

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЖИТОМИРСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

# **ТЕЗИ**

**IV ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ  
СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ  
«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ  
ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ  
ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»**



**12-13 квітня 2017 року  
м. Житомир**

# ТЕЗИ

## IV ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ «ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»

### Оргкомітет:

**О.В. Олійник** - д.е.н., проф., перший проректор Житомирського державного технологічного університету;

**В.В. Котенко** - к.т.н., доц., декан гірничо-екологічного факультету, ЖДТУ;

**В.Т. Підвисоцький**, д. геол. н., проф., завідувач кафедри РРКК ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

**В.О. Назаренко**, д.т.н., проф., професор кафедри маркшейдерії, ДВНЗ «Національний гірничий університет»;

**С.О. Жуков**, д.т.н., проф., завідувач кафедри відкритих гірничих робіт, ДВНЗ «Криворізький національний університет»;

**В.Г. Кравець**, д.т.н., проф., завідувач кафедри геобудівництва та гірничих технологій, КПІ ім. Ігоря Сікорського;

**О.О. Фролов**, д.т.н., проф., доцент кафедри геобудівництва та гірничих технологій, КПІ ім. Ігоря Сікорського;

**В.А. Стріха**, к.т.н., доц., доцент кафедри розробки родовищ та видобування корисних копалин, ДВНЗ «Національний університет водного господарства та природокористування»;

**О.М. Толкач**, к.т.н., доцент кафедри РРКК ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

**С.С. Іськов**, к.т.н., доц., доцент кафедри маркшейдерії, ЖДТУ;

**С.В. Кальчук**, к.т.н., доц., доцент кафедри РРКК ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

**Р.В. Соболевський**, к.т.н., доц., доцент кафедри маркшейдерії, ЖДТУ;

**А.О. Криворучко**, к.т.н., доц., доцент кафедри маркшейдерії, ЖДТУ;

**В.В. Коробійчук**, к.т.н., доц., доцент кафедри РРКК ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

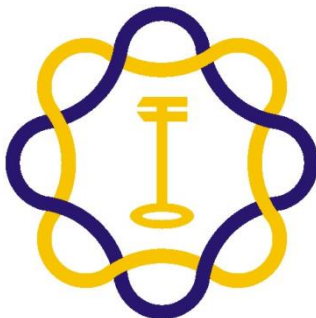
**О.В. Хоменчук**, к.т.н., доц., доцент кафедри РРКК ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ.

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЖИТОМИРСЬКИЙ ДЕРЖАВНИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ  
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ ІМЕНІ ІГОРЯ  
СІКОРСЬКОГО»  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ВОДНОГО ГОСПОДАРСТВА ТА  
ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

## **ТЕЗИ**

**IV ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ  
СТУДЕНТІВ, АСПРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ**

**«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ ГІРНИЧОЇ СПРАВИ  
ТА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ  
ПРИРОДНИХ РЕСУРСІВ»**



**м. Житомир, 12-13 квітня 2017 року**

УДК 504  
ББК 20.1  
Т11

*Друкується за рішенням науково-технічної ради Житомирського  
державного технологічного університету  
(протокол № 3 від 24.05.2017 р.)*

**Тези IV Всеукраїнської науково-практичної конференції  
Т11 студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку  
гірничої справи та раціонального використання природних  
ресурсів», 12-13 квітня 2017 року. – Житомир : ЖДТУ, 2017. –  
123 с.  
ISBN 978-966-683-480-8**

Представлено доповіді учасників IV Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів, аспірантів та молодих вчених “Перспективи розвитку гірничої справи та раціонального використання природних ресурсів”. Наведено аналіз та результати досліджень сучасних проблем геотехнологій, маркшейдерської справи та раціонального надкористування.

Конференція проводилася у Житомирському державному технологічному університеті 12-13 квітня 2017 року.

**УДК 504  
ББК 20.1**

ISBN 978-966-683-480-8

© ЖДТУ, 2017

Наукове видання

**Тези IV Всеукраїнської науково-практичної конференції  
студентів, аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку  
гірничої справи та раціонального використання природних  
ресурсів»**

Редактор *О.М. Толкач*  
Верстка та макетування *В.І. Шамрай*

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру суб'єктів видавничої справи  
ЖТ № 08 від 26.03.2004 р.

Формат 60x84/16. Ум. друк. арк. 7,2.

Видавець і виготівник  
Житомирський державний технологічний університет,  
вул. Черняхівського, 103, м. Житомир, 10005

## ТЕХНОЛОГІЯ БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ СПОРУД В ОБВОДНЕНИХ ТРІЩИНУВАТИХ МАСИВАХ З ВИКОРИСТАННЯМ ВИБУХОВИХ РОБІТ

При будівництві підземних споруд в складних гідрогеологічних умовах виникають труднощі, пов'язані з водопритоком, які погіршують як комфортність виробництва цих робіт, так і їх безпеку, пов'язану зі зниженням стійкості стін і покрівлі об'єкта.

На сьогоднішній день при будівництві підземних споруд відомі декілька технологій по боротьбі з водопритоком. Зокрема, це різні види тампонажу та хімічного закріплення ґрунтів; водопониження; заморожування ґрунтів та ін.

Хімічне закріплення ґрунтів ефективно використовувати при закріпленні піщаних ґрунтів водоносних горизонтів. При веденні робіт на скельному тріщинуватому масиві можливе застосування тампонажу. Однак цей спосіб не дає повної гарантії від проникнення підземних вод в підземну споруду, що будується, а може лише значно знизити їх обсяг.

Використання водозниження і заморозки для боротьби з водопритоком пов'язане з великими капітальними і особливо експлуатаційними витратами. З іншого боку, відомо, що при вибуху подовженого заряду в масиві утворюються дві основні зони: зминання та тріщиноутворення.

Причому в зоні зминання порода під дією вибухового навантаження «тече», і відбувається закриття всіх наявних тріщин в масиві. Розміри цих зон залежать від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов виробництва вибухових робіт та визначаються за формулою

$$r_{cm} = d \times \sqrt{\frac{P}{\sigma}} \quad (1)$$

де  $r_{cm}$  – радіус зони зминання, м;  $d$  – діаметр свердловини (шпуру), м;  $\sigma$  – межа міцності порід на стиснення, Па;  $P$  – тиск, що розвивається продуктом детонації, Па:

$$P = \frac{q \times D^2}{8} \quad (2)$$

де  $q$  – щільність зарядження ВР,  $\text{кг/м}^3$ ;  $D$  – швидкість детонації вибухової речовини (ВР),  $\text{м/с}$ .

Радіус зони тріщин, що підлягають зминанню, визначається

$$R = 0,2102 \cdot d \cdot q^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma^{-0,25} \cdot \tau^{-0,5} \quad (3)$$

де  $\tau$  – межа міцності порід на зсув, Па

Ці зони формуються в часі і їх розмір залежить від швидкості поширення тріщин в масиві і тривалості дії вибухової навантаження, яка в свою чергу залежить від довжини заряду, швидкості детонації застосовуваної ВР і місця її ініціювання.

Для прямого ініціювання

$$t_n = \frac{l_2}{D} \quad (4)$$

де  $t_n$  – час впливу прямого імпульсу поздовжньої хвилі при прямому ініціюванні, с;  $l_2$  – довжина заряду, м.

Для зворотного ініціювання

$$t_o = \frac{2 \times l_2}{D} \quad (5)$$

Таким чином, з'являється можливість сформувати такий заряд, часу дії якого вистачить лише на утворення зони зминання (в якій порода після вибуху стане монолітною і буде перешкоджати проникненню водних розчинів) без порушення навколишнього масиву. У зв'язку з чим пропонується технологія формування міцного водонепроникного залізобетонного екрану для будівництва підземних споруд у складних гідрогеологічних умовах.

На першому етапі пробурюють паралельно зближені шпури (або свердловини) по контуру створюваного екрану, відстань між шпурами (свердловинами) визначається виходячи з розмірів зон зминання, що утворюються (1). При цьому довжина заряду визначається таким чином, щоб тривалості дії вибухової навантаження вистачило тільки для утворення зони зминання без порушення навколишнього масиву.

Для центрального ініціювання довжина заряду визначається за формулою:

$$l_{ш} = \frac{C_n \times r_{CM} \times D}{C_n^2 - 0,25 D^2}; \quad (6)$$

де  $C_n$  – швидкість поширення поздовжньої хвилі в масиві,  $\text{м/с}$ .

Для прямого ініціювання

$$l_{zn} = \sqrt{\frac{r_{cm} \cdot D^2}{C_n^2 - D^2}} \quad (7)$$

Для зворотного ініціювання

$$l_{zo} = \frac{2r_{cm} \cdot C_n \cdot D}{4C_n - D^2} \quad (8)$$

Очевидно, що заряди необхідно розташовувати в шаховому порядку (рис. 1). Після формування з використанням вибуху непроникного екрану для закріплення масиву в сформованих шпурах розміщують або арматуру, або трос і потім порожнечі, що залишилися, заповнюються цементним розчином.

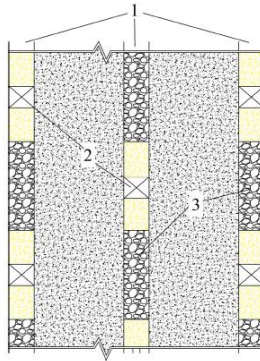
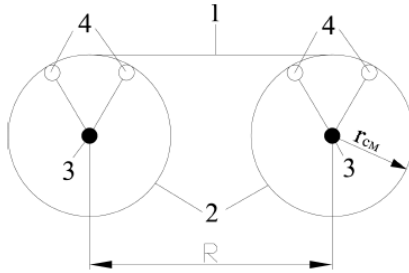


Рис. 1. Схема формування водонепроникного екрану: 1 – свердловина (шпур); 2 – сформований заряд; 3 – повітряний (водний) проміжок

Для зниження обсягів руйнування законтурного масиву використовують контурне підривання, застосування якого суттєво збільшує обсяг буріння та ускладнює процес формування контурних зарядів. При цьому слід врахувати той факт, що точних розрахунків для визначення параметрів зарядів і проміжків, що формуються, не існує. Крім того, обсяг масиву, який припадає на контурні заряди, є незначним.

Для усунення вищезазначених недоліків пропонується спосіб оконтурювання в передбачуваній підземній споруді з використанням компенсаційних шпурів (свердловин), які перешкоджають формуванню тріщин у законтурному масиві за рахунок їхнього схлопування. Для цих цілей компенсаційні шпури необхідно розміщувати на межі зони змінання – зони тріщин всередині цієї зони під кутом  $60^\circ$  (рис. 2).



*Рис. 2. Схема розташування зарядів і компенсаційних шпурів (свердловин) для оконтурювання гірських масивів: 1 – контур, що охороняється; 2 – контакт «зона змінання - масив»; 3 – контурні шпури; 4 – компенсаційні шпури*

Таким чином, використання цих способів при будівництві підземних споруд в складних гідрогеологічних умовах дозволяють забезпечити виконання необхідних робіт за рахунок виключення водопритоку та руйнуванню законтурного простору при виробництві вибухових робіт.

УДК 502/504

**О.О. Борисов**, аспірант  
*Національний технічний університет України  
 «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ГЕОЕКОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ РОЗПОВСЮДЖЕННЯ ЗАБРУДНЮВАЧІВ НА ПРИДОРОЖНІХ ТЕРИТОРІЯХ ВЕЛИКИХ МІСТ**

Дослідження присвячено вивченню хімічних і фізико-хімічних процесів, що відбуваються в геологічному середовищі поблизу напружених автомагістралей з основними речовинами-забруднювачами відпрацьованих газів автомобілів. Дана проблематика є надзвичайно актуальною, оскільки саме автотранспорт, за оцінками експертів, чинить основний негативний вплив на міське довкілля та здоров'я населення.

Автором визначено основні джерела потрапляння шкідливих речовин викидів автотранспорту у атмосферне повітря, водні об'єкти та ґрунтовий покрив, а також проаналізовано шляхи їх можливих природних і техногенних трансформацій на прилеглих до магістралей територіях. Особливу увагу приділено сезонним змінам кислотно-лужного і сольового балансів.



Встановлено, що в межах міських ландшафтів великих міст спостерігається значне порушення придорожніх ґрунтів. На геохімічних бар'єрах формуються техногенні аномалії певних хімічних речовин, а, отже, створюється нова, несприятлива геоекологічна обстановка.

Експериментально визначено, що навесні, після використання комунальними службами протижелезних засобів (зокрема, приблизно суміші піску і технічної кухонної солі  $\text{NaCl}$ , суміші солі  $\text{NaCl}$  і хлориду Кальцію  $\text{CaCl}_2$ , розчину модифікованого хлориду Кальцію  $\text{CaCl}_2$  та ін.), водневий показник рН водних витяжок зразків придорожніх ґрунтів сильно зміщений у бік лужного середовища, а забруднення іонами Хлору зростає приблизно в два і навіть більше разів.

Більш того, аналіз снігового покриву територій поблизу навантажених автомагістралей після декількох діб знаходження снігу показав суттєве збільшення в ньому зважених часток пилу та сажі, а також зміну рН середовища до слабколужного і навіть лужного. Це означає, що багаторічне використання у великих містах піщано-сольових сумішей як протижелезних засобів спричинює не тільки збільшення навесні у ґрунтах і ґрунтових водах умісту хлориду Натрію (точніше – іонів Хлору  $\text{Cl}^-$  і Натрію  $\text{Na}^+$ ) або хлоридів і сульфатів інших металів, але й витискування з ґрунтового поглинаючого комплексу таких важливих катіонів, як катіони Кальцію  $\text{Ca}^{2+}$  та Магнію  $\text{Mg}^{2+}$ , що заміщуються на більш рухомий катіон Натрію.

І це заміщення негативно позначається на фізичних і хімічних властивостях придорожніх ґрунтів, оскільки спричиняє їх ерозію та деградацію. А оскільки протижелезні реагенти і матеріали досить часто вносяться у кількостях, що перевищують необхідні концентрації, то взимку під час відлиг і у весняний період використані реагенти і піщаний пил активно потрапляють до ґрунтів і ґрунтових вод.

Піщано-сольові суміші зазвичай використовують і для обробки тротуарів, і для обробки доріжок лісопаркових зон міста. Взимку можна спостерігати так звану роторну перевалку снігу на газони, що також спричинює зміщення кислотно-сольового балансу. За оцінками фахівців, проникнення речовин-забруднювачів з поверхні ґрунту у глибину становить приблизно 20–50 см, тобто достатньо велика частина токсичних речовин залишається на поверхні педосфери, а інша частина, утворюючи колоїдні системи, мігрує у глибину з атмосферними опадами, потрапляючи і до ґрунтових і поверхневих вод, і у тканини рослин, тварин тощо.

Геоекологічний стан примагістральних територій (кислотно-сольове забруднення) досліджувався шляхом аналізу проб водних

грунтових витяжок у осінньо-зимній період та навесні, одразу після танення основної товщі снігу на початку вегетаційного періоду деревних рослин. Проби снігу бралися одразу після снігопаду та через 3–5 діб після нього з метою визначення ступеня і динаміки забруднення досліджуваних ділянок місцевості.

У якості показників кислотно-сольового забруднення придорожніх ґрунтів досліджувався вміст іонів Хлору і зміна кислотності водних ґрунтових витяжок. Відзначимо, що рН ґрунтової витяжки визначали потенціометричним методом з використанням потенціометра (іономер), відкаліброваного в одиницях рН, при температурі  $20 \pm 0,05^\circ\text{C}$ . Якісний аналіз опадів і водних ґрунтових витяжок на наявність аналітичних кількостей хлорид-іонів  $\text{Cl}^-$  проводили за тест-реакцією з нітратом Аргентуму  $\text{AgNO}_3$ . Тест вважається позитивним, якщо внаслідок взаємодії утворюється характерний сірчавий творожистий осад хлориду Аргентуму  $\text{AgCl}$ :  $\text{Cl}^- + \text{Ag}^+ = \text{AgCl}$ .

Кількісне визначення вмісту в опадах і ґрунтових витяжках іонів Хлору проводили за титриметричним методом Мора у слабко-лужному середовищі (рН = 6,5–10). При проведенні геоекологічних досліджень отримані результати порівнювали з фоновими значеннями. Як "фон" ("контроль") було взято середні значення показників проб з дачної та лісової ділянок, розташованих на відстані 200–250 м від автотраси поза межами міста. При проведенні інструментальних досліджень проводили статистичну обробку результатів – визначали середні значення, стандартне відхилення, а також перевіряли значимість отриманих результатів за критерієм Стьюдента, вважаючи результат значимим при рівні значимості  $\alpha < 0,05$ .

Таким чином, у дослідженні встановлено, що в межах придорожньої території великого міста спостерігається зміщення кислотно-сольового балансу, по-перше, через викиди шкідливих речовин з відпрацьованими газами автомобілів та викидами стаціонарних джерел забруднення, а, по-друге, через внесення протижелезних сольових реагентів. Відомо, що відхилення кислотності ґрунтового середовища у бік лужного більш згубно для рослин, ніж таке саме відхилення у бік кислотного. Тобто деревні породи, які є одними з основних компонентів озеленення вулиць, максимально приймають на себе "удар" з боку речовин-забруднювачів.

Крім того, залишкові кількості хлориду Натрію у вигляді дрібнодисперсного аерозолу осаджуються на деревах, спричинюючи їх пригнічення, втрату біологічної стійкості та навіть загибель. І найбільш уразливими вважаються поодинокі дерева та чагарники, що ростуть уздовж автомагістральних шляхів.

**ДОСЛІДЖЕННЯ РОБОТИ МЕХАНІЗОВАНИХ КОМПЛЕКСІВ,  
ПРИЗНАЧЕНИХ ДЛЯ ВИЙМАННЯ ПЛАСТІВ ПОТУЖНІСТЮ  
0,90 – 1,50 М, НА ОСНОВІ ЗАСТОСУВАННЯ  
АЛЬТЕРНАТИВНИХ ГРАФІВ**

В 2005 – 2009 рр. була здійснена спроба технічного переоснащення вугільних шахт. Планувалось замінити комплекси КД80 на КД90 та ДМ; комбайни 1К101 та К103 на УКД200-250. На початок 2011 р. (за даними Донецької обласної державної адміністрації) 122 лави були оснащені сучасним обладнанням. Середньодобове навантаження на очисний вибій склало 1047 т/доб., що не набагато більше ніж до переоснащення (847 т/доб.). Підвищення середньодобового навантаження на очисний вибій було досягнуто не за рахунок росту технічного рівня обладнання, а через скорочення очисних вибоїв з індивідуальним кріпленням та молотковим вийманням. Все вище наведене свідчить про неефективність модернізації шахтного фонду. Проте проблема полягає не в низькому рівні існуючого обладнання, а у відсутності методів та методик які б враховували раціональну область експлуатації, рівень взаємозв'язку, техніко-економічні показники роботи.

Підвищення добового навантаження на очисний вибій відбувається не за рахунок заміни обладнання на більш нове, а за рахунок раціонального вибору комплектацій в складі технологічного ланцюжку «кріплення – комбайн – конвеєр». Раціональною комплектацією будемо вважати ту, яка зможе забезпечити рівень добового навантаження на очисний вибій 1000 т/доб.

Процес вибору технологічного ланцюгу «кріплення – комбайн – конвеєр» ускладнений великою кількістю існуючого обладнання. В якості об'єкту дослідження було розглянуто роботу очисних вибоїв Донецької та Дніпропетровської областей. Найбільш популярними є комплекси КД80, ДМ, 1КД90. Задача полягала у дослідженні технологічних параметрів виймальних дільниць, окрім цього необхідно було проаналізувати фактичний рівень продуктивності для існуючих комплектацій.

Застосування альтернативних графів дозволяє в компактному та наочному вигляді представити інформацію про технологічні параметри, наявні комплектації та фактичний рівень продуктивності.

В якості прикладу на рис. 1 зображено універсальний граф фактичної області застосування комплексу 1КД90.

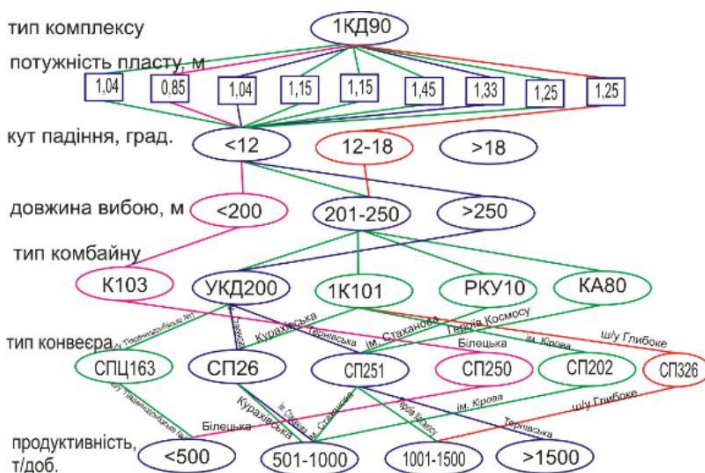


Рис. 1. Універсальний граф фактичної області застосування комплексу 1КД90

Для дослідження роботи комплексу було проаналізовано фактичний рівень вуглевидобутку наявних технологічних ланцюжків. Ефективність комплектацій оцінюється величиною добового навантаження на вибій.

Як видно із альтернативного графу для комплексу 1КД90 існує 9 альтернатив комплектацій, при цьому раціональними є 3.

Комбайн 1К101 може комплектуватись з конвеєрами СП326, СП26, СП202, але раціональною є тільки комплектація з конвеєром СП326 (ш/у Глибоке); в процесі роботи комбайна з конвеєром СП26 добуве навантаження не перевищувало 1000 т/доб. (ш. «Кураховська», ш. «Україна», ш. «Росія», «Холодна балка»). Продуктивність ланцюжку в якому функціонували комбайн 1К101 та конвеєр СП202 складала 824 т/доб. (ш. ім. С.М. Кірова).

Комбайн УКД200 комплектувався з конвеєрами СПЦ163, СП26, СП251; в переважній більшості випадків добуве навантаження не перевищувало 1000 т/доб. Тому використання комбайну УКД200 в складі комплексу 1КД90 нераціонально. При комплектації комплексу комбайном УКД200 та конвеєром СПЦ163 продуктивність не перевищувала 500 т/доб. (ш/у «Південнодонбаське» №1), при взаємодії з конвеєром СП26 добуве навантаження було на рівні 700 т/доб. (ш. ім. О.Г. Стаханова). При комплектації конвеєром СП251 продуктивність

не перевищувала 600 т/доб. (ш. ім. Є.Т. Абакумова, «Дніпровська»), проте на шахті «Гернівська» при експлуатації даного технологічного ланцюжку продуктивність складала 1618 т/доб.

Також з конвеєром СП251 взаємодіяли комбайни РКУ10, КА80 однак раціональним є тільки використання комбайну КА80 (ш. ім. «Героїв Космосу»).

Добове навантаження комплексу при комплектації комбайном К103 та конвеєром СП250 не перевищувало 500 т/доб. (ш. «Білецька»).

Для комплексу ДМ існує 10 варіантів комплектацій, але тільки у 6 з них продуктивність перевищує 1000 т/доб. Комплекс ДМ комплектувався комбайнами МВ410, МВ12-450, УКД200, УКДЗ, РКУ10 та конвеєрами СПЦ163, СП26, SZK190, СП251, SZK228, СПЦ271, СП301, СП326.

На відміну від комплексу 1КД90 діапазон застосування комплексу ДМ значно ширший (кут залягання понад 12<sup>0</sup>, довжина вибою менше 200 м (ш. «Гернівська»)).

Комплекс ДМ найчастіше комплектувався комбайном УКД200 (4 випадки); як і для комплексу 1КД90 взаємодія з конвеєром СП26 виявилась неефективною – добове навантаження не перевищувало 500 т/доб. («Щегловська – Глибока», ш/у «Південнодонбаське №1»); також неефективна комплектація з конвеєром СПЦ163 («Комунарська»). Можна зробити припущення, що добове навантаження при використанні комбайну УКД200 з конвеєрами СП26 та СПЦ163 в складі комплексів ДМ та 1КД90 не перевищує 800 т/доб. На відміну від комплексу 1КД90 взаємодія комбайна УКД200 з конвеєром СП251 є раціональною – добове навантаження на рівні 1100 т/доб. (ш. ім. Сташкова). При комплектації комбайну УКД200 з конвеєром СП326 добове навантаження також 1100 т/доб. (ш. «Краснолиманська»). При використанні конвеєру СП326 в складі комплексів 1КД90 та ДМ продуктивність завжди перевищувала 1000 т/доб.

При використанні комбайну РКУ10 (3 варіанти комплектації) в складі комплексу ДМ добове навантаження перевищувало 1000 т/доб. Найбільш раціональною є комплектація комбайну з конвеєром СП251 (ш. «Добропільська») – продуктивність 1697 т/доб., хоча в складі комплексу 1КД90 дана комплектація виявилась неефективною. При комплектації вибоїв комбайном РКУ10 та конвеєром СП26 продуктивність була на рівні 1400 т/доб. (ш. «Гернівська»), при комплектації конвеєром СПЦ271 – 1360 т/доб. (ш. «Комунарська»).

Також раціональною є комплектація комплексу ДМ комбайном УКДЗ, конвеєром СП301 (ш. ім. О.Ф. Засядька) – продуктивність 1400 т/доб.

Є випадки застосування іноземної техніки в складі комплексу ДМ (ШУ Покровське), але не завжди виправдані. При комплектації комбайном МВ410 та конвеєром SZK190 продуктивність комплексу ДМ не перевищувала 600 т/доб., а при використанні комбайну МВ12-450 з конвеєром SZK228 добове навантаження було на рівні 1300 т/доб.

Для комплексу КД80 існує 9 варіантів комплектацій, але раціональними є 4. Добове навантаження на рівні 1200 – 1600 т/доб. досягалось лише при використанні комбайнів КА80, КА200. При використанні комбайнів УКД200, 1К101 продуктивність була менша за 1000 т/доб.

Комбайн УКД 200 в складі комплексу КД80 взаємодіє з конвеєрами СП251, СП26. При взаємодії з конвеєром СП251 добове навантаження було на рівні 300 – 800 т/доб. (ш. «Іловайська» – 743 т/доб., ш. «Дніпровська» – 546 т/доб., ш. ім. Сташкова – 127 т/доб.), в деяких випадках, при довжині вибою 240 – 260 м, показники навантаження на вибій були на рівні 1000 – 1600 т/доб. (ш. «Західно – Донбаська» – 1583 т/доб.). При взаємодії з конвеєром СП26 продуктивність не перевищувала 500 т/доб. (ш. «Павлоградська» – 296 т/доб.).

Комбайном 1К101 з конвеєром СП26 найчастіше комплектували вибої Донецької області; проте показники добового навантаження не перевищували 800 т/доб. (ш. ім. Кірова, «Північна»). При взаємодії комбайна 1К101 з конвеєром СП250 максимальна продуктивність становила 1568 т/доб. (ш. ім. М.І. Сташкова), мінімальна – 321 т/доб. («Ясинівська Глибока»).

Найефективнішими виявились технологічні ланцюжки які комплектувались комбайном КА200 та конвеєром СП251 – максимальне добове навантаження становило 1898 т/доб. («Самарська»), мінімальне – 1215 т/доб. («Ювілейна»). При взаємодії з конвеєром СП26 максимальне добове навантаження становило 1453 т/доб. («Дніпровська»), мінімальне – 1416 т/доб. («Благодатна»).

При комплектації комбайном КА80 та конвеєрами СП26, СП251 добове навантаження було на рівні 1100 – 1700 т/доб. Добове навантаження при взаємодії комбайна КА80 з конвеєром СП26 в складі комплексу КД80 становило 1177 т/доб. («Тернівська»). При взаємодії комбайну КА80 з конвеєром СП251 максимальна продуктивність становила 1706 т/доб. (ш. ім. «Героїв Космосу»). При збільшенні довжини вибою, виймальної потужності продуктивність комплексу КД80 знижується; при довжині вибою 290 м та потужності 1,09 м добове навантаження було 752 т/доб. (ш. ім. «Героїв Космосу»).

Дослідивши роботу комплексів, призначених для тонких пластів, можна зробити наступні висновки:

- в складі комплексу 1КД90 раціонально використовувати комбайни КА80 та 1К101, в складі ДМ – комбайни УКД200, РКУ10, в складі КД80 – комбайни КА80, КА200;

- при використанні конвеєру СП251, незалежно від типу комплексу, показники добового навантаження були на рівні 600 – 1900 т/доб., в складі комплексу 1КД90 конвеєр раціонально використовувати з комбайном РКУ10, в складі комплексу ДМ з комбайнами РКУ10, УКД200, в складі комплексу КД80 з комбайнами КА80, КА200;

- неефективними виявились комплектації з конвеєрами СПЦ163 та СП250;

- конвеєр СП26 раціонально використовувати тільки в складі комплексів ДМ (в поєднанні з комбайном РКУ10) та КД80 (в поєднанні з комбайном КА80).

Незважаючи на велику номенклатуру конвеєрів універсальними виявились тільки конвеєри СП251 та СП326. Експлуатація комбайну УКД200 доцільна тільки в складі модернізованих вітчизняних комплексів (ДМ).

Графи вибору комплектацій можуть бути використані в якості допоміжного матеріалу при проектуванні виймальної дільниці, також при визначенні пріоритетів на виготовлення техніки вітчизняними машинобудівними заводами. В нашому випадку графи вибору альтернатив необхідні для визначення найбільш раціональної комплектації обладнання.

Запропонований інструмент вибору раціональних технологічних ланцюжків очисного обладнання вирізняється рядом переваг:

- при побудові універсальних графів було враховано фактичні взаємозв'язки обладнання та фактичний рівень видобутку за трирічний період;

- при виборі раціонального технологічного ланцюжку враховується раціональна область експлуатації (на основі статистичної обробки результатів);

- при побудові графів максимальних варіантів та маргінальних варіантів досліджується фактична область експлуатації;

- застосування алгоритмів оптимізації та розроблене програмне забезпечення дозволяє автоматизувати процес вибору раціональних комплектацій очисного обладнання;

- графи вибору побудовані для різних діапазонів за потужністю пласта це робить їх універсальними для умов Донецької та Дніпропетровської областей.

В подальшому застосування графів в подальшому дозволяє оптимізувати структуру технологічного ланцюжку «кріплення-комбайн-конвеєр» на основі використання алгоритмів оптимізації.

УДК 622.235

**О.Д. Горбань**, студ.  
**О.О. Фролов**, д.т.н., проф.  
*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ДОСЛІДЖЕННЯ ВЗАЄМОДІЇ ХВИЛЬ НАПРУЖЕНЬ ПРИ КОРОТКОСПОВІЛЬНЕНОМУ ПІДРИВАННІ СИСТЕМИ ЗАРЯДІВ В МАСИВАХ СКЕЛЬНИХ ПОРІД**

При дослідженні взаємодії хвиль напружень вибухів системи циліндричних зарядів пропонується визначити напружений стан гірського масиву певної міцності на підставі принципу суперпозиції хвиль напружень з урахуванням рішення задачі про руйнування скельних порід вибухом одиночного циліндричного заряду ВР. Для цього масив гірської породи розбиваємо на елементарні об'єми. Напруження в кожному такому об'ємі гірського масиву визначаємо шляхом додавання напружень, які утворюються при вибуху кожного з свердловинних зарядів ВР. У цьому випадку напруження, які утворюються вибухом другого заряду, у полі координат  $(r, \varphi)$  першого заряду мають вигляд:

$$\begin{cases} \sigma_{rr}^{II} = \sigma_{rr}^{II'} \cos^2 \alpha + \sigma_{\varphi\varphi}^{II'} \sin^2 \alpha; \\ \sigma_{\varphi\varphi}^{II} = \sigma_{rr}^{II'} \sin^2 \alpha + \sigma_{\varphi\varphi}^{II'} \cos^2 \alpha; \\ \tau_{r\varphi}^{II} = \tau_{\varphi r}^{II} = \frac{\sigma_{rr}^{II'} - \sigma_{\varphi\varphi}^{II'}}{2} \sin 2\alpha \end{cases} \quad (1)$$

де  $\alpha$  – кут між прямими, що з'єднують даний елементарний об'єм з першим та другим зарядами (рис.1);  $\sigma_{rr}^{II}$  та  $\sigma_{\varphi\varphi}^{II}$  – напруження на стискання та розтягнення, що утворюються другим зарядом і представлені в циліндричних координатах першого заряду;  $\sigma_{rr}^{II'}$  і  $\sigma_{\varphi\varphi}^{II'}$  – ті ж самі напруження в координатах другого заряду;  $\tau_{r\varphi}^{II}$  і  $\tau_{\varphi r}^{II}$  – дотичні напруження з боку другого заряду в координатах першого заряду.



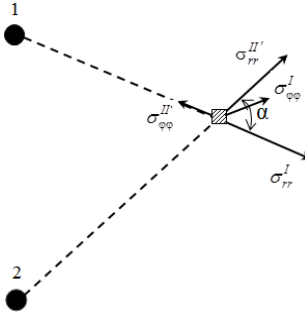


Рис. 1. Схема до визначення напружень в гірському масиві під час вибуху двох зарядів ВР: 1 – перший заряд; 2 – другий заряд

Для того, щоб знайти головні напруження на стискання та розтягнення в кожному елементарному об’ємі масиву гірських порід, необхідно вирішити характеристичне рівняння

$$\begin{vmatrix} \sigma_{rr}^I + \sigma_{rr}^{II} - \lambda & \tau_{r\phi}^{II} \\ \tau_{r\phi}^{II} & \sigma_{\phi\phi}^I + \sigma_{\phi\phi}^{II} - \lambda \end{vmatrix} = 0, \quad (2)$$

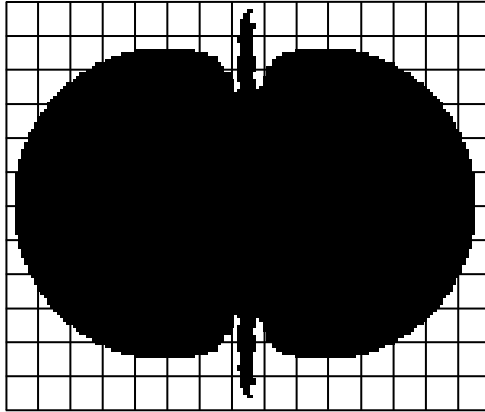
де  $\lambda$  – власне значення головного напруження.

З формули (2) маємо:

$$\left(\sigma_{rr}^I + \sigma_{rr}^{II} - \lambda\right)\left(\sigma_{\phi\phi}^I + \sigma_{\phi\phi}^{II} - \lambda\right) - \left(\tau_{r\phi}^{II}\right)^2 = 0, \quad (3)$$

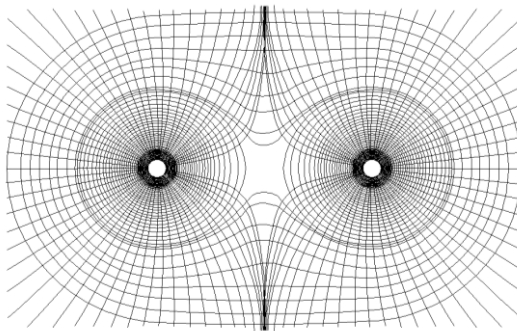
Визначені головні напруження у відповідності до формули (3) порівнюються з критичними значеннями напружень руйнування гірської породи (межею міцності порід на стискання, розтягнення та зсув). Якщо вони перевищують критичні значення, то гірський масив в даному елементарному об’ємі вважається зруйнованим. Повний об’єм руйнування визначається шляхом додавання зруйнованих об’ємів.

Для отримання розмірів зони руйнування використана програма, в якій послідовно задаються геометричні параметри досліджуваного об’єму гірського масиву, відстань між свердловинами, параметри свердловинних зарядів ВР і властивості гірських порід. За результатами розрахунку отримана зона руйнування порід на поверхні при одночасному підриванні двох свердловинних зарядів ВР довжиною 15 м, розташованих на відстані 5 м один від одного (рис. 2).



*Рис. 2. Зона руйнування гірського масиву на поверхні при підриванні двох циліндричних зарядів*

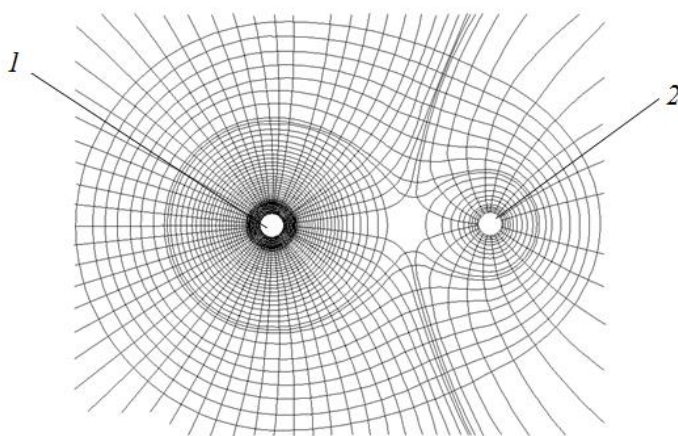
На рис. 3 наведено розподіл напружень на стискання при відстані між зарядами 5 м. З рисунку видно, що в початковий період часу розвитку вибуху область однакових значень напружень концентрується навколо кожного з зарядів. В подальшому поля напружень починають взаємодіяти між собою, з'являється сумісна область рівних напружень, яка спочатку має увігнуту форму, а потім вирівнюється до форми овалу. Напруження з кожного вибухів концентруються по лінії, перпендикулярній до лінії розташування зарядів, створюючи тим самим умови для руйнування масиву в цьому напрямку.



*Рис. 3. Схема розподілу напружень на стискання при одночасному підриванні двох суміжних свердловинних зарядів*

При короткосповільненому підриванні (КСП) суміжних зарядів ВР також відбувається взаємодія хвиль напружень під час вибуху кожного з зарядів та їх поширення по гірському масиву. В результаті цієї взаємодії формується певна діаграма направленості енергетичного потоку, яка характеризується спрямованою концентрацією напружень. Для дослідження впливу інтервалу сповільнення між зарядами при їх підриванні на характер формування діаграми направленості енергетичних потоків, яка визначає форму і об'єм зони руйнування масиву, використовуємо рішення математичної просторової моделі руйнування скельних порід вибухом двох суміжних циліндричних зарядів ВР з урахуванням хвиль напружень.

На рис. 4 представлено розподіл напружень на стискання при підриванні двох суміжних свердловинних зарядів зі сповільненням 0,4 мс. З рисунку видно, що область концентрації напружень зміщується в сторону другого заряду ВР, який підривається зі сповільненням.



*Рис. 4. Схема розподілу напружень на стискання при підриванні двох суміжних зарядів (1, 2) при сповільненні 0,4 мс*

Зважаючи на вищенаведене, проведені подальші дослідження по визначенню оптимального часу сповільнення між зарядами ВР для певних умов підривання при якому об'єм руйнувань масиву гірських порід буде максимальним.

За результатами розрахунку отримана графічна залежність між часом сповільнення вибухів свердловинних зарядів ВР та об'ємом руйнувань магнетитових кварцитів (рис. 5).

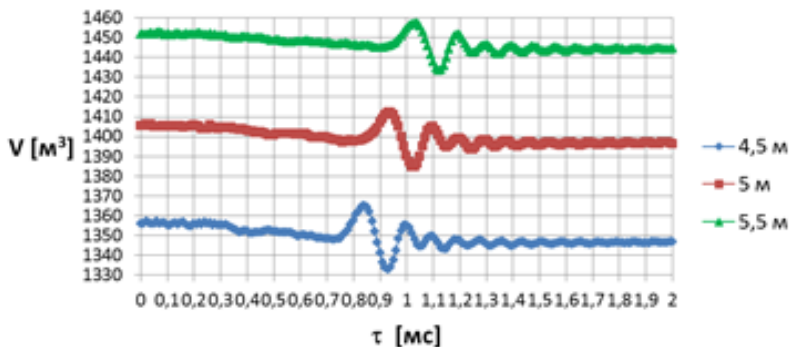


Рис. 5. Зміна об'єму руйнувань магнетитових кварцитів в залежності від часу сповільнення між підриванням зарядів ВР при різних відстанях між свердловинами

Аналіз отриманих розрахункових та вихідних даних, зокрема, фізико-механічних властивостей магнетитового кварциту, для розрахунку об'єму руйнувань показує, що інтервал сповільнення між вибухами свердловинних зарядів ВР, при якому отримане максимальне значення руйнування гірського масиву, можна визначити за формулою

$$\tau = \frac{a}{c_l}, \quad (4)$$

де  $a$  – відстань між свердловинними зарядами ВР, м;  $c_l$  – швидкість поширення поздовжніх хвиль у гірському масиві, м/с.

Відповідно до прийнятих значень відстаней між зарядами ВР 4,5 м, 5,0 м та 5,5 м і значення швидкості поширення поздовжніх хвиль напружень у магнетитовому кварциті  $c_l = 5300$  м/с з (4) отримані наступні інтервали сповільнень, що визначають найбільше значення об'єму руйнувань: для  $a = 4,5$  м –  $\tau = 849$  мкс;  $a = 5,0$  м –  $\tau = 943$  мкс;  $a = 5,5$  м –  $\tau = 1038$  мкс.

Таким чином, в результаті проведених досліджень встановлено, що максимальне значення об'єму руйнувань гірських порід при наявності однієї площини оголення перебуває в прямій залежності від інтервалу сповільнення між вибухами суміжних зарядів, який в свою чергу визначається відношенням відстані між свердловинними зарядами до швидкості поширення хвиль напружень в гірському масиві.

## **ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ КОМБІНОВАНИХ СПОСОБІВ ВІДОКРЕМЛЕННЯ МОНОЛІТВ ВИСОКОМІЦНИХ ПОРІД НА КАР'ЄРАХ БЛОЧНОГО ОБЛИЦЮВАЛЬНОГО КАМЕНЮ**

Зростання кількості каменедобувних підприємств, дестабілізація економіки України, підвищення цін на нафтопродукти, обладнання, витратні матеріали та інструмент, підвищення вимог до стандартів продукції з каменю обумовлюють необхідність вирішення проблеми вибору ефективних та економічно вигідних технологій виробництва товарних блоків.

Відповідно до даних Державної служби геології та надр України, було підраховано близько 388 млн. м<sup>3</sup> запасів облицювального каменю (ОК). В Україні зареєстровано 223 родовища ОК: значна їх частина розташована на території Житомирської області (44,6% або 96 родовищ). Однак, не кожне з них розробляється: приблизно 65% із загального числа родовищ виробили 459500 м<sup>3</sup> (1240 млн. т) товарних блоків протягом 2015 року. Незважаючи на перспективи, Україна видобуває близько 0.41% від світового виробництва блоків та менше 0,1% від власних розвіданих запасів.

Причин такого уповільнення існує декілька: низька механізація процесу розробки родовищ, значні обсяги ручної праці, високі ціни на якісне обладнання, запасні частини, паливо, витратні матеріали для забезпечення виробничого процесу, високі податки, високі збори за землекористування, дорогі ліцензії тощо.

З метою покращення стану каменедобувної галузі України необхідно переглянути існуючі видобувні технології, визначити їх економічну та технологічну вигідність щоб підвищити виробничі об'єми та оптимізувати витрати на виробництво блоків з українського високоміцного облицювального каменю (ВОК).

Морфологічна і геологічна мінливість кам'яних відкладень і природне різноманіття матеріалів дає підставу для використання широкого спектру видобувних технологій. В світовій практиці товарні блоки ОК в основному видобуваються трьома добре відомими технологіями: різання алмазним канатом, пиляння баровою установкою (тільки для м'яких порід) та розщеплення детонаційним шнуром. Для видобування ВОК найбільш часто використовуються

технології алмазного канатного різання (АКР), буро-вибуховий спосіб відокремлення моноліту (БВВ), відокремлення за допомогою детонаційного шнура (ДШ) та буріння в поєднанні з використанням гідравлічних клинів або хімічних генераторів кисню типу «Літокол» (ГКХ). Всі перелічені технології та деякі їх комбінації було проаналізовано в даній роботі.

Основною умовою виконання робіт по відокремленню блоків ОК є витрата прийнятної суми коштів на видобування та максимальне збереження цілісності масиву гірських порід. Метою роботи є визначення найкращих технологій відокремлення блоків каменю в умовах УКЩ з точки зору найвищої технічної та економічної придатності.

Основними умовами для успіху нової технології є її простота та дешеви́зна в порівнянні з іншими методами, що вже використовувались. Проте, існують й інші важливі аспекти, які слід враховувати при виборі технології різання каменю: безпечність при її використанні, універсальність та адаптованість до характеристик масиву гірських порід.

Відокремлення моноліту від масиву є першим етапом виробничого процесу видобування блоків ВОК. Оцінка економічності його здійснення включає в себе підрахунок обсягів споживання енергії, витратних матеріалів, зношування механізмів, витрати людських ресурсів, які є змінними в залежності від виду технології.

Дослідження процесу відокремлення виконувались на кількох кар'єрах ВОК в Житомирській області (Кам'янобрідське Північне родовище габро, Човнівське родовище сієніту, Вол.-Волинське родовище габро, Осниківське родовище лабрадориту). Крім того проаналізовано технології, що застосовуються італійськими кар'єрами в областях Пе'монт та Сіцілія.

ОК на більшості родовищ в умовах УКЩ видобувається за двостадійною схемою, монолітами об'ємом 150-200 м<sup>3</sup>. Висота таких монолітів зазвичай відповідає відстані між природними тріщинами в масиві ГП (3-4 м). Розміри товарних блоків коливаються в межах 1-5 м<sup>3</sup> (5-15 т).

Експлуатаційні витрати на видобування кожною з технологій розраховувались за формулою 1.

$$E_{\text{в}} = \frac{n_{\text{п}} * T * z_{\text{п}} + \sum (B_{\text{п}} * T_{\text{зар}}) + \sum (n_{\text{об}} * T_{\text{зає}} * A)}{V_{\text{мон}}}, \text{ EUR} / \text{м}^3 \quad (1) \text{де: } n_{\text{п}} - \text{кількість}$$

працівників;

$T$  – затрачений час на вирізання 1 моноліту, год;

$z_{\text{п}}$  – заробітна плата 1 працівника, EUR/год;

$B_{\text{п}}$  – вартість витратних матеріалів, EUR/год;

$T_{\text{заг}}$  - загальний час роботи кожної одиниці техніки, год;

$n_{\text{об}}$  - кількість одиниць обладнання;

$A$  – витрати на амортизацію, EUR/год;

$V_{\text{мон}}$  - об'єм моноліту, м<sup>3</sup>.

Питомі витрати на відокремлення моноліту вибуховим способом (ДШ) складають приблизно 5 EUR/м<sup>3</sup>, в той час як при виконанні АКР+ДШ вартість в середньому складає 17,5 EUR/м<sup>3</sup>. Коливання витрат на видобування 1 м<sup>3</sup> ВОК на різних родовищах показана на Рис. 1. Відповідно до графіку, найбільш дешевою є технологія ДШ, найбільш дорогою – АКР + ДШ. Технологія АКР + ГКХ є дещо дешевшою, що виправдовує її розповсюдження на українських каменедобувних підприємствах.

Так як вартість канату достатньо висока (від 45 до 140 EUR/мп в залежності від призначення), дуже важливо досягти гарних експлуатаційних показників, які звичайно визначаються двома параметрами: продуктивність (м<sup>2</sup>/год) та строк служби канату (м<sup>2</sup>/м).

Витрати на первинне відокремлення моноліту, використовуючи технології АКР + ДШ та окремо ДШ побудовані на Рисунку 2 у вигляді функції вартості товарного блоку. Точка перетину двох прямих графіку визначає перехідний момент, в який використання АКР стає більш вигідним по мірі зростання вартості товарного блоку в порівнянні з технологією ДШ.

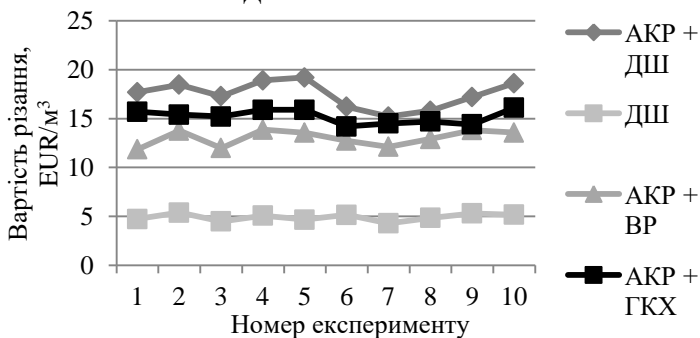


Рис. 1. Витрати на відокремлення 1 м<sup>3</sup> ВОК

Середній строк служби сучасних алмазних канатів складає 10-12 м<sup>2</sup>/м при видобуванні гнейсів. При різанні міцних порід алмазний канат все ще не повністю конкурентоспроможний в порівнянні з детонаційним шнуром. Проте тенденція до збільшення обсягу робіт канатної установки на різних технологічних операціях все ж спостерігається.

Технологія БВВ не забезпечить високу автоматизацію процесу, тому слід враховувати і значні витрати на робочу силу. Крім того, проблеми, пов'язані з шумом, вібраціями і значним розльотом породи, накладають деякі обмеження на використання цього методу, особливо в близькій доступності житлових будівель або автомобільних доріг.

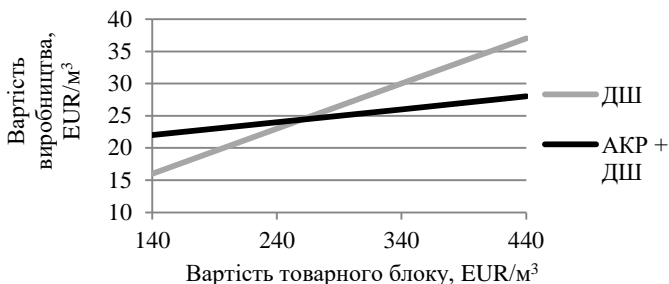


Рис. 2 Зміна вартості виробництва різними способами відповідно до ціни блоку

**Висновки.** Технологія БВВ є найбільш традиційною, перевіреною та «дешевою» при видобуванні ВОК. Проте, не тільки низькі фінансові витрати, але й якісний вихід кінцевої продукції мають бути враховані, тобто який об'єм каменю буде дійсно придатний для використання в подальшій обробці.

На практиці АКР майже завжди використовується в поєднанні з вибуховими або невибуховими методами відокремлення моноліту від масиву. Алмазний канат застосовується зазвичай для врізання вглиб масиву, різання однієї вертикальної та однієї горизонтальної щілин. Решта площин створюється за рахунок використання ВР, НРС або ГКХ. Нині застосування комбінованих технологій дозволяє отримувати кращу якість блоків та найнижчу кількість відходів в процесі виробництва в порівнянні з одним тільки динамічним розщепленням, що є особливо суттєвим при видобуванні дорогих та рідкісних сортів гірських порід. При цьому витрати на комбіновану технологію в незначній мірі перевищують вартість вибухової технології. Таким чином, необхідно проводити додаткові дослідження для виявлення найбільшої економічної вигоди від використання різних комбінацій для різних видів гірських порід та у відповідності з подальшим призначенням блоку декоративного каменю.

В таблиці 2 наведено порівняння якісних характеристик основних методів відокремлення моноліту від масиву на кар'єрах міцних порід.



Таблиця 2

Порівняльний аналіз якісних характеристик основних методів відокремлення моноліту високоміцних порід

| Хар-ки                                               | ДШ       | АКР     | АКР+ ДШ | ВР       | ВР+ АКР | АКР+ ГКХ |
|------------------------------------------------------|----------|---------|---------|----------|---------|----------|
| Якість поверхні                                      | -        | +       | +       | -        | +       | +        |
| Продуктивність по гірничій масі, м <sup>2</sup> /год | + (7-10) | ± (1-4) | + (10)  | + (7-10) | + (10)  | + (10)   |
| Енергоспоживання                                     | -        | ±       | ±/-     | -        | ±/-     | ±/-      |
| Капітальні витрати                                   | -        | ±       | ±       | -        | ±/-     | ±/-      |
| Витрати на інструмент                                | -        | +       | +       | -        | +       | +        |
| Вплив на навколишнє середовище                       | +        | -       | ±       | +        | +       | -        |
| Рівень механізації                                   | -        | ±       | ±/-     | -        | ±/-     | ±/-      |
| Безпека ведення робіт                                | -        | ±       | ±       | -        | -       | ±        |
| Витрати води                                         | -        | ±       | ±       | -        | ±       | ±        |
| Вплив на масив ГП                                    | ±        | -       | ±       | +        | ±       | -        |

«-» - низький; «±» - середній; «+» - високий

В даний час, в Україні існує необхідність використовувати такі технології, які будуть відповідати як відносно низькій ціні, так і мають бути орієнтовані на отримання якісної продукції відповідно до державних та європейських стандартів. В світовій практиці часто дешевизною технологій нехтують: для підприємств важливим є максимальний вихід блоків з мінімальним створенням відходів, адже часто імпортований камінь є достатньо рідкісним та обмеженим в запасах. Отже, найкраща технологія не завжди відповідає найдешевшій. Таким чином, в каменедобувному секторі більш досконалі та, як наслідок, більш дорогі методи набувають все більшого значення.

**В.В. Журавель**, студ.  
**А.В. Хоменюк**, студ.  
**О.О. Фролов**, д.т.н., проф.  
*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ВИЗНАЧЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО СПІВВІДНОШЕННЯ МІЖ ОБ'ЄМОМ КУЗОВА АВТОСАМОСКИДА І ОБ'ЄМОМ КОВША ЕКСКАВАТОРА**

Розробка потужних родовищ корисних копалин здійснюється із застосуванням технологічних комплексів, в основу яких покладено переміщення гірничої маси транспортними засобами. Формування комплексів обладнання, що складає структуру комплексної механізації, ґрунтується на їхній якісній і кількісній взаємодії з обладнанням суміжних процесів. Провідним обладнанням в загальному технологічному процесі, з якими пов'язуються параметри, продуктивність та кількість машин інших ланок вантажопотоків, є, зазвичай, навантажувальні і транспортні машини.

При технологічних комплексах з використанням автотранспорту гірнича маса вантажиться мехлопатами або навантажувачами у автосамоскиди і перевозиться до приймальних пунктів. Розкрив поступає на зовнішні відвали, а корисна копалина – до технологічного комплексу. В теорії і практиці експлуатації екскаваторно-автомобільних комплексів велика роль відводиться вивченню впливу на кінцевий результат роботи комплексу основного його параметра – співвідношення між об'ємом ковша екскаватора  $E$  і об'ємом кузова автосамоскида  $V_a$ . Оскільки навантаження і транспорт в кар'єрі являють собою єдиний технологічний процес, який забезпечується різними машинами єдиного комплексу, указані параметри машин повинні бути тісно пов'язані між собою з урахуванням динаміки змін умов протікання процесу. Крім цього, умови спільної роботи комплексу «екскаватор-автосамоскид» впливають на вантажопідйомність автосамоскиду і конструктивні особливості його кузова.

Сумісність параметрів вантажонесущих ємностей навантажувальної і транспортної ланок комплексу визначається наступними факторами:

технологічними: зручністю розвантаження породи з ковша; максимальним використанням вантажопідйомності автосамоскиду; забезпеченням заданої продуктивності комплексу;

технічними: обмеженням динамічних навантажень на вузли конструкції автосамоскиду;

економічними: при різних поєднаннях вказаних параметрів змінюється поєднання співвідношення між елементами навантажувально-транспортного циклу, що призводить до зміни ступеня використання екскаватора і автосамоскиду і, отже, до різних сумарних затрат на навантаження і транспортування.

Аналіз літературних джерел свідчить про те, що раціональне співвідношення ємності кузова автосамоскида до ємності ковша екскаватора є важливою умовою, що забезпечує високо-продуктивне використання екскаваторів і автотранспорту при мінімальній вартості гірничотранспортних робіт. Однак серед дослідників немає єдиного погляду на метод визначення раціонального співвідношення параметрів екскаваторно-автомобільного комплексу і кількісних його характеристик. Тому встановлення оптимального співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора для забезпечення правильної організації робіт екскаваторно-автомобільного комплексу і ефективного його використання в часі є актуальним.

Встановлення якісного взаємозв'язку продуктивності комплексу обладнання циклічної дії з продуктивністю транспортних машин базується на основі визначення їх експлуатаційних і максимально можливих (теоретичних) продуктивностей. Повна технологічна узгодженість у роботі екскаваторно-транспортного комплексу настане у тому випадку, коли відносні значення продуктивностей екскаватора і автосамоскида будуть рівні між собою (так зване математичне очікування даного процесу).

За результатами досліджень отримана формула для визначення раціонального співвідношення між об'ємом ковша екскаватора і об'ємом кузова автосамоскида

$$\frac{V_a}{E} = \frac{1}{2} k_n \left( 1 + \sqrt{1 + 4 \frac{t_o(t_n + t_o + t_p)}{t_n^2}} \right), \quad (1)$$

де  $E$  – об'єм ковша екскаватора, м<sup>3</sup>;  $V_a$  – об'єм кузова автосамоскида, м<sup>3</sup>;  $k_n$  – коефіцієнт наповнення ковша;  $t_n$  – середня тривалість циклу екскавації породи, хв;  $t_o$  – тривалість обміну автосамоскидів під завантаження, хв;  $t_p$  – середня тривалість рейсу автосамоскиду без врахування навантажувально-обмінних операцій, хв.

На підставі вищенаведеної формули побудована залежність між співвідношенням  $V_a/E$  та середньою тривалістю рейсу автосамоскиду для різних значень коефіцієнту наповнення ковша екскаватора (рис. 1).

Середня тривалість циклу екскавації породи прийнята  $t_{ц}=0,5$  хв, середня тривалість обміну автосамоскидів під завантаження прийнята  $t_0=1$  хв.

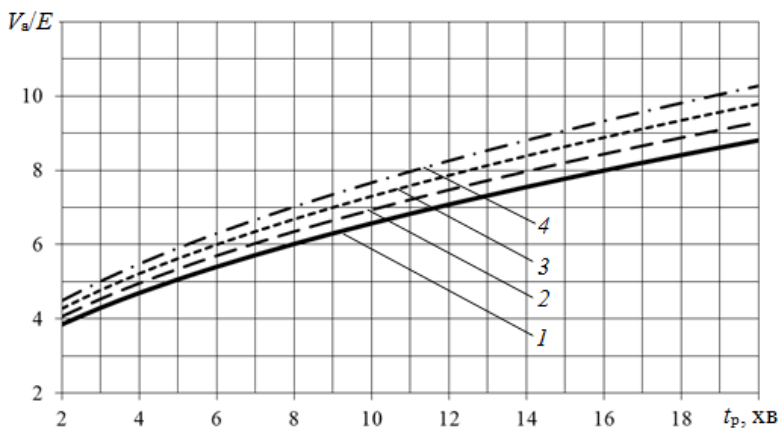


Рис. 1. Залежність між співвідношенням  $V_a/E$  та середньою тривалістю рейсу автосамоскиду  $t_p$  для різних значень коефіцієнту наповнення ковша екскаватора: 1 –  $k_n=0,9$ ; 2 –  $k_n=0,95$ ; 3 –  $k_n=1,0$ ; 4 –  $k_n=1,05$

Аналіз графічних залежностей показує, що збільшення тривалості рейсу, а отже відстані транспортування викликає необхідність переглядати співвідношення між об'ємом ковша екскаватора і об'ємом кузова автосамоскида, тобто змінювати обладнання. Тому для раціональної розробки родовищ необхідно заздалегідь планувати гірничотранспортні роботи.

UDC 622.331:627.411

**V. Dovbeniuk**, student

**V. Strikha**, PhD in Engineering, As. Prof.,

**O. Syrotynskyi** PhD in Engineering, As. Prof.,

**A. Litvinchuk**, senior lecturer

*National University of Water and Environmental Engineering, Rivne*

## CULTIVATION OF PEAT-BASED SWARDS IN UKRAINE

Many countries in the world are engaged in growing turf both on special mineral (grass swards), and on the basis of peat (peat-based swards).

Peat-based sward is the cover of the mower type that is formed from interlacing of fibrous root systems and aboveground parts of herbaceous

plants on peat basis. They are used to create decorative, sports and other types of lawns. In addition to their ornamental and aesthetic value, peat-based swards are of great economic importance, especially in order to strengthen the earthen slopes of roads and railways, the construction of hydromeliorative structures, consolidation of riverbanks and reservoirs. Creating a turf cover on steep slopes by sowing grass seed is considered to be ineffective as much of the seed is washed out by rains. Under such conditions, the protection of slopes from water and wind erosion demands the significant reduction of the period necessary for soil turving. To do this, the best peat-based swards previously (30-40 days earlier) grown on drained peat deposit are to be used.

The key point of peat-based swards cultivation is as follows. Plants are characterized by tropism – growing movement of organs (stems, roots, leaves), caused by the directed action of any stimulus - light (phototropism), temperature (thermotropism), water (hydrotropism), oxygen (aerotropism) and chemicals (hemotropism).

This property of plants has been used for growing swards on drained peat deposits, which are characterized by high acidity. Lime is input into the thin loosened surface layer to neutralize the acidity of peat, mineral fertilizers to create conditions for plants growing only within a thin layer, and then grass seed is sown. Plants develop only in the cultivated layer, because, due to the high acidity, lack of fertilizers and poor aeration of the lower layers of the deposit, the plant roots do not penetrate into these layers but intertwine in the cultivated layer, forming a solid rubbery turf almost not bound to the lower layers of the deposit – peat-based swards. Cut into strips, peat-based swards are easily separated from the lower layers of peat deposit with the help of specially designed machines. The stripes of peat-based swards are strong enough, so they can be folded into rolls and transported to the planting sites where they are unfolded, placed on pre-aligned and wetted soil and tramped down. After 5 - 6 days the grass root system survives.

The best foundation for growing peat-based swards is highland peat of the moss group characterized by high hydrolytic and exchange acidity when compared to conventional soils that allows growing of high-quality swards. Most peat deposits in Ukraine consists of lowland peat types, hydrolytic acidity of which is much lower than in the highland peat of the moss group, making it difficult to obtain high quality products.

Ukraine has developed the technology for the production of peat-based swards on lowland peat deposits types. The studies performed on Smolynskiy station of the state enterprise "Chernihivtorf" showed that a good basis for growing of peat-based swards on the peat deposits of the

lowland type is provided by grass-moss peat with the rate of decomposition of up to 30%, ash content of 20% and the necessary acidity.

Peat deposit must be drained and prepared according to the rules of technical exploitation of peat deposits for extraction of milled fuel peat. The prepared layer of the deposit must not contain wood residues and emissions from mineral soil. Around the areas for growing of peat-based swards there must be provided the availability of water supplies for irrigation the turf-forming plants during the care period.

УДК 622.235

**А.С. Кашталер**, студ.

**А.Л. Ган**, к.т.н., доц.

*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ФОРМУВАННЯ ШПУРОВИХ ЗАРЯДІВ ПРИ ПРОХОДЦІ ВИРОБОК ВЕЛИКОГО ПЕРЕРІЗУ**

Характерною особливістю сучасного підземного будівництва є проведення значного обсягу виробок великого поперечного перерізу, які використовують у багатьох галузях народного господарства. Зокрема, це будівництво підземних комплексів атомних і гідроелектростанцій, вугільних і гірничорудних підприємств, об'єктів для захоронення радіоактивних відходів, сховищ газо- і нафтопродуктів, спеціального призначення, а також автодорожні і залізничні тунелі, об'єкти соціального призначення та міського будівництва.

Більшість підземних комплексів споруджують в породах середньої міцності і міцних, а основним способом розробки породи є буропідривний.

За останні роки накопичено значний досвід будівництва виробок великого поперечного перерізу. Розроблено та впроваджено нові конструкції кріплень і методи їх розрахунку, використовуються високопродуктивні гірничо-прохідницькі машини, транспортні засоби, механізовані опалубки для зведення постійної конструкції кріплення та ін. У той же час проведений аналіз безпосередньо технології будівництва таких виробок показав, що їх проходять, як правило, у декілька етапів: спочатку розкривають склеп, зводять в ньому постійне кріплення, а потім розробляють ядро і зводять стіни.

Така поетапність робіт збільшує термін будівництва і їхню вартість. Частково, це є наслідком того, що в більшості випадків використовують технологію проходки виробок з розкриттям

підсклепінчастої частини відразу на повний профіль, що призводить до підвищення небезпеки при проведенні робіт, пов'язаних з вивалом породи і зведенням тимчасового кріплення.

Порівняльний аналіз темпів проходки виробок великого перерізу показує, що досягнуті в нашій країні темпи проходки в 2-3 рази нижче, ніж за кордоном, а трудомісткість значно вище.

При розкритті перерізу виробок попереду вибою утворюється певна зона, в межах якої спостерігається деформація розтягування порід в напрямку проведення виробки. Глибина цієї зони, зазвичай, має форму кульового сегмента, яка залежить від геометричних розмірів перерізу розкритої виробки, коефіцієнта бокового відпору і величини донного заряду вибухової речовини (ВР).

За результатами експериментальних досліджень науковцями встановлено, що ефективність вибуху зарядів ВР в цій зоні при паралельному розташуванні шпурів відносно поздовжньої осі виробки досить висока. Таким чином, буріння шпурів на глибину, рівну глибині зони деформацій розтягування порід попереду вибою (зона найбільш сприятливих умов для дроблення породи), дозволяє підвищити коефіцієнт використання шпурів і знизити питому витрату ВР. Також було встановлено, що величини напружень на розтягнення в цій зоні мають максимальні значення в безпосередній близькості від площини вибою і плавно переходять на відстані, приблизно  $(0,5 \dots 0,6)B$  ( $B$  – ширина вибою), в напруження на стискання.

Аналогічне явище спостерігається і щодо змін масиву від дії вибуху. Вторинна тріщинуватість порід зменшується при віддаленні від поверхні відриву. Тому є доцільним зниження енергії вибуху зарядів в цій зоні породного масиву, причому це зменшення повинно бути диференційовано відповідно до ступеня зміни його тріщинуватості по глибині шпурів.

Необхідна кількість енергії вибуху для донної ділянки шпурів буде визначатися за формулою

$$E_d = e_0 \cdot K_{зб} \cdot W_{гр} \left( \frac{6W_{гр} \cdot L_3}{b} - L_3 - W_{гр} \right) \sqrt{\frac{C_3}{C_0}} \cdot K_{ст}, \text{ кДж}$$

де  $e_0$  – питома поверхнева енергія руйнування, кДж/м<sup>2</sup>;  $K_{зб}$  – коефіцієнт зближення шпурів, що дорівнює відношенню лінії найменшого опору до відстані між шпурами;  $W_{гр}$  – лінія найменшого опору для конкретної серії (групи) шпурів, м;  $L_3$  – довжина ділянки заряду ВР (шпура), м;  $b$  – розмір кондиційного шматка, м;  $C_3$  та  $C_0$  – швидкості поздовжньої хвилі, відповідно, на розрахунковій ділянці

заряду та масиву в природному (початковому) стані, м/с;  $K_{ст}$  – коефіцієнт затиску для донної ділянки шпуру, що залежить від довжини шпуру і площі оголення і визначається за відомими методиками.

Значення питомої поверхневої енергії руйнування і протяжності зони сприятливих умов для диференціації зарядів ВР по їх довжині були визначені експериментально у виробках великого поперечного перерізу (табл. 1). З даних, які наведені у таблиці, видно, що значення протяжності зони сприятливих умов підривання менше розрахункової величини зони деформацій, тобто  $L_{бл} < (0,5 \dots 0,6)B$ . Це обумовлено тим, що значення зони визначалося за ступенем вторинної тріщинуватості, а на іншій ділянці масиву напруження на розтягнення не значні і тому не чинять істотного впливу на ефективність вибухового руйнування.

Таблиця 1

*Значення питомої поверхневої енергії руйнування і протяжності зони сприятливих умов для зарядів ВР по їх довжині*

| Тип породи | Питома поверхнева енергія руйнування, кДж/м <sup>2</sup> | Протяжність зони сприятливих умов $L_{бл}$ , м |
|------------|----------------------------------------------------------|------------------------------------------------|
| Алевроліт  | 56,3                                                     | 2,75                                           |
| Піщаник    | 77,6                                                     | 2,15                                           |
| Доломіт    | 127,0                                                    | 1,6                                            |
| Вапняк     | 178,0                                                    | 1,55                                           |
| Граніт     | 228,0                                                    | 1,40                                           |

Регулювання кількості енергії по довжині шпуру пропонується здійснювати зміною діаметра патронів ВР від 24 до 36 мм в шпурі діаметром 42 мм. Також можна здійснювати диференціювання величини енергії по глибині шпура шляхом використання патронів ВР однакового діаметра, але з різними енергетичними характеристиками.

Таким чином, для підвищення стійкості виробок великого перерізу при їх розкритті пропонується при виконанні вибухових робіт здійснювати диференціацію енергії заряду по довжині шпуру, оскільки це дозволить при проходці знизити питому витрату ВР на 10-12%.



## **ВПЛИВ pH ПОКАЗНИКА ВОДИ НА ТЕХНОЛОГІЧНЕ ОБЛАДНАННЯ ПРИ ВИДОБУВАННІ КОРИСНИХ КОПАЛИН ГІДРОМЕХАНІЗОВАНИМ СПОСОБОМ**

В гірничій промисловості при видобуванні корисних копалин у багатьох випадках використовується вода, об'єм якої в декілька разів перевищує об'єм видобутої породи. Технологічні води забруднюються не лише механічними частками, а й хімічними сполуками, які містяться в гірських породах. Зміна хімічних параметрів та властивостей води здійснює вплив на технологічне гідромеханізоване обладнання.

На даний момент на кар'єрах та збагачувальних фабриках використовується зворотній водообіг. Технологічна вода має низьку величину pH порядку 3 - 3,75. Величина pH зворотньої води не впливає на процес збагачення, але викликає корозію обладнання і трубопроводів, а також викликає загрозу потрапляння кислих вод в прилеглі водні об'єкти з фільтраційними водами хвостосховища.

Мета роботи полягає у розробці рекомендацій щодо регулювання рівня pH технологічних вод, для підвищення корозійної стійкості технологічного обладнання і металоконструкцій та зменшення негативного впливу на навколишнє середовище.

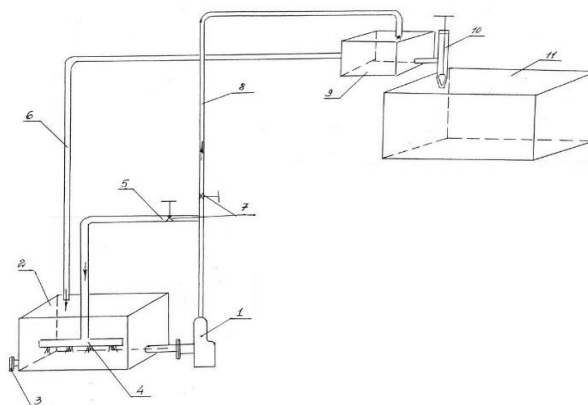
В результаті певних досліджень існує декілька способів вирішення проблеми негативного впливу рівня pH технологічних вод на технологічне обладнання:

1) Нейтралізація кислих зворотніх вод вапном, однак реагент потрібно подрібнювати, що зазвичай не проходить на комбінатах, в результаті чого рівень pH зворотніх вод не перевищує значення 4-5 і приводить до швидкого зносу насосів, трубопроводів та іншого обладнання. Також існує можливість недопоставки необхідної кількості даного реагенту.

2) Регулювання рівня pH технологічних вод за допомогою еколенів. При застосуванні еколену в хвостосховищах необхідна його агітація з водою.

3) Спосіб нейтралізації зворотніх вод за допомогою кальціонованої соди. На основі проведених дослідів встановлено витрату кальціонованої соди на нейтралізацію технологічної води. В

результаті ми отримуємо необхідний рівень рН в воді, що не виходить за межі 6,5-8,5.



*Рис.1. Схема приготування і дозування розчину  
1-насос; 2-бак; 3-скидна заглишка; 4-бризкало; 5-байпас; 6-магістраль переливу 7-завмижка; 8-напірний трубопровід; 9-витратний бак; 10-голчатий дозатор; 11-бак прийому води.*

В результаті виконаних досліджень вирішено найбільш доцільним прийняти використання кальцієваної соди для нейтралізації технологічних вод. Для приготування содового розчину пропонується виконати установку (згідно схеми), яка дозволить згідно регламенту вести розкислення вод з постачанням даного розчину в точку прийому зворотніх вод.

УДК 622.235

**А.В. Куляпіна**, студ.

**В.А. Третяков**, студ.

**О.О. Фролов**, д.т.н., проф.

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ЗІ ВСТАНОВЛЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ІНТЕРВАЛІВ СПОВІЛЬНЕННЯ ПРИ ПІДРИВАННІ ЗАРЯДІВ ВР**

Проведення вибухових робіт на гірничих підприємствах з видобутку корисних копалин відкритим способом характеризується

значними втратами енергії вибуху, які суттєво перевищують частку його можливої корисної дії. Однією з причин таких втрат є те, що існуючі засоби теоретичного моделювання дії масового вибуху не повністю враховують реальну послідовність та інтенсивність руйнування гірського масиву. Виконаний аналіз досліджень процесу руйнування масивів при короткосповільненому підриванні (КСП) свердловинних зарядів показав, що інтервали сповільнень, які рекомендують дослідники до використання на кар'єрах, мають значне розкидання значень – від декількох до сотень мілісекунд.

На кар'єрі ПрАТ «Полтавський ГЗК» були проведені дослідження по встановленню оптимальних інтервалів сповільнення між підриванням свердловинних зарядів ВР в групі, при яких забезпечуються найкращі умови для руйнування скельного масиву гірських порід. На експериментальному блоці було вибрано 11 свердловин в два ряди: в першому ряду розміщено 6 свердловин, у другому ряду – 5 свердловин. Відстань між свердловинами в ряду становить 8 м, між рядами свердловин – 5 м, глибина свердловин – 3 м, діаметр заряду – 200 мм, тип вибухової речовини (ВР) – грамоніт 79/21.

Виконано підривання суміжних свердловинних зарядів з типовими мілісекундними інтервалами сповільнень РП-92 – 0, 10, 20, 35 та 50 мс. В першій групі заряди ВР підриваються одночасно відносно один одного. Схема з'єднання вибухової мережі зарядів ВР представлена на рис. 1. Результати експериментальних вибухів представлені в табл. 1.

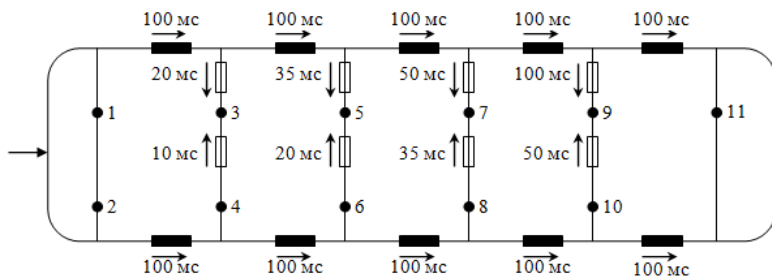


Рис. 1. Схема з'єднання вибухової мережі при короткосповільненому підриванні на експериментальному блоці

Таблиця 1

Параметри воронки руйнування при мілісекундному сповільненому підриванні

| Номер свердловини | Діаметр воронки на поверхні, м | Глибина воронки, м | Загальний об'єм воронки руйнування, м <sup>3</sup> | Діаметр середнього шматка породи, мм | Час сповільнення між вибухами, мс |
|-------------------|--------------------------------|--------------------|----------------------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------|
| 1                 | 6,1                            | 1,6                | 30,69                                              | 106                                  | 0                                 |
| 2                 | 6,2                            | 1,5                |                                                    |                                      |                                   |
| 3                 | 6,0                            | 1,5                | 27,81                                              | 113                                  | 10                                |
| 4                 | 6,0                            | 1,45               |                                                    |                                      |                                   |
| 5                 | 5,9                            | 1,5                | 27,80                                              | 124                                  | 20                                |
| 6                 | 6,0                            | 1,5                |                                                    |                                      |                                   |
| 7                 | 6,0                            | 1,45               | 27,81                                              | 139                                  | 35                                |
| 8                 | 6,0                            | 1,5                |                                                    |                                      |                                   |
| 9                 | 6,1                            | 1,4                | 27,78                                              | 143                                  | 50                                |
| 10                | 6,0                            | 1,50               |                                                    |                                      |                                   |
| 11                | 6,8                            | 1,8                | 20,58                                              | 143                                  |                                   |

Аналіз даних табл. 1 показує, що розміри та об'єм воронки руйнування при вибуху одиночного заряду (свердловина №11) значно більші ніж у воронки руйнування від зарядів, які підриваються в одночасно або зі сповільненням.

Якщо порівняти результати вибухів одночасного підривання суміжних зарядів з вибухами при КСП, то бачимо, що розміри та об'єм воронки руйнування при одночасному підриванні більші (об'єм воронки в середньому більший на 9,5 %), ніж воронки при сповільненому підриванні з будь-якими досліджуваними інтервалами сповільнення (рис. 2). Об'єми воронки руйнування при КСП приблизно однакові, тобто можна стверджувати, що інтервал сповільнення між вибухами в межах від 10 до 50 мс і, вочевидь, більший не впливає на об'єм руйнувань при наявності однієї вільної поверхні.

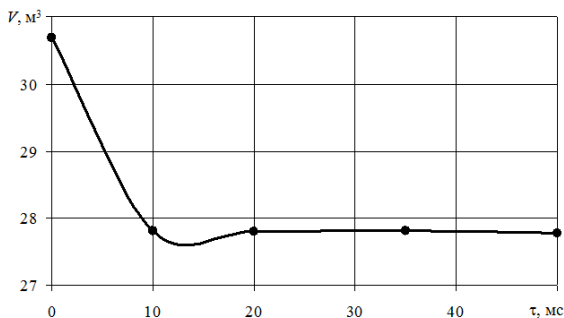


Рис. 2. Залежність об'єму руйнування гірської породи  $V$  від інтервалу сповільнення між вибухами свердловинних зарядів  $\tau$

Також проведено експериментальні дослідження по встановленню впливу мікросекундних сповільнень підривання на ефективність взаємодії енергетичних потоків. Мікросекундне сповільнення між підриванням зарядів реалізовано за рахунок різної довжини ДШ. Досліджувалися інтервали сповільнення від 800 до 1400 мкс з кроком сповільнення 150 мкс. Параметри буропідричних робіт були такі самі, як і в попередньому випадку. На блоці було вибурено 12 свердловин в два ряди. Відстань між рядами становить 5 м, між свердловинами в ряду – 8 м. Схема розміщення свердловин представлена на рис. 3. Перші дві свердловини підривалися одночасно, а наступні – з інтервалами 800, 950, 1100, 1250 та 1400 мкс.

Результати підривання представлені в табл. 2. Аналіз даних показує, що загальний об'єм воронок руйнування при інтервалі сповільнення 950 мкс більший ніж у воронок руйнування від зарядів, які підриваються одночасно або з іншими інтервалами сповільнення. Діаметр середнього шматка породи має найменші значення при одночасному підриванні суміжних зарядів. При утворенні сповільнення між вибухами зарядів розмір середнього шматка збільшується не більше ніж на 5 %.

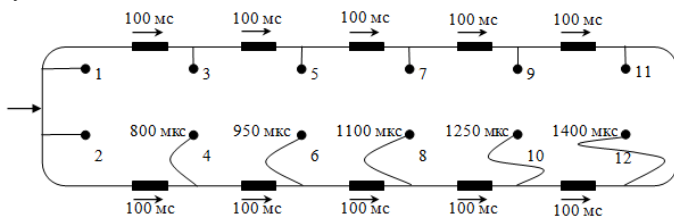


Рис. 3. Схема з'єднання вибухової мережі при мікросекундному сповільненому підриванні

Таблиця 2

Параметри воронки руйнування при мікросекундному сповільненому підриванні

| Номер свердловини | Діаметр воронки на поверхні, м | Глибина воронки, м | Загальний об'єм воронки руйнування, м <sup>3</sup> | Діаметр середнього шматка породи, мм | Час сповільнення між вибухами, мс |
|-------------------|--------------------------------|--------------------|----------------------------------------------------|--------------------------------------|-----------------------------------|
| 1                 | 6,1                            | 1,55               | 31,17                                              | 107                                  | 0                                 |
| 2                 | 6,1                            | 1,65               |                                                    |                                      |                                   |
| 3                 | 6,0                            | 1,55               | 28,28                                              | 110                                  | 800                               |
| 4                 | 5,9                            | 1,50               |                                                    |                                      |                                   |
| 5                 | 6,2                            | 1,65               | 33,75                                              | 109                                  | 950                               |
| 6                 | 6,3                            | 1,65               |                                                    |                                      |                                   |
| 7                 | 6,15                           | 1,5                | 29,95                                              | 112                                  | 1100                              |
| 8                 | 6,1                            | 1,55               |                                                    |                                      |                                   |
| 9                 | 6,1                            | 1,40               | 27,78                                              | 112                                  | 1250                              |
| 10                | 6,0                            | 1,50               |                                                    |                                      |                                   |
| 11                | 6,0                            | 1,45               | 27,57                                              | 113                                  | 1400                              |
| 12                | 5,95                           | 1,5                |                                                    |                                      |                                   |

На рис. 4 представлена графічна залежність загального об'єму воронки руйнування гірської породи від мікросекундного інтервалу сповільнення між підриванням суміжних зарядів на експериментальному блоці. Аналіз результатів досліджень, наведених на рис. 4 та табл. 2, показує, що об'єм руйнувань в межах воронки дроблення при інтервалі сповільнення 950 мкс більший на 8 % ніж при одночасному підриванні. При збільшенні інтервалу сповільнення об'єм руйнування поступово зменшується і для інтервалів 1250 та 1400 мкс він майже однаковий.

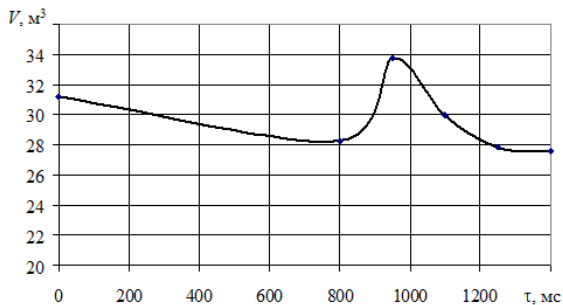


Рис. 4. Залежність об'єму воронки руйнування  $V$  від інтервалу сповільнення між підриванням суміжних зарядів  $\tau$

Таким чином, проведені експериментальні промислові дослідження та обробка їх результатів дозволили встановити, що об'єм воронок руйнування при одночасному підриванні ( $\tau = 0$  мс) в середньому більший на 9,5 %, ніж об'єм руйнування при КСП з будь-якими досліджуваними інтервалами сповільнення при наявності однієї площини оголення, а час сповільнення між підриванням зарядів впливає на середній діаметр шматка породи. Зокрема, зменшення інтервалу сповільнення між підриванням груп зарядів приводить до зменшення середнього розміру шматка в межах досліджуваних воронок руйнування.

Отримані дані експериментів при мікросповільненому підриванні зарядів у групі підтверджують результати теоретичних досліджень і для існуючих параметрів БПР на кар'єрах України вони становлять 800-1400 мкс.

УДК 622.331:627.411:622.7.017

**М. Кучерук**, студент

**В.А. Стріха**, к.т.н., доц.,

**О.А. Сиротинський**, к.т.н., доц.

*ДВНЗ «Національний університет водного господарства та природокористування»*

## **ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИРОБНИЦТВА ТОРФОДЕРНОВИХ КИЛИМІВ**

В основу технології виробництва дернини покладено створення оптимальних умов для розвитку трав, які утворюють торфодерновий килим з коренів, основ пагонів та зеленої надземної маси трав'яного шару.

Суміш насіння багаторічних трав загортають в тонкий окультурений шар торфового покладу, який забезпечує необхідні умови для розвитку рослин. Переплетіння коренів рослин з волокнами торфу утворюють міцну торфодернову основу килима. При цьому шар торфу стає складовою частиною готового дерну. Проникнення коренів рослин вглиб покладу не відбувається через високу природну кислотність нижніх шарів торфового покладу.

Технологічний процес виробництва торфодернових килимів включає наступні операції:

- підготовчі (фрезерування, ворушіння, профілювання та збирання торфу);
- засівні (розпушування, вапнування, засів трав, прикочування);

- пов'язані з доглядом за посівами (полив посівів, скошування трави, підживлення добривами);
- збирання
- транспортування.

Перед початком робіт на виробничих полях здійснюють ті ж підготовчі операції, що і при видобутку фрезерного торфу. До початку засівних операцій поверхню карти обробляють шнековими профілювальниками, проводять 1 – 2 цикли збирання торфу, щоб вилучити з покладу деревні включення та живе коріння рослин.

Засівні операції включають розпушування торфового поля фрезерним барабаном чи розпушувачем для створення розстилу торфової крихти товщиною 30 - 50 мм. Далі по поверхні ділянки розкидачем рівномірно розподіляють вапнякові матеріали у кількості 1 т/га при обмінній кислотності торфу  $N_{обм}(pH) = 3$ , з метою нейтралізації поверхневого (1,5 – 2 см) шару торфу. При  $pH = 6$  вапнування торфового покладу не проводять.

Далі, не допускаючи висихання поверхні, проводять засів насіння трав. Якщо вологість розпушеного шару менша від 70%, то перед засівом ділянку поливають за допомогою протипожежного обладнання з розрахунку 15л на 1м<sup>2</sup>.

На випадок несприятливих умов (нестача або надлишок води, тепла, світла тощо) замість монокультур доцільніше використовувати травосуміші, тоді випадання однієї чи більше трав не призведуть до загибелі посівів.

За основу розрахунків складу травосумішей беруть оптимальну норму висіву монокультур.

Відразу за посівом проводять ретельне прикочування посівів у 3 – 4 сліди котком, доки вся поверхня засіяної карти буде рівною без „гребінців“.

Наступною операцією є внесення на прикочену поверхню добрив. Дози внесених добрив становлять  $M_{80}P_{80}K_{80}$  для торфового покладу верхнього типу та  $N_{40}P_{40}K_{40}$  для покладу низинного типу.

Після внесення добрив забороняється їх загортання в ґрунт з метою попередження їх попадання у нижні шари покладу. В такому разі трави розвиваються тільки в окультуреному шарі, їх корені не проникають в нижні шари покладу з бідним мінеральним живленням, високою кислотністю та слабкою аерацією, що призводить до формування в окультуреному шарі міцного дерну.

Догляд за посівами полягає в регулярному поливі посівів, одно, дворазовому підживленні азотними добривами з розрахунку 40 кг/га та три- чотириразовому скошуванні травостою за цикл вирощування. Посіви поливають з метою підтримання в поверхневому шарі



оптимального для розвитку рослин рівня вологості (70 – 85 %). Скошування травостою особливо важливе протягом перших двох тижнів після засіву, що сприяє зміцненню дерну.

Знімання торфодернових килимів проводять через 30 — 40 діб.

Після сівби, коли килими досягають достатньої міцності, відбувається їх знімання, причому за 5 днів до початку знімання навіть при необхідності, полив слід припинити. За допомогою спеціальних машин, навісних до трактора, дерена підрізається і нарізується на стрічки

Скручені в рулони травною всередину торфодернові килими вивозять з поля у м'яких контейнерах на гусеничних причіпах-навантажувачах і в такому стані постачають споживачеві.

Укладання торфодернових килимів здійснюють на попередньо зволожену на 5 - 10 см завтовшки поверхню вручну не пізніше, як через 3-4 дні після їх знімання. З метою усунення повітряних прошарків торфодернові килими прикочують і поливають. Через 10 днів вони повністю приростають до ґрунту.

Догляд за одернованими ділянками включає щоденний полив із розрахунку 5 - 10 л/м<sup>2</sup> протягом перших 7-10 діб, скошування травостою та внесення мінеральних добрив, починаючи з другого року після укладення.

УДК 502/504

**О. С. Кофанов**, аспірант

*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **РАЦІОНАЛЬНЕ ВИКОРИСТАННЯ НАФТОПРОДУКТІВ ТА ЗАСТОСУВАННЯ АЛЬТЕРНАТИВНИХ БІОПАЛИВ – НЕОБХІДНА УМОВА ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНОЇ НЕЗАЛЕЖНОСТІ КРАЇНИ**

Сьогодні в Україні активно проходять процеси, пов'язані з євроінтеграцією та спрямуванням країни до єдиного європейського науково-технічного простору, що об'єктивно зумовлює необхідність адаптації вітчизняного законодавства до нормативної бази Європейського Союзу (ЄС). Зокрема Протокол про приєднання нашої країни до Енергетичного Співтовариства (набрав чинності у 2011 р.) містить перелік документів, згідно з якими державі потрібно гармонізувати українське законодавство, в тому числі й в сфері охорони навколишнього середовища та відновлюваних джерел енергії.

Для України приєднання до Енергетичного Співтовариства означає

запровадження кардинальних змін у вітчизняному енергетичному секторі та посилення її енергетичної безпеки. За прогнозами Міжнародного енергетичного агентства, очікується зростання глобального споживання енергії до 2030 р. приблизно на 40 %, що, на їх думку, обумовлено як економічним ростом і зростанням чисельності населення Землі, так і розвитком науково-технічного прогресу.

Відомо, що світовий транспорт споживає більше 30 % всіх енергетичних ресурсів, і при цьому більше 95 % загального їх споживання всіма видами транспорту припадає на нафту і нафтопродукти. За даними Державної служби статистики, в Україні налічується близько 1338 тис. вантажних автомобілів, 250 тис. пасажирських автобусів, 6900,5 тис. легкових автомобілів та 1206 тис. мототранспортних засобів, більшість з яких знаходяться в приватній власності. Це спричинює неконтрольоване зростання інтенсивності руху автотранспорту у великих містах та передмістях, призводить до утворення техногенних аномалій шкідливих речовин-полутангів навколишнього середовища.

Отже, актуальність проблеми, що розглядається, обумовлена також різким зростанням концентрації шкідливих речовин (ШР) в атмосферному повітрі населених міст. Тому розроблення способів раціонального використання нафтопродуктів, а також зменшення обсягів споживання нафтового, високовуглецевого моторного палива є надзвичайно актуальною науково-практичною задачею.

У свою чергу, виснаження природних ресурсів Землі призводить до необхідності пошуку та заміни невідновлюваних джерел енергії на альтернативні. Зокрема, Європейська економічна комісія планує до 2020 р. довести споживання відновлювальної енергії у країнах ЄС до 20 % і при цьому прагне перевести приблизно 23 % європейського автотранспорту на альтернативні джерела енергії. Отже, на сьогодні моторне паливо біологічного походження – одна з найперспективніших розробок у сфері виробництва й споживання альтернативних видів енергії.

В ЄС розроблено спеціальну концепцію розвитку виробництва біопалив, що передбачає виділення земель для вирощування енергетичної сировини таким чином, щоб не зашкодити навколишньому середовищу і одночасно не створити проблем із забезпеченням населення продовольством. Ця концепція передбачає виробництво біопалив трьох поколінь: біопалива першого покоління виробляються з рослинної сировини і біомаси; другого – з лігніно-целюлозного волокна; а третього – з водоростей.

І в нашій країні біопаливо розглядається як реальна альтернатива традиційному нафтовому пальному. У табл. 1 показана динаміка споживання рідких біопалив в Україні, включаючи прогнозні дані, у

2010–2030 рр. (відповідно до даних Гелетухи Г. Г. і Железної Т. А.).

Фахівці вважають, що виробництво біопалив є досить вигідним для української економіки, оскільки ціна готового продукту набагато привабливіша, ніж ціна на експорт технічної сировини. Проте, за дослідженнями компанії Fuel Alternative, експорт біопалива та технічної сировини для його виготовлення з України в останні роки росте. Майже 88 % усього біопалива, що вироблено в Україні, йде на експорт і лише 12 % його використовується на внутрішньому ринку. Тому заміна традиційного вуглеводневого палива на альтернативні джерела та зменшення за рахунок цього залежності країни від імпорتنих енергоносіїв є пріоритетними завданнями на всіх ланках економічної діяльності нашої держави.

*Таблиця 1*  
*Динаміка споживання рідких біопалив в Україні у 2010-2030 рр.*

| Показник                                             | 2010р. | 2015р. | 2020р. | 2025р. | 2030р. |
|------------------------------------------------------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Споживання біоетанолу, млн. т                        | <0,1   | 0,3    | 0,6    | 0,8    | 1,1    |
| Споживання біодизелю, млн. т                         | ~0     | ~0     | <0,1   | 0,3    | 0,8    |
| Усього, споживання рідких біопалив, млн. т           | <0,1   | 0,3    | 0,6    | 1,1    | 1,9    |
| Частка біопалив від всіх моторних палив в Україні, % | <1     | 2,5    | 4,5    | 7,2    | 10,9   |
| Частка біопалив від всіх моторних палив у ЄС, %      | 4,4    | 7,0    | 10,0   | 20,0   | 31,0   |

У світі постійно відбувається пошук ефективних, економічно вигідних і екологічно безпечних способів виробництва біодизелю, який вважається більш екологічно чистим паливом та може бути використаний як добавка до дизельного палива або повністю замінити його.

До суттєвих переваг біодизелю відноситься те, що, потрапляючи у ґрунт або природні водні об'єкти, він практично повністю розкладається упродовж декількох тижнів. Окрім того, цей вид палива характеризується малим умістом Сульфуру (містить його трохи більше 15 ppm) та поліциклічних ароматичних вуглеводнів. Його цетанове число становить щонайменше 51, а висока температура спалаху (більше 150 °С) робить його порівняно безпечним.

Дослідження свідчать, що в продуктах згоряння біодизелю на 8–10 % менше оксиду Карбону (II), майже на 50 % менше сажі й

значно нижчий уміст оксидів Сульфуру (0,005 % проти 0,2 % у нафтовому дизельному паливі). Проте через високий уміст Оксигену в біодизелі продукти його згоряння приблизно на 10 % містять більше оксидів Нітрогену порівняно з традиційним дизельним паливом.

Окрім того, застосування біодизелю впливає на техніко-експлуатаційні параметри двигуна – його потужність під час роботи у номінальному режимі знижується на 6–8 %, а витрата палива зростає приблизно на 58 %. Крім того, біодизель агресивніший до гумових і полімерних деталей двигуна, ніж звичайне нафтове пальне.

У табл. 2 подана порівняльна характеристика викидів ШПР у атмосферне повітря при використанні традиційного нафтового дизельного палива та при виробництві й використанні біодизелю (за методом оцінки життєвого циклу).

Таблиця 2

*Порівняльна характеристика викидів ШПР у атмосферне повітря при використанні нафтового дизельного палива та при виробництві й використанні біодизелю*

| Назва викидів                        | Вміст кг/т палива |                                |                |                                 |        |
|--------------------------------------|-------------------|--------------------------------|----------------|---------------------------------|--------|
|                                      | Дизель            | Біодизель                      |                |                                 |        |
|                                      |                   | Вирощування рослинної сировини | Отримання олії | Використання щільового продукту | Всього |
| Оксид Карбону (IV) CO <sub>2</sub>   | 2730              | 286                            | 470            | 2250                            | 2940   |
| Оксид Карбону (II) CO                | 125               | 13                             | 46             | 30                              | 89     |
| Вуглеводні                           | 55                | 5,7                            | 10,5           | 7,3                             | 23,5   |
| Оксид Нітрогену (IV) NO <sub>2</sub> | 35                | 3,6                            | 5,2            | 54                              | 62,8   |
| Сажа С                               | 15                | 1,5                            | –              | 4,5                             | 6      |
| Оксид Сульфуру (IV) SO <sub>2</sub>  | 4                 | 0,4                            | –              | 0,7                             | 1,1    |
| Бенз(а)пірен (г/т)                   | 0,175             | 0,02                           | –              | 0,31                            | 0,33   |

Отже, Україна належить до країн, що мають значний потенціал не тільки до вирощування, а й до переробки рослинної сировини на біодизельне паливо. У перспективі зменшення собівартості цільового продукту та збільшення виробництва біодизелю надасть змогу зберегти цінні вуглеводневі ресурси країни і зменшити залежність української економіки від імпортних енергоносіїв.

УДК 622.235:553.98

**Войтенко Ю.І.**, д.т.н.

*Український державний геологорозвідувальний інститут*

**Кравець В.Г.**, д.т.н., проф.

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

**Бугасць В.П.**

*Науково-інженерний центр «Матеріалобробка вибухом»*

*Інституту електрозварювання ім. Є.О. Патона<sup>2</sup>*

**Шукюров А.М.**, аспірант

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **РОЗРОБКА НОВІТНІХ МОДИФІКАЦІЙ КУМУЛЯТИВНИХ ЗАРЯДІВ ДЛЯ ПЕРФОРАЦІЇ ПЛАСТІВ В ГЕОЛОГОРОЗВІДУВАЛЬНИХ ТА НАФТОГАЗОВИХ СВЕРДЛОВИНАХ**

Видобуток газу із щільних пісковиків, газу та нафти із глинистих сланців, а часто із традиційних колекторів забезпечується застосуванням гідророзриву пласта (ГРП) як складової технологічного процесу завершення свердловин. Успішність ГРП в свою чергу забезпечується сучасними технологічними засобами, зокрема кумулятивними зарядами, які створюють отвори великого діаметру в обсадній колоні та пласті.

При перфорації перед гідророзривом пласта потрібні отвори діаметром  $\geq 20$ мм, достатньо глибокі для запобігання зупинок технологічного процесу в разі, коли тріщина ГРП через отвори малого діаметру не може приймати суспензію з рідини розриву та розклинюючого матеріалу. Експерименти, проведені з композитними воронками Cu-Al, Ni-Al на зарядах вибухової речовини (ВР) масою 10г, (калібр заряду – 26 мм) показали стале зростання об'єму каналу в металевих мішенях із зростанням вмісту Al для обох композитів. Основний механізм збільшення об'єму каналу перфорації при

взаємодії порошкового Al з металами Cu і Ni пов'язано з утворення інтерметалідів  $Cu_xAl_y$ ,  $Ni_xAl_y$  (в інших джерелах – алюмінідів) з виділенням додаткової енергії. Оскільки збільшення вмісту Al в композитах супроводжується збільшенням входного діаметру і зменшенням глибини, цей результат може бути використаний у трьох технологічних напрямках:

- у разі великого вмісту Al заряд створює широкий канал невеликої глибини, так званий тип зарядів «big hole» (BH) для перфорації пласта перед гідророзривом;

- у разі оптимального вмісту Al заряд створює глибокий канал збільшеного об'єму (тип заряду «DPEX» - глибокого проникнення, розширений в об'ємі);

- у разі відсутності Al в складі матеріалу заряд працює як кумулятивний глибокого проникнення («DP»).

В жовтні 2016р. виготовлено дослідну партію зарядів ЗП2-62 ВН (маса ВР -23г). Ці заряди використано для перфорації пластів перед проведенням гідророзривів в кількох свердловинах Західно-Старовірівського та Східно-Полтавського родовищ. Гідророзриви пластів пройшли успішно, що свідчить про відповідність зарядів необхідним технічним вимогам. Варіанти заряду «DPEX» відпрацьовано також на заряді масою 10 г. Технічні характеристики зарядів порівнювались з одним із аналогів іноземного виробництва відомої компанії шляхом полігонних випробувань. В результаті випробувань особливих відмінностей за розміром та об'ємом каналу не відмічено. Враховуючи підвищене кероване енерговиділення при ударі композитного матеріалу кумулятивної воронки по конденсованій речовині, в наступному можливе спрямування досліджень ефективності таких зарядів в напрямку конструювання шашок - детонаторів для ініціювання систем подовжених зарядів при масових вибухах на кар'єрах, особливо в разі застосування внутрішньосвердловинних мікросекундних сповільнень.

УДК 622.235

**С.О. Макаров**, студ.

**О.О. Фролов**, д.т.н., проф.

*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ПОШИРЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНИХ ПОТОКІВ ВИБУХІВ ПРИ РУЙНУВАННІ МОДЕЛЬНОГО СЕРЕДОВИЩА**

Поширення хвилі в просторі від будь-якого джерела супроводжується також поширенням енергії, оскільки частинки

середовища, які беруть участь в коливальному русі, отримують енергію від хвилі. При розгляді дії вибуху в середовищі доведено, що енергетичний потік є пропорційним напруженню  $\sigma$ , що виникає в гірському масиві при проходженні хвилі напружень, та швидкості зміщення часток середовища  $v$ , в якому поширюється дана хвиля

$$U = \int_S \sigma v dS = \sigma v \int_S dS . \quad (1)$$

Оскільки швидкості зміщення часток для скельних масивів мають невисокі значення, які набагато менші за швидкості поширення хвиль напружень, то формування енергетичних потоків вибухів будуть визначатися насамперед напруженнями, що утворюються в масиві при підриванні зарядів.

Енергетичний потік в різних точках поверхні  $S$  може мати різну інтенсивність, яка характеризується щільністю потоку енергії, тобто потоку енергії  $U$  через одиничну поверхню площадки, яка перпендикулярна до напрямку переносу енергії

$$j = \frac{dU}{dS} . \quad (2)$$

Дію енергетичного потоку в твердих середовищах зазвичай описують щільністю потоку енергії.

Одним із методів вивчення дії енергії вибуху в середовищі є моделювання. Теоретичним моделюванням можна отримати лише передбачувані результати, які не завжди відображають реальну картину руйнування середовища енергетичними потоками. Тому для отримання реальних результатів необхідно проводити експериментальні дослідження на моделях.

При вивченні закономірностей поширення енергетичних потоків та їхньої дії на середовище доцільно застосовувати моделювання за допомогою методу еквівалентних матеріалів. Для отримання достовірних даних достатньо і необхідно застосувати: геометричний критерій подібності; рівність міцнісних та пружних властивостей середовищ; критерій Коші.

В лабораторних умовах для моделювання дії вибуху рекомендовано використовувати моделі з сургучу, оскільки він має, при швидкому динамічному навантаженні, певну крихкість, яка притаманна скельним породам. Це дозволяє кількісно та якісно оцінювати дію вибуху на оточуюче середовище.

З урахуванням співвідношень геометричного критерію та при радіусу шпуру в моделі  $R_c = 2,5$  мм всі інші параметри заряду будуть становити: довжина шпуру  $L_{ш} = 30$  мм; довжина заряду  $l_{зар} = 20$  мм; довжина забійки  $l_{заб} = 10$  мм.

При оцінці за критерієм міцності моделююче середовище повинне мати однакові з натурними умовами коефіцієнт Пуассона, відносні граничні деформації об'єму та зсуву. Характеристики міцності моделі можуть бути різними, але їх відношення до модуля пружності повинні бути такими, як і для породи. Результати аналізу властивостей кварцитів та сургучу показують, що критерії за міцністю для натурних умов та для моделі мають один порядок, а для межі міцності на стиснення і коефіцієнту Пуассона майже збігаються, тобто міцніший критерій моделювання дії вибуху в середовищі виконується.

Критерій Коші пов'язує пружні та міцнісні характеристики середовища з інерційними силами. Число Коші для магнетитових кварцитів дорівнює  $C_a=5,15$ , для сургучу –  $C_a=6,85$ , тобто за значеннями вони близькі між собою і критерій Коші в цілому виконується.

Дотримання вищезазначених критеріїв подібності дозволяє стверджувати, що за допомогою моделювання методом еквівалентних матеріалів можна з високою достовірністю описати дію енергетичних потоків вибухів на гірський масив та процес його руйнування при вибуху подовжених зарядів ВР. Для оцінки дії енергетичного потоку вибуху одиночного заряду ВР була використана модель з сургучу розмірами  $230 \times 230 \times 60$  мм. Результати досліджень по визначенню розмірів зони руйнування при вибуху окремого заряду ВР наведено в табл. 1.

*Таблиця 1*

*Розміри зон руйнування та значення щільності потоків енергії*

| № вибуху | Діаметр заряду, мм | Радіус зони руйнування, мм | Середній радіус зони руйнування, мм | Максимальне значення щільності потоку енергії, ГВт/м <sup>2</sup> , на межі заряду з блоком |                        |
|----------|--------------------|----------------------------|-------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------|
|          |                    |                            |                                     | заряду з блоком                                                                             | моделі (46 $\bar{r}$ ) |
| 1        | 5,0                | 54                         | 54                                  | 623                                                                                         | 0,0204                 |
| 2        |                    | 55                         |                                     |                                                                                             |                        |
| 3        |                    | 53                         |                                     |                                                                                             |                        |
| 4        |                    | 53                         |                                     |                                                                                             |                        |
| 5        |                    | 54                         |                                     |                                                                                             |                        |

На рис. 1 наведена зміна щільності потоку енергії  $j$  у часі  $t$  на межі шпурового заряду ТЕНу з моделюючим середовищем.



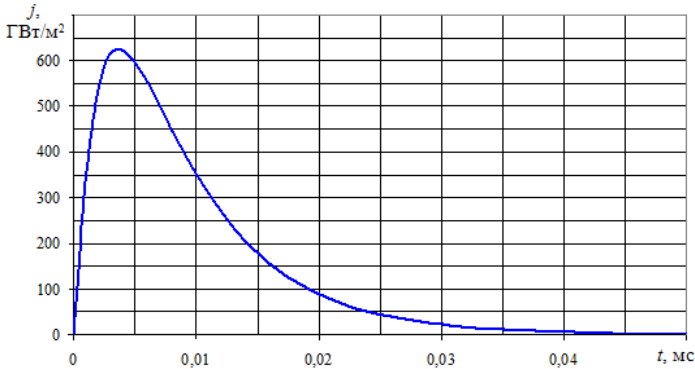


Рис. 1. Залежність зміни щільності потоку енергії  $j$  від часу  $t$  на межі шпурового заряду ТЕНу з моделюючим середовищем

Аналіз рис. 1 показує, характер зміни щільності енергетичного потоку є аналогічним до характеру зміни епюри «напруження-час», що підтверджує формування енергетичного потоку вибуху хвильовим полем напружень. Максимальне значення щільності потоку енергії становить  $623 \text{ ГВт/м}^2$ .

На рис. 2 та 3 наведені залежності зміни щільності потоку енергії  $j$  від часу в моделюючому середовищі на відстані 25 та 46  $\bar{r}$  ( $\bar{r} = r / r_3$ , де  $r_3$  – радіус заряду) відповідно. Максимальні значення щільності потоку енергії становлять на відстані 25  $\bar{r}$   $0,076 \text{ ГВт/м}^2$ , на відстані 46  $\bar{r}$  –  $0,0204 \text{ ГВт/м}^2$ . Характер їх зміни також є однаковий в порівнянні з епюрами «напруження-час» для таких же відстанях до точки спостереження.

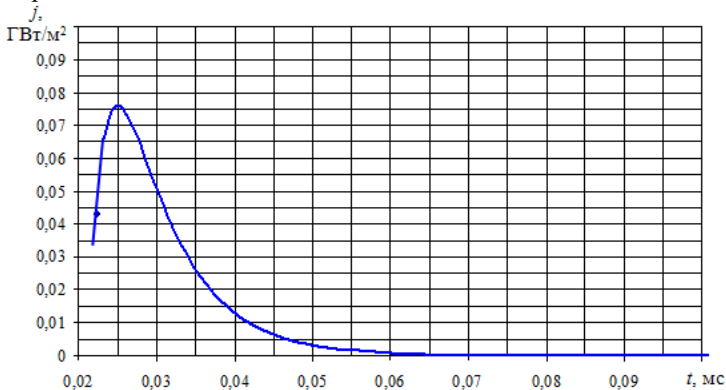


Рис. 2. Залежність зміни щільності потоку енергії  $j$  від часу  $t$  в моделі на відстані 25 радіусів шпурового заряду

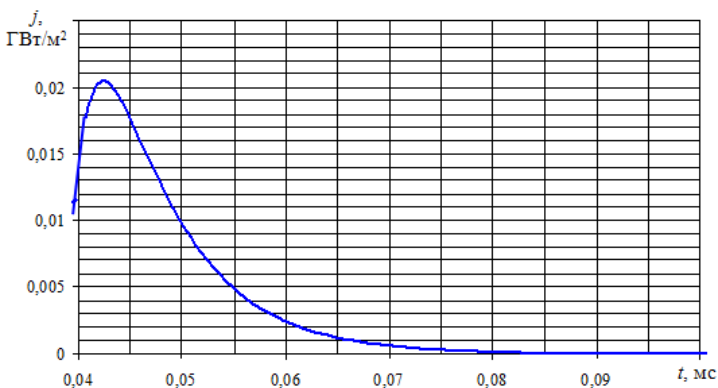


Рис. 3. Залежність зміни щільності потоку енергії  $j$  від часу  $t$  в моделі на відстані 46 радіусів шпурового заряду

Аналіз отриманих залежностей зміни щільності потоку енергії у часі показують, що моделювання дії вибуху циліндричного заряду в сургучу підтверджує основні закономірності поширення енергетичних потоків в пружному середовищі та дозволяє достовірно оцінити основні параметри вибухового руйнування.

УДК 622

Павлушенко М.В., магістрант  
Коробійчук В.В., к.т.н. доц.

*Житомирський державний технологічний університет*

### **АНАЛІЗ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ПЕРЕСУВНИХ ДРОБИЛЬНО-СОРТУВАЛЬНИХ УСТАНОВОК НА ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРАХ**

Мобільне дробильне обладнання може не тільки замінити стаціонарні системи, але може також усунути необхідність в самоскидах і знизити потреби в робочій силі. В даний час в області відкритих гірських розробок спостерігається тенденція до широкого використання мобільних систем і технологічних рішень. В даний час, можливо, не дуже точно визначення, оскільки мобільні дробильні установки працюють в кар'єрах протягом останніх 20 років, але в гірничій справі не прийнято поспішати, і тільки зараз мобільні дробарки почали складати конкуренцію стаціонарним дробильним установкам. Первинні стаціонарні дробарки, як впливає з назви, постійно розміщуються на одному місці, часто на деякій відстані від

вибою кар'єра або шахти. Хоча така система й ефективна, однією з проблем при такому підході є вартість транспортування, яка може становити більше половини всіх витрат (буріння, підривання, навантаження, дроблення і т. д.) При зростаючих вимогах до ефективності і зниження витрат, власники шахт та рудників розглядають відкат як область, де можна домогтися скорочення витрат. Така економія може бути досягнута за рахунок переміщення первинної дробарки до забою кар'єра / рудника, що зменшує відстань відкатки і дозволяє замінити старі невеликі самоскиди новими, більшої вантажопідйомності. Але це, в кращому випадку, і чому б не усунути автомобільну відкатку (і самоскиди) зовсім? Мобільніе дробильне обладнання дозволяє зробити саме це.

Головним принципом мобільної первинної дробильної установки, змонтованої на шасі, є те, що вона максимально збільшує продуктивність і знижує експлуатаційні витрати, одночасно підвищуючи безпеку і знижуючи вплив на навколишнє середовище. (рис.1) Хоча ідея мобільних і напів-мобільних первинних дробарок розтала в повітрі давно, багато подібні установки були занадто важкими (до 1500 т) і вимагали таких витрат на переміщення, що рідко переміщалися взагалі, що перетворювало їх у звичайні стаціонарні установки.

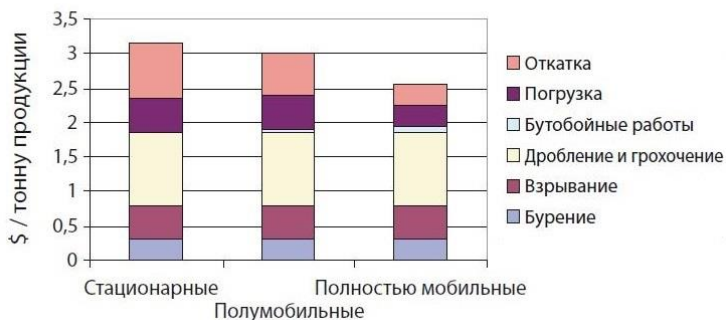


Рис.1 Загальні витрати на тону продукції

Мобільність установки ні в якому разі не є заміною ефективності дроблення, і мобільна дробарка повинна задовольняти тим же основним критеріям, як і стаціонарна установка. Можливість приймати шматки породи найбільшого розміру, необхідна кубовидність і ступінь дроблення – все це фактори, які повинні бути присутніми, а не які

бажано було б отримати. Установки повинні бути зручними в експлуатації і обслуговуванні, при цьому мати високий ступінь готовності і тривалий термін служби. Основними вузлами мобільної дробильної установки є ті ж, що і у стаціонарній (щогова або ударна дробарка, силовий агрегат, вібраційний колосниковий живильник, живильний бункер і т. д.), але з додатковими перевагами, які забезпечуються повною мобільністю – наприклад, можливістю установки на ухилі до 1:10. Але це не має бути просто пересувна первинна дробарка– мобільні дробильні установки Lokotrack від Metso можуть включати дві, три і навіть чотири стадії дроблення і грохочення. Хоча потреби в запасних частинах та обслуговування зростають, оскільки мобільна установка містить більшу кількість двигунів, гідравлічного і електричного обладнання, ці агрегати отримують хорошу підтримку як з боку виробників двигунів, так і з боку виробника самої дробарки.

### **Технологія SmartScreen™ забезпечує оптимальні та стабільні результати грохочення**

Metso Minerals є першим виробником, який впровадив революційну технологію SmartScreen™ на останньому поколінні мобільних грохотів (Lokotrack ST171, ST348, ST352 і ST358). За допомогою інтелектуального контролера система SmartScreen™ автоматично контролює та керує установкою для досягнення оптимальних і стабільних результатів грохочення. Дана автоматизована технологія дозволяє клієнту збільшити ефективність і надійність, підвищити продуктивність, полегшити експлуатацію і знизити потребу в робочій силі, що означає отримання великих прибутків від виконуючих контрактів. Технологія SmartScreen™ також дозволяє зв'язати воедино мобільні установки дроблення і грохочення за допомогою інтелектуальної системи управління.

Неперевершеною особливістю дробильних установок на шасі є можливість установки в безпосередній близькості від робочого забою; потім їх можна перемістити на час вибухових робіт, наприклад – своїм ходом всього за 20 хвилин. Це безумовно вірне технологічне рішення щодо оптимізації продуктивності і зниження експлуатаційних витрат, оскільки дробильне обладнання повинно розташовуватися в забої. Використання самоскидів може виявитися досить неефективним, особливо беручи до уваги той факт, що найбільш великі машини витрачають до 60% енергії для переміщення власної ваги, залишаючи лише 40% на переміщення підірваної породи. Якщо також врахувати, що, за визначенням, самоскид рухається порожнім половиною робочого часу, неефективність використання автотранспорту стає очевидною.

Конвеєри є багато більш економічними, ніж автотранспорт (при 80% ефективності), і не існує обмежень по їх довжині (довжина понад 30 км не є винятком на відкритих розробках). Але, навіть при цьому, встановлені на шасі мобільні конвеєри можуть зіграти свою роль, забезпечуючи гнучкий зв'язок між мобільною дробильною установкою і стаціонарним конвеєром. Вони працюють на більш коротких дистанціях (конвеєрна система Lokolink Belt Conveying System будується з 42метрових секцій), чим стаціонарні конвеєри і містять багато меншу кількість деталей - а отже, меншу потребу в запчастинах ніж кар'єрні самоскиди.

Головною ж перевагою є їх здатність до швидкого переміщення за рахунок конвеєра Lokolink, що зв'язує головний конвеєр з дробильною установкою Lokotrack, яка в свою чергу рухається. Дана здатність до швидкого переміщення знижує час простоїв під час вибухових робіт і переміщення вибою по кар'єру.

### **Можливість досягнення економії більше 30%**

Потенційні можливості економії при використанні мобільних дробильних і конвеєрних систем дуже значні: дослідження, проведені університетом у Тампере, Фінляндія, показали економію на 31% порівняно з напів-мобільними установками в однакових умовах. Економія в порівнянні з використанням автотранспорту ще більша, оскільки для живлення дробарки можуть використовуватися екскаватори або колісні навантажувачі менших розмірів (більше підходять для завантаження в дробарку, ніж в самоскиди); витрати на зарплату також знижуються, оскільки усувається штат водіїв самоскидів. З точки зору робочої сили, один оператор екскаватора або колісного навантажувача може управляти всією операцією дроблення. Також значно знижується витрата палива і необхідність в будівництві та обслуговуванні відкаточних автодоріг, що є додатковою і постійною сторінкою витрат. При тому ж терміні служби, що і в стаціонарних системах (перші установки LT160 пропрацювали понад 65 000 годин протягом більш ніж 10 років, при цьому їх чекає ще «друге життя» при використанні в стороні від переднього краю) мобільні установки мають і деякі недоліки.

Використання мобільних систем має також значні переваги в плані захисту навколишнього середовища: знижується шумове забруднення, вібрація, шкідливі виділення завдяки відсутності автотранспорту, при цьому економиться паливо. Безпека також підвищується, оскільки відсутність дорожнього руху дозволяє уникнути численних інцидентів. Мобільні системи не можуть повністю замінити стаціонарні установки. На кар'єрах високої продуктивності (> 500000 т/рік) і постійного невеликого радіусу стаціонарні установки себе

виправдовують. Але при невеликих обсягах мобільні агрегати мають перевагу, оскільки можуть переміщатися з місця на місце і створювати штабелі складування. На шахтах перевага первинної дробарки, що використовується для живлення відкатної конвеєрної системи, також стає визнаним технологічним рішенням. Коли ця практика стане загальновизнаною, промисловість перейде до використання мобільних установок для другої і третьої стадій дроблення. Великобританія вже знаходиться на третьому ступені розвитку, у той час як США швидко рухаються вперед.

По всьому світу компанія Metso Minerals продала більше 3000 дробильних установок на шасі з моменту їх появи в середині 1980-х років. На кар'єрі у Великобританії для клієнта фірми Tagmac принесло економію понад 50% у порівнянні з колишньою схемою підривання і відкату автотранспортом. При більш низьких капітальних і експлуатаційних витратах, гнучкості розміщення і усунення необхідності в автосамоскидах і відкаточних автошляхах, мобільні дробильні установки пропонують привабливу альтернативу традиційним системам стаціонарних дробарок і відкотного транспорту. Зниження трудовитрат, економія палива і скорочення шкідливих викидів відображаються на санітарії та безпеці. Забезпечуючи більш високу продуктивність при зниженій собівартості на тонну продукції, мобільні дробильні установки покликані стати новим словом у методах ведення гірничих робіт по всьому світу.

УДК 622.235

**Ю.С. Мальцева**, студ.

**В.В. Павленко**, студ.

**В.Г. Кравець**, д.т.н., проф.

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

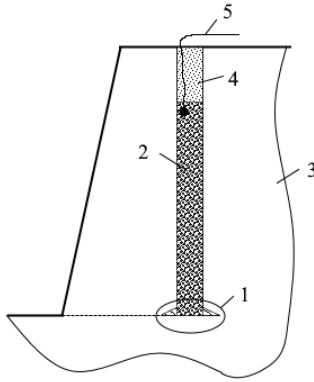
## **КОНСТРУКТИВНІ ОСОБЛИВОСТІ ПОДОВЖЕНОГО ЗАРЯДУ ДЛЯ КЕРУВАННЯ МЕХАНІЗМОМ РУЙНУВАННЯ МАСИВУ**

В сучасних умовах якісне подрібнення гірничої маси досягається в основному за рахунок підвищення питомих витрат вибухових речовин (ВР), використання оптимальних схем підривання та раціональних конструкцій зарядів. Для забезпечення проектною відміткою підосви уступу застосовується перебур свердловин. Однак частка корисно використаної енергії вибуху частини заряду, що розташовується в перебурі, незначна і витрачається на деформування породи, яка перебуває в умовах всебічного стиснення.

Для кращого підроблення підшови уступу використовують кілька способів: застосування в нижній частині подовженого циліндричного заряду вибухової речовини підвищеної потужності, застосування котлових зарядів, свердловин з конусоподібною формою заряду, створення в перебуді повітряного проміжку або заповнення його водою, послаблення донної частини свердловини шляхом створення початкової горизонтальної тріщини за допомогою попереднього підривання. На даний час дослідники все більше приділяють увагу впливові форми донної частини шпура (свердловини) на підроблення підшови уступу. Всебічне вивчення явищ, що відбуваються в донній частині свердловини, дозволяє розробити нові конструкції зарядів, застосування яких сприятиме більш повному використанню енергії вибуху в нижній частині уступу для управління величиною перебуду або відмови від нього.

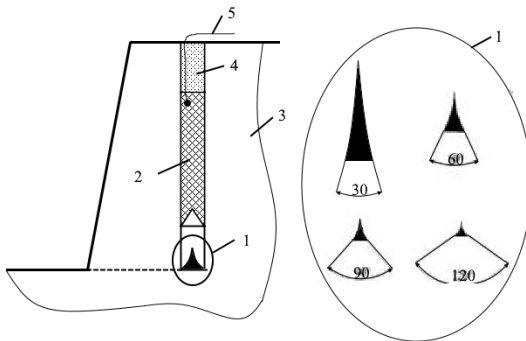
Зокрема це стосується шпурового методу підривання при відділенні монолітів декоративного каменю, коли потрібне створення умов для максимально обережного впливу на масив, особливо в донній частині шпура. В ідеалі потрібно створити умови для відриву певного об'єму в заданій площині без пошкодження масиву нижче торцевої частини шпура.

Створення зародкової тріщини в горизонтальній площині на рівні торця шпура (рис. 1) можливе різними методами – через застосування донних конічних вставок (рис. 2) з оптимальним кутом розкриття конуса, нарізанням зародкової тріщини в площині дна шпура спеціальними різцями або застосуванням донного заряду спеціальної форми для спрямування енергії вибуху в потрібному напрямку, в нашому випадку в площині дна. Підсилення механічного ефекту при реалізації останнього методу можливе через застосування дископодібних вкладок - металевих або з іншого жорсткого матеріалу, який здатний запобігти пошкодженню породи нижче дна шпура і скерувати дію вибуху на бічну циліндричну поверхню.



*Рис. 1. Зародкова тріщина в горизонтальній площині:  
1 – зародкова мікротріщина; 2 – вибухова речовина; 3 – модель масиву;  
4 – забійка; 5 – ініціатор*

Для того щоб керувати механічним ефектом вибуху циліндричного «заряду» в донній частині шпура або свердловини, в модельному досліді, використано металеві підкладки, які в реальній свердловині кругового перерізу потрібно замінити дисками. Для встановлення ефективності дії таких підкладок в експериментах використано пластини різної товщини, а саме: 1, 2 та 3 мм, розташовані на горизонтальній площині зразка (рис.3). Очікуваний ефект від дії таких вставок (прокладок) має полягати у переорієнтації поля напружень в моделі та відповідно – поля деформацій.



*Рис. 2. Конструкція заряду та форми вставок:  
1 – різноманітні форми вставок; 2 – вибухова речовина;  
3 – модель масиву; 4 – забійка; 5 – ініціатор*



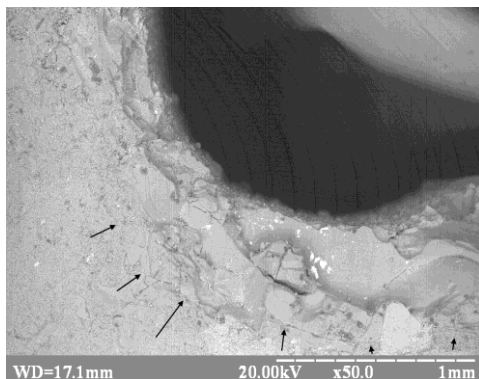


*Рис. 3. Модель з металевою пластиною*

Після проведення дослідів із моделі вирізалась пластина, придатна для подальших досліджень, що проводились на електронному мікроскопі з метою виявлення глибини форми зон мікротріщин. За опрацьованим даними з електронних знімків отриманих зразків (рис. 4 та 5) встановлено, що при використанні пластини товщиною 1 мм глибина утворення зони мікротріщин складає 400 мкм, при використанні пластини 2 мм – 610 мкм, а при використанні пластини 3 мм – 700 мкм.



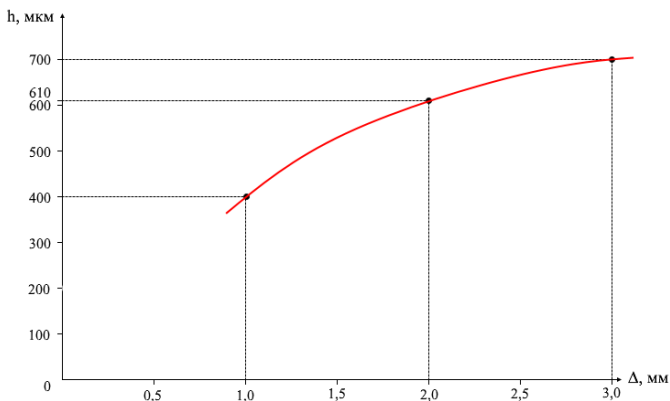
*Рис. 4. Деформація в моделі з пластиною товщиною 2 мм*



*Рис. 5. Результат вибуху з пластиною товщиною 3 мм*

Як показує аналіз електронних знімків, деформаційні явища спостерігаються лише на бічній поверхні моделі та практично відсутні під металевою прокладкою. Однак глибина утвореної зони деформацій на бічній поверхні моделі зростає із збільшенням товщини прокладки до певної межі, а саме до 3мм.

Залежність глибини зони мікротріщин від товщини металевої вставки побудовано на графіку (рис. 6). З нього можна зробити висновок, що потужність зони мікротріщин при постійній величині заряду в 2 грами поступово зростає, сягаючи максимуму при товщині пластини близько 3 мм.



*Рис. 6. Залежність глибини зони мікротріщин від товщини металевої пластини*

Згідно з характером кривої на рис. 6 прокладка товщиною 3мм достатня для забезпечення максимального деформаційного ефекту на бічній поверхні моделі.

Таким чином, експериментально доведено, що завдяки застосуванню прокладки на бічній поверхні утворюється деформована зона. Вона являє собою зародок тріщини в горизонтальній площині, яка може сприяти зменшенню перебуру в свердловинних зарядах, або більш точно відділяти в нижній площині певну частину моноліту при використанні шпурових зарядів. Зрозуміло, що витрачання металу для прокладок економічно недоцільне, тому в наступному слід приділити увагу пошуку більш економічно виправданих матеріалів, для яких будуть визначені свої параметри.

УДК 622.1:622.83+622.35

**Н.О. Мергур'єва**, магістр

**Р.В. Соболевський**, к.т.н., доц.

*Житомирський державний технологічний університет*

## **ПРОБЛЕМИ ФОРМУВАННЯ ЯКОСТІ БУТОЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ**

Виготовлення високоякісної булощебеневої продукції прямим чином залежить від якості початкової мінеральної сировини, яка при цьому використовується. При використанні мінеральної сировини низької якості і переробці її в булощебєневу продукцію із застосуванням найсучаснішої техніки та технологій на виході буде отримано готову продукцію з низькими фізико-механічними та якісними показниками. І навпаки, булощебєневу продукцію високої якості можна отримати шляхом використання якісної мінеральної сировини. Якісною вважатиметься така продукція, яка найкращим чином буде задовольняти потреби споживача. Для дослідження якості продукції особливу увагу слід звернути на фактори, які впливають на її формування. Такі фактори поділяють на наступні групи: природні, технологічні та економічні. До природних факторів відносять природну якість корисної копалини, умови її залягання, мінливість показників якості корисної копалини в межах кар'єрного поля або окремих покладів, наявність в її складі шкідливих домішок, а також інші фізико-технічні властивості. До технологічних факторів належать, перш за все, порядок та послідовність відпрацювання покладів корисної копалини, спосіб розкриття, система розробки і її параметри, спосіб виймання, транспортування та переробки (дроблення) в сировину, придатну для споживання. До економічних факторів

відносять вартість (цінність) корисної копалини, собівартість її переробки та вартість кінцевої продукції, яка придатна для споживання. Для детального вивчення питання якості готової продукції необхідно дослідити процес її формування з врахуванням впливу на неї вищенаведених факторів.

Використання бутового каменю і щебеню відіграє важливу роль в розвитку будівельної промисловості. Так, суміш бетону та буту застосовують при кладці фундаментів, будіванні шахт та монтажі гідротехнічних споруд.

Тому питання проблеми підвищення якості бутощебеневої продукції є ключовим і потребує вирішення задля забезпечення потреб суспільства.

Вивченням питання якості бутощебеневої продукції займалися Шєков В.О., Луодєс Х.Т., Іванов А.А., Вождєєнко А.Я., Мяснікова О.В., Алєкін О.В., Смєхов Є.М., Дорофєєва Т.В.

В науковій роботі [1] автори досліджували форму щебеню. Вони дійшли висновку, що його форма є основним параметром, який впливає на властивості суміші, в склад якої він входить. Так, автори провели низку експериментів в області дослідження лещадності щебеню. У відповідності до поставленої мети і завдання було відібрано проби, які підлягали випробуванням у відповідності до вимог фінських стандартів у Випробувальному центрі Інституту геології КарНЦ РАН досліджувалися результати випробувань з використанням наступних дробарок: PANK 2203, PANK 2206, PANK 2207 та ПІЕ 231. Результати досліджень показали, що налаштування дробарок суттєво впливає на індекс лещадності отриманих фракцій. Що стосується характеристик форми фракцій, було досліджено, що їх розміри не залежить одна від одної, але плоскі фракції мають більш витягнуту форму. В статті [1] було доведено, що індекс лещадності змінюється обернено пропорційно розміру виготовленого щебеню.

Автор статті [2] розробив методику переробки граніту в щебін з лещадністю не більше 5-6%. Для проведення даного дослідження було відібрано зразки гранітного щебеню з Кам'яногірського родовища гранітів (Росія). Такого низького показника лещадності можна досягти, якщо граніт перероблювати в щебін за допомогою конусних дробарок КІД-300, які значно зменшують вихід неякісної продукції. Таким чином було одержано гранулометричний склад подрібнених відсівів, які задовольняють вимоги ГОСТ 8736-93. Частота коливання конусної дробарки рівна 50Гц виявилася оптимальною і достатньою для отримання даного результату. В даній роботі автор дійшов висновку, що отриману продукцію доречно застосовувати в якості наповнювача для бетону, а також в інших галузях будівельної промисловості.

Автори джерела [3] продемонстрували важливість і практичну необхідність якісної та кількісної оцінки параметра вторинної пористості при розвідувальних роботах та безпосередньо розробці родовищ покладів корисних копалин. Згідно до їхньої роботи пористість гірських порід є основним параметром, яка впливає на якість видобутої сировини. Вторинна пористість пов'язані з процесами тріщинуватості і розчеплення. Утворення вторинної пористості відбувається під дією динамічного навантаження і за рахунок розчеплення цементу та корозії уламкового матеріалу. Такі пустоти пов'язані між собою системами тріщин, які поширені в тілі гірської породи нерівномірно. Їх гідродинамічний зв'язок обумовлений мікротріщинами, які головним чином визначають проникність гірської породи. Автори також порівнювали пористість та водопроникність з іншими фізичними параметрами гірських порід і дійшли висновку, що водопроникність прямо пропорційно залежить від пористості. Рівень водопроникності корисної копалини буде зростати зі збільшенням довжини та ширини пор.

**Вкладення основного матеріалу.** Бутовий камінь видобувають при відкритій розробці родовища. Бути часто видобувають двома шляхами: буровибуховим способом та способом розпилювання. Найбільш ефективним є спосіб розпилювання, оскільки після вибуху одержують шматки каміння різних розмірів, які потім розподіляють за фракціями. Недоліком проведення вибухових робіт при видобуванні буту є формування та поява тріщин в шматках отриманої продукції, що значно знижує його якість як будівельного матеріалу. Відібрати якісний бутовий камінь не завжди просто, оскільки до його якості висуваються наступні вимоги:

- 1) наявність, як мінімум, пари паралельних граней;
- 2) розміри буту повинні варіюватися в межах 20,0-50,0см.

Виконання першої вимоги є важливим з точки зору зручності роботи з даним матеріалом. Таким чином він матиме більш рівномірну форму, буде більш зручним в роботі і краще піддаватиметься укладанню в процесі ведення будівельних робіт. Виконання другої вимоги буде сприяти економії часу на будівництво: занадто малі шматки будуть ускладнювати процес укладання, який і так є непростим, а занадто великі шматки є важкими у масі і для переміщення їх в інше місце необхідне застосування спеціальних механізмів.

До переваг бутового каменя відносять довговічність, високу зносостійкість та унікальний естетичний вигляд.

Ще одним із найбільш поширених нерудних будівельних матеріалів є щебінь. Він знайшов широке застосування в якості наповнювача для

виготовлення бетонних сумішей, а також з нього виконують основу для прокладання фундаментів. Крім того, щебінь використовують як насипання автомобільних доріг і залізниць.

Згідно ГОСТ 8267-93 щебінь повинен мати наступні фракції: 5,0-25,0 мм. та 25,0-60,0 мм. Проте на сьогоднішній день технологічний прогрес дає можливість отримувати щебінь різних фракцій, кожна з яких має свою сферу застосування. Щебінь фракцій 5-10 мм. знайшов широке застосування в будівельній промисловості. Його використовують в якості добавки в сухі будівельні суміші. Щебінь фракцією 10-20 мм. застосовують для прокладання та ремонту високоякісних дорожніх покриттів. Щебінь фракцій 20-40 мм. використовують при прокладанні залізничних шляхів та їх ремонтванні.

**Висновок.** Ступінь задоволення потреб споживача прямим чином залежить від якості продукції. Оскільки мінеральна сировина відіграє важливу роль у веденні будівництва, тому точність визначення якості будівельного матеріалу має важливе значення для забезпечення добробуту та благополуччя людини.

На якість булощебеневої сировини впливає велика кількість факторів. Це чинники природного, технологічного та економічного характеру. При видобуванні булощебеневої сировини слід застосовувати такі методи, які будуть чинити найменш негативний вплив на якість продукції. Задля забезпечення якості булощебеневої сировини слід використовувати такі механізми, які при вийманні не чинили б впливу на суцільність тіла корисної копалини.

УДК 502/504

**О.Ю. Мішина**, аспірантка,

**О.Є. Кофанов**, аспірант,

**О.І. Василькевич**, к.х.н., доцент, доцент

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Георгія Сікорського»*

## **ІНГІБІТОРИ ОКИСНЕННЯ КОМПОНЕНТІВ НАФТИ І НАФТОПРОДУКТІВ**

Антиоксиданти (АО) – це клас сполук, що здатні інгібувати (сповільнювати) процеси окиснення, зокрема процеси окиснення компонентів нафти і нафтопродуктів, що відбуваються як при дистиляції, так і при тривалому зберіганні. Їх будова і фізико-хімічні властивості вельми різноманітні. Антиокиснювальні властивості виявляють, наприклад, просторово-екрановані алкілфеноли,

ароматичні аміни, органічні сполуки Сульфур, сполуки Флуору та ін.

Просторово-екрановані алкілфеноли є основними представниками АО і застосовуються в багатьох виробничих процесах. І найбільш широко використовуваним просторово-екранованим алкілфенолом є бутилгідрокситолуол. Вторинні ароматичні аміни здебільшого використовуються для стабілізації еластомерів. Проте більшість з них мають характерне забарвлення, тому область їх застосування досить обмежена.

Органічні сполуки Сульфур менш розповсюджені як АО, а солі металів і діалкілдітіокарбамінової кислоти, а також цинкдіалкілдітіофосфати і естери дітіофосфатної кислоти є важливими комерційними антиоксидантами. Вибір певних класів речовин-антиоксидантів для дослідження їх впливу на властивості нафти з метою забезпечення її більш глибокої переробки базується на вивченні механізмів реакцій автоокиснення, що мають місце під час термічної обробки нафти.

При нагріванні у нафті відбуваються складні реакції конденсації вуглеводнів, унаслідок чого утворюються нові сполуки з більшою температурою кипіння, ніж нативні вуглеводні нафти. Завдяки цьому під час перегонки нафти частина світлих вуглеводнів залишається у кубовому залишку. В свою чергу, введення у реакційну суміш речовин-антиоксидантів перешкоджає перебігу реакції конденсації вуглеводнів і, як наслідок, сприяє вивільненню більших обсягів цінних світлих нафтопродуктів.

Передумовою вибору антиоксидантів для дослідження слугували їх фізико-хімічні характеристики та практика їх застосування у нафтохімії. Оскільки найактивніше процеси автоокиснення у нафті перебігають за температур вище 200 °С, то можна застосовувати тільки ті АО, які будуть залишатися активними за таких температур. Тому при виборі АО як добавок до нафти основну увагу приділяли їх термостабільності.

Як термогравіметричний показник для всіх досліджених АО був прийнятий показник втрати маси, який показує, за якої температури речовина втрачає 10 та 50 % своєї маси. Отже, спираючись на літературні дані та власні дослідження, було обрано такий антиоксидант, як бутилгідрокситолуол (БГТ), або 4-метил-2,6-ди(*трет*-бутил)фенол, який є одним з найбільш поширених АО. Його товарними формами є Агідол-1, Іюнол, Ніраугард ВНТ тощо.

БГТ – тверда кристалічна речовина від білого до жовтого кольору; вміст основної речовини більше 99,4 мас %. Температура плавлення становить 69–70 °С, а температура кипіння 265 °С. Сполука нерозчинна у воді, проте добре розчиняється в оліях, толуолі, ацетоні

тощо. Ця властивість дає змогу як добавку вводити розчин БГТ у нафтопродуктах для інтенсифікації процесів первинної нафтопереробки.

2,2'-Метилен-біс(4-метил-6-(*трет*-бутил)фенол – просторово-екранований алкілфенол, що застосовується як стабілізуючий агент поліацетатів, мінеральних мастил та інших сполук, нестабільних за високих температур. Він також здатний захищати матеріали від реакцій вулканізації та процесів, що ініціюються світлом. Товарною формою продукту є порошок від білого до світло-коричневого кольору, який легко розчиняється в етанолі, ацетоні, етилацетаті, а також у чотирьоххлористому Карбоні і бензолі; слабо розчиняється в бензині і практично не розчиняється у воді. Його температура плавлення становить 125– 32 °С, а температура кипіння 187 °С. Товарними формами продукту є Агідол-2, Vulkanox VKF, Ionol 46, Vanox MPBC та ін.

Наступний антиоксидант, досліджений у роботі, – N-метил-N,N-біс-(3,5-ди(*трет*-бутил)-4-гідроксибензил)амін також відноситься до класу просторово-екранованих алкілфенолів. Вибір даного АО для нашого дослідження обумовлений, по-перше, його низькою вартістю, а, по-друге, поєднанням у його молекулі фрагментів просторово-екранованого фенолу (обумовлює антиоксидантні властивості) з аміногрупою (відповідає за основний характер добавки, сприятливий для зниження кислотного числа).

N-Метил-N,N-біс(3,5-ди(*трет*-бутил)-4-гідроксибензил)амін – кристалічна речовина від білого до жовтого кольору, що розчиняється в органічних розчинниках, зокрема, бензині, дизельному паливі, мінеральних оліях тощо. Сполука характеризується стійкістю і високою антиоксидантною активністю.

Наступний інгібітор окиснення – беззольний високотемпературний АО Борін (ТУ 38.1011003-87), розроблений українським науково-дослідним інститутом нафтопереробки і нафтохімії "МАСМА". Він є 50 %-ним розчином в мінеральному маслі модифікованого борною кислотою продукту конденсації (за реакцією Манніха) суміші 2,6-ди(*трет*-бутил)фенолу і алкілфенолів (алкільний радикал містить від 8 до 12 атомів Карбону) з уротропіном чи з формаліном й амоніаком. Співвідношення компонентів у товарному продукті становить 2,6-ди(*трет*-бутил)фенол : ізонілфенол : уротропін = (2–3) : (2–3) : 1. При цьому можливе утворення основ Манніха різної будови (залежно від умов проведення синтезу).

Борін використовується як присадка в мастилах для газових двигунів і газомотокомпресорів, а також в моторних мастилах і паливах. Він має високу антиоксидантну активність та термостабільність. У своєму складі Борін містить фрагменти



просторово-екранованого фенолу, амінометилфенолу або бензоксазину. При цьому амінометилфенольний фрагмент є досить сильною основою, здатною зв'язувати сполуки кислотного характеру, а також утворювати комплекси з іонами перехідних металів, що досить важливо у випадку їх використання як добавок (присадок) у паливно-мастильних матеріалах.

За фізико-хімічними характеристиками, Борін – в'язка рідина коричневого кольору. Його висока антиокиснювальна активність обумовлена не тільки термічною стабільністю і низькою летючістю, але й тим, що він здатний обривати окиснювальні ланцюги за двома типами механізмів. По-перше, це завдяки впливу фрагменту просторово-екранованого фенолу, який сприяє обриву окиснювальних ланцюгів за рахунок переводу активних пероксидних радикалів у стабільні феноксильні радикали. По-друге, це за рахунок дії амінофенольного фрагменту, який при високих температурах сприяє руйнуванню гідропероксидів і пероксидів.

Отже, досліджені антиоксиданти, не зважаючи на їх різну природу, по-перше, змінюють дисперсну структуру продукту (зокрема, нафти, нафтопродуктів тощо), а, по-друге, перешкоджають небажаним хімічним взаємодіям. Окрім того, безпечність використання розглянутих АО у процесах первинної нафтопереробки з точки зору їх впливу на кінцеві властивості нафтопродуктів та загалом – на екологічні показники виробничого процесу підтверджується їх широким застосуванням як стабілізаторів різноманітних палив, мастил, інших нафтопродуктів тощо.

УДК 553.494.04(477)

**С.П. Василенко**, канд. геол. наук, ст.наук.співр.,

**Т.В. Охоліна**, канд. геол. наук, наук. співр.,

**О.О. Ремезова**, доктор геол. наук, в.о. зав. відділу,

**О.В. Яременко**, мол. наук. співр.

*Відділ геології корисних копалин*

*Інституту геологічних наук НАН України*

## **ДЕЯКІ ГЕОЛОГО-ЕКОНОМІЧНІ АСПЕКТИ ПРОМИСЛОВОГО ОСВОЄННЯ ТОРЧИНСЬКОГО РОДОВИЩА АПАТИТ-ІЛЬМЕНІТОВИХ РУД ПН.-ЗХ. ЧАСТИНИ УЩ**

Україна забезпечена розвіданими запасами титанових руд на багато років, але проблема полягає в дефіциті руд із нелейкоксенізованим ільменітом, який в достатній кількості присутній на розсипних родовищах титану ближнього зносу, або родовищах залишкового типу. Торчинське родовище апатит-ільменітових руд

відноситься до родовищ такого типу. Ще за часів радянської влади на цьому родовищі планувався видобуток величезним кар'єром, площею близько 10 км<sup>2</sup>. Цей спосіб розробки негативно впливає на еколого-гідрогеологічні умови навколишнього середовища району, через що доцільність розробки родовища залишалась сумнівною протягом більш ніж 30 років.

Для введення Торчинського залишкового родовища апатит-ільменітових руд в експлуатацію необхідним є коректне визначення розподілу блоків за чергою їх відпрацювання, а саме, визначення рентабельних зон.

Для виділення блоків з оптимальними геолого-економічними параметрами авторами запропоновано обчислити інтегральний показник, який розраховується як різниця між умовною вартістю ільменітового концентрату і витратами на виконання розкривних робіт і переробки продуктивного пласта. Застосування цього показника дає змогу визначити розподіл блоків за чергою їх відпрацювання.

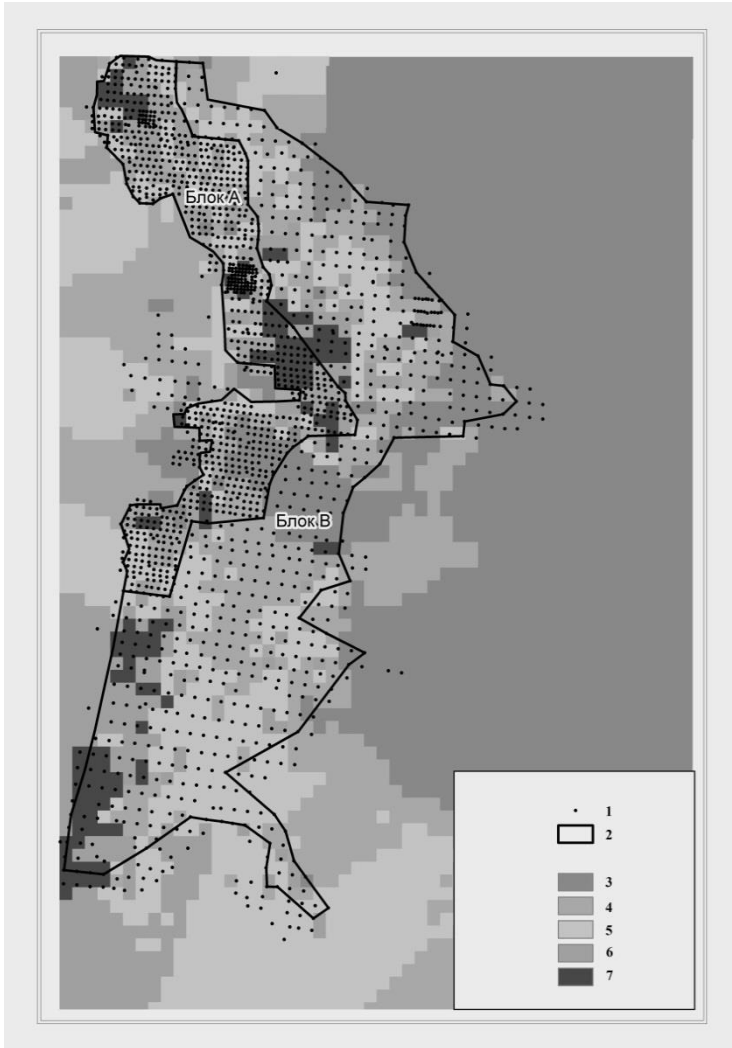
Модель розподілу інтегрального показника складається з наступних елементів:

- розподіл значень вертикального запасу ільменіту на родовищі. *Вертикальний запас* ільменіту показує кількість корисного компоненту, що припадає на 1 м<sup>2</sup> площі родовища. Цей параметр визначає просторовий розподіл запасів корисної копалини в межах родовища. Значення цього показника розподілені нерівномірно: максимальні значення (1621–3843 кг/м<sup>2</sup>) зафіксовані в межах північно-західної частини родовища, найнижчі (115–1182 кг/м<sup>2</sup>) – у південно-східній частині родовища;

- потужність продуктивного пласта. Максимальна потужність (18–37 м) пласта зафіксована у північно-західній та центральній частинах родовища;

- потужність розкриву, яка визначає економіку робіт. У межах блоків категорій А+В вона змінюється в широких межах: від перших десятків сантиметрів до 38,7 м. На північному заході родовища потужність розкриву не перевищує 14 м за найбільших показників вертикального запасу та підвищеної потужності пласта, що є сприятливим фактором для відпрацювання цієї частини родовища.

Після побудови трьох вище зазначених складових обчислюється інтегральний показник (рис. 1).



*Рис. 1. Торчинське родовище. Розподіл інтегрального показника: 1. свердловини; 2. вихідні блоки. Розподіл інтегрального показника: 3. 76,5 - 0; 4. 0 - 4,4; 5. 4,4 - 8,1; 6. 8,1 - 16,6; 7. 16,6 - 89,5.*

На основі наведеного у роботі аналізу та проведеного GIS моделювання автори дійшли думки що, найрентабельнішими зонами Торчинського родовища є ділянки у північно-західній, західній та південно-західній частинах родовища. Автори рекомендують вважати

першочерговими до розробки за геолого-економічними показниками блоки №№: 325, 371, 367 Торчинського родовища (рис. 2).

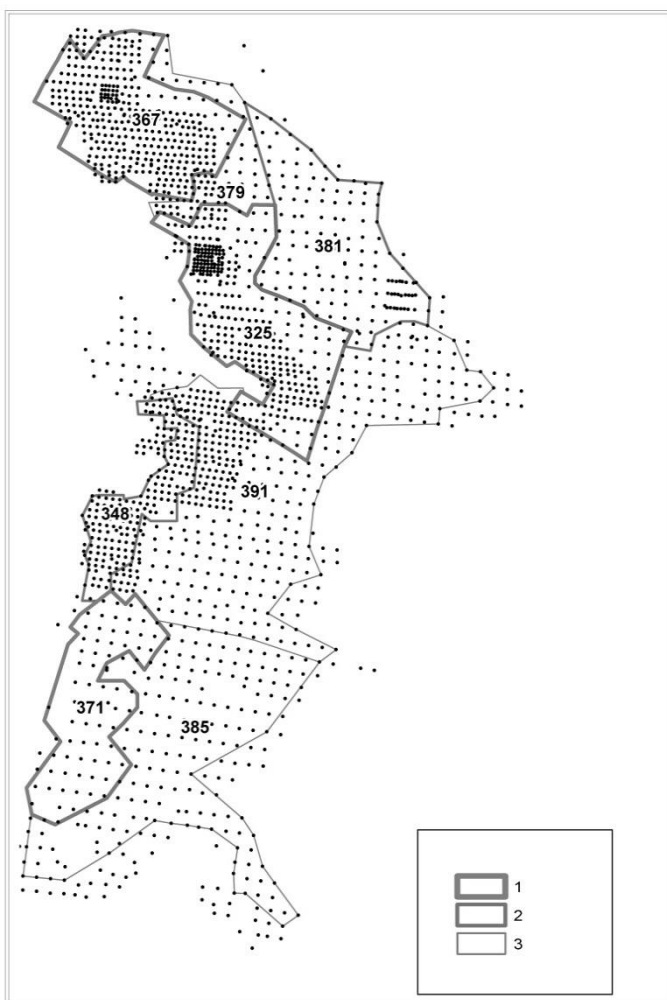


Рис.2. Торчинське родовище. Розподіл на блоки:  
1 – ділянки, які пропонуються розробляти в першу чергу;  
2 – ділянки, які пропонуються розробляти в другу чергу;  
3 – ділянки, які пропонуються розробляти в третю чергу.

**Висновки.** Запропоновано схему виділення ділянок і технологію видобутку розроблено згідно сучасних економічних реалій та з урахуванням екологічних вимог за стандартами ОВОС за допомогою засобів ArcGIS. Визначення середнього вмісту ільменіту в блоках свідчить про рентабельну розробку родовища в сучасних економічних умовах. Контури намічених блоків, запропоновані до розробки невеликими кар'єрами, площею від 83 до 116 га. Ці кар'єри рекомендується відпрацьовувати один за одним по черзі.

Рекультивацію кар'єрів, робочий об'єм яких мінімальний, виконуватимуть услід за видобутком. Депресійна лійка за такої технології має суттєво менші розміри (зменшується до 500 м) та існує на певній території протягом 1–3 років. Застосування так званої «сухої технології збагачення» унеможливило забруднення ґрунтових вод, які є джерелом водопостачання в регіоні.

УДК 622.235

**В.Т. Моленко**, студ.

**О.О. Фролов**, д.т.н., проф.

*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ОСОБЛИВОСТІ РУЙНУВАННЯ ПРИРОДНО ПОРУШЕНИХ МАСИВІВ ГІРСЬКИХ ПОРІД НА КАР'ЄРАХ ВИБУХО ВИБУХОМ**

Природна тріщинуватість скельних порід є однією з найважливіших властивостей, що визначає структурну будову гірських масивів. Масиви гірських порід класифікуються за ступенем тріщинуватості та складом в них шматків (окреместей) різних розмірів.

Особливості дії вибуху в природно порушених гірських масивах полягають у тому, що енергія хвилі напруження, яка проходить по масиву з тріщинами, зменшується за рахунок відбиття від їх поверхонь. Разом з тим тиск продуктів детонації, що проникають в існуючі тріщини, швидко падає та скорочує тривалість своєї дії на породу і, відповідно, погіршує умови її руйнування. Таким чином, наявність природних тріщин суттєво послаблює вплив вибуху на породу.

Зокрема, науковцями встановлено, що тріщина шириною 2 мм, яка заповнена повітрям, знижує інтенсивність напружень в 25 разів порівняно з монолітним середовищем. При цьому відмічається, що мікротріщини і площини спайності легко долаються хвилями

напружень при підриванні зарядів великої маси і важче – малої. Зі збільшенням радіусу свердловинного заряду і зменшенням відстані від місця вибуху до тріщини інтенсивність і тривалість дії хвилі на тріщину збільшується. У цьому випадку енергетичний потік вибуху поширюється по масиву без великих втрат, а зона найбільш інтенсивних руйнувань гірського масиву розташована за напрямками, нормальними до площини контакту з окремістю, в якій розміщений заряд вибухової речовини (ВР).

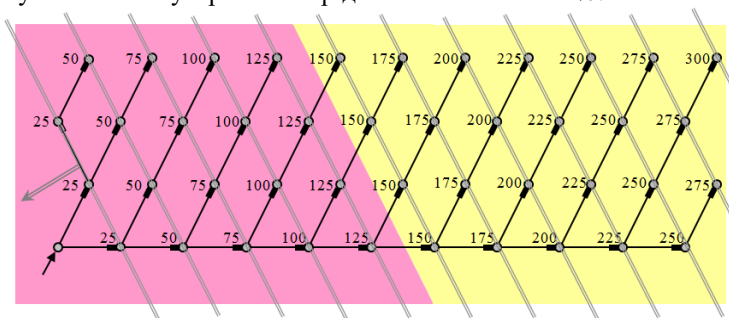
При розрахунку імпульсу вибуху і тиску в свердловині при подрібненні природно порушеного тріщинуватого масиву дослідниками доведено, що через 10-12 мс після вибуху відбувається прорив газів по природних тріщинах, внаслідок чого знижується тиск продуктів детонації. Тому, при оцінці якості руйнування тріщинуватих масивів необхідно враховувати не тільки величину вибухового імпульсу, але й фізико-механічні властивості порід.

Також встановлено, що в природно порушених масивах гірських порід від проходження хвиль напружень, при найбільш сприятливих умовах, можливі руйнування тільки в межах найближчих однієї-двох природних окремостей до заряду. Для кращого подрібнення тріщинуватих порід рекомендується рівномірно розподілити ВР у масиві. Це можна досягти як за рахунок зміни діаметра зарядів, так і зміною параметрів розташування свердловинних зарядів на промислових блоках, що готуються до підривання. Зі зменшенням діаметра зарядів рівномірність розподілу ВР у масиві підвищується, що призводить до відповідного покращення дроблення порід вибухом. При зміні параметрів розташування свердловинних зарядів необхідно враховувати ступінь анізотропії гірського масиву, форму геометрії воронки дроблення та схему коротко-сповільненого підривання зарядів.

На підставі теоретичних і експериментальних досліджень, а також з урахуванням виробничого досвіду, розроблено рекомендації щодо принципів формування ефективних схем короткосповільненого підривання свердловинних зарядів ВР, які були впроваджені при виконанні масових вибухів для руйнуванні природно порушених масивів на кар'єрах. Зокрема, напрям відбиття гірничої маси повинен бути перпендикулярним до напрямку поширення основної системи тріщин.

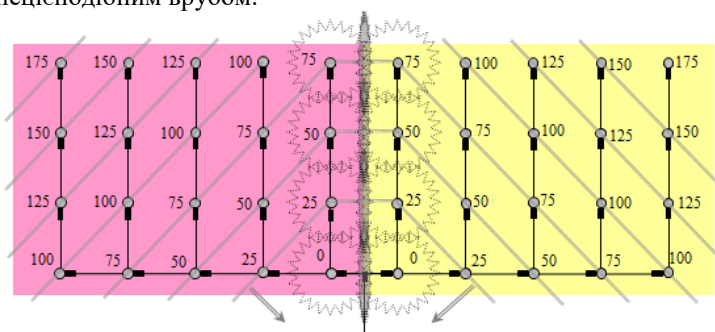
На рис. 1 наведена діагональна схема вибухової мережі з використанням неелектричної системи ініціювання. Свердловини на блоці розміщуються в шаховому порядку. З'єднання зарядів ВР відбувається по короткій діагоналі під кутом  $150^\circ$  до напрямку відбиття гірничої маси. Така схема комутації дозволяє використати

ефект взаємодії енергетичних потоків при одночасному ініціюванні свердловинних зарядів в ряду, що підривається. В цьому разі, відстань між свердловинами в ряду і між рядами свердловин рекомендується збільшити до 5,5 м замість 5,0 м за типовим проектом, тобто об'єм руйнування масиву гірських порід збільшиться на 21 %.



*Рис. 1. Діагональна схема вибухової мережі з використанням неелектричної системи ініціювання*

На рис. 2 наведений приклад монтажу схеми, при якій взаємодія хвиль напружень відбувається на межі природного порушення масиву гірських порід при одночасному ініціюванні свердловинних зарядів ВР трапецієподібним врубом.



*Рис. 2. Схема вибухової мережі з трапецієподібним врубом на межі поділу порід різної міцності*

Таким чином, для ефективного вибухового руйнування природно порушених тріщинуватих скельних порід необхідно враховувати міцнісні і структурні характеристики гірського масиву (параметрів тріщинуватості та блочності) та особливості формування і розповсюдження енергії вибуху в масиві гірських порід, зумовлених

просторовим розташуванням свердловинних зарядів ВР на промислових блоках та схемою короткосповільненого підривання.

УДК 622.271

**І.С. Гомонець**, студент

**С.В. Кальчук**, к.т.н., доц.

*Житомирський державний технологічний університет*

## **ТЕХНОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ПАСИРУВАННЯ БЛОКІВ В КАР'ЄРІ АЛМАЗНО-КАНАТНИМ СПОСОБОМ**

Аналіз світового та вітчизняного ринків природного декоративного каменю вказує на зростання частки споживання облицювальних виробів з високоміцних порід. Враховуючи вимоги ринку і значну конкуренцію між підприємствами-виробниками, зростає значення якості і вартості виробів з природного каменю.

З підвищенням міцності природного каменю істотно зростають трудомісткість і собівартість процесу відокремлення блоків від масиву і подальше пасирування блоків.

Вдосконалення способів пасирування блоків природного каменю лежить в області застосування алмазно-канатного пиляння, що дозволяє отримувати великоблочну сировину з рівними поверхнями, та відповідно забезпечує зменшення його втрат.

Проблема пасирування блоків в кар'єрі було досліджено в працях д.т.н. проф. Бакка М. Т., він розглядав питання розпилювання косокутних блоків: « Мінімізувати кількість відходів можна, якщо пасирування блоків проводити тільки у площинах, паралельно до яких буде здійснюватись подальше розпилювання блоків...»

Робота Башинського С. І. присвячена дослідженню процесу різання природного облицювального каменю алмазним канатом. У результаті досліджень було виявлено емпіричну залежність кута обхвату від споживаної верстатом сили струму.

Метою роботи є розробка методичних основ оптимізації технології пасирування блоків каменю при застосуванні різних технологічних методів та схем.

Робота полягає в обґрунтуванні параметрів алмазно-канатного способу пасирування блоків міцних порід в кар'єрі.

При випилюванні монолітів з використанням алмазної канатної установки умовою ефективного її застосування є наявність не менш як двох вільних (відокремлених) поверхонь від масиву, - однієї горизонтальної та однієї вертикальної.



Рівномірність зношування алмазозносного шару втулок канату забезпечується обертанням канату навколо своєї поздовжньої осі, за рахунок закручування одного кінця канату перед з'єднанням. Під час роботи алмазний канат здійснює самовільне обертання навколо своєї поздовжньої осі.

В залежності від способу застосування алмазно-канатних установок виділяють такі методи виконання первинного різі:

- вертикальні різі з нижнього уступу;
- вертикальні різі з верхнього уступу;
- вертикальні різі з тильного боку;
- горизонтальні різі.

Процес пасирування відбувається аналогічно процесу різання алмазно-канатної машини у вибої.

Існує дві основні типові схеми здійснення пасирування блоків каменю в кар'єрі:

На рівній робочій площадці встановлюється алмазно-канатна установка з стійками по яким зверху вниз опускаються напрямні ролики. В робочий простір контуру алмазного канату відвантажуються блок та здійснюється відокремлення нерівної грані (пасирування);

До блоку встановлюється алмазно-канатна установка, закріплюються на підшві напрямні рейки, за допомогою анкерного кріплення встановлюються стійки для роликів, заводиться канат та здійснюється пасирування.

Дещо оптимізувати швидкість процесу пасирування за іншою схемою вдається у випадку застосування безнапряжних стійок і роликів – петлевої схеми. Єдиний недолік її полягає у порівняно малих радіусах кривизни канату які призводять до зменшення ресурсу алмазних втулок в середньому на 30%.

З метою оптимізації процесу алмазно-канатного пасирування блоків каменю в кар'єрі необхідно здійснити детальний аналіз за такими критеріями:

➤ продуктивність процесу пасирування для кожного з розглянутих способів;

➤ питомі витрати на 1 м<sup>2</sup> відокремленої площини при пасируванні блоків каменю;

Найбільш економічно доцільно та вигідно в перерахунку на кожен м<sup>3</sup> блоку виконувати пасирування найбільших за розміром блоків. Виконання пасирування для блоків меншого об'єму можливе лише при додатковому техніко-економічному обґрунтуванні.

За результатами виконаних досліджень по встановленню оптимальних технологічних параметрів процесу пасирування блоків в кар'єрі алмазно-канатним способом визначено що:

➤ найбільш доцільною та економічно виправданою є схема пасирування з напрямними стійками та роликами. Петлева схема різання каменю алмазним канатом хоча і продуктивніша однак при цьому перевитрати інструменту збільшуються на 30%;

➤ схема пасирування блоків каменю в кар'єрі при якій забезпечується доставка сировини до робочого простору канатної установки доцільна для блоків масою не більше 20 т. В іншому разі виникають досить великі технологічні складнощі транспортування блоків до ділянки пасирування і економічно доцільніше перемістити алмазно-канатну машину до блоку;

➤ зі збільшенням габаритів та маси блоку зростає питома продуктивність процесу пасирування каменю;

➤ для усіх схем виконання пасирувальних робіт найбільш ефективним є пасирування блоків об'єм яких більший за 3,37 м<sup>3</sup>.

УДК 622.235

**Б.Р. Петрачков**, студ.

**Н.І. Жукова**, ст. викл.

*Національний технічний університет України  
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ОБГРУНТУВАННЯ КОНСТРУКЦІЇ СВЕРДЛОВИННОГО ЗАРЯДУ ДЛЯ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ МАСИВІВ З КАРСТОВИМИ ПОРОЖНИНАМИ**

Наявність карстів в товщі гірського масиву не виключає їх перетин свердловинами в процесі обурювання блоку порід який підривається. Це впливає на показники процесу буріння і ускладнює подальше формування конструкцій зарядів вибухових речовин (ВР).

У зв'язку з відсутністю детальних геологічних даних про глибину і площу кар'єрного поля, насамперед – по колонці свердловини у границях блока, який підривається, конструкцію свердловини “подовжений заряд – порожнина – подовжений заряд” (повітряний проміжок в області карсту, що перетинається свердловиною) реалізувати досить складно. Тому на практиці, зазвичай, заряджання свердловин з порожнинами проводиться суцільним зарядом ВР. Це призводить до непрогнозованих і небезпечних проявів вибуху, який не може забезпечити якісного подрібнення міцних шарів порід. В цьому випадку поширення енергетичного потоку в заряді під час його детонації буде спрямовано не лише в корінні породи, але й у шари, представлені карстовими включеннями, що призводить до

некерованого руйнування в цій зоні.

При короткосповільненому підриванні свердловинних зарядів в масивах з карстовими порожнинами вимагається обмеження бризантної дії зарядів вибухових речовин в місці перетину корінних порід з карстом. Це досягається включенням в конструкцію заряду спеціальних елементів у порожнинах, наприклад, – повітряних проміжків. Аналіз досліджень при вирішенні задачі знаходження радіусу зони руйнування порід навколо свердловини при вибуху в ній нижнього і верхнього зарядів ВР показав, що необхідним є визначення тисків на їх контактах «заряд-порожина». При повному заповненні свердловини у верхній і нижній її границях вибуховою речовиною тиски ( $P_n, P_v$ ) по радіусу в радіальному напрямку у верхній і нижній границях порожнини від цих зарядів визначають за формулами:

$$P_n = \frac{1}{4} \rho_n \cdot D_n^2; \quad P_v = \frac{1}{4} \rho_v \cdot D_v^2, \quad (1)$$

де  $\rho_n, \rho_v$  – щільність нижнього і верхнього зарядів ВР відповідно, г/см<sup>3</sup>;  $D_n, D_v$  – швидкість детонації нижнього і верхнього зарядів ВР відповідно, м/с.

Дані формули можливо використовувати на кар'єрах при вирішенні задач руйнування гірських порід з карстовими порожнинами. Розміщення ВР у місцях розташування карстових пустот небажане через утворення значного розширення порожнини, що істотно знижує якість дроблення і підвищує викид негабаритних шматків породи. Для усунення цього недоліку, як зазначалося вище, в конструкції заряду необхідно передбачити спеціальний елемент у вигляді порожнини з повітряного проміжку або інертної речовини, що забезпечить низький показник енергії вибуху.

В технологічному плані інтенсивність руйнування масиву з карстовими пустотами пов'язана з місцями розташування подовжених зарядів, їх напрямком та інтервалами ініціювання і параметрами хвиль напружень, які тиснуть як на корінні породи, так і на стінки карстової порожнини, тобто це пов'язано з тиском і одночасною його дією на стінки порожнини. Умовою, за якої відбудеться змикання порожнини, є забезпечення одночасного зустрічного тиску при приході хвиль напружень до підшви карстової порожнини, від ініціювання нижнього бойовика, та до верху – від ініціювання верхнього. У зв'язку з цим пропонується двоточкова зустрічна ініціація заряду, від нижнього до верхнього бойовиків, що при одночасному формуванні радіальних полів напружень на нижній і верхній границях карстової

порожнини створює умови її змикання.

В практиці проведення масового вибуху, для ініціації заряду свердловини застосовується два бойовики, які зазвичай розміщуються у верхній і нижній частинах заряду. З метою реалізації концепції зустрічного формування полів напружень ініціюванням таких конструкцій проведено аналітичні дослідження процесу зустрічної детонації всередині свердловини. При цьому поширення детонаційних хвиль проходить від нижнього і верхнього зарядів ВР і спрямоване по вертикалі та горизонталі в бік карстової порожнини.

Для реалізації зустрічного формування полів напружень, проведені розрахунки інтервалів уповільнення нижнього (4) і верхнього (3) ініціюючих зарядів з урахуванням місця їх розташування (рис. 1). При цьому умовою зустрічного ініціювання є рівності суми часу (одночасного) приходу детонаційної хвилі від нижнього і верхнього ініціатора до нижньої (підшови) та верхньої (стелини) границь карстової порожнини відповідно та описується рівнянням:

$$l_{\text{в}} / D_{\text{вр}} + l_{\text{н}} / D_{\text{вр}} = t_{\text{в}} + t_{\text{н}} \quad (2)$$

де  $t_{\text{в}}$ ,  $t_{\text{н}}$  – інтервали уповільнення верхнього та нижнього проміжних детонаторів відповідно, с;  $D_{\text{вр}}$  – швидкість детонації застосованої ВР, м/с.

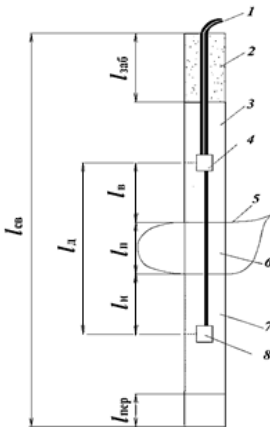


Рис. 1. Конструкція свердловинного заряду ВР для руйнування гірського масиву з карстовими порожнинами: 1 – детонуючий шнур (ДШ); 2 – забійка; 3 – верхній заряд; 4 – верхній бойовик; 5 – карст; 6 – повітряний проміжок; 7 – нижній заряд; 8 – нижній бойовик;  $l_{\text{д}}$  – відстань від верхнього детонатора (4) до нижнього (8), м;  $l_{\text{п}}$  – потужність порожнини, м;  $l_{\text{н}}$  – відстань від нижнього детонатора (8) до підшови карсту (5), м;  $l_{\text{г}}$  – відстань від верхнього детонатора (4) до стелі карсту (5)

Із рівняння (2) одержано залежності для визначення інтервалів сповільнення верхнього ( $t_{\text{в}}$ ) та нижнього ( $t_{\text{н}}$ ) детонаторів, які забезпечать одночасну дію хвиль напружень на нижню та верхню границі карстової порожнини:

$$t_{\text{в}} = l_{\text{в}} / D_{\text{вр}} ; t_{\text{н}} = l_{\text{н}} / D_{\text{вр}} \quad (3)$$

В табл. 1. наведено розрахункові значення  $t_b$  і  $t_n$  для різних типів ВР ( $D_{вр}$  змінюється від 2500 до 4500 м/с) при різній відстані бойовиків до границь карстової порожнини, а їх графічна інтерпретація наведена на рис. 2. З їхнього аналізу видно, що  $t_b$  і  $t_n$  змінюються за криволінійною залежністю. Зі збільшенням швидкості детонації ВР інтервал уповільнення як верхнього бойовика, так і для нижнього зменшується в середньому для обох випадків у 1,8 раза від максимального значення, а зі збільшенням  $l_b$  і  $l_n$  значення  $t_b$  і  $t_n$  збільшуються відповідно у 1,6 і 1,8 раза.

Таблиця 1

Розрахункові значення  $t_b$  і  $t_n$ , мс

| $l_b$ , м | Час уповільнення (мс) в залежності від $D_{вр}$ , м/с |      |      |      |      |
|-----------|-------------------------------------------------------|------|------|------|------|
|           | 2500                                                  | 3000 | 3500 | 4000 | 4500 |
| 1,3       | 5,0                                                   | 4,2  | 3,6  | 3,2  | 2,8  |
| 1,5       | 6,0                                                   | 5,0  | 4,2  | 3,8  | 3,3  |
| 1,7       | 6,8                                                   | 5,7  | 4,9  | 4,3  | 3,8  |
| 2,0       | 8,0                                                   | 6,7  | 5,7  | 5,0  | 4,4  |
|           |                                                       |      |      |      |      |
| $l_n$ , м | 2500                                                  | 3000 | 3500 | 4000 | 4500 |
| 1,5       | 5,8                                                   | 4,9  | 4,2  | 3,7  | 3,2  |
| 1,7       | 6,8                                                   | 5,7  | 4,9  | 4,3  | 3,8  |
| 2,0       | 8,0                                                   | 6,7  | 5,7  | 5,0  | 4,4  |
| 2,5       | 10,0                                                  | 8,3  | 7,1  | 6,3  | 5,6  |

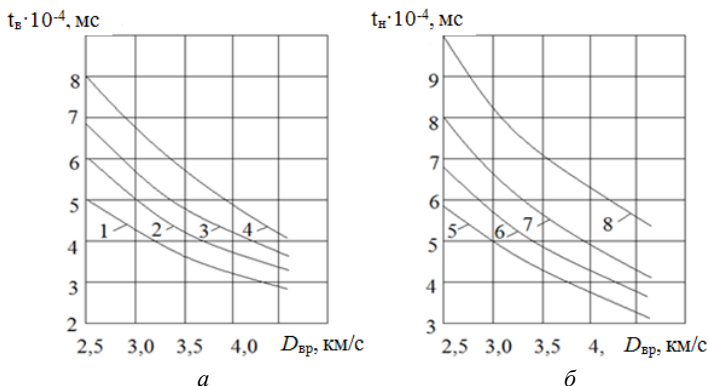


Рис. 2. Залежність зміни  $t_b$  від  $D_{вр}$  при  $l_b$ : 1 – 1,3 м; 2 – 1,5 м; 3 – 1,7 м; 4 – 2,0 м (а) та  $t_n$  від  $D_{вр}$  при  $l_n$ : 5 – 1,5 м; 6 – 1,7 м; 7 – 2,0 м; 8 – 2,5 м (б)

Таким чином за співвідношенням швидкостей поширення детонаційної хвилі від нижнього до верхнього детонатора визначено інтервал уповільнення верхнього ініціатора, що створює умови

формування посиленого поля напружень (зустрічного ініціювання) в зоні розміщення корінних порід та мінімізації витрат енергії вибуху на негативну роботу (викиди блоків, розліт шматків породи, підвищений сейсмоефект) в зоні включення з порожнинами або прошарками м'яких ґрунтів.

Відстань між нижнім і верхнім ініціюючими зарядами можливо визначити також з умови рівності суми часу поширення детонаційної хвилі від верхнього і нижнього ініціаторів

$$l_{\text{д}} = t_{\text{в}} D_{\text{вр}} + t_{\text{н}} D_{\text{вр}} + l_{\text{п}}. \quad (4)$$

За результатами вищенаведених аналітичних досліджень для руйнування масивів гірських порід з пустотами запропонована конструкція свердловинного заряду, яка відрізняється тим, що заряд в свердловині розміщують над (верхній 3) і під (нижній 7) границями карстової порожнини (5) і підривають його різнонаправленим ініціюванням із застосуванням проміжних детонаторів 4 і 8, встановлених на нижніх частинах зарядів 3 і 7 (див. рис. 1).

УДК 622.831.32

**Клименко Д.В.**, ст. викл.

*ДВНЗ «Національний гірничий університет»*

## **ОБЛАСТЬ ПАРАМЕТРОВ КОЛЕБАТЕЛЬНОЙ НАГРУЗКИ, ВЫЗЫВАЮЩЕЙ СТРАГИВАНИЕ ТРЕЩИНЫ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ**

**Актуальность темы.** При разработке подземных месторождений полезных ископаемых одну из наибольших опасностей представляет внезапное катастрофически быстрое разрушение горной породы. Как правило, такое явление происходит при воздействии на породу различных добычных механизмов, которые являются источником упругих колебаний в породном массиве. Разрушение пород можно трактовать как процесс трещинообразования. Горная порода находится под влиянием квазистатического напряжения и меняющегося колебательного нагружения. Поскольку динамические явления связаны с развитием трещин в породной среде необходимо определение достаточно общих условий, при которых колебательная нагрузка генерирует разрушение среды с определенными структурными нарушениями (трещинами). Условие старта (страгивания) трещины и исследования параметров, входящих в это условие, важны для дальнейшего развития акустической методики прогноза динамических явлений.

**Материал исследований.** Исследуем величины, которые входят в обобщенное условие страгивания трещины, инициированного колебаниями в породной напряженно-деформированной среде:

$$\bar{a} \sin c(\pi \cdot \bar{l}) \cos(\pi \lfloor \bar{l} \rfloor) \geq \frac{K_{cv}}{\sqrt{\bar{l}}} + \frac{\alpha \cdot \bar{l}}{2} - \text{sign}(\sigma_0), \quad (1)$$

где безразмерные величины:

$$\bar{a} = \frac{a}{|\sigma_0|}; \bar{l} = \frac{l\vartheta}{c_R}; \alpha = \frac{k}{|\sigma_0| \cdot \vartheta}; K_{cv} = \frac{K_{1c}}{2 \cdot |\sigma_0|} \cdot \sqrt{\frac{\pi\vartheta}{c_R}}; \tau = \frac{l}{c_R}.$$

Функция  $\sin c(x) = \frac{\sin x}{x}$ .  $\lfloor \bar{l} \rfloor$  – целая часть значения  $\bar{l}$ ,

округленная до ближайшего целого в меньшую сторону. Здесь  $a$  – амплитуда колебаний в породном массиве,  $\sigma_0$  – постоянная

составляющая напряжения,  $k = \left( \frac{d\sigma}{dt} \right)_{t=t_0}$  – скорость роста

квазистатических напряжений,  $t_0$  – момент страгивания трещины,  $l$  – характерный размер (радиус) дисковой трещины,  $c_R$  – скорость волн

Релея,  $\vartheta$  – частота колебаний в момент страгивания трещины,  $K_1(t)$  – коэффициент интенсивности напряжения,  $K_{1c}$  – критическое значение коэффициента интенсивности напряжения  $K_1$ .

Значение величины  $K_{1c}$  определяется экспериментально либо учитывая корреляционную взаимосвязь трещиностойкости и предела прочности горных пород на сжатие.

При выводе условия (1) принято, что регулярное напряжение, действующее в окрестности трещины, имеет вид  $\sigma_1(t) = \sigma_0 + k \cdot (t - t_0) + a \cdot \cos[2\pi\vartheta \cdot (t - t_0)]$ .

Очевидно, что изменение напряжённого состояния породного массива, не связанное с колебаниями, влияет на значения параметров нагружения, при которых может начаться рост трещин. Согласно обозначениям такое изменение напряжения определяется величинами  $\sigma_0$  и  $\alpha$ .

Если в окрестности момента страгивания величина  $\alpha > 0$ , тогда регулярное напряжение  $\sigma(t)$  является возрастающей функцией, то есть до момента страгивания регулярное напряжение  $\sigma$  было ниже  $\sigma(t_0)$ . Если регулярное напряжение, действующее в породном массиве,

является растягивающим, тогда получаем: напряжение  $\sigma(t)$  меньше напряжения  $\sigma(t_0)$ . В случае сжимающего напряжения получаем: модуль напряжения  $|\sigma(t)|$  больше, чем модуль напряжения  $|\sigma(t_0)|$ . Если в окрестности момента страгивания величина  $\alpha < 0$ , то страгивание происходит в условиях предшествующего моменту страгивания уменьшения напряжения (регулярное напряжение  $\sigma(t)$  является убывающей функцией). Тогда до момента страгивания регулярное растягивающее напряжение  $\sigma(t)$  больше  $\sigma(t_0)$ . В случае сжимающего напряжения модуль сжимающего напряжения  $|\sigma(t)|$  меньше модуля напряжения  $|\sigma(t_0)|$ .

Очевидно, что значения параметра  $\alpha$  могут быть такими, что условия страгивания (1) выполняются и при отсутствии колебательной нагрузки. Это может иметь место, если выполняется неравенство

$$\frac{K_{cv}}{\sqrt{\bar{l}}} + \frac{\alpha \bar{l}}{2} - \text{sign}(\sigma_0) \leq 0 \quad (2)$$

Из обобщенного условия страгивания трещины (1) следует зависимость:

$$\bar{a}(\bar{l}) = \frac{\frac{K_{cv}}{\sqrt{\bar{l}}} + \frac{\alpha \bar{l}}{2} - \text{sign}(\sigma_0)}{\sin c(\pi \bar{l}) \cos(\pi \lfloor \bar{l} \rfloor)}, \quad (3)$$

$$\text{где } \sin c(\pi \bar{l}) \cos(\pi \lfloor \bar{l} \rfloor) \neq 0 \quad (4)$$

и выполняется условие (2).

Условие (2) при значении величины  $\alpha = 0$  имеет вид:

$$\bar{l} \neq 1, 2, \dots \text{ и } 0 < \bar{l} \leq K_{cv}^2 \quad (5)$$

При сжимающей постоянной составляющей напряжения ( $\sigma_0 \leq 0$ ) и  $\alpha = 0$  страгивание трещины без колебательной нагрузки невозможно.

Исследовав значения величин, которые входят в критерий (1), при значениях величины  $\alpha \neq 0$ , получаем следующее.



I) страгивание трещины без колебательной нагрузки возможно при значениях величины  $\alpha < 0$  и напряжении  $\sigma_0 \geq 0$ , если приведенная длина трещины  $\bar{l} \geq \bar{l}_1$ , где

$$\bar{l}_1 = \left[ \left( \sqrt{\left( \frac{K_{cv}}{\alpha} \right)^2 - \frac{8}{27\alpha^3} - \frac{K_{cv}}{\alpha}} \right)^{\frac{1}{3}} + \left( -\frac{K_{cv}}{\alpha} - \sqrt{\left( \frac{K_{cv}}{\alpha} \right)^2 - \frac{8}{27\alpha^3}} \right)^{\frac{1}{3}} \right]^2 \quad (6)$$

II) старт трещины без колебательной нагрузки возможен, при значениях величины  $\alpha < 0$  и напряжении  $\sigma_0 < 0$ , когда  $\bar{l} \geq \bar{l}_2$ , где

$$\bar{l}_2 = \left[ \left( \sqrt{\left( \frac{K_{cv}}{\alpha} \right)^2 + \frac{8}{27\alpha^3} - \frac{K_{cv}}{\alpha}} \right)^{1/3} + \left( -\frac{K_{cv}}{\alpha} - \sqrt{\left( \frac{K_{cv}}{\alpha} \right)^2 + \frac{8}{27\alpha^3}} \right)^{1/3} \right]^2 \quad (7)$$

III) при значениях величины  $\alpha > \frac{8}{27K_{cv}}$  и напряжении  $\sigma_0 \geq 0$  страгивание трещины без дополнительного нагружения произойти не может. При  $0 < \alpha < \frac{8}{27K_{cv}}$  условие страгивания трещины без колебательной нагрузки выполняется для трещин с приведенной длиной  $\bar{l}$ , удовлетворяющей условию  $\bar{l} < \bar{l} < \bar{l}_1$ , где  $\bar{l}_1$  вычисляется по формуле (6).

$$\bar{l}_3 = \left\{ \frac{\sqrt{\bar{l}_1}}{2} + \frac{i \cdot \sqrt{3}}{2} \left[ \left( \sqrt{\left( \frac{K_{cv}}{\alpha} \right)^2 - \frac{8}{27\alpha^3} - \frac{K_{cv}}{\alpha}} \right)^{\frac{1}{3}} - \left( -\frac{K_{cv}}{\alpha} - \sqrt{\left( \frac{K_{cv}}{\alpha} \right)^2 - \frac{8}{27\alpha^3}} \right)^{\frac{1}{3}} \right] \right\}^2 \quad (8)$$

IV) при значениях величины  $\alpha > 0$  и напряжении  $\sigma_0 < 0$  страгивание трещины без дополнительной нагрузки невозможно.

Полученные результаты позволяют представить ограничения на параметры, при которых страгивание трещины может быть инициировано колебательной нагрузкой, в виде таблицы.

Таблица 1

Области значений приведенной длины трещины  $\bar{l}$ , страгивание которой может быть инициировано колебательной нагрузкой, при напряжении  $\sigma_0$  и величине  $\alpha$

| $\sigma_0$        | $\alpha$                                    | $\bar{l}$                                 | Номер формул для вычислений $\bar{l}_i, i = \overline{1,3}$ |
|-------------------|---------------------------------------------|-------------------------------------------|-------------------------------------------------------------|
| $\sigma_0 \geq 0$ | $(-\infty, 0)$                              | $(0, \bar{l}_1)$                          | (6)                                                         |
|                   | $\left(0, \frac{8}{27K_{cv}^2}\right)$      | $(0, \bar{l}_3) \cup (\bar{l}_1, \infty)$ | (6),(8)                                                     |
|                   | $\left(\frac{8}{27K_{cv}^2}, \infty\right)$ | $(0, \infty)$                             |                                                             |
| $\sigma_0 < 0$    | $(-\infty, 0)$                              | $(0, \bar{l}_2)$                          | (7)                                                         |
|                   | $(0, \infty)$                               | $(0, \infty)$                             |                                                             |

Учитывая данные из таблицы, для случая  $K_{cv} = 0,8$  на рисунке 1 построены кривые  $\bar{l}(\alpha)$ , отделяющие область (заштрихована), в которой возможно страгивание трещины при колебательном нагружении. Аналогичные кривые для других значений величины трещиностойкости  $K_{cv}$  представлены на рисунке 2 (штриховка для областей страгивания опущена).

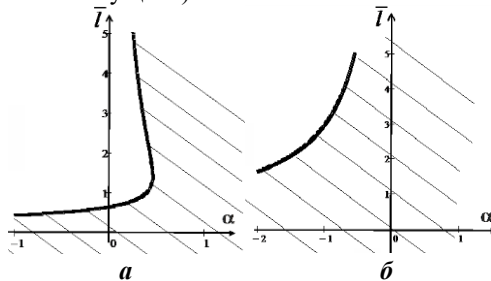


Рисунок 1 – Область изменения  $\bar{l}$  и  $\alpha$ , в которой возможно инициирование страгивания трещины колебательной нагрузкой,  $K_{cv} = 0,8$ : а)  $\sigma_0 \geq 0$ , б)  $\sigma_0 < 0$

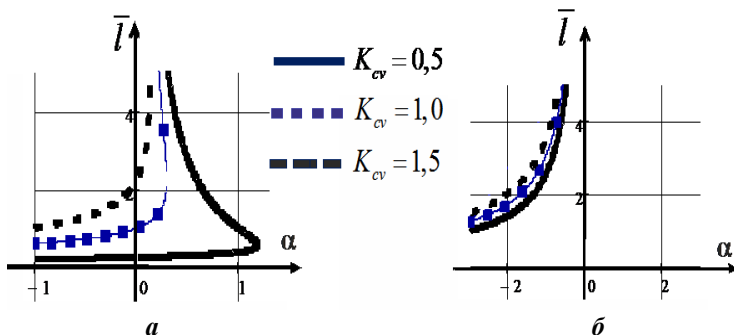


Рис. 2. Области изменения  $\bar{l}$  и  $\alpha$ , в которых возможно иницирование страгивания трещины колебательной нагрузкой при различных значениях параметра  $K_{cv}$ : а)  $\sigma_0 \geq 0$ , б)  $\sigma_0 < 0$

При постоянном статическом напряжении в массиве с увеличением амплитуды колебаний наступление динамических явлений возможно в момент скачка длин страгиваемых трещин; при изменении квазистационарных напряжений с увеличением амплитуды колебаний в массиве наступление динамических явлений возможно по тем же причинам, но возникает еще следующий эффект: при определенной амплитуде колебаний начинают одновременно страгиваться трещины длиной  $l$  и длиной практически в 2 раза большей.

УДК 622.647.6

С.В. Зайченко, д.т.н., проф.

В.В. Вапнічна, к.т.н., доц..

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

## ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ КОНСТРУКЦІЇ ЕЛЕМЕНТІВ РОЛИКІВ СТРІЧКОВИХ КОНВЕЄРІВ

**Аналіз проблеми.** На рівень конкурентоспроможності гірничодобувних технологій впливає цілий ряд факторів, починаючи з властивостей гірських порід і закінчуючи системою управління підприємством. Однак основними витратами при видобутку корисних копалин залишаються витрати на роботу гірничо-транспортних комплексів. Ефективним заходом зменшення цих витрат є використання при організації видобутку потокової і поточно-циклічної технології шляхом використання конвеєрного транспорту. З усіх

існуючих типів конвеєрів, незважаючи на обмеження по крупності, абразивності і слабку стійкість до ударних навантажень, все більшого поширення в гірській промисловості знаходять стрічкові. На їх частку в загальному обсязі переміщення сипучих вантажів припадає 12 %, що пояснюється високою продуктивністю і можливістю повної автоматизації транспортно-перевантажувального процесу.

**Метою** роботи є аналітичне обґрунтування параметрів конструкції елементів конвеєрних роликів за критеріями надійності і їх застосування з меншими масогабаритними параметрами, що дозволить не тільки збільшити їх ресурс, а й ресурс конвеєра в цілому за рахунок зменшення динамічних навантажень в режимі пуску, викликаних інерцією обертальних частин ролика.

**Основний матеріал.** Істотним недоліком, який стримує використання стрічкових конвеєрів, є їх низькі показники надійності, а саме довговічність, яка пояснюється насиченістю конструкції незалежно від типу роликкоопор. При нормальних умовах експлуатації ресурс ролика в кілька разів менше ресурсу конвеєра. Низький ресурс складових елементів конвеєрних роликів, підшипникових вузлів, є основною причиною виходу з ладу, як самих роликів, так і конвеєрів в цілому. Саме обґрунтуванню параметрів конструкції елементів конвеєрних роликів за критеріями надійності, присвячене дане дослідження.

Серед кар'єрних і підземних стрічкових конвеєрів можливо виділити традиційно прийняту конструкцію ГОСТ 25722-83 (В. РЕВ 1331-78) [1], в якій застосовуються уніфіковані елементи. Головні параметри роликкоопор визначаються в залежності від ширини стрічки і стандартизовані за ГОСТ 22645-77 "Конвеєри стрічкові. Роликкоопори. Типи і основні розміри" [2]. Даний стандарт поширюється на всі типи жорстких роликкоопор крім гірляндних, які за своєю конструкцією підшипникових корпусів роликів подібні жорстким.

Для встановлення значень головних параметрів конвеєрів гірської промисловості, розглянемо основні типи конвеєрів, які випускаються серійно, і знайшли найбільше застосування (табл. 1) [3]. До основних параметрів конвеєрів, які суттєво впливають на конструкцію і ресурс ролика, відносять: вагову продуктивність; швидкість руху стрічки; ширину і тип стрічки; діаметр, вагу і довжину роликів; умови роботи. Встановлений термін служби для конвеєрів коливається від 2,6 - 6 років, проте термін служби конвеєрних роликів становить 1,2 року.

Навантаження, які діють на ролики залежать від виду і конструкції роликкоопор, які поділяються на роликкоопори верхньої (навантаженої) і нижньої (холостої) гілки. Роликкоопори також поділяються на рядові,

які складають основну кількість несучих роликоопор і на спеціальні: амортизуючі, центруючі і ін. В даному дослідженні головна увага приділена роботі рядових роликоопор по причині відносно найбільшого обсягу використання і виходу з ладу. У загальному випадку навантаження, які діють на роликоопору, складаються з навантажень від складових ваги матеріалу, що транспортується, стрічки і обертальних частин ролика (рис. 1).

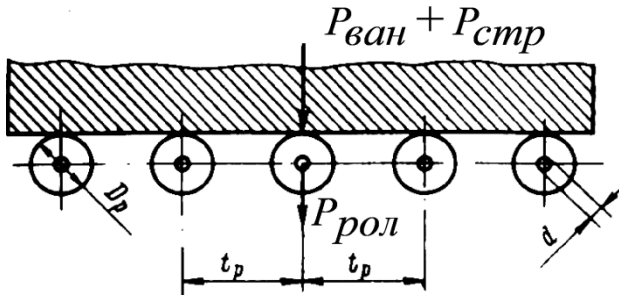


Рис. 1. Схема навантаження ролика:  $D_p$  - діаметр ролика;  $d$  - внутрішній діаметр підшипника;  $P_{ван}$  - навантаження від дії матеріалу, що транспортується;  $P_{стр}$  - навантаження від ваги стрічки;  $P_{рол}$  - навантаження від ваги ролика;  $t_p$  - відстань між роликооперами

Сумарна навантаження, яка діє на ролик:

$$P = P_{ван} + P_{стр} + P_{рол} \quad (1)$$

Навантаження, що діють на роликоопору від дії матеріалу, який транспортується при повному навантаженні:

$$P_{ван} = \frac{Qt_p}{1.08v} \quad (2)$$

де:  $Q$  - продуктивність конвеєра [т/г] (табл. 1);  $v$  - швидкість [м/с] (табл. 1);  $t_p$  - відстань між роликооперами, уніфіковані значення 1,0 м і 1,2 м (1,5 м).

Таблиця 1

## Технічні характеристики конвеєрів гірничої промисловості

| Параметр                                                                             | Конвеєри                                                           |                                                                       |                                    |                      |                                                  |                                       |                          |                  |
|--------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------|------------------------------------|----------------------|--------------------------------------------------|---------------------------------------|--------------------------|------------------|
|                                                                                      | 1Л80У<br>1Л80У- 2<br>2Л80У<br>2Л80У- 01<br>2Л80У- 10;<br>2Л80У- 11 | 2Л100У.<br>1Л100У0- 1<br>2Л100У<br>2Л100У- 01<br>3Л100У<br>3Л100У- 02 | 1ЛТ100У.<br>2ЛТ100У<br>2ЛТ100У- 01 | 2ЛН100<br>2ЛН100- 01 | 1Л120<br>1Л120- 01<br>2Л120А<br>2Л120Б<br>2Л120В | 2ЛБ120М<br>2ЛБ120М- 01<br>2ЛБ120М- 02 | КЛШ1- 1000<br>КЛШ2- 1000 | МКЛ2-<br>1200    |
| Вагова продуктивність, т/г<br>швидкість стрічки 2.0 м/с<br>швидкість стрічки 2.5 м/с | 420<br>520                                                         | 680<br>850                                                            | 680<br>850                         | 620<br>-             | 1590*<br>1260                                    | 1590*<br>1260                         | 800*<br>350              | 1500*            |
| Швидкість руху стрічки, м/с                                                          | 2.0<br>2.5                                                         | 2.0<br>2.5                                                            | 2.0<br>2.5                         | 2.0<br>-             | 2.5<br>3.15                                      | 2.5<br>3.15                           | 2.5<br>3.15              | 3.15             |
| Ширина стрічки, мм                                                                   | 800                                                                | 1000                                                                  | 1000                               | 1000                 | 1200                                             | 1200                                  | 1000                     | 1200             |
| Тип стрічки                                                                          | 2Ш- 800                                                            | 2Ш,<br>2РТЛО- 1500                                                    | 2Ш- 800                            | 2РТЛО-<br>2500РИФ    | 2РТЛО- 1500<br>2РТЛО- 2500<br>2РТЛО- 3150        | 2РТЛО- 1500                           | 2РТЛО- 1500              | 2РТЛО-<br>1500 - |
| Діаметр ролика, мм                                                                   | 89                                                                 | 127                                                                   | 127                                | 127                  | 159                                              | 159                                   | 127                      | 159              |
| Довжина ролика, мм                                                                   | 315                                                                | 380                                                                   | 380                                | 380                  | 465                                              | 465                                   | 465                      | 465              |
| Вага частин ролика, які обертаються,<br>кг                                           | 7                                                                  | 8.5                                                                   | 8.5                                | 8.5                  | 12-16                                            | 12-16                                 | 8.5                      | 12-16            |
| Нагрузка від дії матеріалу, що<br>транспортується                                    | 192                                                                | 314                                                                   | 314                                | 287                  | 466                                              | 466                                   | 235                      | 440              |
| Навантаження від ваги стрічки                                                        | 34,0                                                               | 42,7                                                                  | 42,7                               | 123,3                | 112,0                                            | 112,0                                 | 93,3                     | 112,0            |
| Навантаження від ваги ролика                                                         | 70                                                                 | 85                                                                    | 85                                 | 85                   | 120-160                                          | 120-160                               | 85                       | 120-160          |
| Максимальне сумарне навантаження                                                     | 296                                                                | 442                                                                   | 442                                | 495                  | 738                                              | 738                                   | 413                      | 712              |

\* \* - продуктивність при швидкості 3.15 м/с.

Навантаження від ваги стрічки:

$$P_{\text{стр}} = \frac{t_p q_{\text{стр}}}{3}, \quad (3)$$

де:  $q_{\text{стр}}$  - питома вага одного метра стрічки:

$$q_{\text{стр}} = \frac{q'_{\text{стр}} B}{3}, \quad (4)$$

де:  $q'_{\text{стр}}$  - питома вага одного метру квадратної стрічки (табл. 2).

Таблиця 2

Питома вага стрічки  $[Н/м^2]$

| Тип стрічки |                |                |                   |                |
|-------------|----------------|----------------|-------------------|----------------|
| 2Ш- 800     | 2РТЛО-<br>1500 | 2РТЛО-<br>2500 | 2РТЛО-<br>2500РИФ | 2РТЛО-<br>3150 |
| 128         | 280            | 370            | 370               | 432            |

З отриманих залежностей (1-4) встановлені складові і сумарне навантаження, які діють на ролики для конвеєрів різної продуктивності і конструкції (табл. 3). Встановлені значення основних факторів, які впливають на роботу роликів, дозволяють провести розрахунок підшипників (ГОСТ 18855-73) [4] і, як наслідок, визначити ресурс роботи ролика.

Базовий розрахунковий ресурс для шарикового радіального підшипника в мільйонах обертів :

$$L_{10} = \left( \frac{C_r}{P_r} \right)^3, \quad (5)$$

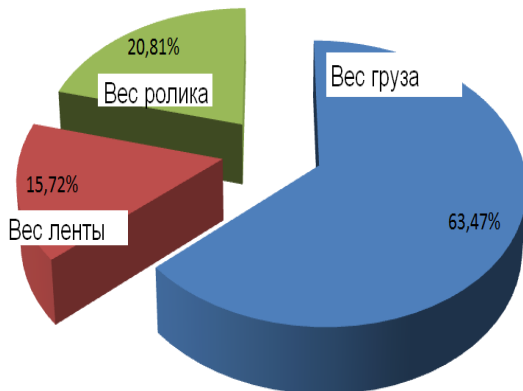
де:  $C_r$  - каталожна динамічна вантажопідйомність даного типорозміру підшипника для даного типу ролика (табл. 4);  $P_r$  - еквівалентне розрахункове навантаження на підшипник (табл. 4):

$$P_r = v F_r K_b K_T, \quad (6)$$

де:  $v$  - коефіцієнт обертання;  $K_b$  - коефіцієнт безпеки;  $K_T$  - температурний коефіцієнт підшипника.

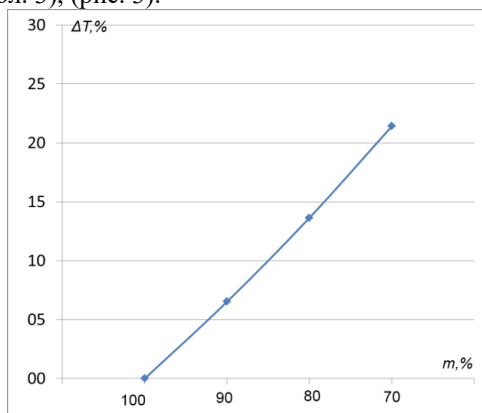
Отримані теоретичні значення залежності зміни показника довговічності (кількість обертів) дозволяє досліджувати зміну ресурсу від зміни навантаження. Слід зазначити, що залежності 5 і 6 мають високу кореляцію з реальними даними довговічності при значеннях навантажень близьких до каталожної динамічної вантажопідйомності.

З аналізу діаграми розподілу усередненого розподілу навантажень (рис. 2) єдиним можливим параметром, який дозволяє підвищити ресурс конвеєрного ролика є зменшення загального навантаження за рахунок масогабаритних параметрів конвеєрного устаткування, оскільки навантаження від ваги матеріалу і ваги стрічки є взаємопов'язаними величинами, які визначені продуктивністю.



*Рис. 2. Усереднене розподілення навантаження конвеєрного ролика*

Встановлено (залежності 5 і 6), як змінюються параметри довговічності при зміні ваги частин ролика, що обертаються на 10 %, 20 % і 30 % (табл. 3), (рис. 3).



*Рис. 3. Зміна ресурсу від зміни маси частин конвеєрних роликів, що обертаються*



Таблиця 3

## Розрахунок підшипників конвєсєрів (ГОСТ 18855-73)

| Параметр                                                        | Конвєсєри                                                          |                                                                       |                                    |                      |                                                  |                                       |                          |            |
|-----------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------|------------------------------------|----------------------|--------------------------------------------------|---------------------------------------|--------------------------|------------|
|                                                                 | 1Л80У<br>1Л80У- 2<br>2Л80У<br>2Л80У- 01<br>2Л80У- 10;<br>2Л80У- 11 | 2Л100У.<br>1Л100У0- 1<br>2Л100У<br>2Л100У- 01<br>3Л100У<br>3Л100У- 02 | 1ЛТ100У.<br>2ЛТ100У<br>2ЛТ100У- 01 | 2ЛН100<br>2ЛН100- 01 | 1Л120<br>1Л120- 01<br>2Л120А<br>2Л120Б<br>2Л120В | 2ЛБ120М<br>2ЛБ120М- 01<br>2ЛБ120М- 02 | КЛШ1- 1000<br>КЛШ2- 1000 | МКЛ2- 1200 |
| Радіальне навантаження                                          | 148                                                                | 221                                                                   | 221                                | 248                  | 369                                              | 369                                   | 207                      | 356        |
| Еквівалентне розрахункове навантаження                          | 186                                                                | 278                                                                   | 278                                | 312                  | 465                                              | 465                                   | 260                      | 449        |
| Типорозмір підшипника (для найбільш розповсюджених конструкцій) | 204                                                                | 206                                                                   | 206                                | 206                  | 307                                              | 307                                   | 206                      | 307        |
| Каталожна динамічна вантажопідйомність підшипника               | 12700                                                              | 19500                                                                 | 19500                              | 19500                | 33200                                            | 33200                                 | 19500                    | 33200      |
| Частота обертів ролика за хвилину                               | 537                                                                | 376                                                                   | 376                                | 301                  | 379                                              | 379                                   | 474                      | 379        |
| Номинальна довговічність, млн. Обертів                          | 315874,36                                                          | 344190,05                                                             | 344190,05                          | 243999,83            | 364102,38                                        | 364102,38                             | 419933,86                | 405464,30  |
| Зменшення ваги ролика на                                        |                                                                    |                                                                       |                                    |                      |                                                  |                                       |                          |            |
| 10 %                                                            | 339387,61                                                          | 364852,31                                                             | 364852,31                          | 257004,82            | 388849,02                                        | 388849,02                             | 446944,29                | 434075,11  |
| 20 %                                                            | 365293,71                                                          | 387202,07                                                             | 387202,07                          | 270950,68            | 415890,02                                        | 415890,02                             | 476321,72                | 465442,32  |
| 30 %                                                            | 393904,95                                                          | 411415,18                                                             | 411415,18                          | 285924,06            | 445497,56                                        | 445497,56                             | 508331,22                | 499906,02  |

Рівняння поліноміальної регресії для залежності зміни ресурсу від зміни маси частин, що обертаються має наступний вигляд:

$$\Delta T(m) = 0.7 - 7 \cdot 10^3 \cdot m, \quad (7)$$

де  $m$  – складова маси частин ролика, що обертаються, у відсотках.

З рівняння регресії випливає висновок про пряму залежність збільшення ресурсу ролика від зменшення маси його обертальних частин. Дану властивість комплектуючих конвеєрного обладнання використовують світові виробники і споживачі транспортного устаткування, що дозволяє крім підвищення ресурсу машин позбутися проблем з балансуванням, шумом, зменшити навантаження і енерговитрати при пуску, забезпечити більш ощадний режим роботи стрічки. Застосування конвеєрних роликів з меншими масогабаритними параметрами дозволить не тільки збільшити їх ресурс, а й ресурс конвеєра в цілому за рахунок зменшення динамічних навантажень при пуску, викликаних інерцією обертальних частин ролика.

При проведенні аналізу масогабаритних параметрів роликів європейських виробників транспортного устаткування (табл. 4) і порівняння мас обертальних частин роликів з продукцією вітчизняних виробників відзначена істотна різниця ваги в бік зменшення конструкції для іноземних складових конвеєрів, що має використовуватися при виробництві вітчизняного обладнання.

*Таблиця 4*

*Вага обертальних частин роликів європейських виробників, кг*

| Виробник  | Розмір ролика діаметр*довжина (мм) |         |         |
|-----------|------------------------------------|---------|---------|
|           | 89*315                             | 127*380 | 159*465 |
| TRANSROLL | 2.4                                | 4.6     | 9       |
| RULMECA   | 2.7                                | 6.1     | 8.6     |
| SANDVIK   | 3.2                                | 4.3     | 7.5     |
| ULMA      | 2.6                                | 5.6     | 10.8    |

### **Висновки:**

1. У загальному випадку навантаження, які діють на роликкоопору складаються з навантажень від складових ваги матеріалу, який транспортується, ваги стрічки і оборотних частин ролика.

2. Єдиним можливим параметром, який дозволяє підвищити ресурс конвеєрного ролика є зменшення загального навантаження за рахунок масогабаритних параметрів конвеєрного устаткування, оскільки навантаження від ваги матеріалу і ваги стрічки є взаємопов'язаними величинами, які визначені продуктивністю.

3. Ресурс конвеєрного ролика оберненопропорційний масі його обертальних частин.

4. Застосування конвеєрних роликів з меншими масогабаритними параметрами дозволить не тільки збільшити їх ресурс, а ресурс конвеєра в цілому за рахунок зменшення динамічних навантажень при пуску, викликаних інерцією обертальних частин ролика.

УДК 624.131

**Р.В. Полібін**, студ.

**Є.А. Загоруйко**, к.т.н., доц.

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ПІДСИЛЕННЯ ФУНДАМЕНТІВ ГІРНИЧИХ СПОРУД**

Значною проблемою в гірничо-технічному будівництві є забезпечення стійкості основ та фундаментів гірничих споруд. Рішення цієї проблеми пов'язано з труднощами, подолання яких вимагає спеціального інженерного підходу, оскільки необхідно враховувати зміну інженерно-геологічних умов і напружено-деформаційного стану основ споруд, конструктивні особливості і умови експлуатації споруд, характер і причини пошкоджень.

Виконання робіт із влаштування фундаментів споруд повинне здійснюватися за умови збереження техногенного навантаження на геологічне середовище. Тому не завжди виявляються прийнятними існуючі підходи проектування основ і фундаментів споруд, що реконструюються, особливо, якщо ґрунтова товща складена глинистими і техногенними ґрунтами. Технічні рішення по перебудові, підсиленню фундаментів, зміцненню основ споруд часто розробляються з урахуванням тільки конструктивних вимог. Таким чином, удосконалення методів проектування і способів влаштування основ та фундаментів гірничих споруд є актуальною задачею.

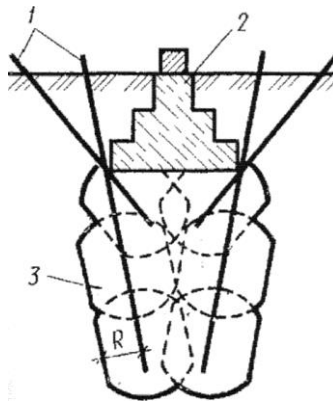
Аналіз літератури з інженерно-геологічних вишукувань на забудованих територіях показує, що більшість існуючих методів по підсиленню основ та фундаментів не завжди прийнятні для умов реконструкції і **відновлення гірничих споруд**. Це пов'язане, насамперед, із трудомісткістю та високою вартістю виконуваних робіт з інженерно-геологічного обстеження площадок (проходка свердловин і геологічних **виробок**, **відбір** зразків ґрунту, проведення лабораторних досліджень, спостереження за **станом** гірничо-технічних споруд та ін.).

Основними причинами, що викликають **необхідність** підсилення фундаментів і зміцнення ґрунтів основ, є:

- реконструкція гірничих споруд (включаючи капітальний ремонт і надбудову);
- руйнування матеріалу фундаментів і зниження його гідроізолюючих якостей;
- порушення умов **стійкості** основ та фундаментів споруди у процесі її експлуатації;
- розвиток значних деформацій.

Методи підсилення ґрунтів основи зводяться в **основному** до підвищення їхньої несучої здатності шляхом штучного зміцнення. Для цього на практиці застосовуються способи силікатизації та **електросилікатизації**, термічного випалювання, влаштування піщаних і цементних подушок під нові фундаменти та ін.

Для виконання робіт із силікатизації ґрунтів під подошву фундаментів занурюють ін'єктори зі сталевих труб діаметром 19...38 мм, через які проводять нагнітання розчину під тиском 0,3...0,6 МПа (рис. 1).



*Рис. 1. Схема силікатизації основи під стрічковими фундаментами: 1 – ін'єктор, 2 – фундамент, 3 – закріплена зона.*

Силікатизація основи фундаментів призначена для підвищення несучої здатності дрібних і пилюватих пісків, пливунів, лесових і насипних ґрунтів.

Спосіб електросилікатизації полягає в тому, що в ґрунт, який підлягає закріпленню пропускається постійний електричний струм. Це прискорює і полегшує проникнення розчинів у ґрунт, збільшує їх обсяг і в остаточному підсумку підвищується ступінь закріплення ґрунтів.

Термічний спосіб використовують найчастіше для закріплення лесових просадних ґрунтів. По цьому способі в ґрунт через жаротривкі труби нагнітається повітря, нагріте до температури 600...800 °С. При температурі повітря 300 °С лесовий ґрунт втрачає просадні властивості, при  $t = 700...800$  °С набуває високих міцнісних властивостей.

Основними методами підсилення фундаментів є цементація, влаштування бетонних і залізобетонних обойм, зміцнення фундаментів розширенням підшви, посилення буро-ін'єкційними і призматичними палями.

Цементація фундаментів виконується при його недостатній міцності. Для цього у фундаменті пробурюють отвір діаметром 25 мм, в який нагнітають цементний розчин у відношенні 1:1 (цемент – вода) під тиском 0,3...0,5 МПа.

Зміцнення фундаменту бетоною або залізобетонною обоймами застосовується у випадку, коли цементацію зробити неможливо. Мінімальна ширина бетонної обойми повинна становити 15 см. Залізобетонна обойма застосовується при незадовільному стані фундаментів на окремих ділянках. Обойми можуть бути односторонніми або двосторонніми. Мінімальна товщина обойми 10 см, кріплення їх між собою роблять анкерами діаметром 20 мм.

Підводку нових фундаментів виконують при розробці ґрунту нижче підшви існуючих фундаментів, а також для припинення неприпустимих деформацій споруд.

У наш час найчастіше підсилення фундаментів проводять шляхом пересадження їх на палі. Для цього вдаються ланки залізобетонних або металевих паль у ґрунт за допомогою домкратів і в такий спосіб передають навантаження від будинку на пальовий фундамент.

Пальові фундаменти підсилюються у випадку їх недостатньої несучої здатності шляхом задавлювання паль із обпиранням їх на щільні ґрунти або нарощуванням існуючих паль додатковими секціями.

Підсилення пальових фундаментів виконується найчастіше шляхом занурення додаткових паль поза контуром фундаменту з передачею на них навантаження від фундаментів. За допомогою горизонтальних балок, що пробиваються через стіну або ростверк будинку, передається навантаження на палі. У єдиний фундамент поєднуються ростверк, горизонтальні (поперечні, поздовжні) балки, що передають навантаження на виносні палі.

Для наведених вище методів підсилення основ та фундаментів розроблені способи їх розрахунку для різних випадків навантаження,

запропоновані конструктивні заходи щодо підсилення фундаментів, зміцненню основ і визначені основні шляхи їхнього удосконалення.

УДК 622.834:622.862.3

**Д.А.Чепига**, аспірант

*ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»*

## **ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЙ ПРИРОДНЫХ ОПАСНОСТЕЙ ПРИ РАЗГРУЗКЕ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА**

Опыт работы шахт Донбасса, разрабатывающих угольные пласты, показывает, что с ростом глубины горных работ горно-геологические условия усложняются, в результате чего ухудшается устойчивость горных выработок. При ведении горных работ в углепородной толще, вмещающей горные выработки – полости, подработанные и расслоившиеся боковые породы, как правило, оседающие на хаотически обрушенные слои непосредственной кровли, представляют собой блочный массив, состоящий из балок различной длины. Причем породы основной кровли одновременно изгибаются и неконтролируемо обрушаются позади очистного забоя, создавая неблагоприятную геомеханическую обстановку, что влечет за собой возможные завалы не только очистной выработки, но и штрека.

Применяемые в настоящее время способы управления горным давлением – удержанием кровли на кострах или полное обрушение кровли, в большинстве случаев, не позволяет в таких условиях обеспечить удовлетворительное состояние горных выработок, отвечающее требованиям ПБ. Следует отметить, что явления обрушений и обвалов боковых пород при традиционных способах управления горным давлением, представляют собой не ординарную картину и зависят от многих факторов. При внезапных обрушениях расслоившихся боковых пород в горную выработку, необходимо принимать во внимание динамическую нагрузку. Последняя отличается от обычной нагрузки, прежде всего, внезапностью ее приложения и кратковременностью действия.

С учетом вышеизложенного, нами были решена задача о действии динамических нагрузок на состояние боковых пород в горной выработке. Для этого породы кровли рассматривали в виде балки, на которую падает груз. В результате выполненных исследований было установлено, что при расчете на устойчивость такой балки, при внезапном обрушении на нее боковых пород, критическая нагрузка всегда подобна разрушающей при расчете кровли на изгиб. При скоростях соударения более  $v > 15-30$  м/с, с момента наступления

критического состояния и до момента разрушения, деформации пород кровли нарастают крайне быстро. В таких условиях, при определенных параметрах породной консоли и отсутствии эффективного подпора со стороны выработанного пространства, в результате динамического воздействия, вероятность завала горных выработок возрастает.

Исследованиями ДонУГИ и ДонНТУ ранее было установлено, что закладочный массив предотвращает развитие сдвижений горных пород в окрестности выработок и создает зоны устойчивых пород впереди и позади очистного забоя, даже при внезапных обрушениях боковых пород.

Характерной особенностью динамических нагрузок является то, что в результате их воздействия на породы кровли, в последних возникают колебания. В динамических задачах, положение точек рассматриваемой системы изменяется с течением времени и установленные координаты являются функциями времени. В случае, когда породы кровли подвержены динамическим нагрузкам и опираются на закладочный массив, задача динамического исследования состоит в нахождении функций, определяющих закон движения системы.

При решении такой задачи было установлено, что закладочный массив, расположенный в выработанном пространстве вслед за выработкой, устраняет негативные проявления динамических нагрузок за счет отклика упругого пространства на осциллирующую силу, приложенную к рассматриваемой системе. Наличие в выработанном пространстве податливой опоры обеспечивает плавный прогиб пород кровли и их удовлетворительную устойчивость.

Таким образом, при разработке угольных пластов на больших глубинах в результате расслоения боковых пород, опасность возникновения аварийных ситуаций исходит от обвалов и обрушений пород кровли. Внезапность возникновения таких ситуаций вызывается сложными горно-геологическими условиями. Вместе с тем, это обуславливается еще и горно-техническими факторами. К последним следует относить несоответствие применяемых способов управления кровлей, средств и способов крепления горных выработок конкретным условиям их эксплуатации. Применение закладки выработанного пространства или широких податливых полос в таких условиях позволит существенно изменить геомеханическую обстановку в окрестности поддерживаемых горных выработок. Закладочный массив или податливые опоры, на которые опираются породы непосредственной и основной кровли в результате их расслоения, устраняют негативные проявления горного давления, проявляющиеся при внезапных обрушениях боковых пород.

## **ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ ГІДРОБУРІННЯ СВЕРДЛОВИН**

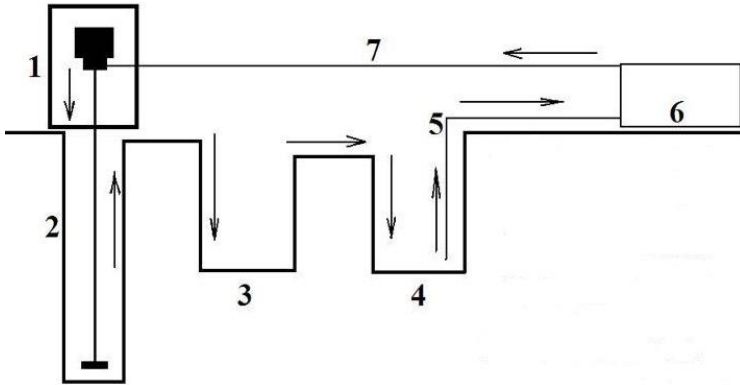
Власники приміських маєтків та земельних ділянок потребують забезпечення постійним водопостачанням. Основним методом для встановлення водомагістралі є забір води з ґрунтових свердловин-колодязів. Розглянемо варіант виготовлення джерела водозабору без дорогого обладнання. Метод гідробуріння являє собою руйнування порід за допомогою спеціального бурового інструменту і води, яка розмиває м'які породи.

Вважають, що буріння свердловин для автоматизованого водопостачання на приміських ділянках є складним механізованим процесом із застосуванням громіздкого обладнання. Метод гідробуріння при правильному виборі місця буріння, обладнання і при застосуванні правильної технології не викликає труднощів для проходки ґрунту. Основні фактори, які необхідно враховувати при проведенні робіт по створенню свердловини - це характеристика ґрунту і приблизне розташування водонасиченого пласта. Від порід, які проходять залежить вибір інструментів, і продуктивність використання данного методу та бурової установки. Знання глибини залягання води дозволяє розрахувати кількість колін бурових штанг.

Особливістю технології гідробуріння є дія власної ваги бурової установки під час її обертання, а також розмивання породи струменем води, що виходить із останньої штанги на якій закріплена головка бура. Піднімання ґрунту відбувається за рахунок енергії води, яка подається під напором у свердловину. Для збільшення продуктивності проходки в робочу рідину можна додавати кварцовий пісок, мисливську дріб або іншу невелику дрібну абразивну фракцію.

Основними елементами є бурова установка, бур, колона з бурових штанг, дренажний гідронасос, pompa, два приямки об'ємом приблизно  $1 \text{ м}^3$  (один головний, в який з свердловини потрапляє відпрацьована вода і осідає вимитий ґрунт, і другий приямок в якому йде забір й подача робочої рідини), всмоктувальний шланг, подаючий шланг (рис. 1).





*Рис. 1. Складові частини технологічної схема гідробуріння:  
1– бурова установка, 2– бур, 3– перший приямок, 4– другий приямок, 5–  
всмоктуючий шланг, 6– помпа, 7– подаючий шланг*

Також невід'ємною частиною є буровий розчин, тобто вода з домішками глини, яка циркулює через усю робочу систему. Вона забезпечує охолодження бура, полірування стінок свердловини і вимивання мілкового шлаку з породою на поверхню. Потрібно вирішити звідки буде братись вода, адже необхідний об'єм буде в межах від 7 до 20 м<sup>3</sup> в залежності від ґрунту і глибини свердловини. Для того, щоб почати роботи по гідробурінню потрібно виконати наступні кроки: зібрати і встановити бурову установку поруч з місцем буріння потім, заповнити приямки буровим розчином після чого встановити шланг насоса в другий приямок і забезпечити подачу розчину в свердловину.

Потрібно пам'ятати, що відхилення бурової штанги від вертикальної осі проектної свердловини ускладнює роботу бурової установки. Тому її потрібно встановлювати суворо горизонтально до поверхні землі, для цього проводять ряд заходів що до підготовки робочої поверхні на земельній ділянці. Після чого можна розпочинати буріння.

Запускаємо бурову установки і одночасно вмикаємо мотопомпу. Коли перша штанга з буром занурилась на всю свою довжину починаємо нарощувати бурову колону. На місці з'єднання встановлюємо наступну штангу, для зручності їх нумерують і подають в певному порядку відповідно нумерації. Бурову колону потрібно нарощувати до того часу, поки бур не досягне водоносного шару. Коли це відбудеться, буровий розчин перестане підійматися під тим тиском, що його подає насос, а рівень води в приямках почне знижуватись. В свердловину подається певна кількість чистої води для її промивки.

Цю процедуру проводять до того моменту коли вода не почне витікати чистою. Після чого головною задачею є дістати всі штанги і сам бур з свердловини. В місці з'єднання штанг за допомогою спеціальних ручних зажимів фіксується бурова колона, це робиться для запобігання її обриву. І поступово звільнюємо свердловину. Сам бур не бажано залишати на дні, так як його замиває ґрунтом. Чим більше пройдений водоносний шар, тим більше буде дебіт даної свердловини. Потім, як можна швидше проводять операцію з встановленню обсадних труб. Зазвичай використовують труби з поперечним перерізом 0,10-0,15 м, з товщиною стінок приблизно 0,006 м. Матеріал з яким найкраще обсаджувати свердловину є пластикові труби так, як вони не ржавіють, мають велику довговічність в порівнянні з іншими матеріалами. Обсадні труби бажано обладнувати фільтрами, тоді вода буде мати більшу якість для використання. Після занурення системи фільтрації і труб, на дно засипають невелику кількість гравію, який буде слугувати додатковим фільтром.

Для досягнення остаточної якості води свердловина промивається ще раз. Вибирається місце для встановлення насоса і влаштовується елементи постійного водопостачання. На цьому робота з створення водозабірної свердловини закінчена.

При використанні даного метода позитивними факторами є те, що для буріння використовується малогабаритна установка, яка не заважає іншим робочим процесам і не псує приміську ділянку. Що стосується технологічних якостей, то це відносна дешевизна, швидкість виконання робіт, (але не потрібно забувати, що в основі даного методу є розмивання ґрунту в якості якого найкраще підходить пісок, суглинки і глини). При застосуванні спеціальних розчинів робочої рідини проводиться укріплення ствола свердловини. Також метод ефективно застосовується при проходці пливунів. Слід пам'ятати, якщо ґрунт є кам'янистим чи з включення гальки, то метод гідробуріння не застосовується, що являється одним із недоліків даної проходки.

Самостійно влаштувати свердловину для забору води не складно. Головне забезпечити себе певним обладнанням та інструментами. Перед бурінням свердловини потрібно обов'язково ознайомитись з інструкцією та методом буріння, а ще краще попередньо взяти участь у таких роботах.

## **МОДЕЛЮВАННЯ ГІРНИЧИХ ОБ'ЄКТІВ ЗА ДОПОМОГОЮ 3DM ANALYST MINE MAPPING SUITE І AGISOFT PHOTOSCAN**

Розвиток автоматизованих методів планування й організації відкритих гірничих робіт пов'язаний з створенням математичних моделей кар'єра. На сьогодні все ширше впроваджуються сучасні методи 3D моделювання поверхні кар'єру з точним представленням контурів уступів та інших елементів гірничих виробок. З швидким темпом розвитку технологій, ці методи покращуються і спрощуються при їх реалізації.

Побудова тривимірної моделі кар'єру та окремих об'єктів гірничого виробництва є актуальним питанням. Сучасне комп'ютерне та цифрове обладнання дає нам можливість виконати подібного роду завдання, попередньо не виконуючи ніяких польових вимірювань на підприємстві. Завдяки використанню нових цифрових систем 3DM Analyst Mine Mapping Suite та Agisoft PhotoScan побудова тривимірної моделі займає зовсім мало часу.

До недавнього часу, створення цифрових тривимірних моделей, подібним способом, було обмежено добре підготовленими фахівцями, з глибоким знанням базової теорії та хорошим стерео сприйняттям. Тільки з появою високоякісних, доступних цифрових камер, дана проблема стала легко вирішальною.

Розглянемо можливості та переваги кожної з програм.

**3DM Analyst Mine Mapping Suite** – це цифрова фотограмметрична система, яка моделює об'єкти на основі цифрових знімків, що накладаються один на одне.

Програма виконує такі завдання:

- геологічний та геотехнічний аналіз;
- моделювання запасів і природних ресурсів;
- підрахунок об'єму запасів корисної копалини та розкритих порід;
- підрахунок об'єму вантажопотоку;
- моніторинг просадки дорожніх покриттів;
- вимірювання зношування деталей технічного транспорту.

3DM Analyst Mine Mapping Suite одна з найбільш популярних програм, які використовуються для геотехнічного аналізу.

Переваги цієї програми:

- здатність захопити великі ділянки кар'єру, просто сфотографувавши їх;
- можливість отримати дані, з відстані до трьох кілометрів на земній поверхні та з повітря, коли немає безпечного доступу до зони, яка нам потрібна для обробки даних;
- швидкість, з якою можуть бути отримані дані, в порівнянні з іншими методами;
- рівень точності та деталізація отриманих даних, в порівнянні з іншими методами;
- отримання даних не заважає роботі підприємству та не впливає на його діяльність;
- можливість отримання даних в різних кліматичних умовах;
- фізичні компоненти системи, а саме комп'ютер та цифрові камери, які є єдиними частинами, що можуть зламатися, легко замінні, відносно дешеві та доступні.

Основні характеристики 3DM Analyst Mine Mapping Suite, що роблять її особливо цікавою, як цифрову фотограмметричну систему:

- швидкість програмного забезпечення – програма, дає декілька зображень, в яких користувач може оцифрувати контрольні точки, вказати камери станцій, визначити абсолютну орієнтацію і створити модель поверхні;
- рівень автоматизації – програмне забезпечення може визначити відносну орієнтацію камери в повністю автоматичному режимі та генерувати модель поверхні без втручання оператора;
- здатність програмного забезпечення виявляти помилки в даних, які були надані користувачем і повідомляти користувачеві про те, як виправити ці помилки;

За допомогою сучасної цифрової камери з великою фокусною віддаллю, ми виконуємо зйомку об'єкта. Зйомка має виконуватися на такій відстані, щоб весь об'єкт потрапляв в об'єктив камери. Кожен наступний знімок має перекривати попередній на 60% чи на 20-30% в залежності від виду стереофотограмметричної зйомки. Плюс до цього, на кожному зображенні мають бути зв'язуючі точки, які будуть поєднувати наші фото в одну панораму. Ці точки ми виставляємо марками безпосередньо в процесі зйомки.

Після цього всього, використовуючи лише фотографії з камери, ми зможемо зробити детальну модель (Digital Terrain Model) та тривимірне зображення об'єкту.

**Agisoft PhotoScan** – дозволяє автоматично створювати високоякісні 3D моделі об'єктів на основі цифрових фотографій.

Текстуровану 3D-модель можна зберегти в різних форматах – VRML, Wavefront OBJ, 3ds, Stanford PLY, COLLADA, PDF, U3D. PhotoScan здатний обробляти будь-які фотографії, зняті будь-яким цифровим фотоапаратом, з будь-яких ракурсів. Головне, щоб кожен елемент об'єкта було видно хоча б з двох позицій зйомки.

Якщо в програму ввести хоча б одну відстань між точками об'єкта або позиціями зйомки, PhotoScan відновлює масштаб всієї моделі і дозволяє визначати відстані між будь-якими точками об'єкта, обчислювати площі та об'єми об'єкта або його частин.

Якщо в програму ввести координати хоча б трьох точок об'єкта або три позиції зйомки, PhotoScan автоматично прив'язує модель до даної системи координат, дозволяє обчислювати проєкцію моделі на задану поверхню (ортофотоплан), матрицю висот відносно заданої поверхні (DEM), створювати ортофотоплан і DEM в різних форматах і системах координат.

Процес обробки фотографій повністю автоматизований і не вимагає попереднього калібрування камери або ручного маркування фотографій.

Основні особливості програмного забезпечення:

- повітряна і ближні триангуляції;
- встановлення системи координат;
- генерація цифрової моделі рельєфу (ЦМР);
- вимірювання відстані, площі, об'ємів;
- прив'язка з використанням журналу польоту або опорних точок;
- мульти-спектральна обробка зображень;
- 3D моделювання: генерація та текстурування;
- побудова ортофотопланів;
- моделювання 4D для динамічних сцен.

Переваги Agisoft PhotoScan:

- високоточні та детальні результати;
- повний автоматизований та зрозумілий робочий процес;
- прискорена обробка даних;
- обробка мережі для великих проєктів;
- легкий обмін з експортом в PDF та пряме завантаження на інтернет ресурси.

Відновлення текстурованої 3D моделі досягається за допомогою трьох етапів обробки:

1. Визначення положень і параметрів зовнішнього і внутрішнього орієнтування камери. На цій стадії PhotoScan знаходить спільні точки фотографій і по ним визначає всі параметри камери:

положення (з точністю до масштабу), орієнтацію, внутрішню геометрію (фокусна відстань, параметри дисторсії і т.п.). результатами цього етапу є розріджена хмара спільних точок в 3D просторі моделі і дані про положення та орієнтацію камери. У PhotoScan хмара точок не використовується на подальших стадіях обробки і служить тільки для візуальної оцінки якості вирівнювання фотографій.

2. Відновлення геометрії об'єкта. На другому етапі PhotoScan будує тривимірну модель, що описує форму об'єкта, використовуючи один з чотирьох алгоритмів. Після побудови моделі іноді потрібно її редагування.

3. Текстурування об'єкту. Останній етап включає в себе текстурування або побудову ортофотоплану.

Враховуючи всі вище перераховані характеристики, можливості та переваги даних програм, можна зробити висновок, що 3DM Analyst Mine Mapping Suite та Agisoft PhotoScan дуже подібні за принципом роботи та призначенням.

Різниця між ними тільки в тому, що 3DM Analyst Mine Mapping Suite, на даний час, не доступна для пробного використання, порівняно з Agisoft PhotoScan.

Ці дві програми зарекомендували себе, як цінний ресурс в гірничій області. Вони представляють особливий інтерес для блочних та щеленевих кар'єрів тим, що характеристики та можливості цих програм здатні виконувати роботи з потрібною точністю та відповідно до вимог, що висуваються підприємством. За допомогою їх, прискорюється обробка даних та аналіз даних, за декілька хвилин виконуються графічні побудови.

Завдяки 3DM Analyst Mine Mapping Suite та Agisoft PhotoScan роботи по відпрацюванню масиву виконуються раціональніше, а отже і продуктивність підприємства зростає.

УДК 622.235

**С.А. Турбинский**, студ.

**А.В. Хлановський**, студ.

**О.О. Фролов**, д.т.н., проф.

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **АНАЛІЗ ДОСЛІДЖЕНЬ ПО ВСТАНОВЛЕННЮ ОПТИМАЛЬНОГО ДІАМЕТРУ СВЕРДЛОВИННОГО ЗАРЯДУ**

Управління інтенсивністю вибухового дроблення гірських порід на кар'єрах нерудних корисних копалин продовжує залишатися однією з найважливіших наукових та практичних задач в гірничій

промисловості. Її рішення забезпечує зменшення енерговитрат на вибухову відбійку, зниження об'єму виходу переподрібнених фракцій та виходу негабариту, що обумовлюють втрати корисних копалин, і зменшення негативного впливу на довкілля.

Практика показує, що для кар'єрів нерудних корисних копалин підвищення інтенсивності вибухового дроблення гірських порід тільки за рахунок збільшення витрат енергії вибухових речовин (ВР) на їх відбійку нерационально, оскільки призводить до зростання обсягу переподрібнених фракцій та погіршення характеристик міцності товарної продукції.

Це зумовлює необхідність розробки раціональних способів регулювання параметрів вибухового навантаження, що дозволяють без збільшення енерговитрат отримувати необхідне дроблення гірських порід вибухом. Тому розробка способів управління дробленням порід вибухом за допомогою вибору діаметра заряду є актуальним.

Діаметр свердловини визначає основні параметри буровибухових робіт і тип бурового верстата. На сучасних кар'єрах застосовують свердловини діаметром від 100 до 320 мм. До теперішнього часу немає твердо усталеного думки про раціональний діаметр свердловин.

У кожному конкретному випадку при виборі діаметра необхідно брати до уваги структурні особливості підривання масиву і розміри допустимих шматків підірваної породи.

Збільшення діаметра свердловин одночасно зі зростанням сітки свердловин призводить до зменшення інтенсивності дроблення порід. Необхідне знання структурних особливостей масиву і в першу чергу розмірів окремоностей щодо прийнятого кондиційного шматка гірничої маси.

Між величиною діаметра вибухових свердловин  $D$  і максимально допустимим лінійним розміром шматка  $C$  існує прямий зв'язок. Кількісно ця залежність може бути орієнтовно оцінена за графіком Гіпроруди (рис. 1), отриманому на основі обробки даних виробничих вибухів по кар'єрам. Аналітично ця залежність виражається формулою

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

де  $K$  - коефіцієнт пропорційності ( $K = 0,1$  - для важкоподрібних порід,  $K = 0,2$  - для середньоподрібних порід,  $K = 0,3$  - для легкоподрібних порід).

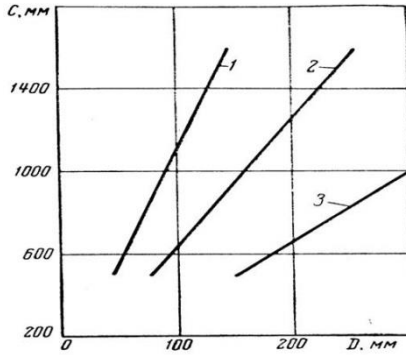


Рис. 1. Графік залежності кусковатості гірничої маси від діаметра свердловин: 1 - важкоподріблювальні породи; 2 – середньоподріблювальні породи; 3 - легкоподріблювальні породи

Зниження діаметра свердловин призводить до збільшення швидкості буріння. Однак при цьому продуктивність верстата за загальним показником виходу гірничої маси зазвичай знижується порівняно із 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.

Для масивів, розбитих тріщинами на окремі, меншими кондиційного шматка, діаметр свердловин може бути встановлений за формулою С. А. Давидова

$$D = \frac{C + H_y \operatorname{ctg} \alpha}{50 K_T \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}}, \text{ м}, \quad (2)$$

де  $C$  - відстань від верхньої бровки уступу до свердловини, яке визначається призою обвалення, м;  $H_y$  - висота уступу, м;  $\alpha$  - кут укосу уступу, град;  $K_T$  - коефіцієнт, що враховує зменшення об'ємної ваги середовища за рахунок тріщинуватості;  $K_T = 1,0-1,2$ ;  $\Delta$  - щільність ВР в заряді,  $\gamma$  - об'ємна вага породи,  $\text{кг/дм}^3$ .

У масивах з великою блочністю, у в'язких важкоруйнуючих породах, коли розміри кожного окремого блоку більше максимального



кондиційного шматка, діаметр свердловин повинен встановлюватися виходячи з розмірів окремостей.

Практикою і експериментальними вибухами на кар'єрах, що розробляють важкоруйнуючі скельні породи, встановлено оптимальні розміри сітки свердловин, що забезпечують (при даному діаметрі свердловин) найкращу якість вибухів. З отриманих результатів випливає, що практично відношення площі масиву, що відпрацьовується однієї свердловиною, до площі поперечного перерізу свердловини близько до постійного значення. Припускаючи, що це співвідношення між діаметром і сіткою свердловин зберігається і при будь-якому іншому діаметрі, можна встановити його величину залежно від сітки свердловин, що забезпечує руйнування кожної окремості:

$$D=A\sqrt{\frac{4\cdot 10^6 a'b'}{\pi K}}, \text{ мм}, \quad (3)$$

де  $A$  - коефіцієнт, що враховує ступінь відображення вибухової хвилі від тріщин;  $a' \times b'$  - сітка тріщинуватості гірської породи в масиві, мм;  $K$  - коефіцієнт пропорційності між сіткою і площею поперечного перерізу свердловин.

Для забезпечення заданої інтенсивності розпушення гірничої маси і надійної проробки підшви уступу діаметр свердловин, згідно Норм технологічного проектування, повинен прийматися з урахуванням технологічних параметрів вибухової відбійки за формулою

$$d = 9H + 35,5 K_p + 33,5 F - 195, \text{ мм}, \quad (4)$$

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

Діаметр свердловини, що відповідає умові рівності продуктивності бурового верстата і екскаватора (по гірничій масі), становить

$$d = 100 \sqrt{E_a}, \text{ мм}, \quad (5)$$

де  $E_a$  - місткість ковша екскаватора, м<sup>3</sup>.

Керуючись наведеними вище рекомендаціями, для кожного випадку можна підібрати оптимальні параметри, при яких з мінімальними витратами буріння і ВР добре проробляється підшва уступу і забезпечується рівномірне дроблення породи і оптимальна ширина розвалу.

Також науковці рекомендують визначати діаметр заряду, при якому максимально використовується об'єм свердловини:

$$d_3 = \frac{H}{K_{\text{заб}} + 40 - k_{\text{пер}}}, \text{ м}, \quad (6)$$

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

Отриманий розрахунком діаметр округлюють до найближчого стандартного.

Проаналізувавши джерела та роботи науковців можна дійти висновку, що питання вибору діаметра заряду досліджено не повною мірою, оскільки існують різні підходи до цього питання і, відповідно, отримуються різні результати. Тому, необхідно продовжити дослідження для розробки методики вибору ефективного діаметра заряду та дослідити його вплив на якість підготовки гірничої маси вибухом.

УДК 622.271

**І.Л. Павленко**, студ.

**Г.В. Демчук**, к.т.н., доц.

*Національний технічний університет України*

*«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

## **ВИБІР СХЕМИ РОЗКРИТТЯ ВУГІЛЬНОГО РОДОВИЩА ОКАБА**

Світовими тенденціями є зміна використання енергоносіїв. В перспективі розглядається повна відмова від атомної енергетики, поступове зменшення використання нафти і газу. Великі надії покладають на альтернативні види виробництва енергії, на гідроенергетику та вугільну енергетику. У зв'язку з цим, вугільний басейн Анамбра, зокрема родовище Окаба, може стати перспективною сировинною базою, на основі якої можливе створення теплоенергостанції, що позитивно відобразиться на енергетиці Нігерії, а також країн Європи куди можливе транспортування як корисної копалини, так і електроенергії. Зазначені вище фактори підтверджують актуальну задачу вибору ефективного та найбільш економічного способу видобутку вугілля.

Ділянка робіт розташована в Федеративній республіці Нігерія. На ділянці виявлено запаси вугілля, які можна видобувати в промислових масштабах відкритим та підземним способами.

Розкривні породи представлені піщано-глинистими відкладеннями. Потужність четвертинних відкладень збільшується на

схилах пагорбів і на пологих ділянках (до 10,0-20,0 м) в порівнянні з долинами річок, де четвертинні відкладення частково, а подекуди і повністю розмиті.

Потужність вугільного пласта, що має промислове значення, коливається від 1,0 м до 4,28 м. Будова пласта оцінюється як проста. Пласт класифіковано як пологий з кутом нахилу до 18°.

Швидке розкриття родовища, а як наслідок введення кар'єру в експлуатацію та виведення його на проектну потужність, одна з основних цілей підприємств. Під час будівництва кар'єру виконуються гірничопідготовчі роботи, які створюють первинний фронт розкривних і видобувних робіт, а також необхідний об'єм відробленого простору, що забезпечує розміщення в ньому внутрішніх відвалів. Вантажопотоки розкриття в період будівництва направляються на зовнішні відвали. Корисна копалина виймається видобувними екскаваторами і видається на поверхню транспортом.

За результатами проведеного аналізу існуючих схем розкриття вугільних родовищ було обрано три схеми (варіанти) розкриття за можливостями їхнього застосування при розкритті даної ділянки родовища.

*Варіант 1.* Цей варіант передбачає проведення траншеї за безтранспортною схемою драглайном HS 895HD, розбиття товщі розкривних порід на 2 уступи висотою до 20,0 м (рис. 1). Також дана схема розкриття передбачає внутрішнє відвалоутворення.

Переваги цієї схеми: внутрішнє розміщення відвалів; короткий термін введення розрізу в експлуатацію; найбільш економічний варіант розкриття.

Недоліки: не має можливості застосувати комплекс глибинної розробки порід (КГРП); не можливо створити нормальний розмір робочого майданчику на видобувному горизонті.

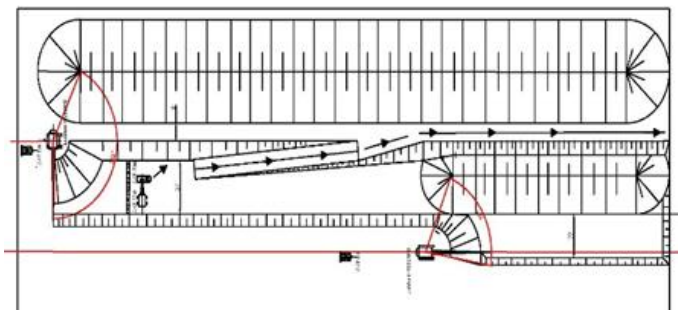
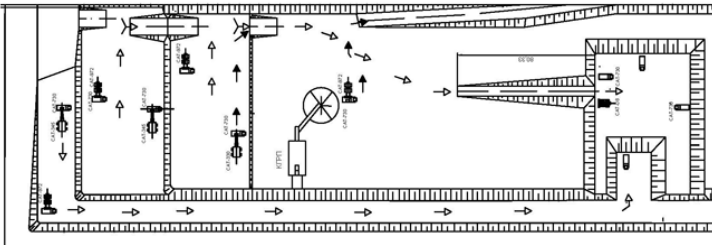


Рис. 1. Схема розкриття за безтранспортною схемою драглайном

*Варіант 2.* Розкриття проводиться ковзаючими з'їздами, вивезення корисної копалини проводиться по внутрішній траншеї прокладеній по північному борту кар'єру (рис. 2).

Переваги цієї схеми: малий обсяг капітальних робіт; порівняно швидко отримуємо фронт робіт для КГРП; внутрішнє розміщення відвалів.

Недоліки: транспортування корисної копалини проводиться по борту, а розкривних порід по дну складеного порівняно м'якими породами, що можливо тільки в сухий сезон; висока собівартість видобутку 1 м<sup>3</sup> розкривних порід.



*Рис. 2. Схема розкриття ковзаючими з'їздами*

*Варіант 3.* Проведення траншеї вздовж лінії виклинювання вугільного пласта (рис. 3). Траншея проводиться за простою безтранспортною схемою екскаватором драглайн HS 895HD виробництва Liebherr.

Розкриття блоку планується проводити однією траншеєю, що розташована на північно-західному борту кар'єра. Схема передбачає розбивку масиву розкривних порід на 4 горизонти, висотою по 10 м. В ході ведення робіт, для забезпечення більшої продуктивності екскаваторів, уступи можуть розбиватися на підступи. Випередження фронту робіт нижнього горизонту порівняно з верхнім становить 50 метрів.

Розкривні породи транспортують по ковзаючим з'їздам. Видобувний екскаватор розташовується на покрівлі вугільного пласта, відпрацьовує його нижнім черпанням і здійснює навантаження в самоскид на рівні стояння.

Переваги цієї схеми: транспортування корисної копалини і розкривних порід проводиться по борту розрізу складеного порівняно твердими породами, що дуже важливо особливо в сезон дощів; порівняно швидко отримуємо фронт робіт для КГРП; внутрішнє розміщення відвалів.

Недоліки: великий обсяг капітальних робіт.

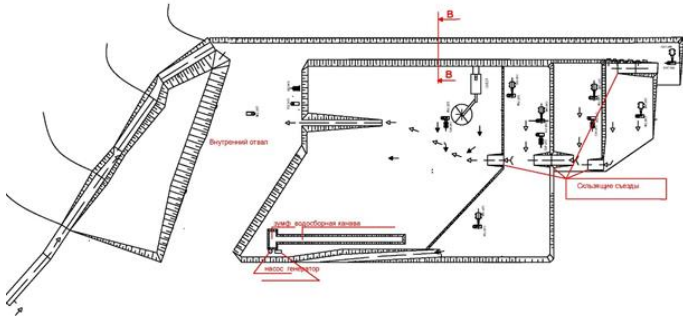


Рис. 3. Схема розкриття за простою безтранспортною схемою

Основною навантажувальною технікою при розкривних, крім драглайнів, та видобувних роботах прийнято екскаватори Caterpillar 345 та навантажувачі Caterpillar 972. Основною транспортною технікою є автосамоскиди Caterpillar 730.

Виконано розрахунки об'ємів капітальних робіт для кожного з варіантів розкриття: для першого варіанту –  $654736,8 \text{ м}^3$ ; для другого варіанту –  $551667,8 \text{ м}^3$ ; для третього варіанту – для драглайна -  $386450,3 \text{ м}^3$ ; для гідравлічного екскаватора -  $345670,6 \text{ м}^3$ .

Для кожного варіанту були розраховані капіталовкладення на розкриття родовища та визначена собівартість розробки  $1 \text{ м}^3$  розкривних порід (рис. 4 та рис. 5).

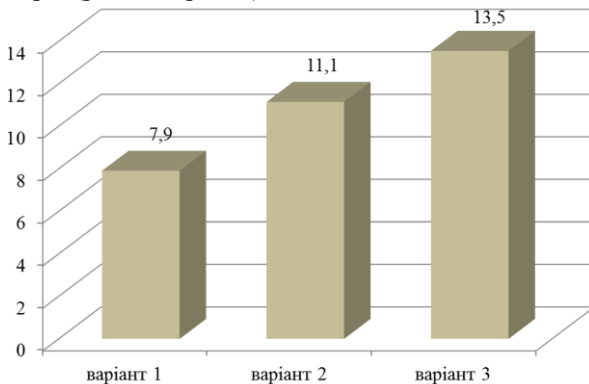
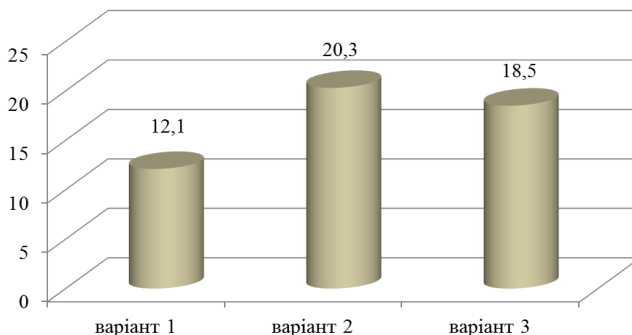


Рис. 4. Капіталовкладення (млн. дол.) на розкриття родовища по варіантам



*Рис. 5. Собівартість (в доларах) розробки 1 м<sup>3</sup> розкриття*

За результатами техніко-економічних розрахунків встановлено, що найбільш економічно вигідним є перший варіант розкриття із застосуванням драглайнів, але згідно Правил техніки безпеки використання даного типу драглайнів не дає змоги влаштувати мінімальний нормативний розмір робочого майданчика на видобувному горизонті, ширина якого повинна становити 42,0 м. Фактичне значення ширини робочого майданчику становить 27,0 м. Вибрати інший тип драглайнів не можливо тому, що обрана модель Liebherr HS 895HD має найбільші лінійні параметри серед усіх дизельних драглайнів. Тому для розкриття родовища приймаємо третій варіант розкриття, як найбільш економічним серед тих, що залишилися.

УДК 622.1:679.85+622.27

**Охота Т.Б.**, студент

**Панасюк А.В.**, к.т.н., доц.

*Житомирський державний технологічний університет*

## **ОЦІНКА ФОРМ, РОЗМІРІВ ТА ПРОСТОРОВОГО РОЗМІЩЕННЯ ПЕГМАТИТІВ ТА РОЗРОБКА МЕТОДИКИ ЇХ ГЕОМЕТРИЗАЦІЇ**

Україна володіє великим ресурсним потенціалом кольорового каміння, яке за сукупністю ознак поділяється на чотири групи: коштовне, напівкоштовне, виробне, декоративно-облицювальне. В даній роботі досліджувалось Волинське родовище каменесамоцвітної і п'єзооптичної сировини. В його надрах зосереджені великі запаси п'єзосировини, напівкоштовних та

виробних каменів. Коштовні, напівкоштовні камені залягають в заноришевих камерах пегматитів, які мають різну характеристику та розміщення, що потребує запровадження спеціальних технологій розробки пегматитів підземним способом. Таким чином оцінка просторового розміщення та продуктивності пегматитів, що вміщують каменесамощвітну сировину, з метою їх геометризації для обґрунтування параметрів їх розробки підземним способом являється основною проблемою при вирішенні задачі.

**Мета роботи** полягає у встановленні закономірностей структури та просторового розміщення пегматитів, їх геометризації на цій основі, для обґрунтування параметрів підземної розробки пегматитових покладів.

Пегматитові поклади Волинського родовища характеризуються переважно ізометричними формами. Враховуючи даний фактор та близьку внутрішню будову, але відмінність за розмірами, розташуванням відносно контакту кислих та основних порід та глибину залягання доцільним є формування узагальненої моделі пегматиту, яку можна уподобити вписаному в пегматит стиснутому еліпсоїду обертання

Для оцінки геометричних розмірів структурних зон пегматитів був виконаний їх порівняльний аналіз, окремо по найхарактернішим у геологічному відношенні ділянкам. Для цього родовище, яке простягається з півдня на північ на 22 км було розділено на три частини: Північну, Центральну, і Південну частини.

Центральна частина родовища представлена найпродуктивнішими пегматитами з великими міаролами, в яких міститься високоякісна п'єзооптична і каменесамощвітна сировина.

Для з'ясування зміни розмірних характеристик пегматитів в різних частинах родовища була першочергово розроблена каркасна модель родовища, головною віссю (остовом) якої слугувала усереднена лінія контакту кислих і основних порід, а потім перпендикулярно до неї будувались геологічні профілі (рис. 1). По кожному профілю узагальнювалась, аналізувалась і оцінювалась інформація площадного розташування і розмірних параметрів пегматитів, що найближче розміщені до профільної лінії

Пегматити Волинського родовища різняться за своїм кристалосировинним вмістом ядра, що і визначає їхню цінність. Тому при розрахунку сировинного запасу враховують саме цей фактор. Особливе місце серед них посідають кварц, топаз і берил.

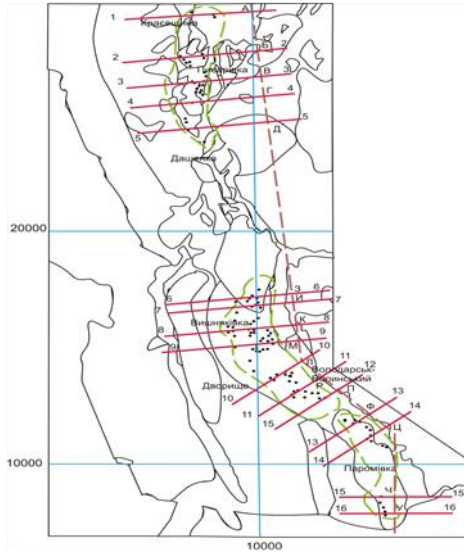


Рис. 1. Каркасна модель для оцінки площадного розміщення пегматитів. Система координат – умовна

Важливим чинником що впливає на проектування гірничого підприємства є перспективність пегматитового тіла яка базується на раціональному поєднанні основних показників оцінки продуктивності пегматитового тіла: потужність, будова і колір польових шпатів. Оскільки різні зони пегматитового тіла мають різну якість і кількісну характеристику, то необхідним було встановлення залежностей потужностей зон від загальної потужності пегматиту і визначення коефіцієнтів вартості компонентів, що виймаються.

На підставі аналітичних досліджень було запропоновано виявлення і оцінка об'єднаного критерію перспективності пегматитового тіла. Для визначення даного показника було запропоновано вираз наступного вигляду:

$$D = \left( \sum \frac{m_{zi}}{m_T} \cdot C_i \right) \cdot k_{\text{ц}}, \quad (1)$$

де,  $D$  – об'єднаний критерій перспективності пегматитового тіла;  
 $m_{zi}$  – потужність  $i$ -тої зони;  
 $m_T$  – потужність пегматитового тіла  
 $C_i$  – коефіцієнт вартості корисних компонентів в  $i$ -тій зоні;  
 $k_{\text{ц}}$  – коефіцієнт кольору польових шпатів пегматитового тіла.



Враховуючи дані обрахунків, залежність між різними критеріями пегматитів та даних геологічної розвідки можна провести поділ родовища на шахтні поля та визначити оптимальні напрямки та місця розташування гірничих виробок.

Головними критеріями вибору площі в якості шахтного поля на родовищах кристалосировини є:

- наявність груп і окремих пегматитів з підрахованими запасами за категорією  $C_2$ ;
- наявність пегматитів, які віднесені до продуктивних, але мало досліджені.

Всі наявні геологічні дані про місцерозміщення пегматитових тіл, їх концентрацію і умовну продуктивність дають можливість на даний момент виділити чотири площі в якості самостійних шахтних полів. Для цих чотирьох полів можна вказати головні розкривні виробки – шахтні стволи та відкотні штреки, оскільки в цих виробках знаходяться ділянки найбільшого зосередження робіт.

На визначення оптимальності місця розташування розкривних виробок, а також найкращих напрямків їх проведення за методом лінії штреків впливає тільки два чинники: місце розташування самого пегматитового тіла та його продуктивність.

Після проведених досліджень і виконаних обрахунків визначається найоптимальніше місце закладення головної розкривної виробки, вертикального ствола для якого обраховувались координати, в подальшому за даними будується модель родовища

#### **Висновки:**

- Продуктивність пегматитових тіл залежить від потужності тіла, його будови та кольору польових шпатів. При цьому визначальну роль відіграють перші два чинника.
- З'ясування закономірностей зміни розмірних характеристик і продуктивності пегматитів від їх географічного розташування найдоцільніше виконувати на основі розробки каркасної моделі родовища
- Встановлені оптимальні параметри моделі системи гірничих виробок, місцезакладення головної розкривної виробки та напрямки проведення головних підготовчих виробок.
- За допомогою запропонованого методу визначення оптимальних параметрів місцезакладення головних розкривних виробок та напрямків проведення головних підготовчих виробок можна підвищити ефективність видобування кристалосировини на 2,6 %.

## **АНАЛІЗ РОЗПОДІЛУ ДЕКОРАТИВНИХ ПОКАЗНИКІВ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ В МЕЖАХ НАТАЛІВСЬКОГО РОДОВИЩА ГРАНОДІОРИТІВ**

У межах одного геологічного тіла можуть знаходитись корисні копалини, ідентичні чи дуже близькі за мінералогічним та хімічним складом, фізико-механічними властивостями, але з різними декоративними властивостями (завдяки текстурно-колеристичним особливостям, а також різного ступеня поширення недоліків, що знижуючих декоративність), що може змінювати комерційну вартість кожного з таких декоративних різновидів облицювального каменю. Коливання мінералогічного складу породи і зміна забарвлення мінералів у межах родовища також може вплинути на декоративність каменю.

Окрім того, звичайно споживачу потрібні блоки зі сталими декоративними (текстурно-колеристичними) властивостями і невиконання цієї умови може призвести до погіршення репутації постачальника і навіть розірвання контракту. Тому виникає потреба у проведенні геометризації декоративності родовища і побудові розрізів і планів ізодекоративності (планів декоративності в ізолініях) для кожного горизонту, що дозволить видобувати корисну копалину з заданими декоративними (текстурно-колеристичними) ознаками.

Під час ведення гірничих робіт важливе значення має одержання достовірної інформації, що характеризує стан, будову і склад масиву природного облицювального каменю та її відображення на відповідних планах, картах та таблицях. Переважно, досліджують тріщинуватість масиву та структурні елементи гірських порід, при цьому багато інших якісних показників не враховується. Відповідно до цього, основною проблемою процесу ведення гірничих робіт є відсутність повної інформації про якісні показники для різних ділянок кар'єру.

Розробка експрес-методів визначення декоративних показників декоративного каменю та зображення їх в просторі родовища має важливе значення для паспортизації сировини, обґрунтування торгових марок, та створення можливостей для видобування природного каменю із заданими характеристиками із визначенням оптимальних технологічних комплексів для розробки різних ділянок родовища.

Як уже було розглянуто раніше, якість блочної сировини визначається її дефектністю, декоративністю і корозійною стійкістю виробів, що будуть вироблені з неї. Відповідно до методики визначення різних типів природного облицювального каменю за кольоровим тоном, за основу беруть як оброблені поліровані, так і необроблені зразки каменю.

Для оцінки просторової зміни декоративних характеристик виконується обов'язкове маркування відібраних зразків за допомогою фарби та визначення координат місця відбору проби за допомогою теодоліта Т30 та мірної стрічки або нівелірної рейки РН-3. Відстань між відібраними пробами залежить від однорідності масиву, наявності певних дефектів і масштабу креслення. Враховуючи очікувану точність отриманих координат точок та точність нанесення їх на план, відстань між місцями відбору проб знаходиться в межах від 5 м до 35 м.

Схема відбору проб для умов Наталіївського родовища гранодіоритів наведена на рис. 1.

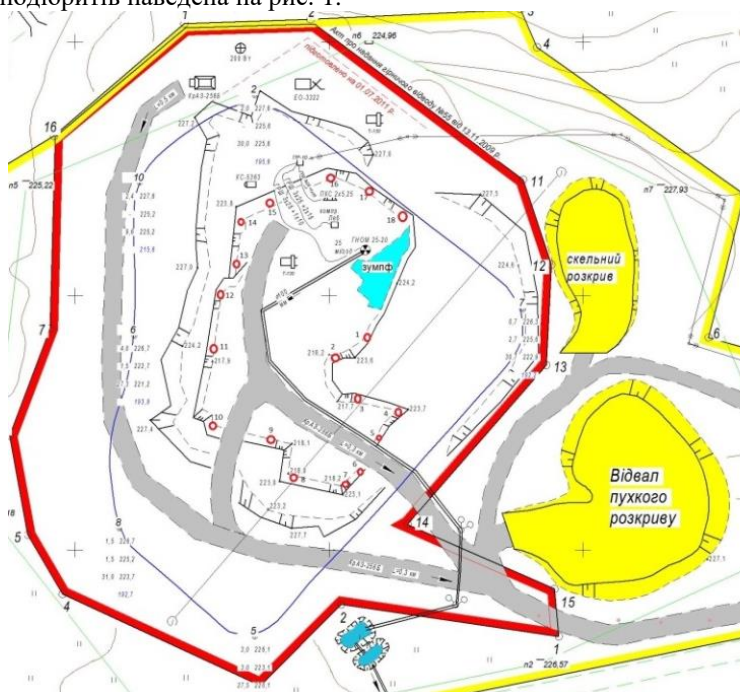


Рис. 1. Схема відбору проб для оцінки якості блочної сировини

За кольоровим тоном і координатами місць відбору зразків була виконана геометризація декоративності за світлістю та кольоровим відтінком в програмному середовищі Surfer 8 з використанням найбільш оптимального для даного розподілу локально-стохастичного методу просторової інтерполяції – крайгінга (Рис. 2).

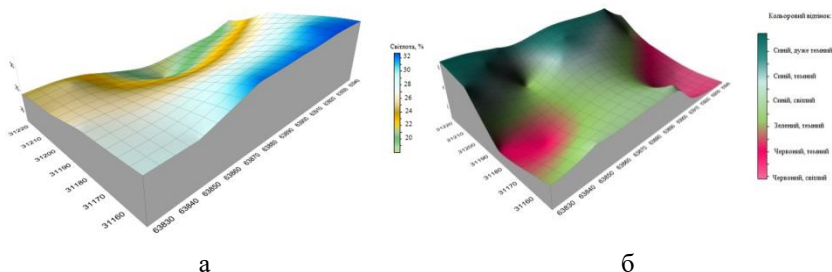


Рис. 2. Геометризація Наталіївського родовища гранодіоритів за декоративними показниками: а) за світлістю; б) кольоровими відтінками

Така геометризація родовища за кольоровим тоном дозволяє розбити родовища природного облицовального каменю на ділянки, тим самим розробляючи певний тип природного облицовального каменю за кольоровим тоном. Таким чином забезпечується керування кольоровим тоном природного облицовального каменю на стадії його видобування.

УДК 622

**Н.О. Стельмах**, студент  
**Р.В. Соболевський**, к.т.н., доц.

*Житомирський державний технологічний університет*

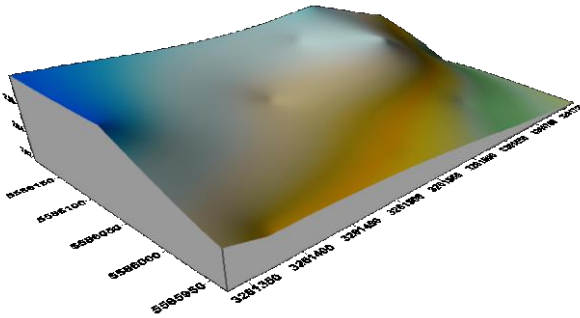
## ОЦІНКА ГЕОПРОСТОРОВОЇ МІНЛИВОСТІ ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ПОКЛАДІВ ГАБРО

Україна за обсягами видобутку декоративного каменю входить до першої десятки світового рейтингу. Але на жаль більша частина видобутої сировини споживається на внутрішньому ринку і лише незначний відсоток йде на експорт. Найбільш недооціненою корисною копалиною можна вважати габро, основна частина видобутку якого використовується для виготовлення ритуальних виробів. Проаналізувавши розподіл покладів габро по областям України, очевидним є висновок про локалізацію більшості покладів (84%) на території Житомирської області. При видобуванні габро для

планування видобувних процесів необхідно одержати достовірну оцінку просторової мінливості показників якості, які визначаються технічними умовами щодо виготовлення кінцевої продукції. Основною складовою ефективною методикою оцінки якісних показників покладу є метод інтерполяції, ефективність якого в значній мірі визначається кількістю вихідних даних. Отже актуальність теми дослідження є очевидною.

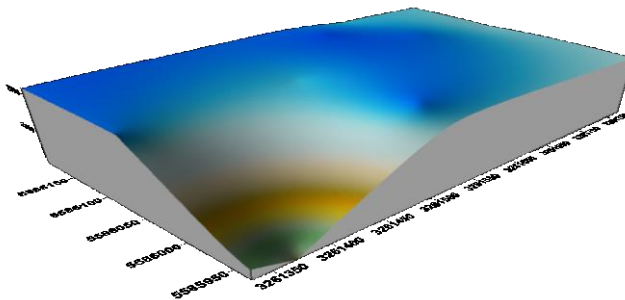
В роботі вивчалися експлуатаційні властивості родовища габро Рудня-Шляхова. В аналізі було задіяні результати опробування керну з 9 наявних свердловин. Дана кількість вихідних даних дозволяє встановити лише загальні закономірності просторового розподілу якісних показників, що пов'язано з недостатньою кількістю вихідних даних.

Проаналізувавши дані заміри одержали трьохвимірну модель просторового розподілу щільності (рис. 1).



*Рис. 1. Узагальнене значення щільності на родовищі*

Проаналізувавши рис. 1, можна зробити висновок, що значення щільності поступово зменшується з північних заходу на південного схід.



*Рис. 2. Узагальнене значення межі міцності повітряно-сухому стані на родовищі габро Рудня-Шляхова*

З рис. 2 чітко видно, що найменша межа міцності у повітряно-сухому стані на знаходиться в південно-західній частині родовища, в межах зони з координатами: по X – від 5585950 до 5586050 та по Y від 3261350 до 3261450.

Наступним етапом було дослідження межі міцності після 50 циклів заморожування (рис. 3).

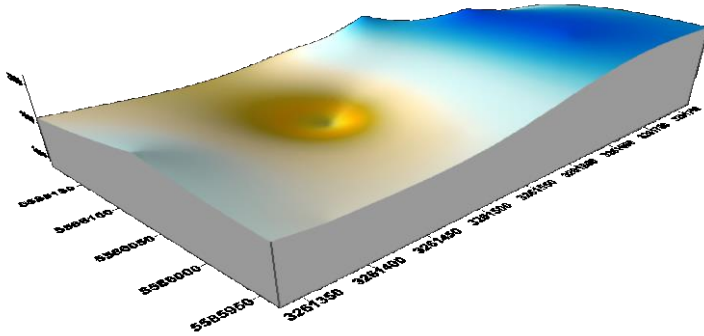


Рис. 3. Узагальнене значення межі міцності після 50 циклів заморожування

Проаналізувавши одержану трьохвимірну модель геопросторового розподілу значення межі міцності після 50 циклів заморожування можна зробити висновок, що мінімальні значення знаходяться в центральній частині родовища.

В роботі було виконане дослідження пористості (рис. 4).

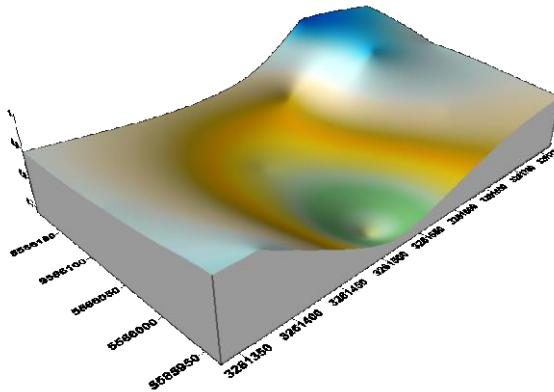


Рис. 4. Узагальнене значення пористості родовища габро Рудня-Шляхова

Найменший показник пористості наявний в південно-центральной частині досліджуваного родовища.

Узагальнюючи результати виконаних досліджень, можна зробити висновок, що найбільш якісна сировина знаходиться в північно-східній частині родовища.

УДК 622

**М.І. Павленко**, студент

**А.О. Криворучко**, к.т.н., доц.

*Житомирський державний технологічний університет*

## **ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНОГО НАПРЯМКУ ВЕДЕННЯ ГІРНИЧИХ РОБІТ НА РОДОВИЩАХ ІЛЬМЕНІТОВИХ РУД**

Світовий видобуток ільменіту на даний час становить близько 6 мільйонів тон за рік. Найбільшими країнами є Південно Африканська Республіка, Австралія, Канада та Китай, їх сумарний видобуток становить близько 60% всього світового видобутку ільменіту. Україна серед основних країн по забезпеченню сировини знаходиться на 9-му місці в світі та на першому серед країн колишнього союзу, видобуток серед яких становить близько 90%, це 300 тисяч тонн на рік.

В 70-ті роки 20-го століття досліджувалось таке родовище як Стремигородське, над яким провели детальну розвідку. Це родовище є перспективним об'єктом для подальшого розвитку мінерально-сировинної бази. При проектуванні системи розробки родовища необхідно враховувати різноманітність складу і розподіл корисних компонентів породи. Розробка Стремигородського родовища дасть змогу, окрім титанового концентрату, одержувати апатитовий, який є дефіцитом на ринку. Застосовують апатитовий концентрат для виробництва фосфорних добрив, фосфора і фосфорної кислоти, також застосовують в чорній та кольоровій металургії, в виробництві кераміки і скла. Також це родовище може забезпечувати такими сполуками як скандій та ванадій. Скандій та ванадій застосовують в різних високо-твердих сплавах, в тому числі в сплавах з титаном. Тому для розробки необхідно враховувати всі можливі деталі складу породи, які можуть підвищити вартість її реалізації на ринку.

Це родовище розташоване в південній частині Чоповицького масиву, відноситься до центральної зони глибинних розломів має форму неправильного овалу, що витягнутий в північно-західному напрямку, з розмірами приблизно 2,3км на 1,0 км. Родовище детально досліджене на глибину до 1200 м. Виділені три різновиди руд: бідні, середньовкраплені, середньо-густовкраплені Центральна частина

родовища складена найбагатшими апатитільменітовими рудами ( $\text{TiO}_2$  – 6,9-8,17% і  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 2,8-4,5%), а периферія рудного тіла – бідними рудами ( $\text{TiO}_2$  – 3,36-5,99% і  $\text{P}_2\text{O}_5$  – 0,65-1,5%). Освоєння цього родовища можливе при застосуванні відкритого способу розробки.

Одним з ефективних сучасних інструментів дослідження та геометризації основних параметрів родовищ виступають ГІС (геоінформаційні системи). Найважливішою особливістю ГІС є здатність пов'язувати картографічні об'єкти (тобто об'єкти, що мають форму і місцезонаштування) з описовою, атрибутивною інформацією, та описує їх властивості. ГІС є закономірним розширенням баз даних, доповнюючи їх наочним представленням інформації і можливістю вирішувати задачі просторового аналізу. При цьому ми виключаємо похибку, яка виникла в результаті нанесення тріщин або інших параметрів на план.

Технологічна схема видобувних робіт передбачає безпосередню екскавацію пісків екскаватором-драглайном ЕШ-10/60, який складує породу у штабель. Подальша технологія видобувних робіт передбачає транспортну систему розробки з застосуванням гідромоніторно-землесосної установки і подачею піску напірним гідротранспортом на збагачувальну фабрику.

Проектом приймається розмивання породи зустрічним вибоєм, так як такий спосіб забезпечує ефективне використання руйнуючої сили струменя гідромонітору, що сприяє інтенсивному руйнуванню пісків і їх розмиванню. Крім того використання розмиву пісків попутним вибоєм виключається у зв'язку з знаходженням гідромоніторної установки в зоні дії ковша екскаватора драглайна Максимальна висота навалу, що розробляється гідромонітором приймається 9 м. Ширина фронту робіт одного гідромонітору – 25-30 м. Гідромонітори розташовуються на покрівлі корисної копалини на відстані 7 м від вибою з дотриманням Правил безпеки. Така відстань дозволяє найбільш ефективно використовувати енергію струменя для завалювання великих об'ємів породи. Спочатку прямим ударом струменя підрізають породу по максимально можливій ширині вибою, а потім рівномірно змивають завалену і розпушену породу в канаву, по якій утворена пульпа відводиться в зумпф вибійної землесосної станції. Далі по трубопроводу під тиском пульпа подається на збагачувальну фабрику.

За результатами розвідки були отриманні данні що наведені в таблиці 1.



Таблиця 1

## Характеристика родовища

| ID | M     | N     | OTM    | ILM    |
|----|-------|-------|--------|--------|
| 1  | 16,00 | 44,00 | 206,50 | 111,50 |
| 2  | 15,00 | 36,00 | 206,10 | 77,50  |
| 3  | 7,00  | 28,00 | 207,00 | 79,10  |
| 4  | 7,00  | 24,00 | 206,30 | 36,90  |
| 5  | 13,00 | 20,00 | 205,40 | 38,50  |
| 6  | 13,00 | 16,00 | 204,90 | 65,30  |
| 7  | 11,00 | 12,00 | 205,00 | 55,30  |
| 8  | 17,50 | 36,00 | 211,70 | 95,30  |
| 9  | 16,00 | 32,00 | 210,10 | 84,00  |
| 10 | 16,00 | 28,00 | 209,30 | 105,00 |
| 11 | 14,00 | 24,00 | 208,50 | 69,20  |
| 12 | 12,80 | 20,00 | 207,40 | 42,00  |
| 13 | 13,00 | 16,00 | 206,80 | 66,00  |
| 14 | 11,00 | 12,00 | 206,50 | 59,10  |
| 15 | 10,00 | 60,00 | 206,60 | 158,70 |

В результаті опрацювання даних наведених у табл. 2 була отримана характеристика техногенного родовища в ізолініях (рис. 1).

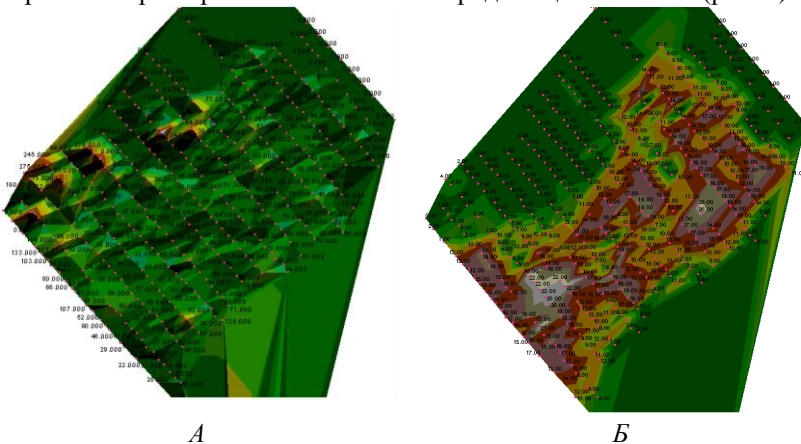


Рис. 1. Модель родовища: А) потужність продуктивної товщі в метрах Б) концентрація ітьменіту, %

Аналізуючи одержані данні (рис. 1), можна зробити висновок про те, що максимальний вміст титану спостерігається на південному сході

та північному заході. Отже, напрямок розвитку фронту гірничих робіт доцільно орієнтувати з північного заходу на південний схід.

**Висновки:**

1. За допомогою ГІС технологій можливо забезпечити інтеграцію даних, які використовують у всіх підрозділах і службах підприємства, та роботу з цими даними в географічному (просторовому) аспекті.

2. За допомогою потужних засобів візуалізації є можливість звертатися до записів, наявних баз даних і відобразити ці об'єкти на карті.

3. Моделювання родовищ на комп'ютері, прогнозування розміщення показників на сусідніх ділянках за допомогою ГІС слугують основою для оптимального розв'язку задач комплексного дослідження і освоєння надр з урахуванням геологічних, технологічних і економічних факторів.

4. В результаті виконаної геометризації техногенного родовища ільменіту було встановлено, що максимальний вміст титану спостерігається на південному сході та північному заході, що обумовлює доцільність орієнтації фронту гірничих робіт з північного заходу на південний схід.

## ЗМІСТ

|                                                                                                                                                                                                   |    |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>І.А. Адаменко, Л.В. Шайдецька</b><br>Технологія будівництва підземних споруд в обводнених тріщинуватих масивах з використанням вибухових робіт.....                                            | 3  |
| <b>О.О. Борисов</b><br>Геоекологічні аспекти розповсюдження забруднювачів на придорожніх територіях великих міст.....                                                                             | 6  |
| <b>В.Г. Гріньов, А.О. Хорольський</b><br>Дослідження роботи механізованих комплексів, призначених для виймання пластів потужністю 0,90-1,50 м, на основі застосування альтернативних графів.....  | 9  |
| <b>О.Д. Горбань, О.О. Фролов</b><br>Дослідження взаємодії хвиль напружень при короткосповільненому підриванні системи зарядів в масивах скельних порід.....                                       | 14 |
| <b>Н.П. Кириленко, В.В. Котенко</b><br>Техніко-економічне обґрунтування комбінованих способів відокремлення монолітів високоміцних гірських порід на кар'єрах блочного облицювального каменю..... | 19 |
| <b>В.В. Журавель, А.В. Хоменюк, О.О. Фролов</b><br>Визначення раціонального співвідношення між об'ємом кузова автосамоскида і об'ємом ковша екскаватора.....                                      | 24 |
| <b>V. Dovbeniuk, V. Strikha, O. Syrotynskiy, A. Litvinchuk</b><br>Cultivation of peat-based swards in Ukraine.....                                                                                | 26 |
| <b>А.С. Кашталер, А.Л. Ган</b><br>Формування шпурових зарядів при проходці виробок великого перерізу.....                                                                                         | 28 |
| <b>В.О. Лозовик, С.В. Кальчук</b><br>Вплив рН показника води на технологічне обладнання при видобуванні корисних копалин гідро механізованим способом.....                                        | 31 |
| <b>А.В. Куляпіна, В.А. Третяков, О.О. Фролов</b><br>Експериментальні дослідження зі встановлення оптимальних інтервалів сповільнення при підриванні зарядів ВР.....                               | 32 |
| <b>М. Кучерук, В.А. Стріха, О.А. Сиротинський</b><br>Технологічні особливості виробництва торфодернових килимів.....                                                                              | 37 |
| <b>О.Є. Кофанов</b><br>Раціональне використання нафтопродуктів та застосування альтернативних біопалив – необхідна умова забезпечення енергетичної незалежності країни.....                       | 39 |

|                                                                                                                                                                                                       |    |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>Ю.І. Войтенко, В.Г. Кравець, В.П. Бугасць, А.М. Шукюров</b><br>Розробка новітніх модифікацій кумулятивних зарядів для перфорації пластів в геологорозвідувальних та нафтогазових свердловинах..... | 43 |
| <b>С.О. Макаров, О.О. Фролов</b><br>Поширення енергетичних потоків вибухів при руйнуванні модельного середовища.....                                                                                  | 44 |
| <b>М.В. Павлушенко, В.В. Коробійчук</b><br>Аналіз техніко-економічних показників пересувних дробильно-сортувальних установок на щебневих кар'єрах.....                                                | 48 |
| <b>Ю.С. Мальцева, В.В. Павленко, В.Г. Кравець</b><br>Конструктивні особливості подовженого заряду для керування механізмом руйнування масиву.....                                                     | 52 |
| <b>Н.О. Мергур'єва, Р.В. Соболевський</b><br>Проблеми формування якості бутощебеневої сировини.....                                                                                                   | 57 |
| <b>О.Ю. Мішина, О.Є. Кофанов, О.І. Василькевич</b><br>Інгібітори окиснення компонентів нафти і нафтопродуктів.....                                                                                    | 60 |
| <b>С.П. Василенко, Т.В. Охоліна, О.О. Ремезова, О.В. Яременко</b><br>Деякі геолого-економічні аспекти промислового освоєння Торчинського родовища апатит-ільменітових руд пн.-зх. частини УЩ.....     | 63 |
| <b>В.Т. Моденко, О.О. Фролов</b><br>Особливості руйнування природно порушених масивів гірських порід на кар'єрах вибухо вибухом.....                                                                  | 67 |
| <b>І.С. Гомонець, С.В. Кальчук</b><br>Технологічні аспекти пасирування блоків в кар'єрі алмазно-канатним способом.....                                                                                | 70 |
| <b>Б.Р. Петрачков, Н.І. Жукова</b><br>Обґрунтування конструкції свердловинного заряду для руйнування гірських масивів з карстовими порожнинами.....                                                   | 72 |
| <b>Д.В. Клименко</b><br>Область параметров колебательной нагрузки, вызывающей страгивание трещины в породном массиве.....                                                                             | 76 |
| <b>С.В. Зайченко, В.В. Вапнічна</b><br>Обґрунтування параметрів конструкції елементів роликів стрічкових конвеєрів.....                                                                               | 81 |
| <b>Р.В. Полібін, Є.А. Загоруйко</b><br>Підсилення фундаментів гірничих споруд.....                                                                                                                    | 89 |
| <b>Д.А. Чепига</b><br>Особенности проявления природных опасностей при разгрузке углепородного массива.....                                                                                            | 92 |

|                                                                                                               |     |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <b>С.А. Кучер, В.В. Вапнічна</b>                                                                              |     |
| Особливості технології гідро буріння свердловин.....                                                          | 94  |
| <b>В.Ю. Щербина, В.Г. Левицький</b>                                                                           |     |
| Моделювання гірничих об'єктів за допомогою 3dm Analyst Mine Mapping Suite I Agisoft Photoscan.....            | 97  |
| <b>С.А. Турбинский, А.В. Хлановський, О.О. Фролов</b>                                                         |     |
| Аналіз досліджень по встановленню оптимального діаметру свердловинного заряду.....                            | 100 |
| <b>І.Л. Павленко, Г.В. Демчук</b>                                                                             |     |
| Вибір схеми розкриття вугільного родовища Окаба.....                                                          | 104 |
| <b>Т.Б. Охота, А.В. Панасюк</b>                                                                               |     |
| Оцінка форм, розмірів і просторового розміщення пегматитів, та розробка методики їх геометризації.....        | 108 |
| <b>О.Ю. Момотюк, В.І. Шамрай</b>                                                                              |     |
| Аналіз розподілу декоративних показників природного каменю в межах Наталіївського родовища гранодіоритів..... | 112 |
| <b>Н.О. Стельмах, Р.В. Соболевський</b>                                                                       |     |
| Оцінка геопросторової мінливості якісних показників покладів габро.....                                       | 114 |
| <b>М.І. Павленко, А.О. Криворучко</b>                                                                         |     |
| Визначення оптимального напрямку ведення гірничих робіт на родовищах ільменітових руд.....                    | 117 |