожньо-транспортних пригод та виплати страхового відшкодування: закон України від 17.02.2011 р. № 3045-VI // Офіційний вісник України від 25.03.2011 р. – 2011. – № 20. – С. 18. – Ст. 819.

Рукопис подано до редакції 03.05.2018

УДК 338.20

А. А. ТУРИЛО, д-р екон. наук, доц., А. М. ТУРИЛО, д-р екон. наук, проф.,
Криворізький національний університет

ПРОЦЕСИ КАПІТАЛІЗАЦІЇ, ЗРОСТАННЯ РИНКОВОЇ ВАРТОСТІ ТА ІННОВАТИЗАЦІЇ КОРПОРАЦІЇ В АСПЕКТІ ЗНАЧИМОСТІ І ВПЛИВУ НА НИХ СОЦІАЛЬНО-ПСИХОЛОГІЧНОГО ЧИННИКА (КАПІТАЛУ)

Мета роботи. Удосконалити і розширити зміст категорії «соціально-психологічний капітал» взагалі і безпосередньо на рівні окремого суб'єкта господарювання, зокрема на рівні підприємства. Розкрити значимість і зміст соціально-психологічного капіталу підприємства. Показано вплив соціально-психологічного капіталу на процеси капіталізації та інноватизації підприємства.

Виділено роль психологічного чинника в діяльності суб'єктів підприємницької діяльності. Показано, що в умовах формування нової інноваційно-інтелектуальної економіки існує актуальна потреба у викресленні, дослідженні і комплексному оцінюванні такої категорії як психологічний капітал підприємства.

Представлено в узагальненому виді теоретико-методичні підходи, щодо визначення основних напрямків впливу соціально-психологічного капіталу на економіку підприємства, а саме на рівень його капіталізації, ринкової вартості та економічної ефективності діяльності суб'єкта господарювання.

Методи дослідження: системний, логічний, аналітичний.

Наукова новизна: визначено, що в економічній оцінці діяльності підприємства на сучасному етапі розвитку суспільного виробництва потрібно враховувати роль психологічного капіталу. Удосконалено підходи до розкриття змісту категорії «соціально-психологічний капітал підприємства». Представлено зв'язок соціально-психологічного капіталу підприємства з ключовими виробничо-господарськими процесами, що відбуваються на ньому (процеси капіталізації, зростання ринкової вартості, інноватизації).

Практична значимість. Представлено основні напрямки впливу соціально-психологічного капіталу, що сформувався на підприємстві на певний період часу, на процеси капіталізації, зростання ринкової вартості та інноватизації.

Результати. Представлено теоретико-методичний підхід до розкриття сутності категорії «соціально-психологічний капітал».

Показана особлива і зростаюча роль психологічного чинника в умовах формування нової парадигми соціально-економічного розвитку суспільства та становлення нової економіки, а саме інноваційно-інтелектуальної економіки.

Визначено, що в умовах інноваційної економіки, як інтелект людини-працівника поступово трансформується в інтелектуальний капітал підприємства, так і психологічний чинник в економічній діяльності підприємства поступово перетворюється на його психологічний капітал.

Акцентовано увагу на тому, що психологічний капітал в єдності з соціальним капіталом підприємства є ключовою умовою реалізації його інноваційного і економічного потенціалів, що визначає нові підходи в процесах інвестування діяльності підприємства, а саме пріоритетність інвестицій в соціально-психологічний та інтелектуальний капітал будь-якого суб'єкта підприємництва.

Ключові слова: соціальний капітал, психологічний капітал, підприємство, капіталізація, інноватизація, ринкова вартість.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-181-185

Проблема і її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Мінливий і конкурентний розвиток ринкової системи вимагає від суб'єктів господарювання постійного пошуку нових підходів до капіталізації і формування нової ринкової вартості підприємства.

Соціальний і психологічний чинники стають рушійною силою сучасного прогресу. Тому і наука, і практика розуміючи всю актуальність даної проблеми шукають відповідні і ефективні методи її вирішення.

Аналіз досліджень. Динамічна капіталізація і підвищення ринкової вартості підприємства виступають основною вимогою власників підприємства до його вищого корпоративного менеджменту. Саме по таким показникам, в першу чергу, оцінюється діяльність топ-менеджменту корпорації [1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 10, 15].

Разом з тим завдання забезпечення динамічності продажу капіталізації підприємства є одним із самих складних серед всіх, що постають перед ним в процесі його існування.

Вирішення такого завдання потребує від корпоративного менеджменту зміни парадигми розвитку підприємства, пошуку нових концепцій в економічних і соціальних сферах життєдіяльності колективу корпорації [9, 11, 12, 14].

Постановка задачі. Актуальність науково-практичної проблеми ефективного управління соціально-психологічним капіталом підприємства і визначила мету даної роботи: удосконалити

зміст даної категорії і визначити напрями впливу соціально-психологічного капіталу на процеси капіталізації, зростання ринкової вартості та інновацізації.

Викладення матеріалу. Розвиток світової економіки, посилення конкурентної боротьби, швидкість розповсюдження інформації, неможливість утаємничити різного роду винаходи і інновації на значний період часу, зростаюче взаємопроникнення господарських зв'язків між суб'єктами підприємницької діяльності, об'єктивне пов'язання підприємствами різних галузей національної економіки свого перспективного розвитку з інноваціями високого рівня, певне зниження капітальної ваги фізичних активів в загальній структурі ресурсів підприємства, достатньо значиме обмеження можливостей регулювання підприємницької діяльності за рахунок ціноутворення (а саме підвищення ціни на товар, послуги, роботи), тенденції до ускладнення внутрішнього господарського механізму та суттєве зростання ролі конкретного працівника в конкурентному розвитку підприємства призвели до появи і функціонування особливих форм капіталу на ньому: інтелектуального капіталу і соціального капіталу (рис. 1).



Рис. 1. Специфічні (особливі) форми капіталу на підприємствах різних галузей господарювання

В закордонній літературі інтелектуальний капітал підприємства у загальному виді визначається як об'єднані разом інтелект, навички та спеціальні знання, а соціальний капітал представляється як один із елементів інтелектуального капіталу і складається він із знань, які отримано завдяки відносинам як всередині організації, так і за її межами.

На рис. 2 представлено західний підхід стосовно складових інтелектуального капіталу.



Рис. 2. Основні складові інтелектуального капіталу

Така позиція закордонних вчених здається нам певним чином дискусійною. Ми маємо свої підходи до змісту і трактування такої категорії, як «соціальний капітал корпорації (фірми, підприємства)». Зрозуміло, що це стосується і категорії «інтелектуальний капітал корпорації (підприємства)», а саме основних складових даного виду капіталу (ІКП).

Інтелектуальний капітал підприємства і соціальний капітал підприємства це різні за своїм змістом капітали, вони мають окремий статус і свої критерії оцінки.

На наш погляд, більш логічно і обґрунтовано використовувати замість поняття «соціальний капітал (СК)» поняття «соціально-психологічний капітал (СПК)».

Соціально-психологічний капітал підприємства (СПКП) - це категорія, яка виокремлює і вказує на два безумовно важливих аспекти в розвитку підприємства: соціальний і психологічний.

Такий вид капіталу виводить із «тіні» в системі менеджменту підприємства і соціально-економічних відносин на ньому питання психології людини-працівника і врахування його в процесі стратегічно-тактичної діяльності підприємства.

Пріоритетами світової науки і економіки стають психо-біологічні технології і така наука як «психонетика» і не враховувати це неможливо.

Людина з сукупністю її інтелектуально-ділових якостей і певною психологією стає в епоху інформаційно-інноваційної економіки абсолютно вирішальним чинником конкурентності і прогресу будь-якої країни, галузі чи корпорації (фірми, підприємства).

Психологічний стан працівника у єдності з соціальною складовою його функціонування на підприємстві формує засадничі умови до можливостей реалізації професійних його здібностей і потенціалу людського капіталу в цілому.

Соціально-психологічний капітал об'єктивно і закономірно більш повно і глибинно відображає, на відміну від соціального капіталу, всю складну сукупність якостей людини-працівника, її індивідуальність та унікальність.

Виокремлене і інтегроване врахування соціального і психологічного чинників – це умова нових можливостей для оцінки їх впливу на кінцеві результати діяльності підприємства. Саме в цьому полягає актуальність і значимість категорії СПКП.

На рис. 3 представлено умови розмежування ІКП і СПКП.



Рис. 3. Умови розмежування інтелектуального і соціально-психологічного капіталів підприємства і виду їх впливу на процеси інноватизації, капіталізації і зростання його ринкової вартості

На наш погляд, головна відмінність між інтелектуальним капіталом підприємства і соціально-психологічним капіталом підприємства пов'язана з відмінністю процесної реалізації і впливу цих двох видів капіталу на формування результатів діяльності підприємства. Інтелектуальний капітал є безпосередньо складовою виробничо-господарського процесу на підприємстві і безпосередньо впливає на проміжні та кінцеві його результати. Соціально-психологічний же капітал, за своїм змістом, пов'язаний з соціальною і морально-психологічною сферою діяльності працівника на підприємстві, а за напрямом свого впливу він орієнтований на сприяння ефективному протіканню виробничо-господарського процесу і реалізації можливостей інтелектуального капіталу на підприємстві.

Розглянемо основні елементи соціально-психологічного капіталу підприємства (СПКП). Вважаємо, що його основну сутність складають: корпоративна культура, економічна культура, моральний клімат, економічний менталітет, психологія і економічна психологія, умови соціальної сфери, загальна повага до працівника як особистості і умови його розвитку в межах підприємства (рис. 4).

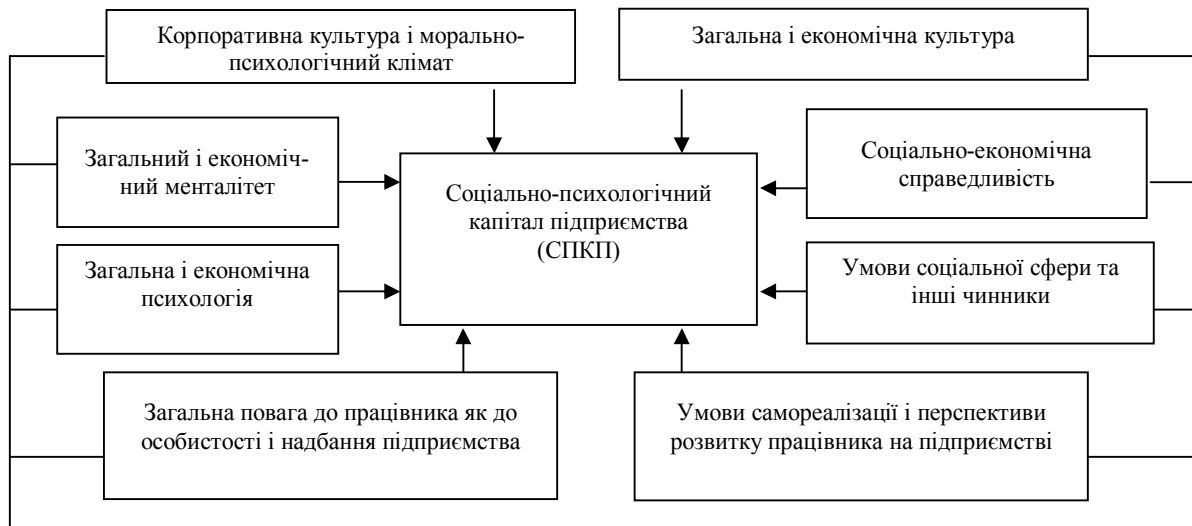


Рис. 4. Основні складові формування соціально-психологічного капіталу на підприємстві

Кожна окрема складова соціально-психологічного капіталу підприємства, що представлена на рис. 4, є важливою і, вони в більшому або меншому ступені пов'язані між собою і саме разом, всі вони, у своїй єдності, утворюють таку вельми важливу для мікрорівня категорію.

Соціальний прогрес, розвиток демократизму, зростання значимості і поваги до людини, і разом з тим жорсткі умови конкуренції визначили об'єктивну необхідність максимального врахування в діяльності і оцінці підприємства соціального і психологічного чинників.

Об'єктивність і нагальність зосередження будь-якої корпорації на цих чинниках визвана тим, що саме в площі соціальних відносин і психології працівника (поряд з інтелектом і знаннями) знаходяться основні перспективні резерви її розвитку. Ось чому в економічній діяльності будь-якого суб'єкта господарювання соціально-психологічний капітал повинен бути визнаний і виведений на своє чільне місце серед основних сформованих пріоритетів його розвитку.

Аналіз світової ситуації показує, що рівень свідомості, самоповаги та самоствердження працівників корпорацій, фірм та підприємств зріс на стільки, що їх соціальні потреби і вимоги, психологічні настанови та психологічне сприйняття реальних процесів економічної дійсності стали стрижнем мотиваційної діяльності колективу різних підприємств по забезпеченню процесів їх інноватизації та капіталізації, важливою умовою заключення змістовно нових колективних договорів та призвели до зростання масштабів і якості соціально-психологічного капіталу на підприємствах і як наслідок до необхідності ґрунтовного його планування та управління.

Узагальнення викладеного в даній роботі матеріалу надає нам можливість представити наступне визначення категорії «соціально-психологічний капітал підприємства».

Соціально-психологічний капітал підприємства – це об'єктивна категорія, що відображає певним чином зміст соціально-економічних відносин на підприємстві, характеризує специфічний (особливий) вид нематеріальних ресурсів, фокусує в собі соціальний і психологічний аспекти діяльності персоналу підприємства у їх синергічній єдності і визначає опосередкований вплив такого капіталу на всі сфери, ефективність і кінцеві результати діяльності підприємства.

Соціально-психологічний капітал підприємства змінює силу свого впливу на економіку підприємства в залежності від рівня створених для його розвитку можливостей і в кінцевому підсумку виступає визначальним чинником розвитку і реалізації потенціалу підприємства.

Таким чином, представлена нами робота підтверджує і розкриває нові можливості в оцінці та перспективному розвитку корпорації (держави, підприємства).

Список літератури

1. Акофф Р. Планирование будущего корпорации / Р. Акофф. – М.: Прогрес, 1985. – 325с.
2. Активізація інноваційної діяльності: організаційно-правове та соціально-економічне забезпечення / [О.І. Амоша, В.П. Антонюк, А.Ш. Землянкін та ін.]. – Ін-т економіки промисловості НАН України. – Донецьк. 2007. – 328с.
3. Балабанов И.Г. Инновационный менеджмент : учеб. пособ. / И.Г. Балабанов. – СПб.: Питер, 2001. -304 с.
4. Базилевич В.Д. Интеллектуальная собственность: Підручник.-К.:Знання.2008.-441с.

5. Борисов А.Б. Большой экономический словарь / А.Б. Борисов. – М.: Книжный мир, 2009. – 860с.
6. Друкер П.Ф. Эффективное управление предприятием : пер. с англ. / П.Ф. Друкер. – М.: Вильянс, 2008. – 224с.
7. Карпищенко А. А. Организационное обеспечение инновационного развития предприятия / А .А. Карпищенко // Маркетинг инноваций и инновации в маркетинге : [монография / под общ. ред. д.э.н., проф. С. М. Ильяшенко]. – М. : ИТД «Университетская книга», 2008. –С. 459 - 464.
8. Кузьмін О.С. Основи менеджменту/ О.С. Кузьмін, О.Г. Мельник. – К.: Академ. – видав. 2003. – 416 с.
9. Шегда А.В. Менеджмент/ А.В. Шегда. – К.: Знання, 2002. -583 с.
10. Туленков Н.В. Введение в теорию и практику менеджмента: учеб. Пособие/ Н.В. Туленков. – К.: МАУП, 1998. – 314 с.
11. Класика менеджмента: пер. С англ. / Под ред. М. Уорена. – СПб.: Питер, 2001. – 1168 с.
12. Скібіцький О.М. Стратегічний менеджмент / О.М. Скібіцький. – К.: ЦУЛ, 2006. – 312 с.
13. Турило А.М. Менеджмент інноваційного розвитку підприємства / А.М. Турило, А.А. Турило // Вісник КНУ. – Кривий Ріг: КНУ, 2013. - №35. – С. 278–280.
14. Дойль П. Менеджмент: стратегія і тактика / П. Дойль. – СПб.: Питер, 1999. – 560 с.
15. Chandler A. Strategy and structure / A. Chandler. – Cambridge: Mass MIT Press, 1962. – 384p.

Рукопис подано до редакції 10.04.2018

УДК 658.27:331.2

С.В. МАКСИМОВ, О.С. МАКСИМОВА, кандидати економ. наук, доценти
Криворізький національний університет

ОБГРУНТУВАННЯ МЕТОДІВ КОРЕГУВАННЯ ПЕРІОДИЧНОСТІ ТЕХНІЧНОГО ОСЛУГОВУВАННЯ І РЕМОНТІВ КАР'ЄРНИХ САМОСКИДІВ У ВІДПОВІДНОСТІ ДО УМОВ ЇХ ЕКСПЛУАТАЦІЇ

Мета. Метою даної роботи є розробка методу управління ефективністю роботи ремонтних служб залізничних кар'єрів, що експлуатують великовантажні самоскиди, шляхом гнучкого планування періодичності виконання регламентованих ремонтів на основі контролю витрат на їх виконання та рівня надійності роботи самоскидів.

Методи дослідження. Традиційні прийоми і методи управління не можуть забезпечити досягнення оптимального узгодження величини витрати на їх ремонти та рівня надійності техніки у відповідності з тривалістю міжремонтних періодів при проведенні планових (регламентованих) ремонтів. Сьогодні інтенсивно розвивається і використовується на практиці напрямок статистичної науки, що має назву статистичне управління процесами (SPC). Ця методологія є ефективним засобом управління у системах, що самостійно адаптуються, а також в умовах динамічного розвитку та невизначеності зміни факторів виробництва

Наукова новизна. Актуальним є рішення завдань пов'язаних із моделюванням залежності витрат на проведення планових (регламентованих) ремонтів кар'єрних самоскидів та ліквідацію аварій від тривалості міжремонтного періоду, а також розробка методики розрахунку втрат від простоїв кар'єрних самоскидів з метою їх врахування при оцінці загальних витрат на виконання ремонтних робіт.

Практична значимість. Отримані аналітичні залежності загальних витрат на проведення ремонтів кар'єрних самоскидів від тривалості міжремонтних періодів. Це дозволяє реалізувати механізм контролю за зміною цих витрат і прогнозування тактичних і стратегічних періодів зміни нормативів технічного обслуговування і ремонтів кар'єрних самоскидів. Це дозволяє утримувати розмір витрат на ремонти і технічне обслуговування кар'єрних самоскидів та рівень надійності їх роботи у заданих межах.

Результати. Розроблено метод контролю за тенденцією зміни витрат на ремонт кар'єрних самоскидів та визначені межі попереджувальних зон з метою прийняття тактичних та стратегічних рішень по зміні нормативів проведення технічного обслуговування та ремонту кар'єрних самоскидів.

Ключові слова: нормативи ремонтних робіт, витрати на ремонт, втрати від простоїв, статистичні методи контролю та управління.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-185-191

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Аналіз практики використання нормативів «Положення про технічне обслуговування, діагностування і ремонт кар'єрних автосамоскидів «БЕЛАЗ» та організації роботи ремонтних господарств гірничотранспортних цехів залізничних кар'єрів Кривбасу показав, що в даний час використовуються такі системи їх організації, як проведення регламентованих попереджувальних ремонтів, основаних на використанні усереднених нормативів, та позапланових поточних ремонтів [1, 2]. Причому у Положенні 2004 р. передбачається проведення двох типів регламентованих ремонтів ПР-1 та ПР-2. Перший через 5 тис.мото-годин роботи самоскида, а другий – через 8-10 тис. мото-годин

[1]. У Положенні 2013 р. цей вид ремонтних робіт вже об'єднано єдиним терміном «регламентований попереджувальний ремонт» для якого не встановлено періодичності його проведення. Положенням передбачається, що «організації, які обслуговують кар'єрні самоскиди, ведуть облік наробки вузлів та агрегатів до ремонту відповідно умов експлуатації, характерних для цього автогосподарства» [2].

Перехід народного господарства України до ринкової економіки теж дає можливість підприємствам самостійно визначати політику відновлення працездатності устаткування в процесі його експлуатації керуючись рекомендаціями виробника.

Таким чином, перед підприємствами, що експлуатують кар'єрні самоскиди, стоїть завдання розробки методики встановлення і корегування періодичності проведення регламентованих (планових) ремонтів, яка б дозволяла врахувати всі особливості сучасної ситуації на залізничних кар'єрах, а саме - закономірностей вартісного та фізичного спрацювання самоскидів, які залежать від умов їх експлуатації, напруженість роботи в умовах виконання планових завдань кар'єру по відвантаженню гірничої маси і, головне, стан виробничо-технічної бази ГТЦ та забезпеченість її всіма видами ресурсів, трудових, матеріальних та фінансових необхідних для виконання всього переліку робіт з технічного обслуговування і ремонтів. Все це дозволило б підвищити продуктивність кар'єрних самоскидів на 20-30%.

Аналіз досліджень і публікацій. Оцінка стану організації ремонтів великовантажних самоскидів на залізничних кар'єрах Кривбасу дозволяє стверджувати, що в сучасних умовах традиційні прийоми і методи управління не можуть забезпечити досягнення оптимального узгодження величини витрати на їх ремонти та рівня надійності техніки у відповідності з тривалістю міжремонтних періодів при проведенні планових (регламентованих) ремонтів. На основі аналізу вітчизняної та іноземної науково-технічної літератури встановлено, що у теперішній момент часу інтенсивно розвивається і використовується на практиці напрямок статистичної науки, що має назву «статистичне управління якістю» [9, с. 17]. Одним з основних його розділів є статистичне управління процесами (SPC) [10, с. 6]. Контроль якості здійснюється з метою відслідковування певних результатів чинного процесу і встановлення відповідності його певним стандартам [11]. Ця методологія є ефективним засобом управління у системах, що самостійно адаптуються, а також в умовах динамічного розвитку, невизначеності, недостатньо контролюємої зміни факторів виробництва [12].

Постановка завдання. Ремонтне господарство ГТЦ необхідно й можливо розглядати як систему оптимального управління, яка пов'язана з витратами на відновлення працездатності самоскидів та рівнем надійності їх робіт що забезпечує виконання планових завдань за обсягами транспортування гірничої маси. При цьому витрати на проведення ремонтів та рівень надійності роботи автосамоскидів визначається тривалістю міжремонтного періоду [2,3].

Ремонтне господарство ГТЦ можливо й необхідно розглядати як систему оптимального управління, що пов'язана з витратами на відновлення працездатності автосамоскидів та рівнем надійності їх робіт що забезпечує виконання планових завдань за обсягами транспортування гірничої маси. Ці показники, в певній мірі, залежать від тривалості міжремонтних циклів.

Дослідження показали, що в системі ремонту кар'єрних самоскидів на гірничих підприємствах об'єктивно існує два потоки витрат - на планові ремонти та ліквідацію аварій. Зменшення міжремонтних періодів призводить до збільшення витрат на планово-попереджувальні ремонти та, одночасно, зменшення аварійності за рахунок підвищення їх якості. Однак примусова заміна деталей, вузлів і агрегатів, які не відпрацювали ресурс, знижує ефективність технічної експлуатації самоскидів та потребує збільшення оборотних коштів підприємства. Збільшення міжремонтних періодів навпаки знижує витрати на планові ремонти, але призводить до підвищення аварійності, витрати на ліквідацію яких в 1,3 - 1,5 рази вище витрат на планові ремонти, при цьому замінені деталі дають максимальну віддачу, що не потребує приросту оборотних коштів підприємства.

При збільшенні кількості як планових, так і позапланових ремонтів, зростають прості кар'єрних самоскидів, що також негативно впливає на ефективність організації ремонтних робіт. Надійність роботи самоскидів може бути виражена тривалістю таких простоїв, які призводять до збільшення витрат на виконання одиниці транспортної роботи та знижують кінцеві результати роботи підприємства в цілому (рис.1).

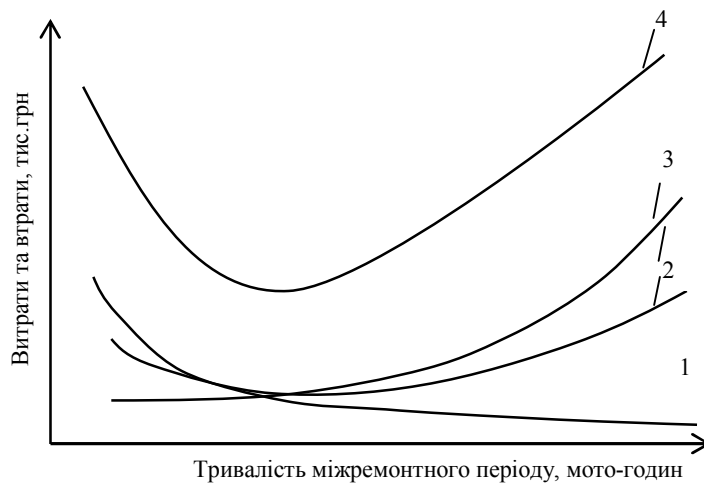


Рис. 1. Залежність витрат на ремонти кар'єрних самоскидів від тривалості міжремонтних періодів: 1 – витрати на планові ремонти; 2 – втрати від простоїв на ремонтах; 3 – витрати на аварійні ремонти; 4 – сумарні втрати та витрати при організації ремонтних робіт

Лише шляхом варіювання тривалості міжремонтного періоду та часу відновлення працездатності автосамоскидів з урахуванням індивідуальних особливостей їх експлуатації можна одночасно впливати на зниження витрат на ремонти та підвищення надійності роботи.

У свою чергу, дослідження показали, що міжремонтний період та

час відновлення працездатності ремонтуємого обладнання залежить від одних і тих же факторів: типорозміру обладнання, видів виконуваних робіт, строку служби машин та інтенсивності їх експлуатації.

Викладення матеріалу та результати. Для підвищення ефективності системи ремонту необхідно на всіх часових інтервалах за рахунок варіювання керованих змінних в процесі реалізації функцій планування, організації, контролю та регулювання, вирішувати подвійне завдання оптимального управління:

1. Забезпечити мінімальні витрати на відновлення працездатності n одиниць кар'єрних автосамоскидів за певний період, при умові, що рівень ймовірності безвідмовної роботи технічної системи буде не менше планового (H_3);

2. Забезпечити максимальний рівень надійності роботи технічної системи, яка включає n одиниць устаткування за плановий період, при заданому рівні витрат на ремонти (B_3)

$$\begin{cases} B(t) = \sum B_i(t_{p,n}) \rightarrow \min \\ \text{при умові, що } H(t) = H_i(t_{p,n}) > H_3, i = \overline{1, n}, \\ H(t) = H_i(t_{p,n}) \rightarrow \max \\ \text{при умові, що } B(t) = \sum B_i(t_{p,n}) < B_3, i = \overline{1, n}, \end{cases}$$

де $B_i(t_{p,n})$, $H_i(t_{p,n})$ – відповідно, витрати на ремонт та рівень надійності роботи конкретної одиниці кар'єрних самоскидів, як функція тривалості міжремонтного періоду; B_3 , H_3 – заданий рівень витрат на ремонти та надійності технічної системи.

Основні втрати, які несе підприємство в зв'язку з погіршенням надійності роботи обладнання в міру його старіння та зниження якості роботи ремонтних служб, пов'язані зі збільшенням простоїв на планових і аварійних ремонтах. Це призводить до неповного використання виробничих потужностей, а відповідно, до зменшення виробництва товарної продукції, і в кінцевому підсумку, до зменшення чистого прибутку підприємства. Такі збитки можна вважати непрямыми. Вони виникають якщо інші ланки технологічного ланцюжка працюють надійно і немає можливості замінити автосамоскид, що вийшов із ладу, резервною машиною. У цьому випадку пропорційно знижується продуктивність як навантажувального комплексу (екскаватора) так і перероблювального (подрібнення і збагачування).

В свою чергу зменшення обсягів виробництва призводить до прямого збитку, пов'язаного зі збільшенням частки постійних витрат у структурі собівартості одиниці фактично виробленої продукції.

Таким чином збиток від ненадійної роботи технологічного автотранспорту можна визначити у наступний спосіб, грн./годину

$$Z_3 = Z_n + Z_{np},$$

де Z_n – непрямий збиток від неповного використання виробничих потужностей підприємства, грн.; Z_{np} – прямий збиток від збільшення собівартості одиниці кінцевої продукції, грн.

Втрати чистого прибутку від зниження виробничої потужності з концентрату у розрахунку на годину простоїв технологічного автотранспорту можна розрахувати наступним чином, грн/годину

$$Z_n = \frac{q_n \cdot \beta \cdot \gamma_{cm} \cdot V_m}{(l_{ig} + V_m \cdot \beta \cdot t_{n-p}) \cdot \gamma_k} \cdot R_k,$$

де q_n – номінальна вантажопідйомність кар'єрного самоскида, т; β – коефіцієнт використання пробігу; γ_{cm} – статичний коефіцієнт використання вантажопідйомності самоскида; V_m – середньотехнічна швидкість руху кар'єрного автотранспорту, км/годину; l_{ig} – довжина однієї їздки з вантажем, км; t_{n-p} – час простоїв під навантаженням-розвантаженням на одну їздку, годин; γ_k – витрати сирової руди на виробництво 1т концентрату, т/т; R_k – доля чистого прибутку у розрахунку на 1т кінцевої продукції гірничо-збагачувального комбінату (концентрату), грн/т.

До умовно-постійних витрат у собівартості технологічних перевезень відносять загально-виробничі витрати гірничотранспортного цеху (ЗВР) та амортизаційні відрахування на повне відновлення рухомого складу (AB_{pc}). До загально-виробничих витрат включаються витрати, пов'язані з управлінням та обслуговуванням виробничого процесу, які не враховані в складі прямих витрат на перевезення. Віднесення амортизаційних витрат на повне відновлення рухомого складу до категорії постійних витрат пов'язане з тим, що їх розрахунок в теперішній час проводиться тільки прямолінійним методом, пропорційно строку служби кар'єрних самоскидів, встановленому власником у момент введення їх в експлуатацію.

Таким чином, прямий збиток від ненадійної роботи технологічного автотранспорту на протязі року можна визначити наступним чином, грн./рік

$$Z_{np} = (ЗВВ + AB_{pc}) \cdot (K - 1),$$

де K – коефіцієнт, що характеризує можливість зростання фонду робочого часу технологічного автотранспорту за рахунок скорочення простоїв з технічних причин

$$K = \frac{t_m}{t_\phi},$$

де t_m – можливий час роботи технологічного автотранспорту на перевезеннях у кар'єрі при відсутності простоїв з технічних та організаційних причин, годин/рік; t_ϕ – фактичний час роботи технологічного автотранспорту на перевезеннях, годин/рік.

Можливий час роботи технологічного автотранспорту на перевезеннях в кар'єрі буде дорівнювати, годин/рік

$$t_m = t_\phi + t_m,$$

де t_m – час простоїв технологічного автотранспорту з технічних і організаційних причин, годин/рік.

З урахуванням цього розмір прямого збитку від простоїв технологічного автотранспорту може бути визначена наступним чином, грн./рік

$$Z_{з} = (ЗВВ + AB_{pc}) \cdot \frac{t_m}{t_\phi},$$

або в розрахунку на годину простою, грн./годину

$$Z_{з} = (ЗВВ + AB_{pc}) \cdot \frac{1}{t_\phi}.$$

Таким чином загальний збиток від години простоїв технологічного автотранспорту складе, грн./годину

$$Z_3 = \frac{q_n \cdot \beta \cdot \gamma_{cm} \cdot V_m}{(l_{ig} + V_m \cdot \beta \cdot t_{n-p}) \cdot \gamma_k} \cdot R_k + (ЗВВ + AB_{pc}) \cdot \frac{1}{t_\phi}.$$

Цей збиток необхідно враховувати нарівні з розміром прямих витрат на проведення технічного обслуговування і ремонтів кар'єрних самоскидів при проведенні оцінки ефективності роботи ремонтних служб гірничотранспортних цехів, а також розробці параметрів системи технічного обслуговування і ремонтів великовантажних самоскидів, що зайняті технологічними перевезеннями на залізорудних кар'єрах.

Об'єктом статистичного управління процесом організації ремонтів і технічного обслуговування кар'єрних самоскидів є зміна періодичності проведення регламентованих (планових) ремонтів, які визначають, з одного боку, загальні витрати на проведення всіх видів ремонтів (планових і аварійних), а з іншого надійність роботи обладнання, яка у вартісній формі обчислюється як збитки від простоїв кар'єрних самоскидів під час проведення ремонтних робіт.

Як базовий період формування статистичних даних прийнятий попередній рік. Дослідження показали, що цей період часу є найбільш репрезентативним і стабільним, як з огляду впливів зовнішнього середовища (законодавча база, договори на постачання товарно-матеріальних цінностей, ціни на запасні частини і матеріали для ремонту тощо), так і з погляду внутрішніх змін (структура управління, технічне переозброєння, ліміти витрат на ТОiP тощо).

Найбільш простий та зрозумілий спосіб вивчення загальних тенденцій аналізуємих показників, полягає у визначенні їх ковзних середніх, тобто як тільки пройшов поточний місяць (нижній період) статистика оновлюється, а річний період зміщується праворуч на один місяць, що дозволяє згладити існуючу варіацію цих показників, строго враховувати всі зміни, що відбуваються в системі на нижніх рівнях, визначати загальну тенденцію зміни керованих параметрів на рівні року і, у той же час, позбуватися впливу цінових факторів та зайвої непередставницької інформації.

Розрахунок аналітичних показників проводиться з використанням статистичного апарату. При цьому визначаються:

1. Середньоарифметична величина витрат на ремонти та збитків від простоїв самоскидів (\bar{x})

$$\bar{x} = \frac{\sum_{k=1}^n x_i}{n},$$

де x_i – щомісячне значення витрат на ремонти і витрат від простоїв самоскидів.

2. Середньоквадратичне відхилення витрат на ремонти і витрат від простоїв кар'єрних самоскидів від їх середнього значення (σ)

$$\sigma_i = \sqrt{\frac{\sum_{k=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n}}.$$

3. Допустимі межі відхилень від середнього значення тенденції зміни витрат на ремонти і витрат від простоїв кар'єрних самоскидів у перспективному періоді

$$\bar{x} - \sigma \leq \bar{X} \leq \bar{x} + \sigma.$$

4. Попереджувальні межі відхилень від середнього значення тенденції зміни витрат на ремонти і витрат від простоїв кар'єрних самоскидів (тактичний інтервал)

$$\bar{x} - 2\sigma \leq \bar{X} \leq \bar{x} + 2\sigma.$$

5. Критичні межі відхилень від середнього значення тенденції зміни витрат на ремонти і витрат від простоїв кар'єрних самоскидів (стратегічний інтервал)

$$\bar{x} - 3\sigma \leq \bar{X} \leq \bar{x} + 3\sigma.$$

Висновки та напрямки подальших досліджень. Відповідно до методики SPC процес організації ремонтів і технічного обслуговування кар'єрних самоскидів вважається контрольованим, якщо тенденція зміни значень вибіркової сукупності у перспективному періоді не виходить за допустимі межі, в іншому випадку настає його дестабілізація, що потребує кардинальних тактичних або стратегічних заходів, зокрема, коригування тривалості міжремонтних періодів проведення планових (регламентованих) робіт (рис.2).

У випадку виходу значень аналізованих показників за попереджувальні межі необхідно визначити причини для таких змін (загальні або особливі). У разі виявлення впливу загальних причин, як правило, можливо обмежитися тільки постійним спостереженням за ходом цих змін без прийняття управлінських рішень. Якщо ж причини «особливі», то це говорить про вплив на процес організації ремонтних робіт неконтрольованих факторів. У цьому випадку необхідно прийняття тактичних або стратегічних рішень, щоб утримати стабільність процесу у допустимих межах.

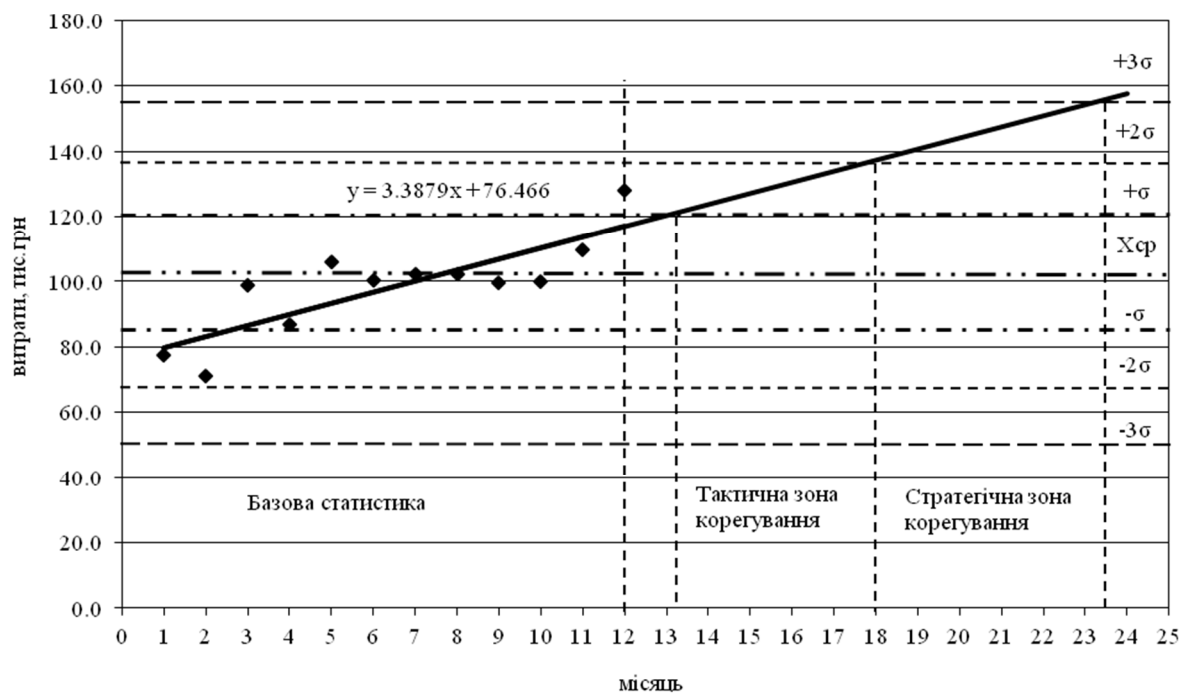


Рис.2. Визначення зон тактичного та стратегічного корегування нормативів проведення планових (регламентованих ремонтів кар'єрних самоскидів)

Список літератури

1. Положення про технічне обслуговування, діагностування і ремонт кар'єрних автосамоскидів «БЕЛАЗ» / під редакцією генерального конструктора – начальника НТЦ **А.Н.Сгорова** // Жодіно, ВАТ «БЕЛАЗ», 2004. - 44 с.
2. Положення про технічне обслуговування, діагностування і ремонт кар'єрних автосамоскидів «БЕЛАЗ» / під редакцією генерального конструктора – начальника НТЦ **А.Н.Сгорова** // Жодіно, ВАТ «БЕЛАЗ», 2013. - 31 с.
3. **Максимов С.В.** Економічна ефективність транспортної системи та її оцінка / **Максимов С.В., Монастирська О.Ю.** // Вісник. Східноукраїнського національного університету імені Володимира Даля: [науковий журнал] – Луганськ, 2011. – Вип. 121. – С. 127-130.
4. **Максимов С.В.** Застосування динамічного підходу до використання критерію економічної ефективності автотранспортної системи кар'єру / **Максимов С.В., Монастирська О.Ю.** // Вісник. Східноукраїнського національного університету імені Володимира Даля: [науковий журнал] / – Луганськ, 2012. – №6(177). – С. 26-30.
5. **Максимов С.В.** урахування впливу зміни показників конкурентного середовища на ефективність автотранспортної системи ГЗК / **Максимов С.В., Монастирська О.Ю.** //Теоретичні та прикладні аспекти становлення та розвитку конкурентоспроможної економіки: матеріали Міжвузівської науково-практичної конференції, 25 листопада 2011 р. –Кривий Ріг, 2011.
6. **Поліщук І.Г.** Методологія адаптивного проектування ремонтів і обслуговування технологічного обладнання гірничо-видобувних підприємств / **Поліщук І.Г.** // Збірник наукових трудів НГУ України № 15, Том 1. – Дніпропетровськ, 2002. – С.142-146
7. **Драченко В.А.** Економіка ремонту кар'єрного обладнання./ **Драченко В.А., Колобердян Н.Г.** //К.- «Техніка», 1974, -96с.
8. **Темченко А.Г.** Спосіб прогнозування динаміки техніко-економічних показників відновлення працездатності гірничого устаткування. / Темченко А.Г., Поліщук І.Г. //Економіка: проблеми теорії та практики. – Випуск 185: В 4 т. – Том III. – Дніпропетровськ: ДНУ, 2003. – С.579-584.
9. **Шаповал М.І.** Менеджмент якості: підручник / **Шаповал М.І.** – 3-тє вид., випр. і доп. – К.: Т-во «Знання», КОО, 2007. – 471 с.
10. Статистичне забезпечення управління якістю: навч. посіб. / **Захожай В.Б., Чорний А.Ю.** – К.: Центр навчальної літератури, 2005. – 340 с.
11. Керівництво з основ проектного менеджменту (РМВОК) / Інститут проектного менеджменту США (PMI): Пер. з англ. – К.: Українська асоціація управління проектами, 1999. – 198 с.
12. Управління проектами: Учеб. пособие для вузов / **И.И.Мазур, В.Д.Шапиро, Н.Г.Ольдерогте**; Под ред. **И.И.Мазура.** – М.: ЗАО Издательство "Экономика", 2001. – 574с.

Рукопис подано до редакції 02.04.2018

УДК [330+005.915:33.012.324]-044.922

А. М. ТУРИЛО, д-р екон. наук, проф., О.В. КОРНУХ, канд. екон. наук, доц.,
А. А. ТУРИЛО, д-р екон. наук, доц., Криворізький національний університет

ТРАНСФОРМАЦІЯ: ХАРАКТЕРНІ РИСИ, ВИМОГИ ДО МЕНЕДЖМЕНТУ КОРПОРАЦІЇ ТА МЕТОДОЛОГІЯ ОЦІНКИ

Мета. Подальше дослідження методів оцінки трансформації за основними її змістовними аспектами на рівні суб'єкта господарювання.

Методика. У статті використано такі загальнонаукові методи дослідження як: науковий, функціональний, системний, структурно-логічний.

Наукова новизна. Представлено методологію і методику оцінки трансформації підприємства. Методи оцінки трансформації представлені двома етапами: на першому етапі визначаються основні індикатори, параметри і ознаки, які дозволяють статично (на певний момент часу) оцінити стан об'єкту, продукту чи процесу трансформації. На другому етапі встановлюються зміни у визначених параметрах під час здійснення трансформації певного виду, тобто розраховуються динамічні показники трансформації (часткові і загальні). Запропоновано методику оцінки за двома складовими: перша складова - економічна оцінка процесу трансформації певного виду по визначеному об'єкту, продукту чи процесу в корпорації, що здійснюється для неконкурентного періоду такого виду трансформації; друга складова - економічна оцінка процесу трансформації певного виду по визначеному об'єкту, продукту чи процесу в корпорації, що здійснюється для конкурентного періоду такого виду трансформації.

Практична значимість. Запропонована комплексна оцінка трансформації різних видів в межах корпорації дозволить підвищити загальний рівень керованості діяльністю корпорації і забезпечити зростання її кінцевих економічних результатів за рахунок виявлення і впровадження трансформаційних конкурентних переваг.

Результати. Визначено, що методологічно оцінка трансформації здійснюється за двома змістовними аспектами. Аспект перший. Оцінці підлягає безпосередньо сам процес трансформації відносно певного об'єкту, продукту чи процесу в діяльності корпорації. Аспект другий. Процес трансформації оцінюється опосередковано, тобто з позиції його впливу на всі напрями діяльності корпорації, у тому числі й на її кінцеві економічні результати. Запропоновано здійснювати оцінку трансформації за статичною і динамічною ознаками.

Ключові слова: корпорація, трансформація, трансформаційний процес, інноваційність, методологія оцінки трансформації, методи оцінки трансформації, конкурентний період трансформації.

doi: 10.31721/2306-5451-2018-1-46-191-195

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. Трансформація є об'єктивною частиною розвитку суспільного виробництва в цілому, і всіх його суб'єктів господарювання зокрема. Стійкий економічний розвиток у довгостроковому періоді усіх рівнів господарювання здебільшого залежить не стільки від екстенсивних, скільки від інтенсивних факторів економічного зростання, що забезпечуються активним освоєнням найбільш прогресивних досягнень як науки, техніки, технології, так і впровадження передового зарубіжного досвіду у науковій та інноваційній діяльності. Проблеми трансформації економічних систем в умовах глобалізації набувають особливого науково-теоретичного та практичного значення з урахуванням сучасних реалій розвитку України.

Аналіз досліджень і публікацій. Природу трансформації економіки досліджували такі відомі вітчизняні вчені як: О. Амоша, А. Гальчинський, В. Геєць, В. Базилевич, С. Мочерний, І. Жилияєв, Н. Гражевська та ін. Дослідженням трансформаційних процесів на рівні суб'єктів господарювання на сьогодні займаються такі українські науковці як: О. Кузьмін, А. Кравець, І. Тимчишина та ін.

Змістовні питання і окремі аспекти дослідження, оцінки і управління процесом трансформації розглянуто в науковій літературі [1-13 та ін.].

Проведений аналіз наукових публікацій свідчить, що поняття «трансформація» в економічній літературі зустрічається не досить часто, а питання оцінки трансформаційних процесів в наукових працях майже не зустрічаються.

Постановка задачі. Трансформація відіграє важливу роль в економіці підприємства і тому потребує комплексного дослідження. В системі дослідження трансформації ключове місце займає процес оцінки даного економічного явища.

Трансформація – це складний суспільно-економічний процес і тому, на наш погляд, потребує сукупності використання різних методів аналізу, до яких можна віднести змістовний, логічний, структурний та інші види аналізів.

Мета роботи полягає в подальшому дослідженні методів оцінки трансформації за основними її змістовними аспектами на рівні суб'єкта господарювання.

Викладення матеріалу та результати. Змістовно-структурно-логічний аналіз дозволяє визначитися з методологією оцінки процесу трансформації.

Методологічно оцінка трансформації здійснюється за двома змістовними аспектами.

Аспект перший. Оцінці підлягає безпосередньо сам процес трансформації відносно певного об'єкту, продукту чи процесу в діяльності корпорації. В такому випадку всебічно оцінюються параметри, індикатори і характеристики об'єкту, продукту чи процесу, що підлягають трансформації в корпорації. Тобто визначається глибина і масштаби безпосередньо трансформаційного процесу.

Наприклад, по кожному об'єкту, продукту чи процесу, що підлягає трансформації визначається сукупність параметрів, що є особливо важливим для конкурентного розвитку корпорації, і які безпосередньо будуть змінюватися в процесі трансформації.

Ці параметри за своїм змістом можуть характеризувати абсолютно різні сторони того чи іншого об'єкту, продукту чи процесу: від технічного до економічного аспекту. Головне, щоб в сукупності зміна цих параметрів в процесі трансформації призвела в підсумку до нової, кращої якості об'єкту, продукту чи процесу.

Саме тому, завдання методологічної оцінки трансформації на початку пов'язано тільки з певним об'єктом, продуктом чи процесом й покликано показати, наскільки якісно вони змінилися в цілому і по окремим його параметрам.

Тому, важливо математично оцінити зміну кожного параметру окремо і їх сукупності разом, що надасть загальну цілісну характеристику об'єкту, продукту чи процесу, які підлягають трансформації в корпорації.

А далі, дуже важливо дослідити і визначити методологічні підходи стосовно того, як певний процес трансформації інтегрується в загальну діяльність корпорації і яка його роль в її підсумкових показниках.

Аспект другий. Процес трансформації оцінюється опосередковано, тобто з позиції його впливу на всі сфери діяльності корпорації, у тому числі і на її кінцеві економічні результати.

Методологія оцінки трансформації в цілому в діяльності корпорації і її впливу на її кінцеві результати базується на опосередкованості такого впливу.

Опосередкованість впливу трансформації може бути здійснена або на базі експертного методу, або на базі розробки іншого відповідного до цілі дослідження методу.

Оцінка трансформації здійснюється за статичною і динамічною ознаками.

Статична оцінка – це абсолютні показники (кількісні і якісні).

Динамічна оцінка – це прирістні показники (кількісні і якісні).

Статичні показники трансформації визначаються для оцінки динаміки трансформації певного об'єкту, продукту чи процесу в діяльності корпорації.

Розглянемо докладніше два аспекти трансформації.

Оцінка трансформації за першим аспектом.

Спочатку, визначаються об'єкти, продукти і процеси в корпорації, які будуть підтвержені трансформації.

Далі, на першому етапі визначаються основні індикатори, параметри і ознаки, які дозволяють статично (на певний момент часу) оцінити стан об'єкту, продукту чи процесу трансформації.

На другому етапі встановлюються зміни у визначених параметрах під час здійснення трансформації певного виду, тобто розраховуються динамічні показники трансформації (часткові і загальні).

Розраховуються динамічні показники трансформації наступним чином.

1. Часткові показники трансформації

$$\Delta \text{Птр.} i. u = \Delta \text{Птр.} i. u. \text{вих} - \Delta \text{Птр.} i. u. \text{вх}, \quad (1)$$

де $\Delta \text{Птр.} i. u$ – динамічний показник трансформації i -го виду для об'єкту, продукту чи процесу по u -му параметру; $\Delta \text{Птр.} i. u. \text{вих}$ – статичний показник трансформації i -го виду для об'єкту, продукту чи процесу по його u -му параметру, визначений в кінці даного трансформаційного процесу; $\Delta \text{Птр.} i. u. \text{вх}$ – статичний показник трансформації i -го виду для об'єкту, продукту чи процесу по його u -му параметру, визначений до початку даного трансформаційного процесу.

2. Загальні показники трансформації

$$\Delta \text{ЗПтр.} i = f(\Delta \text{Птр.} i. u.), \quad (2)$$

де $\Delta \text{ЗПтр.} i$ – загальний динамічний показник трансформації, що дозволяє в цілому оцінити глибину і масштаб даного процесу по відношенню до певного об'єкту, продукту чи процесу.

Оцінка трансформації за другим аспектом. Нами пропонується наступний метод опосередкованої економічної оцінки трансформації певного виду в корпорації.

Загальна економічна оцінка процесу трансформації певного виду по визначеному об'єкту, продукту чи процесу в цілому в діяльності корпорації включає в себе дві основні складові.

Перша складова. Економічна оцінка процесу трансформації певного виду по визначеному об'єкту, продукту чи процесу в корпорації, що здійснюється для неконкурентного періоду такого виду трансформації.

Неконкурентний період трансформації певного виду в корпорації (це період, коли такий вид трансформації ще відсутній у підприємств-конкурентів) формує трансформаційний важіль конкурентних переваг, який і втілюється у відповідній економічній оцінці.

Друга складова. Економічна оцінка процесу трансформації певного виду по визначеному об'єкту, продукту чи процесу в корпорації, що здійснюється для конкурентного періоду такого виду трансформації.

Конкурентний період трансформації – це такий період, коли аналогічний вид трансформації почав здійснюватися і у іншій корпорації-конкурента.

Виходячи з вищевикладеного, загальну економічну оцінку процесу трансформації в корпорації можна представити наступним чином:

$$Z. E. O. \text{ тр. і. кор.} = E. O. \text{ тр. і. нек. п.} - E. O. \text{ тр. і. кон. п.}, \quad (3)$$

де $Z. E. O. \text{ тр. і. кор.}$ – загальна економічна оцінка процесу трансформації i -го виду в корпорації; $E. O. \text{ тр. і. нек. п.}$ – економічна оцінка процесу трансформації i -го виду в неконкурентний період (у вигляді певного показника); $E. O. \text{ тр. і. кон. п.}$ – економічна оцінка процесу трансформації i -го виду в конкурентний період (у вигляді певного показника).

На нашу думку існують різні можливі варіанти предметного представлення двох складових загальної економічної оцінки процесу трансформації i -го виду в корпорації (формула (3)).

Наприклад, економічний зміст величини $E. O. \text{ тр. і. нек. п.}$ можна розкрити відповідно по критерію отримання додаткових економічних результатів і по критерію зростання ефективності.

1. Величина додаткового економічного результату корпорації на засадах забезпечення трансформаційного процесу i -го виду в неконкурентний період

$$\Delta E. P. \text{ тр. і. нек. п.} = E. P. \text{ міс. тр. і. нек. п.} - \text{НПтр. і.}, \quad (4)$$

де $\Delta E. P. \text{ тр. і. нек. п.}$ – величина економічного результату корпорації від здійснення трансформаційного процесу i -го виду в неконкурентний період; $E. P. \text{ міс. тр. і. нек. п.}$ – величина додаткового економічного результату корпорації від трансформаційного процесу i -го виду в неконкурентний період; НПтр. і. – загальний неконкурентний період здійснення трансформаційного процесу i -го виду в корпорації (визначається кількістю місяців), міс.

2. Величина зростання показника ефективності корпорації на засадах забезпечення трансформаційного процесу i -го виду в неконкурентний період:

$$\Delta R \text{ тр. і. нек. п.} = R. \text{ сер. тр. і. нек. п.} - R \text{ п. тр. і. нек. п.}, \quad (5)$$

де $\Delta R \text{ тр. і. нек. п.}$ – величина зростання загальної рентабельності корпорації від трансформаційного процесу i -го виду в неконкурентний період; $R. \text{ сер. тр. і. нек. п.}$ – середньозважена величина загальної рентабельності корпорації від трансформаційного процесу i -го виду за весь неконкурентний період; $R \text{ п. тр. і. нек. п.}$ – величина загальної рентабельності корпорації до початку здійснення трансформації i -го виду в неконкурентний період.

Економічну оцінку процесу трансформації i -го виду в корпорації для конкурентного періоду $E. O. \text{ тр. і. кон. п.}$ теж можливо визначати за різними критеріями. Розглянемо окремі з них.

1. Величина $E. O. \text{ тр. і. кон. п.}$ визначена на основі показника, що характеризує додатковий обсяг продукції

$$\begin{aligned} \Delta Q \text{ тр. і. кон. п.} &= (R \text{ в. тр. і. кон. п.} - R \text{ тр. і. кон. п. кон.}) \times \Delta R \text{ ес. тр. і. кон. п.} = \\ &= \left(\frac{Q \text{ тр. і. кон. п.}}{R \text{ ес. тр. і. кон. п.}} \right) - \left(\frac{Q \text{ тр. і. кон. п. кон.}}{R \text{ ес. тр. і. кон. п. кон.}} \right) \times \Delta R \text{ ес. тр. і. кон. п.}, \end{aligned} \quad (6)$$

де $\Delta Q \text{ тр. і. кон. п.}$ – величина додаткового обсягу продукції корпорації, отриманого під час дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період; $R \text{ в. тр. і. кон. п.}$, $R \text{ тр. і. кон. п. кон.}$ – величина ресурсів віддачі під час дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період відповідно для корпорації, що оцінюється і корпорації-конкурента; $Q \text{ тр. і. кон. п.}$, $Q \text{ тр. і. кон. п. кон.}$ – величина обсягу продукції, отриманого під час дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період відповідно для корпорації, що оцінюється і корпорації-конкурента; $\Delta R \text{ ес. тр. і. кон. п.}$ – величина додаткових ресурсів, пов'язаних зі здійсненням трансформаційного процесу i -го виду корпорації, що оцінюється у порівнянні з корпорацією-конкурентом в межах конкурентного для них періоду; $R \text{ ес. тр. і. кон. п.}$, $R \text{ ес. тр. і. кон. п. кон.}$ – величина ресурсів відповідно в діяльності корпорації, що оцінюється і корпорації-конкурента, під час дії трансформаційного процесу i -го виду в межах конкурентного періоду.

Величина $Q_{\text{тр.і.кон.п}}$ у формулі (6) може мати як позитивне, так і від'ємне значення в залежності від загального рівня якості трансформаційного процесу i -го виду в корпорації, що оцінюється і корпорації її конкурента.

Стосовно величини $\Delta R_{\text{ес.тр.і.кон.п}}$ у формулі 6 необхідно відмітити, що при $\Delta R_{\text{ес.тр.і.кон.п}} = 0$, або при $\Delta R_{\text{ес.тр.і.кон.п}} < 0$ величина додаткового обсягу продукції корпорації $\Delta Q_{\text{тр.і.кон.п}}$ визначається без врахування значень величин ресурсів для даної корпорації і корпорації-конкурента (тобто спрощено: відразу береться різниця для них).

Значення $\Delta Q_{\text{тр.і.кон.п}} < 0$ вказує на те, що процес трансформації i -го виду більш ефективно здійснюється у корпорації-конкурента, ніж у корпорації, що оцінюється.

2. Величина $E. O. \text{тр.і.кон.п}$ визначена на основі показника, що характеризує рівень зростання рентабельності корпорації:

$$\Delta R_{\text{тр.і.кон.п}} = (R. \text{ср. тр.і.кон.п.} - R_{\text{п. тр.і.кон.п}}) - (R. \text{ср. тр.і.кон.п. кон} - R_{\text{п. тр.і.кон.п. кон}}), \quad (7)$$

де $\Delta R_{\text{тр.і.кон.п}}$ – величина зміни показника рентабельності корпорації під час дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період; $R. \text{ср. тр.і.кон.п.}$ – середньозважений рівень рентабельності корпорації, що оцінюється під час дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період; $R_{\text{п. тр.і.кон.п}}$ – рівень рентабельності корпорації, що оцінюється, визначений на момент трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період; $R. \text{ср. тр.і.кон.п. кон}$ – середньозважений рівень рентабельності корпорації-конкурента під час дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період; $R_{\text{п. тр.і.кон.п. кон}}$ – рівень рентабельності корпорації-конкурента, визначений на момент початку дії трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період.

Від'ємне значення $\Delta R_{\text{тр.і.кон.п}}$ у формулі (7) означає, що якість і ефективність трансформаційного процесу i -го виду в конкурентний період вище у корпорації-конкурента.

Трансформація певних об'єктів, продуктів чи процесів в діяльності корпорації через зміну окремих або сукупності їх параметрів призводить до підвищення якості цих об'єктів, продуктів чи процесів, а значить і до підвищення рівня їх інноваційності. А далі сукупне підвищення рівня інноваційності всіх об'єктів, продуктів чи процесів, що підлягали трансформації, забезпечує зростання загального рівня інноваційного розвитку корпорації в цілому.

Процес трансформації певних об'єктів, продуктів чи процесів в межах корпорації забезпечують спочатку покращення їх якісних характеристик і інноваційності, а потім через новий стан цих об'єктів, продуктів чи процесів по-новому впливають на окремі аспекти і види діяльності корпорації, і в першу чергу на головний вид діяльності корпорації в ринковій економіці, а саме на його соціально-економічну діяльність.

Критерій трансформації об'єкту, продукту, процесу чи в цілому корпорації (як сукупності всіх видів трансформацій, що умовно об'єднуються в єдиний інтегрований трансформаційний процес в межах корпорації) за першим аспектом трансформації корпорації (на основі зміни параметрів) можна представити в загальному виді наступним чином

$$P_{Y. \text{п. тр.і}} > P_{Y. \text{з. тр.і}}, \quad (8)$$

де $P_{Y. \text{п. тр.і}}$, $P_{Y. \text{з. тр.і}}$ – рівень інноваційності об'єкту, продукту, процесу чи корпорації в цілому відповідно до початку і по завершенні трансформаційного процесу i -го виду (на основі зміни параметрів об'єктів, продуктів, процесів і процесів, що трансформуються).

Критерій трансформації корпорації за другим її аспектом (коли нова якість об'єктів, продуктів і процесів впливає на економіку корпорації) виглядає наступним чином

$$P. E. O. \text{п. тр.і}} > P. E. O. \text{з. тр.і}}, \quad (9)$$

де $P. E. O. \text{п. тр.і}}$, $P. E. O. \text{з. тр.і}}$ – певний показник економічної оцінки трансформації i -го виду корпорації відповідно на початку і по завершенню даного процесу.

Таким чином, своєчасність та інноваційно-економічна обґрунтованість процесів трансформації в діяльності корпорації дозволяють створити необхідні можливості до підвищення рівня інноваційного розвитку і конкурентності корпорації. Стабільність в цьому питанні дозволяє корпорації не просто знаходитись в області конкурентоспроможності, а претендувати на перехід корпорації в область конкурентоспроможності [14].

Висновки. Розглянуті в даній роботі теоретико-методологічні і методичні підходи відрізняються новизною, системністю і логічністю, відображають сутність процесу дослідження і комплексної оцінки трансформації різних видів в межах корпорації. Вони дозволяють підвищити загальний рівень керованості діяльністю корпорації і забезпечити зростання її кінцевих економічних результатів (за рахунок виявлення і впровадження трансформаційних конкурентних переваг).

Список літератури

1. Гесць В. Ринкова трансформація в 1991—2000 роках: здобутки, труднощі, уроки / В. Гесць // Вісник Національної академії наук України. - 2001. - № 2. - С. 22-37.
2. Буевич А. П. Экономическая сущность интеллектуальной собственности и методология ее оценки : автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. екон. наук : спец. 08.00.01 / Буевич А. П. – Москва, 2004. – 28 с.
3. Савчук В.С., Зайцев Ю.К. Трансформаційна економіка / В.С. Савчук, Ю.К. Зайцев, І.Й. Малий та ін.; За ред. В.С. Савчука, Ю.К. Зайцева / Навч. посіб. – К.: КНЕУ, 2006. – 612 с.
4. Жилияев І.Б. Регіональні трансформаційні соціально економічні системи в умовах платіжної кризи: Автореф. дис... докт. екон. наук: 08.00.05 [Електронний ресурс] / І.Б. Жилияев; Харк. нац. академія. – Харків, 2007. – 27 с. – укр.
5. Степаненко С.В. Трансформація відносин власності у постіндустріальній економіці: автореф. дис... канд. екон. наук: 08.00.01 [Електронний ресурс] / С.В. Степаненко; Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ, 2008. – 21 с. – укр.
6. Марчук Л.В. Економічне оцінювання та регулювання процесів трансформацій підприємства : дис. канд. екон. наук : 08.06.01 / Л.В. Марчук. – Львів, 2005. – 195 с.
7. Вечканов Г.С. Краткая экономическая энциклопедия / Г.С. Вечканов, Г.Р. Вечканов, В.Т. Пуляев. - СПб.: Петрополис, 1998. - 368с.
8. Шубалій О. М. Трансформація еколого-економічних відносин у лісовому секторі: механізми та інститути : дис. докт. екон. наук : 08.00.06 / Шубалій О. М. – Київ, 2015. – 448 с.
9. Будкін В. Економічна трансформація, інновації і геополітичне положення країн СНД / В. Будкін // Стратегія розв. України: соціол., економіка, право. - 2008. - № 1/2. - С. 63-68. - укр.
10. Вергуненко Н. Трансформація ринку консалтингових послуг / Н. Вергуненко // Вісник Київського національного торговельно-економічного університету. - 2013. - № 4. - С. 15-24.
11. Турило А.М., Корнух О.В. «Економічна трансформація» як ключове поняття сучасного суспільного розвитку / А.М. Турило, О.В. Корнух // Вісник Херсонського державного університету. – Херсон. – 2014. – № 6. – С. 189-192.
12. Турило А.М., Корнух О.В. Теоретико-методичні підходи щодо визначення сутності категорії «економічна трансформація» / А.М. Турило, О.В. Корнух // Вісник Одеського національного університету. Економіка. – 2014. - Том 19. - Випуск 2. – С. 53-56
13. Пріоритети національного економічного розвитку в контексті глобалізаційних викликів : монографія : у 2 ч. - Ч. 1 / за ред. В.М. Гейця, А.А. Мазаракі. - К. : Київ. нац. торг.-екон. ун-т, 2008. - 389 с.
14. Турило А.А. Рівень конкуренції та інноваційний розвиток підприємства / А.А. Турило // Вісник Херсонського державного університету – Херсон. – 2015. – Вип. 12. – С. 112-116.

Рукопис подано до редакції 17.04.2018

УДК 65.330.336

О.А. ЗІНЧЕНКО, д-р екон. наук, проф., С.М. КОРОЛЕНКО, канд. екон. наук, доц.,
Р.В. КОРОЛЕНКО, канд. екон. наук, ст. викладач, Криворізький національний університет

ПІДХОДИ ДО УПРАВЛІННЯ РОЗВИТКОМ ПРОМИСЛОВИХ ПІДПРИЄМСТВ У АСПЕКТІ УДОСКОНАЛЕННЯ СТРУКТУРИ ФІНАНСОВОЇ СТРАТЕГІЇ ПІДПРИЄМСТВА

Метою даного дослідження є узагальнення та розробка базових складових напрямів фінансового розвитку підприємства. Ключовим елементом діяльності кожного підприємства є формування та впровадження на підприємстві фінансової стратегії, яка являється елементом розвитку та підтримки його фінансової стійкості, конкурентоспроможності.

Методи дослідження. У економічному середовищі найбільший вплив на економічний розвиток підприємства у стратегічній перспективі здійснюють форми та методи стратегічного фінансового управління. Саме методи такого дослідження сприяють оптимальному управлінню перспективним розвитком промислових підприємств. При розробці базових складових структури фінансової стратегії підприємства використано як спеціальні, так і традиційні методи аналітичного дослідження.

Наукова новизна. Запропоновані додаткові підблоки стратегії фінансової безпеки та додаткові підблоки стратегії управління фінансовою діяльністю сприяють підприємству зберегти свою фінансово-економічну стійкість, підвищити ринкову вартість, узгоджуватися із його загальною стратегією та визначити вплив основних чинників як внутрішнього так і зовнішнього середовища на економічний розвиток підприємства.

Практична значимість. Удосконалення базових складових структури фінансової стратегії підприємства дало можливість окреслити більш вагомими чинники впливу на економічний розвиток підприємства і охарактеризувати особливості й фінансові результати його діяльності.

Результати. З урахуванням сучасних методів стратегічного управління фінансовим розвитком підприємства визначено, що саме такі складові структури фінансової стратегії підприємства як стратегія управління якісними показниками його фінансово-економічного розвитку (стратегія управління якістю економічного розвитку підприємства та управління якістю прибутку підприємства) сприяють досягненню підприємством своєї стратегічної цілі. У якості додаткових підблоків стратегії фінансової безпеки запропоновано виокремлювати стратегію адаптації до змін податкового законодавства та стратегію адаптації до змін політико-економічного характеру, зважаючи на сучасні зміни у зовнішньому середовищі. Обґрунтовано виокремлення стратегії управління якістю фінансово-економічного розвитку підприємства та якістю його прибутку в окремий підблок стратегії управління фінансовою діяльністю в контексті базових засад підвищення ринкової вартості підприємства, а отже і досягнення системних цілей підприємства.

Ключові слова: управління розвитком підприємства, фінансова стратегія, фінансова стратегія підприємства, загальна стратегія, чинники впливу, якість економічного розвитку, якість прибутку, стратегія адаптації до змін.

Проблема та зв'язок з науковими та практичними завданнями. Фінансова стратегія підприємства узгоджується із загальною стратегією і являє собою довготермінову програму конкретних дій з формування, використання як власних так і залучених фінансових ресурсів, дає можливість сформувати фінансові резерви, є необхідною умовою визначення основних напрямів, аспектів розвитку фінансово-економічного стану підприємства та його перспективних фінансових можливостей.

Обрана підприємством фінансова стратегія сприяє: ефективному оцінюванню результатів його фінансово-економічної діяльності; визначенню центрами фінансової відповідальності майбутніх напрямів діяльності підприємства; мінімізації ризиків, різного роду втрат. Фінансова стратегія перш за все є інструментом, який гарантує підтримку фінансової стійкості підприємства, забезпечує відповідність фінансово-економічних можливостей підприємства умовам, які склалися на ринку товарів та послуг. Роль фінансової стратегії в управлінні економічним розвитком підприємства сприяла необхідності подальшого наукового пошуку щодо управління розвитком підприємства в аспекті удосконалення структури фінансової стратегії підприємства.

Аналіз досліджень і публікацій. Вивченню економічної сутності фінансової стратегії підприємства, теоретичним аспектам формування, реалізації фінансової стратегії на підприємстві присвятили свої роботи такі відомі вчені-економісти : Бланк І.О., Буряк Л., Власова К.Е., Гончаренко О.М., Дворнікова Ю.В., Дикань В.Л., Заруднев О.І., Зубенко В.О., Ішеєва І.О., Кирова О.В., Ковалюк О., Крупка М., Кузнєцова О.А., Лозовська О.І., Лукіна Ю.В., Маковоз О.В., Опарін В., Павловська О., Петрова А.І., Плікус І.Й., Поддєрьогін А.М., Станіславчик Е.Н., Терещенко О., Токмакова І.В., Шевченко Т.Є., Шраменко О.В., Шульга Н., Янковська В.А. та багато ін.

Постановка завдання. Питання щодо ефективного управління розвитком підприємства з урахуванням його стратегічного фінансового управління є визначальним у сучасних умовах економічної турбулентності. Проведений нами аналіз наукових праць говорить про недостатність досліджень щодо визначення економічної сутності поняття «фінансова стратегія підприємства» та розробки основних аспектів структури фінансової стратегії підприємства, це зумовило об'єктивну необхідність нашого дослідження.

Викладення матеріалу та результати. У сучасних умовах турбулентності управління розвитком промислових підприємств ускладнюється наявністю впливу значної кількості негативних ендогенних та екзогенних чинників.

У науковій літературі однозначного визначення сутності фінансової стратегії підприємства не існує.

Так автори Терещенко О., Буряк Л., Павловська О., Шульга Н. поділяють погляди щодо трактування фінансової стратегії і вбачають як сукупність заходів фінансового планування, що визначають якість формування та ефективного використання фінансових ресурсів; визначення найефективніших напрямків інвестування та зосередження фінансових ресурсів на цих напрямках; відповідність фінансових дій економічному стану та матеріальним можливостям підприємства [1].

Автори Ковалюк О., Крупка М., Опарін В. вважають, що фінансова стратегія охоплює комплекс дій і заходів, що здійснюються підприємствами в межах наданих їм функцій та повноважень у сфері фінансової діяльності задля вирішення певних завдань і досягнення поставлених цілей у довгостроковій перспективі [2].

У свою чергу автор Лукіна Ю.В. визначає, що «фінансова стратегія – стратегія, метою якої є підвищення багатства власника підприємства» [3], а автор Станіславчик Е.Н.: «фінансова стратегія – стратегія, метою якої виступає підвищення вартості підприємства за умови забезпечення фінансової рівноваги» [4].

Вчений Поддєрьогін А.М. акцентував увагу на тому, що фінансова стратегія – стратегія, що включає методи та практику формування фінансових ресурсів, їх планування та забезпечення фінансової стійкості підприємства за ринкових умов господарювання [5].

На думку авторів монографії за редакцією Бланка І.О. «фінансова стратегія – це один із найважливіших видів функціональної стратегії підприємства, який забезпечує всі основні напрями розвитку його фінансової діяльності та фінансових відносин шляхом формування довгострокових фінансових цілей, вибору найбільш ефективних шляхів їх досягнення, адекватного корегування напрямів формування і використання фінансових ресурсів при зміні умов зовніш-

нього середовища» [6].

Автори Власова К.Е., Кирова О.В. стверджують, що фінансова стратегія являє собою довготривалий курс цілеспрямованого управління фінансами для досягнення загально організаційних стратегічних цілей [7].

Науковці Гончаренко О.М. [8], Янковська В.А. [9] вважають, що фінансова стратегія є визначенням довгострокових фінансових цілей та завдань підприємства, що включають в себе формування, управління та планування його фінансових ресурсів з метою підвищення вартості підприємства за умови забезпечення фінансової рівноваги.

Автори Дикань В.Л., Зубенко В.О., Маковоз О.В., Токмакова І.В., Шраменко О.В. поділяють погляди і визначають фінансову стратегію як загальний план визначення фінансових потреб і фінансових результатів, а також альтернативного вибору джерел фінансування з метою мінімізації вартості капіталу та максимізації прибутку [10].

Іншої думки дотримуються автори Кузнецова О.А., Ішєєва І.О., Дворнікова Ю.В., вони визначають, що фінансова стратегія це – система відносин, пов'язаних з досягненням і вирішенням довгострокових цілей і завдань фінансової діяльності організації, які визначаються її фінансовою ідеологією, і орієнтовані на пошук ефективних шляхів їх досягнення і розв'язання [11].

Науковці Петрова А.І., Заруднев О.І. представляють фінансову стратегію як складну багатofакторну орієнтовану модель дій і заходів, необхідних для досягнення поставлених перспективних цілей у загальній концепції розвитку щодо формування і використання фінансово-ресурсного потенціалу [12].

На думку вченого Плікус І.Й. фінансова стратегія являє собою спосіб реалізації підприємством цілей фінансової діяльності, спрямований на розв'язання основного протиріччя між потребою у фінансових ресурсах і можливістю їх використання [13].

Вчені Шевченко Т.Є., Лозовська О.І. трактують поняття фінансової стратегії підприємства як фінансову програму розвитку діяльності підприємства, що включає методи формування фінансових ресурсів та забезпечення фінансової стійкості підприємства в ринкових конкурентних умовах функціонування [14].

Аналіз досліджень і публікацій приводить до висновку, що поняття «фінансова стратегія підприємства» в різні часи визначалося по-різному, тобто не існує єдиного і однобічного визначення, що пов'язане з різноманітними підходами авторів, їх розумінням базових категорій.

На нашу думку, враховуючи сучасний підхід до управління фінансово-господарською діяльністю підприємства, більш актуальним є визначення авторів монографії за редакцією Бланка І.О.

На відміну від загальної стратегії, першочерговим завданням якої є збільшення конкурентних переваг підприємства на ринку відповідної продукції, фінансова стратегія спрямована на забезпечення його самофінансування, збільшення прибутковості, що може бути досягнуто за рахунок управління капіталом, інвестиціями, прибутком тощо.

Із загальноприйнятих завдань фінансової стратегії підприємства, на нашу думку, слід виділити такі:

- модернізація найважливіших сфер фінансово-економічної діяльності підприємства на основі активного використання сучасних методів управління, що забезпечують певну збалансованість і майбутні напрями розвитку підприємства;

- визначення способів, методів, заходів проведення успішної фінансової стратегії та використання фінансових можливостей, орієнтованих на освоєння сучасних інновацій;

- визначення перспективних фінансових взаємовідносин із суб'єктами господарювання, бюджетом, банками та іншими фінансовими інститутами.

Основними складовими фінансової стратегії підприємства є заходи по збереженню та розвитку фінансового та науково-виробничого потенціалу, здійснення цільових програм та проєктів, включаючи програми реструктуризації підприємства, визначення пріоритетів довгострокового соціально - економічного розвитку.

Для ефективного управління розвитком промислових підприємств вітчизняними науковцями [15] розроблено модульну схему управління, яка передбачає в майбутньому стратегічну структуру організації підприємства. До основних модулів, які можуть розроблюватися та впроваджуватися на підприємстві пропонуються такі:

1. Бюджетування. Нові цілі фінансового планування, бюджети продаж, комерційних і прямих витрат, виробництва, управлінських і загальнопромислових накладних витрат. Звіт про при-

бутки та збитки, кошторисний балансовий звіт і касовий бюджет.

2. Управління грошовими коштами. Структурування грошових потоків, управління готівкою, ліквідність, дисконтування, складання касового бюджету, бартер.

3. Управління оборотними коштами. Структура обігового капіталу, обіг поточних активів, фінансовий цикл, управління товарно-матеріальними запасами, система управління запасами, розрахунки потреб в обігових коштах.

4. Прогресивне управління витратами підприємства. Нові принципи обліку витрат, класифікація витрат та питання агрегування, аналіз беззбитковості, операційний та фінансовий способи зниження витрат, визначення сфер можливого збільшення прибутку.

5. Податкове планування. Мінімізація податкових платежів, планування податкових виплат, недопущення штрафних санкцій, своєчасне забезпечення інформацією.

6. Діагностика стану підприємства. Основний інструментарій для визначення стану підприємства, експрес-діагностика, аналіз основних коефіцієнтів, управління фінансовою структурою підприємства, показники рентабельності.

7. Впровадження міжнародних стандартів бухгалтерського обліку. Різниця в системі стандартів, варіанти переходу на IAS тощо.

Бажано звернути увагу на такий модуль як управління грошовими коштами, які складають основу фінансової системи підприємства. З урахуванням життєвого циклу підприємства, часового аспекту стадій відтворювального процесу науковці відрізняють такі схеми руху фінансових ресурсів:

грошові кошти поступають дискретно в певні фіксовані проміжки часу та можуть бути спожиті в ці проміжки часу;

грошові кошти накопичуються безперервно та без особливих затримок можуть безперервно споживатися.

Від урахування цієї специфіки залежить ефективність їх реалізації, досягнення підприємством своєї головної мети, визначеною його фінансовою стратегією [16].

Реалізація загальних стратегічних цілей розвитку підприємства узгоджується із фінансовою стратегією, оскільки остання підпорядковується першій. Характеристика основних складових фінансової стратегії підприємства розкриває сутність цілеспрямованих управлінських рішень, що дає можливість реалізувати стратегічний фінансовий розвиток підприємства.

На основі вивчення підходів до визначення економічної сутності поняття «фінансова стратегія підприємства» та аспектів визначення структури фінансової стратегії, висвітлених у роботах [1–17], нами запропоновано такі базові складові фінансової стратегії підприємства (рис. 1).

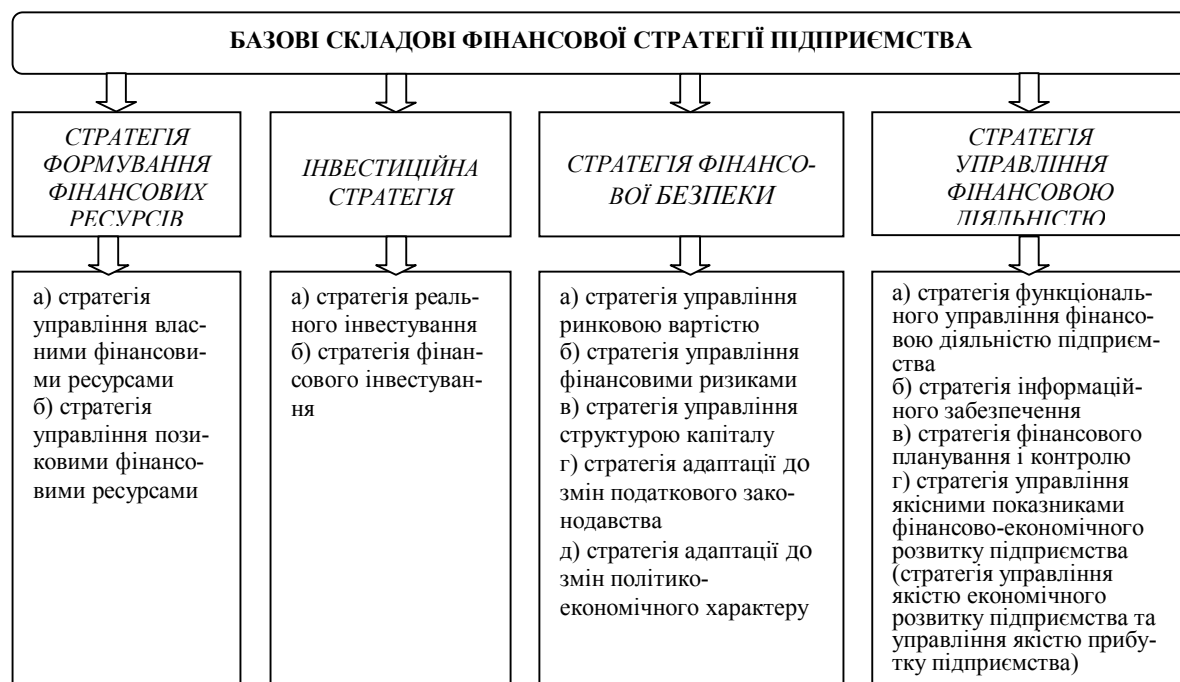


Рис. 1 Базові складові фінансової стратегії підприємства, складено авторами на основі [17]

У якості додаткових підблоків стратегії фінансової безпеки нами запропоновано виокремувати стратегію адаптації до змін податкового законодавства та стратегію адаптації до змін політико-економічного характеру. Ці підвиди стратегії фінансової безпеки є дуже важливими для підприємства, оскільки у сучасних умовах турбулентності в Україні зберегти фінансово-економічну стійкість можуть лише підприємства, здатні адаптуватися до швидких змін у зовнішньому середовищі.

Виокремлення стратегії управління якістю фінансово-економічного розвитку підприємства та якістю його прибутку в окремий підблок стратегії управління фінансовою діяльністю обґрунтовується тим, що підвищення якості економічного розвитку та якості прибутку є базовими засадами підвищення ринкової вартості підприємства, а отже і досягнення системних цілей підприємства.

Висновки та напрямок подальших досліджень. Аналіз існуючих поглядів науковців на економічну сутність та структуру поняття «фінансова стратегія підприємства» підтвердив відсутність єдиного підходу до даного питання, що затрудняє розробку основних етапів реалізації фінансової стратегії підприємства і потребує подальшого дослідження. Проведені дослідження в аспекті економічного розвитку підприємства дали змогу окреслити основні, із загальноприйнятих, завдання фінансової стратегії, що забезпечують певну збалансованість і майбутні напрями розвитку підприємства. Запропоновані в роботі удосконалені підходи до визначення структури фінансової стратегії сприятимуть удосконаленню управлінських заходів щодо підвищення фінансової стійкості та конкурентоспроможності підприємства в сучасних умовах економічної турбулентності.

Список літератури

1. Терещенко О.О. Фінансова діяльність суб'єктів господарювання : навч. посіб. / О.О. Терещенко. – К. : КНТЕУ, 2003 – 554 с.
2. Ковалюк О.М. Фінансовий механізм організації економіки України (проблеми теорії і практики) : моногр. / О.М. Ковалюк. – Л.: Львівськ. нац. ун-т ім. І. Франка, 2002. – 395 с.
3. Лукіна Ю.В. Формування та реалізація стратегії управління фінансами підприємства / Ю.В. Лукіна // Фінанси України. – 2008. – № 3 – С. 113.
4. Станіславчик Є.Н. Основи фінансового менеджменту / Є.Н. Станіславчик. – М.: Осць – 89, 2008. – 128 с.
5. Поддєрьогін А.М. Фінанси підприємств: підручник / А.М. Поддєрьогін, М.Д. Білик, Л.Д. Буряк та ін. – К.: КНЕУ, 2013. – 519 с.
6. Бланк І.О. Фінансова стратегія підприємства : моногр. / Бланк І.О., Ситник Г.В., Корольова-Казанська О.В., Ганечко І.Г. – К.: Київ. нац. торг.-екон. ун-т, 2009. – 147 с.
7. Власова К.Э. Финансовая стратегия: теоретические основы и методика разработки / К.Э. Власова, Е.В. Киорова // Современный менеджмент: проблемы и решения: материалы Международной заочной научно-практической конференции (1 февраля 2010 года). – Новосибирск, 2010. – С. 62–71. – [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://sibac.info/conf/manag/ia/51429>.
8. Гончаренко О.М. Фінансова стратегія: теоретичні питання розробки та реалізації / О.М. Гончаренко // Вісник соціально-економічних досліджень. – 2015. – Вип. 1. – № 56. – С. 35–40.
9. Янковська В.А. Фінансова стратегія та її роль у розвитку підприємства / В.А. Янковська // Вісник НТУ «ХПІ». – 2013. – № 50 (1023). – С. 182–187.
10. Стратегічне управління : навч. посіб. / [В.Л. Дикань, В.О. Зубенко, О.В. Маковоз, І.В. Токмакова, О.В. Шрамченко]. – К.: Центр учбової літератури, 2013. – 272 с.
11. Формирование финансовой стратегии организации / [О.А. Кузнецова, И.А. Ишеева, Ю.В. Дворникова] // Концепт. – 2013. – Спецвыпуск № 4. – [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://e-koncept.ru/2013/13533.htm>.
12. Петрова А.И. Финансовая стратегия как инструмент управления стоимостью предприятия в современных экономических условиях / А.И. Петрова, А.И. Заруднев // Современные научные исследования и инновации. – 2013. – № 10. – [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://web.snauka.ru/issues/2013/10/26684>.
13. Плікус І.Й. Методичні підходи щодо розробки фінансової стратегії розвитку підприємства / І.Й. Плікус // Економіка: проблеми теорії та практики. – 2002. – Вип. 159. – С. 90–99.
14. Шевченко Т.Є. Методичні підходи до управління фінансовою стратегією підприємства / Т.Є. Шевченко, О.І. Лозовська // Сучасні проблеми економіки та підприємництва. – 2014. – Вип. 14. – С. 225–230.
15. Поддєрьогін А.М. Фінансовий менеджмент [Електронний ресурс] / А.М. Поддєрьогін. – Режим доступу: <http://ukrkniga.org.ua>.
16. Слепов В.А. Взаимосвязи финансовой политики, стратегии и тактики / В.А. Слепов, Е.И. Громова // Финансы. – 2000. – № 8. – С. 50-54.
17. Волошук Л.О. Фінансова стратегія в управлінні розвитком та економічною безпекою підприємств / Л.О. Волошук, К.І. Науменко // Економічний журнал Одеського політехнічного університету. – 2017. – № 1 (1). – С. 23-30. – Режим доступу до журн.: <http://economics.opu.ua/ejoru/2017/No1/23.pdf>.

Рукопис подано до редакції 03.04.2018