

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

ТЕЗИ

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



**17-18 квітня 2019 року
м. Житомир**

ТЕЗИ

VI 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 розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

Р.В. Соболевський, д.т.н., проф., завідувач кафедри маркшейдерії, ЖДТУ;

В.О. Назаренко, д.т.н., проф., проф. кафедри маркшейдерії, Національний ТУ «Дніпровська політехніка»;

С.О. Жуков, д.т.н., проф., завідувач кафедри будівельних конструкцій ДВНЗ «Криворізький національний університет»;

В.Г. Кравець, д.т.н., проф., проф. кафедри геoinженерії, ІЕЕ НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського»;

О.О. Фролов, д.т.н., доц., проф. кафедри геoinженерії, ІЕЕ НТУУ «КПІ ім. Ігоря Сікорського»;

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

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

С.В. Кальчук, к.т.н., доц., доц. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., голова Ради молодих вчених ЖДТУ;

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

В.В. Коробійчук, д.т.н., доц. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

О.В. Камських, к.т.н., доц. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

В.О. Шлапак, к.т.н., доц. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ;

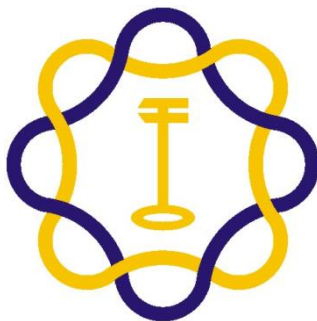
С.І. Башинський, к.т.н., доц. кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., ЖДТУ.

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

ТЕЗИ

**VI ВСЕУКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ
СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ ТА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ**

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



м. Житомир, 17-18 квітня 2019 року

ЖДТУ – 2019

УДК 504
ББК 20.1
Т11

*Друкується за рішенням науково-технічної ради Житомирського
державного технологічного університету
(протокол № 3 від 25.03.2019 р.)*

**Тези V Всеукраїнської науково-практичної конференції студентів,
аспірантів та молодих вчених «Перспективи розвитку гірничої
справи та раціонального використання природних ресурсів», 17-
18 квітня 2019 року. – Житомир : ЖДТУ, 2019. – 114 с.
ISBN 978-966-683-528-7**

Представлено доповіді учасників VI 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 17-18 квітня 2019 року.

**УДК 504
ББК 20.1**

ISBN 978-966-683-528-7

© ЖДТУ, 2019

Наукове видання

**Тези VI 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. 6,63.

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

Д.В. Хлевнюк, пров. інженер,
О.М. Чала, к.т.н., ст.н.с,
Інститут гідромеханіки НАН України
В.А. Лемешко, інженер,
Інститут геофізики імені С.І. Субботіна НАН України

НИЗЬКОЧАСТОТНА ФІЛЬТРАЦІЯ СЕЙСМОГРАМ, ОДЕРЖАНИХ АНАЛОГО-ЦИФРОВИМ КОМПЛЕКСОМ

Лабораторією ПСБТВ ІГМ НАН України проведені дослідження з підвищення точності сейсмічних вимірів від стандартного сейсмоприймача СМ-3 і аналого-цифрового перетворювача Е14-440.

Слід зазначити, що досліджувані сигнали, зняті з реєструючих елементів - вібродатчиків (акселерометрів), можуть бути замасковані присутніми шумами. Наприклад, практично завжди в сигналі присутня перешкода 50 Гц. Так само, при розташуванні території поблизу автостради, або залізничних колій, на сигнал можуть накладатися перешкоди техногенного характеру. Таким чином, до побудови взаємних кореляційних функцій і подальших маніпуляцій з ними, необхідно провести ряд заходів щодо поліпшення якості досліджуваного сигналу. Поліпшення вихідного сигналу будемо виробляти в кілька етапів.

1. Фільтрація нижніх і верхніх частот. Експериментально виявлено, що максимальний енергетичний внесок в сигнал вносять хвилі, що знаходяться всередині частотного діапазону 10 Гц (і менш) ÷ 100 Гц. Обмеження по верхній частоті пов'язано з швидким загасанням хвилі коливань ґрунту (тобто поглинання хвилі). Обмеження по низьких частотах пов'язано з довжинами хвиль і відстанню, на якій ми проводимо вимірювання. Припустимо, що охороняється периметр - 500x500 метрів, швидкість поширення хвилі в ґрунті (піщано-земляна суміш) $v \approx 1000$ м/с (реально швидкість хвилі може змінюватися в залежності від якості ґрунту), довжина хвилі $\lambda = v/f$. Отже, хвиля з частотою $f = 0,1$ Гц буде мати довжину 10 км, що явно зайве для п'ятисот метрової зони. Природно, такі зароджені хвилі будуть вносити негативний внесок в досліджуваний сигнал. У той же час хвиля з частотою $f = 10$ Гц відповідає 100 метрам, що цілком допустимо.

2. Фільтрація перешкоди 50 Гц. Ілюстрація наведена на рисунку 1.

3. Вивчення інших перешкод і при необхідності використання смугового (bandstop) фільтра. Після проведення заходів можна навіть

візуально оцінити якість попередньої цифрової обробки сигналу. Осцилограми вихідного і очищеного сигналів наведені на рисунку 2.

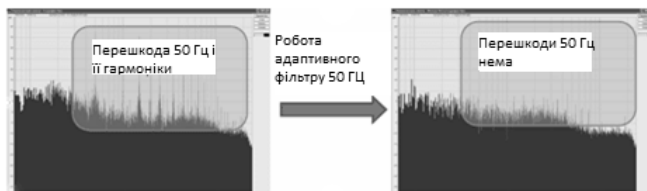


Рисунок 1 – Результат фільтрації перешкоди 50 Гц



Рисунок 2 – Сигнал після попередньої обробки (Осцилограми наведені в однаковому масштабі)

Дисперсія в сигналі до обробки становить 1 мВ, після обробки 0,2 мВ, різниця в 5 разів (або $20\lg 5 = 14$ дБ).

Після проведених заходів за попередньою цифровою обробкою сигналів можна приступити безпосередньо до кореляційного аналізу сигналів. Основне в цьому завданні - правильно підібрати час розрахунку і час усереднення кореляційної функції.

На рисунку 3 показано вже профільтрований сигнал від датчика СМ-3, встановленого в точці "0". Як частоти зрізу, тобто граничні частоти, вибрано відповідно частоти 100, 50, 25 і 12 (Гц). Неважко помітити, як зменшуються значення одного і того ж сигналу в залежності від граничної частоти фільтру.

Зрозуміло, що визначити істинний рух частинок ґрунту з безпосереднього запису сейсмічних коливань при КСП МВ практично неможливо, тому що в результаті поширення різних типів хвиль виникають інтерференційні явища, високочастотні коливання накладаються на низькочастотні і сейсмічний сигнал зовсім не нагадує синусоїдальний рух, а про видимий період коливань не може бути й мови. Спотворення в запис вносить і реєструє апаратура, якщо остання не відповідає складу коливального процесу.

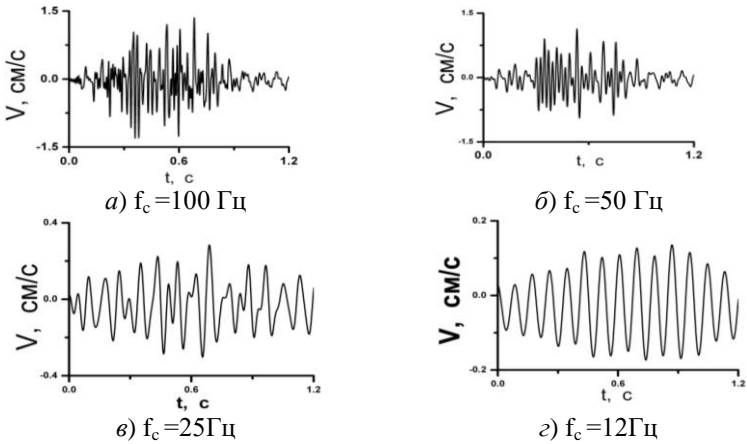


Рисунок 4 – Результати проведеної фільтрації сигналу

Отже, при використанні фільтрації з'являється можливість більш точно і в повному обсязі обробити осцилограми і відповідно розробити рекомендації, що дозволяють ефективно вести вибухові роботи.

УДК 622.331.002.2

**М.О. Кучерук, магістр, 1 курс,
І.І. Киричик, ст., 3 курс,
С.Я. Юхимчук, ст., 2 курс**

*Національний університет водного господарства та
природокористування*

Науковий керівник: **В.А. Стріха**, канд. техн. наук, доц.

ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ ВИРОБНИЦТВА ТОРФОДЕРНОВИХ КИЛИМІВ

Технологія виробництва торфодернових килимів на торфових родовищах дозволяє за короткий термін одержати тонкі та міцні торфодернові килими. Суть вирощування торфодернових килимів полягає в наступному.

Рослинам властивий тропізм – ростовий рух органів (стебла, коренів, листя), зумовлений направленою дією будь-якого подразника – світла (фототропізм), температури (термотропізм), води (гідротропізм), кисню (аеротропізм) та хімічних речовин (хемотропізм).

Ця властивість рослин була використана для вирощування дернових килимів на осушених торфових родовищах, для яких характерна висока кислотність. В тонкий розпушений поверхневий шар покладу вносять вапно для нейтралізації кислотності торфу, мінеральні добрива, тобто створюють умови для розвитку трав лише в тонкому шарі, і засівають насіння трав. Рослини розвиваються лише в цьому окультуреному шарі, оскільки, через високу кислотність, бідність на мінеральні добрива і слабку аерацію нижніх шарів покладу, корені рослин не проникають в ці шари, а переплітаються в окультуреному шарі, утворюючи міцний еластичний дерен майже не зв'язаний з нижніми шарами покладу – торфодернові килими. Розрізані на стрічки, торфодернові килими легко відокремлюються від нижніх шарів торфового покладу спеціально розробленими машинами. Стрічки торфодернових килимів достатньо міцні, тому їх можна згортати в рулони і транспортувати на об'єкти озеленення, де їх розгортають, укладають на попередньо вирівняний і зволожений ґрунт і прикочують. Через 5 – 6 діб коренева система трав приживається.

УДК 622.012:004.67

М.С. Куницька, аспірант кафедри маркшейдерії
А.О. Криворучко, к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії
Житомирський державний технологічний університет

ПОРІВНЯЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ГІС ПРИ ЦИФРОВОМУ МОДЕЛЮВАННІ СИСТЕМИ ВІДКРИТИХ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ

В сучасному світі відкриті гірничі підприємства, досить активно використовують у своїй роботі спеціальні програмні засоби та інформаційні системи.

Сучасні ГІС швидко прогресують, тому практично всі маркшейдерські роботи, що регулярно проводяться на підприємствах, можуть виконуватись за допомогою комп'ютерної техніки, починаючи від автоматизованого знімання інформації і закінчуючи видачею готових маркшейдерських креслень.

Тобто, використання таких систем дає змогу досить швидко прискорити процес обробки та аналізу інформації. Найбільш відповідними для автоматизації виділяють наступні гірничі завдання :

- оптимізація кінцевих контурів і календарного плану розвитку кар'єру;
- детальне трьох вимірне проектування розвитку відкритих підземних гірських робіт з напівавтоматичною побудовою кар'єрних доріг і оцінкою запасів;

- виготовлення всіх видів креслень;
- багатоваріантне трьох вимірне планування розвитку гірських робіт на будь – який період часу;
- складання календарних графіків видобутку руди на період від зміни до всього терміну відпрацювання покладу;
- геомеханічні, вентиляційні, інженерно – будівельні розрахунки;

На даний час для вирішення специфічних гірничих завдань існує досить багато різноманітних комп’ютерних програм, пакетів і систем, які з більшою ефективністю дозволяють вирішувати задачі автоматизації маркшейдерських робіт на кар’єрах.

Розвиток обчислювальної потужності центральних і графічних процесорів за останні десятиліття дозволяє фотограмметричному програмному забезпеченню перетворювати набір об’єктів фотографій в тривимірну модель і самостійно обчислювати задані параметри без інтерференції персоналу. Це також допомагає отримувати точні результати за короткий проміжок часу в залежності від об’єктів зйомки.

Основним завданням автоматизації є підвищення ефективності наземної фотограмметрії як методу вимірювання шляхом аналізу існуючих цифрових геодезичних методів і практичних навичок роботи з автоматичними програмами.

В даній роботі проведено порівняльну характеристику трьох ГІС, таких як К – Mine, Agisoft Photoscan, 3DM Analyst Mine Mapping Suite.

Порівняльна характеристика програмного забезпечення розглянута в таблиці 1.

Таблиця 1.

Порівняльна характеристика програмного забезпечення системи відкритих гірничих підприємств

Параметр	К - MINE	Agisoft Photoscan	3DM Analyst Mine Mapping Suite
Підрахунок об’єму к.к. і розкривної породи	+	+	+
Можливість пробного використання ГІС	+	+	-
Побудова ортофотопланів	+	+	+
Можливість отримання даних в різних кліматичних умовах	+	+	+
Побудова тривимірної моделі	+	+	+

продовження таблиці 1.

Швидкість обрахунків, порівняно з іншими ГІС	-	+	-
Обробка мережі для великих проектів	+	+	+
Здатність програмного забезпечення виявляти помилки в даних	-	-	+
Обробка даних польових вимірювань	+	+	+
Повна автоматизація вимірювань	+	+	+
Точність обробки фотознімків порівняно з іншими ГІС	-	-	+
Створення 3D моделей	+	+	+
Широке використання ГІС на гірничих підприємствах	+	-	-
Використання для зйомки вимірювальних приладів з GPS	+	+	+
Текстуровану 3D-модель можна зберегти більше ніж в 5 форматах	+	+	+
Вартість	+	+	-
Простота використання ГІС	+	-	-
Здатність визначити відносну орієнтацію камери в повністю автоматичному режимі	-	-	+

Враховуючи всі вище перераховані характеристики даних програм, можна зробити висновок, що вони є досить подібні за принципом роботи та призначенням.

Різниця між ними полягає в тому, що 3DM Analyst Mine Mapping Suite, на даний час, не доступна для пробного використання, висока за вартістю, не широко використовується на підприємствах нашої країни на сьогодні, але на відміну від інших ГІС це програмне забезпечення може визначити відносну орієнтацію камери в повністю автоматичному режимі та генерувати модель поверхні без втручання оператора. Agisoft PhotoScan випереджає інші ГІС по швидкості обрахунків, але 3DM Analyst Mine Mapping Suite є більш точною програмою при обрахунках.

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

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

Подальші дослідження передбачають вибір оптимальної геоінформаційної системи для побуди цифрової моделі системи відкритих гірничих підприємств на основі фотограмметричної зйомки, а також аналіз геологічних і гірничо-технічних вихідних даних для моделювання родовища та можливість впровадження цифрових методів зйомки на інших об'єктах.

UDK 622.277

Pykalo V.M., student of the department of geoen지니어ing,
Supervisor: **Vapnichna V.V.**

*National Technical University of Ukraine "Igor Sikorsky Kyiv
Polytechnic Institute"*

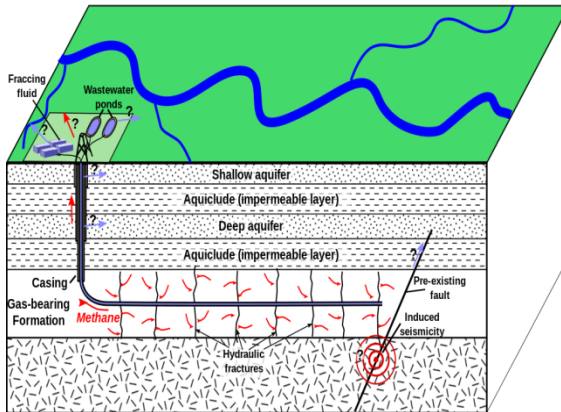
EXTRACTION OF SHALE GAS BY THE METHOD OF HYDRAULIC FRACTURING OF THE FORMATION

New mining technologies are developing day by day. Now, people are looking for new technologies and ways to extract fossil fuels. One of the promising directions is the extraction of shale gas.

Shale gas is a natural gas containing up to 95 % of methane, located in clay sedimentary rocks in small quantities, about 2-3 %. On the ways and friendliness-to-environment of shale gas extraction, there are ongoing discussions. In Ukraine, shale gas is deposited in Ivano-Frankivsk, Lviv and Donetsk regions.

Determine the advantages of shale gas by the method of hydraulic fracturing of the formation.

The method of extracting this gas, proposed for Ukraine by Shell, is a break-up method. Hydro-breakdown of a formation is a technology of shale gas extraction with formation of cracks in the rock and injection into them of a fluid with a splitter for the flow of plate fluids into the well after the completion of the process. The very method of hydraulic fracturing will provide high-quality extraction with large volumes of gas (picture 1).



Picture 1 – Scheme extraction of shale gas by the method of hydraulic fracturing of the formation

The technology of extraction is quite simple - in the wells special liquid for hydraulic breakage at a certain pressure and at a certain speed is pumped into the well to stimulate cracks and fractures in the formation from which shale gas is planned to be produced.

At the first stage, as with the traditional extraction of natural gas, drilling of a vertical well is carried out. When the wells reach the shale rocks, the direction of drilling varies horizontally and the trunk of the well dip into the thickness of the shale formation. The length of the horizontal well can reach 1 km.

Later in the well is installed steel sheath, through which pumped cement to create a frame around the steel sheath. The cement is pumped up to the end of the steel sheath, leaving it empty and creating an additional cement layer around.

At the next stage, a special perforator containing an explosive mixture is lowered into the well. An explosion is initiated, which forms cracks in the steel sheath, the cement and the thickness of the slate rocks. The number of similar explosions in one horizontal well may reach 8-12 when performing a multi-stage burst.

After the formation of cracks at a depth of 1000-5000 meters, a fluid for hydraulic fracturing is pumped into the well under pressure.

The liquid for hydraulic fracturing consists mainly of water, and also contains sand that acts as a disintegrating agent, and additional chemicals.

The disintegrating agent enters the formed cracks and faults and ensures their conservation in order to release the natural gas contained in the thickness of the shale formation. After initiation of the formation of cracks and faults in the reservoir layer, the injection of fluid continues to deepen.

The volumes of the required liquid depend on the geological characteristics of the shale breeds and the desired length of faults [1].

Gas from separate holes is concentrated in one place and pumped through the well to the earth's surface. For one well from 9 000 to 29 000 m³ of water is needed, but from 1 300 to 23 000 m³ of water with impurities returns to the surface.

Extraction of shale gas can be a good start for small and medium-sized businesses in Ukraine with the help of international investors and well-known shale gas exploration companies such as Shell, Exxon Mobil, Chevron and ConocoPhillips.

According to rough estimates, the number of stocks is from 1,2 to 7,0 trillion m³, which can be used for the power industry. The cost of shale gas extraction is approximately 150-180 \$ per 1,000 m³, which is cheaper than traditional gas extraction.

Concerning the negative effects on the environment, scientists distinguish poisoning of groundwater, cracks in the earth's surface, reduced soil fertility and high water consumption for mining technology.

Therefore, gas plays an important role in Ukraine's energy sector (more than 40 %). Natural gas' prices are increasing, so Ukraine is forced to look for new gas fields in its territory. With the modern technology, the extraction process becomes environmentally friendly.

List of references:

1. Технологія гідравлічного розриву /<http://shalegas.in.ua> [Електронний ресурс]. Режим доступу: URL: <http://shalegas.in.ua/fracking>

УДК 622.28

**О.В. Хоменчук, к.т.н., доц.,
Р.М. Ігнатюк, студ.,
Т.А. Штилюк, студ.,**

Житомирський Державний Технологічний Університет

ПОРІВНЯЛЬНИЙ АНАЛІЗ КРІПЛЕННЯ КАПІТАЛЬНИХ ВИРОБОК РІЗНИМИ МАТЕРІАЛАМИ

Підземні гірничі роботи нерозривно пов'язані з проведенням підземних гірничих виробок. На сьогоднішній день процес зведення кріплення капітальних виробок виконується із застосуванням різних способів та нових матеріалів. В сьогоднішніх умовах актуальним є питання вдосконалення кріплення і технології його зведення для зниження собівартості, матеріалоемності, енергоемності та

трудомісткості проведення виробок. Перспективними в цьому напрямку є композитні типи кріплення – набризкбетонне армоване сталевими фібрами, яке дозволяє підвищити техніко-економічні показники процесів зведення кріплення.

Тому темою даної роботи ми обрали порівняння кріплень капітальних виробок різними матеріалами, що дає можливість оцінити перспективу використання не традиційних методів.

Для виконання поставленої задачі розрахуємо трудомісткість кріплення виробки за традиційною технологією металобетонним кріпленням за наступними умовами:

- коефіцієнт міцності $f = 10$;
- площа перерізу виробки у світлі $S_{св} = 12,4 \text{ м}^2$;
- периметр виробки у світлі $P_{св} = 8,85 \text{ м}$;
- крок встановлення металевих рам з СВП-27 $L = 0,66 \text{ м}$;
- товщина бетонного кріплення $d = 0,153 \text{ м}$;

Сумарна трудомісткість робіт зі зведення кріплення склала 5,51 чол.-змину.

Застосовуючи алгоритм розрахунку та підбору необхідної товщини та несучої здатності бетонного кріплення, визначимо несучу здатність цього кріплення, зробивши припущення:

- шар бетону - це зігнута пластина шириною 0,6 м і товщиною 0,153 м (площа перерізу $F = 918 \text{ см}^2$, момент опору $W = 2340 \text{ см}^3$), що встановлюється з шагом 0,15 м (ширина СВП № 27);
- зігнута бетонна пластина, що розраховується, приймається за трьохшарнірну арку.

Максимальне напруження у бетонному кріпленні складає $1,4 \text{ кН/см}^2$ або 14 МПа. Бетон марки М200 має межу міцності на розтягнення приблизно 15...20 МПа, що задовольняє умовам проведення виробки. Окрім того, частину навантаження під час твердіння бетону сприймає металеве кріплення.

Для розрахунку товщини фібробабризкбетонного (ФНБ) кріплення застосуємо ту ж саму методику, як і при розрахунку бетонного кріплення. Методом підбору знайдемо товщину шару ФНБ з вмістом фібр 5 %, в якому буде виникати напруження близьке до максимально припустимого. За межу міцності приймемо значення $\sigma_p = 65 \text{ МПа}$. Для таких умов підходить товщина пластини 0,095 м шириною 0,6 м (площа перерізу $F = 570 \text{ см}^2$, момент опору $W = 903 \text{ см}^3$). На рис. 2 зображено розраховані параметри навантаження та підсумкове напруження, що виникає у ФНБ. Максимальне напруження у бетонному кріпленні складає $6,5 \text{ кН/см}^2$ або 65 МПа. Для ФНБ з

межею міцності на розтягування рівною 65 МПа, це є граничним значенням, тому товщина ФНБ повинна бути більша за 95 мм.

На рис. 1 зображено поперечний переріз профілю, який пропонується використовувати для виготовлення рам постійного кріплення з фібробетону.

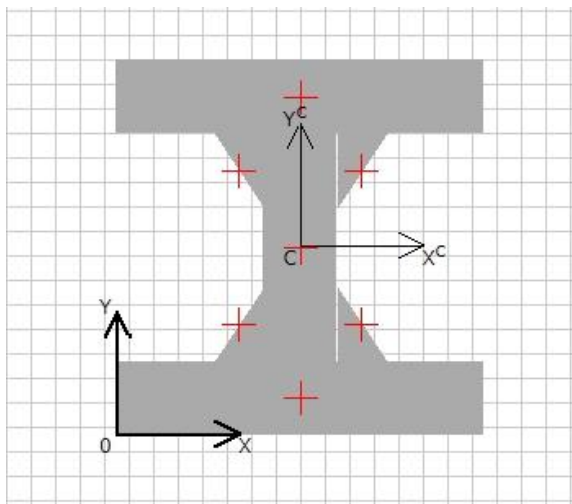


Рис. 1. Поперечний переріз профілю для зведення кріплення. Крок сітки – 10 мм.

Використовуючи он-лайн калькулятор geom.sopromat.org, проведемо розрахунок характеристик профілю. Результати розрахунку наведено у таблиці 1.

Таблиця 1

Характеристики профілю

Характеристика	Значення
Площа перерізу F , см^2	129,9
Статичний момент S_x , см^3	993,735
Статичний момент S_y , см^3	974,250
Координата центра ваги X_c , см	75
Координата центра ваги Y_c , см	76,5
Момент інерції I_x , см^4	4475,684
Момент інерції I_y , см^4	1719,425
Момент опору W_x , см^3	585,057
Момент опору W_y , см^3	229,257

Приблизний об'єм однієї арки V_I можна розрахувати наступним чином:

$$V_I = F \cdot P_{ce} = 0,01299 \cdot 8,85 = 0,115 \text{ м}^3 \quad (1)$$

Таким чином, для виготовлення однієї рами без урахування елементів піддатливості необхідно витратити $0,115 \text{ м}^3$ бетону та $0,115 \times 0,05 \cong 0,006 \text{ м}^3$ фібри.

Для порівняння варіантів кріплення капітальної виробки розраховуємо витрату бетону і металу для кожного варіанта.

Розрахунки та результати розрахунків представлено у вигляді таблиці (див. Таб.2).

Таблиця 2

Витрати матеріалів при різних варіантах кріплення

Найменування матеріалу	Необхідний об'єм на 1 м виробки	Вага одиниці виміру	Загаль на вага, кг
1	2	3	4
Класичне металобетонне кріплення			
Бетон М200	1,36 м3	2200 кг/м3	2992
Рама з СВП № 27	1,5 рами	328 кг	492
ФНБ			
Бетон М200	$0,841 - 0,027 = 0,814 \text{ м}^3$	2200 кг/м3	1791
Фібра сталевая 5% від об'єму бетону	0,042 м3	7800 кг/м3	328
Рами виготовлені з фібробетону встановлені з кроком 0,6 м			
Бетон для виготовлення ФБ арок	$1,5 \cdot (0,115 - 0,006) = 0,164 \text{ м}^3$	2200 кг/м3	361
1	2	3	4
Фібра сталевая 5% від об'єму бетону	$1,5 \cdot 0,006 = 0,009 \text{ м}^3$	7800 кг/м3	70

Для наочності зобразимо результати розрахунку у вигляді діаграми (див. рис. 2).

На рис. 2 чітко видно, що найбільш економний вид кріплення – це щільно встановлені у виробці арки виготовлені з фібробетону.

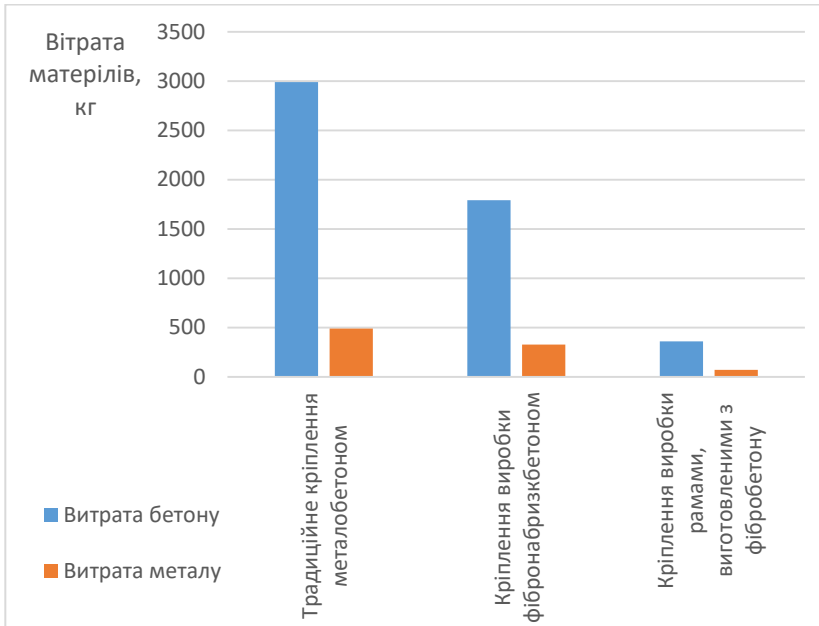


Рис. 2. Порівняльний аналіз матеріалоемності різних типів кріплення на 1 м виробки.

Беручи до уваги той факт, що для зведення ФНБ потрібно менше людських ресурсів, то ця технологія дозволить також підвищити продуктивність праці. Норма виробки на зведення 1 м³ ФНБ згідно з ЕНиР дорівнює 8,33 м³/чол.-змін. Для зведення 0,841 м³ знадобиться $0,841/8,33 = 0,1$ чол.-змін. Але також необхідно враховувати трудомісткість підготовчих та заключних операцій.

Трудомісткість зведення арок виготовлених з фібробетону приблизно можна прийняти рівною трудомісткості встановлення металевих рам. Адже, на один метр виробки трудомісткість встановлення рам з фібробетону буде дорівнювати $1,5/0,57 = 2,63$ чол.-змін. Але при застосуванні автоматизованого обладнання для трьох вимірного друку це значення значно зменшиться і буде приблизно дорівнювати трудомісткості зведення ФНБ. Тому розробка такого обладнання – є актуальною задачею для майбутнього дослідження.

Графічно діаграма трудомісткості зображено на рис.3.

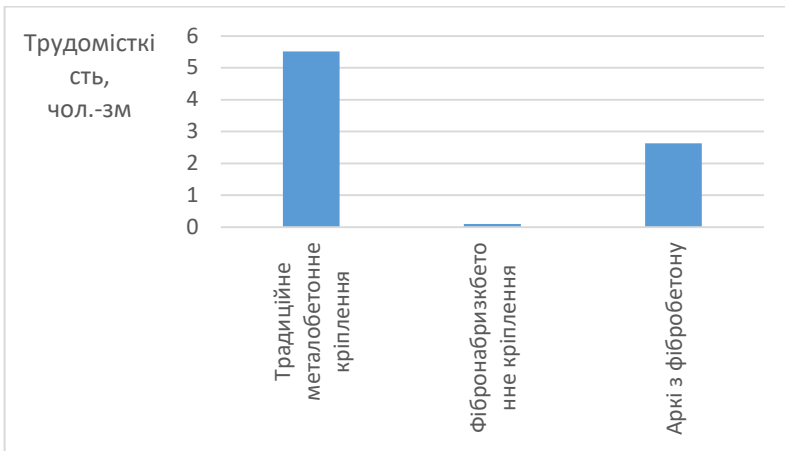


Рис. 3. Трудомісткість кріплення за варіантами.

Таким чином, проведений аналіз показує, що застосування нових композиційних матеріалів при будівництві виробок дозволить зменшити питому витрату будівельних матеріалів. Зокрема, придання бетонному кріпленню найбільш жорсткої та стійкої форми і армування його фібрами дозволяє зменшити витрату матеріалів майже у 8 рази.

Для зменшення трудомісткості зведення арок з композитних матеріалів доцільно розробити технологію виготовлення таких елементів кріплення, наприклад, автоматичною установкою з трьох вимірного друкування.

УДК 622.331.002.3

М.О. Кучерук, магістр, 1 курс,

І.І. Киричук, студент, 3 курс,

С.Я. Юхимчук, студент, 2 курс

Національний університет водного господарства та природокористування

Науковий керівник: **В.А. Стріха**, канд. техн. наук, доц.

ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ МАЙДАНЧИКІВ ДЛЯ ВИРОБНИЦТВА ТОРФОДЕРНОВИХ КИЛИМІВ

Виконання операцій технологічного процесу та обробка торфяного покладу відбувається послідовно на ділянках, що називаються технологічними майданчиками (ТМ). ТМ для видобування фрезерного

торфу складаються з 4 або 8 карт. Окрема карта має ділянки для:

- видобування торфу;
- складування зібраного торфу (підштабельна смуга);
- переїзду технологічного обладнання.

ТМ для виробництва торфодернових килимів (ТДК) відрізняються від майданчиків для виробництва фрезерного торфу, тим що немає потреби у ділянках складування зібраного торфу (підштабельних смугах). Це дає змогу збільшити площу нетто карти (коефіцієнт використання площі зростає на 4%).

Позитивним моментом також є те, що внаслідок відсутності підштабельної смуги майже удвічі зменшується розмір (довжина) мостів-переїздів. Це призводить до зменшення вартості робіт пов'язаних з облаштуванням та експлуатацією полів видобування.

Окрім збільшення розміру площі нетто для виробництва ТДК можна використовувати ділянки торфового родовища під так званими «окрайками». Це площі де довжина карти менша ніж 150 метрів внаслідок чого вони не придатні для видобування фрезерного торфу, а для виробництва ТДК таких обмежень немає.

УДК 624.121:53

Вапнічна Вікторія Вікторівна

кандидат технічних наук, доцент кафедри геoinженерії

Рахнянський Дмитро Леонідович

студент кафедри геoinженерії

НТУУ "Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського"

ЗАКРІПЛЕННЯ ҐРУНТІВ ТА ОСНОВ ПІДЗЕМНИХ СПОРУД МЕТОДОМ СТРУМЕНЕВОЇ ЦЕМЕНТАЦІЇ

При проектуванні підземних споруд мілкового закладання в слабких нестійких ґрунтах часто виникає необхідність закріплення оточуючого масиву, як для безпеки проведення робіт так і для недопущення осідань оточуючих об'єктів поряд з будівництвом. Існують десятки методів закріплення ґрунтів, кожен з яких має свої недоліки та переваги, але в залежності від технологічних, економічних та гідрогеологічних умов кожен з них є більш або менш доцільним. Сучасні методи, на відміну від технічно та морально застарілих, поєднують усі аспекти розвитку та дозволяють споруджувати в найскладніших умовах при мінімальних витратах часу та коштів. Розглянемо один з таких.

Останнім часом набуває популярності технологія JET GROUTING, що полягає в армуванні ґрунтоцементними колонами основ споруд,

або оточуючого ґрунтового масиву. При спорудженні паль в процесі буріння відбувається роздрібнення і перемішування ґрунту з водоцементним розчином після затвердіння якого утворюється новий матеріал – ґрунтобетон. Основною метою процесу змішування є рівномірне розсіювання сполучних елементів в ґрунті з метою швидкого і продуктивного отримання хімічної реакції гідратації. Метод вологого змішування ґрунту дозволяє встановлювати на місці ґрунтоцементні палі діаметром від 400 мм до 1200 мм з максимальною довжиною до 26 м.

У порівнянні з традиційними технологіями ін'єкційного закріплення ґрунтів, струменева цементация дозволяє зміцнювати практично весь діапазон ґрунтів - від гравійних відкладів до дрібнодисперсних глин і мулів.

Відносно проста технологія виконання робіт дає можливість мобільно, в обмежених умовах, споруджувати укріплюючі конструкції котлованів та ґрунтових основ, що є дуже важливим при будівництві підземних споруд і метрополітену в місцях щільної міської забудови.

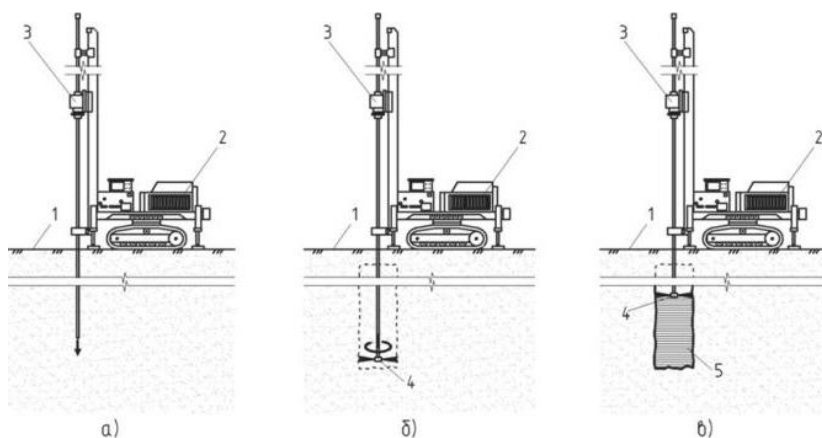


Рис. 1. Технологія робіт при струменевій цементации: *a* — буріння свердловин; *б* — занурення в свердловину струменевого монітору; *в* — поступове виймання монітору з свердловини; 1 — поверхня землі; 2 — бурова установка; 3 — направляюча стріла; 4 — струменевий монітор; 5 — закріплена ґрунтоцементом ділянка.

На першому етапі (*a*) спеціально обладнаною під JET GROUTING буровою установкою буриться пілотна свердловина діаметром 73–90 мм. Буріння проводиться до розрахункової глибини, яка визначається проектом, з попереднім промиванням водним розчином під тиском, що

не перевищує 5 МПа. Зрошення подається безпосередньо на ріжучий інструмент (бурову шарошку).

На наступному етапі (б) насосом подається водоцементний розчин під тиском 45–50 МПа, за рахунок високого тиску перекривається канал зрошення і відкриваються 2 отвори в яких встановлені сопла діаметром 0,8–3,0 мм. Повільно обертаючи (10–25 об/хв) і, повільно підіймаючи бурову колону, відбувається розривання і перемішування ґрунту високою кінетичною енергією струменя.

Швидкість спорудження ґрунтоцементних колон при діаметрі 0,6–0,8 м та довжині 10 м досягає до 10 паль в зміну. Нахил та режим нагнітання розчину повинні забезпечувати ефект ущільнення і армування ґрунтів в деформованій зоні.

Висока передбачуваність результатів зміцнення ґрунтів дає можливість вже на етапі проектування та укладення підрядних договорів досить точно розрахувати міцність та геометричні характеристики конструкції, а відповідно і трудовитрати, матеріали та вартість підрядних робіт.

Закріплення ґрунтів та основ підземних споруд методом струменевої цементації доцільно використовувати в слабких нестійких породах при:

- можливих нерівномірних осіданнях оточуючих споруд в процесі будівництва;
- проходці ескалаторного тунелю;
- будівництві шахтних стволів;
- спорудженні перегінних та станційних тунелів метрополітену;
- спорудженні протифільтраційних завіс;

До переваг даної технології можна віднести:

- висока швидкість спорудження ґрунтоцементних паль;
- можливість роботи в обмежених умовах;
- здатність до армування паль;
- відсутність ударних навантажень;

До недоліків:

- необхідність підтримки високого тиску;
- значна витрата води;
- недоскональна нормативна база;

Подальший розвиток та вдосконалення наукової бази за даним напрямом підкріплюється ринковим попитом, що відображається зі зростанням будівельної галузі в країні. Виходячи з вищесказаного технологія JET GROUTING має всі можливості для впровадження в

масових масштабах при закріпленні ґрунтів та основ підземних споруд як при будівництві так і при реконструкції.

Список використаної літератури

1. Бройд, И.И. Струйная геотехнология: учебное пособие / И.И. Бройд. – М.: Издательство ассоциации строительных вузов, 2004. – 448 с.
2. Джатимиров, Х.Ф. Опыт усиления основания сооружения с помощью струйной технологии / Х.Ф. Джатимиров, А.А. Долев // Основания, фундаменты и механика грунтов. – 2006. – №1. – С. 16 – 19.
3. ДБН В.3.1-1-2002. Ремонт і підсилення несучих і огорожувальних конструкцій і основ промислових будинків та споруд. - К.: Держбуд. - 2003. - 82 с.

УДК 622

Кльоц Т.В., магістр 1 курсу, група РР – 40М
Науковий керівник: **Кальчук С.В.**, к.т.н., доц.
Житомирський Державний Технологічний Університет

ОСОБЛИВОСТІ РОЗПИЛЮВАННЯ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ БАГАТОДИСКОВИМИ ВЕРСТАТАМИ

В каменеобробній галузі на сьогоднішній день стикаються з проблемою якості готової облицювальної продукції, що пов'язані з використанням застарілих технологій, оснащення та недостатнього дослідження процесів розпилювання на багатодискових верстатах.

Однією з найбільш трудомістких операцій на виробництві є розпилювання блоків каменю, яка на більшості виробництв здійснюється однодисковими верстатами. Саме процес розпилювання займає близько 40 % від собівартості продукції та якість, що значно впливає на подальшу обробку. З метою забезпечення належного рівня продуктивності процесу розпилювання останнім часом все більшого попиту набувають багатодискові верстатаи.

З появою різних технологічних схем алмазно-дискової розпилювання відкриваються широкі перспективи ефективного використання некондиційних блоків і блоків малих розмірів для виробництва тонких облицювальних плит, що дозволить більш повноцінно використовувати запаси родовищ і підвищити вихід блоків з гірської маси.

Одним з найперспективніших кроків підвищення продуктивності при розпилюванні блоків алмазно дисковими пилами є використання багатодискових верстатів.

Цей тип розпилювальних верстатів забезпечує можливість збільшення висоти розпилювання завдяки використанню дисків середніх розмірів та великих розмірів

Відмінна особливість одновальних багатодискових верстатів наявність подовженого робочого валу з комплектом встановлених у ньому дискових пилок. Залежно від кріплення робочого валу одновальні верстати поділяються на портальні (кріплення з двох сторін) і консольні (кріплення з одного боку).

За характером забезпечення подачі одновальні верстати поділяються на позиційні і конвеєрні.

Багатодискові і однодискові верстати мають різні вимоги щодо використання. Контроль стабільності руху в багатодискових верстатах значно складніше з ряду причин. Ризик збільшення перевитрат та підвищення частоти вібрацій при розпилюванні блоку у багатодискових верстатах є набагато більший, ніж в однодискових. Тому що, навіть нестабільність роботи або биття хоча б однієї дискової пили може бути причиною небажаного дисбалансу усієї системи

При допилюванні блоку багатодисковими верстатами іноді спостерігається перевитрата інструменту та підвищення вібрацій при номінальних режимах різання. Це відбувається при зворотній подачі за рахунок сил, які намагається зрушити блок, та які діють у вертикальному напрямку, та за рахунок втрат маси блоку на пропили (Рис 1). Оскільки блок каменю фіксується тільки від горизонтальних переміщень, у вертикальному напрямку можливі небажані вібрації та рухи

Стабільність стійкості блоку можна здійснювати за рахунок регулювання режимних параметрів, а саме: глибини різання, швидкості робочої подачі, швидкості різання, частоти обертання та геометричних параметрів блоку.

Отже, основною задачею по встановленню меж, в яких система «блок – пила» будуть знаходитися в стабільному стані, є встановлення сил, які передаються на блок каменю від групи пил у вертикальному напрямку та вплив на цей процес зменшення маси блоку за рахунок пропили.

Сили, що діють на блок при розпилюванні каменю розраховувати за схемою, що зображена на рис.2

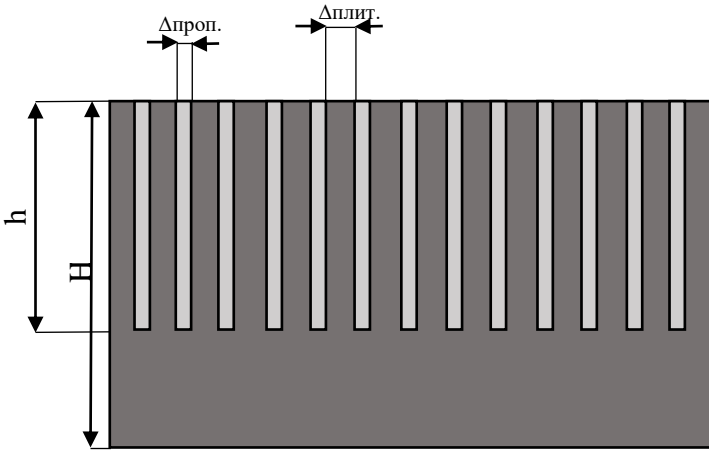


Рис.1 Схема розпилювання блоку багатодисковим верстатом
 H – висота блоку, м; h – висота різання блоку, м; $\Delta\text{проп.}$ – пропили (ширина робочого інструменту), мм; $\Delta\text{пл.}$ – ширина плити, мм.

Втрату маси блоку у відсотках можна розрахувати за формулою:

$$V_{\text{б}} = \frac{\Delta\text{проп.}}{\Delta\text{пл.} + \Delta\text{проп.}} * 100\% \quad (1)$$

Наприклад, $V_{\text{б}} = \frac{12}{30+12} * 100 = 28\%$

Якщо блок наприклад має масу 5 тонн, то 28 % втратою буде 1,4 тонни.

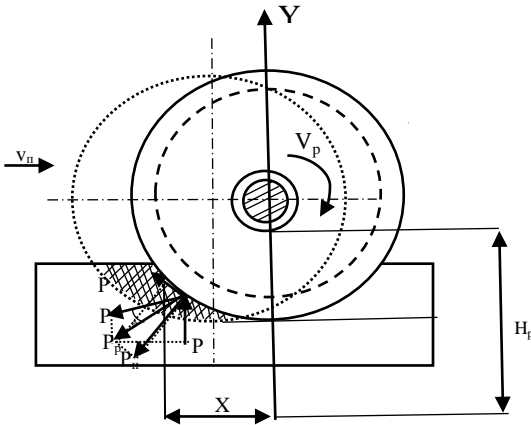


Рис. 2 Схема взаємодії сил при розпилюванні блоку дисковою алмазною пилою

ϕ – кут контакту з оброблюваною поверхнею;
 P_p – сила різання ;
 P_d - дотичні (тангенціальні) сили;
 P_r - горизонтальні сили (співпадають с рухом різання);
 P_v - вертикальні сили (співпадають з рухом робочої подачі);
 P_n - нормальна (радіальні) сили;
 H_p - висота різання;
 V_n - швидкість робочої подачі;
 V_p - швидкість різання;

Силу P_r забезпечує робочу подачу, вона пов'язана з відношенням сил P_d і P_n , при розпилюванні на зворотній подачі маємо при довільному куті 20° та з породою середньої міцності :

$$\begin{aligned}
 P_r &= P_n \sin\phi + P_d \cos\phi , & (2) \\
 P_r &= 100 * \sin 20^\circ + 50 * \cos 20^\circ = 81,18 \text{ Н/см}^2
 \end{aligned}$$

Вертикальна складова сили різання P_p пов'язана з параметрами P_d і P_n при зворотній подачі в наступному відношенні:

$$\begin{aligned}
 P_v &= P_d \sin\phi - P_n \cos\phi , & (3) \\
 P_v &= 50 * \sin 20^\circ - 100 * \cos 20^\circ = - 76,86 \text{ Н/см}^2
 \end{aligned}$$

При схемі по зворотній подачі сила P_v має від'ємне значення, тому направлена вгору и прагне підняти заготовку с робочого стола.

А в багатодискових верстатах збільшується в залежності кількості пил в прямо пропорційному порядку.

УДК 622.235

М.І. Бельтек, студент
О.О. Фролов, д-р техн. наук, проф.,
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ВСТАНОВЛЕННЯ ЗАКОНОМІРНОСТЕЙ РУЙНУВАННЯ ПРИРОДНО ПОРУШЕНИХ СКЕЛЬНИХ МАСИВІВ ВИБУХОМ

Підвищення ефективності використання енергії вибуху в тріщинуватих і порушених гірських породах має особливе значення. Правильний вибір параметрів буропідричних робіт (БПР) і витрати вибухових речовин (ВР) при дробленні порушених гірських порід дозволяє покращити техніко-економічні показники технологічних

процесів видобутку корисних копалин. Тому необхідна розробка нових технологічних методів ведення вибухових робіт, особливо в природно порушених гірських породах, використання в яких загальновідомих методів управління енергією вибуху не дає надійних результатів.

Дослідженням механізму вибухового руйнування природно порушених та тріщинуватих скельних масивів займалося значна кількість науковців, які відмічали, що тріщинуватість гірських порід істотно впливає на результати їхнього руйнування. При цьому дроблення таких середовищ обумовлено як дією хвиль напружень, які поширюються в масиві, так і поршневою дією газів вибуху.

Основною особливістю дії вибуху в природно порушених масивах є те, що енергія хвилі напруження, при проходженні по середовищу з тріщинами, зменшується через відображення і заломлення від меж природних порушень. Водночас тиск газів вибуху, який проникає в існуючі тріщини, істотно падає, що призводить до скорочення його дії на породу і, як наслідок, погіршує руйнування.

Основним параметром, що характеризує фізичні властивості гірських порід, є швидкість поширення поздовжніх хвиль напружень в масиві C_p . Виходячи з цього, науковцями виконано експериментальні дослідження по вивченню характеру зміни швидкості поширення поздовжньої хвилі напружень у порушених гірських масивах. За результатами досліджень встановлено загальні закономірності зміни фізичних властивостей порушених гірських порід по зруйнованим вибухом породним блоками.

Встановлено, що в зоні активної порушеності гірських масивів, швидкість поширення поздовжніх хвиль майже залишається постійною для усіх скельних порід. Зміну швидкості поширення поздовжньої хвилі напружень в цій зоні рекомендовано визначати як

$$C_p = 500(1 + 3d_e), \quad (1)$$

де d_e – середнього лінійного розміру шматка гірничої маси, мм

Таким чином, на ефективність руйнування природно порушених гірських порід вибухом істотно впливає швидкість поширення хвиль напружень в реальному масиві, як складової в акустичному імпедансі. Значне згасання інтенсивності хвиль напружень в порушених середовищах при зменшенні розміру природних окремоостей значно обмежує можливість опису їх руйнування на підставі існуючих закономірностей пружних хвильових процесів. Це стосується також і розробки інженерних методів управління енергією вибуху на кар'єрах з урахуванням параметрів хвиль напружень. Однак такі ускладнення не виключають необхідності врахування хвиль напружень опосередковано, зокрема через їхню швидкість поширення.

Для встановлення об'єму руйнувань порушених скельних порід вибухом для різних значень швидкостей поширення хвиль напружень в гірському масиві використовуємо рішення просторової задачі про поширення хвиль напружень, утворених при вибуху подовжених зарядів ВР. Прийнято, що природно порушений скельний масив руйнується вибухом свердловинного заряду вибухової речовини середньою щільністю заряджання 950 кг/м^3 і швидкістю детонації 3600 м/с . Діаметр заряду ВР – 200 мм . Свердловина має довжину 14 м .

Для встановлення закономірностей між швидкістю поширення повздовжніх хвиль напружень в гірському масиві та об'ємом руйнування природно порушеного масиву проведені розрахунки для найпоширеніших порід залізородних кар'єрів України. Зміна значень об'ємів руйнування природно порушених масивів гірських порід залежно від середньої швидкості поширення хвиль напружень наведена на рис. 1 та 2.

Встановлено, що зі збільшенням швидкості поширення хвиль напружень в скельному масиві з 1000 м/с до 6000 м/с об'єм руйнувань збільшується в $2,2 \dots 2,4$ рази залежно від типу гірської породи. Зокрема, для магнетитового кварциту збільшення об'єму руйнування найменші ($2,2$ рази), а для гранітоїдів – найбільші ($2,4$ рази).

При цьому відзначимо, що при значенні швидкості хвиль 1000 м/с діапазон зміни об'єму руйнування для досліджуваних гірських масивів становить $233,2 \text{ м}^3$ (від $369,2 \text{ м}^3$ для магнетитового кварциту до $602,4 \text{ м}^3$ для гранітоїдів), а при швидкості 6000 м/с цей діапазон змін дорівнює $607,8 \text{ м}^3$ (від $817,4 \text{ м}^3$ для кварцу магнетитового до $1425,2 \text{ м}^3$ для гранітоїдів), тобто збільшується в $2,6$ рази.

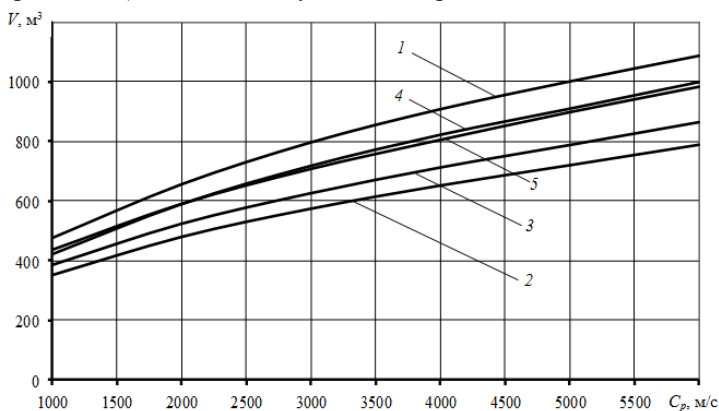


Рис. 1. Зміна об'єму руйнування масиву V залежно від середньої швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень C_p ; 1 – сланець

кварц-слюди́стий; 2 – кварц магнетитовий; 3 – кварц кумінгтоніто-магнетитовий; 4 – сланець кварц-біотитовий; 5 – кварцит безрудний

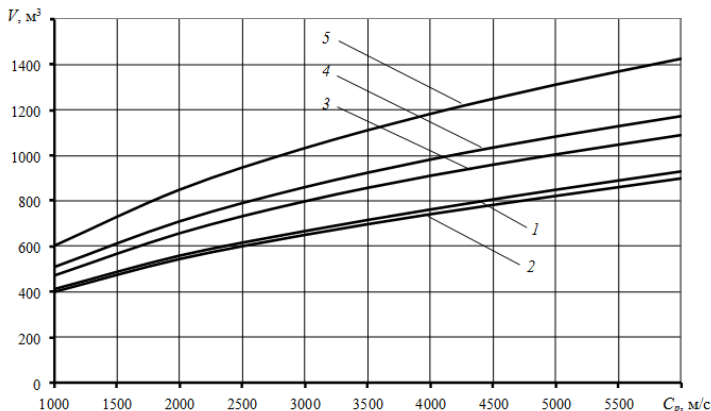


Рис. 2. Зміна об'єму руйнування масиву V залежно від середньої швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень C_p : 1 – плагіограніт, мігматит; 2 – амфіболіти; 3 – сланець вивітрилий; 4 – кварцит залізистий вивітрилий; 5 – гранітоїди

Таким чином, вищенаведені дослідження свідчать про те, що зі збільшенням швидкості поширення повздовжніх хвиль в природно порушеному масиві гірських порід (відповідно, зменшення ступені порушеності) збільшується об'єм їхнього руйнування.

УДК 622

Панченко Д.О., магістр 1 курсу, група РР – 40м
Житомирський Державний Технологічний Університет

ПРОБЛЕМИ ПРИ БУРІННІ В НЕСТІЙКИХ ГЛИНИСТИХ ВІДКЛАДАХ

При бурінні нафтових і газових свердловин відбуваються ускладнення, пов'язані з втратою стійкості ствола, що складається з глин і глинистих сланців. У комплексі осадових відкладень глинисті породи залягають на різних глибинах і складають 80-82% всієї товщі порід.

За характером поведінки в процесі буріння ці відклади діляться на 4 групи:

- стійкі породи;

- набухаючі, високопластичні та ті, що легко переходять у буровий розчин, глини;
- крихкі, глинисті сланці ті, що обсипаються і обвалюються;
- сильно зволожені глини з пропластками солей, що утворюють каверни, осипи і обвали.

Ці категорії осадових глинистих порід обумовлюють ускладнення, часто призводять до втрат ствола або до ліквідації свердловин.

На основі аналізу можливих причин порушення стійкості стінок свердловини, їх можна розділити на три основні групи:

- гірничо-геологічні (вологість, пластичність, текстура, тектонічні порушення, кути залягання пластів);
- фізико-хімічні (змочуваність породи, мінералізація порової рідини і бурового розчину, склад дисперсної фази);
- технологічні (щільність, водовіддача, рейсова швидкість буріння, гідродинамічні коливання в свердловині).

На даний момент створені інгібуючі бурові розчини (речовини, що сповільнюють чи зупиняють перебіг хімічних реакцій, біохімічних і фізіологічних процесів) для попередження аварій і ускладнень, пов'язаних з осипами і обвалами нестійких глин.

Високі показники буріння окремих процесів і всього циклу в цілому можуть бути досягнуті тільки у разі правильного вибору високоякісних бурових промивальних рідин і удосконаленої технології їх застосування в поєднанні з сучасним устаткуванням та інструментом. З ростом глибин і ускладненням гірничо-геологічних умов висуваються нові додаткові вимоги до властивостей промивальних рідин, способу і режиму їх циркуляції, покращення хімічних обробок у напрямку підсилення їх інгібуючих властивостей та підвищення термостійкості.

Природній генезис гірських порід зумовлює їх набухання та схильність до обвалювання в результаті взаємодії з буровим розчином. Гідратація та набухання гірських порід у процесі буріння можуть викликати широкий спектр ускладнень: прихоплення бурильної колони, утворення сальників, осипання стінок свердловини, підвищення вмісту шламу, дестабілізацію фільтраційних і структурно-реологічних властивостей бурової промивальної рідини.

Технологія інгібування включає багатокomпонентну обробку шляхом введення коагулюючих агентів, регуляторів рН, понижувачів в'язкості. Це дозволяє забезпечити колоїдно-хімічну стійкість системи, належний рівень ліофільності та показника фільтрації.

Із широкого класу інгібуючих бурових розчинів, найбільшого поширення отримали калієві, силікатні, кальцієві, вапняні та гіпсові розчини. Серед ефективних інгібіторів органічні водорозчинні речови-

ни, що знижують активність води (гліколи та полігліколи, гліцерин, ефіри), а також дисперговані у водному середовищі органічні і особливо кремнієорганічні гідрофобізатори. Але слід зазначити, що всі інгібуючі системи мають цілу низку недоліків:

- висока матеріаломісткість і вартість розчинів;
- важкість регулювання реологічних і фільтраційних властивостей;
- необхідність дотримання суворої технології приготування розчинів;
- труднощі перебільшення ваги;
- підвищене кірко- і піноутворення.

На даний час, для підвищення стійкості глин на стінках свердловин найчастіше застосовують полімерні і полімерглинисті розчини. Ці системи за рахунок низького вмісту твердої фази в буровому розчині дозволяють збільшити механічну швидкість буріння, підвищити зносостійкість доліт, знизити вартість проходки. До переваг полімерних розчинів також можна віднести поліпшені протизносні та змащувальні властивості, широкий діапазон регулювання фільтраційних властивостей, а також інгібуючу здатність по відношенню до глинистих порід.

Таким чином, оптимальним вирішенням цієї проблеми є використання полімерних і полімер-глинистих розчинів. Їх перевага, в порівнянні з іншими інгібуючими розчинами, полягає в прийнятній ціні, нормальному регулюванні фільтраційних властивостей та хорошій інгібуючій здатності.

УДК 622.235

Л.В. Діхтяренко, студент

С.М. Стовпник, канд. техн. наук, доц.,

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ОСОБЛИВОСТІ ПРОХОДКИ ТУНЕЛІВ МЕТРОПОЛІТЕНІВ ПРОХІДНИЦЬКИМИ ЩИТАМИ

Тунелепрохідницькі щити поділяються на немеханізовані і механізовані. Якщо розробка породи проводиться ручним способом, за допомогою відбійних молотків, то прохідницький щит називається немеханізованим (рис. 1). Якщо при роботі щита використовуються спеціальні механізми для розробки породи, такий щит називається механізованим (рис. 2).

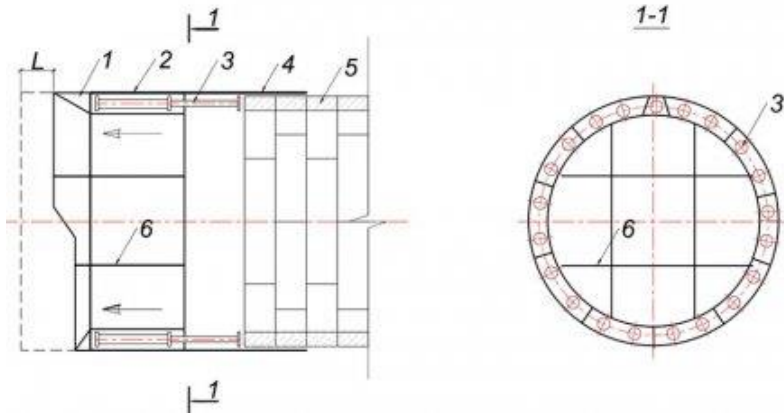


Рис. 1. Принципова схема немеханізованого щита: *L* – заходка; 1 – ножове кільце; 2 – опорне кільце; 3 – щитові домкрати; 4 – хвостова оболонка; 5 – оброблення тунелю; 6 – висувні платформи

Зазвичай немеханізовані щити використовуються для проходки коротких тунелів (довжиною до 1,0-1,5 км) в слабких, роздроблених породах, а механізовані щити – при спорудженні тунелів великої протяжності в однорідних породах.

Метод щитової проходки тунелів, що передбачає використання спеціального тунелепрохідницького механізованого комплексу (ТПМК), широко застосовується в сучасному підземному будівництві.

Щитова проходка застосовується при будівництві транспортних тунелів і тунелів метрополітену в складних інженерно-геологічних умовах в слабких або напівскельних тріщинуватих породах, забезпечуючи високу ефективність і безпеку робіт. Особливо ефективна вона в умовах щільної міської забудови.

Тунелепрохідницький комплекс (щит) являє собою пересувне інвентарне тимчасове металеве кріплення, під захистом якої проводиться розробка і вивезення породи, а також зведення збірної або монолітною обробки.



Рис. 2. Тунельний прохідницький механізований комплекс

Зазвичай прохідницький щит має форму кола і складається з трьох основних частин:

1. Ножове кільце, яке здійснює розробку породи (рис. 3);
2. Опорне кільце, де розміщується обладнання та механізми для пересування щита;
3. Оболонка, під захистом якої монтується обробка тунелю.

В даний час у світовій практиці застосовуються роторні тунельні прохідницькі механізовані комплекси (ТПМК) зовнішнім діаметром до 15 м. При проходці тунелів в складних ґрунтах або слабких водонасичених породах використовують механізовані щити з активним привантаженням вибою, яке може бути трьох видів:

1. Повітряне привантаження;
2. Ґрунтопривантаження;
3. Гідропривантаження.

У цьому випадку перед вибоєм споруджується герметична перегородка, що відокремлює привибійний простір від іншої частини щита. Це простір заповнюється під тиском стисненим повітрям (повітряне привантаження), ущільненим ґрунтом (ґрунтопривантаження) або розчином бентонітових глин (гідропривантаження), що дозволяє зрівноважити гідростатичний тиск ґрунту і води з боку вибою і обергти вибій від обвалення. Розроблений у вибої ґрунт видається в тунель за допомогою шнека або гідротранспорту.

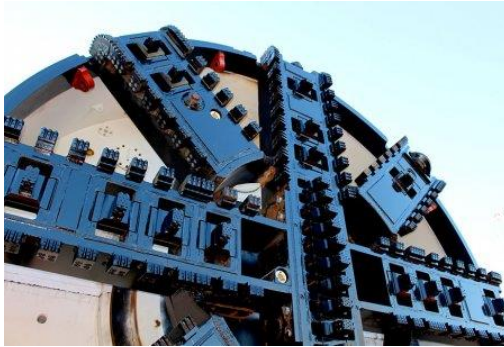


Рис. 3. Виконавчий орган ТПМК

Будівництво тунелю щитом включає три основних етапи:

1. Спорудження монтажної і демонтажної камер;
2. Монтаж і демонтаж прохідницького комплексу;
3. Проходка тунелю з влаштуванням обробки відразу за просуванням вибою.

Прохідницький щит пересувається у відроблений простір за допомогою гідравлічних домкратів, які відштовхуються від торцевої площині останнього кільця зібраної обробки під захистом оболонки.

При щитовому способі проходки збірні тунельні обробки зазвичай мають круглий контур і складаються з окремих залізобетонних елементів (блоків або тубінгів) масою до 12 т, які з'єднуються між собою в стиках за допомогою болтових зв'язків.

Кільце обробки (рис. 4) складається з тубінгів трьох типорозмірів: нормальних (Н), одного ключового (К) і двох суміжних (С), які збираються за допомогою тубінгоукладача. Для підвищення жорсткості збірної обробки передбачається перев'язка стиків сусідніх кілець, а для забезпечення водонепроникності – гідроізоляція стиків.

Також можливе застосування обробки з монолітно-пресованого бетону: за оболонкою щита влаштовується сталева опалубка, за яку нагнітається литий бетон, обжимаються через спеціальне прес-кільце щитовими домкратами (рис. 5). Після пересування опалубки утворюється щільна і гладка монолітна обробка.

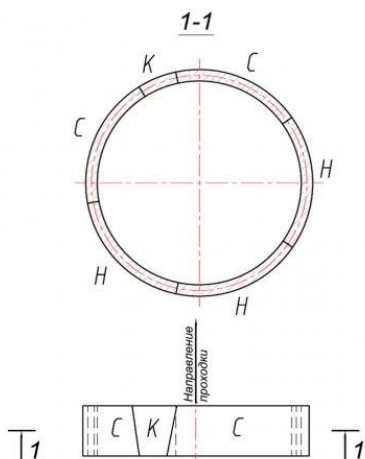


Рис. 4. Кільце збірної обробки

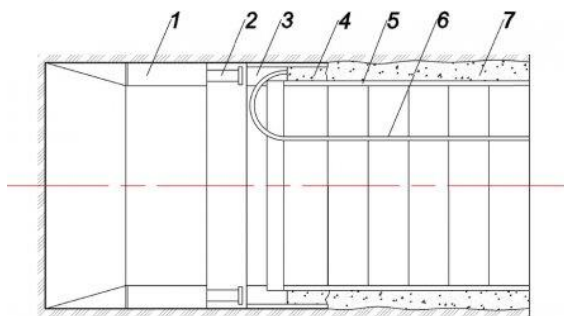


Рис. 5. Автоматизований комплекс обладнання для спорудження тунелю з монолітно-пресованою обробкою: 1 – щит; 2 – домкрат; 3 – пресувальне кільце; 4 – накопичувач суміші; 5 – опалубка; 6 – трубопровід суміші; 7 – обробка

Таким чином, тунельні прохідницькі механізовані комплекси дозволяють:

- здійснювати проходку тунелів в будь-яких гідрогеологічних умовах;
- досягти найбільш високих темпів проходки;
- збільшити максимально можливу глибину прокладки;
- значно полегшити вибір траси.

Шевчук Д.І., студент I курсу ОКР «Магістр»
Науковий керівник: к.т.н. доцент **Кальчук С.В.**
Житомирський Державний Технологічний Університет

ОСОБЛИВОСТІ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ШЛІФУВАННЯ-ПОЛІРУВАННЯ ПРИРОДНОГО КАМЕНЮ

На сьогоднішній день Україна є сировинною базою природного облицювального каменю для європейських країн. Основною перешкодою для того щоб перетворитися з постачальника блоків природного каменю на постачальника виробів облицювальної продукції є вузька область обробки та культура виробництва.

Одним із найважливішим етапом обробки каменю є шліфування-полірування, так як полірована поверхня є найкращою, що підвищує привабливість облицювальних гірських порід до використання. Процеси шліфування і полірування каменю полягають у вирівнюванні лицьової поверхні оброблюваної заготовки шляхом зменшення мікронерівностей до отримання полірованої фактури.

Основною проблемою цієї обробки є отримання не належним чином відполірованої поверхні каменю. Для того щоб досягти ідеальної полірованої поверхні, недостатньо забезпечити високий рівень зняття мікрошару по всій поверхні каменю: обробка повинно бути якомога більш однорідною і наноситися випадковим чином, щоб уникнути подряпин і інших небажаних візуальних дефектів на поверхні. З економічних міркувань траєкторії шліфування-полірування повинні бути якомога коротшими і швидше оброблятися, а поверхня каменю не повинна бути надмірно полірованою. Тобто постає необхідність у виробленні точних траєкторій руху шліфувально-полірувального інструменту, які забезпечили б найвищу якість обробки при найменших матеріальних витратах.

Для моделювання обробки поверхонь за допомогою шліфування та полірування можна використати програму 2D симулятора, що має на меті відтворити макроскопічну дію полірувального інструменту, що обертається і рухається по поверхні каменю. Суть такого моделювання полягає у встановленні тривалості впливу інструменту на кожен ділянку поверхні оброблюваного каменю.

Вперше про необхідність досліджень за даним напрямком було зазначено вченими Лісабонського університету, де розглядали моделювання процесу шліфовки та поліровки на мармурі.

На рис.1 зображені три різних полірувальні інструменти, кожен з яких складається з шести «франкфуртських» абразивів, які зазвичай використовуються для полірування мармуру: 320TX, 400T і 5Extra.



Рис. 1. Полірувальні інструменти: 320TX (ліворуч), 400T (центр) і 5Extra (праворуч).

Після одного обертання зі швидкістю 10 об/с (без переміщення) даних полірувальних інструментів, моделювання яких показано на рис. 2, видно що використання абразиву 5Extra надає більш яскравого результату ніж інші, навіть при одному оберті. Тобто для полірування абразивами 320TX та 400T буде використано більше часу і енергії, що призведе до випадкових подряпин та інших небажаних візуальних ефектів, а також до більших матеріальних витрат.

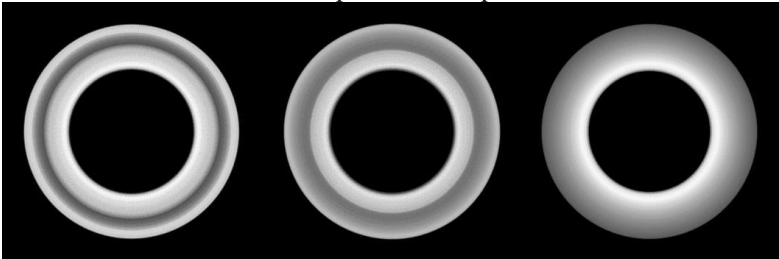


Рис. 2. Моделювання полірувальних інструментів після одного обертання: 320TX (ліворуч), 400T (центр) і 5Extra (праворуч)

Також за отриманими даними можна обрати траєкторію обробки для кожного інструменту, визначити час обробки, величину знімаемого припуску, а також нерівномірність оброблюваної поверхні.

Висновок

За допомогою моделювання полірування-шліфування природного каменю після впровадження його у виробництво можна оптимізувати і покращити:

- траєкторії полірування, які автоматично генеруються керованими алгоритмом ріжучими машинами (на основі роботи ЧПУ) в промислових умовах;

- форму і текстуру нових інструментів для полірування, які можуть бути змодельовані в першу чергу для усунення поганих конструкцій, до того, як будуть виготовлені реальні прототиби інструментів;

- економічність обробки, матеріалоємність та енергоємність.

Дані впровадження нададуть можливість українським виробникам виготовляти найвищу якість облицювального природного каменю та вийти на європейський ринок з готовою продукцією і бути на рівні з іноземними виробниками.

УДК 624.137

Д.А. Зуй, студент

Науковий керівник: к.т.н., доц. Ган А.Л.,

Національний технічний університет України

«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ ҐРУНТОВИХ УКОСІВ В УМОВАХ ЩІЛЬНОЇ МІСЬКОЇ ЗАБУДОВИ

На сьогоднішній день розвиток великих міст передбачає засвоєння значних територій, які розташовані на пагорбах та схилах. При забудові таких ділянок необхідно забезпечити їхню стійкість. Для цього, на небезпечних ділянках, або для попередження виникнення зсуву застосовують різні інженерні заходи захисту, вибір яких залежить від параметрів схилу, місця розташування, характеристик ґрунтів, зовнішніх умов та вимагають індивідуального підходу. Тому забезпечення стійкості схилів є актуальною задачею сьогодення.

Одними з основних способів, що застосовують для забезпечення стійкості схилів при будівництві нових будівель та споруд у міських умовах – це підпірні стіни і анкерування ґрунтових основ. В залежності від геологічних умов і характеру можливого зсуву обирається відповідна конструкція підпірної стінки з необхідними параметрами або схема анкетування ґрунтів.

Спорудження підпірних стін потребує здійснення додаткових підготовчих будівельних робіт, таких як, розробка котловану або траншеї з використанням великогабаритної техніки та виділенням значної території. Альтернативним способом забезпечення стійкості схилів є анкерування ґрунтових основ, який не вимагає додаткових підготовчих робіт. Існують наступні основні способи анкерування

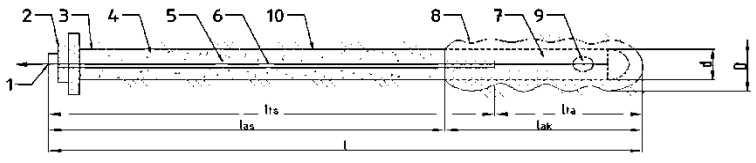
основ: за допомогою буро-ін'єкційних паль або застосування технології jet grouting (струменева цементация).

Забезпечення стійкості схилу способом «анкерування основ» виконується влаштуванням ряду анкерів на ділянці можливого зсуву, на початковій та кінцевій точках укосу.

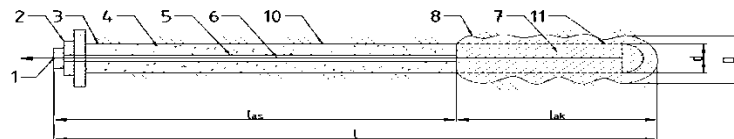
Аналогами буро-ін'єкційних анкерів є буро-ін'єкційні палі (стиснуті і розтягнуті) та різного виду ґрунтові анкери, а також конструкції, що примикають до них, які одержали назву мікропалі, кореневі палі, пасивні анкери, нагелі та ін. (рис. 1).

Як варіант підпірної стінки може бути застосована тонкостінна конструкція, підсилена системою анкерів.

Для даної конструкції довжина анкера обов'язково повинна перебільшувати (з запасом) відстань зумовлену площиною сковзання (рис. 2)



a)



б)

Рис. 1. Конструкції найбільш поширених буроін'єкційних анкерів: а) – тимчасовий з розтягнутим коренем; б) - постійний із стиснутим коренем; 1 - голова анкеру; 2 - упор; 3 - конструкція, що анкерується; 4 - стінка свердловини; 5 - захисна оболонка; 6 - тяга; 7 - корінь; 8 - торець; 9 - фіксатор; 10 - обойма; 11 - п'ята; 12 - компресійна труба.

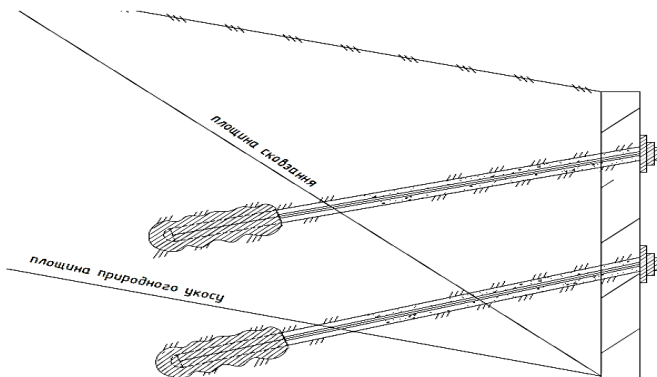


Рис. 2. Розрахункова схема анкерування

Характерною особливістю технології влаштування буроін'єкційних анкерів є попереднє буріння свердловин до проектної відмітки і подальше формування ствола анкера (рис. 3).

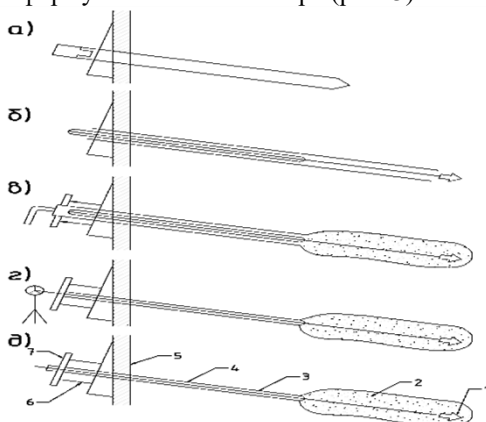


Рис. 3. Технологічна послідовність влаштування буро-ін'єкційних анкерів: а – проходка свердловини під захистом обсадної труби; б – занурення анкерної тяги; в – нагнітання цементного розчину в кореневу зону під тиском та заливка по вільній довжині через обсадну трубу; г – натягування анкера; д – блокування на проектному зусиллі після набору міцності цементного розчину в корені: 1 - наконечник; 2 - корінь; 3 - тяга; 4 - захисна труба; 5 - споруда, що анкерується; 6 - опорний столик; 7 - стопорна гайка

В залежності від ґрунтових умов буроін'єкційні анкери влаштовують наступними способами – без кріплення стінок свердловин, з кріпленням свердловин за допомогою обсадних труб.

Основним недоліком застосування буроін'єкційних анкерів є відсутність ґрунтових вод в межах зони укріплення, крім того, пристрій для буроін'єкційних анкерів є дорогим і характеризується трудомістким процесом.

Технологія jet grouting (струменева цементація) полягає у використанні кінетичної енергії струменя цементного розчину, яка спрямовується на руйнування і перемішування ґрунту в масиві без створення в ньому надлишкового тиску (рис. 4).

На першому етапі спеціально обладнаною під jet grouting буровою установкою буриться пілотна свердловина діаметром 112-132 мм. Буріння проводиться до розрахункової глибини, яка визначається проектом, з попереднім промиванням водним розчином під тиском, що не перевищує 50 атм.

В наступному етапі насосом високого тиску подається водоцементний розчин під тиском 450-500 атм. За рахунок цього перекривається канал зрошення і відкриваються 2 отвори, в яких встановлені сопла діаметром 0.8–3.0 см. Повільно обертаючи (оберти в межах 10–25 об/хв) і висовуючи бурову колону, відбувається розрізування і перемішування ґрунту з цементним розчином за рахунок високої кінетичної енергії. Виготовлені за цією технологією палі можуть додатково армуватися.



Рис. 4. Технологія jet grouting

У порівнянні з традиційними технологіями ін'єкційного закріплення ґрунтів, струменева цементация дозволяє зміцнювати практично весь діапазон ґрунтів – від гравійних відкладів до дрібнодисперсних глин і мулів.

Іншою важливою перевагою технології є забезпечення необхідного ступеня зміцнення ґрунтів. Це дає можливість вже на етапі проектування та укладання підрядних договорів досить точно розрахувати геометричні та характеристики міцності створюваної підземної конструкції (паля, ділянка підпірної стінки та ін.), а відповідно – трудовитрати, матеріали та вартість робіт.

Таким чином конструкції за цими технологіями будуть забезпечувати достатню стійкість схилу після укріплення.

Порівнюючи обидва варіанти можна зробити висновок, що для обох способів потрібні спеціальні установки, але технологія jet палей має явні переваги в укріпленні більшого діапазону ґрунтів за геологічними характеристиками, можливість роботи в обмежених умовах, висока швидкість спорудження, досягнення необхідного ступеня зміцнення ґрунтів.

УДК 622.261;622.268.6

Студенти: Хомчук О.В., Сахневич А.В.

Науковий керівник: к.т.н., доц. Хоменчук О. В.

Житомирський Державний Технологічний Університет

ОБҐРУНТУВАННЯ ГЕОМЕТРИЧНИХ РОЗМІРІВ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК З ВИСОКОЮ СТІЙКІСТЮ

На сьогоднішній день глибина, на якій здійснюються підземні гірничі роботи на більшості шахт Донбасу, сягає більше 1000 м. Більше половини всіх підготовчих виробок на шахтах України знаходяться у незадовільному стані і трудомісткість їх підтримання може сягати 85 % від трудомісткості підготовчих робіт, тому пошук нових технологічних рішень з проведення підготовчих виробок на великих глибинах є актуальною задачею.

Здимання підосви є насущною проблемою багатьох шахт, які розроблюють пласти вугілля зі слабкими породами підосви, особливо при наявності водопритливів. При намоканні тріщинуватих аргілітів, алевролітів, їхня міцність за шкалою Протод'яконова може зменшуватися до 1,5...2 одиниць, що значно впливає на інтенсивність здимання. Однією з причин виникнення здимання порід підосви є застосування аркової форми перерізу виробки з відносно великим прольотом. Прольоти сучасних типових перерізів виробок, що

закріплюються металевим піддатливим кріпленням, лежить у межах від 3 до 6 м. Співвідношення ширин цих виробок до їх висот коливається від 1,28 до 1,56. Внаслідок вертикального навантаження у кутах виробки відбувається концентрація напружень, внаслідок чого слабкі породи не витримують і руйнуються з наступним видавлюванням у виробку. У пластичних породах стояки кріплення вдавлюються у підшву, яка вигинається під дією навантаження і поступово заповнює виробку. Застосування інших більш стійких форм перерізу, таких як аркова зі зворотнім склепінням, допомогло би значно підвищити стійкість підготовчих виробок.

Як відомо, найбільш стійка форма виробки – це еліпс з направленою великою віссю в напрямку напруження що переважає і зростає з глибиною пропорційно. Більш того, якщо відношення осей виробки з таким поперечним перерізом дорівнює відношенню початкових вертикального і бокового напружень недоторканого масиву, то така виробка буде мати максимальну стійкість.

Для вивчення стійкості системи «законтурний масив порід – кріплення» враховувалися механічні властивості порід і кріплення, а також характер їхньої взаємодії. Для досягнення поставленої мети було застосовано імітаційне моделювання напруження максимального моменту та осевого зусилля, що виникає у металевому піддатливому арковому кріпленні, яке встановлене з кроком 1,0 м у виробках з різними розмірами та різними глибинами закладання. При цьому було зроблено припущення, що виробка проводиться в однорідних породах, а кріплення сприймає навантаження від бокових порід одразу після зведення.

Для визначення оптимальних розмірів виробки, з точки зору стійкості кріплення, було введено параметр ζ , який є співвідношенням ширини виробки b з максимальною стійкістю до її висоти h . За критерій правильності розрахунків прийнято максимальний згинаючий момент у небезпечному перерізі рамного піддатливого кріплення M_{max} , який буде рівний нулю, і, відповідно у кріпленні буде переважати осьове зусилля стискування.

Методом підбору було знайдено такі значення ζ , при яких для заданої глибини та міцності порід згинаючий момент у небезпечному перерізі кріплення за загальноприйнятою методикою буде наближатися до нуля. У результаті розрахунку змінюється з глибиною та міцністю порід майже лінійно, і при $f=2$ коливається від 0,508 до 0,526 при глибинах 1500 і 300 м відповідно. При $f=5$ ζ змінюється від 0,251 до 0,279 в тому ж діапазоні глибин. У такому випадку, для забезпечення діапазону еквівалентних за площею перерізів виробок у

проходці S_{np} від 9 до 23 м², що застосовуються сьогодні, необхідно зменшувати ширину виробок та збільшувати їхню висоту.

У табл. 1 наведено порівняння технічних показників типового та еквівалентного еліпсоподібного перерізів закріплених різними металевими профілями у однакових умовах: $f=2$, глибина закладання виробки – 1000 м; середня об'ємна вага порід – 1950 кг/м³, крок встановлення рам кріплення – 0,5 м. У якості кріплення еквівалентного перерізу розглядалися звичайна та зворотна металеві арки з додаванням проміжних стояків довжиною 2,44 м з урахуванням напусків, і без горизонтальних розпірок. Профіль кріплення обирався таким чином, щоб максимальне напруження у ньому не перевищувало гранично допустимого. В результаті підрахунків визначено, що для кріплення еліпсоподібного перерізу виробки з зазначеними параметрами проведення, вистачить профілю СВП № 27, а для забезпечення стійкості типового аркового перерізу необхідно застосовувати важкий широкополковий двотавр № 60ШЗ з висотою профілю 589 мм та питомою вагою 170,7 кг/м. Як видно з табл. 1, застосування еліпсоподібного перерізу дозволяє зменшити витрату металу $M_{кр}$ при проведенні виробок у 3,6 рази, а також збільшити площу виробки у світлі $S_{св}$ у 1,34 рази за рахунок зменшення площі кріплення $S_{кр}$ у 2,4 рази. Останнє дозволить зменшити трудомісткість зведення кріплення та підвищити продуктивність прохідників на вихід у кубічних метрах готової виробки у світлі більше ніж у 1,34 рази.

Таблиця 1 – Порівняння технічних показників перерізів звичайного та еквівалентного еліпсоподібного

Переріз виробки S_{np} , м ²	Еквівалентний еліпсоподібний					Типовий переріз				
	b , м	h , м	$S_{св}$, м ²	$S_{кр}$, м ²	$M_{кр}$, т/м	b , м	h , м	$S_{св}$, м ²	$S_{кр}$, м ²	$M_{кр}$, т/м
20,6	3,7	7,2	16,9	3,1	0,6	5,9	4,1	12,6	7,4	2,2

Для реалізації форми перерізу підготовчих виробок з найбільш стійким відношенням ширини виробки до її висоти, необхідно вирішити ряд питань, пов'язаних та обґрунтуванням технологічної схеми її проведення вузьким або широким вибоєм із застосуванням засобів механізації та вибухобезпеки.

І.Д. Литвинчук, студент
О.О. Фролов, д.т.н., проф.

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

ВСТАНОВЛЕННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО ДІАМЕТРУ ВИБУХОВИХ СВЕРДЛОВИН ДЛЯ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРІВ

Ефективне керування процесом вибухового руйнування скельних гірських масивів є однією з найважливіших науково-технічних задач гірництва. Вирішення її забезпечує зменшення витрат як на проведення буропідричних робіт (БПР) в кар'єрі зокрема, так і на видобуток корисних копалин в цілому.

Тому удосконалення методики визначення раціонального діаметру вибухових свердловин на кар'єрах є актуальною науково-технічною задачею, тим більше, що діаметр свердловинного заряду ВР визначає основні параметри буропідричних робіт.

До основних параметрів регулювання ступеня дроблення належать діаметр заряду, величина лінії опору по підшві уступу, відстань між зарядами, довжина і маса заряду, які взаємопов'язані між собою через розрахункову питому витрату вибухової речовини (ВР). Основними з них є розрахункова питома витрата ВР і діаметр заряду, інші параметри є похідними і залежать від величини витрати ВР. Зміна одного з параметрів тягне за собою зміну інших, які можуть вплинути на результат вибуху. Змінюючи діаметр заряду, можна досягнути такого розміщення свердловин, при якому усі окремі тріщинуватого масиву попадуть в зону регульованої дроблення. Тому діаметр заряду відноситься до одного з найбільш важливих параметрів регулювання ступеня дроблення.

Вченими було рекомендовано для залізорудних кар'єрів, які характеризуються виконанням робіт в сильно- та середньотріщинуватих гірських масивах, застосовувати свердловини діаметром 300 мм, як найбільш ефективними за технологічними та енергетичними показниками.

Резервом підвищення ефективності комплексу буропідричних робіт в кар'єрі на великих глибинах може бути перехід на застосування свердловин оптимального діаметру.

За результатами аналізу наукових досліджень і публікацій встановлено, що діаметр свердловинного заряду відноситься до одного з найбільш важливих параметрів регулювання ступеня дроблення, а

його вибір суттєво залежить від міцності та тріщинуватості гірських порід. Однак, існуючий стан досліджень не надає однозначного обґрунтованого теоретичного рішення щодо визначення раціонального діаметру свердловинного заряду. Тому метою досліджень є встановлення раціонального діаметра свердловинного заряду ВР для конкретних гірничо-геологічних умов відпрацювання родовища.

Для отримання раціональних значень діаметрів свердловинних зарядів використаємо методику, в основі якої закладена техніко-економічна оцінка параметрів БПР.

В цілому загальні питомі витрати на буропідривні роботи становлять

$$C_{\text{БПР}} = C_{\text{Б}} + C_{\text{ПР}} . \quad (1)$$

де $C_{\text{Б}}$ – питомі витрати на виконання бурових робіт, грн; $C_{\text{ПР}}$ – питомі витрати на вибухові роботи, грн.

Якщо розглянути витрати на буріння та підривання з урахуванням технологічних і техніко-економічних показників, то формула (1) набуде вигляду

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

де q – питома витрата ВР, кг/м³; $c_{\text{бур}}$ – питомі витрати на буріння 1 м свердловин, грн/м; d – діаметр свердловинного заряду, мм; Δ – щільність заряджання вибухової речовини в заряді, кг/м³; $k_{\text{в}}$ – коефіцієнт використання об'єму свердловини (в середньому приймають $k_{\text{в}}=0,65-0,75$); $c_{\text{ВР}}$ – вартість 1 кг вибухової речовини з урахуванням витрат на заряджання, грн/кг.

Питому витрату ВР, з урахуванням діаметру свердловинного заряду та при умові дроблення масиву на куски розміром не більше 500 мм, можна представити у вигляді, кг/м³

(3)

$$q = 0,13\gamma^4\sqrt[4]{f} \left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_o d\right) \sqrt[5]{\left(\frac{500}{d_n}\right)^2},$$

де γ – щільність породи, т/м³; f – коефіцієнт міцності за шкалою Протодяконова; d_o – середній розмір природної окреомості в масиві, м; d – діаметр свердловинного заряду, мм; d_n – максимально допустимий розмір шматка зруйнованої гірничої маси, мм.

Як бачимо, у формулі (3) враховані основні фактори, які характеризують здатність гірського масиву до вибухового руйнування, зокрема міцність та тріщинуватість порід.

Загальні витрати на БПР (2) з урахуванням питомої витрати ВР (3) будуть становити

$$C_{\text{БПР}} = 0,13\gamma^4\sqrt[4]{f} \left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_o d\right) \sqrt[5]{\left(\frac{500}{d_n}\right)^2} \left(\frac{4c_{\text{бур}}}{10^{-6}\pi d^2 \Delta k_b} + c_{\text{ВР}} \right). \quad (4)$$

Якщо підставити у вираз (4) чисельні значення діаметра заряду, то можна, для гірських масивів різних за міцністю і тріщинуватістю, при умові встановлення усіх інших показників, визначити загальні витрати на БПР. Значення мінімальних витрат будуть відповідати найбільш ефективному діаметру свердловинного заряду.

Для гірничо-геологічних умов залізородного кар'єру були проведені розрахунки щодо встановлення залежності між діаметром свердловинного заряду ВР та вартістю буропідривних робіт для різних гірських порід з різним ступенем тріщинуватості. В межах родовища переважають наступні скельні породи: магнетитові кварцити, силікат-магнетитові кварцити (руда), окиснені кварцити, мало рудні неокиснені кварцити і некондиційно окисненні кварцити, породи сланцевих горизонтів.

Значення середнього розміру природної окреомості в масиві d_o від категорії тріщинуватості становлять: для I категорії тріщинуватості – $d_o=0,1$ м; для II категорії – $d_o=0,3$ м; для III категорії – $d_o=0,75$ м; для IV категорії – $d_o=1,25$ м; для V категорії тріщинуватості – $d_o=2,0$ м.

Усреднені техніко-економічні показники буропідривних робіт кар'єру приймемо наступні:

максимально допустимий розмір шматка зруйнованої гірничої маси – $d_n=1200$ мм;

середнє значення коефіцієнту використання об'єму свердловини – $k_b=0,7$;

середня щільність заряджання ВР Анемікс 70 – $\Delta=1250 \text{ кг/м}^3$;
 вартість ВР Анемікс 70 – $c_{\text{ВР}}=16,1 \text{ грн/кг}$.

Виконано розрахунки при умові застосування бурових верстатів типу СБШ-250. Середні питомі витрати на буріння 1 м свердловин прийнято $c_{\text{бур}}=280 \text{ грн/м}$.

На рис. 1 наведені графічні залежності вартості БПР від діаметру свердловини для магнетитових кварцитів при різній категорії тріщинуватості, що отримані у відповідності до формули (4).

З графічних залежностей рис.1 видно, що I категорії тріщинуватості магнетитових кварцитів більш доцільним буде діаметр 400 мм, оскільки вартість БПР буде мінімальною $C_{\text{БПР}}=9,01 \text{ грн}$. Для II категорії порід найбільш доцільний діаметр 350 мм при мінімальній вартості БПР $C_{\text{БПР}}=12,14 \text{ грн}$. Відповідно, для III категорії – $d=250 \text{ мм}$, $C_{\text{БПР}}=18,21 \text{ грн}$; для IV категорії тріщинуватості порід – $d=250 \text{ мм}$, $C_{\text{БПР}}=24,37 \text{ грн}$; для V категорії – $d=200 \text{ мм}$, $C_{\text{БПР}}=33,33 \text{ грн}$.

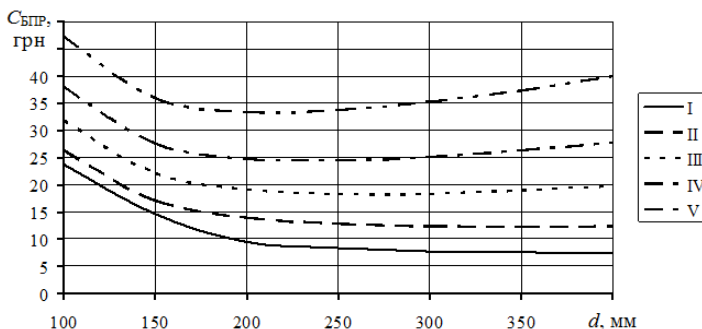


Рис. 1. Залежність питомої вартості буропідривної роботи від діаметру свердловини в магнетитових кварцитах при різній категорії тріщинуватості

Таким чином, якщо узагальнити дані для усіх порід кар'єру при бурінні свердловин верстатами типу СБШ-250, то видно, що для I категорії тріщинуватості масивів для переважної більшості порід найбільш доцільним буде діаметр заряду $d=400 \text{ мм}$. Для II категорії – $d=350 \text{ мм}$, для III категорії тріщинуватості – $d=250 \text{ мм}$, для IV категорії тріщинуватості діаметр становить $d=250 \text{ мм}$, V категорії тріщинуватості (малоблочних практично монолітних) – $d=200 \text{ мм}$.

Результати досліджень дозволяють продовжити вивчення впливу діаметру свердловинних зарядів на результати дроблення скельних гірських масивів з різним ступенем тріщинуватості. при проведенні буропідривної роботи на кар'єрах.

Студенти: Кльоц Т.В., Веремук С.В.
Науковий керівник: к.т.н., доц. Хоменчук О. В.
Житомирський Державний Технологічний Університет

ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНИХ РОЗМІРІВ ГЛАДКИХ ФІБР ДЛЯ ФІБРОНАБРИЗБЕТОННОГО КРІПЛЕННЯ

В сьогоденнішніх умовах актуальним є питання зниження собівартості, енергоємності та трудомісткості кріплення виробок.

Перспективними в цьому напрямку є набризкбетонне кріплення армоване сталевими фібрами, яке дозволяє застосовувати несучу здатність приконтурного масиву, менш трудомістке та матеріаломістке.

Сучасна технологія фібронабризкбетону (ФНБ) використовується з 1970х років і добре зарекомендувала себе при вирішенні широкого спектру геотехнічних задач таких як: возведення обделок тунелів і кріплення підземних гірничих виробок, ремонт і посилення будівельних конструкцій, створення вибухостійких покриттів, забезпечення стійкості бортів кар'єрів, а також відкосів у дорожньому будівництві. Проте, не дивлячись на наведені переваги і високі експлуатаційні характеристики цього матеріалу, його максимальний потенціал досі не розкрито.

Ефективність ФНБ, який дозволяє застосовувати несучу здатність приконтурного масиву, наряду з традиційними видами кріплення підтверджується продуктивністю праці та меншою вартістю

Одним з сучасних напрямків застосування ФНБ є створення вибухостійкого покриття обделок тунелів, але як впливає форма та розміри різних фібр на міцність композиту та ударну в'язкість не зовсім зрозуміло.

Зі зменшенням діаметру і при постійному об'ємному вмісті фібр значно підвищується міцність композиту, що наглядно продемонстровано при застосування вуглецевих нанотрубок для створення ультра міцного фібробетону

Найпоширеніші на цей час для підземного використання є сталеві гачкуваті фібри діаметром від 0,6 до 1,0 мм, які дозволяють отримати високу міцність контактної зони на зсув, але зі зменшенням діаметру втрачають жорсткість, і, як наслідок, втрачають ефект анкерування. Тому, визначення розмірів гладких фібр, які будуть зміцнювати бетон таким же чином як і гачкуваті фібри, є актуальною задачею.

У якості критерію ефективності діаметру та довжини гладких сталевих фібр може виступати міцність на розтягування.

Беручи за основу модель розподілу напружень навколо фібри запропоновану Аутватером і враховуючи питому площу поверхні фібр, міцність цементного композиту на розтягування може бути розрахована за формулою

$$\sigma_p = 2 \cdot \Phi_j \cdot \tau \cdot \frac{l}{d} \cdot V_f + \sigma_m \cdot V_m,$$

де Φ_j – коефіцієнт армування, який враховує довжину та орієнтування фібр у просторі, наявність дефектів і взаємодію фібр між собою;

τ – міцність контактної зони на зсув;

σ_m і V_m – відповідно межа міцності та об'ємний вміст матриці;

l і d – відповідно довжина і діаметр фібр.

Для врахування обох механізмів роботи композита – без та з висмикуванням фібр, пропонується виконувати чисельне модулювання згідно алгоритму наведеного на рис. 1.

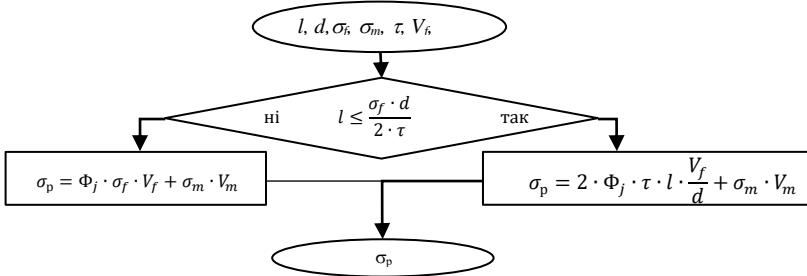


Рис. 1. Блок-схема для розрахунку міцності композиту на розтягування

Отже, зростання питомої площі поверхні фібр веде до зростання тертя, і, як наслідок, міцності на розтягання та ударної в'язкості. Для досягнення максимального ефекту армування ФНБ, діаметр гладких

фібр повинен зменшуватися. Це дозволить уникнути висмикування фібр під час навантаження і, таким чином, використати ефект армування максимально.

До технологічних чинників, що обмежують довжину фібр можна віднести:

- діаметр матеріального шлангу, який обмежується діаметром 50...60 мм;
- діаметром сопла, який коливається від 38 до 42 мм.

Для запобігання утворення пробок у матеріальному трубопроводі, відповідна максимальна довжина фібр не може перевищувати 60 % діаметра сопла і може коливатися від 23 до 25 мм.

УДК 622.235

М.Ю. Мусихін, студент
С.М. Стівпник, канд. техн. наук, доц.,
*Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»*

ОСОБЛИВОСТІ І ТЕХНОЛОГІЧНІ ПЕРЕВАГИ ДВОРІВНЕВОГО ТУНЕЛЮ

Характерною особливістю сучасного будівництва метрополітенів є застосування двоярусних тунелів з влаштуванням станцій у два рівні і перегонами в один рівень з двома шляхами. Транспортні розв'язки і тупики влаштовуються в об'язі тунелю за рахунок пристрою рамп. У комплексі з конструкцією двоповерхових станцій в складі єдиного тунелю вирішені вхідні пасажирські комунікації за допомогою пристрою вертикальних ліфтових і ескалаторних шахт, що забезпечують безпосередній доступ з поверхні землі на кожен з рівнів підземної станції.



Рис.1. Фрагмент інтер'єру вестибюлю типової станції метрополітену

Ліфтові шахти виконуються діаметром до 30 м і дозволяють забезпечити доступ до станції глибокого закладання в умовах затисненої історичної забудованості з найменшим ступенем впливу на споруди на відміну від похилих ескалаторних ходів, застосовуваних у вітчизняному метрополітені. Вхідні споруди в більшості являють собою переважно компактні відкриті сходові і ескалаторні спуски. Відмінною особливістю є наявність ліфтових павільйонів (рис. 2).

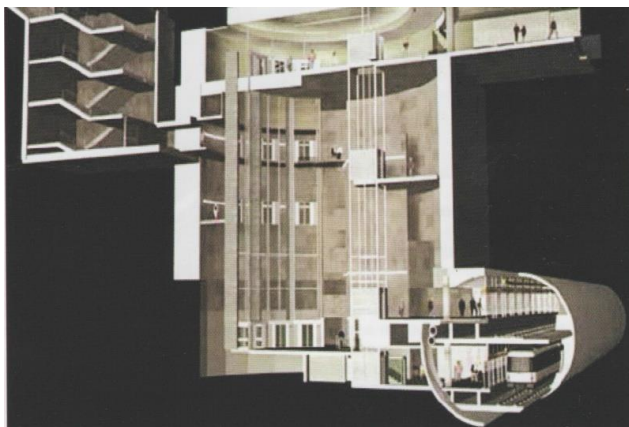


Рис. 2. Станційний вузол, що складається з ліфтового вестибюля і дворівневої станції.

Оскільки інженерно-геологічні умови будівництва лінії зазвичай різноманітні, змінюючись по трасі від нестійких водонасичених супісків до скельних порід з наявністю багаточисельних геологічних аномалій, то для спорудження тунелів метрополітену застосовуються гірничо-прохідницькі комплекси з активним привантаженням ґрунту.

Тунелі ділянки будівництва приймаються у двоколіїному виконанні діаметром вчорні 11,6 м (як у Мадриді, Іспанія) або 12,5 м (як у Єкатеринбурзі, Росія). При цьому в цьому ж перерізі облаштовуються бічні посадочні платформи, на перегонах потяги рухаються в одному рівні, переходячи в різні рівні в зонах станцій (рис. 3, 4). На саму платформу залишається близько шести метрів. Такий підхід також сильно економить час, адже будівельникам не доведеться витратити його на спорудження класичної величезної платформи, з боків якої йдуть шляху.

При спорудженні тунелів використовується високоточна обробка. Кільце обробки складається з восьми блоків. Поздовжні зв'язки між блоками забезпечуються за допомогою шпильок. Жорстка основа шляху виконується як з блоків заводського виконання, так і залівкою безпосередньо в тунелі (рис. 5). Зважаючи на велику продуктивність комплексу, транспортування породи здійснюється конвеєрами.

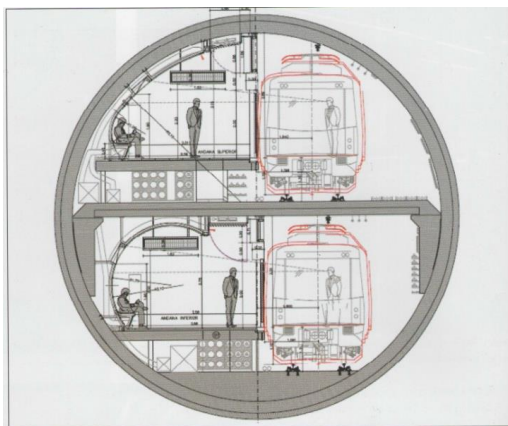


Рис. 3. Типовий переріз дворівневої станції



Рис. 4. Дворівневий тунель метрополітену

У районах зміни інженерно-геологічних умов проводиться зміна робочого органу прохідницького комплексу. Оскільки для зміни планшайби діаметром 11,6 м, потрібне спорудження стволу великого діаметру, в даних районах доцільна прибудова станції з розміщенням вестибюля в стволі діаметром 26 м. Таким чином, при проектуванні лінії метрополітену в частини розміщення станцій враховуються як містобудівні, так і інженерно-геологічні та технологічні умови.

Глибина станцій, що споруджуються в стволі, становить 45-70 м., Найбільша глибина перегінного тунелю – 80 м.



Рис. 5. Будівництво дворівневого тунелю

Слід відзначити, що при будівництві дворівневого тунелю немає необхідності зупиняти роботи на період зведення станції. При традиційній технології будівництва станцію доводилося будувати заздалегідь, виходити до неї прохідницьких комплексом і облаштувати її, що сильно затримувало будівництво гілки. При будівництві за новим проектом можна безперервно побудувати всю гілку метрополітену, і на перший етап експлуатації запустити тільки ключові станції, які для міста є життєво необхідними. А далі при можливості і наявності фінансування вже ввести в експлуатацію станції і в інших місцях.

Нові станції також є більш універсальними на випадок надзвичайних ситуацій, оскільки можна легко врізати якісь додаткові приміщення.

Проектом експлуатації дворівневого метрополітену передбачене впровадження інноваційного рішення – поїзди без машиністів, тобто запуск сучасної системи автоматизації, яка керує рухом поїздів, ескалаторів і роботою всіх інженерних систем аж до вентиляції. Кошти на реалізацію такої системи займають 1,5% від усього кошторису витрат на будівництво метрополітену, а при експлуатації дають економію в 50%. Кількість обслуговуючого персоналу при цьому скорочується на 60-70%.

ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ГІДРОТРАНСПОРТУВАННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН

Актуальність теми: Промисловий гідротранспорт транспортує гідросуміші різних фракцій із підвищеною абразивною здатністю, що обумовлюють інтенсивний знос обладнання. Процес зношування окремих елементів ПГТ залежить від режиму й умов транспортування, а також від фізико-механічних характеристик твердих часток і матеріалу поверхні. В даний час відсутня теоретична база системного аналізу процесів зношування і прогнозування залишкового ресурсу найбільш відповідальних елементів ГТС. Разом з тим прогнозування ресурсу устаткування промислового гідротранспорту є необхідною умовою його безаварійної ефективної експлуатації, оскільки передчасна заміна устаткування пов'язана з необґрунтованими витратами, а експлуатація зношених деталей може призвести до ще більш значних екологічних і економічних наслідків, пов'язаних із утратою коштовної сировини, порушенням технологічного циклу і масштабним забрудненням прилеглої території, що часто наносить непоправного збитку навколишньому середовищу. Створенню концепції достовірного прогнозування повинні передувати поглиблені дослідження закономірностей різних видів зношування (гідро абразивного, гідро ерозійного, кавітаційного і корозійного), чому і присвячена дана робота.

Методи дослідження:

Поставлені задачі розв'язувалися шляхом аналізу й узагальнення літературних джерел, аналізу впливу параметрів руху гідросуміші на режимні параметри роботи ГТУ та теоретичного впливу вартісних показників на раціональні конструктивні і витратні параметри.

Завдання вирішується шляхом прорахунку ряду варіантів і вибору такого варіанту, для якого критерій оптимальності приймає екстремальне значення. В якості цільової функції можуть прийматися наведені витрати, прибуток, термін будівництва та ін.

Розрахунок ґрунтується на техніко-економічному аналізі даних за варіантами. При цьому раціональним вважається варіант, у якого наведені річні витрати будуть найменшими, тобто

$$P_i = \mathcal{E}_i + \frac{C_i}{T_y} \rightarrow \min,$$

де P_i - наведені річні витрати i -го варіанта, грош. од/рік;

E_i - експлуатаційні витрати i -го варіанта, грош. од/рік;

C_i - капітальні витрати i -го варіанта, грош.од.;

T_y - встановлений термін окупності, років.

Завдання визначення проектних параметрів ГТУ на базі економіко-математичного моделювання та використання методів математичного експерименту. Зазвичай вихідними даними при проектуванні є: геодезична висота підйому пульпи від рівня суміші в зумпфі до виходу з нагнітального трубопроводу, фізичні характеристики корисної копалини і продуктивність установки по твердому.

Розроблена економіко-математична модель вперше використовує в якості функції мети повні витрати, наведені до терміну служби трубопроводу.

При розробці економіко-математичної моделі терміни служби насосного обладнання і трубопроводу ГТУ враховувалися відповідно до існуючих емпіричних залежностей.

за рахунок вибору конструктивних параметрів ГТУ облік вартісних факторів при розрахунку параметрів ГТУ забезпечує економічні процеси будівництва та експлуатації установок, але призводить до зменшення діаметра трубопроводу і відповідного зростання втрат напору і зниження ККД установки. Збільшення внутрішнього діаметра трубопроводу до певного значення приводить до зменшення повних приведених витрат на транспортування суміші за рахунок визначального фактора зменшення втрат напору і відповідного зменшення експлуатаційних витрат. Зі збільшенням внутрішнього діаметра трубопроводу понад цього значення переважаючим стає вартісний фактор за рахунок зростання капітальних витрат на гідротранспортний комплекс. Таким чином, крива залежності повних приведених витрат на транспортування від внутрішнього діаметра трубопроводу повинна мати мінімум, який досягається при згаданому значенні внутрішнього діаметра трубопроводу. Продуктивність насосної установки по твердому є функцією швидкості транспортування гідросуміші, яка в свою чергу залежить від діаметра нагнітального трубопроводу.

На основі встановлених закономірностей для розсіпів твердих частинок різних класів отримані залежності відносних сумарних приведених витрат від відносного діаметра нагнітального трубопроводу ГТУ при зміні щільності транспортування гідросуміші і

продуктивності установки по твердій фазі в досліджуваних діапазонах $\rho_{см} = 1100 \dots 1400 \text{ кг/м}^3$ і $G_{мс} = 165 \dots 415 \text{ кг/с}$.

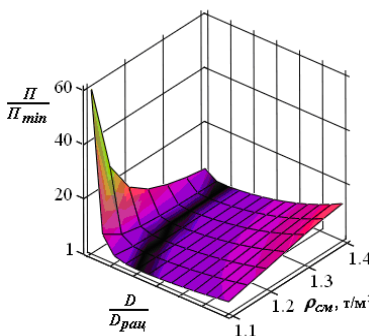


Рис.1

Темна смуга на одержаній поверхні (рис.1) відповідає мінімальним значенням відносних сумарних приведених витрат, що, в свою чергу, відповідає раціональним значенням відносного діаметра нагнітального трубопроводу ГТУ для досліджуваного діапазону значень щільності транспортування суміші. З аналізу залежності на рис. встановлено, що при зміні щільності гідросуміші значення раціонального діаметра нагнітального трубопроводу ГТУ змінюється по залежності

$$D_{рац} = \frac{a}{\sqrt{\rho_{см}}} + b \cdot \rho_{см} - c \text{ (в)}$$

діапазоні зміни $\rho_{см} = 1100 \dots 1400 \text{ кг/м}^3$

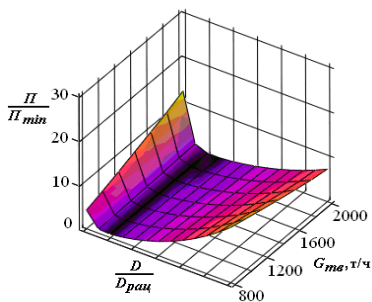


Рис.2

За залежністю (рис.2) встановлено, що зміна продуктивності гідротранспортної установки по твердій фазі в діапазоні $G_{мс} = 165 \dots 415 \text{ кг/с}$ призводить до зміни значення раціонального діаметра нагнітального трубопроводу по залежності для розсіпів.

Доцільним буде визначення раціональних швидкостей гідросуміші. На рис.3. представлено поле розподілу значень раціонального діаметру нагнітального трубопроводу ГТУ для діапазону зміни вихідних значень щільності транспортування суміші і продуктивності установки по твердій фазі.

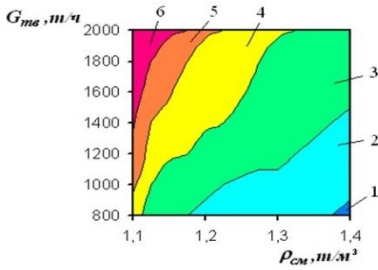


Рис. 3 1 – $D = 0,0-0,3$ м; 2 – $D = 0,3-0,4$ м; 3 – $D = 0,4-0,5$ м; 4 – $D = 0,5-0,6$ м; 5 – $D = 0,6-0,7$ м; 6 – $D = 0,7-1$ м.

Таким чином, основним визначальним параметром при розрахунку раціональних експлуатаційних характеристик

експлуатованої ГТУ є раціональна швидкість транспортування суміші

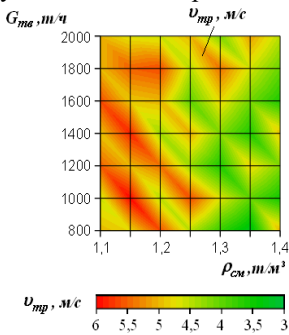


Рис. 4

Отримані значення раціональної швидкості транспортування гідросуміші $v_{рац}$ служать вихідними даними для розробки рекомендацій для регулювання параметрів насосів з метою забезпечення ефективної роботи експлуатованої ГТУ.

Висновки. Встановлені закономірності і отримані багатопараметричні залежності раціонального діаметра трубопроводу ГТУ на стадії проектування і раціональної швидкості транспортування гідросуміші при зміні умов експлуатації від щільності пульпи і продуктивності установки по твердій фазі. При збільшенні щільності гідросуміші значення раціонального відносного діаметра нагнітального трубопроводу ГТУ зменшується по залежності

$$D_{рац} = \frac{a}{\sqrt{\rho_{см}}} + b \cdot \rho_{см} - c.$$

Встановлено, що зміна продуктивності

гідротранспортної установки по твердій фазі в діапазоні $G_{тв} = 165 \dots 415$ к/с призводить до зміни значення раціонального діаметра нагнітального трубопроводу по залежності $D_{рац} = k \cdot G_{тв} + m$

В.В. Назаренко, студент
Н.І. Жукова, канд. техн. наук, ст.викл.,
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ВИБУХОВИЙ СПОСІБ ДРОБЛЕННЯ ЗАКАРСТОВАНИХ ПОРОДНИХ МАСИВІВ НА КАР'ЄРАХ ГІПСОВИХ РОДОВИЩ

Одним з основних напрямків при видобуванні корисних копалин на кар'єрах в умовах закарстованих масивів порід є забезпечення ефективності вибухових робіт. З огляду на сучасну тенденцію щодо освоєння та розробки нових гіпсових родовищ вимоги до ефективності і безпеки вибухових робіт значно підвищуються.

На практиці, у зв'язку з відсутністю детальних геологічних даних щодо структур колонок свердловин, які на підриваємому блоці підлягають заряджанню вибуховими речовинами (ВР), конструкцію свердловинного заряду формують без урахування зон перетину корінних порід з карстовими порожнинами, що призводить до непрогнозованих і небезпечних проявів вибуху. Зокрема, значно збільшується неякісний вихід гірничої маси (викиди негабаритних блоків) та проявляється сейсмонебезпечна дія вибуху на навколишні споруди.

Тому обґрунтування раціональних параметрів буропідривних робіт на кар'єрах в умовах гірського масиву з карстовими порожнинами та вдосконалення і впровадження ефективних способів дроблення цих порід з конструкціями свердловинних зарядів ВР, які б відповідали геологічній структурі колонок свердловин, і забезпечували якісне подрібнення гірського масиву є актуальним науковим завданням.

В основу розробки конструкції свердловинного заряду поставлено задачу підвищення ефективності руйнування закарстованих гіпсових масивів за рахунок направлення енергії вибуху на корисну руйнівну дію шляхом перерозподілу її за глибиною свердловини, розміщенням заряду ВР в місцях залягання корінних порід, типом ВР, який відповідає міцності гірської породи та відсутності ВР в місцях розташування карстових порожнин або прошарків м'яких порід. В місцях знаходження карстових порожнин розміщуються повітряні проміжки (рис. 1).

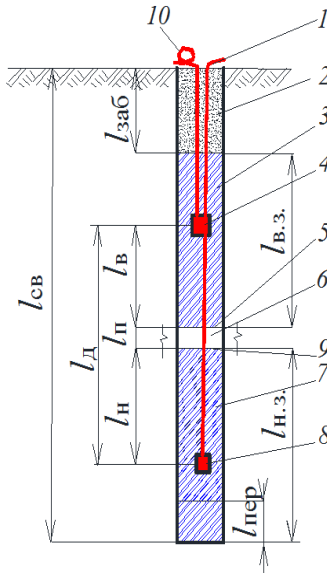


Рис. 1. Конструкція подовжених зарядів ВР у свердловині з карстовою порожниною: 1 – нитка хвилеводу нижнього бойовика (8); 2 – забивка; 3, 7 – верхній та нижній подовжені заряди ВР, відповідно; 6 – карстова порожнина; 4, 8 – верхній та нижній бойовики, відповідно; 5, 9 – стелина та підшва карстової порожнини (6), відповідно; 10 – петля в хвилеводі верхнього бойовика (4) для уповільнення; $l_{\text{д}}$ – відстань від верхнього (4) до нижнього (8) бойовика, м; $l_{\text{п}}$ – потужність карстової порожнини, м; $l_{\text{н}}$, $l_{\text{в}}$ – відстані від нижнього (8) та верхнього (4) бойовиків до підшви (9) та стелини (5) карстової порожнини (6), відповідно, м; $l_{\text{в.з.}}$, $l_{\text{н.з.}}$ – довжина верхнього і нижнього подовжених зарядів відповідно, м.

Руйнування закарстованих масивів гірських порід вибухом свердловинних зарядів пропонується здійснювати наступним чином. Для визначення геологічної структури пробурюють вертикальні свердловини за паспортом буропідричних робіт для даного масиву. Аналізуючи діаграму зміни потужності при бурінні свердловин встановлюють місце розміщення та геометричні параметри карстів. Згідно цього приймають конструкцію подовженого заряду, розділеного повітряним проміжком в частині свердловини з карстовою порожниною. Для забезпечення якісного руйнування гірського масиву з карстами верхній і нижній заряди в свердловині розміщують в місцях

залагання корінних порід, над і під порожниною або прошарками м'яких порід.

В залежності від місця встановлення ініціаторів (детонаторів) в кожному заряді ВР визначають інтервали їх сповільнення для забезпечення зустрічі детонаційних хвиль, які створюють умови для змикання карстової порожнини. В місцях перетину свердловини з порожниною розміщують повітряні або інертні проміжки. Забірку розміщують в усті свердловини. Після заряджання всіх свердловин проводять монтаж вибухової мережі та підривання блоку.

Таким чином, шляхом розташування свердловинних зарядів ВР в місцях залагання корінних порід, а в місцях перетину їх з порожнинами – повітряних проміжків, досягається їх рівномірне руйнування за рахунок використання посиленого поля напружень в зоні корінних порід і не допускається витрата енергії вибуху на негативну роботу в зоні порожнин. Це дозволяє створити умови зустрічної детонації хвиль, в яких енергію вибуху спрямовано на роботу деформування у відповідності зі структурно-геологічними умовами масиву гірських порід.

Запропонований вибуховий спосіб відбивки закарстованих породних масивів із застосуванням подовжених зарядів, розділених повітряним проміжком в частині свердловини з карстовою порожниною потребує обґрунтування як параметрів конструкцій свердловинних зарядів ВР, так і сітки їх розташування. При цьому розрахункові значення параметрів повинні відповідати умовам підривання за геометричними характеристиками розташування в плані підриваного об'єму порід та за витратами енергії вибуху на їх подрібнення. При цьому необхідний ступінь подрібнення закарстованих породних масивів досягається за рахунок більш повного і диференційованого врахування природних (міцність корінних порід, потужність порожнин тощо) і технологічних (маси кожного подовженого заряду, порядок їх ініціювання та інтервали уповільнення як всередині свердловинного заряду, так і між ними, орієнтування в просторі висаджуваного блоку тощо) чинників при проєктуванні параметрів і проведенні масового вибуху.

Для забезпечення ефективного дроблення закарстованих масивів необхідно правильно виконати розрахунок маси верхнього і нижнього свердловинних зарядів ВР, параметрів мережі свердловинних зарядів, та інтервалів сповільнення нижнього і верхнього детонаторів всередині свердловинних зарядів ВР, розділених карстовою порожниною.

К. М. Рибкін, студент
О.О. Фролов, д-р техн. наук, проф.,
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

АНАЛІЗ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ ШАРОШЕЧНОГО БУРІННЯ НА КАР'ЄРАХ З УРАХУВАННЯМ ВПЛИВУ МІЦНОСТІ ГІРСЬКИХ ПОРІД

Бурова техніка та технологія на кар'єрах представляють собою значну і складну систему. Її вивченню присвячена велика кількість досліджень, які спрямовані на вибір раціонального типу бурового обладнання в конкретних умовах застосування. З трьох основних способів буріння (шарошечний, обертальний і ударно-обертальний) переважає шарошечний спосіб, на частку якого припадає до 90-95 % всього об'єму буріння.

На відкритих гірничих роботах України використовуються різноманітні моделі закордонних виробників. Зокрема, верстати шарошечного буріння – СБШ-200 і СБШ-250 (Росія), Sandvik (Швеція), Atlas Copco (Швеція, США), Terex SKS (Великобританія, США) та ін. Верстати виготовляються в різних модифікаціях і відрізняються принципом побудови обертально-подаючих механізмів, що визначає їх конструктивний вигляд і технологічні можливості.

Аналіз практичних даних бурових робіт свідчить про великі економічні втрати, які мають місце на кар'єрах через значне відставання в застосуванні науково-технічних методів оптимізації процесів виробництва, зокрема процесу буріння свердловин. Це пояснює актуальність обраної теми досліджень для виробничих умов кар'єрів, на рівні яких в кінцевому рахунку реалізуються всі нововведення бурової техніки і технології.

Продуктивність верстатів шарошечного буріння СБШ-200 і СБШ-250 в 3-5 разів менше, ніж у бурових верстатів інших фірм. Більш висока продуктивність таких верстатів досягається перш за все за рахунок якості виготовлення, надійності, ефективності технічного обслуговування і експлуатації, застосування електронних систем управління і діагностики. Однак вони мають високу вартість в 3,5-4 рази більшу, вартості верстатів типу СБШ. Тому, на думку ряду фахівців, незважаючи на більш високу продуктивність і надійність в експлуатації закордонних машин (не менше ніж в 4-5 разів) в порівнянні з верстатами СБШ витрати на буріння 1 м³ порід будуть

приблизно однаковими, а в деяких випадках і вищими. Тут підтверджується відоме положення про те, що підвищення надійності, а, отже, продуктивності, обладнання пов'язано, як правило, зі значними витратами і має раціональні економічні межі.

Набагато більший вплив на економіку шарошечного буріння надає фактор правильного вибору і раціональної експлуатації шарошечні доліт. За життєвий цикл верстата типу СБШ (10 і більше років) витрати на витрачені шарошечні долота, як правило, в декілька разів перевищують вартість самої машини. Особливо велика ця різниця (в 5-8 разів) для важких верстатів, що застосовуються в породах високої міцності. У собівартості буріння порід з коефіцієнтом міцності $f > 12$ переважають витрати на долота, що досягають 60-64% від усіх витрат.

У гірських породах з відносно невеликим коефіцієнтом міцності ($f = 2-10$), що складають на відкритих гірничих роботах значну частку (від 25-35% на видобутку руд, алмазів і будівельних матеріалів і до 80-90% на вугільних розрізах), в 1,5-3 рази більшу продуктивність і економічність в порівнянні з шарошковими долотами можуть забезпечити дешеві і прості ріжучі долота, а в складно структурованих породах – зубчато-дискові долота і різні комбіновані інструменти.

В умовах кар'єрів рідко вдається досягти відповідності типів озброєння шарошечні долота властивостями порід, що підлягають бурінню, які часто змінюються в межах свердловини. Не забезпечується також рівності стійкості озброєння і опор. Відмова останніх є основною причиною непрацездатності шарошкових доліт, оскільки існуючими конструктивними рішеннями не ліквідується проникнення бурового дріб'язку в підшипники качіння опор.

Також важливим аспектом бурової технології є встановлення і підтримання раціональних режимів буріння. Найбільш повно ця задача вирішується визначенням апріорних програм оптимального управління процесом буріння, що реалізуються бортовими системами автоматичного управління (САУ). Параметри режиму буріння (осьове навантаження на долото P , швидкість обертання долота ω) за допомогою САУ регулюються автоматично.

Дослідженнями встановлено, що перехід на автоматичне керування процесом буріння підвищує продуктивність бурових верстатів на 15-18%, знижує собівартість буріння на 10%, збільшує термін служби (стійкість) бурового інструменту. Такі результати досягаються при виборі шарошкових доліт відповідно до міцності порід. В іншому випадку економічні втрати САУ, як правило, не компенсують. Вибір типу долота здійснюється незалежно від САУ.

На практиці вибір типів доліт і режимів буріння для верстатів залежить від компетенції інженерного персоналу кар'єрів, досвіду

машиністів бурових верстатів і здійснюється наближено. Періодично проводять порівняльні випробування за заводськими методикам, приймаючи рішення за двома показниками – стійкості доліт і швидкості буріння, що не є достатньою підставою без економічної оцінки. При виборі параметрів режиму буріння різниця між паспортними і довідковими рекомендаціями досягає 18-20% за максимальними осьовим навантаженням і 80% по швидкості обертання долота.

В даний час відбулося значне подорожчання бурових робіт на кар'єрах. У зв'язку з цим проблема підвищення ефективності техніки і технології буріння на відкритих гірничих розробках набула важливого значення. Для її вирішення можна виділити основні напрямки:

а) вдосконалення конструкцій бурових верстатів з метою підвищення їх надійності, оснащення САУ і бортовими комп'ютером, розвитку модульної комплектації на основі базових моделей;

б) вдосконалення і створення нових швидкохідних і зносостійких конструкцій бурових інструментів для ряду типізованих гірничо-геологічних і технологічних умов кар'єрів;

в) вдосконалення організації управління буровими роботами і форм сервісного технічного обслуговування бурових верстатів на великих кар'єрах, впровадження автоматизованих систем диспетчерського контролю роботи верстатів та ін.;

г) оптимізацію технологічного процесу буріння свердловин безпосередньо в промислових умовах діючих кар'єрів.

Також необхідно відмітити, що центральним в буровій системі «гірська порода-буровий інструмент-буровий верстат» є технологічний процес буріння, оскільки в ньому інтегрується взаємодія головних елементів, що визначають продуктивність і собівартість проходки свердловин. До таких елементів відносяться властивості порід, конструкція і якість бурового долота та параметри його силового руйнівного впливу на вибій.

Аналіз практичних даних свідчить про великі економічні втрати, які мають місце на кар'єрах через значне відставання існуючої практики в застосуванні наукових методів оптимізації виробництва. Відставання пояснюється не тільки суб'єктивними причинами, але й тим, що при існуючому рівні знань оптимізувати процес буріння свердловин можливо тільки на основі експериментального визначення параметрів базових технологічних залежностей на діючому об'єкті в конкретних гірничо-геологічних умовах.

Для аналізу техніко-економічних показників шарошечного буріння в першу чергу необхідно мати функціональні залежності стійкості

доліт, швидкості буріння і питомих витрат на буріння (S -критерій) від міцності гірських порід.

За результатами обробки методом кореляції великої кількості експериментальних даних встановлена функціональна залежність стійкості шарошкових доліт від коефіцієнта міцності порід, яка задовільно описується наступним рівнянням

$$l_d = \frac{R}{f^2}, \quad (1)$$

де R – коефіцієнт, що інтегрально відображає ресурс стійкості (рівень якості) шарошкових доліт; f – коефіцієнт міцності порід по М. М. Протодьяконову.

Аналіз численних експериментальних даних дозволяє висунути гіпотезу про те, що теоретична залежність визначення залежність стійкості шарошкових доліт відповідає умовам ефективного руйнування порід шарошечним долотом тієї чи іншої конструкції.

Для конкретного родовища (кар'єру) умова вибору типу долота за показником стійкості можна наближено представити виразом

$$l_{др} f^2 = R_p = \text{const}, \quad (2)$$

де $l_{др}$ – раціональна стійкість долота; R_p – раціональне значення інтегрального ресурсу долота, що відповідає умові ефективного (об'ємного) руйнування породи шарошечним долотом тієї чи іншої конструкції.

В якості R_p може прийматися його величина для типу долота, який показав найкращі результати при промисловому бурінні породи (або групи порід) відомої міцності (як правило, середньої буримості).

В умовах конкретного кар'єра при накопиченні достатніх статистичних даних і ретельному обліку міцності порід використання рівняння (1) дозволить в декілька разів зменшити трудомісткість і тривалість промислових випробувань нових шарошкових доліт, прогнозувати їх стійкість і виконувати прискорені розрахунки показників бурових робіт.

Більшість існуючих формул пов'язують швидкість буріння з фактором часу буріння, режимними параметрами і рідше з показниками властивостей порід. Однак, як показав аналіз експлуатації декількох сотень бурових верстатів на кар'єрах, буримість гірських порід може чинити вплив на продуктивність буріння набагато більший вплив, ніж інші чинники, такі, зокрема, як конструкція долота і режимні параметри.

Стосовно шарошечного буріння дослідженнями встановлено, що при оптимальному проведенні процесу буріння, під яким слід розуміти відповідність типу шарошкових доліт і режимних параметрів опору порід руйнуванню, має місце взаємозв'язок

$$V = \frac{K_v}{f}, \quad (3)$$

де K_v – деякий постійний коефіцієнт, який визначається умовами даного процесу руйнування.

Встановлено, що при оптимальному режимі буріння і відповідності типу шарошкових доліт міцності породи співвідношення K_v/f залишається практично незмінним і середня швидкість буріння визначається міцністю породи. Таким чином, для конкретного родовища величина раціональної швидкості буріння V_p за умовою відповідності типу долота і режиму буріння міцності породи може визначатися виразом

$$V_p f = K_{vp} = \text{const}, \quad (4)$$

де V_p – раціональна швидкість буріння; K_{vp} – раціональне значення постійного параметру, що відповідає умові ефективного руйнування породи тієї чи іншої конструкції.

Також дослідженнями встановлені залежності основних техніко-економічних показників (продуктивність бурового верстата Π_c і питомі витрати на буріння 1 м свердловини S) від міцності порід

$$S = \frac{At_B}{T_{3M}\eta} \left(\frac{f}{K_v} + t_B \right) + \frac{C_d f^2}{R}; \quad (5)$$

$$\Pi_c = \frac{T_{3M}\eta K_v}{f + K_v t_B}. \quad (6)$$

Наведені залежності дозволяють отримати узагальнену картину техніко-економічних показників шарошечного буріння на відкритих гірничих розробках.

Таким чином, представлена структурна схема технологічної системи «гірська порода - буровий інструмент - буровий верстат» вказує на значну складність процесу буріння вибухових свердловин і велику кількість факторів, що впливають на результати буріння.

Л.В. Степанюк, студент
 Науковий керівник: к.т.н., ст. викл. **Шайдецька Л.В.**
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

МЕТОДИ ВІДНОВЛЕННЯ МІСЬКИХ КАНАЛІЗАЦІЙНИХ КОЛЕКТОРІВ

Забезпечення надійної і безаварійної роботи систем водовідведення – одне з найважливіших завдань, що стоїть перед комунальними службами міст.

Дослідження причин виникнення аварій на колекторах дозволило узагальнити їх з визначенням рангу причини і частки аварій, до якої вона призводить (табл. 1).

Таблиця 1

Причини виникнення аварій на каналізаційних мережах

Причини руйнування	Частка аварій %
Корозія зводу	24
Стирання лотка	22
Руйнування колодязів	21
Руйнування тіла труб (зовні)	18
Руйнування стикового з'єднання	15
Разом:	100

Як відомо, велика частина каналізаційних трубопроводів і тунельних колекторів промислових центрів України, в т.ч. в Києві, побудована з бетону та залізобетону і експлуатується вже понад півстоліття. Головною причиною їх руйнування є зовнішня і внутрішня корозія.

В процесі експлуатації залізобетонні колектори піддаються агресивному впливу як зовні (від ґрунтових вод), так і всередині (від транспортованих вод). Результати досліджень свідчать про те, що руйнування труб під дією ґрунтових вод і ґрунтів становить близько 10% всіх випадків корозійного пошкодження.

При проектуванні каналізаційних тунельних колекторів необхідно особливу увагу звертати на контроль наявності корозії і склад транспортуєчих стічних вод, а також на забезпечення якісного обслуговування каналізаційних мереж. В будь-якому випадку в проєкті повинні бути передбачені заходи щодо запобігання утворенню сірководню в каналізаційному тунельному колекторі.

Приклади руйнувань зводової частини каналізаційних тунельних колекторів наведені на рис. 1, 2.



Рис.1. Внутрішня поверхня каналізаційних тунельних колекторів, зруйнована корозією



Рис.2. Руйнування обробки і тюбінгу каналізаційних тунельних колекторів в результаті впливу корозії

Ремонт і відновлення пошкоджених каналізаційних колекторів проводиться відкритим або закритим способом. Відкритий спосіб має значні переваги, якщо глибина залягання мережі незначна і є сильні локальні пошкодження великої кількості приєднаних каналів. При

цьому забезпечуються належні якість і довговічність стикових з'єднань.

Закритий спосіб ремонту мереж водовідведення дозволяє уникнути недоліків, характерних для відкритого способу. Це, перш за все, обмеження або незначне обмеження руху транспорту.

Значний ефект досягається при використанні методу вставок із застосуванням коротких труб з полімерних матеріалів. Через стартові котловани здійснювалося опускання в існуючий колектор модулів, скручування їх між собою за допомогою різьблення і подальше обварювання екструзійним зварюванням. Після закінчення протягування і зварювання модулів міжтрубний простір ін'єктується цементно-піщаним розчином. На останньому етапі виконувався демонтаж сталевих і дерев'яних кріплень в котлованах зі зворотним засипанням і благоустроєм території.

В таблиці 2 наведено найбільш поширені способи відновлення працездатності колекторів.

Таблиця 2

Способи відновлення працездатності колекторів

Спосіб	Основні вимоги			
	санація з метою захисту від корозії	застосування для посилення конструкцій кріплення	максимальний діаметр після відновлення	застосування на ділянках з високими (понад 4 м/с) швидкостями течії стоків
Санація поліетиленовими трубами з подальшим заповненням міжтрубного простору бетоном	+	±	-	-
Санація склопластиковими трубами з подальшим заповненням міжтрубного простору бетоном	+	±	-	±
Внутрішня оброблення з торкрет-фібробетона і торкрет-бетону, армованого склопластиковою арматурою	+	+	+	+
Умовні позначення: + спосіб використовується і ефективний; ± обмежене застосування способу; - спосіб не використовується або неефективний				

Також є цікавим метод відновлення колектору з використанням склопластикових труб при монтажі таких труб особливу увагу необхідно приділяти їх стикуванню.

Якщо руйнування оброблення колектору незначне, ефективним є метод відновлення шляхом нанесення покриттів з використанням різних матеріалів. При виборі тих чи інших методів нанесення покриттів в кожному конкретному випадку необхідний ретельний аналіз стану колектору, в т.ч. наявність на конструкціях вологи, хімічний склад ґрунтових вод, можливість ретельного очищення стін від продуктів корозії.

Методи нанесення покриттів закритого (замкнутого) шару на внутрішні стіни використовуються для відновлення або підвищення опору фізичним, біологічним, хімічним і біохімічним впливам зсередини, для усунення нових утворень інкрустацій, для відновлення або підвищення статичної несучої здатності і водонепроникності колекторів. Покриття може наноситися як по всій поверхні, так і частково, по лотковою або сводовою частини колектору (рис. 3).

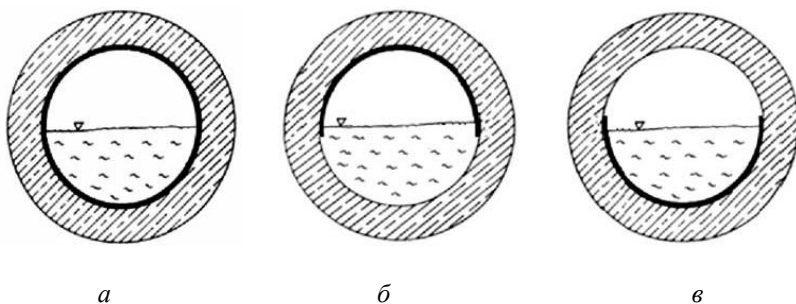


Рис. 3. Варіанти нанесення покриттів тунельних колекторів: *a* – суцільна облицювання; *б* – часткове облицювання склепіння; *в* – часткова облицювання лотка

Метод відновлення склепінчастої частини колектору може відбуватися шляхом армування зруйнованої обробки композитною арматурою зі склопластику і нанесення на неї торкретфіробетону. Для даного методу можуть розглядатися варіанти з використанням поліакрилової, вуглецевої і поліпропіленової фібри.

Вибір методу відновлення колектору повинен обґрунтовуватися техніко-економічним аналізом та умовами застосування в кожному конкретному випадку.

ВСТАНОВЛЕННЯ ОСОБЛИВОСТЕЙ ПРОЦЕСУ ФОРМУВАННЯ ЕКРАНУЮЧОЇ ЩІЛИНИ ПРИ КОНТУРНОМУ ПІДРИВАННІ НА КАР'ЄРАХ

Одним з негативних наслідків при проведенні масових вибухів на кар'єрах є руйнування законтурного масиву гірських порід. Це спричиняє зниження стійкості відкосів уступів, приводить до виположування укосів у порівнянні із проектом і вимагає додаткових витрат на штучне зміцнення укосів уступів або рознесення бортів з метою відновлення транспортних берм на граничному контурі кар'єру, а також значно ускладнює наступне виконання буропідривних робіт (БПР). Для усунення вказаних недоліків застосовують метод контурного підривання, який, за рахунок створення екрануючої площини, дозволяє отримати відносно рівну і стійку поверхню відкосу уступу та зменшити об'єм руйнування за проектним контуром.

На даний час досягнуто значного прогресу в області застосування контурного підривання на відкритих гірничих роботах. Однак не вирішений ряд ключових питань, пов'язаних з вибором раціональних параметрів контурного підривання, прогнозною оцінкою і вибором методів підвищення ефективності спеціальної технології формування кутів укосів уступів. Одним з найбільш істотних недоліків є те, що вимоги стійкості уступів не враховується при виборі параметрів БПР. Вплив спеціальних методів ведення вибухових робіт на стійкість відкосів уступів лише констатується після виконання робіт.

У практиці знайшли застосування три способи контурного підривання: гладке підривання, підривання контурних зарядів одночасно з основними промисловими свердловинами і попереднє щілеутворення. Спосіб гладкого підривання передбачає підривання оконтурюючих зарядів після розпушування породи в приконтурній зоні. Він забезпечує відбійку найбільш порушеної частини гірського масиву і отримання гладкої поверхні відриву по лінії оконтурюючих зарядів вибухових речовин. Спосіб повністю відповідає вимогам високої точності оконтурювання профільованої виробки і знайшов застосування в шахтному будівництві.

Другий спосіб передбачає використання контурних зближених свердловин з невеликими зарядами ВР, які підриваються одночасно з

основними рядами свердловин. Такий підхід є спрощеним, але він не повністю забезпечує недоторканість гірського масиву за контуром блоку, що руйнується.

Спосіб попереднього щілеутворення передбачає підривання свердловини, що пробурені по контуру блоку, раніше основних свердловин або до підходу вибухових робіт на цій ділянці. При цьому ще до вибуху основних зарядів дроблення по проектному контуру створюється екрануюча щілина. Наявність такої щілини дозволяє знизити в 2-4 рази напруження на фронті хвилі стиснення, що генерується вибухом основних зарядів, і тим самим, зменшити ширину зони деформацій.

Екрануюча щілина по проектному контуру створюється шляхом одночасного підривання ряду зближених околтурюючих свердловинних зарядів. Заряди, розташовуються в свердловинах рівномірно по всій довжині. Конструктивно можуть використовуватися заряди з гірлянд патроніваних вибухових речовин (ВР), шлангові заряди сипучих ВР у оболонках, а також заряди з повітряним проміжком. Наявність повітряного зазору сприяє гасінню ударних хвиль. В результаті навіть при використанні бризантних вибухових речовин дія вибуху на масиві наближається до дії фугасних ВР.

Незважаючи на різні підходи до реалізації вищезазначених способів, в усіх них за результатами підривання контурних свердловин утворюється тріщина або шар зруйнованої гірничої маси, який екранує ударні хвилі, тобто запобігає проходженню їх в законтурний гірський масив. Тому принципової різниці між наведеними способами не існує. У зв'язку з цим якість контурного підривання і вплив на нього різних факторів можна розглядати для всіх зазначених способів разом.

Відповідно до теорії вибуху при проходженні по вибуховій речовині детонаційної хвилі утворюються газоподібні продукти детонації, тиск яких досягається в початковий період кількох сотень тисяч атмосфер.

Швидке розширення продуктів детонації приводить до стрибкоподібної зміни тиску і щільності в навколишньому середовищі (гірському масиві), тобто генерується ударна хвиля. При оптимальних параметрах контурних зарядів тиск на фронті ударної хвилі на стінках свердловин істотно знижується і вона швидко трансформується у хвилю напружень. Це підтверджується повною відсутністю зони зминання на збережених слідах контурних свердловин.

У зоні дії хвиль напружень руйнування масиву відбувається за рахунок розтягуючих напружень. Динамічні напруження, які викликані вибухом контурного заряду, діють протягом лише десятків

мікросекунд, і приводять лише до деякого ослаблення масиву за рахунок збільшення довжини тріщин, що були в масиві.

Подальший розвиток тріщин визначається квазістатичними напруженнями, викликаними тиском газоподібних продуктів детонації на стінки свердловин. Тривалість фази тиску газів вибуху при підриванні 15-40 метрових уступів становить 8-20 мс.

Сумарні напруження від сусідніх зарядів визначає напрямок максимального руйнування масиву по лінії зарядів. По мірі віддалення від площини розташування зарядів, сумарні значення напружень від вибуху сусідніх зарядів знижується. На деякій відстані значення розтягуючих напружень стає рівним динамічній міцності породи. Ця умова визначає найбільше відхилення границі зони дроблення окремостей від площини розташування зарядів для будь-якої її точки.

Реальний масив зазвичай розсічений декількома системами тріщин і, крім того, має ряд хаотично орієнтованих тріщин, що значною мірою ускладнює механізм утворень екрануючого шару із подрібненої породи. При крупноблочній будові масиву, коли розміри структурних блоків перевищують або близькі до прийнятого значення відстані між оконтурюючими зарядами, природна тріщинуватість мало впливає на ширину зони подрібнення по лінії зарядів. У цьому випадку ширина цієї зони по лінії зарядів порівняно витримана, а поверхня відкошу виходить найбільш гладкою. Виключенням є випадок, коли площина розташування контурних зарядів паралельна (або перетинає під малим кутом) основній системі природних тріщин. У цьому випадку відбувається розкриття вже наявних у масиві тріщин при незначному утворенні нових.

При мілкоблочній будові масиву і відсутності тріщин, паралельних площині розташування зарядів, ширина зони інтенсивного дроблення знижується. Це пояснюється частковим розвантаженням масиву за рахунок можливості деяких переміщень по тріщинам різних систем і нерівномірним розподілом навантажень на сусідні структурні блоки по лінії зарядів. Значно менші розміри структурних блоків у порівнянні з відстанню між зарядами визначають наявність поверхонь ослаблення (міжблочних тріщин) у безпосередній близькості від площини зарядів. Для руйнування масиву по міжблочним тріщинам не потрібно настільки високих напружень, як для руйнування окремостей. Тому в мілкоблочному масиві зона подрібнення по площині оконтурюючих зарядів обрамлена зоною руйнування по міжблочним тріщинам. Останнє є причиною великої нерівності поверхні укосу в порівнянні з великоблочним масивом. Спостереженнями встановлено, що ці нерівності зазвичай становлять одну чверть від відстані між зарядами, а в найбільш несприятливих випадках можуть досягати половини

відстані між зарядами, що сходиться з теорією існування ізотропних зон. Однак нерівність поверхні укосу не характеризує стійкість уступу. На кар'єрах немає необхідності в досягненні ідеально гладкої поверхні укосу і застосуванні певного ступеню нерівності для оцінки правильності обраних параметрів контурного підривання.

При завідкосці уступу, складеного мілкоблочними породами, у випадку розміщення оконтурюючих зарядів у площині, що перетинає систему яскраво виражених тріщин під малим кутом, утворення екрануючої щілини відбувається за рахунок розкриття декількох тріщин цієї системи і часткового дроблення окремостей по лінії зарядів. Поверхня укосу, при цьому, має східчастий вигляд. Сліди свердловин зберігаються погано.

Враховуючи високу швидкість росту тріщин у породі (від 200 до 1800 м/с) і відносно невелику відстань між оконтурюючими зарядами (до 3,0 м), можна оцінити час, необхідний для утворення суцільної тріщини по лінії зарядів. Навіть за припущенням, що тріщини розвиваються тільки від свердловин, час, необхідний для зростання тріщин і утворення суцільної щілини складе мілісекунди, що майже на порядок менше часу підтримки продуктів детонації вибухової речовини у підривній порожнині. Настільки значна різниця дозволяє вважати, що дроблення породи по лінії свердловин відбувається при впливі розтягуючих напружень, викликаних квазистатичним тиском продуктів детонації, рівним середньому тиску в свердловині в початковий момент навантаження.

По мірі розкриття щілини тиск знижується і у деякий момент урівноважується реакцією масиву. Розкриття щілини в цей момент досягає свого найбільшого значення. Подальше зниження тиску продуктів детонації приводить до часткового схлопування щілини за рахунок пружного відновлення форми деформованих окремостей і часткового розкриття міжблочних тріщин. Повному схлопуванню екрануючої щілини, можливо, перешкоджає наявність у ній твердого заповнювача із подрібненої породи. Незалежно від ширини зони подрібнення і розкриття щілини, порожнина заповнена на 25-35%. За структурою екрануючий шар являє собою набір пластиноподібних шматків породи, тріщини між якими частково заповнені затисненими шматками породи більш дрібних фракцій. Всі шматки перетерпіли деякі переміщення в процесі витікання продуктів детонації.

Klymenko I.V., student
Kucharchuk O.O., student
Supervisor: senior lecture **V.V. Mamrai**
Zhyhtomyr State Technological University

WORLD EXPERIENCE OF RECLAMATION OF NON-METALLIC ROCK DUMPS

Introduction. Construction work requires a large amount of building materials. It should be noted that any construction works are impacted by nature. In construction works of various types, sand, granite and other materials can be used. In addition to the construction work is being carried out on the extraction of minerals. Works of this type are marked by changes in the landscape of the earth, which are manifested in the form of quarries and dumps. It has recently been established that all changes in the surface of the earth must be restored. Restoration is necessary in connection with the fact that natural recovery can last for many years or it may not be at all. In order to restore by artificial means, the reclamation of quarries of building materials is used.

Reclamation is a complex of organizational, technical, biotechnological and legal measures, which are carried out with the purpose of soil restoration, improvement of the condition and productivity of lands after extraction mineral resources.

The processes of the reclamation are divided into two stages: mining, biological.

Mining reclamation (mining technical restoration) is carried out in accordance with the approved reclamation project. The complex of measures of mining technical reclamation includes: reduction to a rationally possible minimum of the area for mining; application of such technologies, which assure the maximum reduction of harmful effects of mining on the environment; separate removal and preservation of soil-vegetation layer; selective formation of dumps and covering their surface with a layer of fertile soil or the placement of external dumps in ravines, beams and other unsuitable areas; restoration or construction of new access roads to the reclaimed territory.

Biological reclamation is carried out by a mining enterprise or special organizations. Biological recultivation, depending on specific conditions, is carried out in two main directions: agricultural - restoration of fertility of disturbed lands; forestry - restoration of disturbed lands to a condition suitable for the cultivation of effective tree species, shrubs, etc .

The world experience in land reclamation is only around 80 years old. The first land reclamation work was carried out in 1926 in areas affected by mining operations (USA, Indiana). Widespread development in Europe and the United States has been reclaimed in prewar years, and mainly after the Second World War.

Aim and methods. To date, this problem has found a solution in creating a vegetation cover on the reclamation surfaces of the dump. For this purpose, hydrosowing of perennial grasses, which may include water, soil, sawdust, seeds, small doses of mineral fertilizers, film-forming materials, etc., is used. Planting the surface of dumps with the help of perennial grasses and woody shrub vegetation, selected for specific conditions, weakens erosion processes, increases the stability of slopes and accelerates the formation of multi-tier communities of biota.

In the practice of reclamation, method of hydrosowing is developed as a chemical-biological method of biological reclamation of slopes. This method was tested and began to give positive results, both in foreign and domestic quarries.

From the usual crop hydrosowing differs by the method of distribution of seed material, in which the uniform distribution of seeds on the strengthening surface is carried out by a jet of a special emulsion mixture. Distributed emulsion forms a protective layer, which creates favorable conditions for germination of seeds, promotes the preservation of heat and moisture in the soil, and improves the water-thermal regime for plants.

Mulching materials, bending, give an additional nutrient medium, and the forming film prevents erosion.

The composition of the emulsion mixture includes: mulch material, bitumen emulsion, herbal and mineral fertilizer seeds. In foreign practice, as mulch, a rod of straw, hay, sawdust, leaves, pine needles, soybeans, etc., is used as mulch. For the activation of the processes of soil formation into the composition of the hydro-mixture, bacterial preparations containing complexes of microorganisms are involved in the transformation of phosphorus and nitrogen and in the accumulation of organic matter.

At present, reclamation in this way is carried out in Germany, England, the United States and other countries.

Also airsowing, seeding on steep slopes by hydraulic fill, landing manually are widely practiced. Of great importance is the selection of species of wood and bush plants, the most resistant to complex environmental conditions, which is based on observation of natural overgrown dumps.

Conclusions. The non-metallic rocks dumps for a long time remained a big problem for the environment and human life. In this work, attention was paid to one of the methods of reclamation through gardening of dumps, in particular the use of hydrosowing.

Скачков А.А., гірничий інженер,
ПАТ «Північний ГЗК»
Тітов Д.А., студент, 2-й курс, гр. ЗГР-17-2
Науковий керівник: **Жуков С.О.**, д.т.н., проф.
Криворізький національний університет

УДОСКОНАЛЕННЯ КОНСТРУКЦІЙ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ ДЛЯ ОРІЄТОВАНОГО РУЙНУВАННЯ МАСИВУ

Практика свідчить, що уступи, висотою до 10 м з вертикальними укосами, тривалий час (місяці та навіть роки) зберігають стійкий стан, але поблизу бровки створеного уступу при його наступному обдурюванні перший ряд свердловин доцільно проходити до повного прибирання розвалу підірваної маси, яка в даній ситуації слугує підпірною стінкою-контрфорсом.

Пропонуючи нові рішення щодо конструкцій свердловинних зарядів, призначених для орієнтованого руйнування масиву з попереднім його знеміцненням та диференційованим енергонасиченням, автори змушені були дослідити й можливі геомеханічні наслідки. Результати досліджень свідчать про те, що фактичний стан східного борту кар'єра «Північний» ПАТ ГЗК «Укрмеханобр» забезпечується нормативним коефіцієнтом запасу стійкості (КЗС). Виконані розрахунки показали, що його значення по характерним розрізам перевищують нормативне на $1,0 \div 4,2\%$, і запропоновані геометричні параметри цього борту (кути нахилу укосів, ширина берм) відповідають нормативним критеріям стійкості на термін $3 \div 10$ років. Тому, з виходом борту на граничний контур, стає можливим здвоєння та потроєння неробочих уступів. Застосування вертикальних укосів уступів (крім контурних) у поєднанні з пропонованою послідовністю підривання зарядів у згрупованих попарно рядах забезпечує уніфікацію свердловинних зарядів, та знижує на $5 \div 7\%$ питому витрату ВР.

За цих умов в якості основного застосовувався заряд, розроблений й запатентований авторами, ц якому вибухова свердловина вклучас основний свердловинний заряд емульсійної вибухової речовини (ЕВР) з бойовиком, розташованим у нижній його частині. Від бойовика до поверхні уступу простягаються через основний свердловинний заряд ЕВР хвилеводи неелектричної системи ініціювання, де вони приєднуються до поверхневої вибухової мережі. Над основним зарядом розташовано забивний матеріал, у якому розміщено запираючий заряд (ЗЗ), що складається з ЕВР, розташованої у

поліетиленовій оболонці, з бойовиком, виготовленим з патрону ЕВР, обмотаного двома нитками ДШ, які з нижнього торця опускаються в основний заряд для сприйняття імпульсу детонації від нього. При цьому, згідно з нормативами, для передачі імпульсу детонації до ДШ достатньо його довжини 20 см, ще 2 см надається на випадок витрушування тенової серцевини із кінців ДШ, а основна частина магістралі ДШ забезпечує обгін детонації по ДШ відносно основного заряду до запираючого з метою забезпечити його одночасне спрацювання із завершенням детонації в основному заряді або на кілька мілісекунд раніше. У процесі обгону детонації по ДШ необхідно зберегти від ушкодження ним пухирців в основному заряді ЕВР, які є джерелами зародження детонації в ньому. Для цього на ДШ одягнуто гофровану пластикову трубку, яка утримується від зісковзування з ДШ вантажем, закріпленим скотчем до ДШ на межі 22 см від його кінців. Він своєю масою утримує ДШ від скручування, бо в окремих експериментах без нього скручений ДШ часто розташовувався над свердловинним зарядом, що призводило до відмов детонації.

Конструкція ослабленого заряду парних рядів – для попереднього знеміцнення породи й утворення екрануючої щілини – також розроблялася авторами, але у різних варіантах для різних умов реалізації.

Незважаючи на візуальну складність, технологічно заряди формуються досить просто: авторами розроблено й успішно випробувано на практиці спосіб, за якого по довжині полімерного зарядного рукава розігрітим металевим полозом з двох боків проплавляються майбутні камери шлангового типу потрібного діаметра, після чого рукав вивертається навиворіт, привантажується в зав'язаний кінець кількома кілограмами породного дріб'язку й опускається орієнтовано відповідно лінії екрануючої щілини у свердловину. Бокові ж, вже внутрішні, ємності дуже просто і швидко заряджаються за допомогою звичайної шахтної пневмозарядної установки, а основний об'єм заповнюється – традиційно. Тріщиноутворюючі бокові лінійні заряди можуть формуватися й з патронів ВР, а в особливо щільних і крихких породах з зовнішньої сторони зарядного рукава вздовж ліній його пропайки доцільно розташовувати джуги ДШ, примикаючи до стінок свердловини для утворення початкових лінійних концентраторів напружень. Фіксація ДШ здійснюється скотчем. Бокові лінійні високоефективні заряди, прилеглі до стінок свердловини, при підриванні створюють на них, або розвивають утворені ДШ початкові тріщини – концентратори напружень, які за декілька мілісекунд, розвиває основний заряд.

Передбачено також можливість формування кумулятивних жолобів у ВР, які після ущільнення здатні зберігати набуту форму. Для цього рукав після «пропайки» не вивертається, а щільно зав'язується з одного кінця, привантажується й орієнтовано опускається у свердловину, бокові трубки рукава заповнюються стиснутим повітрям від ресивера зарядної машини, після чого заповнюється зарядна порожнина.

Діаметр зарядного рукава визначається досить просто, а усі маніпуляції з ним легко виконуються за допомогою звичайного скотчу.

Конструкції та ВР основного й щільноутворюючого зарядів визначаються, залежно від характеристик порід, критичних діаметрів ВР, співвідношення акустичної жорсткості порід зі швидкістю детонації ВР, а також від мети та вимог щодо результатів підривання масиву.

Промислові випробування диференційованого енергонасичення породних масивів вибухом базувалися на результатах передуючих їм теоретичних досліджень й експериментів. Узагальнення виконаних вишукувань дало змогу уточнити механізм енергетично-просторового навантаження масиву та побудувати більш адекватну й узгоджену модель його руйнування.

Разом з тим, експериментальні вибухи з реєстрацією реальних деформацій та напружень в породному масиві навколо зарядів ВР виявили дещо нижчі показники, порівняно з розрахунковими. Дослідивши напружений стан та структуру масиву, ми встановили головну причину даного розходження – вплив системних макротріщин, які розділяють масив на окремі блоки. А виконавши компаративний аналіз значень названих відхилень зі значеннями розкриття тріщин, розробили спрощений метод компенсації його в розрахунках шляхом введення відповідного коефіцієнту K_{cm} , який відрізняється від запропонованого раніше k_{cm} , тим, що враховує не тільки рівень заповнення тріщин мінеральним дріб'язком, але й досліджену окремо кінетику вибуху й інерційний фактор проходження пружною хвилею через макроріщину. Фізичний сенс даного коефіцієнту полягає в «сходинковому» зрізанні амплітуди пружної хвилі при її поширенні через блоки або шари породи у поєднанні з пластичними деформаціями приповерхневих зон макротріщин, зумовленими рухом породи при розгляді масиву як сукупності пружних стержнів. З урахуванням даних факторів ми пропонуємо визначати даний коефіцієнт в межах зон інтенсивних вибухових навантажень як

$$K_{mp} = \sqrt{f \cdot \rho_{mp}} \left(1 - \frac{r_{\phi.x.} \cdot g_{mp}}{A} \right)^{(1-\rho_{mp})},$$

де f – міцність породи; ρ_{mp} – рівень заповненості тріщини породним дріб'язком, визначається відношенням об'єму заповнювача V_3 до об'єму тріщини V_{mp} ($\rho_{mp} = V_3/V_{mp}$); $r_{\phi.x.}$ – відстань від заряду до фронту хвилі; g_{mp} – показник питомої тріщинуватості масиву, визначається відношенням середньої ширини системних тріщин, нормальних напрямку руху хвиль ($g_{mp} = \delta_{mp}/l_{mp}$).

Уведення даного коефіцієнту значно покращує збіжність результатів теоретичних розрахунків й експериментальних реєстрацій щодо визначення взаємодії енергії вибуху з породним масивом.

Аналіз процесів виконувався стосовно зазначеного кар'єру «Північний», на якому велася реалізація диференційованого енергонасичення порід в умовах сухих свердловин найпростішою ВР – Грануліт КМ, для якої виміряні значення щільності заряджання і швидкості детонації складають відповідно 1020 кг/м³ і 3850 м/с, а розрахункова теплота вибуху – 980 ккал/кг. Розрахункове для цих умов значення політропи (n) становить 1,8, що є в межах, характерних для порошкоподібних ВР (1,5÷2,0). Масову швидкість у площині Чепмена-Жуге (ω , м/с) обчислено за формулою: $\omega = v/(n+1) = 3850/(1,8+1) = 1375$ м/с, а тиск детонаційної хвилі на площині $P_2 = v \cdot \omega \cdot \Delta / g = (3850 \cdot 1020) / 9,81 = 5,504 \cdot 10^8$, Па. Відомо, що цей тиск – удвічі більший стаціонарного тиску у свердловині: $P_{св} = 5,504 \cdot 10^8 / 2 = 2,752 \cdot 10^8$ Па; оскільки довжина заряду – 4 м, а його діаметр – 0,25 м, то площа, що сприймає означений тиск, становить – 3,61 м². Загальна площа хвилі з циліндричної частини і двох півкуль від торців заряду на момент виходу її на межу воронки дроблення складає 267,42 м², що – у 74 рази більше початкової (3,61 м²). З урахуванням витрат енергії на руйнування порід (наприклад, 20%) отримаємо тиск – близько 3,0 МПа. В той же час, при підході хвилі до площини покрівлі уступу, тиск в ній складе близько 0,5 МПа, а біля площини укусу уступу – ще менше.

Описане підтверджує, що для уступів, висотою до 11 м, зменшення маси зарядів в парних рядах, розподілення зарядів у групі на окремі серії і початок ініціювання в кожній серії саме зі зменшених за масою зарядів, змушує ці зменшені заряди віддавати більше енергії на утворення відбиваючої щілини, розвиток знеміцнюючих поруд мікротріщин, формування відбитих хвиль від вільних поверхонь, долання інерції масиву, що разом узятє полегшує роботу з подрібнення порід основним зарядам у непарних рядах, зменшує загальні витрати ВР, а відтак – збільшує ККД зарядів ВР.

Результати дослідження пройшли виробниче випробовування й упроваджені в кар'єрі «Північний» ПАТ ГЗК «Укрмеханобр» у 2011-2017 рр. із загальним об'ємом підірваної гірничої маси 831923 м³, при цьому економія ВР «Грануліт КМ» склала 72 т. Загальний економічний ефект склав 360 тис. грн.

УДК 622.232.72

Вусик О.О., Тодінг А.Р., аспіранти;
Науковий керівник: **Пижик А.М.**, к.т.н., доц.;
Криворізький національний університет

АНАЛІЗ ПРОДУКТИВНОСТІ ТА ЕФЕКТИВНОГО ЗАСТОСУВАННЯ ГІРНИЧИХ КОМБАЙНІВ ФРЕЗЕРНОГО ТИПУ НА ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ

На залізорудних кар'єрах Кривбасу досягнуто значної глибини розробки залізорудної сировини при виконанні буро-підривних робіт разом з використанням подекуди вельми застарілого гірничого обладнання. А це в свою чергу негативно впливає на техніко-економічні показники роботи гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК).

З пониженням глибини розробки спостерігається погіршення гірничотехнічних та гірничо-геологічних умов видобутку руд разом з підвищенням цін на енергоносії та на виконанням буро-підривних робіт. Усе це спонукає до пошуку шляхів переходу на безвибухову розробку породних масивів за рахунок застосування сучасних фрезерних комбайнів.

Для визначення технічної продуктивності кар'єрного комбайну фрезерного типу використовується наступна формула, м³/год

$$Q_{mex} = V_k B h$$

де V_k – робоча швидкість комбайну, м/год; B – ширина проходу комбайну, яка відповідає довжині його барабану, м; h – глибина фрезерування шару порід, м.

Формула потребує врахування коефіцієнтів екстенсивного й інтенсивного застосування, відповідно $k_{екс}$ і $k_{інт}$. Конструктивний параметр B залежить від вибору типорозміру комбайна та знаходиться в межах 1900÷4200 мм для комбайнів фірми «Wirtgen». Чим від більший – тим меншу кількість проходів виконує комбайн, що впливає на зменшення витрат часу розробки породного масиву, але в той же час ускладнюється маневреність комбайну. Інші параметри залежать від організації гірничих робіт.

Виконано аналіз сучасного стану відкритих гірничих робіт на закордонній практиці. Розглянуто застосування в різних гірничотехнічних і гірничо-геологічних умовах кар'єрних комбайнів в комплексі з гірничим обладнанням, які дозволяють знизити собівартість розкривних і видобувних робіт.

Кар'єрні комбайни у порівнянні з ЕКГ (екскаваторами кар'єрними гусеничними) не мають строгої залежності від висоти уступу та мають можливість розробляти породний масив за значно більшої висоти уступу. Для цього немає необхідності збільшувати їх габарити, так як металоємність та габаритність комбайна KSM – в 2-6 рази менші, ніж у ЕКГ при однаковій розрахунковій продуктивності. В них значно менші лінійні і вагові конструктивні параметри, а також вища продуктивність.

При безвибуховій розробці порід на закордонних гірничовидобувних підприємствах широкого розповсюдження набули технології пошарового фрезерування гірських порід, які відзначаються відносно низькою собівартістю їх розробки і високою продуктивністю при застосуванні кар'єрних комбайнів фрезерного типу.

Нові технологічні рішення із застосуванням сучасної високопродуктивної техніки, направлені на удосконалення ведення розробки на глибоких кар'єрах, відпрацювання руд з метою розширення області застосування технології пошарового фрезерування, покращити техніко-економічні показники гірничовидобувного підприємства зі зменшенням негативного впливу на навколишнє середовище.

При виборі раціональної технології розробки залізорудного родовища велике значення має глибина залягання покладу, форма і потужність покладу, кут падіння покладу, міцність гірських порід і продуктивність кар'єру по руді і по розкривних породах. В умовах розробки крутоспадного родовища найбільшого розповсюдження набули транспортні системи розробки із застосуванням комбінованого транспорту. Розробка крутоспадних родовищ корисних копалин характеризується досягненням значних глибин ведення гірничих робіт, через що скорочується активна робоча зона та зменшується ширина робочих площадок, а також знижується продуктивність гірничотранспортного комплексу по вилученню розкривних порід. При застосуванні кар'єрних комбайнів підвищується раціональність використання внутрішньокар'єрного простору, збільшується робоча зона при зменшенні ціликів.

Оцінка ефективного застосування кар'єрних комбайнів фрезерного типу формується на основі різних показників його роботи.

Саме відсутність єдиної думки вчених і науковців в цьому питанні та неоднорідність переважної більшості показників впливу на оцінку ефективної роботи заважають сформулювати єдиний підхід до визначення цієї оцінки, що в свою чергу призводить до протиріччя та розбіжності отриманих результатів в даному напрямку.

Визначення оцінки ефективності застосування фрезерних комбайнів ускладнюється впливом значної кількості факторів на ефективність застосування даного високопродуктивного гірничого обладнання. Урахування всіх факторів і визначення їх впливу в той чи інший мірі на ефективність роботи сучасного виймально-навантажувального обладнання є проблематичним, а в деяких випадках – неможливим.

Виходячи з наведеного вище, для вирішення даного питання використовуються загальні показники впливу на ефективність застосування кар'єрних комбайнів фрезерного типу. До яких відносяться коефіцієнт екстенсивного застосування гірничого обладнання в часі і коефіцієнт інтенсивного застосування гірничого обладнання по потужності.

Коефіцієнт екстенсивного застосування кар'єрного комбайна визначається за формулою

$$k_{екс} = t_e / T$$

де t_e – час ефективної роботи комбайна фрезерного типу із заданою продуктивністю, год; T – календарний час, год.

Коефіцієнт інтенсивного застосування фрезерного комбайна визначається за формулою

$$k_{инт} = Q_{ф} / Q_T t_e$$

де $Q_{ф}$ – фактична продуктивність кар'єрного комбайна за місяць, м³; Q_T – технічна продуктивність кар'єрного комбайна за годину, м³.

В деяких роботах здійснюється порівняння досягнутої продуктивності комбайна з його теоретичною продуктивністю.

Виконується оцінка ефективності роботи фрезерного комбайна з допомогою коефіцієнта застосування комбайна по продуктивності. В інших випадках науковці схильні до точки зору, щоб здійснювати оцінку степеня використання фрезерного комбайна з допомогою коефіцієнта продуктивного застосування в часі. Обрання лише одного з представлених показників зробить оцінку одностороннього характеру без урахування іншого.

У зв'язку з цим для переходу на безвибухову розробку родовищ, виникає необхідність адаптувати технологію пошарового фрезерування порід до умов розробки породного масиву, коли вже створено параметри елементів системи розробки діючою технологією

ведення відкритих гірничих робіт. Більш детально розглянемо існуючий взаємозв'язок між коефіцієнтом інтенсивного використання і продуктивністю фрезерного комбайна.

З наведених формул видно, що експлуатаційна продуктивність фрезерного комбайна є функцією коефіцієнтів екстенсивного й інтенсивного застосування, відповідно $k_{екс}$ і $k_{інт}$.

Коефіцієнт екстенсивного застосування комбайна в часі в свою чергу залежить від організації і планування виймально-навантажувальних робіт. Цей коефіцієнт також є не лише показником оцінки ефективності використання кар'єрних комбайнів, але і показником ефективності застосування технологічної схеми його роботи.

Коефіцієнт інтенсивного застосування фрезерного комбайна залежить від фізико-механічних властивостей гірських порід, професіоналізму обслуговуючого персоналу, параметрів елементів системи розробки.

Для вирішення поставлених завдань використовується комплексний метод, котрий враховує теоретичні узагальнення практичного досвіду традиційної та безвибухової розробки породного масиву, проведені в цьому напрямку численні моделювання на основі методу кінцевих елементів, а також техніко-економічний аналіз отриманих результатів виконаних досліджень.

УДК 622.271

Азарян В.А., к.т.н., доц.; **Олейнік С.О.**, магістр, аспірант;

Тітов Д.А., студ., гр. ЗГР-17-2,

Науковий керівник: **Жуков С.О.**, д.т.н., проф.

Криворізький національний університет

РОЗВИТОК СИСТЕМ УПРАВЛІННЯ СИРОВИННОЮ ЯКІСТЮ СКЛАДНИХ ДИНАМІЧНИХ РУДОПОТОКІВ

Проблема управління якістю рудопотоків актуалізувалася наприкінці 20-го сторіччя, коли вміст корисного компонента в руді почав стійко знижуватися після відпрацювання найбільш багатих ділянок родовищ. Рудопотік – це вантажопотік, сформований шляхом змішування руди із видобувних забоїв, який характеризується об'ємом руди, вмістом корисного компонента і амплітудою його коливань. Фінальний рудопотік – це інтегрований вантажопотік, який формується з рудопотоків одного або декількох кар'єрів та інших джерел сировини і фактично є вхідною рудою збагачувального виробництва.

Управління якістю є неможливим без оперативного контролю в усіх технологічних процесах. Слід зазначити, що на сьогодні жоден ГЗК України не має загальної системи оперативного контролю якості, яка охоплює основні технологічні етапи. До завдань контролю якості також належить визначення оптимального періоду опробування забоїв. Забезпечення обумовленого рівня якості та стабілізація його амплітудних коливань у фінальному рудопотоці ГЗК за важливістю, складністю та масштабами є актуальною науковою проблемою тому що оптимальні режими збагачення можуть бути забезпечені тільки за обмежених відхиленнях вмісту корисного компонента в цьому рудопотоці.

Мета даних досліджень – обґрунтування теоретичних та технологічних засад управління якістю залізовмісної сировини генералізованого комплексу рудопотоків ГЗК з мінімізацією амплітудних і часових коливань вмісту корисного компонента в гарантованих межах інтервалу, що задається. При цьому вирішуються наступні задачі досліджень:

1. Виконується комплексний структурно-функціональний аналіз існуючих технологічних схем гірничо-транспортної диспетчеризації, систем контролю й управління якістю руд в умовах відкритих гірничих робіт.

2. Визначаються основні «вузькі місця» і формулюються цілі та завдання створення нової технології управління якістю інтегрованих рудопотоків ГЗК.

3. Досліджуються залежності точності контролю й ефективності управління якістю рудопотоків від властивостей гірничої маси та технологічних факторів в кар'єрах.

4. Досліджується цільовим чином залежність прогнозних показників прибутку ГЗК від середньоквадратичного відхилення (СКВ) та значення мінімаксного коефіцієнта («minimax») вмісту корисного компонента в загальному рудопотоці.

5. Розробляється методика обґрунтування періоду опробування в.к.к. в забоях кар'єру, що не знижує якісних характеристик сформованого рудопотоку. Досліджується взаємозв'язок між оперативністю зняття інформації про вміст корисного компонента в забоях кар'єру і показником прибутку ГЗК.

6. Обґрунтовується застосування мобільного дробильно-сортувального радіометричного комплексу як частини технології управління якістю рудопотоків ГЗК з урахуванням технологічного, екологічного, енергозберігаючого й економічного ефекту.

7. Розробляється й обґрунтовується принцип генералізації управління якістю фінального інтегрованого рудопотоку в масштабах окремого ГЗК або їх групи.

8. Розробляється принципова схема й алгоритм функціонування нової технології управління якістю залізвмісної сировини генералізованого комплексу рудопотоків ГЗК.

9. Розробляється алгоритм оцінки ефективності застосування технології управління якістю генералізованого комплексу рудопотоків в умовах залізрудних комбінатів України.

10. Розробляється комплексний критерій оцінки ефективності технології управління якістю генералізованого комплексу рудопотоків ГЗК, який пов'язує якісні характеристики рудопотоку, фактичний обсяг руди на збагачення, вихід з неї концентрату та собівартість переробки.

Основний зміст і результативність представлених досліджень полягає в наступному:

1. Уперше було сформульовано й обґрунтовано ідею застосування в масштабах ГЗК технології управління якістю залізвмісної сировини генералізованого комплексу рудопотоків на основі поєднання усіх засобів контролю якості, сортування і шихтовки.

2. Установлено й теоретично обґрунтовано вплив періоду опробування забоїв кар'єру на прогнозні значення прибутку ГЗК з урахуванням середньоквадратичного відхилення вмісту корисного компонента в рудопотоці, що дозволяє визначати інтервал зняття інформації про в.к.к., за якого значення прибутку ГЗК суттєво не знижується.

3. Набула подальшого розвитку методологія формування рудопотоку з вмістом заліза, обмеженим мінімаксним коефіцієнтом на основі синергетичного ефекту від об'єднання систем контролю й управління якістю, що дозволяє здійснювати постійний моніторинг фактичного вмісту в потоці з коригуванням навантаження на забої видобутку в разі виходу амплітуди коливань за межі заданого діапазону.

4. Аналітичним обґрунтуванням удосконалено економіко-математичну модель формування рудопотоку з амплітудою коливань в гарантованих межах на основі встановленої залежності прогнозного прибутку від стабільності цього вмісту в рудопотоці при заданому значенні середньоквадратичного відхилення. Встановлено, що зростання середньоквадратичного відхилення у фінальному рудопотоці на одиницю зумовлює падіння річного прибутку ГЗК на 10÷12 %.

5. Уперше теоретично обґрунтовано застосування мобільного дробильно-сортувального радіометричного комплексу в залізорудному кар'єрі як елементу технології управління якістю рудопотоків, що виконує функцію якісного фільтру з відсікання некондиційної гірничої маси, видобутої в забоях приконтатної зони «руда-порода», за встановленим порогом сортування з урахуванням критерію бінарності середовища, що забезпечує технологічний, екологічний, енергозберігаючий та економічний ефект, підвищуючи якість руди мінімум на 5 % і знижуючи частку некондиційної гірничої маси, яка направляється на збагачення.

6. Розвинуто теорію оцінки ефективності технології управління якістю рудопотоків на підставі комплексного критерію, що враховує співвідношення фактичного і планового значень вмісту заліза в сформованому рудопотоці, фактичний обсяг руди, що направляється на збагачення, вихід концентрату і собівартість збагачення.

Наукове значення даного дослідження полягає в подальшому розвитку теорії управління якістю рудопотоків з обґрунтуванням технолого-теоретичних засад управління якістю залізовмісної сировини вже на рівні генералізованого комплексу рудопотоків ГЗК на основі встановлених залежностей, які впливають на точність контролю й ефективність даного управління.

Практичне значення отриманих результатів полягає в тому, що:

1. Розроблено алгоритм роботи й обґрунтовано функціональну схему технології управління якістю залізовмісної сировини генералізованого комплексу фінальних рудопотоків гірничо-збагачувальних комбінатів.

2. Розроблено методика визначення оптимальної тривалості періоду опробування забой кар'єрів на основі статистичних даних за критерієм мінімізації втрати інформації.

3. Розроблено алгоритм оцінки можливості та доцільності застосування технології управління якістю залізовмісної сировини генералізованого комплексу рудопотоків гірничо-збагачувальних комбінатів.

4. Розроблено технологічну схему й обґрунтовано застосування мобільного дробильно-сортувального радіометричного комплексу як частини технології управління якістю рудопотоків для зниження засмічення руд в приконтатних зонах покладів. Радіометричний модуль виготовлено в науково-дослідній лабораторії КНУ й випробувано на залізних рудах Криворізького басейну.

Григор'єв Ю.І., к.т.н., асистент;
Федоренко С.О., ст. викладач;
Науковий керівник: **Жуков С.О.**, д.т.н., проф.
Криворізький національний університет

ЗАДАЧІ ОПТИМІЗАЦІЇ ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ТЕХНОГЕННОГО РОДОВИЩА ТА ВПЛИВ ЙОГО МІСТКОСТІ І ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ НА ЕКОНОМІЧНІСТЬ ВІДПРАЦЮВАННЯ

Зростання перспектив матеріального виробництва збільшує потребу в мінеральній сировині, а отже й обсяги продукції гірничо-збагачувальних комбінатів, що сприяє пошуку нових джерел залізних руд. Також ускладнення умов ведення відкритих гірничих робіт і ринкова кон'юнктура вимагають пошуку нових, економічно доцільніших підходів щодо ведення відкритих гірничих робіт. Комплексне освоєння родовищ і є одним з найбільш перспективних та реальних напрямків покращення техніко-економічних показників гірничовидобувних підприємств. Цілеспрямоване формування техногенних родовищ з оптимальними параметрами стосовно даної мети і подальше їх відпрацювання є одним з основних напрямів комплексного освоєння.

Існуючі технології формування і відпрацювання техногенних родовищ не позбавлені багатьох недоліків і вимагають подальшого вдосконалення. Для умов Криворізького залізорудного басейну, що є сировинною базою найпотужнішого гірничовидобувного комплексу України, питання комплексного освоєння родовищ набуває все більшої значущості. За різними оцінками, у Криворізькому басейні накопичено близько 8 млрд т промислових відходів, а щорічний економічний збиток від забруднення навколишнього середовища оцінюється в 300 млн доларів.

Зазвичай, розробка техногенних родовищ насипного типу стримується низькими економічними показниками їх відпрацювання й організаційними складнощами формування такого техногенного родовища. Вплинути на цю ситуацію можна шляхом пошуку та розробки ефективних технологій формування і відпрацювання родовища даної категорії, що забезпечують оптимальні значення їх головних параметрів.

Отже, визначення таких оптимальних значень є важливою й актуальною науковою задачею. До основних параметрів техногенного родовища можна віднести кількість ярусів, кут укосу борта, розміри основи, місткість та виробничу потужність розглянутого об'єкту. Кут укосу борта техногенного родовища залежить від фізико-механічних властивостей порід, ступеня їх розпушення і вологості. Максимальна ж кількість ярусів у свою чергу залежить від кута укосу і розмірів основи техногенного родовища.

Очевидно, місткість техногенного родовища впливає на питому собівартість його формування та відпрацювання, а виробничу потужність залежить від його місткості. Тому було досліджено сукупний вплив цих факторів на кінцеву собівартість залізородної продукції. Для цього було розглянуто два випадки: при постійній місткості техногенного родовища і при постійній виробничій потужності. В першому випадку виробничу потужність техногенного родовища буде змінюватись у залежності від терміну відпрацювання останнього. Встановлено, що зі збільшенням терміну відпрацювання та, відповідно, зменшенням виробничої потужності техногенного родовища питоми витрати на його формування та відпрацювання зростають. Для другого випадку термін відпрацювання змінюється в залежності від місткості техногенного родовища.

Отримані результати дозволили скласти просторово оптимальний масив даних для обох випадків. Це дозволило дослідити сукупний вплив означених параметрів на собівартість формування та відпрацювання техногенного родовища.

Проведений багатофакторний регресійний аналіз методом найменших квадратів для функції з двома аргументами і математичне моделювання головних параметрів техногенного родовища дозволили зробити висновок, що питома собівартість формування та відпрацювання такого родовища знаходяться у прямій залежності від його місткості, та у зворотній – від виробничої потужності. В той же час виявлено, що місткість техногенного родовища має більший вплив на питому собівартість його формування та відпрацювання, ніж його виробничу потужність.

Подальші наукові дослідження будуть направлені на математичне моделювання комплексів механізації відпрацювання техногенного родовища й оптимізацію параметрів елементів системи розробки.

Сучасні світові тенденції щодо впровадження ресурсозберігаючих технологій спонукають у якості такого джерела розглядати відходи гірничо-збагачувального виробництва, які займають великі площі родючих земель і погіршують екологічний стан навколишнього середовища. Окрім того, залучення таких відходів у вторинну переробку обумовлене ускладненням гірничого-геологічних умов та дорожчанням процесу вилучення мінеральної сировини безпосередньо з надр.

В більшості випадків розробка насипних техногенних родовищ є економічно доцільною. Це пояснюється меншими витратами на підготовку, екскавацію і транспортування гірської маси. Також терміни освоєння техногенних родовищ є значно меншими, ніж геогенних, оскільки період розкриття – значно коротший, чи зовсім відсутній.

Крім того, необхідно розробити ефективну схему освоєння техногенного родовища, ґрунтуючись на показниках стану масиву, гірничотехнічних умовах розробки, а також способу розкриття і формування робочої зони.

Така технологія відпрацювання техногенного родовища була розроблена. При цьому формування техногенного родовища відбувається за звичайною, прийнятою на підприємстві технологією відвалоутворення.

Відпрацювання техногенного родовища відбувається за наступною схемою. На борту техногенного родовища на опорах монтується система відкритих рудоскатів. Пневмоколісні навантажувачі рухаються по поверхні техногенного родовища, виймають необхідний вид техногенної сировини і доставляють її до приймальної ємності рудоскату. Гірська маса гравітаційним транспортом по відкритому рудоскату доставляється до вібраційного живильника і перепускається до залізничного транспорту.

Виявлено, що на техніко-економічні показники роботи підприємства впливають, не тільки прийняті комплекси механізації, а й співвідношення основних параметрів техногенного родовища. Так, в ході досліджень було виявлено одночасний вплив місткості техногенного родовища і виробничої потужності при його відпрацюванні на собівартість. В той же час є очевидним, що виробнича потужність техногенного родовища залежить від його місткості.

Тому напрямом подальших досліджень є визначення раціональних співвідношень місткості техногенного родовища і

його виробничої потужності, а значить – і оптимальних строків відпрацювання.

УДК 622.271.324: 005.71

Луценко С.А., к.т.н., доц.; **Титов Д.А.**, студ., гр. ЗГР-17-2,
горно-металлургический факультет;
Заярский Р.С., магистр, ПАО «АрселорМиттал Кривой Рог»;
Научный руководитель: **Жуков С.А.**, д.т.н., проф.
Криворожский национальный университет

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО РУДНОЙ ПРОДУКЦИИ ПРИ ИЗМЕНЕНИИ ПОТРЕБНОСТИ В НЕЙ

Одним из важнейших условий эффективной разработки любого месторождения, является обоснованное определение его производственной мощности. При этом производительность карьера по руде относится к стратегическим проектным решениям, которые в случае возникшей необходимости весьма трудно изменить.

На современном этапе развития открытых горных работ горнодобывающие предприятия работают с постоянной производственной мощностью, в то время как на рынках минерального сырья наблюдается существенное колебание цен и спроса на железорудное сырье. Предусмотреть эти колебания в долгосрочной перспективе практически невозможно, потому что они в основном зависят от состояния мировой экономики, политической ситуации в стране и т.д. Поэтому, при работе карьеров с постоянной производственной мощностью, возникают дополнительные расходы, связанные с хранением нерезализованной готовой продукции на складе – в период падения спроса, а также предприятия упускают возможность увеличить прибыль в период роста спроса из-за невозможности оперативной интенсификации производства для покрытия потребности рынка. В связи с этим изменились цели отечественных горных предприятий. Первостепенное значение приобрели вопросы обеспечения конкурентоспособности, которая зависит от принятой стратегии развития горных работ. В этих условиях производительность горного предприятия должна корректироваться в соответствии с изменяющимися внешними условиями на протяжении всего срока его эксплуатации. Те существенно повысить экономическую эффективность разработки возможно за счёт реализации гибкого изменения объемов добычи при

изменении спроса на добываемую продукцию. Производительностью необходимо управлять, как на уровне отдельного карьера или группы карьеров ГОКа, так и на уровне группы предприятий одного владельца с целью получения максимума прибыли. Если в состав горно-обогатительного комбината входит несколько карьеров, то производительность каждого из них следует определять, исходя из наибольшей эффективности работы ГОКа.

Увеличение потребности в полезном ископаемом приводит к увеличению объемов производства, при этом коэффициенты вскрыши не изменяются, снижение спроса – к уменьшению объемов добычи полезного ископаемого, простоям оборудования, зданий и сооружений, сокращению трудящихся, снижению коэффициента использования оборудования во времени. При этом для снижения себестоимости товарной продукции уменьшаются коэффициенты вскрыши.

Однако существующие методики планирования горных работ не предусматривают изменения производительности карьера по руде в течение длительных периодов разработки месторождения. Кроме этого отсутствуют механизмы по обоснованному выбору производственной мощности карьера и режима горных работ с учетом их взаимосвязи при изменении потребности в железорудном сырье.

Следствием этого является наличие на предприятиях отставания по вскрышным работам, возникновение внеплановых временно нерабочих бортов за счет нарушения закона соразмерного ведения работ и развития карьерного пространства, а также – формирование временно нерабочих бортов в добычной зоне, что является недопустимым. Поэтому возникает необходимость в адаптации горных производств к меняющимся условиям рынка.

В связи с этим была разработана методика перераспределения производительности группы карьеров, входящих в состав горно-обогатительного комбината, которая учитывает взаимосвязь режима горных работ и производительности по руде при изменении потребности в железорудной продукции.

На примере Анновского и Первомайского карьеров, входящих в состав Северного ГОКа, было выполнено перераспределение производительности по руде без изменения общей стратегии производства товарной продукции комбината.

Производительность по руде – один из основных параметров карьера, определяющих экономические показатели открытой разработки любого месторождения полезных ископаемых. Каковой бы не была потребность в полезном ископаемом, ее стремятся удовлетворить с минимальными затратами на вскрышные работы.

Снижения текущих коэффициентов вскрыши можно достичь за счет уменьшения ширины рабочей площадки до минимальной ее величины. При этом считают, что достигается максимальное значение производительности карьера по руде. Известно, что увеличение ширины рабочей площадки приводит к снижению количества рабочих уступов, т.е. к снижению производительности. Вместе с тем при работе с минимальной шириной рабочей площадки практически исчезает резерв запасов полезных ископаемых и пород, готовых к выемке. А учитывая то, что режим горных работ должен обеспечить достижение заданной производительности карьера по руде, возникают сомнения в возможности работы карьера с заданной производительностью при минимальной ширине рабочей площадки.

Проектной практикой и многими исследованиями доказано, что экономически целесообразно производительность по полезному ископаемому и горной массе выдерживать постоянной в течение длительных периодов работы карьера. Поэтому возникает необходимость в усреднении объемов вскрышных работ по периодам разработки. Для этого в процессе работы карьера необходимо регулировать угол откоса рабочего борта. Большое внимание многими учеными уделяется влиянию угла откоса рабочего борта карьера на объемы вскрышных работ. При этом не учитывается влияние угла откоса рабочего борта карьера на производительность по руде.

Исследование взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины фронта горных работ показали, что при минимальном значении ширины рабочей площадки длина фронта горных работ имеет максимальное значение, а объем готовых к выемке запасов – минимальное. При увеличении ширины рабочей площадки длина активного фронта горных работ уменьшается, а запас руды готовый к выемке – увеличивается. Это говорит о том, что производительность карьера должна определяться, не только исходя из максимальной интенсивности развития горных работ (максимальной расстановки добычных экскаваторов), но и с учетом взаимосвязи ширины рабочей площадки и длины активного фронта горных работ, которые обеспечивают в карьере необходимый объем готовых к выемке запасов.

Обосновано, что область возможных решений по определению и усреднению эксплуатационных коэффициентов вскрыши должна определяться, исходя из тех углов наклона рабочего борта карьера, которые обеспечивают заданную (плановую) производительность по руде. При этом: чем больше

производительность по руде – тем меньше область регулирования режима горных работ.

Установлено, что при определении области регулирования режима горных работ необходимо исходить, не только из углов откоса рабочих бортов карьера, обеспечивающих нормальные условия производства горных работ, но и учитывать возможность достижения заданной производительности карьера по руде. В общем случае область возможного регулирования режима горных работ ограничивается на графике $V = f(P)$ кривыми, построенными для случаев работы карьера с шириной рабочей площадки, обеспечивающей заданную производительность по руде, исходя из максимальной интенсивности развития горных работ и из обеспеченности нормативов готовых к выемке запасов.

Доказано, что при развитии горных работ с минимальной шириной рабочей площадки производительность карьера, исходя из резерва готовых к выемке запасов, будет значительно ниже максимально возможного ее значения.

В процессе разработки железорудных месторождений карьерами, соотношение объемов добычи руды и выемки вскрышных пород определяется проектами, которые составляются согласно норм технологического проектирования. Установленное соотношение определяет необходимые параметры системы разработки для эффективной и безопасной добычи полезного ископаемого.

Такая работа считается нормальной и определена требованием формировать рабочую зону карьера с рабочей площадкой, включающей нормативные запасы руды и вскрышных пород, готовые к выемке.

Увеличение производительности карьера по руде приводит к увеличению ширины рабочих площадок. Поэтому выполнение заданной производительности карьера по руде возможно за счет изменения режима горных работ вследствие корректировки параметров системы разработки для обеспечения нормативных запасов руды, готовых к выемке. При этом объемы вскрыши возрастают, как за счет краткосрочного увеличения скорости горизонтального подвигания каждого вышележащего горизонта, так и за счет изменения режима горных работ. Невыполнение данного объема вскрыши при увеличении производительности по руде приведет к нарушению законов развития карьерного пространства и – как следствие этого – неплановому накоплению объемов вскрышных пород. Этот процесс принято называть отставанием вскрышных работ от проектного положения.

В результате отставания вскрышных работ на карьерах уменьшилась ширина рабочих площадок, сократился активный фронт горных работ, были созданы стесненные, а иногда и опасные условия для работы горнотранспортного оборудования. В таких условиях составление производственных программ предприятий, а в последующем и их выполнение, становится все более проблематичным, что подтверждается практикой производства.

Выполнением анализа научных публикаций в области регулирования режима горных работ было установлено, что в процессе определения ширины рабочей площадки при заданной производительности карьера по руде учитывается только длина активного фронта по руде и вскрышным породам на момент оценки. При этом не учитывается влияние на фронт горных работ изменения ширины рабочей площадки.

Выведены формулы для определения текущих коэффициентов вскрыши при расширении рабочих площадок, а также объемов задолженности по вскрыше. Расчеты показали, что при увеличении производительности карьера по руде коэффициент вскрыши увеличивается, как за счет уменьшения угла откоса рабочего борта карьера, так и за счет краткосрочного увеличения скорости горизонтального подвигания каждого вышележащего горизонта по отношению к нижележащему вследствие расширения рабочих площадок.

Усовершенствована методика определения вскрышных работ, обеспечивающих в карьере нормальные условия добычи полезного ископаемого при изменении производительности карьера по руде, как в случае вовлечения в разработку одного, так и нескольких участков рабочей зоны карьера.

Применение методики возможно и в случае, когда горные работы не достигли проектных контуров карьера по уровню дневной поверхности, и в случае погашения горных работ при выходе рабочих бортов на проектные контуры.

Кроме этого при увеличении производительности карьера по руде, за счет вовлечения в разработку нескольких участков рабочей зоны карьера характеризующихся различными коэффициентами вскрыши, усовершенствованная методика учитывает, что скорость горизонтального подвигания, а также ширина рабочей площадки, должны определяться отдельно для каждого участка в зависимости от его производительности.

Ясінська А.О., студент
Войналович О.О., студент
 Науковий керівник: к.т.н., доц. **Камських О.В.**
Житомирський державний технологічний університет

ОПТИМАЛЬНІ ПАРАМЕТРИ ЗАСТОСУВАННЯ СУЧАСНИХ ВИДОБУВНИХ КОМПЛЕКСІВ ПРИ РОЗРОБЦІ БЛОЧНИХ КАР'ЄРІВ

Видобування блоків природного каменю здійснюється переважно вибуховими та механічними способами, серед яких, в останні роки, алмазно-канатне різання набуло широкого розповсюдження. Незважаючи на низку переваг даного способу, таких як: малі експлуатаційні втрати каменю, висока якість отриманої поверхні блоку, високий ступінь автоматизації процесу розпилювання; його використання потребує належного наукового супроводу, що вирішує певні питання в процесах видобування блочної сировини алмазно-канатним способом.

Ефективність застосування технології видобування за допомогою алмазно-канатного різання обмежується якістю проведення підготовчих робіт (встановлення алмазно-канатної установки з допоміжним обладнанням, проведення зустрічного буріння свердловин, що потребують високої точності) та високою вартістю алмазного канату.

На техніко-економічні показники відділення моноліту від масиву впливають ряд показників а саме:

- його лінійні розміри (H, L, B),
- режими роботи канатопильної установки;
- міцність природного каменю, що видобувають.

При цьому економічну оцінку роботи канатопильної установки необхідно здійснювати з урахуванням технічних показників: продуктивності різання, питомої витрати електроенергії і алмазного інструменту. Питомі експлуатаційні витрати (грн/м²), що затрачають на відділення моноліту від масиву за допомогою канатопильної установки при цьому можна визначити використовуючи такі залежності:

$$C_s = \frac{C_0}{K_{\text{вн}} \cdot \Pi} + b \cdot A \cdot C_e + b \cdot R \cdot \gamma_a \cdot C_i, \quad (1)$$

де C_0 , – вартість роботи канатопильної установки (грн/год);
 C_e – вартість електроенергії (грн/кВт·год);

C_i – вартість алмазного інструменту (грн/карат);
 $K_{ey}=0.75$ – розрахунковий коефіцієнт використання канатопильної установки в часі;

Π – технічна продуктивність канатопильної установки, m^2/c ;

b – ширина пропилу (даний показник відповідає діаметру алмазоріжучої втулки гнучкого інструменту), м;

A – питома робота резання, Дж/м³;

R – питома витрата алмазного інструменту, м³/м³;

γ_a – вміст алмазів в одиниці об'єму алмазнесучого шару інструменту, карат/м³.

Перший доданок рівняння представляє собою витрати на амортизаційні відрахування камерізного обладнання з урахуванням витрат на обслуговування і ремонт та заробітну плату оператору $KП C_{AO} + ЗП$; другий доданок – це витрати на електроенергію, яка споживається двигуном в процесі різання C_{EE} , а третій – витрати, пов'язані з витратою алмазного інструменту C_{Ai} .

На практиці переважно застосовують основні дві схеми управління роботою канатопильної установки.

При роботі за першою з схемою на пульті управління задають силу струму певної величини та завдяки цьому витримують постійну потужність головного приводу ($N = const$), однак при цьому змінюють швидкість подачі візка канатопильної установки ($V_n = var$). При цьому завдяка зворотньому зв'язку є можливість відстеження зміни потужності енергії основного двигуна і звести цю зміну до нуля за рахунок збільшення або зменшення швидкості обертання двигуна механізму подачі. Зі зміною швидкості подачі прямо пропорційно змінюється і силовий режим різання, тобто величина контактної тиску інструменту на породу ($\sigma_n = var$).

При застосуванні ж другої схеми – візку канатопильної установки шляхом використання реостата в електричній схемі приводу подачі задають постійну швидкість переміщення ($V_n = const$). При цьому на пульті управління амперметр показує силу струму на головному приводі машини. Так як в режимі постійної швидкості подачі забезпечується незмінним контактний тиск інструменту на породу ($\sigma_n = const$), то величина сили струму буде змінюватися прямо пропорційно зміні довжини контакту інструменту з породою, що викличе аналогічне зміна потужності енергії головного приводу канатопильної установки.

Як видно з наведених вище показників, схеми, що застосовують для управління роботою канатопильної установки, впливають тільки на силовий режим різання. Відповідно за

першою схемою силовий режим змінний в часі, а при застосуванні другої схеми – постійний. При цьому силовий режим визначає і продуктивність різання, і потужність головного приводу каменерізної машини, що в свою чергу здійснюють вплив на витрату дорогого алмазного інструменту і питоме енергоспоживання. Серед техніко-економічних показників, що визначають роботу будь-якої каменерізної машини, головним є продуктивність (тому що всі інші показники багато в чому є похідними від неї). Стосовно до існуючих схем управління роботою канатопильної установки було розглянуто методики оцінки продуктивності, енергоспоживання і витрати алмазного інструменту. В результаті дослідження було зроблено такі висновки:

1. Основними умовами ефективності видобутку блочного каменю є збереження його монолітності, забезпечення правильної паралелепіпедної форми блоків природного декоративного каменю з мінімальними нерівностями на гранях, а також з мінімальним впливом на якісні властивості.

2. Починаючи з висоти уступу 2-4 м, продуктивність різання в режимі $N = \text{const}$ по відношенню до режиму $V_{\Pi} = \text{const}$ зростає по степенній залежності відповідно до форми площини відділення.

3. Середнє значення питомої витрати алмазного інструменту (в режимі $N = \text{const}$) по відношенню до мінімального (в режимі $V_{\Pi} = \text{const}$) зростає відповідно до форми площини відділення.

4. Час, витрачений на різання площин, для умов родовища при роботі канатної установки в режимі $N = \text{const}$ в 1.5 рази менше, ніж в режимі $V_{\Pi} = \text{const}$.

5. В результаті проведення досліджень процесу алмазно-канатного різання було встановлено, що в середньому відхилення грані блока природного декоративного каменю від її площини сягає 6-8 мм на 1 м довжини блока. Пошкодження бокової грані блока довжиною 1 м алмазно-канатним випилюванням складуть $N=24\dots44$ мм, а для довжини 3 м – $N=40\dots60$ мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть $0,75 - 1,5 \text{ м}^3$, що становитиме 2,5 – 5 %.

ЗАСТОСУВАННЯ ЛІНЕЛЕМЕНТНОГО АНАЛІЗУ ДЛЯ ДОСЛІДЖЕННЯ ЛІНІЙНИХ ОБ'ЄКТІВ

Актуальність теми дослідження - враховуючи великий вплив параметрів, що характеризують стан, будову і склад масиву природного каменю, на всі подальші процеси ведення гірничих робіт, дуже важливе значення має одержання достовірної попередньої інформації про ці характеристики масиву. Вибір способу підготовки порід до виймання, обґрунтування основних технологічних параметрів для видобування блоків з природного каменю переважно ґрунтуються на інформації про тріщинуватість масиву. При цьому особливу увагу звертають на: щільність тріщин, закономірність їх розвитку в масиві та значення кутових елементів їх залягання. Кількісні показники, що характеризують тріщинуватість масиву, повинні забезпечувати достовірну інформацію про порушення масиву тріщинами та характеризувати їх динаміку.

Отже, однією з поширених та головних задач, яку необхідно вирішувати при проведенні інженерно-геологічних досліджень є аналіз тріщинуватості масивів.

Для виконання автоматизованого лінеаментного аналізу за допомогою спеціальних програм, була розроблена методика що складається з п'яти послідовних кроків:

1) Першим кроком є вибір відповідної смуги Landsat 8 для автоматичного вилучення лінійних елементів і геопросторового аналізу.

2) Другий крок полягає у застосуванні деяких способів обробки зображень (побудова рельєфу зображення).

3) Третій крок залежить від методів вилучення лінеаментів за допомогою достатніх значень параметрів програмного забезпечення PCI Geomatica (модуль LINE).

4) Четвертий крок полягає у оцінці лінеаментного поля, шляхом геопросторового аналізу (побудова карти щільності та рози-діаграми)

5) П'ятий крок включає в себе аналіз отриманих результатів, що полягає у з'ясуванні зв'язку орієнтації лінеаментів з їх довжиною, та як залежать параметри лінеаментів (довжина та напрямок) від масштабу знімка досліджуваної території.

В якості вхідних даних використовувалися знімки, отримані 9 вересня 2017 року зі супутника Landsat 8 з мінімальною хмарністю (рис 4.).

Для оцінки параметрів тектонічних процесів досліджуваного району був обраний восьмий панхроматичний канал з роздільною здатністю 15м/піксель.

За допомогою програми ERDAS IMAGINE була вирізана область дослідження в межах знаходження корнинського родовища гранітів, а також за допомогою спеціальної функції (Relief Painted) побудовано рельєф даного району.

Процес автоматичного вилучення лінеамента здійснювався за допомогою модуля LINE PCI Geomatica на основі алгоритмів автоматичного виявлення. Кількість та довжини витягнутих лінеаментів залежать від значень вхідних параметрів, які потрібно ввести в програмі PCI Geomatica. Алгоритм цього модуля складається з трьох стадій: виявлення країв, визначення порогу, витягування кривої. Модуль LINE вилучає лінеаменти з зображення та перетворює ці лінійні функції у векторну форму, використовуючи шість необов'язкових параметрів (RADI, GTHR, LTHR, FTHR, ATHR та DTHR).

Для виконання поставлених задач дешифрування лінеаментів проводили в трьох різних масштабах (1:107143, 1:53571, 1:26786).

Після автоматичного вилучення лінійних матеріалів було створено карту щільності лінеаментів, щоб показати кількість лінеаментів на одиницю площі, що полегшує ідентифікацію регіонів з високою щільністю ліній, а також областей, де відсутні лінеаменти. В цьому дослідженні щільність лінійних елементів створюється за допомогою інструмента просторового аналітика в програмі ArcMap 10.4.1 шляхом підрахунку ліній цифровим способом на одиницю площі (кількість/км²).

Лінеаменти мають просторові варіації в напрямку, частоті та довжині. Напрямок аналізується за допомогою рози-діаграми, які представляють кількість лінеаментів у межах кутових класів через кожні 15 °. Рози-діаграми побудовані на основі автоматично розрахованих параметрів видобутих лінійних елементів в програмному забезпеченні RockWorks 16. Довжина пелюсток пропорційна квадрату відносної частоти для забезпечення однакової гістограми площі.

Візуально оцінюючи побудовані рози-діаграми можна спостерігати два переважаючих напрямки лінеаментів: північно-західний і південно-східний.

Аналіз отриманих результатів полягав у визначенні залежності орієнтації лінеаментів від їх довжини при різних масштабах.

Довжина та напрямок лінементів були автоматично розраховані в програмі RockWorks 16 виходячи із відомих координат початку та кінця лінії, які були спочатку розраховані в програмі ArcMap.

Для встановлення зв'язку напрямку від довжини числовим способом було розраховано коефіцієнт кореляції та встановлено рівняння регресії окремо для кожного масштабу, які представлені в таблиці 1.

Таблиця 1.

Числова залежність напрямку лінементів від їх довжини

Масштаб зображення	Коефіцієнт кореляції	Рівняння регресії
1:26786	-0,0426575	$y = -0,2645x + 829,11$
1:53571	-0,129963665	$y = 1613,3e^{-1E-03x}$
1:107143	-0,325035	$y = -5,3811x + 3892$

Порівнюючи графіки та коефіцієнт кореляції залежності майже не спостерігається, але при збільшенні масштабу вона зростає.

Також була встановлена залежність між масштабом знімка та основними параметрами лінементів. Дані для встановлення залежності та отриманий результат представлені в таблиці 2.

Таблиця 2.

Характеристика залежності орієнтації лінементів від масштабу знімка

Коефіцієнт масштабування	Напрямок лінементів, (α_{cp})	Коефіцієнт кореляції	Функція залежності	Дисперсія, (D)	Коефіцієнт кореляції	Функція залежності
0,5	185,41	0,8202	Поліноміальна $y = -25,993x^2 + 80,67x + 151,57$	7331,13	-	Поліноміальна $y = 260,77x^2 - 729,03x + 7630,5$
1	206,25			7162,19		
2	208,94			7215,46		

За допомогою побудованих графік, які представлені відповідними рівняннями регресії можна спрогнозувати як будуть змінюватись параметри лінеаментів, що не мало важливо при виборі масштабу району дослідження, а також якщо потрібно задати конкретні параметри вихідних лінеаментів.

Висновки

1. На основі проаналізованої літератури розроблено класифікацію методів безконтактної оцінки геоструктурних показників якості корисної копалини до якої було включено метод дистанційного зондування Землі із космосу.

2. Розроблено методику виконання лінеаментного аналізу на базі супутникових знімків Landsat 8 при використанні такого програмного забезпечення як: ERDAS IMAGINE, PCI Geomatica, ArcMap, RockWorks.

3. Виконано лінеаментний аналіз на території Житомирської області в районі розташування Корнинського родовища гранітів та визначені орієнтаційні характеристики та довжини виявлених лінійних елементів.

4. З'ясовано незначне лінійне збільшення залежності між орієнтацією та довжиною лінеаментів при збільшенні масштабу знімка.

5. Встановлено залежність між орієнтацією лінеаментів та масштабом знімка і вигляді поліноміальної функції $y = -25,993x^2 + 80,67x + 151,57$ та залежність довжини від масштабу знімка у вигляді степеневі функції $y = 1515,7x^{-0,952}$

УДК 622

Пархомчук Ю.В., студент

Шахрай А.О., студент

Науковий керівник: д.т.н., проф. **Соболевський Р.В.**

Житомирський державний технологічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНИХ ВТРАТ ПРИ ВИДОБУВАННІ БЛОЧНОГО КАМЕНЮ

Україна давно відома в Європі, на Близькому та Далекому Сході, США, Канаді як скарбниця природних запасів декоративного каменю. Завдяки своєму територіальному розташуванню Україна володіє численними ресурсами декоративного каменю, який цінується далеко за її межами. В її надрах сконцентровані поклади гранітів, габро, андезит-базальтів, лабрадоритів з високими текстурно-колеристичними та фізико-механічними властивостями. Природний

камінь, який використовують в архітектурі й для оздоблення інтер'єрів приміщень, має не тільки високу якість і стійкість, він справляє сильний емоційний вплив на людину: камінь приваблює і заворожує. Він знаходиться поза конкуренцією по довговічності і престижності, респектабельності і красі.

Багата палітра, насиченість кольору, унікальний малюнок, дзеркально відполірована або фактурно оброблена поверхня, міцність і зносостійкість – всі ці якості природного каменю дають необмежені можливості для втілення творчої ідеї і оригінальної думки архітекторів, дизайнерів, будівельників.

Природний камінь і вироби з нього останнім часом знаходять широке використання в народному господарстві. В зв'язку з значним зростанням обсягів будівництва (споруд адміністративного призначення, готелів, торговельних та розважальних комплексів, житлових будинків), попит на вироби з природного каменю, завдяки своїм історико-культурним традиціям використання, довговічності, міцності і витривалості до дії механічних руйнуючих чинників, зростає щорічно. Саме тому вітчизняна каменедобувна та каменеобробна промисловість має оптимістичні прогнози щодо нового розвитку, підкріплюючи свої можливості значними запасами покладів декоративного каменю.

Вже багато років у світі знають і цінують українське декоративне каміння, яке відоме своїми високими показниками декоративності, прекрасними фізико-механічними властивостями, тому попит на наші кам'яні вироби та сировину постійно зростає. Але маючи величезні запаси природного каменю, Україна, в той же час, має слабо розвинену каменедобувну і каменеобробну підгалузь виробництва, що робить кам'яну продукцію неконкурентоспроможною на світовому ринку, а державі, у світовому рейтингу «кам'яних» держав, доводиться посідати лише місце в групі «інші».

Україна повинна посідати провідне місце серед лідерів у світовому рейтингу «кам'яних» держав, а необхідною запорукою цього є вирішення багатьох питань, – починаючи від рівня держави (програма розвитку; підтримка галузі) і закінчуючи психологією сприйняття «українського каменя» керівниками підприємств.

Сучасний стан розвитку економіки України супроводжується низкою невирішених проблем, серед яких однією з важливіших для більшості українських підприємств є проблема досягнення та збереження високого рівня конкурентоспроможності. Ефективне її вирішення полягає у розробці та реалізації конкурентної стратегії, яка б допомогла підприємству повною мірою використати наявні конкурентні переваги.

На сучасному етапі розвитку каменедобувної промисловості можна виділити досить перспективний технологічний напрям видобування блочного декоративного каменю, який ґрунтується на застосуванні каменерізальних технологій. Цей напрям передбачає відокремлення монолітів від масиву і поділ їх на товарні блоки за допомогою каменерізальних машин.

Серед усіх каменерізальних машин найбільшого поширення набули канатні каменерізальні машини.

На відміну від інших методів відокремлення монолітів даний спосіб повністю зберігає монолітність масиву і блока, значно підвищується якість товарних блоків (зводиться до мінімуму нерівність лицьових поверхонь блоків, забезпечується паралельність протилежних сторін блока), з'являється можливість повністю враховувати геотехнологічні особливості масиву та геометричні параметри вибою. Крім того, канатопильні установки характеризуються високою продуктивністю, простотою конструкції, можливістю використання при видобуванні монолітів в складних умовах (при розробці похилих та крутопадаючих покладів, при складній геометрії вибою).

Дана технологія широко використовується при видобуванні блочного каменю низької і середньої міцності (мармур, туф, травертин, гіпс та ін.), але в останній час вона широко впроваджується і на кар'єрах по видобуванню високоміцних порід таких як граніт, лабрадорит. Геологічний характер родовища граніту з однорідним монолітним або напівмонолітним складом без густої мережі тріщин, але з чіткими природними окремостями сприяє ефективному використанню канатопильних установок.

Відхилення порушень бокової грані блока природного декоративного каменю алмазно-канатним випилюванням встановлювалось дослідним шляхом. В процесі дослідження робились виміри довжини поверхні блока та відхилення її від площини бокової грані.

Залежність відхилення поверхні блока від її довжини описується математичною формулою:

китайський	$b_{від} = 0.0099 \ln(L_{\sigma 1}) + 0.0049$	$R^2 = 0.94$	
італійський	$b_{від} = 0.0044 L_{\sigma 1}^{0.7133}$	$R^2 = 0.97$	(1)
німецький	$b_{від} = -5E-05 L_{\sigma 1}^2 + 0.0024 L_{\sigma 1} + 0.0018$	$R^2 = 0.98$	

де $b_{від}$ – відхилення поверхні блока від площини, м;

$L_{бл}$ – довжини блока, м.

В результаті проведення досліджень процесу алмазно-канатного різання було встановлено, що в середньому відхилення грані блока природного декоративного каменю від її площини сягає 6-8 мм на 1 м довжини блока. Пошкодження бокової грані блока довжиною 1 м алмазно-канатним випилюванням складуть $N = 24...44$ мм, а для довжини 3 м – $N = 40...60$ мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть $0,75 - 1,5 \text{ м}^3$, що становитиме 2,5 – 5 %. При цьому точність визначення експлуатаційних втрат при застосуванні алмазно-канатної технології видобування складе: при застосуванні класичних методів в межах 7-9%, новітніх – 4%.

Серед усіх методів видобування декоративного блочного каменю механічні і фізико-технічні методи майже не змінюють властивості породи, яку видобувають, і тому даним методам надають перевагу. Однак, якщо брати до уваги матеріальні витрати при видобуванні і продуктивність технологічних процесів, звичайно ж існує ряд недоліків. Це пов'язано в першу чергу з високою твердістю і міцністю магматичних порід, що і обумовлює низьку продуктивність і високу вартість робіт при видобуванні блоків природного каменю зазначеними методами. Ось чому на кар'єрах з видобування високоміцних порід типу гранітів широкого застосування набули вибухові методи, хоча і вони мають низьку недоліків, пов'язаних з виникненням та поширенням в масиві різного типу тріщин, які в свою чергу знижують його міцнісні і декоративні властивості природного каменю.

Майже на всіх кар'єрах по видобуванню блоків відокремлення скельного розкриву від масиву виконується вибуховим методом, від ступеню обґрунтованості якого, залежно від структурних гірничо-геологічних умов покладу, що розробляється, залежить монолітність каменю в масиві, який підготовлюється до виймання і відповідно вихід блоків і якісні та кількісні пошкодження готової товарної продукції кар'єру [67]. Спеціальних досліджень з даного питання раніше проводилося дуже мало.

Дослідження автора по даній тематиці виконувались з метою визначення впливу буровибухових робіт на якість товарної продукції кар'єру.

При врахуванні ширина порушення грані блока детонаційною хвилею вибуху та ширини впливу буровибухових робіт на якість

поверхні блочного каменю зона порушення грані блочного каменю складе: $N_{\text{пощ}} = 340 \dots 440$ мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть від 0,1 до 3 м³ що становить від 14,5 до 90 %. Використання ж «щадливих» вибухових методів дозволить зменшити втрати в 1,5-2 рази. При цьому точність визначення експлуатаційних втрат при застосуванні буровибухових технологій видобування складе: при застосуванні класичних методів в межах 10-12%, новітніх – 5%.

Видобуток каменю за допомогою клинів практикувався людьми здавна. Зберіг цей спосіб своє значення і нині, особливо часто він використовується при видобуванні блоків з граніту та інших високоміцних порід.

Технологія відділення каменю від масиву розклинюванням [34] передбачає буріння стрічки шпурів, куди вставляються клини. Зусилля розколювання виникає або при ударах по клину (ручні клини), або завдяки тиску, який створюється гідравлічною системою (гідроклини). Клини звичайно розміщують в шпурах круглого перетину, рідше – в овальних шпурах, пробурених спеціальним інструментом.

В окремих випадках, коли в масиві є чітко виражені тріщини, а природні окремість мають форму, близьку до прямокутної, і за розмірами відповідають стандартним блокам, клини розміщують прямо в тріщинах.

При використанні [56] буроклинового способу неодмінною умовою є наявність трьох площин оголення в забої. Якнайкраще відколювання відбувається при такому розташуванні забою, коли постіль відокремлюваного блока співпадає з поверхнею пологої тріщини, а одна з бічних або торцевих граней блока оголена. Другу довгу грань відколювання блока доцільно розташовувати паралельно подовжнім тріщинам [57], а торцеву – паралельно поперечним. У випадках збігу площини розколювання каменю з напрямом його якнайкращої розколюваності, що узгоджується з розвитком подовжніх тріщин, нерівності сколу лицьових поверхонь блока мінімальні; тим самим виключається додаткове пасерування блоків, а отже, знижуються втрати каменю.

Використання буроклинових технологій видобутку та розділення блоків декоративного каменю призводить до суттєвого зниження показників якості блоків з природного декоративного каменю. Зниження якісних показників обумовлене порушенням сторін блока шпурами та нерівномірною лінією розколу.

При врахуванні вимог державних стандартів, які встановлюють максимальні межі порушення бокових граней блока каменя та ширини бокової поверхні, яка при розпилюванні блока відрізається разом з порушеною сколюванням поверхнею блока (технологічна

необхідність) можна встановити, що ширина пошкодження поверхні блока природного декоративного каменю технологією розколювання становить $N_{\text{повн}} = 120 \dots 250$ мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть від 0,1 до 0,7 м³ що становить від 3 до 32 %. Використання ж концентраторів напруг дозволить зменшити нерівності сколів в 2 рази, а втрати в 1,5-2 рази. При цьому точність визначення експлуатаційних втрат при застосуванні клинових технологій видобування складе: при застосуванні класичних методів в межах 11-13%, новітніх – 6%.

Висновки

1. Основними умовами ефективності видобутку блочного каменю є збереження його монолітності, забезпечення правильної паралелепіпедної форми блоків природного декоративного каменю з мінімальними нерівностями на гранях, а також з мінімальною тріщинуватістю.

2. Кожна з технологій видобування блоків природного декоративного каменю має свій вплив на їх монолітність, фізико-технічні характеристики, декоративні властивості.

3. В результаті проведення досліджень процесу алмазно-канатного різання було встановлено, що в середньому відхилення грані блока природного декоративного каменю від її площини сягає 6-8 мм на 1 м довжини блока. Пошкодження бокової грані блока довжиною 1 м алмазно-канатним випилюванням складуть мм, а для довжини 3 м – мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть 0,75 – 1,5 м³, що становитиме 2,5 – 5 %. При цьому точність визначення експлуатаційних втрат при застосуванні алмазно-канатної технології видобування складе: при застосуванні класичних методів в межах 7-9%, новітніх – 4%.

4. При врахуванні ширина порушення грані блока детонаційною хвилею вибуху та ширини впливу буровибухових робіт на якість поверхні блочного каменю зона порушення грані блочного каменю складе: мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть від 0,1 до 3 м³ що становить від 14,5 до 90 %. Використання ж «щадливих» вибухових методів дозволить зменшити втрати в 1,5-2 рази. При цьому точність визначення експлуатаційних втрат при застосуванні буровибухових технологій видобування складе: при застосуванні класичних методів в межах 10-12%, новітніх – 5%.

5. При врахуванні вимог державних стандартів, які встановлюють максимальні межі порушення бокових граней блока каменя та ширини бокової поверхні, яка при розпилюванні блока

відрізається разом з порушеною сколюванням поверхнею блока (технологічна необхідність) можна встановити, що ширина пошкодження поверхні блока природного декоративного каменю технологією розколювання становить мм. Експлуатаційні втрати при цьому складуть від 0,1 до 0,7 м³ що становить від 3 до 32 %. Використання ж концентраторів напруг дозволить зменшити нерівності сколів в 2 рази, а втрати в 1,5-2 рази. При цьому точність визначення експлуатаційних втрат при застосуванні клинових технологій видобування складе: при застосуванні класичних методів в межах 11-13%, новітніх – 6%.

УДК 622

Дрозд К.О., студент

Гаврилюк Р.Р., студент

Науковий керівник: к.т.н., доц. **Іськов С.С.**

Житомирський державний технологічний університет

ДОСЛІДЖЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ВИМІРЮВАННЯ ОБ'ЄМІВ СКЛАДІВ ГОТОВОЇ ПРОДУКЦІЇ ЩЕБЕНЕВИХ КАР'ЄРІВ

В останнє десятиліття в наше повсякденне життя міцно увійшло поняття інформаційних технологій. Без використання сучасних комп'ютерів, засобів комунікації, різних інформаційних мереж і каналів немислимі ні навчальний процес, ні виробництво, ні управління, ні соціально-побутова сфера.

Унікальність гірничого виробництва в полягає в тому, що в підготовці інформаційного супроводу виробничих процесів, з яких складається видобування корисних копалин, необхідно враховувати і застосовувати специфічні й унікальні моделі та алгоритми їх обробки, що орієнтовані на дану галузь, в зв'язку з чим, виникають різні труднощі, які умовно можна розділити на два типи. До першого відноситься створення великої кількості вузькоспеціалізованих програмних продуктів, які тягнуть за собою необхідність розробки сполучних програмних компонентів, за допомогою яких можна поліпшити ефективність роботи цих програмних продуктів.

Визначення обсягів виконаних робіт є актуальною прикладною задачею для умов підприємства.

При визначенні раціональних параметрів методики визначення обсягів виконаних робіт доцільно проаналізувати основні критерії, які визначатимуть точність.

Найбільш суттєвим чинником є точність вихідної інформації, яка в значній мірі залежить від відстані між пікетами. В роботі виконано дослідження впливу відстані між пікетами на величину об'єму виконаних робіт. Дослідження виконувалось за результатами тахеометричної зйомки на 146 горизонті (рис.1, рис.2) для відстаней між пікетами 5м, 10м, 15м і 20 м і 25 м(рис.3).

Точність визначення об'єму змінювалась в межах від 2% до 16%. Проаналізувавши дані наведені на діаграмі очевидним є недоцільність використання віддалі між пікетами 25 м, у зв'язку з перевищенням допустимої похибки (рис. 3).

Не менш важливим показником маркшейдерського забезпечення визначення обсягів виконаних робіт є продуктивність виконання зйомочних робіт. В роботі було виконано дослідження впливу відстані між пікетами на тривалість зйомки (рис.4).

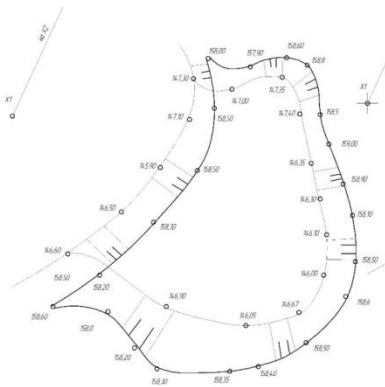


Рис. 1. Результати тахеометричної зйомки для відстані між пікетами 10 м

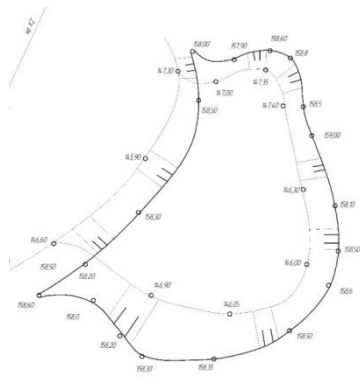


Рис.2. Результати тахеометричної зйомки для відстані між пікетами 25 м

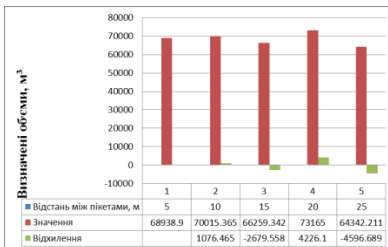


Рис. 3. Залежність визначеного об'єму від відстані між пікетами

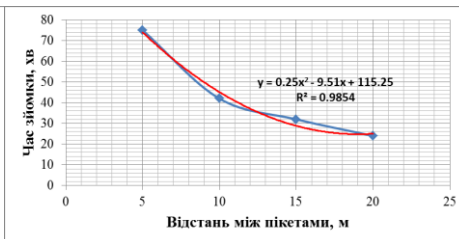


Рис.4. Вплив відстані між пікетами на тривалість зйомки

Аналіз двох вищенаведених залежностей показав, що оптимальною відстанню між пікетами буде відстань в межах від 10 до 20м.

В основу методу визначення об'ємів в даній ГІС покладений метод об'ємної палетки П.К.Соболевського.

Тому актуальним є визначення раціонального кроку палетки. В роботі досліджено вплив кроку палетки на визначений об'єм (рис. 5).

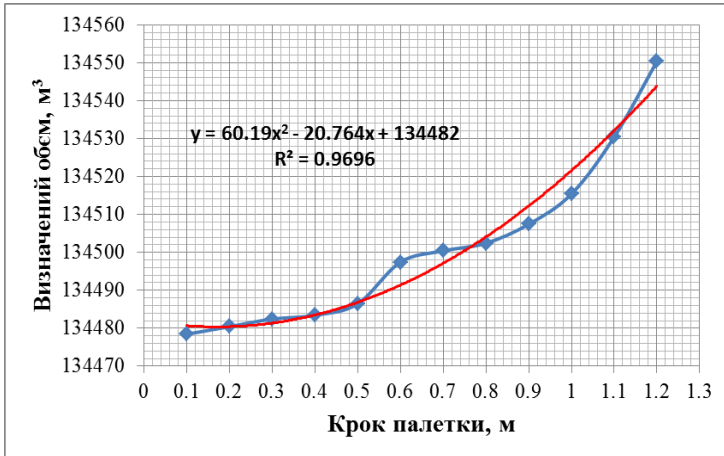


Рис. 5. Вплив кроку палетки на визначений об'єм

В результаті виконаних досліджень було встановлено, що для даних умов доцільним кроком палетки при розрахунках є 0,5 м.

Висновки

1. Автоматизований підрахунок об'ємів насипу в програмі AutoCAD Civil 3D 2012, реалізований на основі способу об'ємної палетки. Підрахунок об'єму насипу за допомогою програмного забезпечення є універсальним і найбільш точним.

2. Для підвищення точності визначення істинного об'єму насипу потрібно знизити помилки тахеометричної зйомки.

3. Аналіз двох вищенаведених залежностей показав, що оптимальною відстанню між пікетами буде відстань в межах від 10 до 15м.

Забродський О.І., магістр, 1 курс
Федорченко Д.Ю., магістр, 1 курс
Науковий керівник: к.т.н., доц. **Кальчук С.В.**
Житомирський державний технологічний університет

МОДЕЛЮВАННЯ СТІЙКОСТІ БОРТІВ КАР'ЄРІВ ПРИ ВИДОБУВАННІ БЛОЧНОГО ОБЛИЦЮВАЛЬНОГО КАМЕНЮ

Характерною відмінністю процесу дослідження стійкості тріщинуватих скельних масивів від сипких та скельних високотріщинуватих є складність усереднення властивостей масиву за його об'ємом. Наявність великої кількості дрібних дислокацій в обмеженому об'ємі дозволяє звести задачу розрахунку стійкості до приведення властивостей міцності досліджуваного середовища до еквівалентного суцільного але меншої міцності. Такий підхід можливий лише в дрібних масштабах дислокацій, що відповідають малозв'язним м'яким породам та скельним високотріщинуватим. Якщо розглядати стійкість скельного масиву в умовах видобування блочного облицювального каменю то характерною його відмінністю є висока міцність при відсутності дрібних дислокацій (мікротріщин) та непередбачуваність стійкості борта з причини наявності неоднорідних великого масштабу тріщин. Дані геологічні умови не дозволяють застосовувати класичні підходи з розгляду масиву, як суцільного середовища та застосування відповідних розрахунків. Вивчення та прогнозування стійкості таких масивів можливе лише використовуючи дані моделювань та основі ретельного вивчення просторового розташування основної системи тріщин.

Суть досліджень полягає в наступному. Всі дані які необхідні для моделювання тріщинуватості це координати тріщини x , y , z та кути падіння і простягання. Шляхом використання лазерного далекоміра вимірюються відстані характерних точок від заданого початку координат всередині кар'єру. За допомогою геодезичного кутоміра встановлюється для кожної тріщини кути падіння та простягання, за допомогою вмонтованого в кутомір компаса.

За отриманими даними будується тривимірна модель масиву (рис.1.).

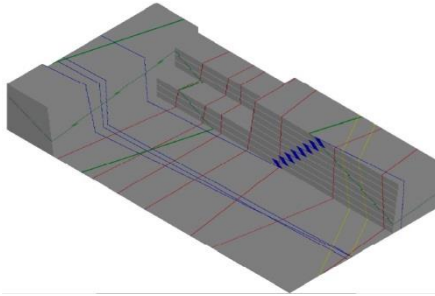


Рис.1. Тривимірний модель видобувної ділянки кар'єру блочного облицювального каменю.

Отримана модель дозволяє наочно встановити окремість уступу які потенційно є небезпечними до зсуву. Наступною задачею моделювання є виділення цих окремістей з визначенням основних параметрів стійкості. До цих параметрів передусім відносяться кут нахилу нижньої грані окремістей у вироблений простій та коефіцієнт тертя контакту стінок тріщин. За даними цих параметрів шляхом моделювання виявляються найбільш небезпечні до зсуву ділянки виробок та ступінь ймовірності виникнення зсувів.

ЗМІСТ

Д.В. Хлевнюк , пров. інженер, О.М. Чала , к.т.н., ст.н.с. <i>Інститут гідромеханіки НАН України</i> В.А. Лемешко , інженер <i>Інститут геофізики імені С.І. Субботіна НАН України</i> Низькочастотна фільтрація сейсмограм, одержаних аналого-цифровим комплексом.....	2
М.О. Кучерук , магістр, 1 курс І.І. Киричик , студент, 3 курс С.Я. Юхимчук , студент, 2 курс Науковий керівник: В.А. Стріха , канд. техн. наук, доц. <i>Національний університет водного господарства та природокористування</i> Теоретичні основи виробництва торфодернових килимів...	4
М.С. Куницька , аспірант А.О. Криворучко , к.т.н., доцент <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Порівняльна характеристика ГІС при цифровому моделюванні системи відкритих гірничих підприємств	5
Рykalo V.M. , student Supervisor: PhD, Assoc. Prof. Vapnichna V.V. <i>National Technical University of Ukraine “Igor Sikorsky Kyiv Polytechnic Institute”</i> Extraction of shale gas by the method of hydraulic fracturing of the formation	8
О.В. Хоменчук , к.т.н., доцент Р.М. Ігнатюк , студент, 3 курс Т.А. Штилюк , студент, 3 курс <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Порівняльний аналіз кріплення капітальних виробок різними матеріалами.....	10

<p>М.О. Кучерук, магістр, 1 курс, І.І. Киричик, студент, 3 курс, С.Я. Юхимчук, студент, 2 курс Науковий керівник: В.А. Стріха, канд. техн. наук, доц. <i>Національний університет водного господарства та природокористування</i></p>	
<p>Особливості технологічних майданчиків для виробництва торфодернових килимів.....</p>	15
<p>Вапнічна В.В., к.т.н., доцент Рахнянський Д.Л., студент <i>НТУУ "Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського"</i></p>	
<p>Закріплення ґрунтів та основ підземних споруд методом струменевої цементації</p>	16
<p>Кльоц Т.В., магістр, 1 курс Кальчук С.В., к.т.н., доцент <i>Житомирський державний технологічний університет</i></p>	
<p>Особливості процесу розпилювання природного каменю на багатодисковому верстаті</p>	19
<p>М.І. Бельтек, студент О.О. Фролов, д-р техн. наук, проф. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i></p>	
<p>Встановлення закономірностей руйнування природно порушених скельних масивів вибухом</p>	22
<p>Панченко Д.О., магістр, 1 курс <i>Житомирський державний технологічний університет</i></p>	
<p>Проблеми при бурінні в нестійких глинистих відкладах.....</p>	25
<p>Л.В. Діхтяренко, студент С.М. Стовпник, канд. техн. наук, доц. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i></p>	
<p>Особливості проходки тунелів метрополітенів прохідницькими щитами</p>	27

<p>Шевчук Д.І., магістр, 1 курс Кальчук С.В., к.т.н., доцент <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Особливості моделювання процесу шліфування-полірування природного каменю</p>	32
<p>Д.А. Зуй, студент Науковий керівник: к.т.н., доц. Ган А.Л., <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Забезпечення стійкості ґрунтових укосів в умовах щільної міської забудови.....</p>	34
<p>Хомчук О.В., студент Сахневич А.В., студент Науковий керівник: к.т.н., доц. Хоменчук О.В. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Обґрунтування геометричних розмірів підготовчих виробок з високою стійкістю.....</p>	38
<p>І.Д. Литвинчук , студент О.О. Фролов, д.т.н., проф. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Встановлення раціонального діаметру вибухових свердловин для залізородних басейнів.....</p>	41
<p>Веремчук С.В., магістр, 1 курс Кльоц Т.В., магістр, 1 курс Науковий керівник: к.т.н., доц. Хоменчук О.В. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Визначення ефективних розмірів гладких фібр для фібробризокбетонного кріплення.....</p>	45
<p>М.Ю. Мусихін, студент С.М. Стовпник, канд. техн. наук, доц., <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Особливості і технологічні переваги дворівневого тунелю ...</p>	47

Зозуля В.М. , студент Науковий керівник: к.т.н., доц. Шлапак В.О. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Визначення оптимальних параметрів гідротранспортування корисних копалин	51
В.В. Назаренко , студент Н.І. Жукова , канд. техн. наук, ст. викл. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Вибуховий спосіб дроблення закарстованих породних масивів на кар'єрах гіпсових родовищ.....	55
К. М. Рибкін , студент О.О. Фролов , д-р техн. наук, проф. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Аналіз техніко-економічних показників шарошечного буріння на кар'єрах з урахуванням впливу міцності гірських порід.....	58
Л.В. Степанюк , студент Науковий керівник: к.т.н., ст. викл. Шайдецька Л.В. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Методи відновлення міських каналізаційних колекторів	63
В.В. Стретович , студент Т.В. Косенко , ст. викл. <i>Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»</i> Встановлення особливостей процесу формування екрануючої щільності при контурному підриванні на кар'єрах.....	67
Klymenko I.V. , student Kucharchuk O.O. , student Supervisor: senior lecturer V.V. Mamrai <i>Zhytomyr State Technological University</i> World experience of reclamation of non-metallic rock dumps	71

- Скачков А.А.**, гірничий інженер,
ПАТ «Північний ГЗК»
Тітов Д.А., студент, 2-й курс, гр. ЗГР-17-2
Науковий керівник: **Жуков С.О.**, д.т.н., проф.
Криворізький національний університет
**Удосконалення конструкцій свердловинних зарядів для
орієнтованого руйнування масиву** 73
- Вусик О.О., Тодінг А.Р.**, аспіранти;
Науковий керівник: **Пижик А.М.**, к.т.н., доц.;
Криворізький національний університет
**Аналіз продуктивності та ефективного застосування гірничих
комбайнів фрезерного типу на залізорудних кар'єрах** 77
- Азарян В.А.**, к.т.н., доц.;
Олсйнік С.О., магістр, аспірант;
Тітов Д.А., студ., гр. ЗГР-17-2,
Науковий керівник: **Жуков С.О.**, д.т.н., проф.
Криворізький національний університет
**Розвиток систем управління сировинною якістю складних
динамічних рудо потоків** 80
- Григор'єв Ю.І.**, к.т.н., асистент;
Федоренко С.О., ст. викладач;
Науковий керівник: **Жуков С.О.**, д.т.н., проф.
Криворізький національний університет
**Задачі оптимізації головних параметрів техногенного
родовища та вплив його місткості і виробничої потужності на
економічність відпрацювання**..... 84
- Луценко С.А.**, к.т.н., доц.;
Тітов Д.А., студ., гр. ЗГР-17-2,
Заярский Р.С., магістр,
ПАО «Арселор Миттал Кривой Рог»;
Научный руководитель: **Жуков С.А.**, д.т.н., проф.
Криворожский национальный университет
**Обоснование режима горных работ, обеспечивающего
производительность карьера по рудной продукции при изменении
потребности в ней** 87

Ясінська А.О. , студент Войналович О.О. , студент Науковий керівник: к.т.н., доц. Камських О.В. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Оптимальні параметри застосування сучасних видобувних комплексів при розробці блочних кар'єрів	92
Полева М.Б. , студент Коржова І.С. , студент Науковий керівник: к.т.н., доц. Криворучко А.О. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Застосування лінелементного аналізу для дослідження лінійних об'єктів	95
Пархомчук Ю.В. , студент Шахрай А.О. , студент Науковий керівник: д.т.н., проф. Соболевський Р.В. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Дослідження експлуатаційних втрат при видобуванні блочного каменю	98
Дрозд К.О. , студент Гаврилюк Р.Р. , студент Науковий керівник: к.т.н., доц. Іськов С.С. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Дослідження ефективності вимірювання об'ємів складів готової продукції щебневих кар'єрів	104
Забродський О.І. , магістр, 1 курс Федорченко Д.Ю. , магістр, 1 курс Науковий керівник: к.т.н., доц. Кальчук С.В. <i>Житомирський державний технологічний університет</i> Моделювання стійкості бортів кар'єрів при видобуванні блочного облицювального каменю	107