

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ**  
**Національний технічний університет України**  
**„Київський політехнічний інститут”**  
**Інститут енергозбереження та енергоменеджменту**  
**Кафедра геобудівництва та гірничих технологій**



***«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ  
ГІРНИЧОЇ СПРАВИ ТА  
ПІДЗЕМНОГО БУДІВНИЦТВА»***

**VIII міжнародна науково-технічна конференція «ЕНЕРГЕТИКА.  
ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА» (конференція молодих вчених –  
аспірантів і магістрантів)**

**НТУУ «КПІ» ІЕЕ  
Кафедра геобудівництва та гірничих технологій**

**1-3 червня 2016**

**Київ**

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ**  
**Національний технічний університет України**  
**„Київський політехнічний інститут”**  
**Інститут енергозбереження та енергоменеджменту**  
**Кафедра геобудівництва та гірничих технологій**



**«ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ  
ГІРНИЧОЇ СПРАВИ І  
ПІДЗЕМНОГО БУДІВНИЦТВА»**

**Матеріали VIII міжнародної науково-технічної конференції  
«ЕНЕРГЕТИКА. ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА» (конференція молодих  
вчених - аспірантів і магістрантів)**

**НТУУ «КПІ» ІЕЕ  
Кафедра геобудівництва та гірничих технологій**

**Випуск № 7**

**Київ - 2016**

Перспективи розвитку гірничої справи та підземного будівництва. Зб. наук. праць.  
Вип. 7. – Київ: Підприємство УВОІ «Допомога» УСІ», 2016. – 200 с.

В збірці наведені результати наукових розробок студентів, аспірантів, магістрантів і молодих вчених, які подані на міжнародну конференцію 1-3 червня 2016 року, що організувала кафедра «Геобудівництва та гірничих технологій» Інституту енергозбереження та енергоменеджменту Національного технічного університету України «Київського політехнічного інституту», присвяченої 70-річчю ІЕЕ (правонаступника гірничо-технічного факультету).

Збірник призначений для фахівців і будівельників підземних споруд, а також для студентів вузів гірничих спеціальностей.

Збірник друкується за рішенням вченої ради ІЕЕ НТУУ «КПІ» (протокол № 12 от 30.05.2016 р.)

### ***Редакційна колегія***

докт. техн. наук, професор зав. каф. геобудівництва та гірничих технологій Інституту енергозбереження та енергоменеджменту	Кравець В.Г.
к.т.н., доц. каф. геобудівництва та гірничих технологій Інституту енергозбереження та енергоменеджменту	Вапнічна В.В.
докт. техн. наук, професор, зав. кафедрою «Інженерна геологія, основи і фундаменти» Ростовського державного будівельного університету	Прокопов А.Ю.
канд. техн. наук, доцент декан гірничо-екологічного факультету Житомирського державного технологічного університету	Котенко В.В.
докт. техн. наук, доцент, в.о. зав. каф. будівництва, геотехніки і геомеханики Національного гірничого університету	Гапєєв О.М.
докт. техн. наук, професор, зав.кафедри будівельних геотехнологій Гірничого факультету Криворізького національного університету	Андрєєв Б.М.

### ***Комп'ютерна верстка***

к.т.н., доц. каф. геобудівництва та гірничих технологій ІЕЕ	Вапнічна В.В.
--	---------------

За довідками звертатися за адресою: 03056, м. Київ, вул. Борщагівська, 115, Національний технічний університет України «КПІ», кафедра «Геобудівництва та гірничих технологій», тел. 044-204-80-08 E-mail: viktoria0203@yandex.ru

## АНАЛІЗ АВАРІЙ НА ПІДПРИЄМСТВАХ ВУГІЛЬНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ ТА ЗАХОДИ ЇХ ПОПЕРЕДЖЕННЯ

*В статті автори намагалися проаналізувати найпоширеніші види аварій, що трапляються на підприємствах вугільної промисловості України, вказати причини виникнення та виділити загальні поради, щодо їх попередження.*

*In this article authors try to analyze the most common types of accidents that occur in the coal industry of Ukraine, indicate the causes and give common advices to prevent them*

В період з 1991 по 2015 рік на шахтах України відбулась 41 масштабна аварія з людськими жертвами, тому питання охорони праці у вугільній промисловості залишається актуальним. Проаналізувавши інформацію із відкритих джерел, можна виділити основні види аварій та причини, що призвели до таких катастрофічних наслідків [1].

Головною причиною аварій у вугільних шахтах є вибух метану. Він постійно і в досить великих кількостях виділяється в шахтних просторах. Його адсорбція в більшій своїй частині відбувається у внутрішніх поверхнях вугільних пластів. У вільному вигляді і не в дуже великій кількості ці гази знаходяться безпосередньо в порах вугільного продукту і самих породах. В одній тонні вугілля може накопичувати понад 20,0 м.куб. небезпечного газу. Причому тиск в цьому випадку досягає 4 МПа. Кількісні характеристики цих показників залежать від глибини шахти. Кількість газу збільшується з глибиною проведення гірських робіт. Досягнувши певної наднормативної концентрації (ВКПВ - 14 %) , газ може спровокувати вибух [2].

Сам процес виділення газу є досить складним. На нього впливають такі чинники як обсяг газу в конкретному вугільному пласті, ступінь проникності вугільного продукту, зміни тектонічного характеру, структурна основа вугільного продукту та інші. Виділення газу - процес перманентний. Він відбувається як на підготовчих виробничих стадіях, так і безпосередньо в момент очищення або просування забою.

Отже, ми робимо висновок, що якщо немає високої концентрації метану та джерела спалахування, то вибуху не буде. Саме тому на шахтах застосовують способи боротьби з метаном такі як недопущення утворення вибухонебезпечної суміші, відведення суфлярних виділень метану, тампонаж суфляри, мікрокапілярного зв'язування метану при високонапірному нагнітанні води в пласт, дегазація вугільних пластів, також важливі заходи щодо запобігання загоряння та вибуху метану (недопущення відкритого вогню, іскріння), і найголовніше виконання всіх вимог пилогазового режиму шахти.

Наступною за частотою причиною аварій на шахтах є обвалення гірських порід. У вугільній промисловості України вірогідність аварій унаслідок цього явища (16,9 %) займає третє місце після аварій, що пов'язані з газодинамічними явищами (28 %), але за абсолютними значеннями смертельного травматизму «обвали й обвалення породи» є основними травмувальними чинниками [3]. Непередбачувані рухи вугільних масивів, як правило, призводять не тільки до обвалу порід, але і до виділення горючих газів. Ці явища мають свої характерні ознаки, які виявляються у наступних факторах:

1. Гірський масив являє собою форму свічки або кишені в напрямку до порожнини пласта (повстання пласта).

2. Вугілля після обвалу утворює кут, який можна порівняти з гірським схилом, що має природну форму.

3. Відносне виділення газу, розраховане як поділ його загальної кількості при обвалі до обсягу обваленого вугілля, не перевищує (і не однаково за значеннями) величини, отриманої як різниця природної газоносності масиву і його залишкових значень.

Проблема обвалення вугільних пластів широко вивчається науковим співтовариством і фахівцями в галузі промислової безпеки. Вони відзначили одну очевидну особливість, яка і призводить до обвалів вугілля - всі вони є наслідком тиску, що утворився в гірських виробках, і дії гравітаційних процесів. Існує теорія, яку можна розглядати як одну з імовірних гіпотез. Відповідно до неї обвали і обвалення, здійснюються через рух сипучих матеріалів, на які перетворився вугільний масив. Цей процес відбувається під механічним впливом, викликаним геологічними тектонічними процесами і високим тиском. Саме тому для запобігання подібних аварій дуже важливим є показники геологічного прогнозу та сейсмопрогнозу ділянки, де добувається чи буде добуватися вугілля.

Інша причина небезпечних аварій на шахтах є пожежі. Пожежі на шахтах ведуть до великих економічних втрат. Витрати на їх ліквідацію становлять 80-95 % від витрат на ліквідацію всіх аварій на гірських підприємствах. За походженням пожежі поділяють на екзогенні і ендегенні. Екзогенні це пожежі які виникли в наслідок зовнішнього теплового джерела. Ендегенні виникають в наслідок самозаймання вугілля та сульфідних руд. Найчастішими причинами пожеж у шахтах є: неправильне ведення зварювальних робіт, електричні мережі та електроустаткування, вибухи пилогазовоповітряних сумішей, перегрів при терті стрічкових конвеєрів, підшипників і канатів [4].

Існує три способи ліквідації пожеж: ізоляційних, активний та комбінований. Активний спосіб це безпосередній вплив засобами гасіння на вогнище. Ізоляційний – припинення доступу повітря, тобто кисню, до вогнища. Комбінований поєднує активний та ізоляційний способи, тобто перекриття доступу кисню та вплив засобами гасіння на пожежне вогнище. Тактикою гасіння підземної пожежі є оточення, що полягає у впливі на вогнище засобами гасіння на всіх підступах та можливих шляхів розповсюдження. Також одним з засобів попередження пожеж, що поширюються, є реверсування вентиляційного струменя на ділянці пожежі або в усій шахті. Реверсування дозволяє керувати процесом розвитку пожежі й припиняти його поширення [5].

До загальних протипожежних заходів відносять: розробку планів ліквідації аварій, регулярне навчання всього персоналу прийомам ліквідації підземних пожеж на ранніх стадіях їх розвитку, обслуговування підрозділами гірничорятувальної частини, оснащення необхідного устаткування та апаратури для рятування людей та ліквідації пожежі

Одним з прикладів аварій у наслідок пожеж є аварія на шахті 'Україна' 7 липня 2002 року у наслідок якої загинуло 35 шахтарів та 49 отримали отруєння. Причиною пожежі, як з'ясувала комісія, стала 'Інтенсивне функціональне тертя конвеєрної стрічки о загальмований кінцевий барабан'.

Отже, проаналізувавши найпоширеніші небезпеки та види аварій на вугільних шахтах України можна поставити закономірне питання: чому кількість нещасних випадків така висока? Теоретично, наявні на сьогодні методи та засоби попередження аварій мають ефективно діяти у 80-90 % відсотків ситуацій, але головною перешкодою стає людський фактор. Систематичне невиконання правил безпеки, їх незнання, не тільки працівниками шахт, але і вищим керівництвом, яке іноді ігнорує та порушує державні стандарти України в цій галузі. На нашу думку, саме керівництво має проявляти ініціативу у вирішенні питань безпеки і моніторингу її якості, яке буде проявлятися у заміні застарілого обладнання на нове, спостереженням за виконанням правил безпеки працівників шахт, аналізі геологічних даних та інших важливих факторах.

## Бібліографічний список

1. Аварии на шахтах Украины. [Електронний ресурс]. – Режим доступу: [http://miningwiki.ru/wiki/Аварии\\_на\\_шахтах\\_Украины](http://miningwiki.ru/wiki/Аварии_на_шахтах_Украины)
2. Факторы, влияющие на выделение метана и двуокись углерода в шахтных пространствах [Електронний ресурс] – Режим доступу: <https://1cert.ru/stati/factory-vliyayushchie-na-vydelenie-metana-i-dvuokis-ugleroda-v-shakhtnykh-prostranstvakh>
3. Обеспечение безопасности в угольных пластах, подверженных обрушению [Електронний ресурс]. — Режим доступу: <https://1cert.ru/stati/obespechenie-bezopasnosti-v-ugolnykh-plastakh-podverzhennykh-obrusheniyu>
4. Повітрообмін в шахті [Електронний ресурс] – Режим доступу: <http://ukrbukva.net/page,5,8208-Vozduhoobmen-v-shahte.html>
5. Протипожежний захист шахт [Електронний ресурс] – Режим доступу: [https://uk.wikipedia.org/wiki/Протипожежний\\_захист\\_шахт](https://uk.wikipedia.org/wiki/Протипожежний_захист_шахт)

УДК 622.2

*Клецов А.Й., аспірант, Терентьев О.М., д.т.н., проф. Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

## ОБГРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ПЛАЗМО-МЕХАНІЧНОГО РУЙНУВАННЯ ГРАНІТІВ

*Дослідження присвячене зниженню енергоємності руйнування гірських порід комбінованими плазмо-механічними навантаженнями. Встановлено, що спільними недоліками відомих теорій руйнування гірських порід є відсутність функціональних зв'язків між параметрами гірських порід, що руйнуються та параметрами руйнуючого інструменту. Це не дає змогу встановити та обґрунтувати раціональні параметри плазмо-механічного руйнування. Досліджено руйнування гірських порід комбінованими плазмо-механічними навантаженнями для технічних умов Пунязевичеського кар'єру. Обґрунтовано доцільність підвищення індуктивності розрядного контуру до 35 мкГн для збільшення ККД механічного бурового станка з 81 % до 83 %. Комбіноване плазмо-механічне руйнування ГП дозволило знизити питому енергоємність руйнування гранітів на 10,8 % з 0,220 ГДж/м<sup>3</sup> до 0,196 ГДж/м<sup>3</sup>.*

*Research is devoted to reducing the energy intensity of rock combined plasma and mechanical loads. Established that common drawbacks known theories of rock is the lack of functional relationships between parameters of rocks that break down and destroying the instrument parameters. It makes possible to establish and justify rational parameters of plasma and mechanical damage. Of rock studied combined plasma and mechanical loads to technical conditions of Pynyazevycheskiy career. Grounded increase the inductance of the discharge circuit to 35 μH to increase mechanical efficiency of the machine by from 81 % to 83 %. Combined plasma-mechanical destruction has reduced specific energy of the combined plasma-mechanical destruction of granite by 10.8 % from 0.220 GJ/m<sup>3</sup> to 0.196 GJ/m<sup>3</sup>.*

**Вступ.** Питаннями зниження енергоємності руйнування гірських порід (ГП) та аналізом їх механіки під впливом зовнішніх енергетичних впливів займались такі видатні вітчизняні та закордонні вчені, як Бабат Г. И., Бартенев Г. М., Бойко В. В., Болдирев Г. Г., Вовк А. А., Воробйов В. Д., Гриффіт А, Додіс Я. М., Кічигін А. П., Кравець В. Г,

Луговий П. З., Нарісава І., Регель В., Ремез Н. С., Самедов А. М., Черепанов Г. П. та інші. Класичні способи руйнування (різання, шарошкове, обертове, вибухове та інші) у комбінації з новітніми технологіями впливу на кристалічну структуру масивів надають змогу використовувати внутрішні та зовнішні джерела енергії. Тому є актуальним встановлення закономірностей зниження енергоємності руйнування гірських порід комбінованим навантаженням зовнішніх і внутрішніх енергетичних джерел. Актуальність обраної теми також підтверджується пунктом 7, статтею 4 глави 2 Директиви Європейського Парламенту та Ради «Про ефективність кінцевого використання енергії та енергетичних послуг, а також про скасування Директиви Ради 93/76/ЄЕС» № 1137/2008 від 22 жовтня 2008 р.

**Аналіз літературних джерел.** Аналізуючи теорії руйнування, виділено Н. Н. Kausch [1], Рейгеля [2], І. Narisava [3] та інших. Відповідно до їх досліджень, потенційна енергія кристалічної структури розраховується через зміщення атомів з положення рівноваги. При цьому враховуються сили взаємодії між ними через емпіричні постійні. Не досліджено вплив зовнішніх джерел енергії на кристалічні структури гірських порід. Також недоліком наведених досліджень є відсутність функціональних зв'язків між параметрами гірськими породами, що руйнуються та параметрами руйнуючого інструменту. Це не дає змогу встановити та обґрунтувати раціональні параметри плазмо-механічного руйнування.

**Мета** – знизити енергоємність руйнування гірських порід комбінованими плазмо-механічними навантаженнями.

Для досягнення мети поставлені наступні завдання:

- обґрунтувати параметри плазмо-механічного руйнування гранітів;
- встановити залежності питомої енергоємності руйнування та модулю пружності першого роду ГП від струму та індуктивності розрядного контуру.

**Матеріали і результати досліджень.** Досліджено руйнування гірських порід комбінованим плазмо-механічним навантаженням для виробничих умов Пинязевичеського кар'єру. Для руйнування ГП складено програму досліджень у відповідності до [4]. Для дослідження зміни питомої енергоємності плазмо-механічного руйнування гірських порід обрано ортогональне центральне композиційне планування, що має мінімальну і достатню кількість рівнів варіювання чинників – 3. Ядром плану є повночинниковий експеримент типу  $2^3$  – 2 чинники (струм та індуктивність розрядного контуру), 8 дослідів. Рандомізацію дослідів проведено за допомогою генератора випадкових чисел. У відповідності до матриці планування, досліджено залежність питомої енергоємності руйнування  $A$  (кВт·год/т) після руйнування потоком індуктивної плазми в залежності від струму  $I$  (А) та індуктивності  $L$  (мкГн) розрядного контуру для граніту:  $A=f(I, L)$ .

Для встановлення модулю пружності I роду, за методикою [5] визначено власну енергію зв'язків граніту, таблиця 1.

Таблиця 1 – Власна енергія зв'язків граніту

Домішки граніту	Ортоклаз	Плагіоклаз	Кварц	Біотит	Джерело
Хімічна формула	$K[AlSi_3O_8]$	$Ca[Al_2Si_2O_8]$	$SiO_2$	$K(Fe)_3(OH)_a[AlSi_3O_{10}]$	
Власна енергія зв'язків, Дж	0,95	9,79	0,59	0,17	[5]
Власна енергія зв'язків граніту, Дж	11,5				

Експериментальні значення модулю пружності I роду для граніту до і після ослаблення плазмовим потоком зведено у таблицю 2.

Таблиця 2 – Визначення модулю пружності I роду

Модуль пружності I роду структури до руйнування		Модуль пружності I роду структури після плазмового руйнування, ГПа			
Експериментальне значення	Кадастрове значення [6]	Модуль пружності I роду	Струм, А	Модуль пружності I роду	Індуктивність, мкГн
Граніт					
48,8	46,0	52,0	8	52,0	11,92
		44,8	9	46,0	23,84
		38,0	10	41,0	35,76

Різниця між експериментальним 48,8 ГПа та кадастровим 46,0 ГПа [6] значеннями модулю пружності I роду виникла через природню анізотропію гірських порід. Встановлено, що значення модулю пружності I роду із врахуванням анізотропії гірських порід змінюються в межах плюс – мінус 6 %. Похибка між кадастровим [6] та вимірним значенням модулю пружності I роду складає 5,7 %, що не перевищує похибку від природньої анізотропії у 6 %.

В результаті комбінованого плазмо-механічного руйнування ГП, забезпечено виникнення субрезонансних явищ між власними коливаннями потоків індуктивної плазми та кристалічними структурами. Досягнуто зниження модулю пружності I роду для гранітів:

- з 48,8 ГПа до 41,0 ГПа пропорційно підвищенню індуктивності розрядного контуру до 35,76 мкГн;
- з 48,8 ГПа до 38,0 ГПа пропорційно підвищенню струму розрядного контуру до 10 А. (вимірювання за «ДСТУ 2825-94 Розрахунки та випробування на міцність. Терміни та визначення основних понять»).

На рисунку 1 наведено порівняння розрахункових [7] та експериментальних значень зниження питомої енергоємності руйнування ГП комбінованим плазмо-механічним способом.



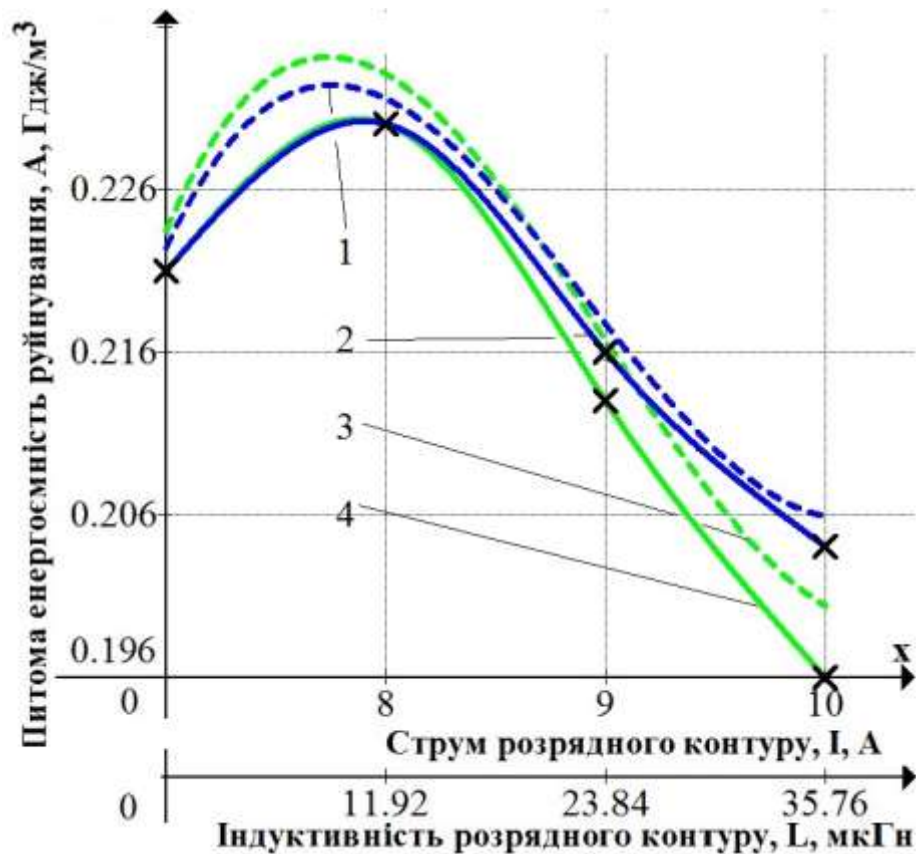


Рисунок 1 – Зниження питомої енергоємності комбінованого плазмо-механічного руйнування при зміні індуктивності (1, 2 – теоретична та експериментальна криві, відповідно) та струму розрядного контуру (3, 4 – теоретична та експериментальна криві, відповідно)

Знеміцнення ГП плазмовим потоком знизило питому енергоємність руйнування гранітів на 10,8 % з 0,220 ГДж/м<sup>3</sup> до 0,196 ГДж/м<sup>3</sup> (з 61,38 кВт·год/м<sup>3</sup> до 54,69 кВт·год/м<sup>3</sup>). Зниження питомої енергоємності руйнування гранітів досягнуто підвищенням індуктивності розрядного контуру до 35,76 мкГн і незмінній потужності, рівній 2,49 кВт, електричної системи плазмового ослаблення. Потужність електричної системи плазмового ослаблення виміряно аналізатором потужності АКТАКОМ АСМ-3192. Він призначений для вимірювання активної, реактивної та повної потужностей із точністю до 0,001 кВт. Енергія потоку індуктивної плазми знизилась з 0,269 ПДж до 0,089 ПДж. Кругова частота власних кругових коливань плазми знизилась з  $0,591 \cdot 10^9 \text{ с}^{-1}$  до  $0,537 \cdot 10^9 \text{ с}^{-1}$ . Реактивний опір стримує енергетичний імпульс, що накопичується і розряджається у ГП. При збільшенні струму розрядного контуру до 10 А, питома енергоємність руйнування граніту знижується пропорційно до збільшення струму на 7 % з 0,220 ГДж/м<sup>3</sup> до 0,204 ГДж/м<sup>3</sup> (з 61,38 кВт·год/м<sup>3</sup> до 56,60 кВт·год/м<sup>3</sup>). Питома енергоємність руйнування ГП при зміні струму на 1,91 кВт·год/м<sup>3</sup> більша ніж при зміні індуктивності розрядного контуру, через збільшення активної складової потужності розрядного контуру з 2,49 кВт до 2,93 кВт.

До таблиці 3 зведено результати комбінованого плазмо-механічного руйнування на базі установки Atlas Copco L8.

Таблиця 3 - Комбіноване плазмо-механічне руйнування на базі установки Atlas Corco L8

Параметр	Механічне руйнування	Плазмо-механічне руйнування	
		Індуктивність розрядного контуру 35,76 мкГн	Струм розрядного контуру 10 А
Потужність бурового станка, кВт	317	317	317
Швидкість буріння свердловини, м/хв	0,334	0,370	0,370
Радіус коронки, мм	152	152	152
Питома енергоємність станка, кВт·год/куб.м	61,38	54,69	56,60
Питома енергоємність станка, ГДж/куб.м	0,220	0,196	0,204
ККД станка, %	81	83	82

Таким чином, при підвищенні індуктивності розрядного контуру до 35,76 мкГн, ККД станка підвищується з 81 % до 83 %, а при підвищенні струму розрядного контуру, ККД станка підвищується на 1 %. Це пов'язано з тим, що при підвищенні індуктивності, активна потужність станка залишається незмінною, а при підвищенні струму до 10 А, активна потужність станка підвищується з 2,49 кВт до 2,93 кВт. Тому, при руйнуванні гранітів в умовах Пинязевичеського кар'єру рекомендується підвищувати індуктивність до 35,76 мкГн.

#### Висновки

1. Комбіноване плазмо-механічне руйнування ГП дозволило знизити:

- а) питому енергоємність комбінованого плазмо-механічного руйнування гранітів:
- на 10,8 % з 0,220 ГДж/м<sup>3</sup> до 0,196 ГДж/м<sup>3</sup> (з 61,38 кВт·год/м<sup>3</sup> до 54,69 кВт·год/м<sup>3</sup>) пропорційно підвищенню індуктивності розрядного контуру до 35,76 мкГн;
  - на 7 % з 0,220 ГДж/м<sup>3</sup> до 0,204 ГДж/м<sup>3</sup> (з 61,38 кВт·год/м<sup>3</sup> до 56,60 кВт·год/м<sup>3</sup>) пропорційно підвищенню струму розрядного контуру до 10 А;
- б) модуль пружності I роду для гранітів:
- з 48,8 ГПа до 35,76 ГПа пропорційно підвищенню індуктивності розрядного контуру до 35,76 мкГн;
  - з 48,8 ГПа до 38,00 ГПа пропорційно підвищенню струму розрядного контуру до 10 А.

2. Встановлено, що для виробничих умов Пинязевичеського кар'єру при комбінованому плазмо-механічному руйнуванні гранітів доцільно підвищувати індуктивність розрядного контуру до 35,76 мкГн

#### Бібліографічний список

1. Kausch, H. H. Polymere Fracture [Text] / H. H. Kausch. – Berlin, Heidelberg, New York. : Springer-Verlag, 1978. - 441 p.

2. Регель, В. Р. Кинетическая теория твердых тел [Текст] : учеб. Пособ. / В. Р. Регель, А. И. Слутсер, Е. Е. Томашевский ; под общ. ред. Д. А. Миртовой; издательство «Наука». - М. : Наука, 1974.- 560 с.
3. Narisava, I. Polymere Strength [Text] / I. Narisava. – Japan. : OHMSHA, 1982. - 399 p.
4. Ивоботенко, Б. А. Планирование эксперимента в электромеханике [Текст] : учеб. пособие / Б. А. Ивоботенко, Н. Ф. Ильинский, И. П. Копылов ; под ред. Г. Ф. Филаретова ; - М. : Энергия, 1975.- 184 с. - (Университетская книга).
5. Гуртов, В. А. Физика твердого тела для инженеров [Текст]: учеб. / В. А. Гуртов, Р. Н. Осауленко; КНУ им. Т. Г. Шевченко. - М.: Техносфера, 2007. - 502 с. - Библиогр. : с. 72-75. - ISBN 978-5-94836-141-3.
6. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород [Текст] / под ред. Н. В. Мельникова, В. В. Ржевского, М. М. Протодяконова. - М.: Недра, 1975. - 279 с.
7. Терентьев, О. М. Вплив анізотропії на модуль Юнга при ослабленні кристалічних структур потоками індуктивної плазми [Текст] / О. М. Терентьев, А. И. Клещев, І. М. Стрельцова // Науковий журнал «Науково-технічна інформація» – 2015, № 4 (66) с. 49...52.

УДК 622.235

*Погарський Б.В., магістрант, Левицький В.Г., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії, ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»*

## **ДОСЛІДЖЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНИХ ВТРАТ НА КАР'ЄРАХ НЕРУДНОЇ БУДІВЕЛЬНОЇ СИРОВИНИ**

*Проаналізовані основні фактори, які впливають на експлуатаційні втрати на кар'єрах нерудної будівельної сировини, та визначені основні напрямки їх мінімізації.*

*Analysed basic factors that influence on operating losses on the careers of non-metallic building raw material, and certain basic directions of their minimization.*

**Вступ.** *Проектування кар'єру це один з найголовніших етапів при створенні або експлуатації гірничо-видобувного підприємства, воно передбачає врахування техніко-економічних, геологічних, нормативно-правових та інших особливостей об'єкту. Правильне проектне рішення по розробці проекту кар'єру дозволяє оптимізувати способи видобутку і використання спецтехніки та знизити експлуатаційні витрати. Підвищення ефективності роботи кар'єрів нерудної будівельної сировини і зменшення експлуатаційних втрат на різних етапах його роботи є важливою техніко-економічною проблемою, дослідження якої доцільно виконувати на основі аналізу основних факторів, які безпосередньо впливають на втрати, і прийняття раціональних рішень їх мінімізації.*

**Мета роботи.** *Встановити показники і фактори, які впливають на значення експлуатаційних втрат, проаналізувати можливість зменшення експлуатаційних втрат за рахунок оптимізації даних показників.*

**Аналіз досліджень та публікацій.** *Вивченням даного питання займалось багато вчених, серед яких М.Т. Бакка, Б.М. Кутузов, Прилипенко В.Д, Никифорова В.А. та інші, але жодним із них не було проведено дослідження експлуатаційних втрат на кар'єрах нерудної сировини.*

**Викладення основного матеріалу.** Втрати корисної копалини на родовищі розраховуються у відповідності до "Отраслевой инструкции по определению и учету потер нерудных строительных материалов при добыче" (ВНИИ неруд, 1974). Втрати корисних копалин визначаються по двом класам: загально-кар'єрні та експлуатаційні. До I класу загально-кар'єрних втрат віднесені балансові запаси в охоронних ціликах під капітальними гірничими виробками. До II класу експлуатаційних втрат відносять втрати двох груп.

I група – втрати корисних копалин в масиві:

- а) в бортах кар'єру;
- б) в відпрацьованому просторі.

II група – втрати відділених від масиву корисних копалин:

- а) при вийманні разом з розкривними породами;
- б) втрати при бурінні шпурів;
- в) втрати при вибухових роботах: сітки свердловин; розташування устя вибухової свердловини; діаметру свердловинних зарядів; вибухової речовини; параметрів буровибухових робіт.

г) втрати при транспортуванні гірничої маси від кар'єру до приймальних бункерів;

- д) втрати в покрівлі корисної копалини при її зачищенні;
- е) втрати при складуванні і зберіганні щебеневої сировини;
- є) втрати корисної копалини при навантажувально-розвантажувальних роботах.

Підвищення ефективності роботи щебеневого кар'єру і зменшення експлуатаційних втрат значною мірою залежить від подальшого вдосконалення буровибухових робіт (БВР), що є однією з найважливіших складових частин процесу видобування корисних копалин.

Вибухові роботи на кар'єрах нерудних корисних копалин мають ряд особливостей, що істотно впливають на вибір засобів вибухового подрібнення порід, типів ВР (вибухових речовин) і способів підривання. Головна особливість – це обмеження породи не тільки за максимальними (негабаритними фракціями), але й за мінімальними розмірами, тому що дрібні фракції відносять до некондицій, що зменшує вихід готової товарної продукції і підвищує експлуатаційні втрати корисної копалини.

Експлуатаційні втрати корисних копалин при вибуховій відбійці формуються, головним чином, в області впливу високих імпульсних тисків, тобто в безпосередній близькості від заряду ВР. Зменшення бризантних форм роботи ВР, що збільшують втрати корисних копалин внаслідок місцевого перездрібнення порід, може бути досягнуто при зниженні стрибка тиску і збільшенні його тривалості, що можливо здійснити за рахунок використання ВР найпростішого складу, які мають знижений пік тиску в головній частині імпульсу вибуху. Тому питання розробки ресурсозберігаючої технології відбійки корисних копалин з використанням найпростіших ВР, що забезпечує раціональне подрібнення корисної копалини при мінімальних витратах на відбійку та зменшення експлуатаційних втрат є актуальним науково-практичним завданням.

Доведено, що тип і властивості ВР, а також щільність її заряджання у свердловині повинні бути такими, щоб первинний тиск продуктів вибуху вибухових речовин у свердловині відповідав динамічній межі міцності гірської породи на стиск.

У сучасних умовах видобування щебеневої сировини найбільш поширеними на вітчизняних кар'єрах є квадратна та шахова сітки розташування свердловин, коли устя свердловин утворюють у першому випадку квадрат, в другому – рівносторонній трикутник, кожна з яких має ряд переваг та недоліків.

Також доведено необхідність застосування свердловинних зарядів зменшеного діаметру при переході від штатних до емульсійних ВР для кар'єрів нерудної сировини.

Це дозволить зменшити витрати на буровибухові роботи, експлуатаційні втрати та збільшити вихід готової продукції за рахунок зменшення обсягу дрібної фракції при розпушенні гірських порід і за рахунок зменшення знеміцнення породи, яка надходить на подальшу переробку.

Аналіз даних, отриманих ЗАТ «Промвибух», показав, що при застосовуванні штатних ВР у свердловинах діаметром 0,22 м і 0,25 м, вихід дрібної фракції складає до 20%. А із застосуванням україніту ПП-2Б у свердловинах із таким же діаметром вихід дрібної фракції збільшується і буде вже складати до 15-25%. Тобто для більш якісного розпушення гірських порід на щебневих кар'єрах необхідно комплексно підходити до складання проекту масового вибуху, щоб зменшити експлуатаційні втрати і необхідно враховувати, як діаметр свердловин, так і ВР, яка буде використовуватись.

**Висновки.** Для розпушення скельних гірських порід, з яких виготовляють щебінь, при застосуванні високощільних емульсійних вибухових речовин необхідно застосовувати свердловинні заряди зменшеного діаметру, що дозволить зменшити обсяги переподібнення і отримати економічний ефект за рахунок виходу та реалізації додаткової продукції. Зменшення обсягу негабариту дозволить збільшити продуктивність підприємства, зменшити вартість підривних робіт та експлуатаційні втрати корисної копалини.

### Бібліографічний список

1. Прохода О.В., Абессонов И.Г., Коростелев М.Н., Прилипенко В.Д Опыт проведения взрывных работ, обеспечивающих уменьшение выхода отсева на гранитных карьерах // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. - Науково-виробничий журнал. Кременчуцький державний політехнічний університет ім. М. Остроградського. – Кременчук: КДПУ, №1/2008 (1). – С. 57-61.

2. Прокопенко В.С., Лотоус К.В. Взрывание горных пород скважинными зарядами взрывчатых веществ в рукавах. – К.: Политехника. – 2006. – 113 с.

УДК 622.271

*Слободянюк Р.В. аспірант кафедри відкритих гірничих робіт, Пижик М.М. к.т.н., доцент кафедри відкритих гірничих робіт, Криворізький національний університет*

### МЕТОДИКА ОПТИМІЗАЦІЇ РОБОТИ ЕКСКАВАТОРНО-АВТОМОБІЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ ЗА РАХУНОК ВИКОРИСТАННЯ ТИМЧАСОВИХ ВІДВАЛІВ

*Виконано аналіз сучасних умов функціонування екскаваторно-автомобільних комплексів глибоких залізрудних кар'єрів. Розроблена методика обґрунтування раціональної області використання технологічних схем з внутрішнім відвалоутворенням, кільцевим рухом та попутним навантаженням кар'єрних автосамоскидів.*

*An analysis of the current operating conditions of the shovel-truck systems in deep iron ore open pits was accomplished. The technique of the justification of the rational application areas' of the technological schemes with an internal dumping, a ring movement and passing loading of haul trucks was developed.*

**Вступ.** Екскаваторно-автомобільний комплекс глибокого кар'єру являє собою складну систему, що включає екскаватори, автосамоскиди та розгалужену мережу кар'єрних автодоріг, що з'єднують екскаваторні вибої і пункти доставки гірничої маси, які розташовані як в кар'єрі, так і на денній поверхні. Особливістю кар'єрного авто-

транспорту є те, що велика частка кар'єрних автодоріг є тимчасовими, розташовуються на робочих уступах кар'єру і зазвичай мають невисоку якість дорожнього покриття, що позначається на швидкості руху автосамоскидів і терміні служби шин. Загалом мережа кар'єрних автодоріг має складну топологію, вантажонапруженість на окремих ділянках кар'єрних доріг періодично змінюється, віддзеркалюючи особливості календарного розподілу гірничої маси по робочих горизонтах. З поглибленням кар'єрів складність топології кар'єрних автодоріг зростає. Велика частка технологічних доріг має критичну ширину, що ускладнює рух транспорту та створює значні труднощі при переході на автосамоскиди більшої вантажопідйомності.

На ряді глибоких кар'єрів виникли об'єктивні складнощі, пов'язані з подальшим розвитком комплексів циклічно-потокової технології. В одних випадках це призвело до відмови від подальшого використання циклічно-потокової технології (кар'єр №1 ЦГЗК, кар'єр Полтавського ГЗК), на інших – до відмови від більш глибокого введення в кар'єр комплексів ЦПТ на базі дробарок ККД і перегляду проектних рішень (Першотравневий та Ганнівський кар'єри Північного ГЗК, кар'єр ІнгЗК). У будь-якому випадку перегляд рішень з комбінованого транспорту призводить до зростання дальності транспортування автомобільним транспортом.

Паралельно з вищезазначеною проблемою, на глибоких залізрудних кар'єрах розширюється область використання внутрішніх відвалів [2], які, по суті, завжди є тимчасовими. Використання внутрішніх відвалів дозволяє мінімізувати транспортну роботу, необхідну для виконання запланованого обсягу гірничих робіт. Через розташування внутрішніх відвалів в межах перспективного контуру кар'єру затримка з їх переєкспедицією рано чи пізно, але практично завжди призводить до зниження виробничої потужності кар'єру по руді.

Таким чином, в сучасних умовах залежність техніко-економічних показників відкритої розробки від ефективності організації процесу транспортування гірничої маси автосамоскидами зростає. При цьому умови роботи кар'єрного автотранспорту в сучасних кар'єрах в багатьох випадках є істотно більш жорсткими, ніж передбачено класичними положеннями теорії відкритої розробки.

**Аналіз літературних джерел.** В роботі [1] розглянуті актуальні умови експлуатації автомобільного транспорту на глибоких кар'єрах України і ближнього зарубіжжя. Наводяться приклади транспортування гірничої маси кар'єрними автосамоскидами на відстані, що перевищують 5 км.

Поетапна розробка родовища є необхідною умовою [2,3] застосування у залізрудному кар'єрі технології внутрішнього відвалоутворення. Використання цієї технології дозволяється [2,3] у разі, якщо проектом передбачено тимчасове розміщення розкривних порід з подальшим їх переміщенням, у міру розвитку в кар'єрі гірничих робіт, до постійного місця складування, або у разі можливості постійного складування розкривних порід в попередньо створеному, виробленому до проектної глибини просторі діючого кар'єру. Проектом визначаються терміни існування та порядок перенесення тимчасових відвалів у міру просування гірничих робіт.

Згідно з [3] визначені наступні принципові технологічні схеми розробки крутоспадних родовищ з внутрішнім відвалоутворенням: при постійному складуванні розкривних порід в попередньо створеному, виробленому до проектної глибини просторі діючих кар'єрів; з підземним відпрацюванням тимчасово законсервованих запасів корисних копалин; складування розкривних порід у виробленому просторі кар'єрів, які затоплені водою.

Аналіз принципів схем показав, що в їх основі лежать деякі сприятливі для розміщення внутрішнього відвалу гірничо-геологічні умови. Характерною особливістю технології є те, що за відсутності виробленого простору розкривні породи з тимчасових

відвалів при посуванні фронту гірничих робіт переміщують у зовнішні відвали. У цьому разі тимчасові приконтурні відвали виконують функцію перевантажувального складу при комбінованих видах кар'єрного транспорту. При проектуванні необхідно передбачати технологію переміщення внутрішньокар'єрних тимчасових відвалів на черговий рудний цілик чи в постійний відвал на відпрацьовану ділянку родовища. Недоліком положення [3] є відсутність оцінки ризику втрати кар'єром продуктивності по руді.

Таким чином, актуальною є задача узагальнення фактів використання в гірничій промисловості даної технології, аналіз і зіставлення гірничо-технічних і гірничо-геологічних умов, в яких було прийняте рішення про внутрішнє відвалоутворення, параметрів і термінів служби відвалів.

**Мета роботи.** Вдосконалення технології відкритих гірничих робіт в глибоких залізородних кар'єрах за рахунок оптимізації положення тимчасових відвалів і параметрів кар'єрних вантажопотоків. Ідея дослідження полягає в розробці імітаційної моделі екскаваторно-автомобільного комплексу, що дозволить обґрунтувати розширення раціональних меж використання внутрішніх відвалів та технологічних схем транспортування з кільцевим рухом і попутним навантаженням кар'єрних автосамоскидів.

#### **Матеріали і результати досліджень.**

При виконанні роботи були вирішені наступні завдання: - аналіз гірничотехнічних умов роботи залізородних кар'єрів; - розробка імітаційної моделі і методики моделювання роботи екскаваторно-автомобільного комплексу і кар'єрних вантажопотоків; - розробка методики оптимізації кар'єрних вантажопотоків з урахуванням положення тимчасового відвалу та організації кільцевої схеми руху автосамоскидів.

Відпрацювання крутоспадних залізородних родовищ здійснюється за поетапною системою розробки (push-back), яка передбачає створення в кар'єрі декількох робочих зон, розділених ділянками тимчасово неробочого борту. Використання даного способу розробки дозволяє мінімізувати і стабілізувати у часі обсяги розкривних робіт. Проте, по мірі доопрацювання етапів (крутих шарів), які знаходяться в експлуатації, і залученні в розробку нових етапів (крутих шарів, черг) спостерігається періодичне переміщення по висоті розкривних і видобувних робочих зон кар'єра. При пониженні проведення виробництва розкривних робіт, сукупна відстань транспортування зростає; при переході на новий етапний контур - зменшується.

Це призводить до періодичних коливань (нерівномірності) у транспортній роботі і виникнення ситуації, коли розрахункового парку автосамоскидів стає недостатньо.

У таких умовах є необхідність у створенні у кар'єрі тимчасових внутрішніх відвалів, завданням яких є зменшення обсягу транспортної роботи, необхідної для виконання планового завдання з розкривних та видобувних робіт.

Максимізувати ефект від створення тимчасових відвалів, стабілізуючих транспортну роботу кар'єра, можливо за рахунок оптимізації їх місцеположення в просторі кар'єра і цілеспрямованого створення умов, необхідних для реалізації кільцевої схеми руху автосамоскидів.

Кар'єр є складною ймовірнісною технологічною системою функціонування, яка підпорядковується законам теорії масового обслуговування. На основі методології імітаційного моделювання можливо побудувати модель, що враховує фактичну і оптимізовану топологію кар'єрних автодоріг, структуру і параметри кар'єрних вантажопотоків, технічні характеристики і кількість виймально-навантажувального та транспортного обладнання.

Завдяки накопиченню значного об'єму статистичних даних функціонування гірничотранспортного обладнання, з'явилась можливість проаналізувати сучасний стан

екскаваторно-автомобільних комплексів кар'єрів і, шляхом створення і використання актуальних імітаційних моделей, віднайти потенційну можливість для підвищення загальної ефективності роботи комплексу та розробити нові схеми організації вантажопотоків.

Теорія кар'єрних вантажопотоків була створена працями Ржевського В.В., Васильєва М.В., Яковлева В.Л., Хохрякова В.С., Новожилова М.Г., Сімкіна Б.А., Астаф'єва Ю.П., Четверика М.С., Дриженко А.Ю. та інших видатних вчених. З використанням методів імітаційного моделювання були знайдені рішення складних задач кар'єрного транспорту в працях Литвинова С.В., Максимова О.В., Каплана В.М., Галкіна В.А. та ін.

Разом з тим, у наукових працях українських та зарубіжних вчених ряд аспектів даної проблеми є ще недостатньо висвітленим. Потребує свого вирішення питання впливу на ефективність використання екскаваторно-автомобільного комплексу та систему вантажопотоків кар'єру використання тимчасових внутрішніх автомобільних відвалів, а також питання розширення меж використання кільцевих схем переміщення автомобільного транспорту, типізації та класифікації технологічних схем їх застосування на глибоких залізрудних кар'єрах.

У 90-х роках минулого сторіччя для використання в кар'єрах була запропонована технологічна схема з кільцевим рухом і попутним навантаженням автосамоскидів. Її ефективність забезпечується за рахунок зменшення у загальній тривалості рейсу частки часу руху порожнього автосамоскиду. Але у відомому варіанті ця схема має дуже обмежену область використання і на практиці не застосовується.

Поставлене в дослідженні завдання вирішуємо, виходячи з умови виконання кар'єром запланованого обсягу видобувних і розкривних робіт, але обмеження по кількості кар'єрних автосамоскидів і можливій транспортній роботі не дозволяють доставити весь розкрив до планових пунктів доставки (зовнішні бульдозерні відвали, екскаваторні перевантажувальні пункти) і частина розкривних порід розміщується в тимчасовому відвалі до моменту, коли перерозподіл обсягів робіт в кар'єрі не дозволить заданим парком автосамоскидів вивезти гірничу масу у зовнішній відвал.

Вибір майданчика для розміщення внутрішнього відвалу заснований на комплексному обліку гірничо-геологічних особливостей родовища, гірничо-геометричних особливостей фактичного кар'єрного простору, а також порядку розвитку черг кар'єра в межах гірничого відводу.

Найбільші можливості для обґрунтованого розміщення внутрішнього відвалу представляє детальний аналіз гірничо-геологічних особливостей родовища.

Зміщення рудних блоків уздовж тектонічних розломів, зміна кута падіння рудних тіл (наприклад, перехід з деякої глибини з пологого залягання рудного тіла на круте) при відповідному положенні щодо борту кар'єру можуть створювати майданчики, зручні для розміщення внутрішніх відвалів. Системи з'їздів і транспортних берм, що у розглянутий період часу не експлуатуються, також є перспективними ділянками для розміщення тимчасового відвалу. На ряді кар'єрів для зменшення пікових обсягів транспортної роботи відомі приклади збільшення обсягу і висоти огорожувальних валів уздовж кар'єрних доріг. Наявність зсувонебезпечної ділянки на борту кар'єра і створення для її утримання скельного контрфорсу також є прикладом тимчасового внутрішнього відвалу. При поетапній системі розробки тимчасовий відвал ефективно розмістити в просторі перспективного етапу (прибортовий відвал), або одного з робочих етапів, гірничі роботи в межах якого характеризуються невисокою інтенсивністю.

Вище наведені приклади не є повним переліком можливих варіантів розміщення в просторі кар'єра тимчасових відвалів, завданням яких є компенсація пікових обсягів транспортної роботи. При відповідному розміщенні тимчасового відвалу можливо ор-



ганізувати рух автосамоскидів по кільцевій схемі з попутним завантаженням, що призведе до скорочення холостого пробігу і збільшення продуктивності автосамоскидів.

Задача вирішується у два етапи. На першому етапі з використанням методів лінійного програмування [4,5] для заданого календарного розподілу гірничої маси по горизонтах, відомого положення пунктів доставки гірничої маси, визначається кількість автосамоскидів, необхідна для виконання планового завдання. У разі недостатньої кількості автосамоскидів необхідно визначити оптимальне місце розташування компенсаційного тимчасового відвалу. У разі надмірної кількості автосамоскидів необхідно визначити обсяг переєкскавації у зовнішній відвал з раніше створеного компенсаційного тимчасового відвалу.

$$NT = \sum_{i=1}^{NP} P_i T_i + \sum_{i=1}^{NS} \bar{P}_i S_i + NO \rightarrow \min$$

де NT – кількість автосамоскидів; NP- кількість можливих шляхів (маршрутів); NS – кількість пунктів розвантаження, що не обмежують продуктивність автосамоскидів або інтенсивність транспортного потоку; NO –кількість пунктів навантаження, що обмежують продуктивність автосамоскидів і інтенсивність транспортного потоку;  $P_i$  – інтенсивність транспортного потоку на шляху (маршруті)  $i$ , автосамоскидів/хв;  $T_i$  – середній час руху по шляху (маршруту)  $i$ , хв;  $S_i$  – середній час розвантаження, хв.

На другому етапі на основі відомого положення вибоїв, пунктів доставки гірничої маси, з використанням імітаційного моделювання виконується дослідження роботи екскаваторно-автомобільного комплексу і уточнюється положення тимчасових відвалів з урахуванням організації кільцевого руху.

**Висновки.** Виконано аналіз технологічних схем з внутрішнім відвалоутворенням. Проаналізовані ділянки кар'єрного простору, раціональні для розміщення компенсаційних тимчасових відвалів. Розроблена методика розрахунку і обґрунтування раціональної області використання технологічних схем з внутрішнім відвалоутворенням, кільцевим рухом та попутним навантаженням кар'єрних автосамоскидів. В подальших дослідженнях будуть визначені закономірності, що пов'язують параметри кар'єрних вантажопотоків, схему організації руху транспорту і структуру екскаваторно-автомобільного комплексу кар'єру, з параметрами, положенням і терміном служби тимчасових внутрішніх автомобільних відвалів, що дозволять підвищити ефективність відкритих гірничих робіт.

### Бібліографічний список

1. Мариев П.Л., Кулешов А.А., Егоров А.Н., Зырянов И.В. Карьерный автотранспорт стран СНГ в XXI веке. — СПб.: Наука, 2006. — 387 с.
2. Открытая разработка крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием / Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Романенко А.В., Киковка В.Е. АН Украины. Ин-т проблем природопользования и экологии. — Киев: Наукова думка, 1982. — 115 с.
3. Положення про проектування внутрішнього відвалоутворення та складування відходів виробництва в залізородних і флюсових кар'єрах / А. Шапар, П. Копач, В. Романенко, В. Лашко, В. Бондаренко, А. Дриженко, Ю. Вілкул, Ю. Ніколашин, О. Романенко, В. Слободянюк, В. Квітка, В. Моїсеєнко, А. Воробйов, О. Ігнатов, В. Галімуллін / Інститут проблем природокористування та екології НАН України. - Дніпропетровськ: Мінерал.- 2004.-50с.

4. White J.W., Arnold M.J., Clevenger J.G. Automated open pit truck dispatching at Tyrone. — Engineering and Mining Journal, 1982, N 6, p. 76-84.

5. Ramani R.V., Haulage system simulation analysis in surface mining. — Surface Mining, SME publications, 1990, p. 724–742.

УДК 624.19

Городиська А.М. студ. гр. ОС-41м, Стовпник С.М., к.т.н., доц., Національний технічний університет України «КПІ», м. Київ, Україна

## ОБГРУНТУВАННЯ ПРОЦЕСУ ФУТЕРУВАННЯ ПОЛІЕТИЛЕНОВОЇ ТРУБИ ПРИ РЕКОНСТРУКЦІЇ ПІДВОДНОГО ДЮКЕРА

*Досліджено процес футерування циліндричної поліетиленової труби при реконструкції підводного дюкера. Запропоновано нові технологічні заходи, які дозволяють запобігти пошкодження елементів конструкції підводного дюкера при проведенні реконструкції.*

*The process of drawing cylindrical polyethylene pipe in the reconstruction of underwater aqueducts closed type. Set stress distribution slit design elements aqueducts. The new technological measures that allow to prevent damage to structural elements of the underwater aqueducts under the river Dnipro during reconstruction.*

При реконструкції підземних об'єктів необхідно здійснювати підземні роботи, які мають обмеженість фронту робіт, лімітована кількість одночасно діючих вибоїв, чисельність робітників та механізмів, розміщених у вибої; невизначеність гірничо-геологічних умов по мірі просування вибою; жорсткі вимоги техніки безпеки і промислової санітарії; значна залежність виробничих процесів від роботи обслуговуючих підрозділів [1].

Для вирішення задачі футерування дюкера складена наступна розрахункова схема (рис.1).

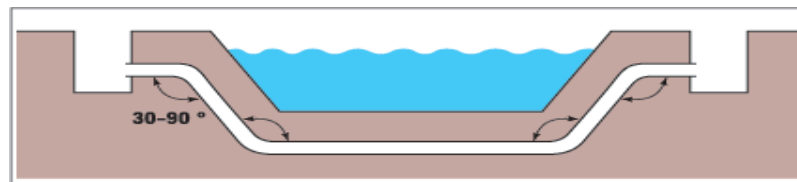


Рис. 1. Профіль дюкера. Кути повороту.

Складовою частиною цієї задачі є реконструкція споруд спеціального призначення з використанням новітніх технологій, що дозволить зменшити вартість робіт та покращити ефективність використання об'єктів.

Для підземної колекторної мережі актуальним є застосування безтраншейного відновлення каналізаційних і водовідвідних трубопроводів діаметром 500-3500 мм, у зв'язку з зношеним станом колекторів, виконаних переважно із залізобетонних та сталевих елементів під впливом агресивних речовин з утворенням кислотного конденсату та газової корозії.

Відновлення зношених трубопроводів ускладнюється змінним профілем закладання та складним проведенням детальної розвідки їхнього стану.

Дюкерні переходи через річку Дніпро складаються зі сталевих трубопроводів діаметром 1400мм різних років будівництва. Швидкий розвиток міста, збільшення будів-

ництва і кількості населення пришвидшує закінчення терміну експлуатації. Згідно з діючими нормами, термін служби для сталевих трубопроводів визначено у 20 років. Фактично система дюкерних переходів через річку Дніпро знаходиться в експлуатації більше 60 років. Такий тривалий термін експлуатації позначився на технічному стані трубопроводів.

Обстеження пошкоджених ниток дюкера показало, що причиною аварійних ситуацій є абразивне стирання лотковою частиною сталевих трубопроводів з утворенням повздовжніх наскрізних тріщин 500-1000 мм з шириною розкриття 50-70 мм. Залишкова товщина стінок в бічних і верхній частинах трубопроводу становить 6-9 мм.

За основу реконструкції дюкерного переходу приймаємо безтраншейні методи, основними з них є:

- Спосіб «труба в трубі» - релайнінг. За допомогою релайнінга створюється герметична система "труба в трубі", яка ні в чому не поступається новому трубопроводу як по структурних, так і гідравлічних властивостях. Цей метод має перевагу: старий трубопровід можна замінити швидко і легко, а після введення в експлуатацію трубопровід має якість нового.

Під час релайнінгу нові труби вводяться в існуючий трубопровід, а простір між стінками старих і нових труб заповнюється стійкою до фізичних навантажень речовиною, зазвичай цементною сумішшю. Це заповнення фіксує трубу в потрібному положенні і допомагає взяти навантаження всієї конструкції. Поліетиленові труби особливо добре підходять для санації трубопроводів завдяки своїй малій вазі, антикорозійної стійкості, гарантії якості, легкості монтажу і доброму опору навантаженням, що виникають при заповненні [2].

- Санація методом «панчохи». Суть методу полягає у введенні в старий трубопровід "панчохи" виконаного з синтетичного повсті, просоченої різними композитним матеріалом (в залежності від призначення трубопроводу) з подальшим її затвердінням.

Таким чином, всередині старого трубопроводу формується нова труба, що має несучу здатність, за показниками порівнянної з реконструйованою. За допомогою даного методу можливо реконструювати як напірні, так і безнапірні трубопроводи каналізації та водопостачання. Діаметри санованого трубопроводу від 100 мм до 1600 мм [3].

Аналізуючи складність залягання старого підводного дюкера, та на криволінійність траси трубопроводу обираємо метод «труба в трубі».

Особливістю футерування підводного дюкера методом «труба в трубі» є застосування двох різних установок – затягуючої лебідки та продавлюючої установки. Це обґрунтовано великою довжиною траси дюкера та її різнопрофільним заляганням. Потужності одній установці не вистачає для створення тягових зусиль достатніх для подолання опору при проходженні криволінійних ділянок. Тому ми запропонували використовувати затягуючу лебідку як основну установку, а продавлюючий прес як допоміжний (рис. 2.)

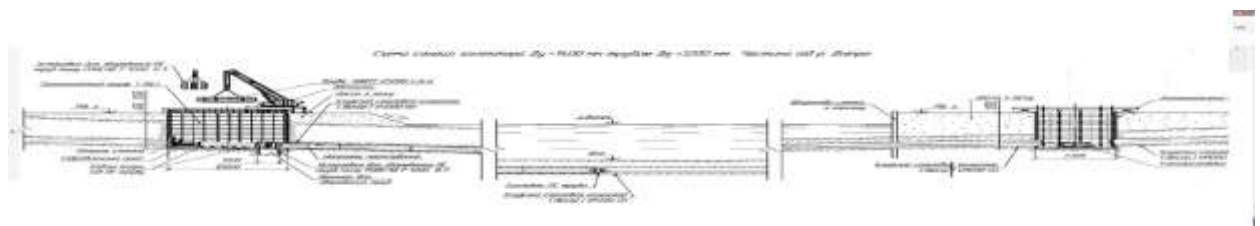


Рис. 2. Схема футеровки дюкера через р. Дніпро комбінованим способом.

## Бібліографічний список

1. Poly Plastic. Стаття [http://polyplastic.ua/news/sdr\\_pe\\_pipes.html](http://polyplastic.ua/news/sdr_pe_pipes.html) . 2009.
2. <http://www.hobas.ru/inzhenerное-rukovodstvo/metody-ontazha/relaining.html>.
3. <http://www.gradiss.ru/services/bpis/sanatsia/>
4. Журнал «ЖКГ». Безтраншейні методи санації – рішення для ремонту та модернізації мереж водопостачання.

УДК 624.15

*Михайлов А.А., магистрант, Черкасов С.М., доцент, канд. техн. наук,  
Ростовский государственный строительный университет, г. Ростов-на-Дону, Россия*

### **КОНСТРУКТИВНОЕ УСИЛЕНИЕ ЗДАНИЙ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ИХ СЕЙСМОСТОЙКОСТИ**

*Приведены результаты обследования фундаментов реконструируемого здания в г. Новороссийске. Предложены меры конструктивного усиления фундаментов и наземных конструкций для повышения сейсмостойкости здания.*

*The results of the survey of foundations of reconstructed buildings in the city of Novorossiysk. The measures proposed structural reinforcements of foundations and surface structures to improve the seismic resistance of the building.*

Инженер Н.К. Николаев в 1932 г. писал: «Неправильное заложение оснований и фундаментов сооружений, вызывающее в них те или иные деформации, иногда даже угрожающие их устойчивости, можно рассматривать как болезнь сооружения. С этой точки зрения методы борьбы с нежелательными деформациями в сооружениях должны иметь большое сходство с методами патологии, применяемыми в медицине к заболевшему живому организму.

Нас тоже интересуют не только сами деформации, но и причины их вызвавшие. Чтобы предохранить сооружение от разрушения, необходимо изучать изменение деформаций с течением времени, предвидеть их исход и заблаговременно принимать меры к их прекращению и к исправлению повреждений, нанесенных ими сооружению».

Рассмотрим обследование зданий в сейсмоопасных районах с целью оценки их технического состояния и разработки мер по усилению фундаментов и наземных конструкций с целью повышения сейсмостойкости зданий.

Обследуемый объект – «Терапевтический корпус с переходной галереей, «ФГУ ЮОМЦ ФМБА России» расположен в г. Новороссийске, по ул. Сакко и Ванцетти, 26. Здание – пятиэтажное с цокольным (в части здания) и техническим этажом, рулонной кровлей с внутренним водостоком, прямоугольной формы с одноэтажными пристройками по двум фасадам здания.

Для проведения капитального ремонта терапевтического корпуса специалистами НПП «Алектич» было выполнено комплексное обследование всех конструкций здания. По результатам обследования выяснилось, что здание Терапевтического корпуса выполнено в полунасыпи в полувыемке.

Для ленточных фундаментов здания Терапевтического корпуса НБ «ФГУ ЮОМЦ ФМБА России» с шириной подошвы фундаментной плиты (подушки) внутренних поперечных несущих стен 1,6 м и глубиной погружения в грунт 3,43 м расчетная несущая способность, определенная по СНиП 2.02.01-83\*«Основания зданий и со-

оружений» [1], составляет 82,86 тс. Нормативная нагрузка на фундамент – 72,1 тс. Предельное сопротивление основания при сейсмике 9 баллов – 39,5 тс.

Сейсмичность площадки изысканий приводится по карте ОСР-97-А и СНКК 22-301-2000\* (редакция 2004 г.). Фоновая сейсмичность г. Новороссийска для объектов II уровня ответственности по карте ОСР-97-А составляет 8 баллов, карте ОСР-97-В - 9 баллов [2].

Поверочными расчетами было определено:

– ленточный фундамент под наружную стену по оси Б с шириной подошвы 0,8 м полностью воспринимает существующую нагрузку. Коэффициент использования при расчете по деформациям  $K = 0,59$ , при расчете на сеймику  $K = 0,98$ ;

– ленточный фундамент под наружную стену по оси Д с шириной подошвы 0,8 м не воспринимают сейсмическую нагрузку. Коэффициент использования при расчете по деформациям  $K = 0,52$ , при расчете на сеймику  $K = 1,01$ ;

– ленточный фундамент под внутреннюю стену по оси 13 (д.ш.) с шириной подошвы 1,6 м не воспринимают сейсмическую нагрузку. Коэффициент использования при расчете по деформациям  $K=0,9$  при расчете на сеймику  $K = 1,08$ ;

– ленточный фундамент под внутреннюю стену по оси 18 с шириной подошвы 1,6 м не воспринимают сейсмическую нагрузку. Коэффициент использования при расчете по деформациям  $K = 0,92$ , при расчете на сеймику  $K=1,06$ ;

– наружные стены из керамзитобетонных блоков толщиной 440 мм в осях Б и Д полностью обеспечивают восприятие существующей нагрузки.

По результатам обмерно-обследовательских работ, аналитической оценки принятых объемно-планировочных решений, а также поверочных расчетов и конструктивного анализа, установлено:

– здание НБ «ФГУ ЮОМЦ ФМБА России» не отвечает требованиям норм сейсмостойкого строительства (т.е. является сейсмоопасным);

– техническое состояние здания классифицируется как недопустимое, несоответствующее требованиям надежности и долговечности, предъявляемым к зданиям II класса ответственности;

– требуется усиление и восстановление несущей способности конструкций.

Для приведения состояния здания в соответствие с требованиями строительных норм и дальнейшей безопасной эксплуатации, было решено выполнить следующие мероприятия:

– усиление фундаментных конструкций и основания;

– усиление стен и вертикальных связей для обеспечения восприятия усилий от расчетных сейсмических воздействий;

– увеличение жесткости дисков перекрытия, надежности соединения их элементов; устройство антисейсмических поясов, устройство усиливающих стальных поясов;

– обеспечение связей между стенами различных направлений, между наружными стенами и перекрытиями;

– усиление элементов соединения сборных конструкций стен;

– изменение конструктивной схемы здания, в том числе путем введения системы дополнительных конструктивных элементов.

### Библиографический список

1. СНиП 2.02.01-83\* «Основания зданий и сооружений». – М., 1995.
2. СНКК 22-301-2000 (ТСН 22-302-2000 Краснодарского края). Строительство в сейсмических районах Краснодарского края / Департамент по строительству и архитектуре Краснодарского края. - Краснодар, 2001.

*Недашківський В.А., магістрант гірничо-екологічного факультету, Левицький В.Г., к.т.н., доцент кафедри маркшейдерії, ДВНЗ «Житомирський державний технологічний університет»*

## **ГЕОІНФОРМАЦІЙНІ МЕТОДИ УПРАВЛІННЯ ЯКІСТЮ ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ НА ОСНОВІ ГЕОМЕТРИЗАЦІЇ РОДОВИЩ**

*Розглянуто актуальність, методи управління якістю щебеневої сировини за допомогою геоінформаційних систем, а також взаємозв'язок геометризації родовища з методами управління якістю.*

*Actuality is considered, methods of quality management of macadam raw material by means of the geographic information systems, and also intercommunication of geometrizing of deposit with the methods of quality management.*

**Вступ.** Щебенева сировина має ряд хімічних, фізичних та технологічних властивостей, що в сукупності з гірничо-геологічними умовами залягання покладів визначає промислову цінність родовища. Здійснення графічного моделювання просторових закономірностей розміщення фізико-хімічних властивостей корисної копалини за допомогою геоінформаційних методів дозволяє вирішити конкретні питання та прийняти обґрунтовані рішення, щодо загального стану і подальшого управління якістю сировини в різних частинах родовища.

**Аналіз літературних джерел.** Дослідженням управління якістю для окремих видів корисних копалин, на різних стадія розвитку родовища, а також геометризацією родовищ займалися ряд науковців, а саме Є.В. Кочура, М.В. Шолох, І.В. Філатова, О.Б. Владико, Д.В. Мальцев, А.В. Анциферов, А.А. Глухов, А.А. Омельченко та ін. При наявності ефективних розробок окремих питань є відсутнім розгляд безпосередньої якості щебеневої продукції та здійснення управління якістю за допомогою різних геоінформаційних методів, а також об'єднання ряду методів для збільшення точності.

**Мета роботи.** Геометризація родовища та аналіз геоінформаційних методів управління якістю щебеневої сировини з подальшим їх удосконаленням.

**Матеріали і результати досліджень.** Якість не може проявлятися сама по собі, нею необхідно управляти. Управління якістю продукції гірничого підприємства – це сукупність технічних, технологіко-економічних й організаційних дій, спрямованих на забезпечення в процесі гірничого виробництва як абсолютного рівня якості корисної копалини, так і його стабільності.

Дослідження управління якістю щебеневої сировини виконане на основі геометризації родовищ, а точніше геометризацією властивостей родовищ. Процес геометризації властивостей родовища складається з таких етапів: випробування, опрацювання даних вимірювання, складання якісних графіків і розв'язання за ними задач.

До основних властивостей щебеневої сировини можна віднести:

- активність природних радіонуклідів (радіоактивність);
- зерновий склад і форма зерен;
- міцність;
- морозостійкість;
- вміст пилоподібних і глинистих часток;
- дійсна, середня та насипна щільності.

До додаткових властивостей щибеневої сировини можна віднести:

- адгезія або "злипання" (зчеплення з бітумом);
- вміст забруднюючих і хімічно шкідливих домішок та ін.

Управління якістю щибеневої сировини здійснюється після опробування (хімічного, технічного, технологічного та мінералогічного) в різних точках родовища та зрозуміння загального стану із прийняттям подальших рішень за допомогою геоінформаційних систем (ГІС). Необхідною умовою нормального функціонування системи управління якістю є наявність своєчасної і достовірної інформації про якість сировини, яка видобувається і споживається, тому що між інформацією і управлінням якістю щибеневої сировини існує взаємообумовлений зв'язок – при відсутності достатньої інформації неможливе ефективне здійснення процесу управління, а при відсутності управління втрачає сенс і інформація. При управлінні якістю щибеневої сировини необхідно використати як зовнішню, так і внутрішню інформацію.

Зовнішня інформація представляє собою дані про потреби в щибеневій сировині певного рівня якості, про фактичний рівень якості щибеневої сировини, що проявляється в умовах її споживання з даним показником виробничої якості, а також дані про споживання щибеневої сировини.

Внутрішня інформація представляє собою дані про якість вихідної щибеневої сировини, відхилення умов виробництва при виготовленні продукції, відхилення показників якості щибеневої сировини від заданого рівня, що виникають у процесі її видобування, а також дані про витрати, які пов'язані з ліквідацією відхилень від заданого рівня якості.

ГІС – це програмно-апаратний комплекс, що забезпечує збір, відображення, обробку, аналіз і поширення інформації щодо просторового розподілу об'єктів та явищ на основі електронних карт, пов'язаних з ними баз даних і супутніх матеріалі. Тобто, ГІС – це програмне забезпечення, що дозволяє зв'язати географічну інформацію (просторове розташування процесів і об'єктів) з описовими інформаційними ресурсами.

Аналіз даних по властивостям щибеневої сировини виконується за допомогою програмних засобів ГІС, в даному випадку використовувалися пакети просторового аналізу та моделювання. Для покращення аналізу виконується робота за допомогою кількох програмних пакетів ГІС, оскільки, можна виконати порівняння і зробити висновки.

Дослідження виконане з введенням даних якісних показників щибеневої сировини, управління даними, а також здійснення візуалізації даних у вигляді інтерактивних карт, тривимірних зображень та графіків.

**Висновки.** Вирішення більшості задач можливо тільки з застосуванням комп'ютерних технологій, що дозволяє вирішувати як організаційні задачі, так і основні завдання управління технологічними процесами. Впровадження на гірничих підприємствах різних програмних засобів надасть змогу краще розуміти ситуацію, яка стосується управління якістю щибеневої сировини. Забезпечення високоякісної сировини, в умовах відкритості ринку, є однією з умов виживання гірничо-видобувного підприємства.

### Бібліографічний список

1. Гостев В. И. Методы управления качеством продукции. Крупносерийное и массовое производство. – М., Машиностроение, 1980. – 264 с.

2. Світличний О.О., Плотницький С.В. Основи геоінформатики: Навчальний посібник / За заг. ред. О.О. Світличного. – Суми: ВТД «Університетська книга», 2006. – 295 с.
3. Капутин Ю.Е. Геостатистика в горно-геологической практике / Ю.Е. Капутин, А.И. Ежов, С. Хенли. – Апатиты, 1995. – 191 с.
4. Філатова І.В. Геоінформаційні системи в керівництві гірничовидобутними підприємствами // Наукові праці ДонНТУ: Серія гірничо-геологічна. – Випуск 45. – Донецьк: ДонНТУ. – 2002. – С. 30-32.

УДК 622.268.2

*Выгодин А.М., студ. гр. ГРв-15, Солодянкин А.В., проф., д.т.н., профессор каф. СГГМ, Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск, Украина*

## **ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ СООРУЖЕНИЯ КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПИ КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА**

*Рассмотрены проблемные вопросы поддержания капитальных выработок закрепленных комбинированной крепью с тампонажем закрепного пространства и предложены варианты их решения. Рекомендации и технические решения прошли промышленную проверку, показав хорошие результаты и качество работ.*

*Problematic issues of maintaining capital developments with a combined support with the fixing grouting rock mass are considered and their proposed solutions. Recommendations and technical solutions have been industrial test and showed good results and quality of work.*

**Введение.** Дальнейшее увеличение добычи угля, при одновременном росте его конкурентоспособности требует строительства комплекса капитальных выработок шахт. Важной задачей при этом является обеспечение их длительной устойчивости и надежности, от чего зависит ритмичность и эффективность работы всей шахты.

Конструкции крепей и способы обеспечения устойчивости выработок являются весьма материалоемкими и трудоемкими, имеют высокую стоимость. Удельный вес стоимости крепления капитальных выработок в себестоимости угля достигает значительных размеров. Анализ традиционных конструкций крепей показывает, что их возможности практически исчерпаны и они не могут обеспечить надежную эксплуатацию выработок.

Опыт поддержания капитальных выработок свидетельствует, что положительный эффект при обеспечении их устойчивости связан не с увеличением материалоемкости крепи, а за счет создания комбинированных охранных конструкций направленных на создание системы «крепь-массив».

Шахты Западного Донбасса характеризуются очень сложными условиями поддержания выработок. Это обусловлено наличием слабых вмещающих пород, значительным снижением их прочности при увлажнении, тонкослоистой текстурой массива пород, субвертикальной трещиноватостью, интенсивным пучением пород почвы. В связи с этим, уже на глубине 200...300 м имеют место интенсивные смещения приконтурного массива, значительные деформации и разрушения крепи, вывалы пород.

Эффективным способом поддержания капитальных выработок в этих условиях является создание комбинированных конструкций крепей с тампонажем закрепного пространства твердеющими составами. Параметры и технология возведения таких крепей были хорошо отработаны в 1970-80 гг. при строительстве шахт ПО «Павлоградуголь».



Однако, в настоящее время ситуация на рассматриваемом месторождении существенно ухудшилась. Увеличилась глубина разработки, которая на ряде шахт составляет уже 400...550 м. С увеличением глубины возросла геологическая нарушенность пород. Большое влияние оказывает техногенная нарушенность из-за воздействия под- и надработки лавами соседних пластов. Интенсификация очистных работ на шахтах потребовала увеличения сечения выработок в среднем от 9...11 м<sup>2</sup> до 17...18 м<sup>2</sup>.

Указанные причины привели к тому, что в сейчас при сооружении капитальных выработок, из-за сложной организации работ, технология заполнения закрепного пространства либо не проводится, либо это делается с большим отставанием от забоя, что не обеспечивает длительной устойчивости выработок и требует в последующем выполнения дорогостоящих и трудоемких ремонтных работ.

Таким образом, **целью исследований**, результаты которых представлены в статье, является обоснование рациональных параметров технологии сооружения комбинированной крепи с заполнением закрепного пространства твердеющими составами для сложных условий шахт Западного Донбасса.

**Материалы и результаты исследований.** Причинами несвоевременного проведения тампонажа закрепного пространства являются следующие. Во-первых, ручная чеканка швов железобетонной затяжки, что увеличивает время подготовительных операций перед подачей тампонажного раствора за крепь. Это вызывает отставание тампонажа и проведение его на значительном удалении от забоя выработки (400...500 м).

Во-вторых, интенсивное развитие деформаций в приконтурном массиве пород, обусловленное большими размерами обнажений (габаритами выработки) и наличием слабых неустойчивых трещиноватых пород. Последний фактор приводит к тому, что деформирование крепи и поломка железобетонной затяжки, вызванные обрушением приконтурных пород, главным образом – пород кровли, происходит на расстоянии 30-40 м от забоя, т.е. в зоне расположения проходческого оборудования. Выполнение тампонажа в этой зоне невозможно из-за больших технических и организационных сложностей.

Визуальное обследование выработок, как длительного срока службы в местах их перекреплений, так и сооружаемых в настоящее время показало, что в приконтурном массиве пород вокруг выработок, не подверженных влиянию очистных работ, формируется с некоторым разрывом во времени несколько зон разрушения (рис. 1).



Рис. 1. Развитие зон трещиноватости в приконтурном массиве пород

В результате длительных исследований, выполненных на шахтах Западного Донбасса, М.А. Выгодиным [1] был раскрыт механизм деформирования массива пород в окрестности протяженных выработок, который заключается в образовании трех зон разрушенных пород, разделенных трещинами (рис. 2). Толщина слоев, начиная от внешнего по отношению к выработке контура, составляет, в среднем, 25, 50 и 75 см соответственно. При этом смещения первого слоя достигают до 0,5 м, второго – до 0,2 м, третьего – до 0,05 м. Ширина трещин между слоями соответственно равна 0,1 м, 0,05 м, и 0,01 м в кровле выработки и, примерно, вдвое меньше в почве.

Со стороны почвы развивается пучение пород. В кровле и боках постепенно формируется зона разрушенных пород, создающих нагрузку на крепь. В условиях шахт Западного Донбасса этот процесс реализуется на расстоянии 30...50 м от забоя выработки и может быть описан функцией влияния забоя выработки  $k(L)$  (рис. 3).

Ее значения изменяются от некоторой минимальной величины непосредственно у плоскости забоя  $k(L)_{min} \approx 0.1...0.2$  до  $k(L) = 1$  на расстоянии 30...50 м. Эта функция как-бы снижает гравитационные силы  $-\gamma H$  в пределах влияния забоя, по мере уменьшения которых происходит изменение геомеханического состояния массива с образованием трех характерных зон.

В пределах зоны I образуется область неупругих деформаций (ЗНД). В пределах зоны II реализуется вспучивание почвы. В пределах зоны III продолжается деструкция вмещающих пород, сопровождающаяся развитием трещин в боках и кровле выработки, что приводит к росту свода естественного равновесия, в пределах которого формируется нагрузка на крепь.

Для устранения первой причины несвоевременного проведения тампонажа – ручной чеканки, была внедрена технология механизированного пикотажа стыков железобетонной затяжки способом торкретирования с помощью установки АС-1 (рис. 4). Установка предназначена для нанесения мелкозернистых бетонных смесей методом сухого торкретирования.

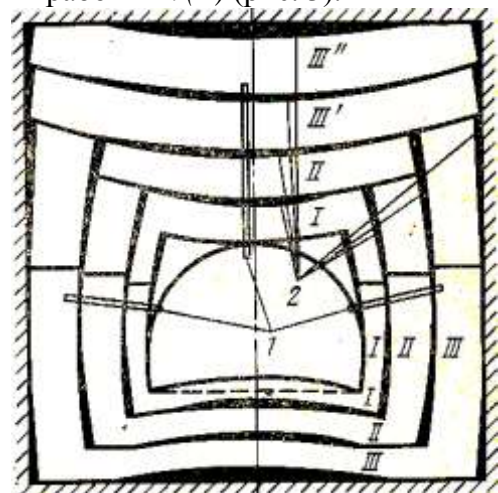


Рис. 2. Схема деформирования (разрушения) пород приконтурного слоя и образование зон разрушения: I, II, III – зоны разрушения вмещающего массива; 1 – шпур для тампонажа, 2 – пустоты

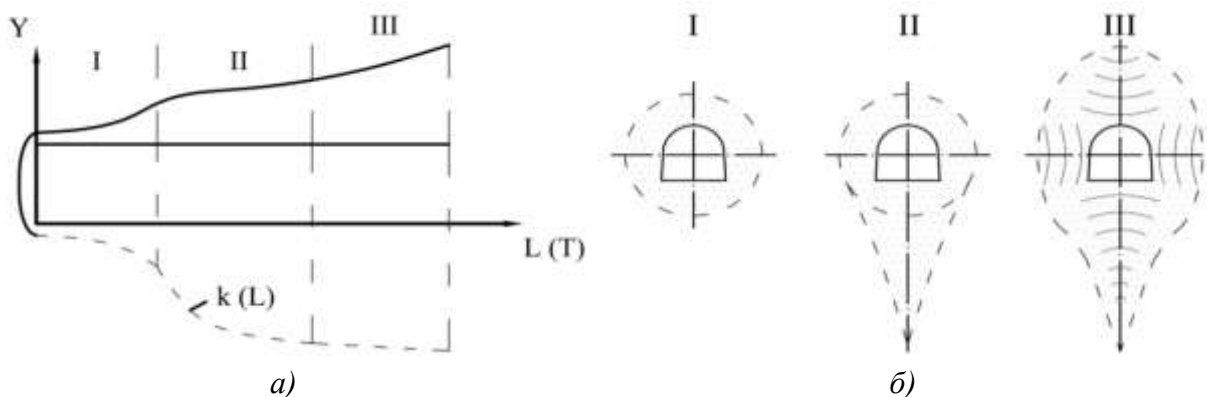


Рис. 3. Развитие геомеханических процессов по мере перемещения забоя выработки: продольный (а) и поперечный (б) разрезы

Внедрение данной технологии позволило свести к минимуму использование ручного труда и увеличить скорость проведения пикотажа, что, в свою очередь, дало возможность проведения тампонажа без отставания от технологического комплекса со скоростью 90...120 м/сут. Все операции по тампонажу производились в ремонтно-подготовительную смену звеном из трех горнорабочих.

Для повышения устойчивости пород кровли до проведения тампонажа в зоне расположения горнопроходческого оборудования (именно на этом участке происходят интенсивные деформации приконтурного массива пород) предусматривается установка анкеров в забое выработки. Это позволит сохранить на определенное время устойчивость пород кровли и увеличить отставание тампонажа от забоя.

Технологическая схема возведения крепи с тампонажем закрепного пространства и упрочнением пород кровли анкерами показана на рис. 5.



Рис. 4. Торкрет- установка АС-1 (АО «Альпсервис», г. Харьков)

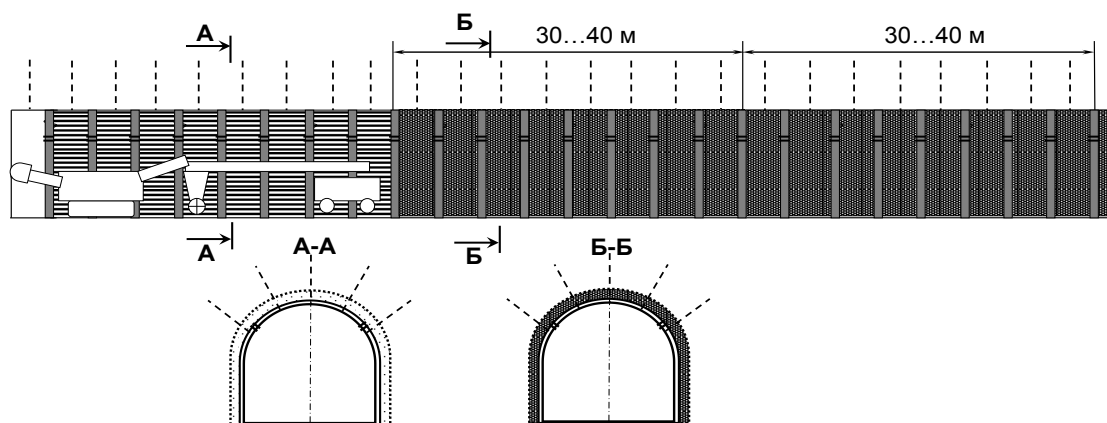


Рис. 5. Технологическая схема возведения крепи с тампонажем закрепного пространства с упрочнением пород кровли анкерами

На основе предложенной выше модели развития трещин в окрестности одиночной выработки поставлена и решена численная задача об оценке напряженно-деформированного состояния по мере развития деформационных процессов в связи с перемещением забоя. В качестве вычислительного инструмента использован программный продукт Phase 2 канадской компании Rocksiense [2].

Методика численного моделирования предусматривает несколько этапов, при этом результаты вычислений на каждом этапе должны быть адекватны натурным измерениям и соответствовать предложенной выше деформационной модели (см. рис. 2).

Общая расчётная схема и результаты моделирования первых четырёх этапов задачи показаны на рис. 6. Этап моделирования с анкерной крепью показан на рис. 7.

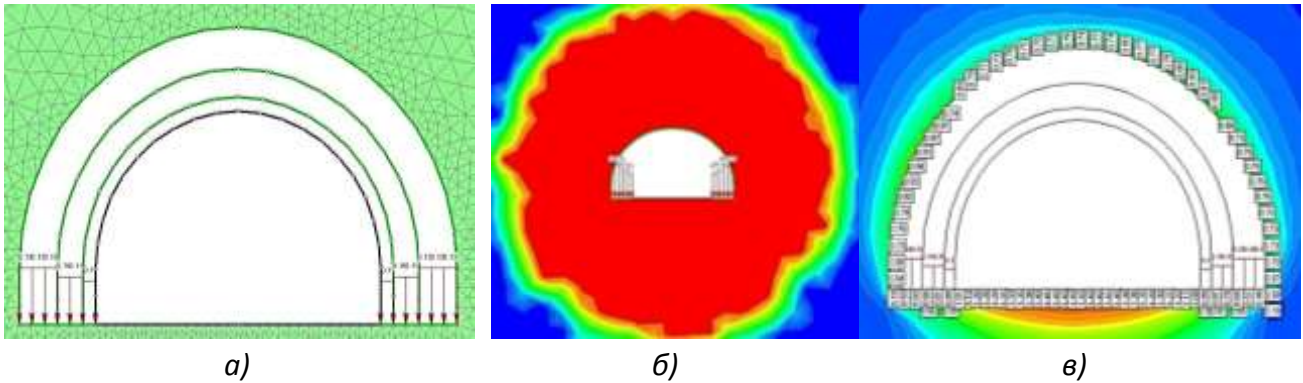


Рис. 6. Расчетная схема (а), зона неупругих деформаций (б) и перемещения на контуре (в) выработки для IV стадии моделирования

Количество анкеров изменялось от трёх до девяти. Прочность не разбитого трещинами приконтурного породного массива увеличена на 60%.

Анализ результатов моделирования показал, что в этом случае существенно (в 1,5...2 раза) уменьшается размер ЗНД и величина перемещений на контуре выработки. Это свидетельствует о повышении устойчивости выработки и, соответственно, о снижении в будущем эксплуатационных затрат на ее поддержание.

На рис. 8 приведены зависимости, показывающие как влияет число анкеров –  $N$  и расстояние от забоя выработки –  $l$  на величину перемещений пород почвы –  $U_n$ . Из них следует, что при 5 установленных в кровлю анкерах работы по проведению тампонажа можно выполнять на расстоянии 60 м от забоя выработки, по сравнению с 30 м при отсутствии анкеров. Это не только снижает скорость пучения пород почвы и его величину до 0,3...0,4 м, но и позволяет существенно разнести работы по проходке выработки и тампонажу закрепного пространства.

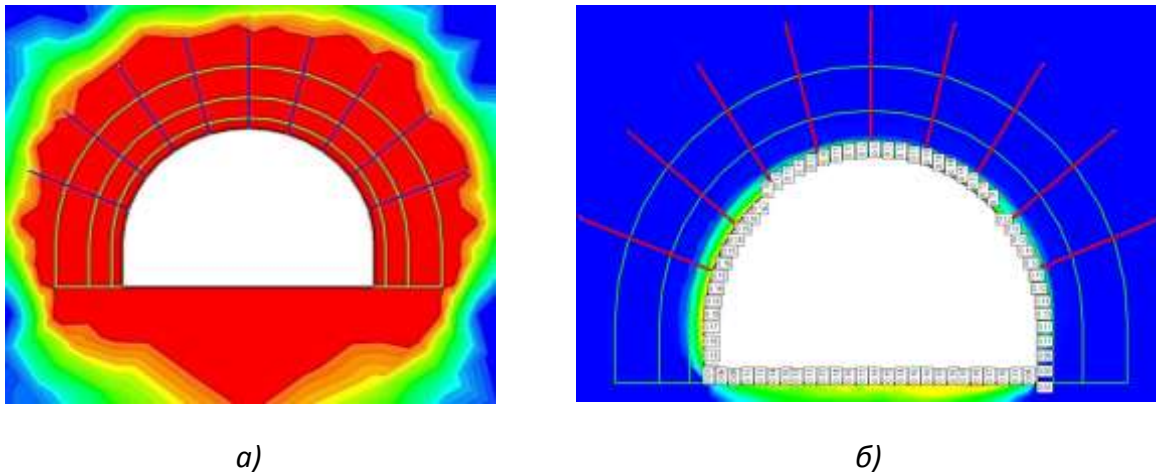


Рис. 7. Зона неупругих деформаций (а) и перемещения на контуре выработки (б) при установке анкеров

**Выводы.** Длительная устойчивость капитальных выработок в сложных геомеханических условиях шахт Западного Донбасса может быть обеспечена за счет применения тампонажа закрепного пространства, выполнение которого необходимо проводить сразу за технологическим комплексом оборудования. Для достижения требуемой скорости тампонажных работ и устранения ручных операций, пикетаж швов железобетонной затяжки должен осуществляться механизированным способом с применением торкрет-установки. Для повышения устойчивости кровли до проведения тампонажа целесообразно применение анкерной крепи, устанавливаемой в забое выработки.

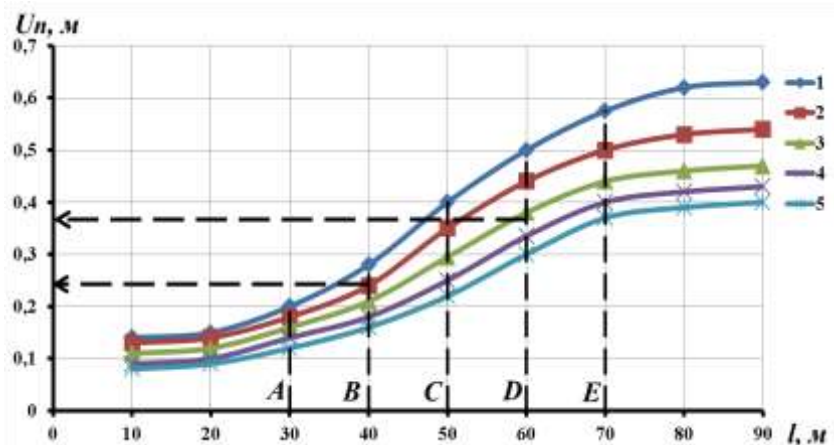


Рис. 8. Залежність смещень порід почви від відстання між місцем виконання набрызгбетонних робіт та забоем виработки: 1 – без анкерів; 2, 3, 4, 5 – відповідно 3, 5, 7 і 9 анкерів

Для підвищення стійкості кровлі до проведення тампонажа цілесообразно застосування анкерної кріплення, встановлюваної в забое виработки.

#### Бібліографічний список

1. Выгодин М.А., Евтушенко В.В. Методы повышения устойчивости выработок на шахтах Западного Донбасса // Шахтное строительство. – 1989. – № 5. – С. 11-14.
2. Phase<sup>2</sup>. Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. version 8.0 // Режим доступа: <https://www.rocscience.com/products/3/Phase2>.

УДК 622.24.051, 622 '156

*О.П. Виноградова, молодший науковий співробітник відділу № 9 Інституту надтвердих матеріалів ім. В.М. Бакуля НАН України, м. Київ*

#### ДОСЛІДЖЕННЯ ІНТЕНСИВНОСТІ ЗНОШУВАННЯ МАТРИЦІ КОМПОЗИЦІЙНОГО АЛМАЗОВІСНОГО МАТЕРІАЛУ ПРИ ЗМІНІ КОНСТРУКЦІЇ БУРОВИХ КОРОНОК

*Встановлено ідентичність характеру відколювання частинок твердого сплаву від робочої поверхні алмазовмісної матриці породоруйнівних елементів і частинок шламу гірської породи при відпрацювання бурового інструменту. Запропоновано методику оцінювання інтенсивності зносу матриці породоруйнівних алмазовмісних елементів завдяки дослідженню геометричних параметрів борозенок на робочій поверхні матриці бурових коронок.*

**Ключові слова:** руйнування, алмазовмісна матриця, гірська порода, бурова коронка.

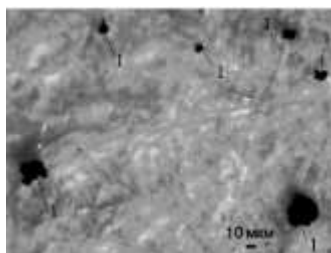
*Established the identity of the character of carbide particles breaking off from the working surface of the matrix of a rock cutting diamonds elements and spalling of particles of sludge by rock drilling tools. The technique of evaluating of the intensity of wear of the*

*matrix of rock cutting elements from diamond-containing matrix is offered thanks research of geometric parameters of a grooves on the working surface of the matrix drill bits.*

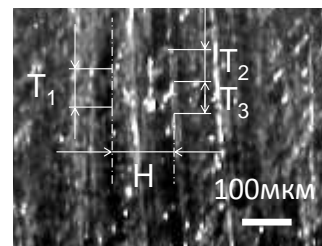
**Key words:** *destruction, rock, diamonds matrix, rock, drill bit.*

**Вступ.** Ефективність застосування породоруйнівного інструменту, в значній мірі, як показує багаторічний досвід алмазного буріння в нашій країні та за кордоном, залежить від ступеня відповідності зносостійкості матриці абразивним властивостям гірської породи. Основною причиною руйнування матриці, згідно з [1], є дія на неї абразивного шламу гірської породи. Частинки породи, що утворюються в процесі руйнування гірської породи, перебувають між зв'язкою (матрицею) і вибоєм у водному середовищі і представляють собою гідроабразивну масу, що руйнує матрицю породоруйнівного інструменту [2].

**Аналіз літературних джерел.** При дослідженні величини динамічного заглиблення одиничного алмазного зерна марки АСВ в зразок з твердого сплаву Т15К6 автори, [3] встановили, що при заданих подачах 1 і 6 мкм фактична глибина руйнування зразка склала 4 і 11 мкм, відповідно, що підтверджує крихкий характер відколювання одиничних фрагментів шламу твердого сплаву. При використанні електронного растрового мікроскопу «САМСКАН–4DV» знос робочої поверхні матриці бурового алмазного інструменту у вигляді вдавлених подряпин спостерігав Ісонкін О.М. [4]. Матриця породоруйнівного інструменту зношується або контртілом (гірською поодою, або третім елементом, що розташовується між ними (частинкою шламу) [10,11]. Як зазначалось в [5] основним руйнівним елементом гірської породи є зерна кварцу, що входять до складу багатьох гірських порід, здатними руйнувати матрицю бурового інструменту з утворенням продуктів руйнування у вигляді частинок твердого сплаву, що характеризуються всіма складовими геометричними параметрів одиничної частинки шламу гірської породи, як, наприклад, зоною заглиблення індентора 1, рис.1а, боковими та кінцевою частиною [6]. Крім того, розмір цих частинок цілком співпадає з розміром мікробиїн на поверхні матриці циліндричного породоруйнівного елемента із КАМ, що утворюються зі змінним кроком  $T$ , рис. 1б.



а



б

Рис. 1. Загальний вигляд: частинок продуктів руйнування алмазовмісної матриці із твердого сплаву ВК–6, відколотих від породоруйнівного елемента зі «славутича» з зернистістю алмазів 800/630 мкм і їх відносною концентрацією 100 % при руйнуванні пісковика Торезького родовища, 1 – зона заглиблення індентору (гострої кромки зерна кварцу) – а; поверхні циліндричного елемента зі «славутича»,  $H$  – відстань між утвореними борозенками,  $T$  – період відколювання частинок продуктів руйнування твердого сплаву – б

Наявність мікробибін вищезазначеної конфігурації на поверхні матриці можна спостерігати не тільки в породоруйнівному, а й в каменеобробному інструменті – на поверхні матриці сегменту алмазного відрізного круга [12], рис. 2.

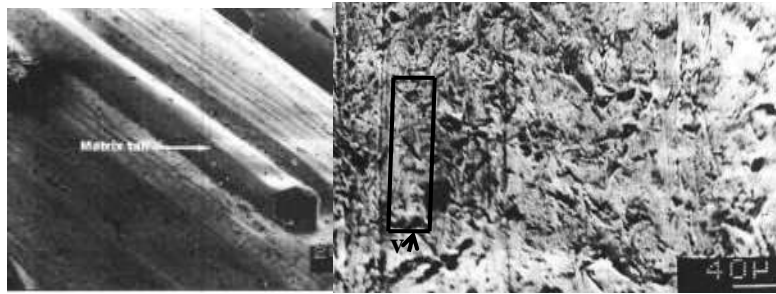


Рис. 2. Робоча поверхня сегменту алмазного відрізного круга після руйнування граніту, область, окреслена рамкою – одна з борозенок з послідовно утворених мікробибін вищенаведеної конфігурації на поверхні сегменту,  $v$  – вектор швидкості індентору, що руйнує матрицю сегменту алмазного відрізного круга

Отже, відбувається взаємне руйнування гірської породи і алмазного інструменту: алмазами руйнується гірська порода, а інденторами у вигляді зерен кварцу руйнується матриця породоруйнівних елементів, якими оснащується буровий та каменеоброблюючий інструмент [7], причому продукти руйнування в обох випадках мають подібну форму.

**Мета роботи** полягає у дослідженні впливу зміни конструкції бурових коронок, оснащених породоруйнівними елементами відмінної конструкції на інтенсивність зношування алмазозносною матриці в процесі буріння міцної, твердої гірської породи при однаковому експлуатаційному режимі.

**Матеріали і результати досліджень.** Для дослідження інтенсивності зношування алмазозносною матриці в процесі буріння пісковикку Торезького родовища IX категорії буримості було використано дві бурові коронки: БК –11 та БК –12 діаметром 93 мм [8,9], оснащених породоруйнівними елементами із композиційного алмазовмісного матеріалу «славутич», рис. 3. Корпус бурової коронки 1 оснащено породоруйнівними елементами 2. Породоруйнівні елементи коронки БК–11, робочими різцями яких є алмази зернистості 800/630 мкм при їх відносній концентрації 100 %, виконано з розміром торця: 3×3, 2×3, 3×4 мм й запаєно у зазначеній послідовності в радіальному напрямку короночного торця. Функціональні елементи у коронці БК–12, розмір торця яких становить 3×7 мм зі змінною концентрацією алмазів тієї ж зернистості – 100,75,125 % запаєно у корпус коронки у зазначеній послідовності в радіальному напрямку короночного торця. Руйнування пісковикку Торезького родовища відбувалось при застосуванні стенду, створеному на базі радіально-свердильного верстату моделі 2Н58 при частоті обертання бурових коронок 400 хв.<sup>-1</sup> і осьовому навантаженні на коронки 500 даН. Бурові коронки БК –11 та БК –12 проходили породи IX категорії буримості зі швидкістю 1,5 та 1,2 м/год, відповідно. Зносостійкість коронок вимірювалася при застосуванні довжиноміра оптичного моделі Н–313 і становила 0,3 та 0,21 мм/м, відповідно.

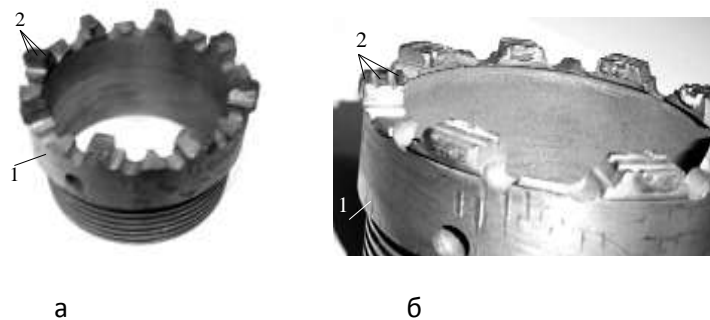


Рис. 3. Бурова коронка діаметром 93 мм: БК –11 – а; БК–12 – б, 1– корпус коронки, 2 – породоруйнівні елементи зі «славутича»

Ретельне дослідження зносостійкості матриці породоруйнівних елементів вищенаведених бурових коронки відбувалось при застосуванні мікроскопа Ломо Метам Р-1, оснащеного CCD відеокамерою Digital КОСОМ, підключеного до ПЕОМ. Одну із багатьох подібних поверхонь матриці породоруйнівних елементів зі «славутича» з розміром торця  $3 \times 3$  мм після їх відпрацювання у буровій коронці БК – 11, представлено на рис. 5.: фото робочої поверхні породоруйнівного елемента, 5а та відповідна схема зображення мікробиоїн твердого сплаву шириною  $a$ , що чергуються з кроком  $t$  у вигляді борозенок на робочій поверхні породоруйнівного елемента, утворених на відстані  $h$  одна від одної, рис. 5б.

На основі побудованих розподілів ширини  $a$ , рис. 5 в, відколотих частинок твердого сплаву від поверхні породоруйнівного елемента в буровій коронці БК–11 та кроку  $t$  їх відколювання, рис. 5г, зроблено висновок, що максимальна кількість частинок твердого сплаву має ширину  $27,7$  мкм, що відколюється від поверхні матриці з кроком, рівним ширині частинок твердого сплаву.

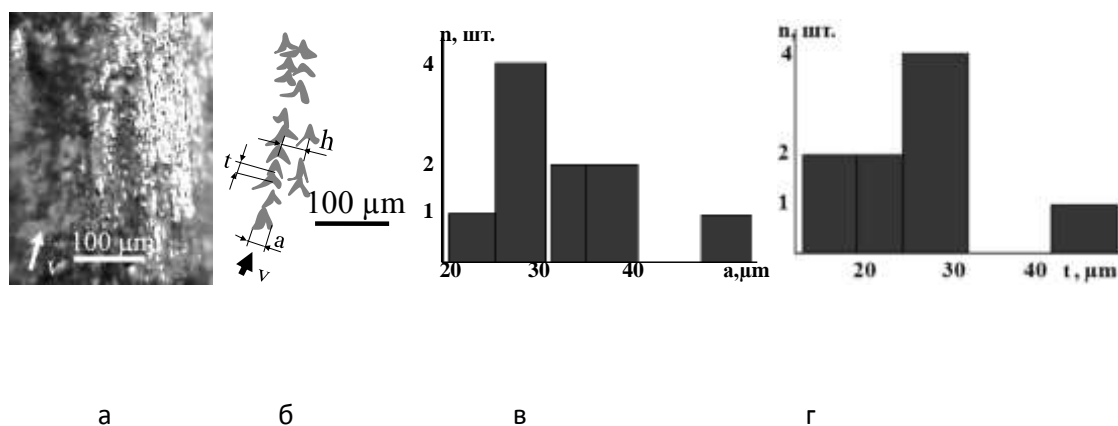


Рис. 4. Загальний вигляд: поверхні матриці елемента зі «славутича» з розміром торця  $3 \times 3$  мм – а; схеми зображення борозенок на поверхні матриці,  $a$  – ширина мікро-частинок твердого сплаву;  $t$  – крок їх відколювання,  $h$  – відстань між сусідніми борозенками;  $v$  – вектор швидкості відколювання мікрочастинок твердого сплаву – б; гістограми розподілу ширини  $a$  мікробиоїн у борозенці – в; гістограми розподілу кроку відколювання  $t$  частинок твердого сплаву у борозенці – г

Борозенка із мікробиоїн твердого сплаву на робочій поверхні прикернового елемента зі «славутича» з розміром торця  $3 \times 7$  мм після відпрацювання бурової коронки БК–12 при осьовому навантаженні 500 даН, представлено на рис. 5.: фото робочої поверхні породоруйнівного елемента, 5а та відповідна схема розташування мікробиоїн



твердого сплаву, що чергуються з кроком  $t$  у вигляді борозенки на робочій поверхні матриці породоруйнівного елемента, рис. 5б.

Побудовані розподіли ширини  $a$  відколотих частинок твердого сплаву та кроку  $t$  їх відколювання від поверхні породоруйнівних елементів розглянутих бурових коронок, рис. 4 в, г та 5 в, г свідчать про збільшення ширини  $a$  переважної кількості частинок твердого сплаву, що відколюються від робочої поверхні бурової коронки БК–11 у 2,2 рази за відповідний показник бурової коронки БК–12. Приймаючи до уваги той факт, що крок відколювання більшості частинок твердого сплаву  $t$  від робочої поверхні бурової коронки БК–11 рівний їх ширині, тоді як крок відколювання частинок твердого сплаву від робочої поверхні бурової коронки БК–12 в 1,4 рази більший за їх ширину  $a$ , можна зробити висновок, що бурова коронка БК–11 зношується інтенсивніше за коронку БК–12.

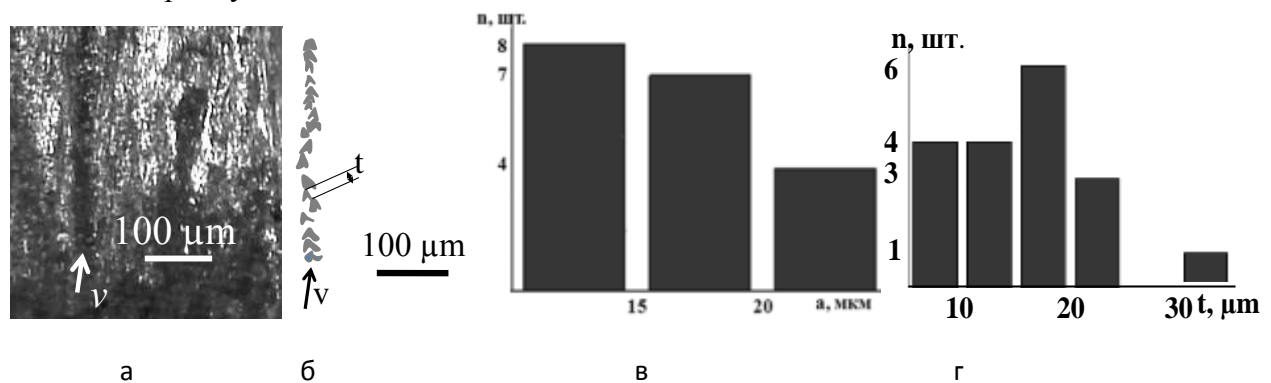


Рис. 5. Загальний вигляд: поверхні матриці породоруйнівного елемента зі «славу-тича», яким оснащено бурову коронку БК–12 – а; схематичного зображення мікробибоїн (лунок) твердого сплаву у вигляді борозенки на поверхні матриці,  $t$  – крок відколювання мікрочастинок твердого сплаву,  $v$  – вектор швидкості відколювання мікрочастинок твердого сплаву – б; гістограми розподілу ширини  $a$  мікробибоїн у борозенці – в; гістограми розподілу кроку відколювання  $t$  частинок твердого сплаву у борозенці – г.

Отже, зміна конструкції бурової коронки істотно впливає на її зносостійкість. Насамперед, це пов'язано з підвищенням питомого навантаження на породоруйнівні елементи (у викладених дослідженнях питоме навантаження на бурову коронку відрізнялося у 2,33 рази). Також, великий вплив на зносостійкість бурової коронки має ступінь оснащення алмазними різцями короночного кільця у радіальному напрямку.

## ВИСНОВКИ

1. Відповідність розмірів частинок шламу твердого сплаву розмірам «мікробибоїн», що утворюють борозенки на робочій поверхні елемента зі «славутича», свідчить про подібний характер руйнування крихкої твердої породи і вольфрамо-кобальтової матриці породоруйнівного алмазовмісного інструменту.

2. Дослідження інтенсивності зношування робочої поверхні породоруйнівних елементів можна проводити при зміні експлуатаційного режиму при відпрацюванні бурових коронок однакової конструкції, при варіюванні фізико-механічних властивостей композиційного алмазовмісного матеріалу породоруйнівних елементів та при проведенні експериментальних досліджень з використанням порід з різними фізико-механічними властивостями.

3. Мікроскопічне дослідження геометричних параметрів борозенок на поверхні матриці алмазовмісних породоруйнівних елементів може бути використано для прогнозування продуктивності процесу руйнування алмазним інструментом гірської породи з метою підвищення ресурсозбереження природних алмазів і вольфрамокобальтового сплаву в буровому та каменеобробному інструменті, зменшення енергоємності руйнування гірської породи та, як наслідок, зменшення собівартості каменеобробних і геологорозвідувальних робіт.

### Бібліографічний список

1. Синтетические алмазы в геологоразведочном бурении под ред. д.т.н. В.Н. Бакуля. – Киев: Наукова думка, 1978. – 232с.
2. Васюк Б.Н. Особенности процесса разрушения трещиноватых горных пород при бурении скважин / Б.Н. Васюк // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – К. : ИСМ им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2005. – Вып. 8. – С. 23 – 27.
3. Работоспособность алмазных кругов / М.Ф. Семко, М.Д. Узунян, Ю.А. Сизый, М.С. Пивоваров. – К.: Техніка, 1983. – 95с.
4. Исонкин А.М. Характер и степень воздействия частиц шлама разрушенной горной породы на матрицу алмазной буровой коронки / А.М. Исонкин // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент–техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – К.: ИСМ им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2010. – Вып. 13. – С. 182–187.
5. Виноградова О.П. Геометричні параметри еталонного фрагменту продуктів руйнування твердих і надтвердих крихких матеріалів алмазним інструментом // Наукові нотатки: міжвузівський зб. наук. пр. за галузями знань «Машинобудування та металообробка», «Інженерна механіка», «Металургія та матеріалознавство». – Луцьк: ЛНТУ, – 2013. – Вип.41, частина 1. – С. 45–52.
6. Виноградова О.П. Математичне моделювання утворення ціликів гірської породи при її руйнуванні окремим індентором / О.П.Виноградова, В.А. Дутка, І.А Свешніков // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва – Науково-виробничий журнал: Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2015. – Випуск 15(1). – С.41–53.
7. Виноградова О.П. Характер взаємного руйнування гірської породи та алмазного породоруйнівного інструменту / О.П. Виноградова // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва – Науково-виробничий журнал: Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2015. – Випуск 16(2). – С.49–57.
8. Пат. к.м. 47671 України, МПК E21B 7/00, E21B10/00 Алмазна бурова коронка / Майстренко А. Л., Свешніков І. А., Богданов Р. К., Исонкин О. М., Виноградова О. П., Людвиченко П. Г. (Україна) – Заявл. 05.02.09; опубл. 25.02.10, Бюл. № 4. – 3 с.
9. Пат. к.м. 47724 України, МПК E21B 10/48 Алмазна бурова коронка / Майстренко А. Л., Свешніков І. А., Богданов Р. К., Исонкин О. М., Виноградова О. П., Людвиченко П. Г. (Україна) – Заявл. 17.07.09; опубл. 25.02.10, Бюл. № 4. – 3 с.
10. S. Jacobson and S. Hogmark, Tribology Friction, Labrication, Wear, 2<sup>nd</sup> ed., Upsala University, 2005.
11. B. Bhushan, Principles and Application of Tribology, John Wiley and Sons, 1999.
12. J. Konstanty Diamond bonding and matrix wear mechanisms involved in circular sawing of stone // Industrial Diamond Review, 2000. – P. 55–65.

*аспирант Сергеев С.С., д.т.н., проф. Андреев Б.Н., Государственный ВУЗ «Криворожский национальный университет», г. Кривой Рог, Украина.*

## **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ШАХТ КРИВОРОЖСКОГО БАССЕЙНА**

*У даній статті розглянуті особливості спорудження гірничих виробок на шахтах Криворізького басейну. Виявлено та обґрунтовано основні проблеми низької продуктивності прохідницького обладнання. Проаналізовано характерні особливості геомеханічного стану масиву порід за площиною вибою горизонтальної гірничої виробки. Описано дослідження розподілу напружень природного поля для умов шахт Кривбасу на основі комп'ютерного моделювання.*

*The features of the construction of mine workings at the mines of Krivoy Rog basin are described in the article. The main problems of poor performance of tunneling equipment are identified and substantiated. The characteristics of geomechanical condition of rock mass behind the face of horizontal mine working are analyzed. The study of stress distribution of the natural field for the conditions Kryvbas mines based on computer simulation are described.*

В настоящее время одной из основных задач шахт Кривбасса является наращивание темпов строительства горнокапитальных и подготовительных выработок. Их проведение осуществляется с использованием буровзрывных работ (БВР), так как при строительстве подземных сооружений различного назначения в скальных породах буровзрывной метод продолжает оставаться наиболее эффективным и экономичным способом разрушения массива.

В последние годы на шахтах Криворожского бассейна в кратчайшие сроки было проведено переоснащение парка горнопроходческого оборудования. Однако с появлением современных импортных комплексов возник вопрос о повышении эффективности их использования за счет приведения в соответствие технических возможностей оборудования с параметрами применяемой технологии проходки.

По различным оценкам, технические возможности современного проходческого оборудования на шахтах Кривбасса используются не более чем на 65%. Это связано в том числе с глубиной бурения шпуров, которая фактически не превышает 2,5 м, что существенно ниже заявленных производителем оборудования показателей. Высокая эффективность комплексов может быть получена только при увеличении объемов работ за счет перехода на глубокие заходки, соответствующие характеристикам бурильных установок. Однако практика показала, что увеличение глубины заходки без учета особенностей напряженно деформированного состояния породного массива за плоскостью забоя приводит к снижению КИШ, возрастанию удельного расхода ВВ, существенному ухудшению качества оконтуривания выработок.

В связи с этим была определена и поставлена задача исследования, которая заключалась в усовершенствовании технологии БВР при проходке горизонтальных выработок глубокими заходками путём зарядания комплекта шпуров эмульсионными взрывчатыми веществами (ЭВВ) с изменяемыми на основании учёта напряжённо-деформированного состояния массива за плоскостью забоя энергетическими характеристиками.

Принимая во внимание практически полное отсутствие в Криворожском бассейне тектонических напряжений, для участка приконтурного массива горизонтальной выработки, а именно горизонта 1340 м с сечением  $S=18,5 \text{ м}^2$ , шахты «Октябрьская», Публичного Акционерного Общества «Криворожский железорудный комбинат» (ПАО «КЖРК»), было проведено компьютерное моделирование характера перераспределения напряжений естественного поля, обусловленных силами гравитации.

В ходе исследований доказано, что в процессе выемки породы при проведении выработок происходит перераспределение статических напряжений и в призабойной области массива возникает непосредственно примыкающая к плоскости забоя зона неравнокомпонентного напряженного состояния (зона пластических деформаций растяжения), которая переходит в зону сжатия (естественное напряжённое состояние массива).

Также определено, что зона неравнокомпонентного напряженного состояния имеет три типа напряжений: 1 – начальное напряжение, находящееся возле груди забоя, 2 – максимальное напряжение находящиеся на расстоянии равном половине условного радиуса выработки и 3 – конечное напряжение, соответствующее крайней точке рассматриваемой зоны на расстоянии от плоскости забоя выработки. Далее начинается зона сжимающих напряжений, интенсивность которых по мере удаления от выработки стремится к уровню естественного напряженного состояния массива.

Исходя из полученных и проанализированных данных, можно утверждать, что при проходке выработки с площадью поперечного сечения  $18,5 \text{ м}^2$ , расположенной на глубине 1430 м, протяженность зоны неравнокомпонентного напряженного состояния составляет порядка 3,5 м. Таким образом бурение комплекта шпуров на полную длину зоны распределения напряжений будет рациональной поскольку основная часть зарядов ВВ будет находиться в зоне деформаций растяжения, где условия разрушения весьма благоприятны и эффективность взрываемой заходки увеличиться за счёт статических напряжений, находящихся вблизи забоя.

Опираясь на достижения и опыт учёных ранее исследуемых напряжённо деформированное состояния за плоскостью забоя получаем понятие о том, что в области сжатия условия разрушения массива ухудшаются и требуют дополнительного количества ВВ для его качественного разрушения. В области деформаций растяжения, напротив условия разрушения горного массива более благоприятны, здесь представляется возможность снизить затраты ВВ. Однако основной трудностью при такой компоновке остаётся лишь то, что при использовании шпуров с глубиной свыше 1,8м увеличивается вероятность прострелов и получения негабаритных кусков породы.

На горнорудных предприятиях Криворожского бассейна на протяжении последних лет при проведении подземных сооружений использовались тротилосодержащие взрывчатые вещества (ВВ) а именно: аммонит №6ЖВ и граммонит 79/21, а также детонит, содержащий нитроэфир. Выше перечисленные ВВ хоть и доказали свою эффективность при проходке выработок, с поставленной задачей не справятся в связи с большой глубиной комплекта шпуров и сложной компоновкой конструкции заряда.

Учитывая сказанное, в исследованиях, проводимых для условий ПАО «КЖРК» было предложено использовать эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ), а именно «Украинит-ПП-2». ЭВВ представляет собой жидкую двухкомпонентную смесь эмульсионной композиции (ЭК) и газогенерирующей добавки (ГГД)[1]. ГГД являются важнейшим компонентом ЭВВ, поскольку от их эффективности и насыщенности в составе зависит стабильность и продуктивность состава эмульсии. Стандартная компоновка заряда шпура до 2,5 м выглядит так: 99,0% ЭК + 1,0% ГГД в результате получаем высокую степень дробления горной массы с полным отсутствием негабаритов и не проработки подошвы (КИШ до 0,95).

В нашем случае компоновку заряда в шпуре предлагается выполнять с учётом геомеханического состояния за плоскостью забоя. То есть в горизонтальном заряде плотность эмульсионного взрывчатого вещества с газогенерирующей добавкой по длине заряда разная. Потому что с плотностью эмульсионного ВВ в шпуре связана объёмная концентрация энергии и теплоты взрыва ВВ. Во избежание отказов при зарядании зарядов необходимо учитывать рациональную (критическую,  $\rho = 1410 \text{ кг/м}^3$ ) плотность и допустимую концентрацию пероксида водорода  $\text{H}_2\text{O}_2$  из которого состоит ГГД.

В ходе исследования предлагается использовать конструкцию зарядов с прямым инициированием (патрон-боевик (Аммонит 6ЖВ и УНС-Ш) расположен первым от устья шпура), компоновка первой части заряда равна 98,8% ЭВ + 1,2% ГГД, вторая часть компоновки по стандартному принципу, третья часть находится без заряда ЭВВ.

Разделение заполнения конструкции заряда связана с вариацией напряжений в зоне неравнокомпонентного напряженного состояния. То есть от крайней точки зоны (3 тип напряжений) до точки максимальных напряжений (2 тип) длина зоны составляет 0,82 м, используем более концентрированный состав ЭВВ в связи с тем, что показатели напряжения растяжения минимальны. Вторая часть шпура 1,6 м заполняем стандартной компоновкой заряда из-за того, что она находится в зоне средних деформаций растяжения. Последняя третья часть не заряжается потому что:

Во-первых, находится в условиях разрушения породного массива, которые благоприятны и эффективность взрываемой заходки увеличивается за счёт максимальных статических напряжений, находящихся в близи забоя.

Во-вторых, в связи с указаниями к использованию и техники безопасности ЭВВ которое гласят, что заряд в шпуре должен быть не заполнен на 35% во избежание переборов в ходе химической реакции.

Подводя итоги исследования и анализирования полученных данных было определено, что в условиях строительства глубоких горизонтов шахт Криворожского бассейна в призабойной части массива возникают зоны неравнокомпонентного напряженного состояния которые в компоновке с ЭВВ могут дать положительный эффект при проведении забоя глубокими заходками ( $\text{КИШ} = 0,92 - 0,95$ ).

### **Бібліографічний список**

1. Зубко С. А. Внедрение смесительно-зарядной и доставочной техники для эмульсионного взрывчатого вещества "Украинит" на горнодобывающих предприятиях Украины / С. А. Зубко, В. В. Русских, А. В. Яворский, Е. А. Яворская // Геотехнічна механіка. - 2013. - Вип. 111. - С. 37-48.

УДК 622.68

*Я.В. Вознюк, студ., I курсу, гр. РР-34м, ГЕФ, О.М. Толкач, к.т.н., Житомирський державний технологічний університет*

### **ПЕРСПЕКТИВИ ВПРОВАДЖЕННЯ ЦИКЛІЧНО-ПОТОЧНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ПРИ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ БУТО-ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ**

**Вступ.** Важливим питанням при підвищенні ефективності роботи гірничого підприємства є транспортування гірської маси. На кар'єрах України, в основному, засто-

совують автомобільний транспорт, але недоліки пов'язані з ним потребують його заміни. Збільшення глибини кар'єрів призводить до значного збільшення відстані транспортування, внаслідок чого зростають витрати на переміщення гірських порід. Існуюча автомобільна транспортна система на гірничих підприємствах є цілком прийнятною, однак собівартість транспортування достатньо висока через витрати на заробітну плату, паливно-мастильні матеріали, шини і ремонт автомобілів.

**Мета роботи:** дослідити ефективність впровадження циклічно-поточної технології для умов кар'єрів буто-щебеневої сировини Житомирської області.

**Викладення основного матеріалу.** Автомобільний транспорт застосовують, в основному, на кар'єрах малої і середньої виробничої потужності, а також на більших кар'єрах в комбінації з іншим видом транспорту. Перевагами автотранспорту є: гнучкість, маневреність і взаємна незалежність роботи автосамоскидів, що спрощує схеми руху; невисока вимогливість до плану і профілю автошляхів, що скорочує відстані перевезень в 2-3 рази на відмінну від залізничного транспорту; менші обсяги похилих траншей і гірничо-будівельних робіт.

Основними недоліками є: економічна ефективність лише при невеликих відстанях перевезень (до 2-5 км); висока інтенсивність руху (до 10-12 тис. рейсів на добу по головних автошляхах); великий парк машин і штат водіїв; порівняно високі витрати на паливо і мастильні матеріали; швидкий знос механічних частин та двигунів при недосконалому покритті шляхів та крутих підйомах; висока вартість вантажних автомашин; залежність від кліматичних умов і стану автодоріг; зниження продуктивності під час снігопадів, бездоріжжя, дощів, туманів і ожеледиці; загазованість атмосфери кар'єра за високої інтенсивності перевезень.

Головною альтернативою автомобільному транспорту можна вважати конвеєрний транспорт. Найпоширенішим видом конвеєрного транспорту для транспортування гірської маси з робочої зони кар'єру є крутопохилі стрічкові конвеєри (рис. 1). У сучасному світі застосовуються такі їх типи: з рифленою стрічкою, з відкритою підвісною стрічкою, з закритою підвісною стрічкою, з рухомими роликкоопорами, з нерухомими роликкоопорами, з перегородками, елеваторного типу (з ковшами), трубчасті, з притисною стрічкою. Конвеєрами можна переміщувати практично всі породи, головним чином, у дрібнозернистому стані.

Енергетичні переваги конвеєрного транспорту очевидні, тому що коефіцієнт корисної дії складає 45%, у той час як для електровозного транспорту ККД - 18%, а для автомобільного - 14%. Застосування конвеєрного транспорту дозволить зменшити викиди шкідливих речовин від спалювання дизельного палива, знизити запиленість робочої зони кар'єру та зменшити ризик виливання паливо-мастильних матеріалів.



Рис. 1 Крутопохилий стрічковий конвеєр

На сучасному рівні розвитку техніки відкритих гірничих робіт реальним і перспективним є перехід від циклічних схем гірничого виробництва до циклічно-поточної технології при розробці скельних порід. Циклічно-поточна технологія розглядається як перехідний етап при впровадженні безперервно-поточних схем на кар'єрах. Питання поточної технології розробки скельної гірської маси є однією з найважливіших проблем в області відкритих гірничих робіт, успішне вирішення якої дозволить внести докорінні зміни в процес видобутку корисних копалин.

Циклічно-поточна технологія виробництва щебню на гранітних кар'єрах включає наступні технологічні процеси: буропідривні роботи, подрібнення негабаритної фракції, транспортування гірської маси автосамоскидами до дробарки первинного подрібнення в робочій зоні кар'єру, первинне подрібнення в дробарці та транспортування подрібненої гірської маси з дробарки первинного подрібнення до дробарок вторинного подрібнення (на дробильно-сортувальний завод) крутопохилим конвеєром.

**Висновки.** Застосування ЦПТ є основним напрямом зниження затрат на транспортування гірської маси з нижніх горизонтів глибоких кар'єрів і, відповідно, зниженні собівартості видобутку корисних копалин.

УДК 624.121.54: 622.83

*Прокопов А.Ю., д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой «Инженерная геология, основания и фундаменты», Жур В.Н., асс.*

*Ростовский государственный строительный университет, г. Ростов-на-Дону, Россия*

## **О ПОСЛЕДСТВИЯХ ЛИКВИДАЦИИ ШАХТ МЕТОДОМ МОКРОЙ КОНСЕРВАЦИИ**

*Приведены статистические данные о ликвидации шахт Восточного Донбасса. Описаны последствия «мокрой консервации» шахт. Определены зоны возможного подтопления территории г. Шахты и окрестностей.*

*Given the statistics about the elimination of mines of East Donbass. Describes the effects of "wet preservation" of the mines. Identified areas of possible flooding of the territory of the city of Shachty and the surrounding area.*

В 1994 г. на территории Восточного Донбасса функционировали 64 шахт общей производственной мощностью 30 млн. т в год, с численностью рабочих в угольной промышленности 117,3 тысячи человек [1]. В результате реструктуризации угольной промышленности на территории Ростовской области из 64 в настоящее время незакрытыми осталось всего 15 шахт с годовой добычей угля 5,2 млн. тонн, при количестве работников 7,5 тыс. человек. Из 15 шахт ведут добычу угля только 4 (рис. 1).



Рис. 1. Шахтный фонд Ростовской области к 2016 г.  
(по данным Министерства промышленности и энергетики Ростовской области)

Оставленные горные выработки, разрушающиеся целики, отсутствие водоотлива систематически изменяют напряженно-деформированное состояние пород и грунтов.

Развитие деформаций зданий и сооружений свидетельствует о том, что после выемки полезного ископаемого, процесс деформации не заканчивается, а активизируется. На рис. 2 показана динамика затопления 47 ликвидируемых шахт Восточного Донбасса за период 2008 – 14 гг.

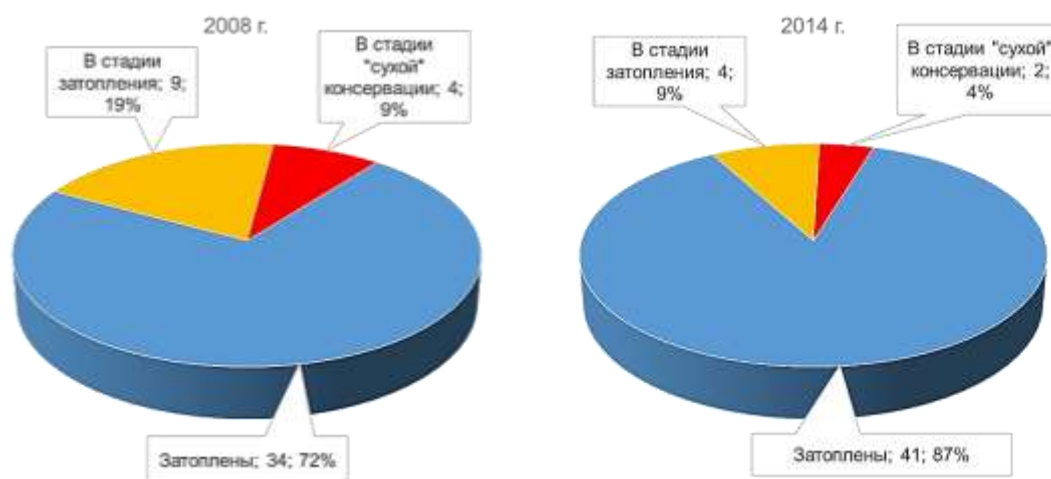


Рис. 2. Процессы на ликвидируемых шахтах Восточного Донбасса

- Согласно наблюдениям, в 2008 году количество затопленных шахт 34. Из них:
- 15 затоплены полностью, шахтные воды выходят на поверхность;
  - 13 затоплены полностью, шахтные воды перетекают в выработки смежных шахт;
  - 6 частично затоплены, уровень техногенного горизонта поддерживается на безопасных глубинах;
  - в стадии затопления находятся – 9:
    - 1 – в стадии автономного затопления;
    - 6 – в стадии затопления – шахтные воды (через целики угля, породы междупластья, технологические скважины и т.д.) перетекают в выработки смежных шахт;



- 2 – в стадии затопления с частичным перетоком шахтной воды в выработки действующих шахт;
- в стадии «сухой консервации» - 4 - шахтные воды этих шахт перетекают в выработки действующих шахт.

По состоянию на конец 2014 года:

- затоплены – 41:
- 17 – затоплены полностью - шахтные воды выходят на поверхность;
- 12 – затоплены полностью - шахтные воды перетекают (через целики угля, породы междупластья, водоперепускные скважины и т.д.) в выработки смежных шахт;
- 12 – частично затоплены – уровень затопления техногенного горизонта поддерживается на безопасных глубинах для предотвращения подтопления селитебных территорий;
- в стадии затопления находятся – 4:
- в стадии затопления с частичным перетоком шахтной воды в выработки действующих шахт;
- в стадии «сухой консервации» - 2 - шахтные воды этих шахт перетекают в выработки действующих шахт.

Основные последствия ликвидации угольных шахт «мокрым» способом:

- изменение режима уровня подземных вод
- переток шахтных вод в выработки действующих шахт
- повышение минерализации подземных вод
- загрязнение водоемов минерализованными шахтными водами
- самоизлив на поверхность, подтопление и заболачивание территорий
- инициализация процесса образования мульд сдвижения и провалоопасных зон.

Несмотря на то, что реструктуризация угольной промышленности должна была разгрузить экосистемы Восточного Донбасса вследствие прекращения работы 75% шахт, возникли другие опасные процессы, которые оказывают негативное влияние на экологию Дона. В частности, загрязнение рек Бассейна Дона высокоминерализованными водами (рис. 3).

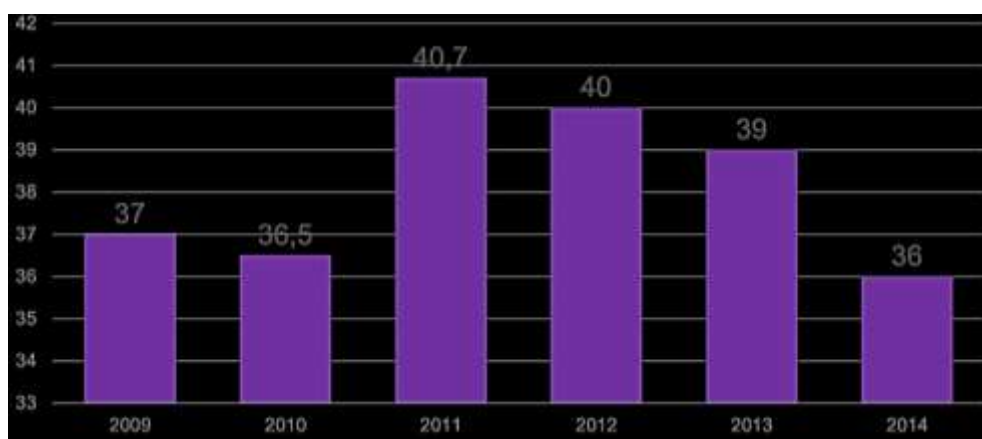


Рис. 3. Поступление высокоминерализованных шахтных вод в реки Восточного Донбасса, млн. м<sup>3</sup> в год (по данным Минприроды Ростовской области)

Исходя из установленных гидравлических связей шахт, их территориального расположения и возможного влияния шахтных вод на бассейн определенной реки, на территории г. Шахты можно выделить 2 техногенных комплекса:

- Южный (шахты «Южная», «Майская», им. Л.Б. Красина, «Нежданная»);

– Глубокий (шахты «Глубокая», им. Артема, «Октябрьская», им. Михаила Чиха, «Мирная», «Наклонная», комплекс старых шахт на грушевских пластах).

С целью наблюдения за процессами затопления шахт на территории города была организована сеть наблюдательных скважин.

Наглядным примером процесса затопления шахт служит Глубокинский техногенный комплекс, включающий 4 шахты. Пик провалов на территории г. Шахты приходится на 2008 г. и тесно связан с повышением уровня подземных вод, которые могли инициировать процессы провалообразования.

Согласно данным гидрогеологических наблюдений на территории г. Шахты и близлежащих населенных пунктов выделено 3 зоны возможного подтопления (рис. 4).

В случае полного затопления шахты «Глубокая» и других, связанных с ней шахт, выход шахтных вод на поверхность ожидается в черте г. Шахты на прирусловой части долины реки Грушевка. В предполагаемую зону подтопления попадает малоэтажная застройка. Выход вод шахт им. Л.Б.Красина и «Нежданная» в случае их полного затопления произойдет на левом и правом берегах реки Грушевка на окраине города Шахты, в пос.им.Гагарина на абсолютной отметке  $\approx +42$  м. Шахтная вода будет образовывать мелкие источники в виде родничков, при этом произойдет интенсивное замачивание плодородных земель.

Наиболее пониженный участок поверхности горного отвода шахты «Майская» находится на правом берегу реки Аюта у хутора Красный Кут Октябрьского (сельского) района и имеет отметки  $+47\div+48$  м. В случае полного затопления шахты и отсутствия надежной гидравлической связи между шахтами «Майская» и «Южная» произойдет подтопление отмеченного участка и примерно 60-ти расположенных здесь домовладений [2]. После ликвидации шахт продолжается изменение состава поверхностных и грунтовых вод. На основании исследований грунтовых вод резко увеличивается их минерализация, в основном за счет роста содержаний  $SO_4^{-2}$  и  $Na^{+1}$ .



Рис. 4. Зоны возможного подтопления г. Шахты вследствие ликвидации шахт «мокрым» способом

Интенсивная добыча углей Восточного Донбасса привела сначала к общему снижению уровня подземных вод, что сказалось на мелких открытых дренах данного района. Изменение режима подземных вод не затронуло четвертичные отложения, так как водоносные горизонты угленосных отложений, приуроченные к песчаникам и известнякам карбона, залегают на более глубоких отметках. Ведение горных работ приве-

ло к геомеханической нарушенности пород, развитию трещиноватости. Нарушение первичных природных, исторически сложившихся условий в связи с подработкой, привело к смешиванию водоносных горизонтов, а при закрытии шахт и отсутствии дренажа, к быстрому подъему уровня подземных вод на отдельных участках. Обводнение четвертичных отложений будет влиять на их физико-механические свойства.

#### **Выводы и рекомендации.**

1. Геоэкологические проблемы, связанные с подъемом уровня подземных вод, деформациями поверхности в результате многократной подработки являются актуальными для территорий Восточного Донбасса в период постмайнинга;

2. Необходимо осуществлять мониторинг опасных гидрогеологических процессов с целью прогнозирования их дальнейшего развития и районирования территорий по уровню опасности для существующей застройки;

3. Целесообразно проведение исследований влияния степени минерализации шахтных вод на строительные свойства грунтов оснований;

4. Сформулировать критерии оценки опасности территорий для строительства и эксплуатации, на основании которых будет выполнено районирование территорий;

5. Требуется разработать комплексы горных, геотехнических, конструктивных мероприятий по обеспечению безопасности строительства и эксплуатации зданий и сооружений для каждого из выделенных районов.

#### **Библиографический список**

1. Опыт и перспективы реструктуризации и развития угольной промышленности стран Евросоюза и СНГ: монография / А.Е. Воробьев, А.Ю. Прокопов, Г.В. Лоцев и др. – Новочеркасск: Лик, 2011. – 396 с.

2. Мирошниченко И.М. Особенности процесса реструктуризации угольной промышленности России на примере шахт Восточного Донбасса // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – №4. – С. 137 – 141.

УДК 622.268.2

*Прокудин А.З., аспирант кафедры строительства, геотехники и геомеханики, Государственное ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск*

#### **РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ О ПОВЫШЕНИИ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТКИ С ПОМОЩЬЮ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

*Для совершенствования существующей технологической схемы крепления выработок с применением тампонажа закрепного пространства, разработана методика численного моделирования. На основе моделирования определено, что при установке 5 анкеров в кровле, и своевременном выполнении работ по упрочнению приконтурного массива, в 2 раза повышается показатель устойчивости выработки.*

*The numerical simulation method for improve existing technological scheme of support setting with skin grouting is developed. Based on modeling is determined, that when installed five bolt in the roof, and timely performed hardening works around the massif, working stability twice increases.*

**Введение.** Развитие угольной промышленности предусматривает снижение себестоимости добытого угля, как за счет повышения объемов его добычи, так и за счет совершенствования и более эффективного выполнения операций всего производственного цикла. Одним из приоритетных направлений является оптимизация крепи протяженных выработок с длительным сроком эксплуатации. Так, не смотря на то, что все

выработки сооружаются с применением крепей высокой несущей способности и соответствующей плотности, 40% их протяженности ремонтируются до сдачи в эксплуатацию, а 52% действующих выработок деформированы [1]. Эти данные свидетельствуют об актуальности исследований направленных на повышение устойчивости выработок за счет применения крепей и мероприятий исключающих или минимизирующих выполнение ремонтных работ.

**Анализ литературных источников.** Применяемые в настоящее время крепи (за исключением некоторых конструкций) не в состоянии существенным образом повлиять на напряженно-деформированное состояние массива и выполняют лишь пассивную роль, являясь подпорно-ограждающими конструкциями. Результаты экспериментов, приведенные в [2], показали, что шестикратное увеличение сопротивления крепи вызвало уменьшение конвергенции только на 36%. Увеличение несущей способности крепи позволяет лишь замедлить сдвигание внутрь выработки потерявших связь с горным массивом отдельных его частей и блоков, однако этого недостаточно.

Опыт сооружения и эксплуатации шахт в сложных горно-геологических условиях свидетельствует о том, что для обеспечения эксплуатационного состояния выработок необходимо наряду с установкой крепи применять специальные меры по управлению процессом разрушения окружающих пород.

Изменяя напряженное состояние и свойства вмещающих выработку пород, можно управлять характером и величиной проявлений горного давления. В настоящее время эффективно применяется целый ряд новых видов крепей, имеющих меньшую стоимость, металлоемкость, высокую степень механизации процесса крепления и использующих несущую способность приконтурного массива пород [3]. К числу таких крепей в первую очередь следует отнести анкерную, набрызгбетонную, анкер-набрызгбетонную с регулируемой несущей способностью, набрызгбетонную в сочетании с анкерами и металлической сеткой и др.

Эффективным для повышения несущей способности крепи и, соответственно, увеличения устойчивости и долговечности выработок, являются мероприятия, направленные на создание взаимодействующей системы "крепь-массив": полное (тампонаж) или частичное (рукавами Буллфлекс) заполнение закрепного пространства твердеющими составами, глубинное или приконтурное упрочнение массива вяжущими веществами. При этом, в результате более равномерного распределения нагрузки, устранения вредного влияния сосредоточенных нагрузок и перекоса более рационально используется материал металлической крепи, снижается величина изгибающих моментов, более эффективно работают узлы податливости, появляется дополнительный несущий слой из затвердевшего (уплотненного) материала, крепь работает не на поддержание потерявших устойчивость пород, а в режиме взаимовлияния с окружающим массивом. Несущая способность крепи в этом случае увеличивается в несколько раз.

Основываясь на опыт применения тампонажа закрепного пространства на шахтах Украины, можно сказать что, он является наиболее радикальным и доступным, а на некоторых шахтах производственных объединений "Павлоградуголь" – единственным приемлемым средством сохранения выработок в сложных горно-геологических условиях [4,5]. Такая технология достаточно хорошо отработана, в частности и для условий шахт Западного Донбасса в 1970-80 гг. Однако в настоящее время ситуация существенно изменилась. За прошедшие 30-40 лет ухудшились условия строительства и эксплуатации выработок. В тоже время, сама технология не претерпела особых изменений, и некоторые операции, такие как заделка стыков между смежными затяжками (пикотаж), выполняется вручную. Большая доля ручного труда приводит к значительному (200-400 м) отставанию производства работ от плоскости забоя. В свою очередь, к этому времени уже реализуются значительные смещения породного контура, разрушается затяжка и элементы крепи. В работах [6,7], предлагается в качестве средства механизации пикотажных работ использовать торкрет-установку, а также две технологические схемы возведения крепи с тампонажем закрепного пространства:

1. За один прием, с выполнением работ за проходческим комплексом;

2. С упрочнением пород кровли, за счет установки анкеров одновременно с рамной крепью (при необходимости по каким либо причинам отодвинуть тампонажные работы на необходимое расстояние от забоя).

Однако, для реализации 2-й схемы, необходимы дополнительные исследования, направленные на определение оптимального количества анкеров устанавливаемых в забое выработки одновременно с рамной крепью, что и является **целью настоящей работы**. Для этого была разработана методика численного моделирования. В качестве вычислительного инструмента был использован программный продукт Phase 2 канадской компании Rocksiense [8].

**Материалы и результаты исследований.** Методика предусматривает несколько этапов моделирования с условием, что полученные результаты, должны быть адекватны натурным измерениям и соответствовать схеме деформирования пород приконтурного слоя, характерной для условий Западного Донбасса [9] (см. рис 1,2).

Первоначально, для заданных горно-геологических условий, определялись размеры зоны неупругих деформаций (ЗНД) и величины смещений контура поперечного сечения выработки. Затем к внутреннему контуру продольного сечения прикладывается такая нагрузка  $k\gamma H$ , чтобы размеры ЗНД и перемещения контура на расстоянии  $10h$  от забоя выработки были бы равны соответствующим величинам, полученным из решения предыдущего действия. Такой подход позволяет определить смещения контура продольного сечения на любом расстоянии от забоя, до конечной величины  $10h$ . Отношение величины смещений на любом промежутке ( $U_0$ ), к смещениям на наиболее отдаленном участке ( $U_0^{max}$ ), в зависимости от расстояния, является функцией влияния забоя  $k(L)$  и имеет вид (рис. 3):

$$k = U_0 / U_0^{max} \quad (1)$$

Модель деформирования породного массива учитывает развитие трех систем кольцевых трещин, которые образуются на расстоянии 10-12 м, 25-30 м, и 40-45 м соответственно. Для целостности и полноты представлений о развитии геомеханических процессов вокруг горной выработки дальнейший ход моделирования предполагает решение пяти стадий: 1) Раскрытие выработки на проектное сечение; 2) Образование первой системы кольцевых трещин; 3) Образование второй системы кольцевых трещин; 4) Образование третьей системы кольцевых трещин; 5) Моделирование выработки с тампонажем закрепного пространства.

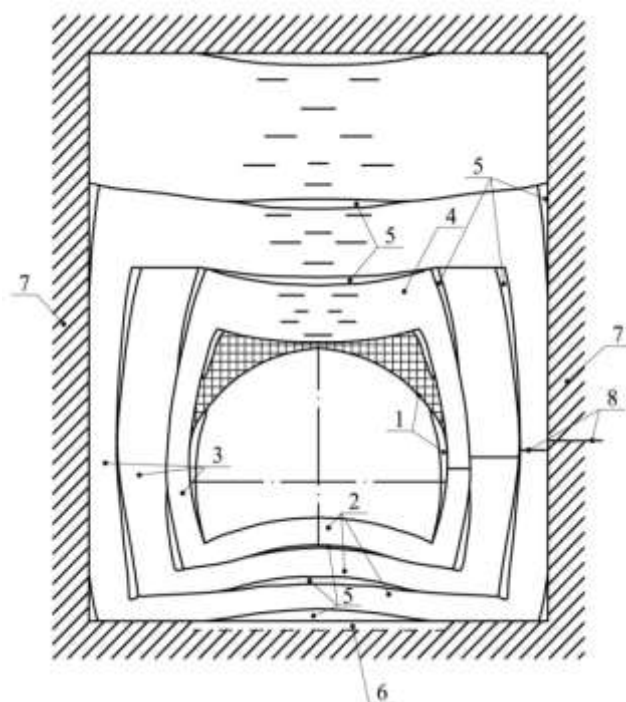


Рис. 1. Схема деформирования (разрушения) пород приконтурного слоя и образования зон разрушения:  
 1- металлическая арочная податливая крепь; 2 – деформированные породы подошвы выработки;  
 3 – деформированные боковые породы; 4 – деформированные породы кровли;  
 5 – пустоты и трещины в деформированных (разрушенных) породах приконтурного слоя;  
 6 – вода; 7 – ненарушенный массив; 8 – маркирующий слой

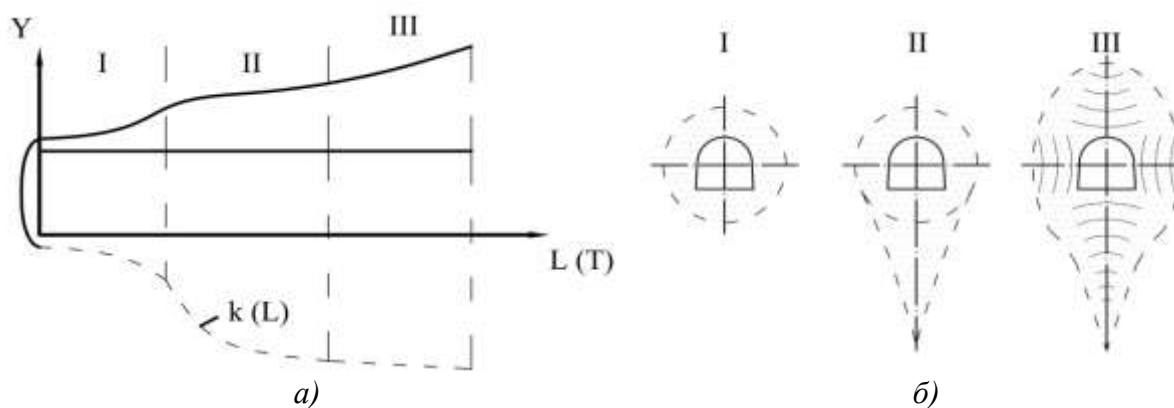


Рис. 2. Развитие геомеханических процессов по мере перемещения забоя выработки: *продольный (а) и поперечный (б) разрезы*

Нанеся на график зависимости  $k(L)$  расположение каждой стадии (см. рис. 3) получим для каждой из них значение  $k_i$ , которое в дальнейшем применяется при приложении внешней нагрузки  $k\gamma H$  (где  $k=k_i$  в зависимости от конкретного этапа). Величины смещений  $U_0$ , на каждом этапе должны соответствовать данным натурных измерений.

Каждый отслоившийся блок боковых пород, отделенный системой трещин, по сути уже не участвует в совместной работе с массивом, оказывает давление на почву выработки, и в дальнейшем провоцирует пучение. На основании этого было принято решение о моделировании развития систем трещин, путем условной выемки такого слоя пород выработки на величину  $\Delta R_{Li}$  и заменой его равномерно-распределенной нагрузкой приложенной к почве ( $q_i = \gamma \Delta R_{Li}$ ). Величины  $\Delta R_{Li}$  соответствуют расстоянию от контура выработки до каждой из систем трещин пород [9], и составляет: 0,4...0,5; 0,5...0,6; 0,7...1,0; 4...5 м для 1-4-й стадии соответственно. Расчетная схема и полученные результаты, для 3-й стадии моделирования представлена на рис. 4.

На пятой стадии моделируется воздействие тампонажных работ в выработке на окружающий массив, при значении коэффициента влияния забоя равному единице. Известно [10], что при производстве таких работ, зияющие трещины заполняются тампонажным раствором, приконтурный массив упрочняется на 50-70% и работает как единая оболочка. Опираясь на данное утверждение, при задании исходных данных производилась корректировка прочностных характеристик приконтурной зоны.

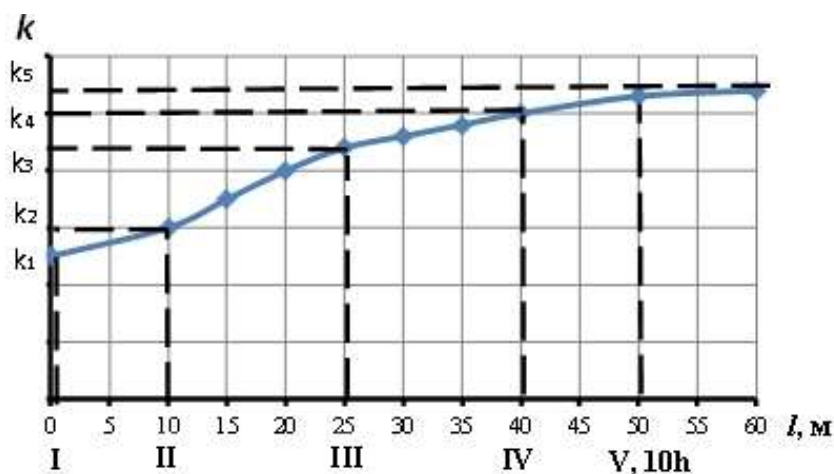


Рис. 3. Зависимость коэффициента  $k$  от расстояния до забоя (I-V - стадии моделирования)

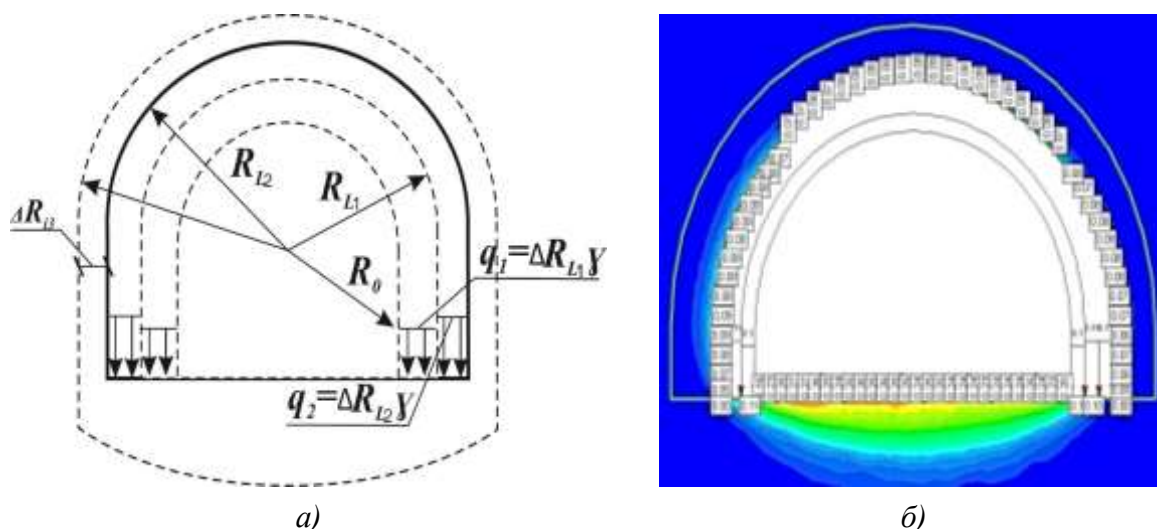


Рис. 4. Расчетная схема (а) и перемещения на контуре выработки (б) для 3-й стадии моделирования

Анализ полученных данных для 4 и 5 - й стадии моделирования показывает, что выполнение тампонажа закрепного пространства, позволяет уменьшить размер ЗНД в 1,5-2,0 раза, что в свою очередь свидетельствует о повышении устойчивости выработки. Однако 5-я стадия моделирования учитывает выполнение тампонажных работ непосредственно в забое, что практически не возможно, поскольку этому мешает проходческое оборудование. Решить эту задачу можно путем установки анкеров непосредственно в забое выработки. Система анкеров предотвратит преждевременное расслоение приконтурного породного массива и позволит отодвинуть работы по упрочнению массива на 40-50 м от забоя, что не будет мешать основным операциям по проходке выработки. Моделировались ситуации, когда в кровле выработки устанавливались 3, 5, 7 и 9 сталеполлимерных анкеров стандартной длины 2,4 м.

Результаты моделирования, показали, что при 5-ти установленных в кровлю анкерах пучение пород почвы будет составлять 0,3 м, что позволит производить работы по нанесению набрызг-бетонного покрытия на расстоянии 60 м от забоя выработки, по сравнению с 40 м при отсутствии анкеров.

Из уточнённой по результатам последних исследований зависимости показателя устойчивости выработки от относительной величины поднятия пород почвы [11] (рис. 5), следует, что в результате установки 5 анкеров в кровле и своевременного выполнения работ по упрочнению приконтурного массива величина смещений пород почвы уменьшились на 0,70 м, а показатель устойчивости выработки ( $\omega$ ) повысился на 0,31.

**Выводы.** Длительная устойчивость капитальных и основных подготовительных выработок в сложных геомеханических условиях шахт Западного Донбасса может быть обеспечена за счет применения тампонажа закрепного пространства по двум схемам:

а) с выполнением его непосредственно за технологическим комплексом оборудования;

б) с отставанием, но с установкой в забое выработки анкеров, поддерживающих породы кровли.

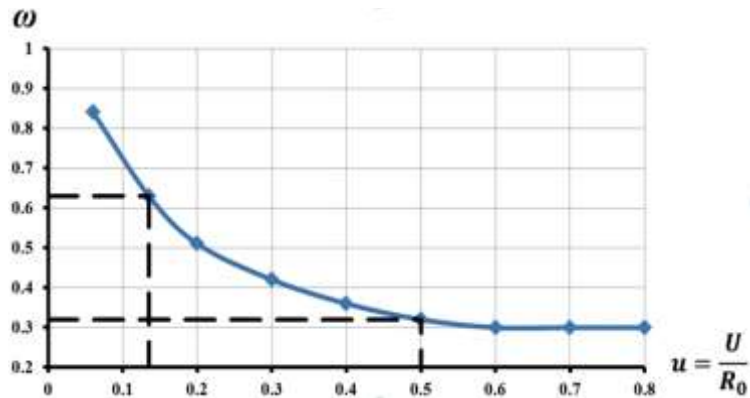


Рис. 5. Зависимость показателя устойчивости выработки  $\omega$  от величины пучения пород почвы (*A* – без анкеров; *B* – с установкой 5-ти анкеров в забое)

Разработана методика численного моделирования процесса деформирования пород приконтурного массива вокруг выработки, применительно к условиям Западного Донбасса. На основе моделирования определено, что при установке 5 анкеров в кровле, и своевременном выполнении работ по упрочнению приконтурного массива, в 2 раза повышается устойчивость выработки.

### Библиографический список

1. Мартовицкий А.В. Геомеханические процессы при отработке угольных пластов струговыми комплексами в условиях шахт Западного Донбасса. Дис...докт. техн. наук: 05.15.09. – Днепропетровск, 2012. – 215 с.
2. Усаченко Б.М. Комбинированные охранные системы нарастающего сопротивления – безальтернативная технология поддержания выемочных штреков / Б.М. Усаченко, В.Н. Трипольский, А.А. Яйцов, Е.Н. Халимендилов // Геотехническая механика. ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2010. – Вып. 91. – С. 15-26.
3. Назимко В.В. Совершенствование комбинированной рамно-анкерной крепи подготовительных выработок / В.В. Назимко, М.А. Ильяшов, А.А. Яйцов, А.И. Демченко, Е.Н. Халимендилов // Вестник Криворожского Национального университета, 2006. №91.
4. Шашенко А.Н. Совершенствование технологии проведения капитальных выработок в сложных геомеханических условиях шахт Западного Донбасса / А.Н Шашенко, М.А. Выгодин, А.В. Солодянкин, В.В. Коробченко, В.В. Панченко // “Форум гірників - 2012”: матеріали міжнар. конф.– Дніпропетровськ, 2012. – Т.2. – С. 107-114.
5. Мартовицкий А. В. Обоснование комплекса эффективных мероприятий по повышению устойчивости выработок шахт ПАО "ДТЭК Павлоградуголь" / А. В. Мартовицкий // Науковий вісник Національного гірничого університету, 2012. т.№ 3.-С.45-531.
6. Солодянкин А.В. Шахтные исследования геомеханических процессов при проведении протяженных выработок в сложных горно-геологических условиях ПСП «Шахта им. Героев Космоса» / А.В. Солодянкин, М.А. Выгодин, А.З. Прокудин // “Розробка родовищ - 2015”: щорічний науково-технічний збірник. – Дніпропетровськ, 2015. – С. 349-354.
7. Коробченко В.В. О повышении устойчивости капитальных горных выработок шахт Западного Донбасса / В.В. Коробченко, А.В. Солодянкин, М.А. Выгодин, А.З. Прокудин // Уголь Украины – 2015. - № 12. – С. 27-32.
8. Phase2. Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. version 8.0 // Режим доступа: <https://www.rocscience.com/products/3/Phase2>.



9. Выгодин М.А. Обоснование параметров армопородных грузонесущих конструкций на базе рамно-анкерных крепей и технология их сооружения в выработках шахт Западного Донбасса: дисс...канд. техн. наук. ; 05.15.04 / Выгодин Михаил Александрович. – Днепропетровск, 1990. – 215 с.

10. Роечко А.Н. Устойчивость подготовительных выработок угольных шахт в условиях больших глубин разработки: дисс...докт. техн. наук.: 05.15.04 / Роечко Анатолий Николаевич. – Днепропетровск, 1995. – 426 с.

11. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Мартовицкий А.В. Управление устойчивостью протяженных выработок глубоких шахт. – Днепропетровск: «ЛизуновПрес», 2012. – 384 с.

УДК 622.235+331.452

*Л.А. Павленко, студ., Н.С. Ремез, д.т.н., проф. (НТУУ «КПІ»)*

## **ОЦІНКА ВПЛИВУ ТЕПЛООВОГО ЕФЕКТУ НА ТЕМПЕРАТУРНЕ ПОЛЕ ГРУНТІВ**

*Проведено оцінку впливу теплового ефекту на температурне поле ґрунту. На основі даних вимірювань розраховано зміну температури ґрунту у результаті впливу теплового ефекту труби гарячого водопостачання. Встановлено розподіл температур ґрунту у різні часові проміжки дії теплового впливу.*

**Ключові слова:** *температурне поле, ґрунт, розподіл температур, тепловий ефект.*

*The estimation of influence of thermal effect is conducted on the temperature field of soil. On the basis of these measuring the change of temperature of soil is expected as a result of influence of thermal effect of pipe of hot water-supply. Distribution of temperatures of soil is set in the different temporal intervals of action of thermal influence.*

**Keywords:** *the temperature field, soil, distribution of temperatures, thermal effect.*

**Вступ.** Зміна теплового режиму ґрунтового масиву може значно впливати на процес його фільтраційної консолідації, тому що для будь-якого матеріалу вона приводить до його термічного розширення (стиснення). Важливість розуміння термомеханічної поведінки ґрунту та пористого середовища пояснюють такими головними причинами: 1) глибинне захоронення радіоактивних відходів, які є джерелом тепла, у геологічних формаціях; 2) проведення бурових робіт; 3) прокладання високовольтних кабелів у ґрунті; 4) сезонні та добові коливання температур, що значно впливають на покриття доріг та фундаменти споруд.

**Аналіз літературних джерел.** У праці [1] наведено результати експериментальних досліджень, згідно з якими, за умови, коли нема дренажування, нагрівання призводить до значного підвищення тиску в поровій рідині насиченого ґрунтового середовища.

Згідно з [2], зміна температури на один градус може призвести до збільшення порового тиску приблизно на 1,5 % порівняно з ефективним тиском.

Як зазначено в [3], останніми десятиліттями значно посилюється інтерес до дослідження впливу зміни температурного режиму на поведінку ґрунтів

Питанню експериментального дослідження впливу температури на поведінку ґрунтів присвячено багато робіт. Але експериментальні дослідження описують конкретні умови і є дуже витратними.

Тому актуальним є математичне моделювання впливу теплового ефекту на температурне поле ґрунту дослідження

**Мета роботи.** Оцінка впливу теплового ефекту на температурне поле ґрунту.

**Матеріали і результати досліджень.** Аналізується процес теплопереносу в пласті ґрунту, на одній межі якого відбувається теплообмін з навколишнім середовищем, а на іншій – з трубопроводом гарячого водопостачання. Теплоперенос розглядається на основі закону Стефана-Больцмана.

Математична постановка задачі ґрунтується на засадах рівняння Фур'є-Кіргофа, яке встановлює залежність між часовими та просторовими змінами температури у будь-якій точці області, що розглядається, та буде мати вигляд:

$$\rho c \frac{\partial T}{\partial t} = \lambda \left( \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} \right), \quad \begin{cases} 0 < x < L \\ 0 < y < H \end{cases} \quad (1)$$

де  $\rho$  – щільність ґрунту, кг/м<sup>3</sup>;  $c$  – питома теплоємність ґрунту, Вт/м °С;  $\lambda$  – коефіцієнт теплопровідності, Вт/м °С;  $L$  – довжиною розрізу ґрунту,  $H$  – глибиною розрізу ґрунту, м.

Початкові та граничні умови записуються наступним чином:

$$\begin{aligned} t = 0: & \quad T = T_0, \quad 0 \leq x \leq L, \quad 0 \leq y \leq H; \\ x = 0: & \quad -\lambda \frac{\partial T}{\partial x} = \chi_1 (T^{e1} - T) + \varepsilon \sigma ((T^{e1})^4 - T^4), \quad t > 0, \quad \chi_1 > 0; \\ x = L: & \quad \lambda \frac{\partial T}{\partial x} = \chi_2 (T^{e2} - T) + \varepsilon \sigma ((T^{e2})^4 - T^4), \quad t > 0, \quad \chi_2 > 0; \\ y = 0: & \quad -\lambda \frac{\partial T}{\partial y} = \chi_2 (T^{e2} - T) + \varepsilon \sigma ((T^{e2})^4 - T^4), \quad t > 0, \quad \chi_2 > 0; \\ y = H: & \quad \lambda \frac{\partial T}{\partial y} = \chi_3 (T^{e3} - T) + \varepsilon \sigma ((T^{e3})^4 - T^4), \quad t > 0, \quad \chi_3 > 0; \end{aligned} \quad (2)$$

де  $\varepsilon$  – приведена степінь чорноти;  $\sigma = 5,669 \cdot 10^{-8}$  Вт/(м<sup>2</sup> · К<sup>4</sup>) – стала Стефана-Больцмана;  $\chi_1, \chi_2, \chi_3$  - коефіцієнт теплообміну на межах ґрунт-ґрунт, ґрунт-навколишнє середовище, ґрунт-трубопровід відповідно.

Для апроксимації диференційного рівняння (1) різницевим введемо просторово-часову сітку з координатами:

$$x_i = (i - 1)h_x, \quad y_j = (j - 1)h_y, \quad t_n = n \cdot \tau, \quad (3)$$

де  $h_x, h_y$  – кроки сітки по координатам  $x, y$  відповідно;  $\tau$  – крок по часу;  $i = \overline{1, N_x}$ ;  $j = \overline{1, N_y}$ ;  $n = \overline{0, K}$ .

Введемо наступне позначення:  $T(x_i, y_j, t_n) = T_{i,j}^n$ .

Дискретизацію рівняння (1) будемо проводити на основі локально одновимірної схеми А.А. Самарського [4], яка є абсолютно стійкою і має властивість сумарної апроксимації. Сутність цього підходу полягає в тому, що крок за часом реалізується в два етапи – на проміжному часовому кроці проводимо дискретизацію двовимірного рівняння (1) тільки в напрямку осі  $x$  і отримуємо одновимірне рівняння, після його рішення проводимо знову дискретизацію рівняння (1), але вже в напрямку осі  $y$  і, вирішуючи отримане одновимірне рівняння, визначаємо поле температури на цілому кроці по часу. Різницевий аналог рівняння (1) має наступний вигляд:

$$\rho \cdot c \cdot \frac{T_{i,j}^{n+1} - T_{i,j}^n}{\tau} = \lambda \cdot \left( \frac{T_{i+1,j}^{n+\frac{1}{2}} - 2T_{i,j}^{n+\frac{1}{2}} + T_{i-1,j}^{n+\frac{1}{2}}}{h_x^2} \right), \quad (4)$$

$$\rho \cdot c \cdot \frac{T_{i,j}^{n+2} - T_{i,j}^{n+1}}{\tau} = \lambda \cdot \left( \frac{T_{i,j+1}^{n+2} - 2T_{i,j}^{n+2} + T_{i,j-1}^{n+2}}{h_y^2} \right), \quad (5)$$

Різницеві рівняння (4), (5) зводяться до стандартного тридіагонального вигляду та розв'язуються методом прогонки. Спочатку для всієї області розв'язується рівняння (4), після того як його розв'язок буде знайдено, переходять до розв'язку рівняння (5).

Перші прогонні коефіцієнти граничних умов III роду  $\alpha_1$  та  $\beta_1$  з похибкою  $O(h)$  згідно відношення  $T_1 = \alpha_1 T_2 + \beta_1$  наведені у формулі(5). Приймається, що  $\frac{\chi_1 \cdot h}{\lambda} \equiv B_{i_1}$ .

$$\left\{ \begin{array}{l} \alpha_1 = \frac{1}{1 + B_{i_1}}; \\ \beta_1 = \frac{B_{i_1}}{1 + B_{i_1}} T^{e1} + \frac{\varepsilon \sigma h}{\lambda(1 + B_{i_1})} ((T^{e1})^4 - (T_1)^4) \end{array} \right\},$$

або

$$\left\{ \begin{array}{l} \alpha_1 = \frac{\lambda}{\lambda + h \cdot \chi_1}; \\ \beta_1 = \frac{\lambda \cdot \chi_1}{\lambda + h \cdot \chi_1} T^{e1} + \frac{\varepsilon \sigma h}{\lambda + h \cdot \chi_1} ((T^{e1})^4 - (T_1)^4). \end{array} \right. \quad (6)$$

Очевидно, що прогонний коефіцієнт  $\beta_1$  нелінійним чином залежить від температури на лівій межі. Тоді для визначення поля температури необхідно скористатися, наприклад, методом простої ітерації, головна ідея якого полягає у тому, щоб на кожному часовому шарі розрахунок поля температури вести доти, доки не буде виконуватись умова  $|T_1^{s+1} - T_1^s| \leq \varepsilon$ , де  $s$  – номер ітерації,  $\varepsilon$  – точність вимірів.

Першу граничну умову використовують для визначення температури  $T_N$ .

$$-\lambda \frac{T_N - T_{N-1}}{h} = \chi_2 (T^{e2} - T_N) + \varepsilon \sigma ((T^{e2})^4 - (T_N)^4);$$

так як  $T_{N-1} = \alpha_{N-1} T_N + \beta_{N-1}$ , то

$$T_N = \frac{\beta_{N-1} + B_{i_2} \cdot T^{e2} + \frac{\varepsilon \sigma h}{\lambda} ((T^{e2})^4 - (T_N)^4)}{1 + B_{i_2} - \alpha_{N-1}},$$

або

$$T_N = \frac{\lambda \cdot \beta_{N-1} + \lambda \cdot \chi_2 \cdot T^{e2} + \varepsilon \sigma h ((T^{e2})^4 - (T_N)^4)}{\lambda \cdot \chi_2 + \lambda \cdot (1 - \alpha_{N-1})}. \quad (7)$$

У результаті отримано нелінійне рівняння (7) для визначення температури на правій межі. Це рівняння також можна розв'язати більш простим методом – методом простих ітерацій.

Проведемо дискретизацію нелінійних граничних умов (2) з похибкою  $O(h^2)$ . Розкладемо функцію  $T(x)$  у ряд Тейлора у околі точки  $x = 0$  до членів другого порядку відносно  $h$ :  $T_2^{n+1} = T_1^{n+1} + h \cdot \frac{\partial T}{\partial x} \Big|_{x=0}^{n+1} + \frac{h^2}{2} \cdot \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} \Big|_{x=0}^{n+1}$ . Перші прогонні коефіцієнти граничних умов III роду  $\alpha_1$  та  $\beta_1$  з похибкою  $O(h^2)$  згідно відношення  $T_1 = \alpha_1 T_2 + \beta_1$  наведені у формулі (8):

$$\left\{ \begin{array}{l} \alpha_1 = \frac{2\lambda\tau}{\rho ch^2 + 2\tau(\lambda + \chi_1 h)}; \\ \beta_1 = \frac{\rho ch^2}{\rho ch^2 + 2\tau(\lambda + \chi_1 h)} T_1^n + \\ + \frac{2\tau\chi_1 h}{\rho ch^2 + 2\tau(\lambda + \chi_1 h)} T^{e1} + \frac{2\tau\varepsilon\sigma h}{\rho ch^2 + 2\tau(\lambda + \chi_1 h)} ((T^{e1})^4 - (T_1^{n+1})^4) \end{array} \right. \quad (8)$$

Визначимо  $T_N$ , використовуючи праву граничну умову.

$$T_{N-1}^{n+1} = T_N^{n+1} - \frac{\chi_2 h}{\lambda} (T^{e2} - T_N^{n+1}) - \frac{\varepsilon \sigma h}{\lambda} ((T^{e2})^4 - (T_N^{n+1})^4) + \frac{\rho ch^2}{2\lambda} \cdot \frac{T_N^{n+1} - T_N^n}{\tau}.$$

Отже, так як  $T_{N-1} = \alpha_{N-1} \cdot T_N + \beta_{N-1}$ :

$$T_N^{n+1} = \frac{2\lambda\tau\beta_{N-1}}{2\lambda\tau(1 - \alpha_{N-1}) + 2\tau\chi_2 h + \rho ch^2} + \frac{2\tau\chi_2 h T^{e2}}{2\lambda\tau(1 - \alpha_{N-1}) + 2\tau\chi_2 h + \rho ch^2} +$$

$$+ \frac{\rho ch^2}{2\lambda\tau(1 - \alpha_{N-1}) + 2\tau\chi_2 h + \rho ch^2} T_N^n +$$

$$+ \frac{2\tau\varepsilon\sigma h}{2\lambda\tau(1 - \alpha_{N-1}) + 2\tau\chi_2 h + \rho ch^2} ((T^{e2})^4 - (T_N^{n+1})^4). \quad (9)$$

Наступним кроком є розв'язок рівняння (5), етапи якого аналогічні розв'язанню рівняння (4).

Для розв'язку поставленої задачі розглядається розріз ґрунту довжиною  $L = 30$  м та глибиною  $H = 5$  м, на якій розташовано трубопровід гарячого водопостачання. Теплофізичні параметри області розв'язку задачі та властивості ґрунту наведені у табл. 1 та 2.

Таблиця 1 – Параметри області розв'язку задачі

Параметр	Позначення	Значення	Розмірність
Коефіцієнт теплообміну на межі ґрунт-ґрунт	$\chi_1$	25	Вт/м <sup>2</sup> °С
Коефіцієнт теплообміну на межі ґрунт-навколишнє середовище	$\chi_2$	50	Вт/м <sup>2</sup> °С
Коефіцієнт теплообміну на межі ґрунт-труба	$\chi_3$	100	Вт/м <sup>2</sup> °С
Початкова температура області розв'язку	$T_0$	3	°С
Температура на межі ґрунт-ґрунт	$T^{e1}$	3	°С
Температура на межі ґрунт-навколишнє середовище	$T^{e2}$	5	°С
Температура на межі труби	$T^{e3}$	80	°С
Приведена ступінь чорноти	$\varepsilon$	0,76	-

Таблиця 2 – Теплофізичні властивості ґрунту

Теплофізичні властивості ґрунту	Позначення	Значення	Розмірність
Коефіцієнт теплопровідності	$\lambda$	1,6735	Вт/м °С
Щільність	$\rho$	1950	кг/м <sup>3</sup>
Теплоємність	$c$	833,76	Дж/кг °С

Для розрахунку температурного поля ґрунту було розроблено алгоритм та програма для ПК на мові Pascal. У результаті чисельних розрахунків отримано розподіл температур та ізотерми ґрунту при тепловому впливі труби за різний проміжок часу. Графіки температурного поля ґрунту зображено на рис.1,2.

З аналізу рисунків видно, що з часом відбувається поширення тепла від трубопроводу до поверхні ґрунту, причому відбувається більш інтенсивне нагрівання як поблизу трубопроводу, так і в тілі ґрунтового масиву.

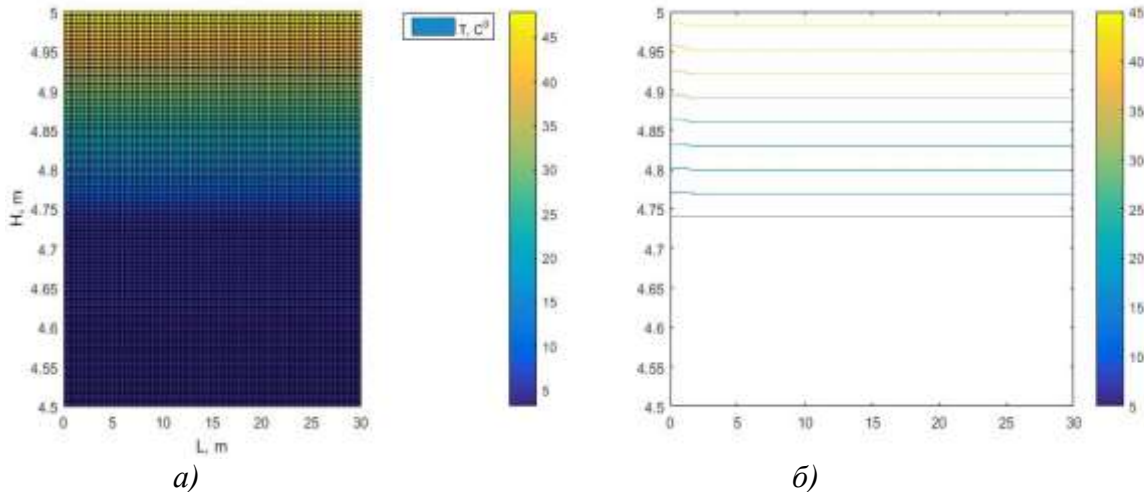


Рис. 1 – Розподіл температур (а) та ізотерм ґрунту (б) при тепловому впливі труби за годину.

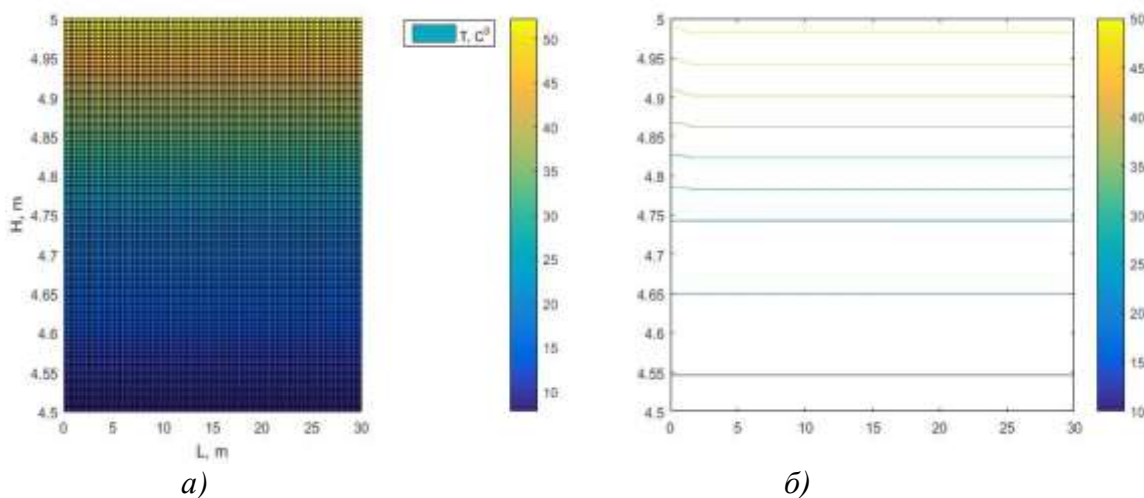


Рис. 2 – Розподіл температур (а) та ізотерм (б) ґрунту при тепловому впливі труби за 10 годин.

**Висновок.** Проведено математичне моделювання розподілу температур в ґрунтовому масиві над трубопроводом гарячого водопостачання. Проведено оцінку впливу теплового ефекту на температурне поле ґрунту на базі створеної програма для визначення розподілу температур ґрунтів, яка дозволяє робити прогнози за різні проміжки часу, що може бути доцільним при прогнозуванні теплового впливу будь-яких конструкцій на ґрунтові масиви (наприклад, у містобудівництві).

## Бібліографічний список

1. Plum R.L., Esrig M. J. Some temperature effects on soil compressibility and pore water pressure // Highway Research Board. 1969. Sp Rpt 103. P. 213 – 242.
2. Campanella R.G., Mitchell J.K. Influence of temperature variations on soil behavior // J. Soil Mechanics and Foundations division. 1968. Vol. 94. P. 709 – 734.
3. Laloui L. Thermo-mechanical behavior of soils // Revue Francaise de genie civil. 2001. Vol. 5. P. 809 – 843.
4. Самарский А.А. Теория разностных схем / А.А. Самарский. – М.: Наука, 1977. – 656 с.

УДК 622.272; 622.8

Т.А. Негрей, ст. преп., Донецкий национальный технический университет, г. Красноармейск

### ИЗУЧЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ТРАВМАТИЗМА ГОРНОРАБОЧИХ ПРИ ВЫПОЛНЕНИИ ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Установлено, что недостаточно внимания уделяется изучению травматизма на уровне выполнения конкретных операций и подопераций в рамках определенного технологического процесса ведения горных работ. На примере показана актуальность и перспективность выбранного в работе направления исследований.

Ключевые слова: производственный травматизм, опасные и вредные производственные факторы, технологический процесс, производственные операции, подоперации.

Анализ производственного травматизма по угольным шахтам Донецкой области показал, что при уменьшении объема добычи в 1,8 раза общий производственный травматизм снизился в 5,3 раза, а смертельный – в 1,5 раза (рис. 1). По объектам выполнения производственных процессов он распределился следующим образом: 37,6% несчастных случаев произошло в очистных забоях, 17,7% - в подготовительных забоях и 44,7% - в протяженных горизонтальных и прочих горных выработках, причем основными производственными факторами являются обвалы и обрушения, транспорт, машины и механизмы, взрывы газа и пыли (рис. 2).

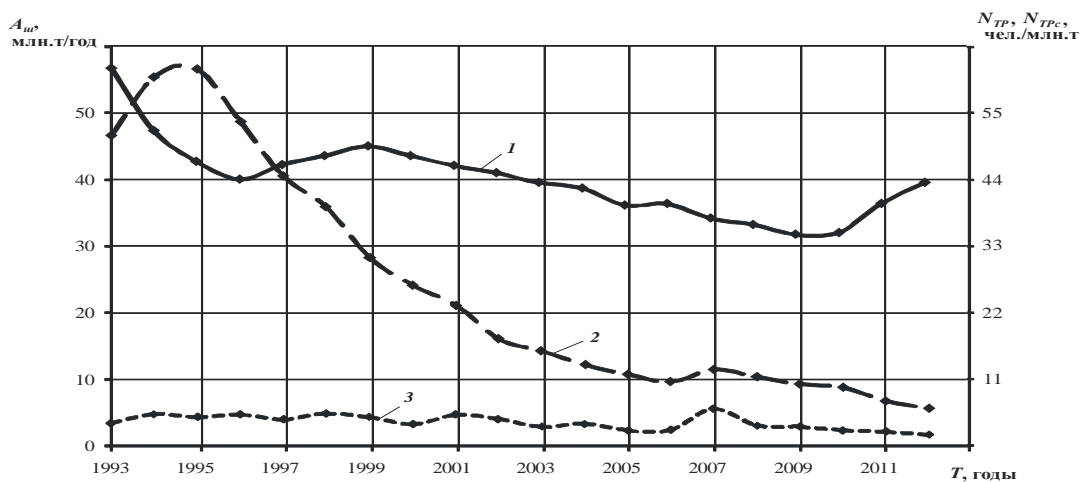


Рисунок 1 – Графики изменения объема добычи угля на шахтах Донецкой области  $A_{ш}$  (1), общего количества случаев (2) травмирования  $N_{ТР}$  и со смертельным исходом  $N_{ТРС}$  (3) на 1 млн. т добычи в течение 1993-2012 гг.



Рисунок 2- Диаграмма относительного соотношения несчастных случаев по опасным производственным факторам

В очистных выработках шахт 55,8% несчастных случаев произошло от обвалов и обрушений, 17,1% - от машин и механизмов, 14,9% - от взрывов газа и пыли. В подготовительных забоях от обвалов и обрушений произошло 31,8% несчастных случаев, по 11,8% - от транспорта и внезапных выбросов. В протяженных горизонтальных и прочих горных выработках основной травматизм связан, естественно, с транспортом и подъемом - 60,5%, на обвалы и обрушения приходится 10,7%, электроток - 4,7%. На поверхности шахт основными опасными производственными факторами являются транспорт и подъем - 41,0% и падение людей - 15,4%.

Как видим, основная доля несчастных случаев приходится на основные технологические процессы, связанные с ведением горных работ. Наибольшее количество несчастных случаев происходит непосредственно на рабочих местах при выполнении конкретных производственных операций или подопераций, а именно в рамках подсистем «Производственные работы в очистных забоях», «Подземный транспорт», «Проведение горных выработок» и «Поддержание и ремонт горных выработок». Отягощающими факторами являются:

- большая суммарная продолжительность выполнения операций;
- большое количество рабочих занятых на их выполнении;
- разнородность выполняемых операций;
- большая протяженность участка, вовлеченного в выполнение производственных процессов.

Как правило, вследствие сложности выполнения операций и наличия отягощающих факторов отмечается высокий уровень травмирования рабочих по причинам:

- нарушения дисциплины выполнения операций рабочими;
- неудовлетворительного психо- эмоционального состояния;
- усталости и высокой физической нагрузки.

Если рассматривать основные технологические процессы горного производства, к которым относятся «Выемка угля в очистном забое» и «Проведение горной выработки», то они графически изображаются в виде планов работ в лаве или графиков организации работ в подготовительном забое (рис. 3), где отображены основные операции в течение определенного промежутка времени, которые необходимо выполнить, чтобы технологический процесс считался завершенным.





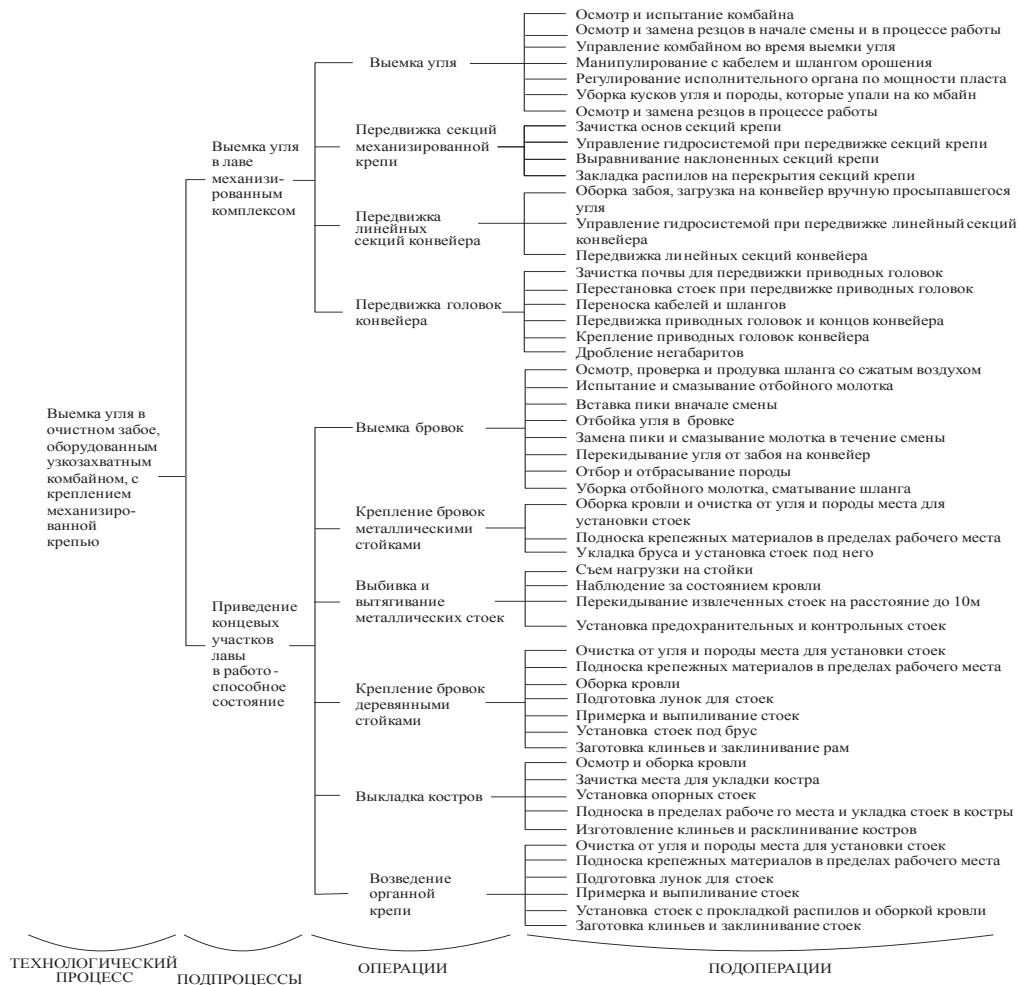


Рисунок 3– Блок-схема технологического процесса при ведении очистных работ

Из рисунка 6 видно, что операции с наибольшим уровнем механизации (связанные с управлением выемочной машиной и передвижкой механизированных крепей и лавного скребкового конвейера) относятся к зонам *I* и *II* (в лавах, оборудованных механизированными крепями эти зоны совмещены). В зоне *I* вручную выполняются операции по уборке породы при перемещении лавного оборудования и обеспечению его перемещения при выемке, а также имеют место случайные операции (снятие «земника», «вываживание» секций), которые носят несистемный периодический характер. В остальных зонах доля ручного труда достигает 100%, за исключением тех операций, которые выполняются посредством работы очистного комбайна. Так в зонах *III-IX* (концевые участки лавы и прилегающие к ним сопряжения) выполняются наиболее сложные производственные операции с большой численностью рабочих на ограниченной площади. Большая часть этих операций выполняется вручную из-за низкого уровня их механизации, в частности, выполняются работы по выемке ниш, бровок и берм отбойными молотками, их крепление индивидуальной крепью, возводятся охранные сооружения, извлекаются и устанавливаются ножки крепи, перенос стоек индивидуальной крепи при передвижке конвейера, установка (извлечение) крепей усиления на сопряжениях и др.



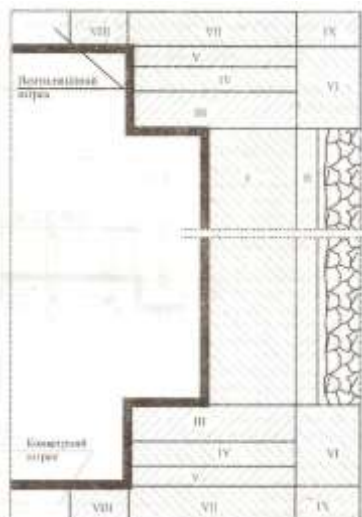


Рисунок 5 – Схема расположения технологических зон в очистном забое и на участках сопряжений его с примыкающими выработками: *I* – зона установки призабойной крепи; *II* – зона возведения (наращивания) элементов специальной крепи, передвижки посадочной или механизированной крепи; *III* – зона крепления ниши и части лавы до привода (конца лавы); *IV* – зона крепления на участке приводной (концевой) головки (ВСП) конвейера; *V* – крепления бровки лавы; *VI* – зона крепления во время выполнения мероприятий по охране подготовительных выработок; *VII* – зона крепления сопряжения подготовительной выработки с лавой; *VIII* – зона усиления крепи подготовительной выработки перед лавой; *IX* – зона усиления или извлечения крепи выработки позади лавы [1]

Для более детального изучения производственных операций и событий, повлекших травмирование рабочих на основании блок-схемы (рис. 6), нами был составлен график организации работ по всем подоперациям (рис. 7) с указанием подопераций и времени, при которых произошли несчастные случаи.

Из рисунка 7 следует, что в очистном забое произошло 46% случаев (всего 6 случаев и 3 – при выполнении основных подопераций по выемке угля), а остальные 54% – на сопряжении лавы с транспортным штреком (всего 7 случаев, из них 5 при монтаже-демонтаже стоек усиления, 1- при извлечении ножки крепи, и 1- при зачистке почвы под установку стойки крепи усиления). Все эти случаи имели место преимущественно в *I* и *VII* технологических зонах (рис. 5). Если рассматривать случаи по опасным факторам, то на 62% случаев приходится травмы от обрушений пород, 23 %– машины и механизмы и 15%- падения людей. Факторы «машины и механизмы» и «падения людей» имеют случайный характер, так как происходили в разных местах, зонах (по пути к месту работы, доставка элементов крепи, разрыв шланга высокого давления, при перетяжке лавного конвейера), в то время как фактор «обвалы и обрушения» проявляется систематически, причем, при зачистке и передвижке конвейера, а также секций крепи вслед за комбайном и выполнении подопераций по перекреплению выработки в месте ее сопряжения с лавой. Подоперации, которые сопровождалась несчастными случаями, совмещались во времени и пространстве с другими подоперациями: выемка угля комбайном, подрывка почвы выработки по сопряжению, доставка леса для выкладки костров, крепления бровок. Также при большой концентрации работ эти подоперации выполнялись в режиме «цейтнот», когда была необходимость в своевременной задвижке механизмов вслед за подвиганием очистного комбайна, монтаже-демонтаже элементов крепления сопряжения выработки, при передвижке приводной головки.

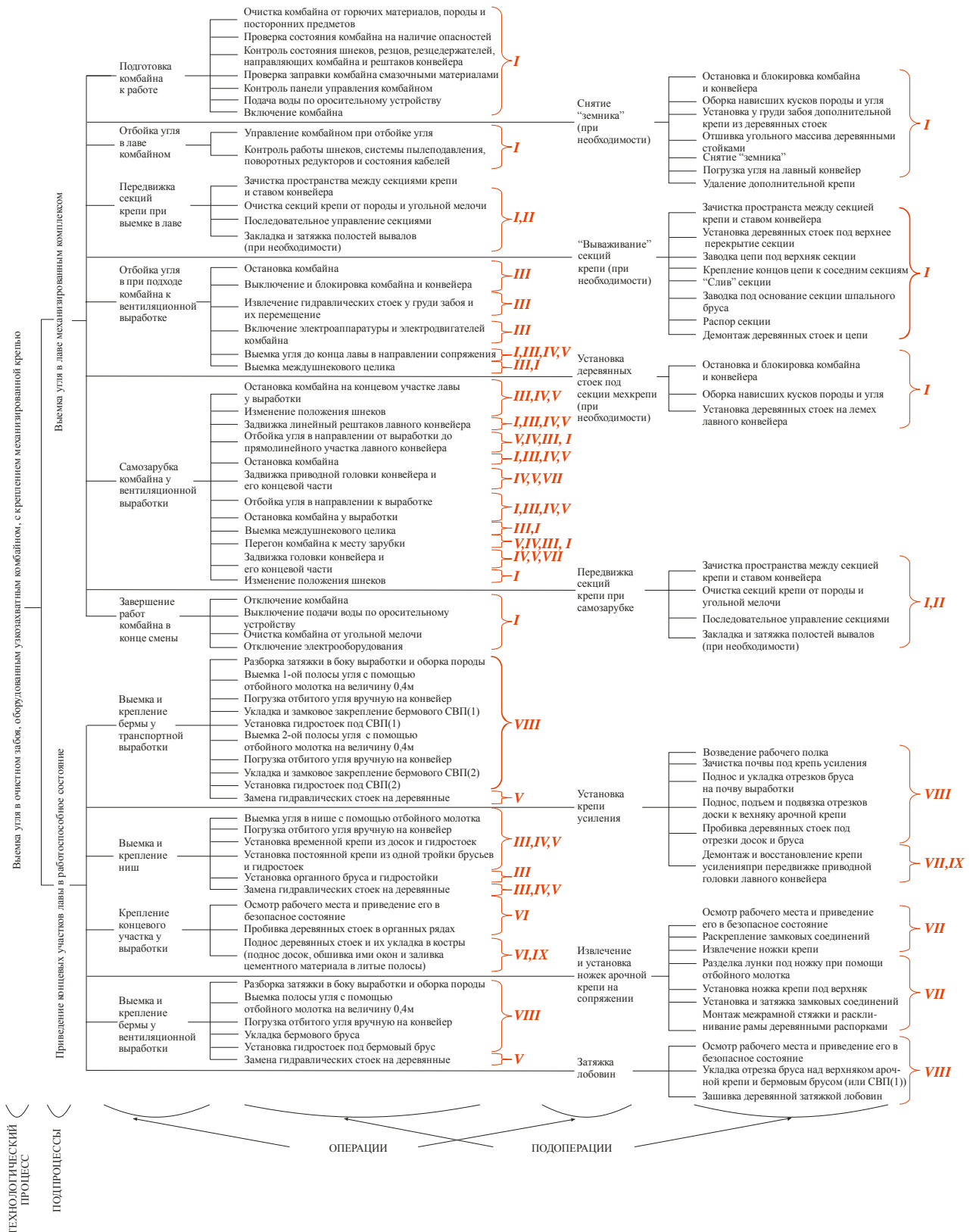


Рисунок 6 – Блок-схема технологического процесса при ведении очистных работ в 6-ой южной лаве блока 10 «Шахтоуправления «Покровское» (I-IX- нумерация технологических зон лавы, в которых выполняются операции (подоперации))



В результате обобщения всей информации можно сделать вывод о том, что основными причинами травматизма в лаве является невыполнение инструкций по технике безопасности, а на сопряжении – несовершенство паспорта его крепления. Рекомендациями по предупреждению подобных ситуаций, к примеру, могло бы быть, ужесточение контроля в лаве со стороны ИТР во время выемки угля и задвижке механизмов, применение механизированных крепей на сопряжении транспортного штрека и очистного забоя, для исключения из графика организации работ подопераций с повышенной вероятностью травмирования рабочих. Если по первому случаю рекомендации совпадают с предписанием, указанным в формах Н-1, то по второму – причинами травмирования указываются: нарушение технологического процесса, падение предмета, личная неосторожность, невыполнение правил техники безопасности. Конечно, нельзя отвергать эти причины, так как, будь рабочие более осмотрительными, внимательными, дисциплинированными несчастных случаев могло бы не быть, но «человеческий фактор» всегда был и будет, поэтому наша задача создать условия для его исключения при выполнении основных производственных операций.

Таким образом, в результате проведенных исследований нами предложена методика изучения производственного травматизма при выполнении основных технологических процессов, которая основывается на детальном анализе операций (подопераций), входящих в этот процесс, как на уровне технологических, так и трудовых мероприятий. Данная методика требует дальнейшего совершенствования с последующей разработкой рекомендаций по ее использованию на уровне проектирования безопасных технологических схем ведения горных работ.

#### Бібліографічний список

1. Кінцеві ділянки та сполучення лав з підготовчими виробками. Технологічні схеми (СОУ-П 10.1.00185790.013:2009)/ Мінвуглепром України, К., 2009.– 55с.

УДК 679.8.02

*В.І. Шамрай, аспірант, В.В. Коробійчук, к.т.н., доц., Житомирський державний технологічний університет*

#### **РОЗРОБКА МЕТОДИКИ УПРАВЛІННЯ ЕСТЕТИЧНИМИ ВЛАСТИВОСТЯМИ ГОТОВОЇ ПРОДУКЦІЇ З ГРАНОДІОРИТУ НА ОСНОВІ ФАКТУРНОЇ ОБРОБКИ**

*Управління естетичними властивостями готової продукції з гранодіориту виконується на основі раніше визначеного авторами механізму регулювання світлотою каменю відповідно до типів Покостівського гранодіориту, між якими проводиться регулювання, для забезпечення мінімальної відмінності між різними за світлотою каменями. Розроблена методика управління естетичними властивостями готової продукції з гранодіориту.*

*Ключові слова: імпрегнація, світлота каменю, полірування, природний камінь, Покостівський гранодіорит, природний облицювальний камінь, керування кольоровим тоном природного каменю.*

*The management of aesthetic properties of finished goods made of granodiorite is based on a previously defined by author the mechanism of lightness stone regulating according to the types of Pokostivskiy granodiorite, which regulated to ensure minimal differences*

*between different types of stones. The methodology of aesthetic properties management of finished goods made of granodiorite was developed.*

*Keyword: impregnation, stone lightness, polishing, Pokostivskiy granodiorite, natural facing stone, management of colored tone of natural stone.*

**Вступ.** При видобуванні блоків природного каменю на різних глибинах, змінюється мінеральний склад та структура каменю, а також властивості природного каменю. При фактурній обробці плит з різних блоків природного каменю, що були видобуті на різних глибинах чітко спостерігаються відмінності у їх структурі, забарвленні та світлоті. Таким чином, при облицюванні будівель та споруд або інших будівельних робіт із використанням природного каменю, особливо коли такі роботи мають великий обсяг, виникає проблема із підбором однотонних плит, оскільки один і той самий вид каменю має різну світлоту при його однакової фактурній обробці [1].

Зміну тону природного облицювального каменю можливо забезпечити за рахунок зміни технології фактурної обробки каменю. При механічній обробці природного каменю зміна тону лицьової поверхні каменю залежить від шорсткості його поверхні [1]. Також, існують різні хімічні просочувальні засоби для природного каменю, які змінюють його якісні показники в залежності від типу каменю [2, 3]. При тривалому впливі агресивного середовища також змінюється тон каменю, а також його блиск [4].

Слід зауважити, що при зміні технології фактурної обробки, а також при впливі агресивного середовища можливе погіршення якості поверхні природного облицювального каменю, насамперед відбувається зменшення відбивної здатності (блиску) каменю.

Сприйняття людиною відмінностей у тоні та блиску поверхонь різнотипних каменів залежить від багатьох факторів, що включає в себе місце розташування, вид і освітлення споруди що облицюється. Відомо, що людина може розрізнити відмінності у тоні на значно більшій відстані ніж різницю у відбивній здатності, що впливає з літературних джерел [5, 6]. Тому, керування якісними показниками готової продукції з природного каменю має базуватися не тільки на технології обробки каменю, а також на проектуванні готової продукції в об'єктах архітектури та будівництва.

**Аналіз джерел дослідження.** Дослідженням визначення якісних показників природного каменю займалися W. Dawei, C. Xianhua, O. Markus, S. Helge, S. Bernhard [7], A. Hideo, T. Hidetoshi, K. Seong-Woo, A. Natsuko, K. Koji, Y. Tsutomu, D. Toshiro [8], в працях яких були вивчені зміни мікро-текстури породоутворюючих мінералів при шліфуванні-поліруванні природного каменю за допомогою мікроскопії та спектрального аналізу та вплив розміру алмазного зерна на формування мікро-текстури мінералу. Також в [9] були експериментально досліджені процеси абразивної обробки природного каменю.

В роботі [10] досліджено вплив високих температур на зміну властивостей каменю, за допомогою цифрової обробки зображень. Із збільшенням температури камінь світлішає. Чорно-біла цифрова обробка зображення використовувалась при дослідженні впливу вивітрювання та дії солей на камінь, при виявленні висвітлених ділянок на його поверхні [11]. Також в [12] доведено, що насиченість кольору втрачається при дії навколишнього агресивного середовища, і, камінь світлішає, і далі потребує реставраційних робіт. Аналіз літературних джерел показує, що багато досліджень пов'язані із вивченням особливостей мікро-текстури каменю, впливу агресивного середовища, але не було досліджено зміну колірних ознак в межах родовища, та не розроблено рекомендацій щодо керування цими ознаками, враховуючи проектування готової продукції в об'єктах архітектури та будівництві.

**Мета та задачі дослідження.** Метою роботи є розробка методики управління кольоровим відтінком готової продукції з гранодіориту за допомогою різних методів полірування природного каменю.

Для досягнення поставленої мети вирішувалися наступні задачі:

- Встановити межі керування відтінками світлоти Покостівського гранодіориту при його механічній обробці;
- Встановити межі керування відтінками світлоти Покостівського гранодіориту при його обробці хімічними просочувальними засобами;
- Встановити зміну світлоти різних типів Покостівського гранодіориту між якими проводиться керування тоном в залежності від впливу агресивного середовища.

**Методики, матеріали і результати досліджень.** Колір, текстура і фактура поверхні каменю – головні художні засоби, які використовуються при виготовленні різноманітних виробів з каменю та проектуванні будівель різного призначення.

Колір і обробка в процесі естетичного конструювання – поняття близькі, вони визначають характер поверхневої обробки виробів з декоративними й технічними цілями. У процесі фактурної обробки поверхні каменю одержують свій остаточний варіант естетичного вираження, тобто кольорове рішення є завершальним етапом естетичного конструювання.

Виходячи із раніше запропонованої авторами класифікації Покостівського гранодіориту [1] за кольоровим тоном та отриманих закономірностей, потрібно встановити межі керування відтінками світлоти Покостівського гранодіориту за допомогою механічної обробки та обробки хімічними просочувальними засобами.

При механічній обробці природного каменю, в залежності від шорсткості поверхні каменю можливо досягти матову або глянцеvu поверхню каменю. Експериментально доведено, що глянцеvu поверхню каменю забезпечується при обробці каменю фінішними номерами від № 1200 із зернистістю 28/20 мкм. При подальшому поліруванні блиск каменю зростає та зменшується світлота каменю. Відповідно до цього управління світлотою каменю відбувається при механічній обробці фінішними номерами від № 1200 до полірувального.

Також керування тоном природного каменю можливе за допомогою хімічних просочувальних засобів, які в свою чергу покращують його якісні показники і захищають від негативного впливу навколишнього агресивного середовища. В якості хімічних просочувальних засобів використовувалися: засіб для імпрегнації італійської фірми Tenax Easywet, який надає поверхні ефект мокрого каменю; кристалізатор – Kristalizer, на основі розчину силікатів; кристалізатор чорного кольору – Gabbro+, на основі розчину силікатів з чорними домішками, що суттєво затемнює поверхню каменю. Попередньо було доведено, що всі просочувальні засоби надають каменю темніший відтінок [3]. Тому для керування тоном каменю, засоби слід наносити на світліші типи каменів.

Під час тривалої експлуатації виробів з природного каменю, під дією атмосферних опадів, вітру, агресивних сполук, що містяться в атмосфері, оброблена поверхня каменю поступово втрачає початкові естетичні характеристики. На основі раніше проведених досліджень [4], які характеризують різні регіони України слід встановити зміну відповідності естетичних показників поверхні каменю між різними типами Покостівського гранодіориту.

### **Висновки:**

В результаті проведеного дослідження було виявлено наступне:

1. Керування відтінками світлоти Покостівського гранодіориту за допомогою механічної обробки відбувається шляхом зміни шорсткості поверхні каменю при використанні різних номерів алмазного інструменту. Відтінками Покостівського гранодіориту



можна керувати зі збереженням глянцевої поверхні між світлими та темними, а також між темними до дуже темними типами каменю.

2. Керування відтінками світлоти Покостівського гранодіориту за допомогою хімічних просочувальних засобів відбувається між хімічно та механічно обробленими зразками. Мінімальна відмінність забезпечується між світлими та темними, темними та дуже темними, а також світлими та дуже темними (за умови використання «Gabbro+») типами каменів.

3. В залежності від певного агресивного середовища, яке характеризує різні регіони України, оброблена поверхня по різному буде втрачати естетичні показники та з часом, відповідність різнооброблених зразків буде втрачатися. Тому варто дослідити, на скільки буде змінюватися відповідність зразків поверхні різних за кольоровим тоном каменів, що оброблені відповідно до рекомендацій методики управління естетичними властивостями в залежності від тривалості агресивного середовища.

### Бібліографічний список

1. В.В. Коробійчук, В.І. Шамрай. Дослідження впливу шліфування-полірування природного каменю на його блиск та відтінки світлоти / Східно-Європейський журнал передових технологій. – 2014. – Vol. 5/5 (71). – с. 56-60.

2. Volodymyr Shamrai, Valentyn Korobiychuk, Igor Korobiichuk, Michal Nowicki, Roman Szewczyk. The study of the different methods of natural stone surfaces polishing influence on the gloss. REVISTA KASMERIA – 2015. – Vol. 43(5). – p. 2-8.

3. Igor Korobiichuk, Vladimir Shamrai, Valentyn Korobiychuk, Michal Nowicki, Roman Szewczyk. The study of the influence of natural stone surfaces polishing by different methods on the hues of lightness. 11th International Conference “Mechatronic systems and materials”. – 2015. – p. 105-106.

4. Volodymyr Shamrai, Igor Korobiichuk, Valentyn Korobiychuk, Galyna Skyba, Michal Nowicki, Roman Szewczyk. The study of corrosion resistance of Pokostivskiy granodiorites after processing by various chemical and mechanical methods. Construction & Building Materials – 2016. – Vol. 114. – p. 241-247. doi: 10.1016/j.conbuildmat.2016.03.147

5. Н. Є. Трегуб. Результати експериментів з кількісної оцінки формоутворюючої дії кольору в об'єктах архітектури і дизайну в контексті візуальної комфортності міського середовища. Коммунальное хозяйство городов – 2006. – № 69. – с. 363-368.

6. Schlick, Christophe. "A survey of shading and reflectance models." Computer Graphics Forum. Vol. 13. No. 2. Blackwell Science Ltd, 1994.

7. Dawei, W., Xianhua, C., Markus, O., Helge, S., Bernhard, S. (2014). Study of micro-texture and skid resistance change of granite slabs during the polishing with the Aachen Polishing Machine. Wear, 318 (1-2), 1–11. doi: 10.1016/j.wear.2014.06.005

8. Hideo, A. Evaluation of subsurface damage in GaN substrate induced by mechanical polishing with diamond abrasives [Text] / A. Hideo, T. Hidetoshi, K. Seong-Woo, A. Natsuko, K. Koji, Y. Tsutomu, D. Toshiro // Applied Surface Science. – 2014. – Vol. 292. – P. 531–536. doi: 10.1016/j.apsusc.2013.12.005

9. Xie, J. Parameterization of Micro-Hardness Distribution in Granite Related to Abrasive Machining Performance [Text]. / J. Xie, J. Tamaki // Journal of Materials Processing Technology. – 2007. – Vol. 186, Issue 1-3. – P. 253–258. doi: 10.1016/j.jmatprotec.2006.12.041

10. Ozguven, A. Investigation of some property changes of natural building stones exposed to fire and high heat [Text] / A. Ozguven, Y. Ozelik // Construction and Building Materials. – 2013. – Vol. 38. – P. 813–821. doi: 10.1016/j.conbuildmat.2012.09.072

11. Vazquez, M. Digital image processing of weathered stone caused by efflorescences: A fool for mapping and evaluation of stone decay [Text] / M. Vazquez, E. Galan, M. Guerrero, P. Ortiz // Construction and Building Materials. – 2011. – Vol. 25, Issue 4. – P. 1603–1611.

12. Кальчук, С. В. Дослідження впливу агресивного навколишнього середовища на зміну насиченості кольору поверхні декоративного каменю [Текст] / С. В. Кальчук, О. В. Камських, С. О. Чехута // Вісник ЖДТУ. Технічні науки. – 2009. – № 1 (48). – С. 196–201.

УДК 624.501.1.

*Л.Ф. Асланов, к.т.н., доц. АзАСУ, г. Баку*

## **ВЛИЯНИЕ ТУРБУЛЕНТНОГО ПОТОКА ВОЛНЫ НА КОНСТРУКЦИЮ БУРОНАБИВНОЙ СВАИ С «ЖЕСТКИМ СЕРДЕЧНИКОМ» В МОРСКИХ СООРУЖЕНИЯХ**

*Рассмотрены проблемы структуры турбулентного потока волны и ее параметры, которые влияют на конструкции свайного фундамента морских сооружений.*

*Определены интенсивность, масштабы турбулентного потока, энергетические спектры пульсации компонент скорости волны.*

*Предложены волновые уравнения закрепленного свайного фундамента нижним концом при начальных и граничных условиях. Используя методы Фурье, решены уравнения волны свайного фундамента при турбулентно потоке морской волны.*

**Ключевые слова:** *турбулентный поток волны, вихрь, масштабы турбулентности, энергетические спектры пульсации, свайные фундаменты, волновые уравнения, продольные колебания.*

*The problems of the structure of turbulent flow of the waves and the settings that affect the design of the pile foundation of offshore structures.*

*Determined by the intensity, the extent of the turbulent flow, the energy spectra ripple component of the wave velocity.*

*Wave equations are proposed fixed pile foundation at the lower end of the initial and boundary conditions. Using Fourier methods, solved the wave equation of the pile foundation in turbulent flow of sea waves.*

**Keywords:** *turbulent flow of the waves, the vortex, the scale of the turbulence energy spectra of pulsation, pile foundations, the wave equation, the longitudinal vibrations.*

**The purpose** - *to examine the effect of the turbulent flow of the waves on the pile foundation design of offshore structures.*

**Цель работы** – изучить влияние турбулентного потока волны на конструкции свайного фундамента морских сооружений.

**Результаты исследований.** Волна во многих случаях имеет **турбулентные движения**, которые характеризуются чрезвычайно нерегулярным и беспорядочным изменением скорости во времени в каждой точке пространства. Нерегулярно изменяется от точки к точке и скорость потока, рассматриваемая в заданный момент времени, как отмечено в трудах Колмогорова А.Н. [1] и Ламли Д. Пановского Г. [2].

Мгновенное значение скорости в турбулентном потоке можно представить как результат наложения пульсационной составляющей скорости на ее среднее значение. Если пульсационная составляющая равна нулю, движение волны является **ламинарным**.

Ламинарное движение становится турбулентным, когда число Рейнольдса превосходит некоторое критическое значение, т.е.  $vL > Re_{кр.}$ , где  $v$  – характерная скорость потока,  $L$  – его характерный размер.  $Re_{кр.}$  соответствует условиям, когда сила инерции, действующая между удаленными один от другого объемами жидкости, обладающими разной скоростью движения, становится настолько большой по сравнению с силами вязкости, что формируется устойчивый турбулентный поток. Элемент этого потока с некоторым характерным размером (масштабом) называется **турбулентным вихрем**. Турбулентное движение представляет собой процесс последовательного распада крупномасштабных вихрей (вихрей первого порядка), возникающих в неустойчивом определенном потоке при больших числах Рейнольдса, на вихри с меньшими масштабами (вихри высшего порядка). Кинетическая энергия турбулентного движения переходит от вихрей большого масштаба к вихрям с меньшим масштабом, практически не диссипируясь. Диссипация энергии потока (переход кинетической энергии в тепло) происходит в самых мелкомасштабных вихрях.

Распределение энергии по высоте зависит от неоднородности подстилающей поверхности и температурной стратификации атмосферы. При больших скоростях волны температурная стратификация близка к безразличной, поэтому в дальнейшем пульсации составляющих скорости рассматриваются только при этом состоянии окружающей среды.

Стратификация бывает различной, если температура во всем слое жидкости, начиная от поверхности отдельных слоев, падает.

**Интенсивность турбулентности**  $\gamma_{w,m}$  на уровне  $z$  равно отношению  $\sigma_{v,m}(z)/\bar{v}(z)$ , где  $\bar{v}(z)$  – стандартная скорость пульсации;  $\sigma_{v,m}(z)$  – стандарт пульсации продольной компоненты напряжений волны. Стандарт продольных пульсаций  $\sigma_{v,m}$  может быть приближенно вычислен по формулам  $\sigma_{v,m} = cv_m$ , где  $v_m$  – скорость поверхностного трения. Если принять  $c = 2,5$ , тогда  $\sigma_{v,m}(z)/\bar{v}(z) = 1/\ln(z_0/10)$ , где  $z_0$  – параметр шероховатости между слоями волновой жидкости.

**Масштабы турбулентности потока** можно получить, зная ее интегральные масштабы (продольный, поперечный и вертикальный), определяющие характерные размеры энергосодержащих вихрей волны.

Интегральный продольный масштаб  $L_i^x$  для  $i$ -той составляющей скорости волны в направлении среднего потока можно определить по формуле  $L_i^x = \bar{v}T_{mi}^x$ , где  $T_{mi}^x = \int_0^\infty R_i^H(\tau)d\tau$  – интегральный временной масштаб;  $R_i^H(\tau)$  – нормативная корреляционная функция пульсации составляющей скорости;  $\bar{v}$  – средняя скорость волны.

Интегральный вертикальный масштаб  $L_i^z$  перпендикулярен направлению потока волн

$$L_i^z = \int_0^\infty R_{ni}^H(\Delta z)dz \quad (1)$$

где  $R_{ni}^H(\Delta z)$  – нормативная пространственная корреляционная функция пульсации  $i$ -той составляющей скорости волны;  $\Delta z$  – расстояние между двумя точками по вертикали вихря.

Поскольку поток волны несимметричен относительно поверхности между слоями, то для каждого вихря существуют два вертикальных масштаба:  $L_i^z \uparrow$  при отсчете интервалов корреляции вверх и  $L_i^z \downarrow$  при отсчете вниз.

Интегральный поперечный масштаб корреляции или  $L_i^y$  также перпендикулярен направлению потока волны, тогда получим:

$$L_i^y = \int_0^\infty R_{ni}^H(\Delta y)dy, \quad (2)$$

где  $\Delta y$  – расстояние между двумя точками по горизонтали.

Масштабы турбулентности растут с увеличением высоты под поверхностью жидкости волнового вихря.

Для продольной составляющей скорости  $L_v^z \approx 1/5 L_v^x$  и  $L_v^y \approx 1/3 L_v^x$ .

### Энергетические спектры пульсации компонент скорости волны.

При расчете морских сооружений необходимо учитывать чувствительность к динамическому воздействию волны, поэтому требуется знать турбулентный поток по частотам. Это распределение называют энергетическим спектром (спектральной плотностью) пульсации компонент скорости волны. Важным спектром можно считать энергетический спектр продольных пульсаций, который можно разбить на 4 интервала: 1) интервал самых низких частот, определяемый наиболее крупными вихрями с размерами, сравнимыми с характерным масштабом потока волны; 2) область низких частот, несущих основную турбулентную энергию, в этой области энергетический спектр имеет максимум; 3) инерционный интервал, в котором вихри теряют непосредственно связь с вихрями большого масштаба. и их спектр определяется лишь параметрами турбулентного движения; 4) вязкий интервал – область наиболее высоких частот, в которой происходит основная диссипация турбулентной энергии.

Продольный компонент скорости пульсации волны можно определить с помощью Давенпорта А.Ж. [3] и Ван дер Ховена [4] и СНиП II-6-74 [5] следующей формулой спектра, приведенного для ветровой турбулентности:

$$S_v(n) = \frac{2\kappa_0 v_0^2 u^2}{n(1+u^2)^{4/3}} \quad (3)$$

где  $v_0$  – средняя часовая скорость волны;  $\kappa_0$  – коэффициент лобового сопротивления подстилающей поверхности, для моря можно принимать  $\kappa_0 = 0,002$ ;  $u = nL_0/\bar{v}_0$  – приведенная частота;  $n$  – количество повторения вихря волны в определенное время.

Турбулентные потоки волны сильно влияют на колебания свайных фундаментов морских сооружений.

Рассмотрим задачу о продольных колебаниях однородного свайного фундамента длины  $l$ , когда один его конец (нижний)  $z = 0$  закреплен, а другой  $z = l$  свободен. Эту задачу сводим к решению волнового уравнения, так как удар волны создает колебательные процессы. Волновые уравнения запишем в следующем виде:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = a^2 \frac{\partial^2 u}{\partial z^2}, \quad a^2 = \frac{E}{\rho} \quad (4)$$

при граничных условиях

$$u|_{z=0} = 0, \quad \frac{\partial u}{\partial z}|_{z=l} = 0 \quad (5)$$

и начальных условиях

$$u|_{t=0} = f(z), \quad \frac{\partial u}{\partial t}|_{t=l} = F(z), \quad (0 \leq z \leq l) \quad (6)$$

Согласно методу Фурье, ищем частные решения уравнения (4) в следующем виде:

$$u(z, t) = Z(z)T(t) \quad (7)$$

Подставив (5) в уравнение (4), получим:

$$\frac{T''(t)}{a^2 T(t)} = \frac{Z''(z)}{Z(z)} = -\lambda^2, \quad (8)$$

откуда получаем два уравнения

$$Z''(z) + \lambda^2 Z(z) = 0, \quad (9)$$

$$T''(t) + a^2 \lambda^2 T(t) = 0 \quad (10)$$

Чтобы функция (7), отличная от тождественного нуля, удовлетворяла граничным условиям (5), очевидно, нужно потребовать выполнения условия:

$$z_{(z=0)} = 0, z'_{(z=l)} = 0 \quad (11)$$

Таким образом, мы пришли к задаче о собственных числах для уравнения (9) при граничных условиях (11). Интегрируя уравнение (9), получим:

$$Z(z) = C_1 \cos \lambda z + C_2 \sin \lambda z /$$

Из граничных условий (11) имеем:

$$C_1 = 0, C_2 = \lambda \cos \lambda l = 0.$$

Считая  $C_2 \neq 0$  (в противном случае имели бы  $Z(z) = 0$ ), находим  $\cos \lambda l = 0$ , откуда  $\lambda l = (2\kappa + 1) \frac{\pi}{2}$ , здесь  $\kappa$  – целое число.

Таким образом, неправильные решения задачи (9), (10) возможны лишь при значениях  $\lambda_\kappa$ :

$$\lambda_\kappa = \frac{(2\kappa + 1)\pi}{2l}$$

Собственным числам  $\lambda_\kappa^2$  соответствуют собственные функции:

$$Z_\kappa(z) = \sin \frac{(2\kappa+1)\pi z}{2l}, (\kappa=0, 1, 2, 3, \dots),$$

определенные с точностью до постоянного множителя, который мы принимаем равным единице (отрицательные целые значения  $\kappa$  к новым собственным функциям не дадут).

При  $\lambda = \lambda_\kappa$  общее решение уравнения (10) имеет вид:

$$T_\kappa(t) = a_\kappa \cos \frac{(2\kappa+1)\pi at}{2l} + b_\kappa \sin \frac{(2\kappa+1)\pi at}{2l},$$

где

$a_\kappa$  и  $b_\kappa$  – произвольные постоянные. В силу (7) найдем, что функции

$$u_\kappa(z, t) = T_\kappa(t) Z_\kappa(z) = \left[ a_\kappa \cos \frac{(2\kappa+1)\pi at}{2l} + b_\kappa \sin \frac{(2\kappa+1)\pi at}{2l} \right] \cdot \sin \frac{(2\kappa+1)\pi z}{2l} \quad (12)$$

Для выполнения начальных условий (3) необходимо, чтобы:

$$f(z) = \sum_{\kappa=0}^{\infty} a_\kappa \sin \frac{(2\kappa+1)\pi z}{2l}, \quad (13)$$

$$F(z) = \sum_{\kappa=0}^{\infty} b_\kappa \frac{(2\kappa+1)\pi a}{2l} \sin \frac{(2\kappa+1)\pi z}{2l}, \quad (14)$$

Предполагая, что ряды (13) и (14) сходятся равномерно, можно определить коэффициенты  $a_\kappa$  и  $b_\kappa$ , умножив обе части равенств (12) и (13) на  $\sin \frac{(2n+1)\pi z}{2l}$  и проинтегрировав по  $z$  в пределах от  $z = 0$  до  $z = l$ . Тогда, приняв во внимание, что

$$\int_0^l \sin \frac{(2n+1)\pi z}{2l} \sin \frac{(2\kappa+1)\pi z}{2l} dz = \begin{cases} 0 & \text{при } \kappa \neq n \\ \frac{l}{2} & \text{при } \kappa = n \end{cases}$$

получим

$$\left. \begin{aligned} a_n &= \frac{2}{l} \int_0^l f(z) \sin \frac{(2n+1)\pi z}{2l} dz \\ b_n &= \frac{4}{(2n+1)\pi a} \int_0^l F(z) \sin \frac{(2n+1)\pi z}{2l} dz \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

Подставив найденные значения коэффициентов в ряд (12), можно получить решение задачи, если ряд (12) и ряды, полученные из него двукратным почленным дифференцированием по  $z$  и  $t$ , равномерно сходятся.

Рассматривая решение (12), видим, что колебательное движение сваи является результатом сложения простых гармонических колебаний следующего вида:

$$u(z, t) = A_\kappa \sin \frac{(2\kappa+1)\pi z}{2l} \sin \left[ \frac{(2\kappa+1)\pi at}{2l} + \theta_\kappa \right],$$

где  $A_\kappa = \sqrt{a_\kappa^2 + b_\kappa^2}$ ,  $\text{tg} \theta_\kappa = \frac{a_\kappa}{b_\kappa}$ ,

совершающихся с амплитудами  $A_k \sin \frac{(2k+1)\pi z}{2l}$  и с частотами:

$$\omega_k = \frac{(2k+1)\pi a}{2l} = \frac{(2k+1)\pi}{2l} \sqrt{\frac{E}{\rho}}.$$

Здесь  $\theta_k$  – угол поворота;  $E$  – модуль упругости сваи;  $\rho$  – плотность или удельный вес сваи.

Основной тон, получающийся при  $k = 0$ , имеет период колебания

$$T = \frac{2\pi}{\omega_0} = 4l \sqrt{\frac{\rho}{E}}.$$

Так как амплитуда основного тона равна

$$A = A_0 \sin \frac{\pi z}{2l},$$

то, очевидно, что в нижнем закрепленном конце сваи  $z = 0$  имеем узел, а в свободном конце  $z = l$  условно-шарнирно закрепленном виде, хотя верхние концы заходят во внутрь ростверка и можно считать жестко закрепленными. Однако, во время строительства, пока нет ростверка, эти концы сваи являются свободными.

С помощью метода Фурье легко можно исследовать задачу о продольных колебаниях стержня, которая сваи условно относит к ним.

На основании вышеприведенного можно сделать следующие **выводы**:

1. Турбулентные движения характеризуются чрезвычайно нерегулярным и беспорядочным изменением скорости во времени в каждой точке пространства. Турбулентное движение представляет собой процесс последовательного распада крупномасштабных вихрей, возникающих в неустойчивом определенном потоке при больших числах Рейнольдса. Показателем турбулентности являются: масштабность потока, интенсивность турбулентности, энергетические спектры, скорости пульсации волны.

2. Турбулентные потоки создают колебания в свайных фундаментах морских сооружений. Особенно отличаются продольные колебания, которые воздействуют на конструкции одиноких свай от удара волны.

3. Предложены методы составления волнового уравнения от турбулентного потока морской волны, предложены граничные и начальные условия и решения путем использования методов Фурье тригонометрических функций при продольных колебаниях свайных фундаментов с закрепленными концами, а верхним концом в условно-шарнирно закрепленном виде, входящим в ростверк.

### Библиографический список

1. Колмогоров А.Н, Локальная структура турбулентности в несжимаемой жидкости при очень больших числах Рейнольдса. ДАН СССР, т.30, №4, 1941. – с. 16-24.
2. Ламли Д., Пановский Г. Структура аотмосферной турбулентности. М.: Мир, 1966. – 160 с.
3. Davenport A.G. Gust Loading Factors, I. of the Structural Division. Proc. ASCE, 1967.
4. Van der Hoven I. Power Spectrum of Horizontal Wind Speed in the Frequency Range from 0.0007 to 900 Cycles per Hour. I. of Met., v.14,1957.
5. СНиП II-6-74. Нагрузки и воздействия. Нормы проектирования. М.: Стройиздат, 1976. – 46 с.

*А.В. Балагура, студент, О.А. Темченко, д-р техн. наук, проф., ДВНЗ «Криворізький національний університет»*

## **ШЛЯХИ ПІДВИЩЕННЯ ПИЛОГАЗОВОЇ БЕЗПЕКИ ПРИ ВІДКРИТІЙ РОЗРОБЦІ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ**

*У даних тезах розглянуто проблему утворення пилу при організації гірничодобувних робіт на залізорудних кар'єрах, проаналізовано відповідну наукову літературу і запропоновані перспективні способи боротьби з пилом, покращення умов праці та збереження природного середовища.*

**Вступ.** Особливістю сучасного етапу розвитку гірничих робіт на глибоких кар'єрах є висока концентрація та інтенсифікація всіх технологічних процесів, пов'язаних з видобутком і переробкою залізорудної сировини. Зазначене супроводжується ускладненням процесу провітрювання виробленого простору кар'єру, погіршенням умов праці за пиловим і газовим факторами, негативним впливом на навколишнє середовище. Саме тому проблема боротьби з пилоутворенням при організації гірничодобувних робіт на вітчизняних підприємствах є безперечно актуальною.

**Аналіз літературних джерел.** Питанням вивчення фізичних властивостей пилу з метою їх використання для збільшення ефективності пиловловлення відомими засобами присвячені роботи Андон'єва С.М., Андріанова Є.І., Месеняшина А.І., Олофінського Н.Ф., Товстохатко В.М., Левітана С.А., Міхельсона М.Л. і багатьох інших. Однак у цих роботах недостатньо приділено уваги магнітній коагуляції та магнітному механізму осадження пилу і поділу його на компоненти, що пояснюється складністю розрахунків параметрів високоградієнтних полів магнітних систем. Дослідженнями, що проведені І.К. Донець, Ф.Х. Зінгером, Л.О. Резником, В.В. Сухановим, В.В. Ткачовим визначені основні фактори, що впливають на рівень пилових захворювань. Однак значущість цих факторів не встановлена, що не дозволяє виокремити основні адресні заходи запобігання захворюваності. Крім того, у запропонованих вітчизняними дослідниками методиках оцінки пилових навантажень на організм гірників не враховуються шкідливість пилу різного мінерального складу, фактична тривалість роботи в запиленій атмосфері, ефективність застосування протипилових засобів. Вказані вчені та інші науковці заклали фундамент для подальшого вирішення проблем пилогазової безпеки відкритих гірничих робіт [1]. Матеріали досліджень [3] дозволяють стверджувати, що в районах розташування гірничо-металургійних підприємств а, особливо, в місцях розміщення і постійного їх збільшення техногенних родовищ (насамперед хвостосховищ і відвалів), спостерігається тенденція до збільшення масових викидів пилу в навколишнє середовище. Тому вирішення завдання пиловловлювання та пилопригнічення в гірничо-металургійному комплексі України на сьогодні є однією із пріоритетних першочергових задач.

**Метою роботи** є розкриття проблеми пилоутворення при відкритій розробці корисних копалин на основі порівняння різних шляхів її розв'язання та виявлення найефективнішого та найекономічнішого із способів в умовах невизначеності та економічної нестабільності.

**Матеріали та результати дослідження.** Необхідно відмітити, що скорочення пилогазовиділення при масових вибухах здійснюється за рахунок комплексної дії технологічних, організаційних та інженерно-технічних заходів [2].

Технологічні заходи включають:

- підривання високих уступів (від 30 м і більше), що сприяє зменшенню в 1,25 рази висоти пилогазової хмари і зменшенню утворення оксидів азоту;

- заміну тротилу на вибухові речовини з нульовим або близьким до нього кисневим балансом (грамоніт 79/21, ігданіт та інші), що сприятиме зменшенню (до 2-9 разів) кількості утворення шкідливих газів при вибухах у будь-яких гірничотехнічних умовах (так експериментальними вимірами встановлено, що при підриванні безтритилових емульсійних вибухових речовин відбувається значне зменшення забруднення навколишнього середовища, в порівнянні з підриванням промислових тротилових вибухових речовин (при вибуху 1 кг гранулолу в атмосферу кар'єра виділяється 240 л, 1 кг грамоніту - 140 л, 1 кг емульсійної ВР - 50 л отруйних газів в перерахунку на окис вуглецю));

- підривання на неприбрану гірничу масу, тобто на підпірну стінку з раніше зруйнованої гірничої маси. При цьому ширина підпірної стінки повинна бути не менше 20 м. Зокрема, при ширині підпірної стінки до 20-30 м різко скорочується утворення вторинної пилогазової хмари (відсутність пиловиділення з боку розвалу) і на 2-3 години після вибуху на нижній позначці підірваного уступу скорочується час зниження концентрації СО до гранично допустимого рівня;

- використання як вибухових речовин в обводнених свердловинах грамоніту 79/21 з попереднім відкачуванням води або застосуванням спеціальних загусників, що сприяє зменшенню кількості шкідливих газів.

Організаційні заходи включають:

- перенесення часу вибуху на період максимальної вітрової активності (наприклад, для кар'єрів Кривбасу це 12-13 год), що сприяє скороченню часу провітрювання кар'єрів на 15-20%;

- використання набійки з мінімальним питомим пилоутворенням (наприклад, заміна шламів хвостосховищ, бурової дрібниці тощо на дрібну щебінку або піщано-глинисту забійку, що сприяє скороченню пиловиділення);

- організація систематичного контролю складу атмосфери кар'єрів і ділянок підірваних блоків після масових вибухів у відповідності з «Єдиними правилами ведення вибухових робіт», що дозволить уникнути передчасне потрапляння людей в кар'єр і їх отруєння.

Серед інженерно-технічних заходів найефективнішими є мокрі способи боротьби з пилом.

Мокрі способи боротьби з пилом поділяють на:

- способи попередження підйому пилу в повітря;
- навантаження і транспортування гірської породи (попереднє зволоження масиву і відірваної гірської породи, зрошення та змочування в момент її руйнування та ін.);

- знепилювання повітря або придушення пилу розпорошеною водою (зрошення, водяні завіси та ін.) і запобігання повторного надходження в повітря осілих пилових частинок (зрошення і зв'язування осілого пилу).

Мокрі способи боротьби з пилом становить основу комплексу знепилюючих заходів у шахтах, рудниках і кар'єрах. Гідрознепилення для скорочення виділення і розсіювання шкідливих домішок здійснюється за допомогою гідрозабійки свердловин - зовнішньої, внутрішньої та комбінованої [4].

Гідрозабійки виконуються з використанням поліетиленових емностей, наповнених водою. Зовнішня забійка являє собою поліетиленовий рукав діаметром близько 1 м і більше, який розміщується вздовж свердловин. Довжина рукавів визначається станом поверхні зарядженого блоку і контуром підривання свердловин. Наповнення рукава водою здійснюється за допомогою поливальної машини, обладнаної



гідронасосом. Внутрішня гідронабійка - це поліетиленовий рукав з діаметром, на 15 мм більшим, ніж діаметр свердловини, і довжиною на всю її неактивну частину. Товщина поліетиленової плівки не менше 0,2 мм. При великій тріщинуватості порід слід застосувати подвійний рукав. Комбінована гідрозабійка - поєднання двох перших варіантів. Ефективність гідрознепилювання при вибуху заряду масою до 300 кг: за допомогою зовнішньої гідрозабійки - 53% (питома витрата води 1,38 кг / м<sup>3</sup> гірничої маси), внутрішньої - 84,7% (питома витрата води 0,78 кг / м<sup>3</sup>), комбінованою - 89,4% (питома витрата води 1,04 кг / м<sup>3</sup>). При вибуху зарядів масою 450-620 кг ефективність внутрішньої гідрозабійки становить 50,4% (витрата води 0,46 кг/м<sup>3</sup>). Скорочення пило-виділення в процесі вибуху можливо також за рахунок застосування гідрогелю для внутрішньої гідронабійки свердловин (рекомендації Криворізького гірничорудного інституту). Гідрогель включає: аміачну селітру - 4%, рідке скло - 8%; синтетичні жирні кислоти - 2%, воду - 86%. Для отримання гідрогелю використовується спеціальна установка. При цьому ефективність гідрогелевої набійки при її висоті 2-4 м досягає 34-54%.

Зниження пиловиділення при від'ємних температурах в процесі вибуху можливо за рахунок нанесення шару штучного снігу на блок, що підривається, і прилеглу територію з витратою 8-13 кг / м<sup>2</sup> поверхні. Цей захід дозволяє в 3-5 разів знизити надходження пилу в атмосферу. В якості внутрішньої гідрозабійки свердловин в період від'ємних температур можна використовувати сніжно-крижану забійку. Вона включає в себе заряд у неактивній частині свердловини штучним снігом із залишенням 1 м для інертної забійки. Верхня частина свердловини заливається водою з розрахунку 20 л при температурі повітря - 4- 8 ° С. Набійка у верхній частині змерзається і примерзає до стінок свердловини. При цьому пиловиділення скорочується у 5-6 разів. Придушення пилу, що виділився в атмосферу кар'єра з пилогазовою хмарою, можна здійснити за допомогою гідрозавісів, створених вентиляторами-орошувачами НК-12кВ або установками імпульсного дощування. Ефективність пилоподавлення при використанні останніх досягає 70-80%.

Поряд зі зрошенням здійснюється місцеве штучне провітрювання ділянок, прилеглих до блоків, що були підірвані. Це також дозволяє крім пилу, знизити концентрацію шкідливих газів, що скупчилися в застійних зонах.

Скорочення часу провітрювання підірваних блоків можливо при інтенсифікації процесу газовиділення з розвалу гірничої маси. Для цього слід здійснити полив гірничої маси через 1-2 години після вибуху з витратою 50 л / м<sup>3</sup> (крім руд і порід з домішкою глинистих частинок). Полив гірничої маси дозволяє інтенсифікувати процес газовиділення на 25-40% [5].

Експериментальні дослідження показали, що найефективнішим є поєднання таких способів як заміна тротилу на вибухові речовини з нульовим або близьким до нього кисневим балансом та перенесення часу вибуху на період максимальної вітрової активності, при яких, перший сприятиме зменшенню кількості утворення шкідливих газів при вибухах у будь-яких гірничотехнічних умовах, а другий сприяє скороченню часу провітрювання кар'єрів на 15-20%, що особливо важливо при збереженні негативних тенденцій зменшення цінових характеристик на вітчизняну залізозмістку продукцію в контексті напрямів можливого зниження поточних витрат вітчизняного видобутку руди.

Таким чином, вважаємо, що обрані методи, будуть менш шкідливими і оптимальними за витратами по боротьбі з пилом при подальшій розробці глибоких горизонтів залізорудних кар'єрів відкритим способом.

Отже, використання наведених в статті способів боротьби з пилом, що утворюється при організації буро-вибухових та виймально-навантажувальних робіт в глибоких

кар'єрах, дає змогу суттєво зменшити шкідливий вплив на атмосферу, навколишні ґрунти, і найголовніше, обумовлює менш шкідливі умови праці для робітників гірничодобувних підприємств.

### Бібліографічний список

1. Бересневич П. В. Аерологія кар'єрів: довідник / П.В. Бересневич, В.А. Михайлов, С.С. Філатов. – Москва: Недра, 1990. – 280 с.
2. Михайлов В. А. Борьба с пылью в карьерах / В.А. Михайлов, П.В. Бересневич. – Москва: Недра, 1991. – 320 с.
3. Ушаков К. З. Аерологія кар'єрів / К.З. Ушаков, В.А. Михайлов. – Москва: Недра, 1975. – 302 с.
4. Филатов С.С. Борьба с пылью и газами на карьерах / С.С. Филатов, В.А. Михайлов. – Москва: Недра, 1973.
5. Лобода А. И. Борьба с пылью на открытых горных работах / А.И. Лобода, Б.Н. Ребристый, В.Ю. Тыщук. – Киев: Техника, 1989. – 150 с.

УДК 624.15.001

*Легенченко В.А., асп., Государственный ВУЗ "НГУ", г. Днепропетровск, Украина*

### ЗАВИСИМОСТЬ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ И РАСЧЕТНЫХ ОСАДОК ОТ ШИРИНЫ ПОДОШВЫ ФУНДАМЕНТА

*В работе выполнен анализ сравнения осадок фундаментов с шириной подошвы от 0,8 до 68 м рассчитанных по методике ДБН с их фактическими осадками. Сделан вывод о том, что с увеличением размера подошвы фундамента, увеличивается расхождение расчетных и фактических значений осадки.*

*The paper analyzed the comparison of sediment of foundations with wide soles from 0.8 to 68 m calculated by the method of DBN with their factual precipitation. It is concluded that an increase in the size of the foundation sole, increases the difference of calculated and factual precipitation values.*

**Введение.** Осадки оснований являются важным критерием при проектировании и эксплуатации зданий и сооружений различного назначения.

**Анализ литературных источников.** Вопросами исследований проявления осадок фундаментов и надежности оснований (в том числе крупноразмерных, тяжелонагруженных зданий), а также прогнозированию параметров осадок посвящено много работ различных авторов [3, 4], анализ которых позволил сделать вывод о том, что ширина подошвы фундамента оказывает существенное влияние на значение осадки основания.

**Цель работы** – сопоставить и проанализировать зависимость экспериментальных и расчетных осадок от ширины подошвы фундаментов различных размеров.

**Материалы и результаты исследований.** За осадками фундаментов различных размеров ведутся многолетние наблюдения, что позволило вывести зависимость экспериментальных и расчетных осадок от ширины подошвы фундамента [2,4].

Полученную графическую зависимость  $S = S(b)$  можно условно разделить на ряд участков:

На участке 1, при ширине подошвы  $b < 0,5$  м деформации достаточно велики (возможен выпор грунта или достижение I предельного состояния).

На участке 2, при ширине подошвы  $b \approx 0,5$  м осадки основания малы (малая сжимаемая толща).

Участок 3, при ширине подошвы фундамента  $b > 0,5$  м, характеризуется увеличением активной сжимаемой зоны - увеличение деформации в целом.

На участке 4, на котором ширина подошвы фундамента свыше 7 м (площадь фундамента больше  $50 \text{ м}^2$ ) осадки меньше теоретических, так как активная сжимаемая зона достигает более плотных нижних слоев грунта, модуль деформации которых превышает 10 МПа.

Экспериментальная зависимость осадки основания ( $S$ ) от размеров подошвы фундамента ( $b$ ) (при прочих равных условиях) в общем случае, может быть представлена в виде графика на нижерасположенном рис. 1.

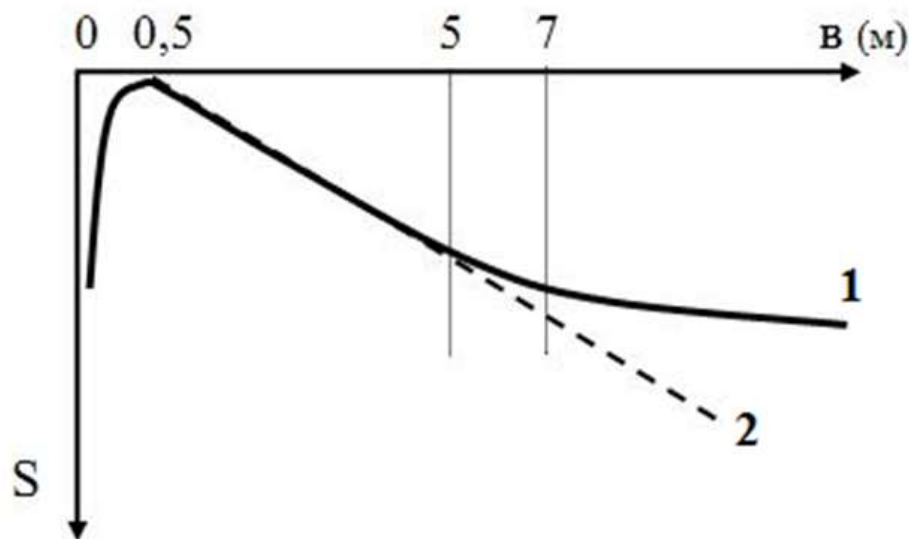


Рис. 1 Зависимость осадки основания ( $S$ ) от размеров подошвы фундамента ( $b$ )  
1 – экспериментальная осадка;  
2 – осадка, рассчитанная по теории упругости.

В работе, для анализа зависимости осадки от ширины подошвы фундамента рассматривались большеразмерные фундаменты реакторных отделений Запорожской АЭС, фундаменты зернохранилищ силосного типа и опытные штампы. круглой и квадратной формы.

Данные фундаменты, представляют собой монолитную плиту из железобетона, которая устанавливается по всему периметру здания. В плане эти фундаменты имеют прямоугольное или круглое очертания. Конструктивные особенности фундаментов исследуемых объектов и опытных штампов приведены в таблице 1.

## Конструктивные особенности фундаментов исследуемых объектов

Наименование Объекта	Форма	Размер в плане, м
РО № 1 – 4, 6 Запорожской АЭС	квадрат	68×68
Зернохранилища силосного типа марки СМВУ 165. 18. В12 № 33 – 37	круг	Ø18,4
Опытные штампы	круг	Ø0,8
Опытные штампы	квадрат	1

По имеющимся инженерно – геологическим характеристикам грунтовых слоев залегающих в основании фундаментов и конструктивным особенностям фундаментных плит исследуемых объектов, с помощью пакета прикладных программ «ЭСПРИ» были получены осадки, рассчитанные по методике, изложенной в нормативном документе ДБН В.2.1-10-2009. Метод расчета средних осадок, рекомендованный ДБН В.2.1-10-2009 (эти нормы введены вместо СНиП 2.02.01-83\*), является основным при выполнении расчетов осадок фундаментов гражданских, и промышленных зданий и сооружений в Украине [1].

Графики сопоставления фактических и расчетных значений осадок большеразмерных фундаментов исследуемых сооружений представлены на рисунке 2.

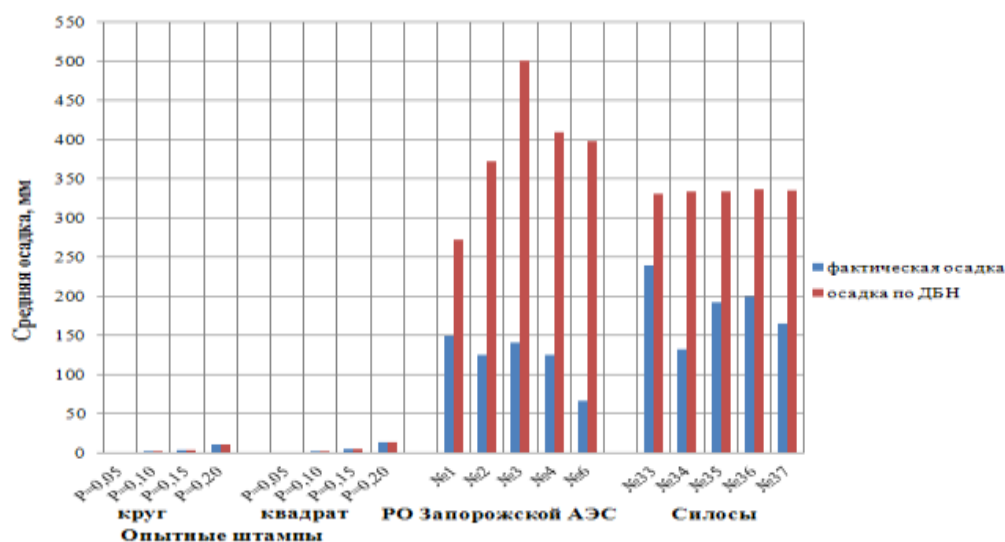


Рис. 2. График Сопоставления расчетных и фактических значений осадок всех исследуемых объектов

Проанализировав графики сопоставления расчетных и фактических значений осадок всех исследуемых объектов, можно сделать вывод, о том, что рассчитанные осадки фундаментов, с использованием методике ДБН В.2.1-10-2009, отличаются от нуля (для опытных штампов) и до 500% для фундаментов реакторных отделений Запорожской АЭС.

Такой подход к расчету осадок ведет к перерасходу материалов и проблемам, возникающим в ходе эксплуатации зданий.

На рис. 3 представлен график зависимости фактических и рассчитанных по методике ДБН осадок исследуемых объектов от их ширины подошвы фундамента.

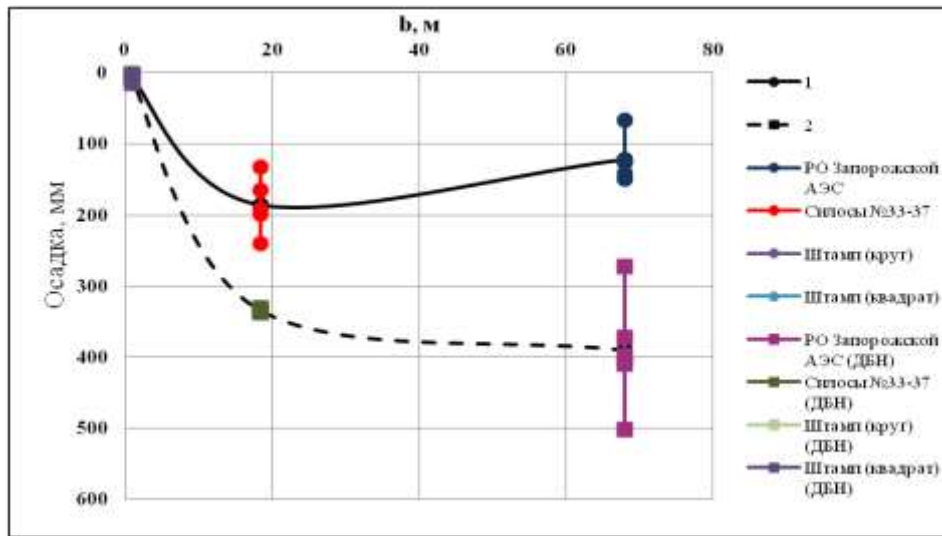


Рис. 3. График зависимости фактических и рассчитанных по методике ДБН осадок исследуемых объектов от их ширины подошвы фундамента.

1 – фактическая осадка;

2 – осадка, рассчитанная по методике ДБН.

Анализ графика показывает, что с увеличением размера подошвы фундамента фактические значения осадки меньше теоретических, так как активная сжимаемая зона уходит в более плотные нижние слои грунта, а с глубиной проявляется возрастание модуля деформации и соответственно уменьшение осадки фундамента.

**Выводы.** Сделанные выводы свидетельствуют о том, что для инженерной науки проблема прогноза средних осадок большеразмерных фундаментов является актуальной и требует своего решения.

Дальнейшие исследования должны быть направлены на разработку методики расчета, которая позволила бы получать такие значения осадки фундаментов, которые бы были максимально приближены к фактическим. Это позволит существенно экономить материал при возведении сооружений, без опасности потери несущей способности строительной конструкции.

### Библиографический список

1. ДБН В.2.1-10-2009. Основи та фундаменти споруд. Київ. Мінрегіонбуд України, 2009-104 с.

2. Гусев Ю.М. Экспериментальные исследования влияния ширины кольцевого фундамента на его осадки и наклоны // «Основания, фундаменты и механика грунтов», - 1967, - № 3. - С. 16-18.

3. Зализкий А.Г. Деформации основания реакторного отделения АЭС и их регулирование в процессе строительства и эксплуатации: дис. канд. техн. наук: 05.23.02 / Зализкий Александр Григорьевич. – Санкт-Петербург, 2007. – 155 с.

4. Шаповал А.В. Особенности проявления средних осадок большеразмерных фундаментов / А.В. Шаповал, В.В. Капустин, В.А. Легенченко, В.К. Капустин // Известия Юго-Западного государственного университета. Серия Техника и технологии. – Курск, 2014. – №2. – С. 70 – 73.

## **РОЗРОБКА МАТЕМАТИЧНОЇ МОДЕЛІ РОБОЧОЇ ЗОНИ КАР'ЄРУ ДЛЯ ОБГРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ РОЗСИПНИХ ТИТАНО-ЦИРКОНІЄВИХ РОДОВИЩ**

*Проаналізовано системи та способи розроблення розсипних родовищ титано-цирконієвих руд відкритим способом. Розроблена математична модель робочої зони кар'єру з урахуванням потужності кар'єру та продуктивності розкривного обладнання.*

*Analysis systems and methods development of placer deposits of titanium and zirconium ores open. The mathematical model career working area considering careers capacity and performance drop equipment.*

Добування рудних корисних копалин, і, зокрема, титано-цирконієвих руд, відкритим способом вважається одним із прогресивних і найпродуктивніших. Запасами титанових і цирконієвих Україна забезпечена на значний період. Видобуток титанового концентрату в Україні становить 20% від світового. Країна забезпечує сировиною власні підприємства і експортує її в інші країни.

Гірничо-геологічні умови залягання розсипних родовищ в Україні приблизно однотипні й представлені горизонтальними шарами руди й відносно невеликою потужністю м'яких покриваючих порід (10 – 60 м).

При відкритих гірничих роботах одним з важливих і складних завдань є вибір раціонального способу розкриття родовища та технологічних схем розкривних та видобувних робіт. Від цього залежить економічність розробки родовища.

Наукове обґрунтування області застосування різних технологічних схем відкритої розробки горизонтальних і пологих родовищ із внутрішнім відвалоутворенням розкривних порід відображено в багатьох роботах. Вагоме місце серед їх займають роботи В.С. Ескіна та М.Г. Новожилова, а також Б.Н. Тартаковського, М.С. Четверика, В.І. Прокопенка, М.І. Барсукова. У цих роботах наведені результати досліджень важливих проблем технології розробки родовищ шляхом удосконалення безтранспортної, транспортної, транспортно-відвальної й комбінованої систем розробки, а також розширення області їхнього застосування. Досягненням зазначених робіт є досить повне методичне забезпечення вирішення питань вибору раціональних технологічних схем розробки родовищ із потужністю розкриття до 80м.

Значна частина наукових розробок, методичних і практичних рекомендацій з розробки горизонтальних родовищ присвячені розширенню області застосування найбільш економічно ефективних безтранспортної і транспортно-відвальної систем розробки. Становлять науковий інтерес технологічні схеми: з установкою відвалоутворювача на передвідвалі [1]; з підвалкою порід розкриття драглайном з верхнього підступу до укусу нижнього, з відпрацюванням роторним екскаватором [2]; з використанням нижнього черпання роторних екскаваторів[3].

Особливостями розробки титанових родовищ є залучення до експлуатації ділянок зі складними гірничо-геологічними умовами, які характеризуються підвищеною небезпекою при виконанні основних технологічних процесів на кар'єрах. А в найближчих перспективах розробка рудних пісків буде характеризуватися подальшим зниженням якості корисної копалини, а також ще більшим ускладненням гірничо-геологічних та соціально-економічних умов промислового освоєння нових ділянок родовищ Тому

актуальними є розробка нових та удосконалення існуючих технологічних схем і визначення раціональних параметрів основних технологічних процесів у кар'єрах.

Тому метою даної статті є вирішення актуальної наукової проблеми обґрунтування технології відкритої розробки розсипних титано-цирконієвих родовищ України для підвищення економічної ефективності видобутку руди.

Задача вибору раціональної технологічної схеми видобувних робіт повинна вирішуватися разом з вибором технологічної схеми розкривних робіт. В такому разі питома вага експлуатаційних витрат і капітальних вкладень на розкривні роботи значно більше, ніж на видобувні, тому варіанти технологічних схем видобувних робіт, що розглядаються, будуть мало відрізнятися один від одного по сумарних витратах на розкривні й видобувні роботи.

Як спосіб розкриття, так і вибір технологічних схем розкривних та видобувних робіт не можна розглядати ізольовано у відриві від системи розробки, умов залягання родовища, схеми транспортування тощо. Розробка родовища залежить від форми і глибини залягання руди, кількості вскришних порід та їх фізико-механічних властивостей. Вибір раціональних параметрів розробки проводиться з врахуванням кліматичних особливостей, запасів руди, форми родовища і ін., а також вимог що вимагаються до якості готової продукції.

Класифікація систем розробки М.Г. Новожилова наведена в табл. 1. [4]

Таблиця 1.1 – Системи розробки розсипних родовищ

Клас системи		Групи систем розробки
I	Безтранспортні	проста; ускладнена
II	Транспортно-відвальні	з застосуванням консольних відвалоутворювачів або транспортно-відвальних мостів.
III	Транспортні	з залізничним, автомобільним, конвеєрним, комбінованим транспортом.
VI	Комбіновані	для нижнього уступу-системи розробки I та II класів; для верхніх уступів – системи розробки III класу.

Застосування транспортних засобів для переміщення породи збільшує витрати на транспортні системи розробки в порівнянні з безтранспортними. Проте вони можуть застосовуватись за будь-яких умов залягання родовища руди і не призводять до жорсткого зв'язку між посунанням розкривних і добувних уступів, у зв'язку з чим вони і набули більшого поширення.

Основні типи гірських машин, що використовуються для видобування руди відкритим способом: виїмково-навантажувальні і виїмково-транспортуючі машини.

До класу виїмково-навантажувальних машин відносяться екскаватори: одноковшові періодичної (циклічної) дії та багатоковшеві безперервної дії.

До групи виїмково-транспортуючих машин відносяться: бульдозери, скрепери, грейдери-елеватори, одноковшові навантажувачі.

Комбіновані системи розробки застосовують з метою переміщення як можна більшого об'єму розкривних порід у внутрішні відвали дешевшими способами (наприклад, безпосередньо екскаваторами), а породу, що залишилася – засобами транспорту на внутрішні або зовнішні відвали. Найчастіше застосовують комбінацію систем: для нижнього уступу – системи розробки I або II класу, для верхніх уступів – системи розробки III класу.

При видобутку руд найбільше поширення має транспортна система, що застосо-

вує транспортні засоби великої вантажопідйомності (автосамоскиди з ємкістю кузова понад 100 м<sup>3</sup>) і екскаватори з великими параметрами (ємкість ковша до 20 м<sup>3</sup>).

Узагальнення способів розробки розсипних родовищ наведено в табл. 2. [5]

Таблиця 2– Способи розробки розсипних родовищ

Глибина	Спосіб розробки	Способи розкриття	Види траншей	Застосування, %
до 15 м	Дражний	котлованами	-	30
	Гідромеханізаційний	канавами, траншеями	- окремі	7
	Екскаваторний Скреперний Бульдозерний Виймально-транспортний (одноківшеві навантажувачі) Комбінований	похилими тимчасовими траншеями зовнішнього закладання	окремі; загальні	>40
15 - 20 м	Дражний	котлованами	-	< 20
	Гідромеханізаційний Екскаваторний Виймально-транспортний (скрепери, одноківшеві навантажувачі) Комбінований	похилими тимчасовими траншеями зовнішнього закладання	групові; загальні	> 80

Зараз експлуатуються, а також освоюються розсипи більш глибокого залягання. Глибина становить від 60 м і більше. Ці розсипи займають більшу площу: ширина: від 30 - 40 м до 800 - 1000 м; та довжину: від 0,5 до 50 км. Виробнича потужність кар'єру для таких розсипів – 3 - 6 млн. м<sup>3</sup>/рік Розкриття зазначених родовищ здійснюється тими ж способами.

При жорсткому взаємозв'язку розкривних, видобувних та відвальних робіт кар'єру, будь-які зміни (реконструкція) технологічної схеми впливають на ефективність роботи кар'єру в цілому. Врахувати такі зміни в технологічній схемі розробки родовища корисної копалини й оцінити їх наслідок найбільш повно можна за допомогою математичної моделі робочої зони кар'єру.

Для ефективності застосування певної технології виробництва розкривних і видобувних, а також для вибору найбільш раціональної технологічної схеми розробки розсипів була розроблена математична модель робочої зони кар'єру з метою визначення взаємозв'язків параметрів системи розробки родовища, параметрів робочої зони кар'єру, його виробничої потужності, а також продуктивності основного гірничотранспортного устаткування.

Виробнича потужність кар'єру  $Q_k$  (т/рік) у взаємозв'язку з основними параметрами системи розробки описується відомим виразом:

$$Q_k = \Pi_{\partial} L_{\partial} h_{\partial} \rho K_e, \quad (1)$$

де  $\Pi_{\partial}$  – річне річне посування фронту видобувних робіт, м;

$L_{\partial}$  - довжина фронту видобувних робіт, м;

$h_{\partial}$  - потужність шару корисної копалини, м;

$\rho$  - щільність корисної копалини, т/м<sup>3</sup>;

$K_e$  - коефіцієнт вилучення корисної копалини.



З виразу (1) річне посування фронту видобувних робіт  $\Pi_\delta$  (м/рік):

$$\Pi_\delta = \frac{Q_k}{L_\delta h_\delta \rho K_e} \quad (2)$$

Добуток  $\Pi_\delta L_\delta$  являє собою розкрити за рік площу шару корисної копалини ( $\text{м}^2$ ), що залежить від висоти уступу і продуктивності комплексу машин, що використовуються:

$$\Pi_\delta L_\delta = \frac{Q_{e1} - V_T}{H_{B1}}, \quad (3)$$

де  $Q_{e1}$  – продуктивність розкривного обладнання на 1-му уступі,  $\text{м}^3/\text{рік}$ ;  
 $V_T$  – річний об'єм розкриву, що відпрацьовується в торцях,  $\text{м}^3$ :

$$V_T = H_{B1}^2 \text{ctg } \gamma_e \Pi_\delta \quad (4)$$

Тоді виробничу потужність кар'єру  $Q_k$  ( $\text{м}^2$ ) можна визначити як:

$$Q_k = \left( \frac{Q_{e1} - H_{B1}^2 \text{ctg } \gamma_e \Pi_\delta}{H_{B1}} \right) h_\delta \rho K_e, \quad (5)$$

Висота надрудного уступу  $H_{B1}$  (м) при необхідності зміни технологічної схеми його відпрацювання з виразу (3.23):

$$H_{B1} = \frac{[Q_k^2 + 4Q_{e1}\Pi_\delta \text{ctg } \gamma_e (h_\delta \rho K_e)^2]^{\frac{1}{2}} - Q_k}{2\Pi_\delta \text{ctg } \gamma_e h_\delta \rho K_e}, \quad (6)$$

Річне посування фронту розкривних робіт на  $i$ -тому розкривному уступі  $\Pi_{Bi}$  (м/рік) визначається з формули:

$$\Pi_{Bi} = \frac{Q_{ei}}{L_{Bi} H_{Bi}} \quad (7)$$

де  $Q_{ei}$  – продуктивність розкривного обладнання на  $i$ -му уступі,  $\text{м}^3/\text{рік}$ ;  
 $L_{Bi}$  і  $H_{Bi}$  – довжина фронту робіт і висота уступу, відповідно, м.

За основною закономірністю відкритої розробки горизонтальних родовищ (рівність річних посувів фронтів гірничих робіт розкривного, видобувного, відвального):

$$\frac{Q_k}{L_\delta h_\delta \rho K_e} = \frac{Q_{ei}}{L_{Bi} H_{Bi}} \quad (8)$$

Тоді довжина фронту розкривних робіт на  $i$ -тому уступі  $L_{Bi}$  (м):

$$L_{Bi} = L_\delta + (\text{ctg } \beta_n + \text{ctg } \beta_{n.m.}) \left( \sum_{i=1}^{n-1} H_{Bi} + \frac{H_n}{2} \right) \quad (9)$$

Тоді висота розкривного уступу  $H_{Bi}$  (м) визначається:

$$H_{Bi} = Q_{ei} / \Pi_\delta \left[ L_\delta + (\text{ctg } \beta_n + \text{ctg } \beta_{n.m.}) \sum_{i=1}^{n-1} H_{Bi} \right] \quad (10)$$

Висота уступів і типи основного гірничотранспортного устаткування, які використовуються на розкривній ділянці робочої зони кар'єру, впливають на величину кутів робочого укосу, неробочих (у торцях) і відвального бортів кар'єру.

Оскільки при зміні кутів укосу бортів кар'єру змінюються розміри його робочої зони, то середня довжина транспортування розкривних порід у внутрішній відвал з і-того розкривного горизонту  $L_{TP_n}$  (м) визначається:

$$L_{TP_n} = 0,5(L_{\phi i} + L_{oi}) + L_{T_i} \quad (11)$$

де  $L_{oi}$  – довжина фронту відвальних робіт на і-ому горизонті, м;

$L_{T_i}$  – довжина і-го горизонту в торці кар'єру, м:

$$L_{T_i} = a + \sum_{i=1}^{n-1} H_{Bi} (\operatorname{ctg} \varphi + \operatorname{ctg} \beta_{pez}) + \frac{H_{Bn}}{2} (\operatorname{ctg} \beta_n + \operatorname{ctg} \beta_{н.е.}) \quad (12)$$

Величини кутів  $\varphi$ ,  $\beta_{pez}$ ,  $\beta_n$  і  $\beta_{н.е.}$  можуть бути визначені по формулах, наведеним у роботах [20, 53] з урахуванням числа розкривних і видобувних уступів та різних розмірів робочих площадок на видобувних горизонтах.

Розроблена математична модель дозволяє досліджувати процес формування робочої зони кар'єру при освоєнні горизонтальних родовищ, а також вирішувати задачу вибору найбільш раціональної технологічної схеми. Вона дозволяє розглядати параметри системи розробки родовища з урахуванням параметрів робочої зони кар'єру, його виробничої потужності, а також продуктивністю основного гірничотранспортного устаткування, що дозволяє більш детально й заглиблено досліджувати ефективність застосування тієї або іншої технології виробництва розкривних і видобувних робіт при освоєнні.

### Бібліографічний список

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Ч.1. Производственные процессы [Текст] / В.В. Ржевский – М. : Недра, 1985. - 509 с.
2. Мельников Н.В. Теория и практика открытых разработок [Текст] / Н.В. Мельников, А.И. Арсентьев, М.С. Газизов – М. : Недра, 1973.- 635 с.
3. Теория и практика открытых разработок [Текст] /Под общ. ред. Н.В. Мельникова. – М.: Недра, 1979.- 636 с.
4. Новожилов М.Г., Пригунов А.С. Внедрение на карьерах Украины энерго-сберегающих технологий и оборудования [Текст] / М.Г. Новожилов, А.С. Пригунов // Металлург. и горнорудная промышленность. – 1994. – №1. – С. 37 – 40.
5. Собко Б.Ю. Обґрунтування раціональних технологічних схем розробки розсипних родовищ України [Текст] / Б.Ю. Собко // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ. – 2010. – Вип. 91. – С. 211–217.
6. Новожилов М. Г., Эскин В.С., Корсунский Г.Я. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений. [Текст] / М. Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский – М.: Недра, 1978. – 328 с.
7. Тартаковский Б.Н., Барсуков М.К, Сидоров А.С. Технологическая схема со смещенным фронтом работ по блокам [Текст] / Б.Н. Тартаковский, М.К. Барсуков, А.С. Сидоров// Марганец. – 1972. – № 3. – С. 35 – 39.

*Сахно С.В., аспірант каф. РМПП, Рябичко А.С., студ. гр. РКК-15м, ГВУЗ «Донецкий Национальный технический университет», Красноармейск*

## **ДЕФОРМИРОВАНИЕ ВЫРАБОТОК ПРИ РЕМОНТЕ И ВОССТАНОВЛЕНИИ ИХ СЕЧЕНИЯ**

*Метою досліджень є встановлення величини абсолютної вертикальної конвергенції порід на ділянці відновлення перетину виробок та розмірів зони впливу вибою перекріплення. Дослідження проведені в натурних умовах вугільних шахт.*

*The purpose of research is to establish the magnitude of the absolute vertical convergence of rocks at the place reconstruction excavation cross section and sizes zone of influence repair face. Studies conducted in natural conditions of coal mines.*

Травматизм, связанный с обрушением горных пород на угольных шахтах занимает одно из первых мест. При этом традиционно речь идет об обрушениях кровли в протяженных выработках, закрепленных рамной податливой арочной крепью. Одним из наиболее опасных участков являются точки перекрепления выработок. В настоящее время на шахтах Украины ежегодно ремонтируется около 300 км выработок, а средний удельный объем перекрепления выработок составляет 7,5 м на 1000 т добычи. Несмотря на достигнутые результаты в технологии и технике проведения и крепления выработок, перекрепление остается одним из неотъемлемых технологических процессов производственной деятельности угольных шахт, и будет иметь место в ближайшей перспективе. Работы, связанные с восстановлением эксплуатационного состояния выработок, практически не механизированы и выполняются вручную. Поэтому вопрос обеспечения безопасности работ при восстановлении сечения выработок является достаточно актуальным.

Перекрепление включает разрушение присекаемых пород, демонтаж деформированных рам крепи и установку новой крепи. Мощность присекаемых пород нередко достигает половины высоты выработки (рис. 1а). Разрушение может производиться механизированным способом, с помощью буровзрывных работ или отбойными молотками. Последние два варианта применяются чаще. Механизированное разрушение комбайнами и породоподдирочными машинами в основном используется для присечки пород почвы. Работы, связанные с демонтажем и установкой рам крепи, выполняются практически полностью вручную или с применением простейших инструментов и приспособлений. При этом крепильщики находятся в потенциально вывалоопасной зоне. Забой перекрепления после выполнения работ затягивается досками или распилом (рис. 1б), которые не способны удержать обрушающиеся породы.

Проблемы устойчивости ремонтируемых выработок и технологические процессы характерные для перекрепления изучены недостаточно, в основном изложены в монографиях [1, 2]. Однако динамика смещений контура перекрепляемых выработок, проведенных на больших глубинах, при образовании зоны разрушенных пород значительных размеров, определяющая обрушения пород, требует более детального изучения. Это позволит спрогнозировать вероятность обрушений и разработать мероприятия по их предотвращению.



а)

б)

Рисунок 1 – Общий вид забоев перекрепления: а – после установки рамы крепи; б – после затяжки забоя

Исследования особенностей деформирования выработок в зоне влияния работ по перекреплению с присечкой боковых пород были проведены с помощью натуральных наблюдений в условиях конвейерного штрека 5 восточной лавы пл. т<sub>3</sub> гор. 915 м шахты «Щегловская–Глубокая» ПАО ш/у Донбасс.

Ложная кровля была представлена глинистым сланцем с нарушенной текстурой или переслоенным прожилками угля мощностью от 0,1 до 0,5 м. Непосредственная кровля – глинистый сланец мощностью от 3,5 до 4,0 м. Основная кровля представлена верхней частью слоя глинистого сланца, песчаным сланцем и песчаником общей мощностью от 28,0 м до 42,0 м. Глинистый сланец с прочностью на одноосное сжатие 40 МПа в верхней части слоя переходил в мелкозернистый песчаник с прочностью на одноосное сжатие от 75 до 95 МПа.

В выработке проводилась замена комплекта крепи с присечкой смещенных в полость выработки пород кровли и боков. Габариты выработки увеличивали на 2,0 м в кровлю и на 0,8 м в бока. Присечку проводили при помощи отбойных молотков. Скорость ремонта – одна рама в сутки. В выработке на момент исследования было установлено 5 точек перекрепления. На 3 из них были установлены контурные замерные станции.

Замеры смещений контурных реперов производились на участке перед забоем перекрепления длиной 16 м и после забоя перекрепления 16 м в течение 10 суток. Результаты измерений приведены на рисунке 2.

Анализ графика позволяет сделать вывод, что зона влияния забоя перекрепления, в которой наблюдаются интенсивные смещения, ограничивается участком 10 м перед забоем и 6 – 8 м после забоя. При этом максимальная доля смещений и наклона рам реализуется на участке 4 м перед забоем перекрепления. Так на этом участке реализуется 70 % вертикальной конвергенции в зоне влияния забоя перекрепления. При этом максимальная конвергенция 0,68 м.

После установки новой рамы крепи на участке 2 – 8 м также наблюдались интенсивные смещения, которые носили затухающий характер, и стабилизировались уже через 12 м после забоя перекрепления.

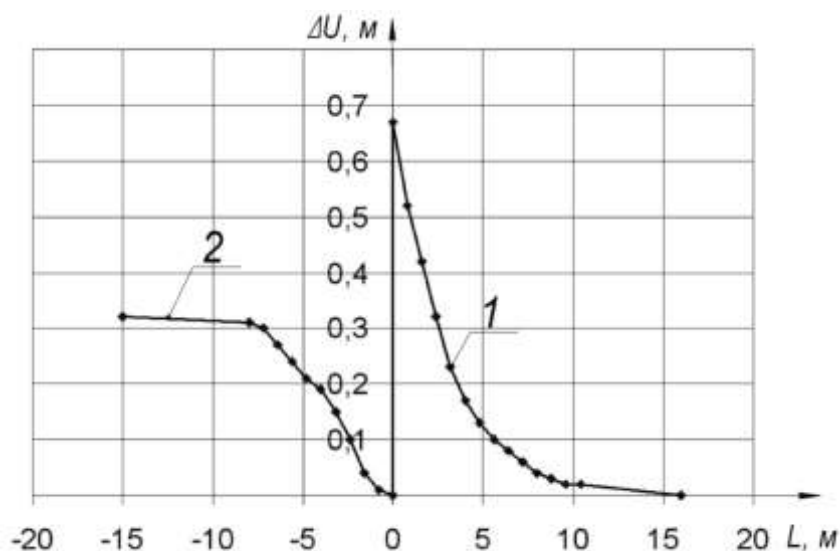


Рисунок 2 – Графики общей вертикальной конвергенции ( $\Delta U$ ) по замерным станциям в конвейерном штреке 5 восточной лавы пл. т<sub>3</sub> гор. 915 м на участке длиной ( $L$ ) перед забоем перекрепления (1) и после забоя перекрепления (2)

На момент ведения работ по перекреплению выработки вмещающие породы представляют собой блочно структурированный массив, размер блоков которого зависит от горно-геологических и горнотехнических условий и предыстории нагружения. Вокруг выработки образована зона разрушенных пород ЗРП, на фронте которой соблюдается условие равновесия. При проведении ремонта осуществляют разрушение и отбойку смещенных в полость выработки пород кровли, что вызывает нарушение сложившегося в массиве равновесного состояния. Впереди забоя перекрепления формируется зона повышенных напряжений, что приводит к инициации роста размеров ЗРП и движению ее фронта вглубь массива. При этом разрушение пород на фронте ЗРП вызывает увеличение их в объеме и создает давление на породы внутри зоны разрушения. Это приводит к активизации смещений в пределах ЗРП в полость выработки.

Поскольку зона влияния забоя перекрепления ограничивается 20-25 м, обеспечить устойчивость пород и предотвратить вывалы можно с помощью локальных мероприятий, проводимых непосредственной в зоне ведения работ. Разработке таких мероприятий и будут посвящены дальнейшие исследования.

Выводы. В результате натуральных наблюдений за деформирование пород на участке восстановления сечения выработки установлены размеры зоны влияния забоя перекрепления. Интенсивные смещения, вызванные ремонтными работами, ограничиваются участком 10 м перед забоем и 6 – 8 м после забоя. Обеспечить устойчивость пород и предотвратить вывалы можно с помощью локальных мероприятий, проводимых непосредственной в зоне ведения работ.

#### Библиографический список

1. Кошелев К.В. Охрана и ремонт горных выработок / Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. – М.: Недра, 1990. – 218 с.
2. Борзых А.Ф. Содержание, ремонт и ликвидация выработок угольных шахт / Борзых А.Ф., Зюков Ю.Е., Княжев С.Н. – Алчевск: ДонГТУ, 2004. – 614 с.

*Проконова М.В., доцент, канд. техн. наук, Рубцова Я.С., аспирант, Медведев А.А., студент, Ростовский государственный университет путей сообщения, г. Ростов-на-Дону, Россия*

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ КОНСТРУКЦИЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ТОННЕЛЕЙ**

*Выполнено моделирование конструкций железнодорожных тоннелей, результаты которого позволяют обеспечить безопасность, надежность и долговечность эксплуатации новых и реконструируемых тоннелей.*

*The results of modeling designs of railway tunnels allow is executed to ensure safety, reliability and durability of operation of the new and reconstructed tunnels.*

Железнодорожный транспорт – один из основных видов транспорта, играющий особо важную роль в дальних грузовых и пассажирских перевозках.

В соответствие с Транспортной стратегией Российской Федерации на период до 2030 г предстоит большой объем работ по строительству и реконструкции железных дорог [1].

Появление железных дорог и необходимость преодоления высотных или контурных препятствий железнодорожным транспортом послужило толчком для развития тоннелестроения. Тоннели являются «ключом» при пуске железных дорог.

Прокладка железнодорожных магистралей в районах со сложными топографическими условиями, например, в условиях горно-таежной местности с суровым холодным климатом делает строительство тоннелей актуальной задачей и в наши дни.

На современном этапе постоянно увеличивается объем строительства и реконструкции горных транспортных тоннелей, позволяющих отказаться от «серпантинов» и обеспечивающих высокоскоростное преодоление препятствий в виде вершин, хребтов, мысов и т.п. Современные транспортные тоннели характеризуются значительными протяженностью, габаритами поперечного сечения, сложными системами обеспечения безопасности [2], включая эвакуационные выходы, связь, оповещение, многоступенчатые режимы вентиляции, экозащитное оборудование, системы пожаротушения, мойки и др.

Ошибки в проектировании тоннелей приводят к серьезным проблемам при их строительстве и связаны с возникновением техногенных аварий [3].

Наибольших успехов в строительстве тоннелей и производстве тоннелепроходческой техники достигли Япония, США, страны Евросоюза (Германия, Италия, Франция, Великобритания, Испания, Швеция, Финляндия), Швейцария, Норвегия, Китай, Израиль, Канада и др.

Основным материалом для массивных обделок ж.-д. тоннелей является монолитный бетон, позволяющий при его низкой стоимости механизировать процессы изготовления, транспортирования и укладки, легко придавать обделке желаемую форму, иметь требуемые показатели прочности, морозостойкости и, отчасти, водонепроницаемости. Монолитный железобетон применяют при устройстве обделки в особых случаях на участках высокого горного или гидростатического давления, при пересечении зон тектонических разломов с использованием как стержневой, так и жесткой арматуры. Большое значение имеет защита ж.-д. тоннелей от поступления в них поверхностных и подземных вод.

Создание современных автомагистралей не может не создать спроса на путепроводные развязки с железными дорогами, включая автотранспортные тоннели. Таких

сооружений нужно строить не единицы и даже не сотни. По этому показателю требуется обновление (постепенное) почти на всей длине сети железных дорог России.

Действующие тоннели работают в режимах ограничения скорости составов, что не позволяет увеличить количество поездов по линии. Железнодорожные тоннели, построенные в XX в., требуют реконструкции и модернизации, так как многие из них сооружались с применением средств малой механизации и ручного механизированного инструмента, тоннельные обделки возводились из камня (бутовой кладки) или монолитного бетона и за время длительной эксплуатации получили высокий физический и моральный износ.

Геологические и гидрогеологические условия горных массивов, через которые проходили тоннели, были изучены недостаточно хорошо. Поэтому достоверно спрогнозировать горное давление и притоки грунтовых вод к тоннелям было затруднительно. За длительный период эксплуатации многие тоннели пришли в аварийное состояние. Одним из направлений реконструкции железнодорожной сети является строительство вторых веток тоннелей.

При сооружении автомобильных дорог и тоннелей вблизи с железнодорожными тоннелями первые оказывают негативное влияние на напряжённо-деформированное состояние окружающего породного массива на крепь тоннеля. В этом случае, до строительства развязок также необходимо предварительное усиление обделок и горных пород действующих железнодорожных тоннелей.

К настоящему времени большинство тоннелей, построенных в начале XX века при прокладке Транссиба, отремонтированы. Как правило, реконструкция тоннелей осуществляется по следующей схеме: на расстоянии 30-70 м от оси существующего («старого») двухпутного тоннеля возводится новый однопутный. Движение поездов переключается на новый тоннель, а «старый» - реконструируется под один путь.

Программы модернизации БАМа и Транссиба и является стратегическим значимым для экономики региона и страны в целом. Главная задача новых тоннелей - повышение эксплуатационной надёжности и пропускной способности Восточно-Сибирской железной дороги [4].

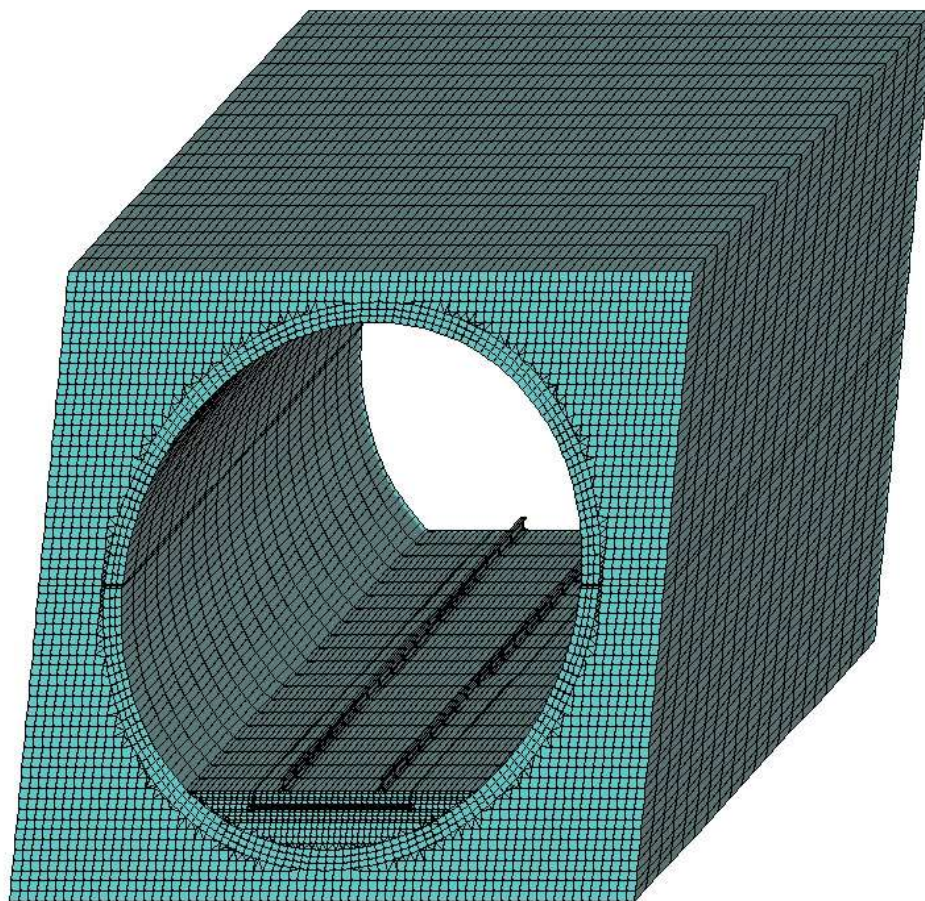
Строительство и реконструкция горных и подводных тоннелей весьма трудоемкий и сложный процесс, с высокими материальными вложениями. При проектировании тоннелей необходимо обеспечить высокий уровень безопасности их эксплуатации, надёжность, долговечность. Все решения должны быть экономически целесообразными. Всего этого можно добиться, используя самые точные методы расчета.

Сложность геомеханических процессов, характерных для взаимодействия тоннельных обделок с породным массивом, приводит к разработке и применению трудоемких расчетных методов для проектирования тоннелей. Особенно сложной является задача определения параметров напряженно-деформированного состояния массива и тоннельной обделки при взаимовлиянии подземных выработок, а также при оценке влияния тоннелей на земную поверхность. Такие задачи требуют применения современных аналитических и численных методов, реализованных в специализированных программно-вычислительных комплексах и пакетах прикладных программ. Современные компьютерные программы, реализующие метод конечных элементов, позволяют решать задачи различной сложности, дают результаты с высокой точностью, поэтому применение компьютерного моделирования при проектировании объектов транспортной инфраструктуры целесообразно.

В настоящее время МКЭ применяется для решения самого широкого класса задач при проектировании сооружений различного назначения, где основной целью является анализ напряженно-деформированного состояния существующих транспортных тоннелей.

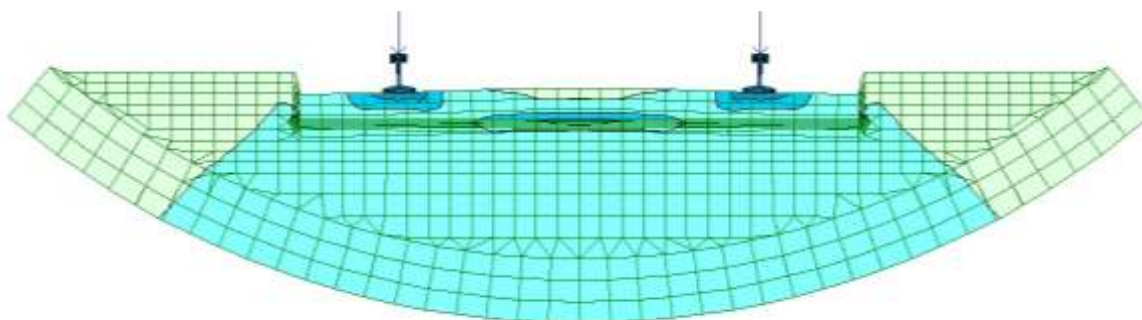
*Изучение характера работы окружающего породного массива, обделки тоннеля и конструкции полотна от различных видов нагрузок и воздействий позволяет оптимизировать проектирование, строительство и эксплуатацию транспортного тоннеля.*

На рис. 1 представлена объёмная конечно-элементная модель железнодорожного тоннеля.



*Рис. 1. Объёмная конечно-элементная модель железнодорожного тоннеля*

В результате расчетов при различных осевых нагрузках получены величины главных вертикальных напряжений в основных элементах конструкций тоннеля. На рис. 2 представлен фрагмент сечения тоннеля с изополями главных вертикальных напряжений [5].



*Рис. 2. Фрагмент сечения модели с изополями главных вертикальных напряжений*



Бурный рост строительства транспортных сооружений влечет за собой появление сложных транспортных развязок с пересечениями. Сооружаясь в непосредственной близости друг с другом или рядом с действующими тоннелями, новые сооружения изменяют напряженно-деформированное состояние горных пород. Моделирование взаимного влияния тоннелей позволит оценить степень изменения напряженно-деформированного состояния и вовремя разработать проектные решения с высокими технико-экономическими показателями.

Для оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) обделки строящихся в г. Сочи и существующего тоннеля и окружающего массива горных пород была разработана трехмерная математическая модель и выполнены расчеты напряжений и деформаций с помощью метода конечных элементов [6]. Набрызгбетон и лотковая распорка представлены плитными элементами с 3 степенями свободы в узле. Существующая обделка из каменной кладки представлена кластерными элементами модели Мора-Кулона. В результате расчета на конечно-элементной модели с жесткостными характеристиками неупрочненного массива, существующей каменной обделки железнодорожного тоннеля и монолитной обделки строящихся тоннелей, было установлено, что максимальные перемещения относительно вертикальной оси возникают в обделках автодорожных тоннелей непосредственно в зонах пересечения вертикальной плоскости расположения продольной оси железнодорожного тоннеля (рис. 3).

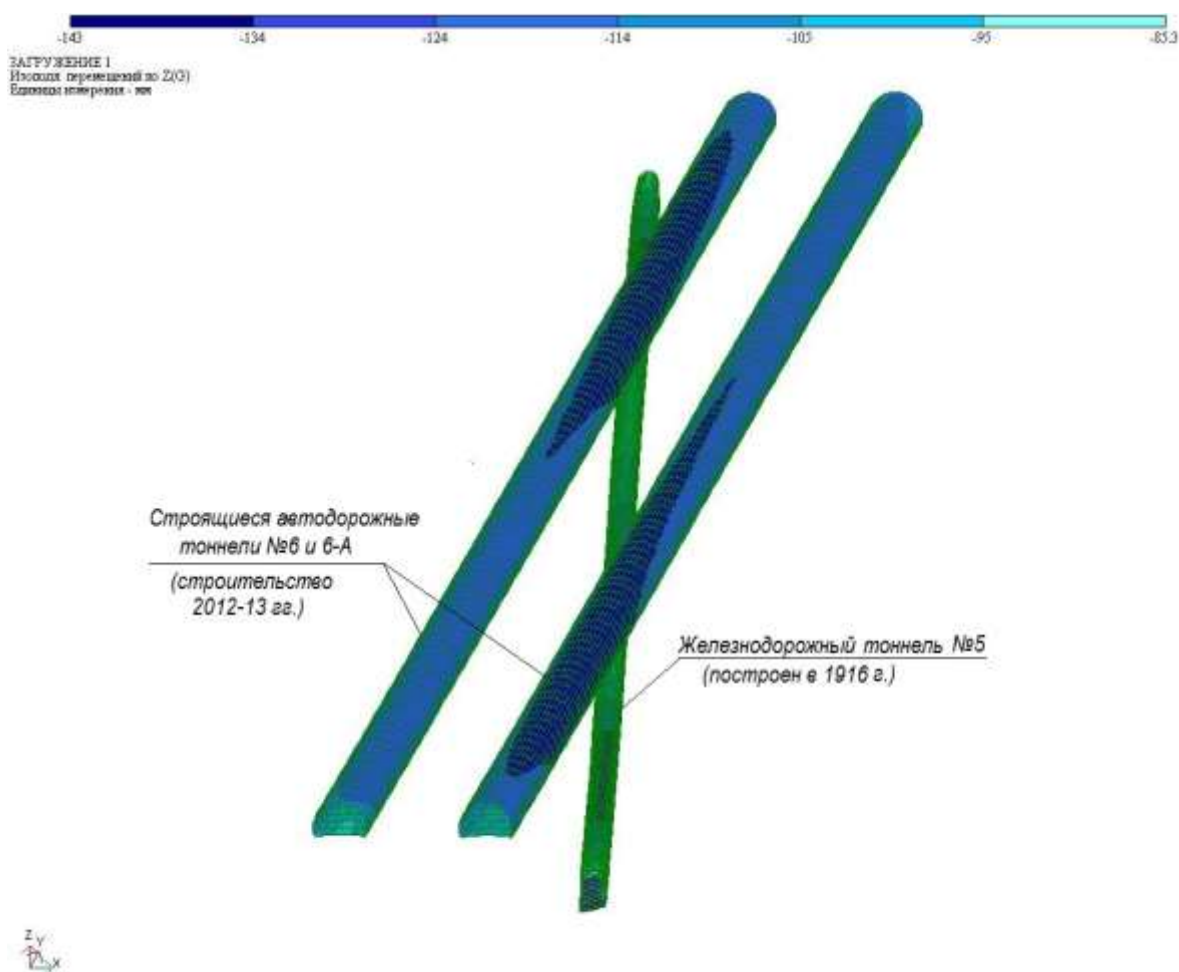


Рис. 3. Изополюса вертикальных перемещений обделки тоннелей в зоне их взаимного влияния

На этих участках расчетные значения вертикальных перемещений обделки достигают 105 - 143 мм, а возникающие при этом эквивалентные растягивающие напряжения превышают расчетные значения предела прочности конструкций на растяжение в 2-2,5 раза.

Результаты моделирования свидетельствуют о необходимости упрочнения до начала проходки, как самой обделки, так и слоев породного массива, расположенного по высоте между осями строящихся и существующего тоннеля. Для этого следует предусмотреть опережающее упрочнение почвы автодорожных тоннелей и анкерное упрочнение пород кровли существующего железнодорожного тоннеля с одновременным усилением его каменной обделки.

Таким образом, разработка конечно-элементной модели взаимовлияющих выработок, расчет и анализ результатов расчета, является неотъемлемой частью проектирования. Изучение влияния строительства новых транспортных, промышленных и гражданских сооружений на действующие железнодорожные тоннели с использованием конечно-элементного моделирования позволит рационально разрабатывать параметры реконструкции тоннелей, определять точные размеры зоны влияния и напряжения в обделке.

### Библиографический список

1. Транспортная стратегия Российской Федерации на период до 2030 г. Утв. Распоряжением Правительства Российской Федерации от 22.11.08 г. № 1734-р.
2. Прокопов А.Ю., Ротенберг М.А., Волк Н.Н. О технико-экономических показателях сооружения первого тоннельного комплекса совмещенной дороги Адлер – горноклиматический курорт «Альпика-Сервис»// Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений : сб. науч. тр. – Донецк : Норд-пресс, 2012. – Вып. 18. – С. 142–144.
3. Прокопов А.Ю., Лещенко В.В., Тыняная Е.М. Анализ проблем сооружения тоннелей на автомагистрали «Дублер Курортного проспекта» в г. Сочи// Перспективи розвитку будівельних технологій: матеріали 7-ї міжнародної науково-практичної конференції молодих учених, аспірантів і студентів / редкол.: О.М. Шашенко [та ін.] – Дніпропетровськ.: Національний гірничий університет, 2013. – С. 73 – 76.
4. Федеральная целевая программа «Развитие транспортной системы России (2010 - 2015 годы)». Утв. Постановлением Правительства РФ от 05.12.2001 № 848 (ред. от 27.09.2012).
5. Прокопов А.Ю., Плешко М.С., Прокопова М.В. Транспортные тоннели. – Ростов-на-Дону: РГУПС, 2015. – 154 с.
6. Прокопов А.Ю., Прокопова М.В. Ротенберг М.А. Математическое моделирование взаимовлияния автодорожного тоннельного комплекса №6-6а и действующего железнодорожного тоннеля №5 в г. Сочи/ Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – ОВ № 7. Освоение подземного пространства мегаполисов. – С. 101 – 109.

*Шлапак В.О., ст. викл., Соболевський Р.В., к.т.н., доц., Кальчук С.В., к.т.н., доц., Житомирський державний технологічний університет*

## **МЕТОДИКА ОЦІНКИ ЯКОСТІ ВИКОНАННЯ БУРОВИХ РОБІТ ПРИ ПІДГОТОВЦІ БЛОКУ КАМЕНЮ ДО ВИДОБУВАННЯ МЕХАНІЧНИМИ СПОСОБАМИ**

*Розглянуто чинники, що впливають на оцінку якості виконання бурових робіт при підготовці кам'яних блоків до виймання. Обґрунтовано діапазони оптимальних параметрів буріння при яких досягається висока якість підготовки блоків каменю до виймання.*

*Factors affecting of the assessment of quality performance drilling while preparing to remove the stone blocks are considered. Ranges of optimal drilling parameters under which achieves high quality of the stone blocks to excavation are proved.*

**Вступ.** Процес підготовки монолітів до відокремлення в кар'єрі блочного облицювального каменю шпуровими методами є важливим етапом розробки корисної копалини з точки зору забезпечення якості майбутньої сировини. На цьому етапі в значній мірі визначається ефективність та продуктивність виконання основних операцій. Підготовка моноліту до операції відокремлення полягає у розмітці та бурінні стрічки рівних вертикальних шпурів з подальшим розколом різними методами. В процесі бурових робіт досягти абсолютного точно заданого положення осі шпурів досить складно. Точність буріння залежить від ряду факторів, вплив яких на якість бурових робіт є недостатньо вивченим. В результаті отримується стрічка шпури якої не знаходяться повністю в площині наміченого відколу, що викликає зменшення якості видобутої сировини.

**Аналіз літературних джерел.** Питаннями пов'язаними з вивченістю впливу бурових робіт на параметри підготовки кам'яних блоків та монолітів до видобування займалися такі вчені, як: Бакка М.Т. [1], Карасьов Ю.Г. [2], Ткачук К.К. [3], Соболевський Р.В. [4], Кісель О.О. [5], та Синельников О.Б [6], а також ряд інших дослідників. Виконаний аналіз наукової літератури вказує на існування значної кількості емпіричних формул за якими здійснюється визначення та розрахунок основних геометричних та силових параметрів процесу відокремлення блоків шпуровими методами. Загальним для цих методик розрахунку є врахування геометричних параметрів процесу руйнування гірських порід, оскільки вони є не менш важливими ніж фізико-технічні властивості каменю. Запропоновані рядом авторів методики розрахунку є наближеними та потребують уточнення при дослідно-промисловій розробці в умовах конкретного родовища. Наявні розрахунки передбачають ідеалізовані геометричні параметри з точним дотриманням осі шпурів площини наміченого відколу. Зазначені методики не враховують можливі діапазони допустимих змін параметрів шпурів, що потребує проведення додаткових досліджень з визначення рівня достатньої точності проведення бурових робіт.

**Мета роботи.** Дослідження питання якості виконання бурових робіт зводиться до встановлення основних показників, за якими можливо оцінити не тільки якість видобутої сировини, а і наслідки для подальших операцій. З цією метою потрібно встановити зведений показник, що буде відображати рівень підготовки блоку до відколу не лише за критерієм геометричної якості блоку, але й з точки зору ефективності та вдалості умов для якісного відколу. Досить важливим є обґрунтування допустимих значень

азимутальних та зенітних кутів відхилення шпурів в стрічці шпурів на геометричні та технологічні параметри відокремлення каменю шпуровими методами.

### Матеріали і результати досліджень.

Проведений аналіз формул для визначення відстаней між шпурами вказує, що вони отримані в основному емпіричним шляхом для певних умов видобування. Спільним для цих формул є врахування геометричних параметрів процесу руйнування гірських порід, оскільки вони є не менш важливими ніж фізико-технічні властивості каменю. Недоліком усіх цих формул є те, що абсолютно не враховуються допустимі межі похибок при виконанні бурових робіт, а геометричні параметри шпурів розглядається як ідеалізована система.

Зведений показник, що характеризує в цілому геометричний параметр руйнування є питома площа відколу на один шпур. В практиці видобувних робіт стрічка шпурів пробурених в певній вертикальній площині відколу з причини деякого нахилу їх осі буде перетинати намічену площину лише частково. Тільки у випадку нахилу шпура вздовж наміченої лінії відколу, його переріз по усій довжині буде лишатися в цій площині.

Таким чином значення питомої площини відколу при підготовці моноліту до видобування буде мати менше значення ніж розрахункове, що звичайно вплине на параметри відколу блоку. Тому дану величину, як загальний показник якості буріння можна приймати, як критерій ефективності виконання бурових робіт.

У відповідності до рис 3.22. довжина перерізу шпура, що знаходиться на лінії відколу у випадку нахилу його осі в напрямі перпендикулярному до лінії відколу буде становити (1):

$$l' = \frac{d}{2 \tan \theta} \quad (1)$$

де  $\theta$  – зенітний кут нахилу осі шпура, град.

У випадку відхилення шпура в довільному напрямку не залежному від наміченої лінії відколу необхідно враховувати не тільки зенітний кут осі шпура  $\theta$  але й азимутальний кут, діаметр та його довжину. З цією метою скористаємося розрахунковою схемою зображеною на рис 1.

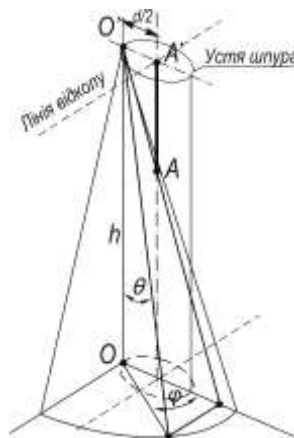


Рис. 1. Схема до визначення довжини лінії перетину шпура з площиною відколу каменю.

У відповідності до схеми на рисунку 1 місцем виходу шпура за межі площини відколу є точка перетину крайньої вертикальної лінії стінки шпура  $OO'$  з площиною відколу в точці А. Відрізок  $AA'$  є довжиною перерізу шпура з лінією наміченого відколу, що визначається за залежністю (2):

$$l' = \frac{d}{2 \cos \varphi \tan \theta} \quad (2)$$

де  $\varphi$  - азимутальний кут відхилення шпура, який по відношенню до кута напрямку лінії відколу буде кратним  $90^\circ$ .

Дана залежність встановлює величину лінії перетину крайньої точки задньої стінки шпура з площиною відколу. У випадку досить малих значень відхилення осі шпура за зенітним кутом, лінія виходу шпура за межі площини відколу буде на значній відстані, а при  $\theta=0$  на нескінченності (лінія  $OO'$  буде паралельною площині відколу). Фактично це вказує, що при досить малих значеннях азимутального кута шпур не буде виходити за межі площини відколу і довжина лінії його перетину з площиною буде становити значення висоти моноліту чи блоку.

Необхідним є встановлення мінімального значення зенітного кута при якому шпур буде перетинати площину відколу на усій його довжині незалежно від значення азимутального кута. Дану величину можливо знайти виразивши значення кута з формули (2), а саме (3):

$$\theta = \arctan(d/2h) \quad (3)$$

Тобто у випадку висоти видобувного уступу 6 м та діаметрів бурових коронок 36, 38, 42, 45 мм значення цих кутів будуть становити відповідно  $0,17^\circ$ ;  $0,18^\circ$ ;  $0,2^\circ$ ;  $0,215^\circ$ . Дані відхилення осі шпурів є незначними та намагатися виконувати буріння з точністю більшою за вказані значення не має сенсу оскільки це не вплине на якість відколу та призведе до непродуктивних витрат часу на високопрецизійне регулювання установки бурового інструменту. Крім того у розрахунках питомої площини відколу за формулою 4 необхідно використовувати мінімальні значення зенітних кутів одержаних за виразом 3.

Як було зазначено раніше, найбільш несприятливим відхилення осі шпура за азимутальним кутом є його перпендикулярне положення до лінії відколу ( $\varphi=0^\circ$ ). Тому доцільно буде проаналізувати значення довжин шпурів, які проходять по лінії відколу при різних зенітних кутах та діаметрах бурових коронок. З цією метою було виконано розрахунок за формулою 4 для значень кута зенітного відхилення осі шпура від  $0,215^\circ$  до  $2^\circ$ . При чому максимальні значення зенітного кута в  $2^\circ$  відповідає умові перетину шпура з сусіднім у площині відколу, і як показує практика більших відхилень зазвичай при бурінні не спостерігається. Таким чином встановлено, що відхилення осі шпура за азимутальним кутом є дуже критичним.

Так при максимальній висоті уступу та бурінні шпурів на усю глибину (зазвичай 6 м) і значенням азимутального кута в  $0^\circ$  (відлік азимутального кута від перпендикуляру до лінії відколу) відхилення шпура за зенітним кутом навіть на  $0,4-0,5^\circ$  зменшує перетин площини відколу шпуром близько на 3м, тобто на 50%. Разом з тим нівелювати значне зниження довжини шпура в лінії відколу можливо за рахунок збільшення діаметру буріння. Це пов'язано з тим, що більший діаметр шпура забезпечує більше перекриття площі відколу.

Дослідження впливу на якість подальших операцій буріння стрічки шпурів при підготовці каменю до виймання необхідно здійснити в діапазонах буріння за азимутальними кутами від  $0^\circ$  до  $90^\circ$  по відношенню до лінії відколу. Однак, у відповідності до формули 3 при значенні азимутального кута в  $90^\circ$  лінія перетину шпура з площиною відколу буде нескінченною, тобто шпур не буде виходити за межі площини відколу. При максимальних значеннях відхилення зенітного кута в  $2^\circ$  та відомих заданих параметрах буріння відповідне максимальне значення азимутального кута буде становити  $84,24^\circ$ , тобто граничне значення кута при якому шпур не буде виходити за межі площини

ни відколу. Менше за це значення є критичним для дотримання умови знаходження шпура в площині відколу. Аналогічно, як і в першому випадку, встановлено значення довжин шпура, який проходить по лінії відколу при різних zenітних та азимутальних кутах та діаметрі бурової коронки (шпура) 42 мм. З цією метою було виконано розрахунок значень кута zenітного відхилення осі шпура від  $0,215^\circ$  до  $2,3^\circ$ , а азимутального кута від  $0$  до  $84,24^\circ$ .

Збільшенням азимутального кута нахилу осі шпура вдається збільшити поріг впливу zenітного кута на довжину шпура. При  $\varphi = 70^\circ$  цей поріг збільшується з  $0,215^\circ$  до  $0,7^\circ$ , при  $\varphi = 84,24^\circ$  вплив zenітного кута на довжину шпура в площині лінії наміченого відколу починається зі значень  $2^\circ$ .

При виконанні бурових робіт, якість підготовки до відколу каменю передусім залежить від площини наміченого відколу, основна характеристика якої – це питома площа відколу на один шпур. Як встановлено виконаними розрахунками, ця величина у значній мірі залежить від кута нахилу шпура не тільки за zenітним, але й за азимутальним кутом.

При типових параметрах стрічки шпурів при відокремленні моноліту висотою 6 м, довжиною 8 м та параметрах відокремлення: діаметр шпура 42 мм, довжина шпура рівна висоті моноліту 6 м, та відстані між шпурами 0,2 м згідно з формулою 3.44. питома значення площини відколу буде становити 0,21 за умови вертикальності шпурів. У реальній виробничій ситуації буріння усі шпури будуть мати різні значення відхилень від вертикалі, що буде спричиняти зменшення питомої величини площини відколу, яке залежатиме від азимутального  $\varphi$  та zenітного кутів  $\Theta$  нахилу осей шпурів в стрічці.

Математична залежність питомої площі відокремлення на один шпур від параметрів видобування та кутів нахилу (азимутального та zenітного) осі шпура описується функцією виду:

$$S' = \frac{d^2}{2h \cdot l_{um} \cdot \cos\varphi \cdot \tan\Theta} \quad (4)$$

де  $d$  – діаметр шпура, м;

$l_{um}$  – відстань між осями сусідніх шпурів, м;

$h$  – висота уступу, м;

$\varphi$  – азимутальний кут, град;

$\Theta$  – zenітний кут, град.

Виходячи з того, що викривлення шпура буде залежати від падіння субгоризонтальної тріщини важливим є встановлення взаємного положення напрямку робіт (лінії відколу). Співпадіння лінії відколу з напрямом падіння субгоризонтальних тріщин забезпечить дотримання шпурів в одній вертикальній площині та номінальне значення питомої площини відколу.

**Висновки.** В сучасних умовах технології буріння стрічки шпурів при підготовці блоків каменю до виймання основним чинником якості виконання цієї операції є азимутальний та zenітні кути нахилу осей шпурів. При цьому першочергове значення на якість відколу здійснює азимутальний кут відхилення шпура. Найбільш небажаним для процесу відколу є азимутальний нахил шпура по відношенню до лінії відколу на  $90^\circ$  ( $\varphi=0^\circ$ ), оскільки при такому значенні якість буріння буде погіршуватися вже починаючи від  $0,21^\circ$  відхилення zenітного кута. При діапазоні азимутального кута відносно площини відколу від  $0^\circ$  до  $5,76^\circ$  ( $\varphi = 84,24^\circ \div 90^\circ$ ) вплив відхилення zenітного кута на якість буріння майже нівелюється і тому ці значення є рекомендованими для технології процесу буріння. Zenітні відхилення шпура в площині відколу ( $\Theta = 0^\circ$ ) не зменшують

значення питомої величини площини відколу та з точки зору силових параметрів процесу не здійснюють відчутного впливу на зменшення ефективності відколу каменю статичними методами.

### Бібліографічний список

1. Бакка М.Т. Видобування природного каменю. Ч. 2. Технологія та комплексна механізація видобування природного каменю : [навч. посіб.] /М.Т. Бакка, О.Х. Кузьменко, Л.С. Сачков // К. : ІСДО, Київ. – 1994. – 448 с.

2. Карасев Ю.Г. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня: [навч. посіб.] / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка// С-Пб. : Санкт-Петербургский горный институт, Санкт-Петербург. –1997. – 428 с.

3. Ткачук К.К. Откол каменных блоков с помощью статической нагрузки /Ткачук К.К., Гребенюк Т.В.// Проблемы недропользования. Международный форум – конкурс молодых ученых. Сборник научных трудов. Часть 1. Санкт-Петербург. – 2012. – С. 82 – 85.

4. Соболевський Р. В. Оптимізація визначення напрямку розвитку гірничих робіт на кар'єрах декоративного каменю на основі впровадження методики оцінки виходу косокутних блоків // Вісник ЖДТУ. Серія: Технічні науки. – 2005. – № 32. – С. 163–168.

5. Кісель О.О. Залежність частоти діагонального відколювання і втрат декоративного каменю від граничної висоти моноліту при використанні бурокулинового методу / Кісель О.О., Шоломицький А.А // Вісник ЖДТУ .Технічні науки. – № 45 (II). – Житомир. – 2008. – С. 160–164.

6. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня [навч. посіб.] / О.Б. Синельников // М. : РАСХН, Москва. – 2005. – С 93–108.

УДК 622.235

*О.В. Ган, асп. ІГМ НАНУ, В.В. Бойко, докт. техн. наук, проф., (Інститут гідромеханіки НАН України)*

### АНАЛІЗ СУЧАСНИХ МЕТОДІВ І СПОСОБІВ УСУНЕННЯ ПРОСІДНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ЛЕСОВИХ ҐРУНТІВ

*На основі аналізу існуючих методів усунення просідних властивостей лесових ґрунтів запропоновано спосіб ущільнення за рахунок підривання малоцільної низькошвидкісної водонаповненої спіненої вибухової композиції*

*Ключові слова: лесові ґрунти, закріплення, ущільнення, спінена вибухова композиція.*

*На основании анализа существующих методов устранения просадочных свойств лесовых грунтов предложен способ уплотнения за счет подрыва малоплотной низкоскоростной водонаполненной вспененной взрывной композиции*

*Ключевые слова: лесовые грунты, закрепление, уплотнение, вспененная взрывная композиция.*

*Based on the analysis of existing methods of eliminating sagging properties of loess soil provides a method of sealing at the expense of undermining the low-density low-speed water-filled foam explosive composition*

*Key words: loess soils, fastening, sealing, foam explosive composition.*

**Вступ.** Лесові ґрунти займають площу 13 млн. км<sup>2</sup>, що складає 9,3% всієї суші.

На території СНГ лесові ґрунти займають площу 3,3 млн. км<sup>2</sup> – це біля 15% поверхні країни. В Україні лесові ґрунти займають 65% всієї території. До лесових ґрунтів відносяться рихлі тонкозернисті осадові породи палевого або сірувато – жовтого кольору. Для них характерні: висока пористість (більше ніж 42%), порівняно однорідність породи по гранулометричному складу з більшою частиною пилюватих фракцій, відсутність видимих прошарків, значний вміст карбонатів кальцію і магнію, можливість товщі ґрунту при оголенні давати вертикальні окремісті і при обрушенні створювати відвісні стінки, а також давати просадку при замочуванні.

Досвід будівництва будівель і споруд на лесових просідних ґрунтах дозволив розробити ряд заходів по упередженню можливих деформацій фундаментів у період їхньої експлуатації [1, 2], а саме: усунення просідних властивостей ґрунтів у межах всієї просідаючої товщі; прорізання просідаючої товщі глибокими фундаментами, у тому числі пальовими і масивами із закріпленого ґрунту; комплекс заходів, що включає часткове усунення просідних властивостей ґрунтів, водозахисні та конструктивні заходи.

Усунення просідних властивостей ґрунтів може здійснюватись:

– у межах верхньої зони просадки або її частини важкими трамбівками, влаштуванням ґрунтових подушок, втрамбуванням котлованів, хімічним або термічним закріпленням;

– у межах всієї просідної товщі – глибинним ущільненням ґрунтовими палями; попереднім замочуванням ґрунтів основи, у тому числі глибинними вибухами, хімічним або термічним закріпленням.

Виходячи із вище зазначеного пошук нових методів і способів усунення просідних властивостей лесових ґрунтів, які б мали більшу надійність, довговічність, а головне рівномірність є актуальною задачею.

**Мета роботи.** Аналіз існуючих методів закріплення і способів усунення просідних властивостей лесових ґрунтів для обґрунтування способу рівномірного ущільнення лесових ґрунтів в основах споруд за рахунок застосування водонаповненої спіненої вибухової композиції.

**Матеріал і результати досліджень.** Існують наступні основні методи усунення просідних властивостей лесових ґрунтів:

*Поверхнєве ущільнення ґрунту трамбуванням.* Цей спосіб знайшов широке застосування при будівництві промислових і житлових об'єктів у Дніпропетровську, Запоріжжі, Нікополевій й інших містах. Спеціальних машин для цього способу ущільнення ґрунтів і пристосувань для підйому і скидання трамбувань немає. Використовують для трамбування обладнані екскаватори і крани, через що ці машини зношуються в 2—3 рази швидше, ніж при звичайній їхній роботі.

*Влаштування ґрунтових подушок.* Суть цього способу полягає в заміні просідного ґрунту ґрунтом, що пошарово ущільнюється. Ґрунтові подушки дозволяють зменшити товщину просідного шару, створюють водонепроникний і непросідний екран і до деякої міри підвищують несучу здатність ґрунтової основи. До останнього часу широко застосовувався в Дніпропетровській, Запорізькій, Херсонській і інших областях України. Однак, на виконання робіт з влаштування ґрунтових подушок значно впливають метеорологічні умови, швидко зношується обладнання, значний об'єм земляних робіт.

*Глибинне ущільнення ґрунтовими палями.* Цей спосіб доцільно застосовувати при товщині шару просідного ґрунту від 5 до 18 м, зі ступенем вологості ґрунту  $SR \leq 0,8$ . Суть глибинного ущільнення просідних ґрунтів ґрунтовими палями ґрунтується на витисненні ґрунту у боки при пробиванні в ньому свердловин станками ударно-канатного чи при розширенні свердловин енергією вибуху. Потім отримані свердловини набиваються ґрунтовим матеріалом. У результаті глибинного ущільнення просідних лесових ґрунтів зменшується їхня стисливість, зростає міцність, зменшується коефіцієнт фільт-



рації, ліквідуються просідні властивості ґрунтів, але не забезпечується рівномірне ущільнення по всій площі, тобто, безпосередньо біля свердловини створюється зона переущільнення, а по середині між ними ущільнення буде найменшим, що може негативно вплинути на майбутню споруду.

*Ущільнення просідних ґрунтів попереднім замочуванням.* При цьому способі попередньо зволожений ґрунт ущільнюється під власною вагою. Ґрунт замочують з поверхні дна неглибоких котлованів, а в окремих випадках – через спеціально пробурені дренажні свердловини на 1 – 3 місяці. Незважаючи на свою простоту, цей спосіб має істотні недоліки: велика витрата води на 1 м<sup>2</sup> площадки до 400 м<sup>3</sup>, тривалий час замочування для повної ліквідації просадки (місяці, роки), необхідність додаткового навантаження, неможливість застосування замочування поблизу існуючих споруд.

Частково рішення даної проблеми є запропонований І. М. Литвиновим прискорений спосіб глибинного ущільнення просідних лесових ґрунтів великої потужності попереднім замочуванням і енергією вибуху. По контуру котловану, що замочується, створюються вузькі вертикальні траншеї (шириною 0,2-0,4 м і глибиною до 4-6 м). Через дренажні свердловини ґрунт зволожується до вологості, що перевищує границю текучості. Потім для прискорення процесу ущільнення роблять глибинні вибухи. Деформації ґрунту складають близько 90—95% від можливої величини осідань. При даному способі витрачається значно менше води, чим для попереднього замочування, тому що процес ущільнення значно прискорюється.

*Термічне закріплення ґрунтів.* Ґрунтується на тому, що нагріте попередньо повітря чи розпечені продукти згоряння нагнітаються під тиском у пори ґрунту через заздалегідь пробурені свердловини. Завдяки дії високої температури (від 350° до 1000°С) окремі мінерали, з яких складається кістяк ґрунту, оплавляється, утворюючи міцні зв'язки між частками ґрунту, і ґрунт здобуває нові фізико-механічні властивості: стає нерозмочувальним, втрачає свої просідні властивості, зменшується його пористість, збільшуються коефіцієнти фільтрації і вологонепроникненості, підвищується міцність до 0,6 – 1,2 МПа при модулі деформації не менше 30 МПа. У результаті випалу навколо вертикальної свердловини утворюється циліндрична зона закріпленого ґрунту діаметром 2—2,3 м. на глибину всієї просідної товщі.

Термічне глибинне закріплення економічно доцільно застосовувати для ліквідації просідних властивостей лесових ґрунтів з газопроникністю не менше 8 см./хв., що залягають вище ґрунтових вод, із глибиною просідної товщі від 5 до 15 м. Термічні способи глибинного закріплення просідних ґрунтів широко застосовуються при будівництві нових споруд, а також при необхідності ліквідації просадок аварійних будинків і споруд.

*Глинзація (кольматація).* Застосовується для закріплення лесових ґрунтів з коефіцієнтом фільтрації 0,1—2 м/добу і пористістю 43—50%. Цей спосіб заснований на нагнітанні в ґрунт через ін'єктори глинистої суспензії в кількості 8 – 10% від ваги ґрунту. Усунення просідних властивостей лесових ґрунтів відбувається за рахунок заповнення пір ґрунту глинистим розчином. Мікропори лесового ґрунту при глинзації частково або повністю заповнюються глинистим матеріалом. У результаті лесовий ґрунт здобуває властивості звичайного глинистого непросідного ґрунту, зменшуються його фільтраційні властивості, виникають нові зв'язки між частками й ізолюються від розчинення у воді існуючі в ґрунті цементуючі речовини.

*Силікатизація лесових ґрунтів.* Може застосовуватися при коефіцієнті фільтрації в межах від 0,1 до 2,0 м/добу, ступені вологості  $SR < 0,7$ . Існує два способи силікатизації: двофазний і одnofазний. Суть двофазного способу силікатизації ґрунтів у тому, що в ґрунт забиваються системи металевих труб – ін'єкторів, через які по черзі нагнітається розчин силікату натрію із щільністю 1,35 – 1,44 г/см<sup>3</sup> і розчин хлори-

стого кальцію із щільністю 1,26 – 1,28 г/см<sup>3</sup>. Закріплення ґрунтів однорозчинним способом здійснюється нагнітанням у ґрунт силікатного розчину зі щільністю 1,13 г/см<sup>3</sup> (15% концентрація). При цьому лесові ґрунти набувають підвищеної міцності, водостійкості, значної кислотостійкості і не просідають. Але, як показала практика, фізико-хімічна реакція між лесовим ґрунтом і силікатним розчином не тривала і становить близько 20 років.

*Газова силікатизація лесових ґрунтів.* Суть її в тім, що технологічна схема звичайної силікатизації доповнюється обробкою силікатизованого ґрунту невеликими кількостями вуглекислого газу, що призводить до збільшення міцності закріпленого ґрунту в 1,5 – 2 рази. Об'єм закріпленого масиву при звичайній витраті силікатного розчину збільшується в 2 рази, а закріплений ґрунт стає більш водостійким.

*Смолизація лесових ґрунтів.* Це закріплення лесових ґрунтів шляхом нагнітання розчинів синтетичних смол із затверджувачем, в результаті чого підвищується міцність, водо- і морозостійкість, водонепроникність, непросідність, гідрофобність, стійкість до агресивних середовищ, довговічність і ін.

У Радянському Союзі спосіб закріплення ґрунтів карбомідними смолами успішно застосовувався на багатьох об'єктах у Ленінграді, Москві, Орехово-Зуєві і інших районах.

Більшість закріплюючих розчинів синтетичних смол може твердіти в ґрунті при знижених температурах і тисках, при наявності води, тому спосіб смолизації можна вважати дуже перспективним у складних гідрогеологічних умовах.

*Закріплення лесових ґрунтів цементно – силікатними та іншими розчинами.* Порівняно новим методом закріплення ґрунтів є ін'єктування в нього цементно – силікатного розчину. При введенні силікату натрію у цементний розчин покращується його структурна міцність тим більше, чим більша кількість цементу у розчині. Якщо такий розчин залишити у спокої, то міцність його структури буде збільшуватися протягом часу. Це явище пов'язано з прискоренням схоплювання цементу за рахунок силікату. Така характеристика цементно – силікатного розчину дуже корисна при закріпленні пливунів, водонасичених ґрунтів, водоізоляції підземних частин споруд.

Технологія ін'єктування цементно – силікатного розчину відрізняється від інших тим, що вона є: дешева; надійна; неруйнівна; проста у виконанні; виконується вітчизняними матеріалами і обладнанням; а саме головне – ін'єктування розчину не заважає використовувати споруди за призначенням.

Введення бентоніту у цементний розчин збільшує його в'язкість при постійному співвідношенні Ц/В, причому, чим щільніший початковий розчин, тим більша в'язкість.

Введення до цементного розчину пластифікатора "FEB MIX", підвищує його аерацію і зменшення кількості води для отримання потрібної консистенції. Аерація збільшує пластичність свіжого розчину, а після твердіння покращує його водонепроникливість, стійкість до впливу низьких температур, а також зменшує просадку.

Основними недоліками вище наведених способів є нерівномірне ущільнення товщі лесових ґрунтів по всій площі, трудомісткість, тривалість, необхідність застосування спеціального обладнання та значна вартість, в той час як існують малощільні ВР, розроблені в Інституті гідромеханіки НАН України

Цей недолік можна усунути при застосуванні поверхневого ущільнення товщі просідаючих лесових ґрунтів за рахунок підривання малощільної низькошвидкісної водонаповненої спіненої вибухової композиції шляхом нанесення на необхідну площу шару піносуспензії 50 - 100 мм. і підривом вибухового композиту ниткою ДШ.

Основні технічні і технологічні характеристики цього методу та його перспективи авторами будуть досліджуватись в наступних працях.

## Висновки

В даній роботі розглянуто основні методи усунення просідних властивостей лесових ґрунтів. При аналізі встановлено, що основними недоліками вище наведених способів є нерівномірне ущільнення товщі лесових ґрунтів по всій площі, трудомісткість, тривалість, необхідність застосування спеціального обладнання та значна вартість які можна усунути при застосуванні пропонованого способу поверхневого ущільнення товщі просідаючих лесових ґрунтів за рахунок підривання малощільної низькошвидкісної водонаповненої спіненої вибухової композиції

## Бібліографічний список

1. Пособие по проектированию оснований зданий и сооружений (к СНиП 2.02.01-83) -М.: Стройиздат, 1986 -415 с.
2. СНиП 2.02.01 – 83. Основания зданий и сооружений – М.: Стройиздат, 1996 – 60 с.

УДК 622.257.2

*Булітко К.О., аспірант (НТУУ «КПІ»), Пасько О.З., магістр (НТУУ «КПІ»)*

## **ПЕРЕВІРКА МІЦНОСТІ І СТІЙКОСТІ ВИРОБКИ СТВОРЕНОЇ ГОРИЗОНТАЛЬНО НАПРАВЛЕНИМ БУРІННЯМ ЗА ДОПОМОГОЮ СТАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ**

*Розглядається процес горизонтально направленої буріння та виконується перевірка міцності та стійкості виробки, утвореної цим методом, за допомогою статичного моделювання у програмі Plaxis 3D Foundation.*

*The process of horizontal drilling and implemented test the strength and stability of excavation formed by this method, using a static simulation program Plaxis 3D Foundation.*

Із швидким розвитком будівельних технологій з'являються нові методи та методики будівництва будинків та споруд. Незважаючи на такий швидкий прогрес будівельних технологій, ніхто не зупиняється на вирішенні недоліків уже існуючих методів та методик будівництва, а знову беруться до розробки нових методів та технологій будівництва. Звичайно це лише великий «плюс» для будівельної сфери, але необхідне і доцільне рішення було б що до вдосконалення уже існуючих методів та методик.

Розглянемо метод горизонтально направленої буріння.

Буріння пілотної свердловини здійснюється за допомогою породоруйнуючого інструменту - бурової головки з скосом в передній частині і вбудованим випромінювачем. Бурова головка має отвори для подачі бурового розчину, який під тиском подається в свердловину для поліпшення тертя бурової головки. Точність бурової головки при направленому бурінні становить 1% по горизонталі та глибині.

При проведенні робіт з направленої буріння розширення свердловини здійснюється після завершення пілотної буріння. При цьому бурова головка від'єднується від бурових штанг і замість неї приєднується риммер - розширювач зворотної дії. Операції по розширенню при горизонтальному бурінні можуть повторюватися неодноразово, з наростаючим збільшенням діаметра розширювача. Буровий розчин очищає вибій свердловини від розбуреної породи і виносить її на поверхню, запобігає від обвалів і осипів стовбур свердловини, зменшує коливання штанг при направленому бурінні. Для забезпечення безперешкодного протягування трубопроводу методом горизонтально-

направленого буріння, через розширену свердловину її діаметр повинен перевищувати на 25-30% ніж проектний діаметр закладаючої труби [1].

Процес протягування трубопроводів є завершальним етапом при будівництві підземних комунікацій із застосуванням методу горизонтально-направленого буріння (ГНБ). Суть процесу полягає в тому, що на протилежному боці від бурової установки біля свердловини розташовується готовий трубопровід.

Міжтрубний простір між трубопроводом і ґрунтової свердловиною залишається заповненим буровим розчином, що зменшує силу тертя труби об стінки свердловини.

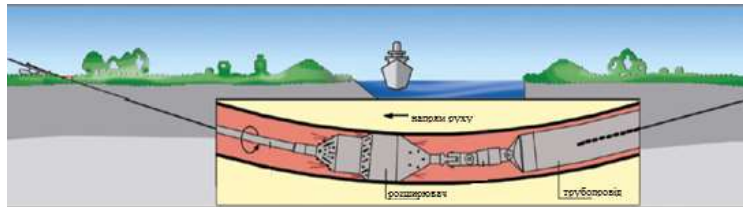


Рис. 1. Процес протягування трубопроводу

Переваги ГНБ:

- - при будівництві та експлуатації зберігається природний режим водної перешкоди, що відповідає підвищеним екологічним вимогам і має особливе значення при перетинанні трубопроводами річок з розвиненим рибальством;
- - не потрібні вибухові роботи з розпушування щільних ґрунтів для подальшого риття підводної траншеї;
- - будівництво можливо в будь-який час року.
- - обмежене вільний простір у коридорі, де прокладено кілька трубопроводів і неможливо виконати вимогу СНиП про мінімальну відстань проєктованого трубопроводу до існуючих;
- - у випадках, коли техніко-економічними розрахунками встановлено скорочення коштів і часу.

Недолік технології полягає в тому, що при 2-му етапі утворюється порожнеча між виробкою та трубопроводом, що можуть в подальшій експлуатації деформуватись. Наявність простору, який потім залишається між трубою та ґрунтовим масивом нічим не закладається, а отже є необхідність перевірити умови стійкості виробки та визначити можливі деформації (осідання) над траєкторією проведення виробки.

Для проведення розрахунків, необхідною умовою яких є наявність вихідних даних, необхідно було розглянути об'єкт, що будується методом ГНБ і безпосередньо на прикладі даного об'єкта провести розрахунки. Було обрано об'єкт, що будується в м. Київ, Печерський р-н, вул. Кутузова. Діаметр прокладаючого трубопроводу сягав  $d=315\text{мм}$ , глибина закладання  $h=2000\text{мм}$ . Для подальшого дослідження було взято зразки ґрунтового масиву і в лабораторії «Основ та фундаментів» на базі ДП Науково-дослідного інституту були визначені їх властивості (Таблиця №1).

Таблиця №1

Фізичні характеристики ґрунтів				
Параметри	Позначення	Найменування ґрунту		
		супісок	суглинок	глина
Природна вологість	$w, \%$	17,5	23,2	24,9
Щільність ґрунту	$\rho, \text{г/см}^3$	1,72	1,94	2,05
Вологість на				

межі текучості	$w_L$	25	34	50
Кут внутрішнього тертя	$\varphi^0$	17	15	13
Коефіцієнт зчеплення	$c$ , МПа	0.016	0.046	0.059
Модуль деформації	$E$ , МПа	15	22	41

Розрахунок на просідання ґрунтового масиву над поверхнею виробки

Розрахунок проводиться згідно із ДБН В.1.1-2000 Будинки і споруди на підроблюваних територіях і просідаючих ґрунтах.

Моделювання осідання основи без урахування додаткового навантаження.

Використовуючи отримані характеристики тики ґрунтів, будемо в Plaxis модель (рис.1) ґрунтового масиву.

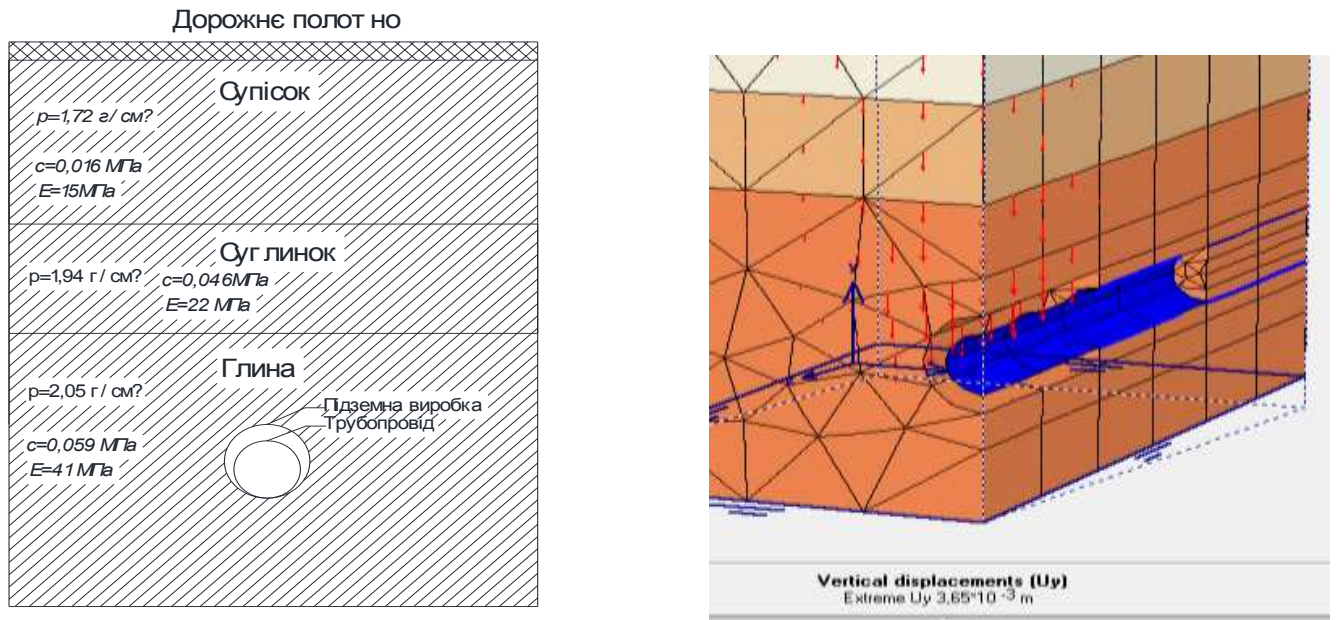


Рис. 1. Схематичне зображення моделі та максимальна деформація ґрунтового масиву без навантаження

Досліджуючи отримані результати, можна зробити висновок: деформація сягає 3,65 мм, що є допустимим значенням.

Наступним етапом є процес створення та дослідження моделі із навантаженням. Керуючись нормами [2] (ДБН В.2.3-4~2007. Споруди транспорту. Автомобільні дороги) максимальне навантаження на автомобільні дороги повинно сягати 690 кН (рис. 3).

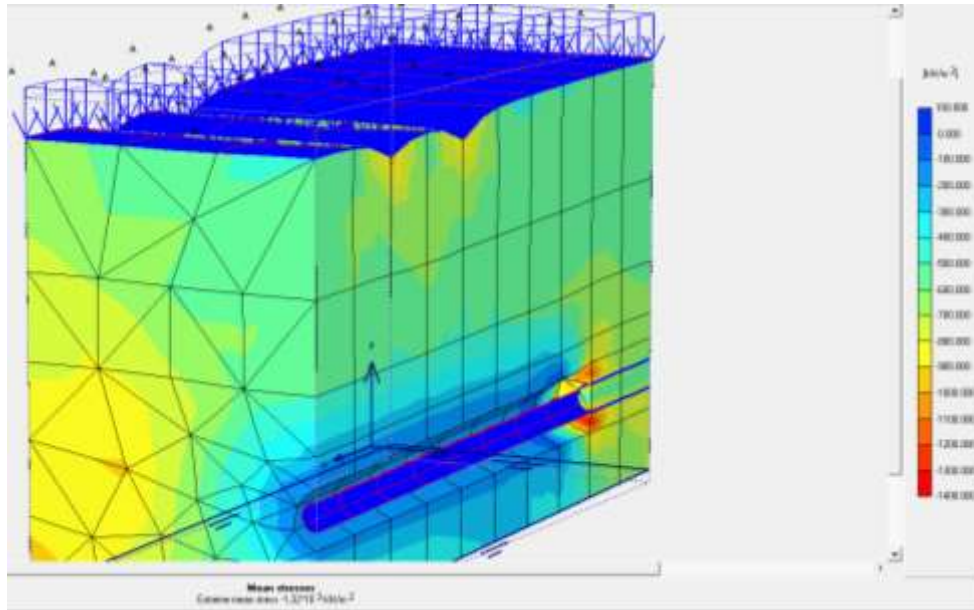


Рис. 3. Модель напружень ґрунтового масиву при дії зовнішнього навантаження

Виходячи із отриманих даних можна зробити висновок, що напруження яке виникає в масиві сягає  $1320 \text{ кН/м}^2$ . Відповідно при цьому напруженню деформація сягатиме 4 см (Рис. 4), що є критичним і недопустимим показником для дорожнього покриття

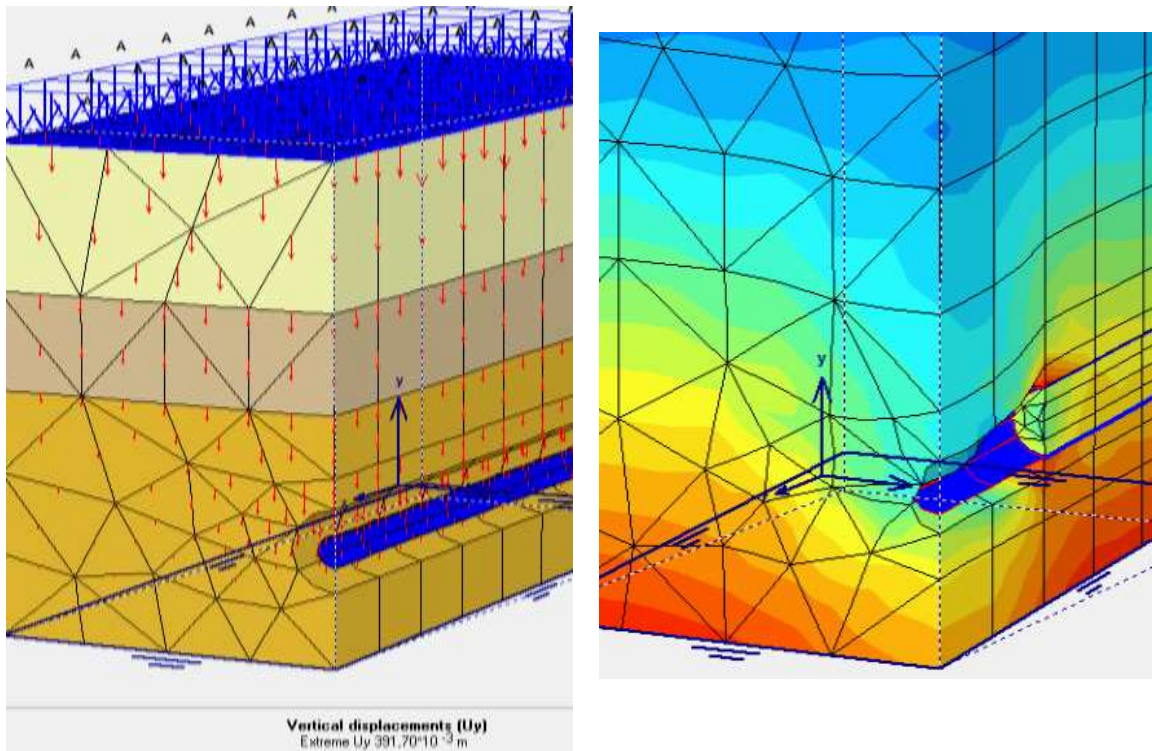


Рис. 4. Моделі деформації при додатковому навантаженні

**Висновок.** Звертаючи увагу на те, що однією із головних умов проведення процесу ГНБ є необхідність буріння свердловин більших (на 25-30%) ніж діаметр закладаючого трубопроводу, можна зробити наступний висновок: при виникненні навантаження над прокладеною траскторією каналізаційної мережі виникає ущільнення та просідання ґрунту над самою виробкою до показника 40 мм, але беручи до уваги те, що не

було враховано вібрації, що виникають під час руху автомобілів, то відмітка 40 мм не є остаточною відміткою для просідання, тобто при трубі  $d=315$  мм, свердловина матиме  $d=410$  мм, отже можна припустити, що мульда просідання матиме висоту від 78,75 до 94,5 мм (25-30%) що є критичними показниками.

### Бібліографічний список

1. А.М. Тохян. Особливості методу горизонтально направленої буріння в міських умовах.
2. Державне підприємство «Державний дорожній науково-дослідний інститут імені М.П.Шульгіна» (ДП «ДерждорНД»), Державне підприємство Український державний інститут з проектування об'єктів дорожнього господарства (Укрдпрдор)/ В. Щербаченко, В. Вирожемський, І. Гамеляк, В. Жданюк, Д. Павлюк. Київ - 2010 (ДБН В.2.3-4~2007. Споруди транспорту. Автомобільні дороги).

УДК 622.831

*Исаенков А.А. аспирант, Красноармейский индустриальный институт ГВУЗ «Донецкий Национальный технический университет», Красноармейск  
Сахно И.Г. д.т.н., доц., проф. кафедры РМПИ, ГВУЗ «Донецкий Национальный технический университет», Красноармейск*

### ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПЕРЕДАЧИ ДАВЛЕНИЯ ОТ ФРОНТА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА КОНТУР ПОЧВЫ ВЫРАБОТКИ

*Метою досліджень є вивчення впливу радіуса зруйнованої зони в підшви пласта на передачу тиску на контур виробки. Дослідження проводилося на структурних моделях. Встановлено, що при збільшенні розмірів зруйнованої зони коефіцієнт передачі тиску знижується по залежності близькій до ступеневої.*

*The aim of the studies presented in this article is to study the influence of the radius of the destroyed areas in the floor layer to transfer the pressure to the contour generation. The study was conducted on the structural models. Found that an increase in the size of the destroyed zone pressure transmission coefficient decreases similar to power dependence.*

Одним из наиболее распространенных проявлений горного давления в подземных выработках угольных шахт всего мира является пучение пород почвы [1-3]. Около 70% выработок, требующих ремонта, подвержено этому явлению. Пучение наблюдается на всех этапах существования выработки и происходит с различной интенсивностью. Особенностью этого сложного процесса является то, что его природа зависит от горно-геологических условий, в которых он происходит. Именно поэтому, до сих пор нет единой теории, описывающей и объясняющей в полной мере процесс пучения.

В настоящее время однозначно доказано, что деформирование выработок является следствием изменения структуры окружающего массива и развития вокруг них зоны разрушенных пород (ЗРП). Натурные наблюдения, проведенные на шахтах Донбасса, показали, что породы в пределах ЗРП представляют собой разнофракционную структурно неоднородную среду, размер породных отдельностей зависит от физико-механических свойств пород, их литотипа и слоистости. В Донбассе он колеблется от нескольких сантиметров до метра [4]. Фото срезов пород почвы при ведении ремонта выработок на шахтах Министерства энергетики и угольной промышленности Украины приведены на рис. 1. Таким образом, в первом приближении, породы внутри зоны раз-

рушения могут быть представлены дискретной средой. Эффект затухания давлений в дискретной среде известен давно. Применительно к задачам механики грунтов и горных пород этот вопрос достаточно хорошо изложен в научной литературе [5-8].

Однако, анализируя представления о дискретной среде и закономерностях ее деформирования под нагрузкой, можно сделать вывод, что авторами получены аналитические решения, описывающие ее поведение в основном в условиях «свободного» деформирования. В то время, как в нашем случае дискретная среда находится в условиях ограниченных перемещений в двух взаимно перпендикулярных направлениях. Поэтому для определения закономерностей изменения давления на участке «фронт ЗРП-породы почвы выработки» в зависимости от размера ЗРП, были проведены лабораторные исследования механизма передачи нагрузки через дискретную среду.



а)

б)

Рисунок 1 – Срезы пород почвы при ведении подрывки

а) 3 восточный штрек пл.  $m_3$  ш. «Щегловская – Глубокая»; б) конвейерный штрек 7 южной лавы пл.  $m_5^{1b}$  ш. «Добропольская»

Для моделирования был использован стенд, представляющий собой металлическую сварную раму из швеллера с размерами 70x70x6,5 см (1) с задней глухой стенкой и передней стенкой из оргстекла. С одной стороны модели, по контуру, установлена камера №1 (2), предназначенная для контроля пригрузки модели. С помощью ее имитировалось давление, возникающее на фронте зоны разрушения. По контуру модели с противоположной стороны располагалась камера №2 (3) – предназначенная для определения давлений передаваемых через дискретную среду, и имитировавшая контур почвы выработки. В качестве дискретных элементов (4) использовались пластиковые пустотелые шары диаметром  $d=4$  см (1 серия экспериментов) и керамзит  $d_{cp}=2,5$  см (рис. 2) (2 серия экспериментов).



а)

б)

в)

Рисунок 2 – Общий вид модели при расстоянии между камерами №1 и №2 а) 50 см, б) 37,5 см, в) 25 см



Перед экспериментом дискретные элементы укладывались в модель. После этого давление в камере №1 (2) пошагово повышалось, на каждом шаге производилась фиксация давления в камере №2 (3). После достижения предельного давления в камере №1, производилась пошаговая разгрузка модели, с фиксацией показаний обеих шкал. Было проведено несколько серий опытов, которые отличались между собой расстоянием между камерами  $l$ , а также дискретным материалом. Таким образом, была получена картина передачи давления через дискретную среду (рис. 3).

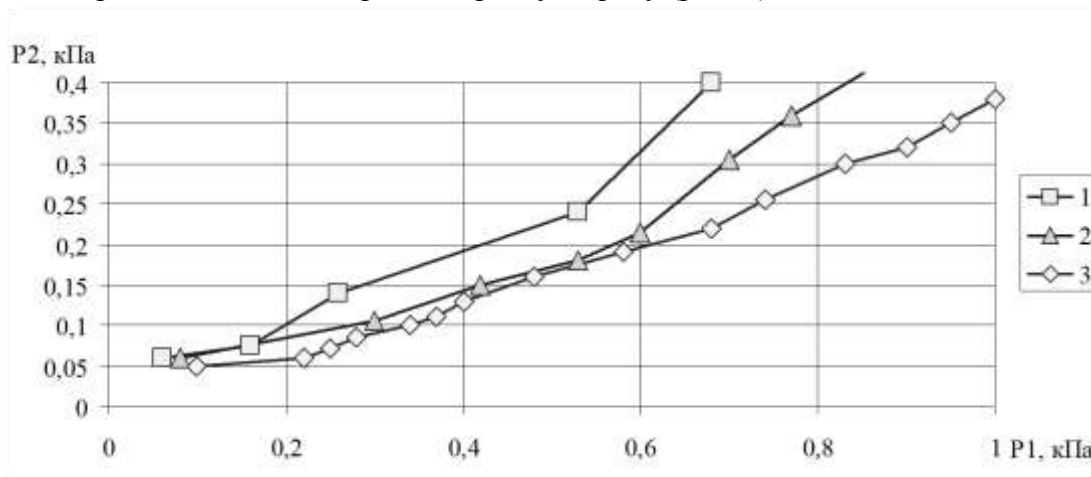


Рисунок 3 – Графики передачи давления через дискретную среду (пластиковые шары) при расстоянии между камерами:

1 – 25 см (6d); 2 – 37,5 см (9d); 3 – 50 см (12d)

Характер снижения коэффициента передачи нагрузки  $k_n$  через дискретный материал при увеличении расстояния между камерами  $l$  можно увидеть по графикам на рисунках 4. При увеличении размера дискретной области, и соответственно расстояния между камерами 2 и 3 (рис. 2) коэффициент передачи давления  $k_n$  снижается. При этом характер изменения коэффициента передачи давления для пластиковых шаров и для керамзита схож. Описать кривую изменения коэффициента передачи давления можно степенной зависимостью, но для получения точных зависимостей количество исходных данных недостаточно, но такая задача и не ставилась.

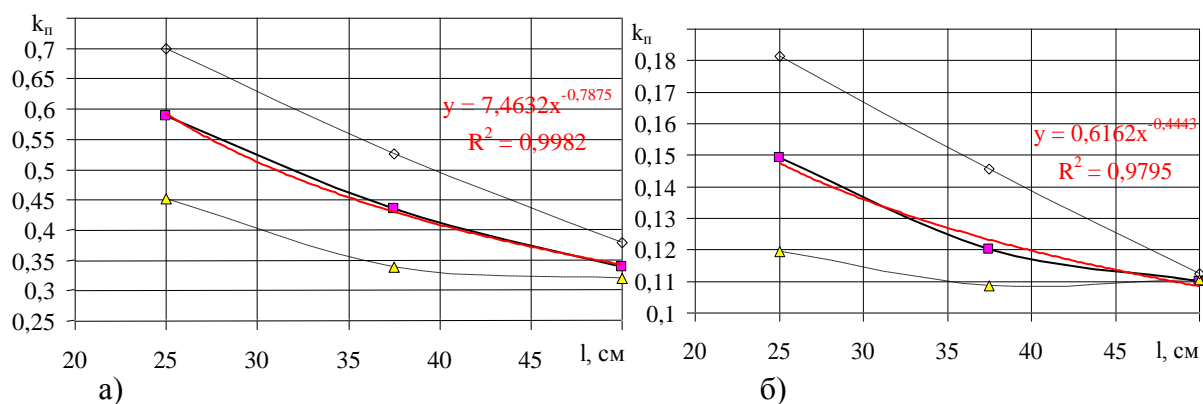


Рисунок 4 – Графики зависимости коэффициента передачи давления через дискретный материал  $k_n$ , от расстояния между камерами  $l$

а) пластиковые шары; б) керамзит

Следует отметить, что в зависимости от абсолютной величины давления коэффициент передачи давления разный. Чем выше абсолютное значение, тем выше коэффициент передачи давления, что объясняется уплотнением среды и перемещением ее более однородным массивом. Кроме того, наблюдается уменьшение влияния величины абсолютного давления по мере увеличения размера дискретной области, так для пластиковых шаров при расстоянии 25 см разброс показаний коэффициента передачи давления составил 0,7-0,45, то есть 0,25 единиц или 43% от среднего, а при размере 50 см – 0,38-0,32, то есть 6 единиц или 17% от среднего. Аналогичная картина и для модели с керамзитом, при размере дискретной области 25 см, разброс составляет 36% а при 50 см – 2,3%. Естественно для модели с керамзитом коэффициент передачи давления меньше, что объясняется наличием площадных контактов, более существенным трением и различной формой элементов, хоть и одной фракции.

Давление через дискретную область передается по зависимости близкой к степенной. Даже при значительных ее размерах коэффициент передачи давления стремиться не к нулю, а к некой константе (в проведенных опытах для шаров 0,3, для керамзита 0,11). Поэтому резерв повышения устойчивости почвы выработки заключается в управлении режимом деформирования пород разрушенной области.

Очевидно, что в реальных условиях коэффициенты передачи давления будут еще меньше, так как при лабораторном моделировании даже с керамзитом дискретная среда идеализирована. Коэффициент трения пород, количество и ориентировка плоскостей контактов в каждом конкретном случае будет отличаться, и зависеть от литотипа пород и степени их дробления, но основные полученные зависимости сохранятся.

Выводы. В результате моделирования установлено, что при увеличении размеров разрушенной зоны коэффициент передачи давлений снижается по зависимости близкой к степенной. Однако даже при значительных размерах зоны давление через нее передается, причем стремиться не к нулю, а к некой константе, таким образом рассчитывать на полное затухание давлений на контур почвы выработки с учетом роста давления на единицу контурной длины не следует. Поэтому резерв повышения устойчивости почвы выработки заключается в управлении режимом деформирования пород разрушенной области.

### ***Библиографический список***

1. Zhao SH, Zhao RF, Jiang YD. Support technology of roadway affected by mining located in extra soft rock / Ground Press Strata Control 1999;2, P.19-21.
2. He MC, Xie HP, Peng SP, Jiang YD. Study of rock mechanics in deep mining engineering / Chin J Rock Mech Eng 2005; 24 (16). P. 2803–2813.
3. Wang JX, Lin MY, Tian DX, Zhao CL. Deformation characteristics of surrounding rock of broken and soft rock roadway / Journal of Mining Science and Technology 2009; 19 (2), P. 205-209.
4. Исаенков А.А. Лабораторные исследования механизма передачи нагрузки через зону разрушенных пород в почве выработки при повторном нарушении равновесного состояния / А.А. Исаенков, Ю.А. Петренко, И.Г. Сахно // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2013. - №2. Ч.2– С. 112-118.
5. Строительная механика сыпучих тел / Клейн Г.К. – М: Стройиздат. – 1977. – 256 с.
6. Теория сыпучих тел / Прокофьев И.П. – М: Госстройиздат. – 1934. – 110 с.
7. Механика и технология формирования закладочных массивов / Рыжков Ю.А. – М: Недра – 1985. – 190 с.

8. Статика сыпучей среды / Соколовский В.В. – М: Издательство академии наук СССР. – 1942. – 203 с.

УДК

*Савченко А.Е. студ. 3 курсу факультету ІЕЕ, доцент, к.т.н. Шевчук Н.А. (НТУУ «КПІ»)*

## **МОЖЛИВОСТІ ІНВЕСТИВАННЯ ЗБИТКОВИХ ШАХТ ДОНБАСУ**

*Розробка економічної моделі аналізу стану шахт Донбасу з погляду інвестування і з урахуванням рівня надійності. Використання системи моделювання збалансованих цін для удосконалення політики підтримки потужності збиткових шахт.*

*Development of economic model to analyze the condition of the mines of Donbass from the point of view of investments and with the level of reliability. Using the modeling system of balanced prices to improve policy support capacity unprofitable mines.*

Метою роботи є пошук можливостей додаткового інвестування збиткових шахт на контрольованих територіях Донбасу та диверсифікації виробництва з метою підвищення економічного потенціалу конкретного вуглепромислового регіону.

У зв'язку з прагненням до беззбитковості доцільно навести дані щодо рівня виробничих втрат по підприємствах галузі. Середня собівартість вугілля на державних шахтах України у 2014 році склала 1513,3 грн/т, що майже в 2 рази вище встановленої державою вартості продажу на рівні 850 грн./т. Найбільш низька собівартість 1 т вугілля була на ДП ВК «Краснолиманська» – 708,7 грн, найбільш висока на ДП «Первомайськвугілля» (Луганська область) – 4359,4 грн. У цілому по Україні середня собівартість однієї тонни видобутого вугілля у 2014 році оцінювалася у 1219,5 грн, тобто приватні шахти – більш ефективні. Через військовий конфлікт на сході України були зруйновані деякі виробничі активи, істотно пошкоджена інфраструктура. Частина шахт була зупинена через питання безпеки, ще частина припинила діяльність через припинення енергопостачання, що призвело до загрози затоплення підземними водами. Державні вугільні шахти залишаються занадто неефективними і сильно залежать від бюджетних субсидій.

Обґрунтування доцільності закриття шахти - одне із важливих завдань збереження економічного потенціалу конкретного регіону. Поряд з суттєвим структурним економічним ефектом, закриття шахт супроводжується вкрай несприятливими соціальними наслідками – втратою робочих місць. З іншого боку, необхідною складовою частиною комплексу заходів з диверсифікації виробництва є працевлаштування працівників на спеціально організовані для цього нові робочі місця. Велику їх частину доводиться створювати для випуску продукції, яка раніше була непрофільною для вугільного підприємства. У свою чергу, така диверсифікація виробництва сама по собі може бути високорентабельною і приносити додатковий економічний ефект.

Незважаючи на антикризові заходи протягом багатьох років і значну підтримку галузі з боку держави, динаміка основних показників стану державного сектора вугільної промисловості продовжує погіршуватися. Повна відсутність робіт з реконструкції та модернізації державних шахт призвела до незадовільної структури шахтного фонду. Особливо загрозлива ситуація склалася в галузі після початку військових дій на сході держави, внаслідок чого було порушене залізничне сполучення, поставка матеріалів і обладнання на шахти, значно погіршились розрахунки за спожиту електроенергію і відвантажену вугільну продукцію. Враховуючи складну ситуацію в економіці України,

держава не має можливості підтримувати збиткові підприємства вугільної промисловості. Тому забезпечення формування якісно нової державної політики у вугільній галузі є важливим фактором відновлення її стратегічної ролі у забезпеченні енергетичної безпеки країни, стимулюванні економічного зростання та підвищенні конкурентоспроможності економіки України. При цьому основним завданням є переведення вугільної галузі на бездотаційний і самоокупний режим діяльності. Тому доцільно розглянути природні та матеріальні ресурси діючих шахт щодо забезпечення беззбитковості видобування, починаючи з очисного вибою.

Найбільш прийнятний алгоритм підвищення виробничого потенціалу збиткової шахти України уявляється таким. На найбільш перспективній ділянці поля готується виймальна панель довжиною 1000 м. При потужності пласта 1,2 м і довжині лави 200 м запаси такої панелі складуть приблизно 300 тис. т, що при добовому навантаженні на лаву 1000 т забезпечать роботу шахти протягом року. Головна умова – забезпечення потокового видобутку вугілля сучасним комплексом з собівартістю приблизно 300 грн./т. Оскільки будь-яка зі старих збиткових шахт проектувалася на значно більше, ніж 300 тис. т/рік навантаження, решта технологічних ланок забезпечать даний рівень видобутку. Найбільш проблемна складова цього алгоритму – інвестиції: 50 млн грн – очисний комплекс і 100 млн грн – на підготовку панелі. Отримання цих коштів має бути під опікою держави у вигляді банківських кредитів, лізингу, так би мовити, під майбутній «урожай» – загалом, звичайна світова практика.

### Бібліографічний список

1. Пивняк Г.Г. Воспроизводство шахтного фонда и инвестиционные процессы в угольной промышленности Украины / Г.Г. Пивняк, А.И. Амоша, Ю.П. Яценко и др. – К. : Наук. думка, 2004. – 331 с.
2. Амоша О.І. Перспективи розвитку та реформування вітчизняної промисловості на фоні світових тенденцій / О.І. Амоша, А.І. Кабанов, Л.Л. Стариченко. Наукова доповідь. ІЕП НАН України. – Донецьк. – 2005. – 32 с.
3. Драчук Ю.З. Оцінка ефективності інновацій у безпеці виробництва : [монографія] / Ю.З. Драчук ; НАН України. Ін-т економіки промсті. – Донецьк, 2009 – 420с.

УДК 622.35

*Барановський А.Ю., аспірант кафедри маркшейдерії Житомирського державного технологічного університету,  
Соболевський Р.В., к.т.н, доцент кафедри маркшейдерії Житомирського державного технологічного університету*

### **УЗАГАЛЬНЕНА ОЦІНКА КІЛЬКІСНОГО РОЗПОДІЛУ ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ ТА ГЕОСТРУКТУРНИХ ПОКАЗНИКІВ ПОКЛАДІВ ГРАНІТІВ УКРАЇНИ**

*Розглянуті закономірності просторового розподілу фізико-хімічних та геоструктурних показників покладів гранітів України.*

*The patterns of spatial distribution of physico-chemical parameters and geos-?ctural granite deposits Ukraine were discussed.*

**Вступ.** Вироби з граніту використовуються в багатьох галузях будівництва, його різноманітна палітра кольорів надає чималі можливості для творчості архітекторів і дизайнерів. Щільний граніт має підвищену міцність і зносостійкість, що дозво-

ляє використовувати його в промислових цілях, в декоративно-прикладній галузі, при зовнішніх роботах в архітектурі. Також з граніту роблять ритуальні пам'ятники, постаменти та меморіальні споруди. Бутовий камінь активно застосовується в будівельній та дорожній галузях. З граніту виготовляють різноманітні побутові вироби. Його повсюдно використовують для облицювання стін і підлоги. Використовуючи граніт різного кольору, створюють монументальні панно, всілякі меблі, а також окремі елементи інтер'єру.

Найбільшими обсягами по видобутку граніту характеризуються булощебеневі родовища, менше поширені блочні граніти. Велика кількість напрямків використання зумовлена вимогами до якості корисної копалини, за аналізом фізико-хімічних та геоструктурних показників.

Просторова мінливість якісних показників гранітів на різних родовищах викликана:

- властивостями магми з якої утворився граніт [1];
- параметрами застигання магми (глибина, тиск, наявність води) [2];
- періодом геологічної історії утворення граніту [3];
- глибиною залягання [2];
- тріщинуватістю [1];
- вивітрюванням [1].

Враховуючи велику кількість чинників, які визначають мінливість показників актуальним завданням є оцінка геопросторової мінливості фізико-хімічних та геоструктурних показників покладів гранітів з метою виділення структурно-однорідних ділянок, та організації планування геологорозвідувальних та видобувних робіт

**Аналіз літературних джерел.** Питанням геометризації родовищ корисних копалин і вивченням просторового розміщення гірничо-геометричних показників таких як: глибина залягання, потужність покладу, розподіл корисних компонентів і тріщинуватість родовищ в різні часи займалися різні дослідники: Коробійчук, В. В. [4], Бакка, Н. Т. [5,6], Іськов С. С. [7,8], Оляницька О. М. [9], Кандела П. А. [10] і т.п.

В попередніх публікаціях авторами було здійснено дослідження окремих гранітних родовищ України, здійснено геометризацію, визначено якісні показники корисних копалин. Але жоден із дослідників не вивчав кількісний розподіл фізико-хімічних та геоструктурних показників покладів гранітів по Україні в цілому, що і здійснено в даній роботі.

**Мета роботи.** Узагальнена оцінка кількісного розподілу фізико-хімічних та геоструктурних показників покладів гранітів України.

**Матеріали і результати досліджень.** В результаті виконаних робіт було досліджено 155 гранітних родовищ України. Родовища вкрай нерівномірно розподілені. На рис. 1 показано кількісний розподіл гранітних родовищ по території України.

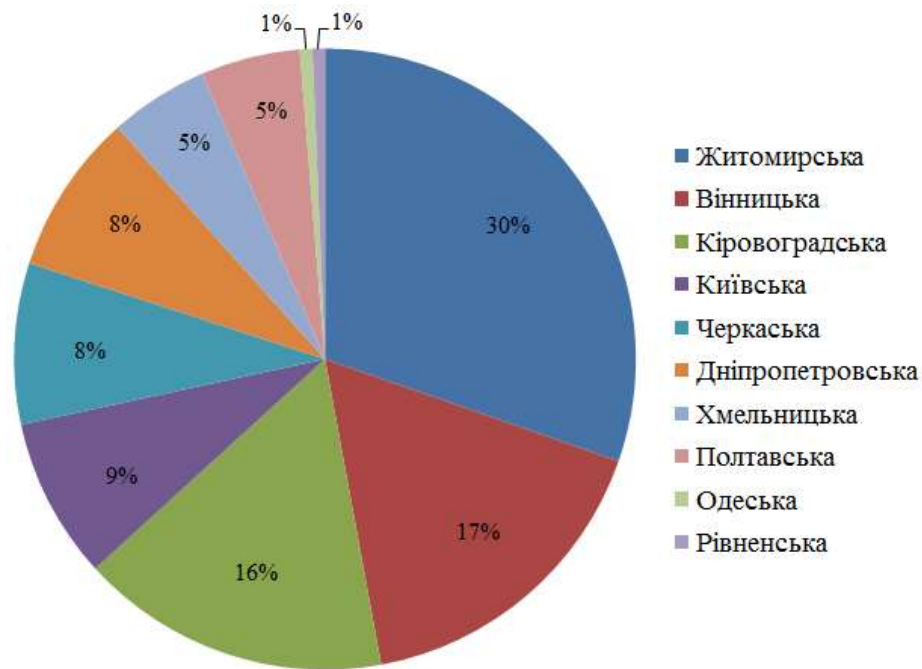


Рис. 1. Розподіл гранітних родовищ по території України

Переважна більшість родовищ приурочена до Українського щита.

На рис. 2 показано кількісний розподіл значень довжини родовищ, рис. 3 – ширини і рис. 4 – потужності покладу.

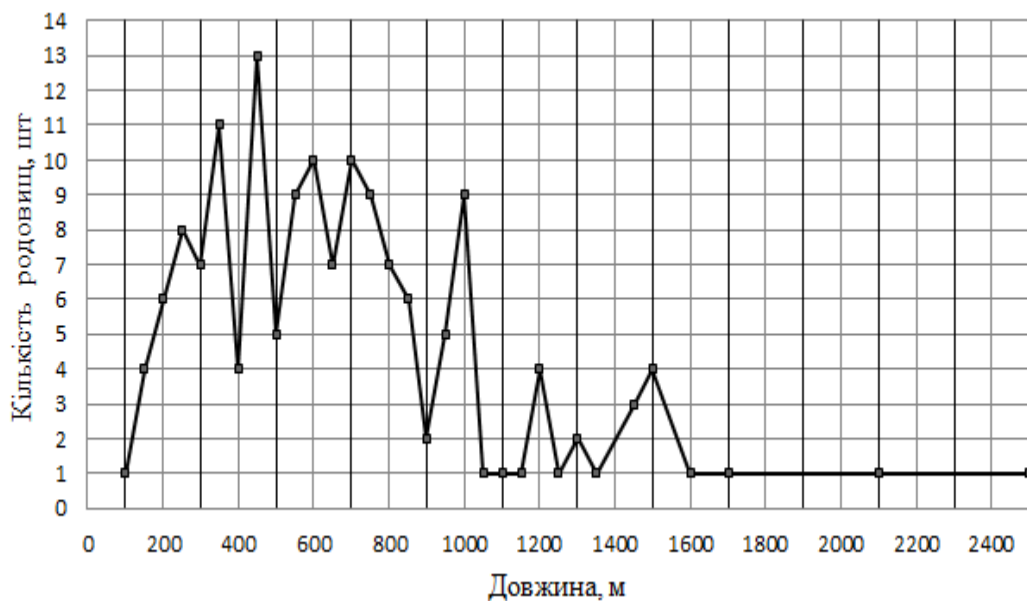


Рис. 2. Кількісний розподіл довжини родовищ

Аналіз графічної залежності показав, що довжина покладу знаходиться в межах від 100 до 2500 метрів, причому для більшості родовищ характерна довжина від 350 до 1000 метрів.

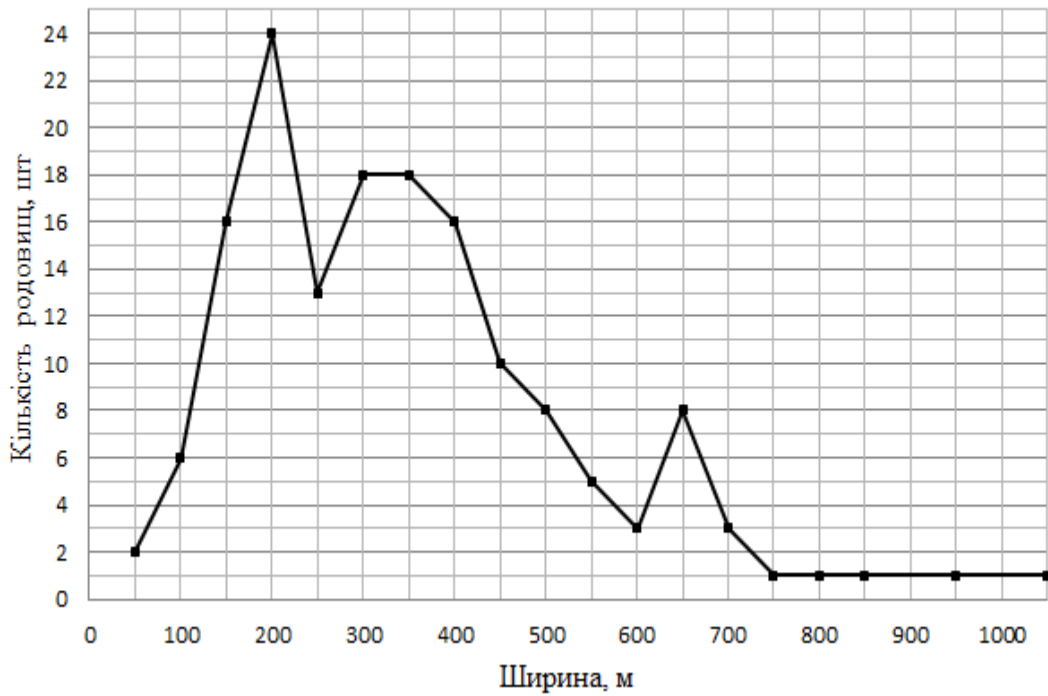


Рис. 3. Кількісний розподіл ширини родовищ

При опрацюванні рис.3 виявлено, що ширина покладу знаходиться в межах від 50 до 1050 метрів. Більшість родовищ характерні шириною від 150 до 400 метрів.

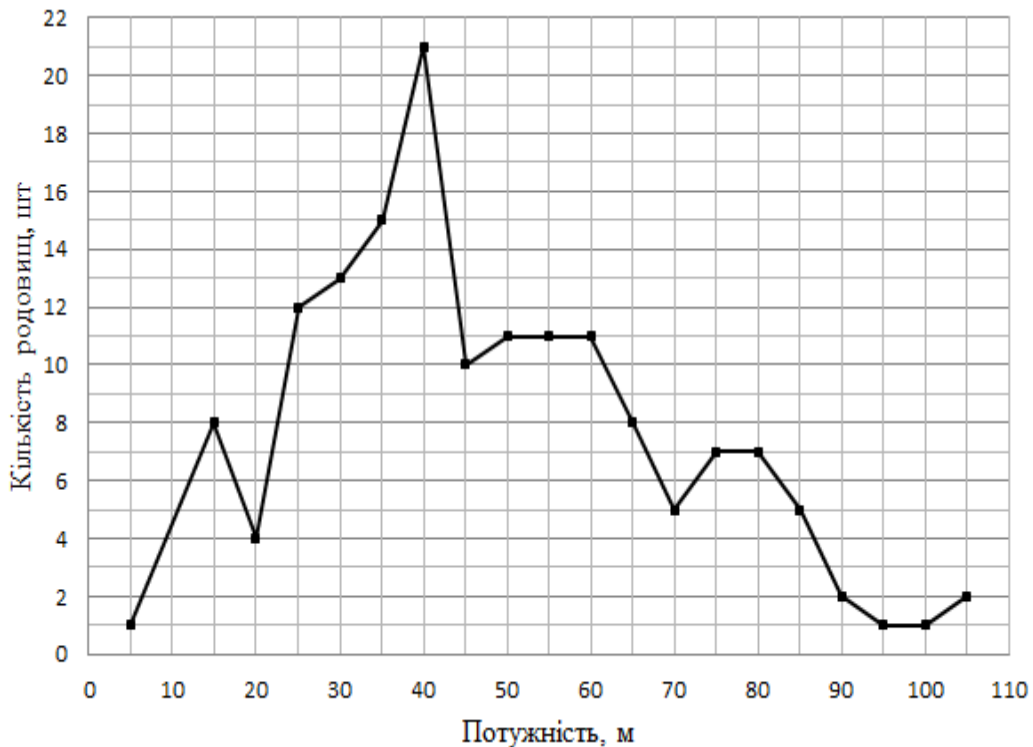


Рис. 4. Кількісний розподіл потужності покладу граніту

При дослідженні графічної залежності було виявлено, що потужність покладу граніту знаходиться в межах від 5 до 105 метрів, причому для більшості родовищ характерна потужність покладу від 25 до 60 метрів.

Для визначення фізико-хімічних показників корисної копалини було досліджено родовища на вміст оксиду заліза (рис. 5), вміст оксиду титану (рис. 6) в грані-

ті, межу міцності при стисканні у водонасиченому стані (рис. 7), межу міцності при стисканні у повітряно-сухому стані (рис. 8), істинну пористість (рис. 9) та щільність граніту (рис. 10).

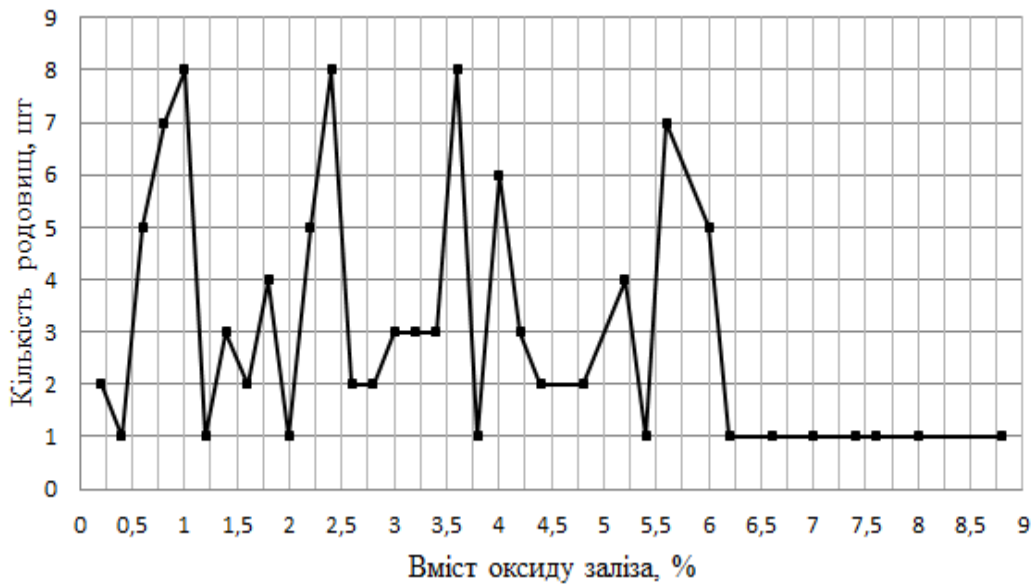


Рис. 5. Кількісний розподіл вмісту оксиду заліза в корисній копалині

При опрацюванні рис. 5 виявлено, що вміст оксиду заліза в корисній копалині знаходиться в межах від 0,25 до 8,75 %.

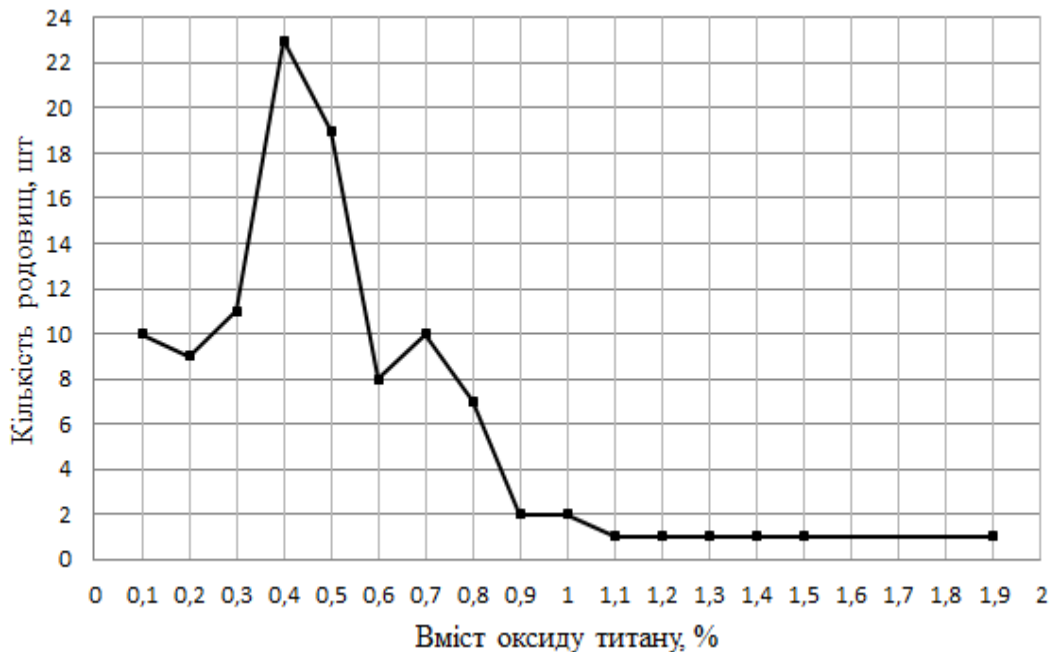


Рис. 6. Кількісний розподіл вмісту оксиду титану в корисній копалині

Аналіз графічної залежності показав, що вміст оксиду титану в корисній копалині знаходиться в межах від 0,1 до 1,9 %, причому на більшості родовищ вміст оксиду титану коливається від 0,1 до 0,7 %.



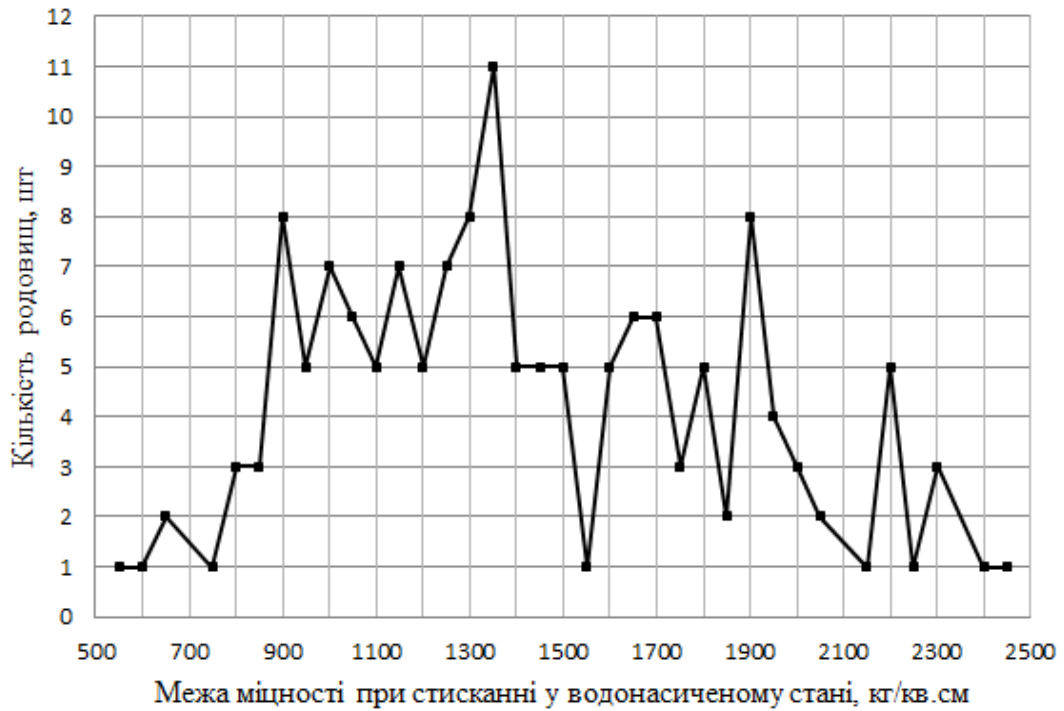


Рис. 7. Кількісний розподіл межі міцності при стисканні у водонасиченому стані

При дослідженні рис. 7 було виявлено, що межа міцності при стисканні у водонасиченому стані знаходиться в межах від 550 до 2450  $\text{кг}/\text{см}^2$ . На більшості родовищ межа міцності при стисканні у водонасиченому стані коливається від 900 до 1900  $\text{кг}/\text{см}^2$ .

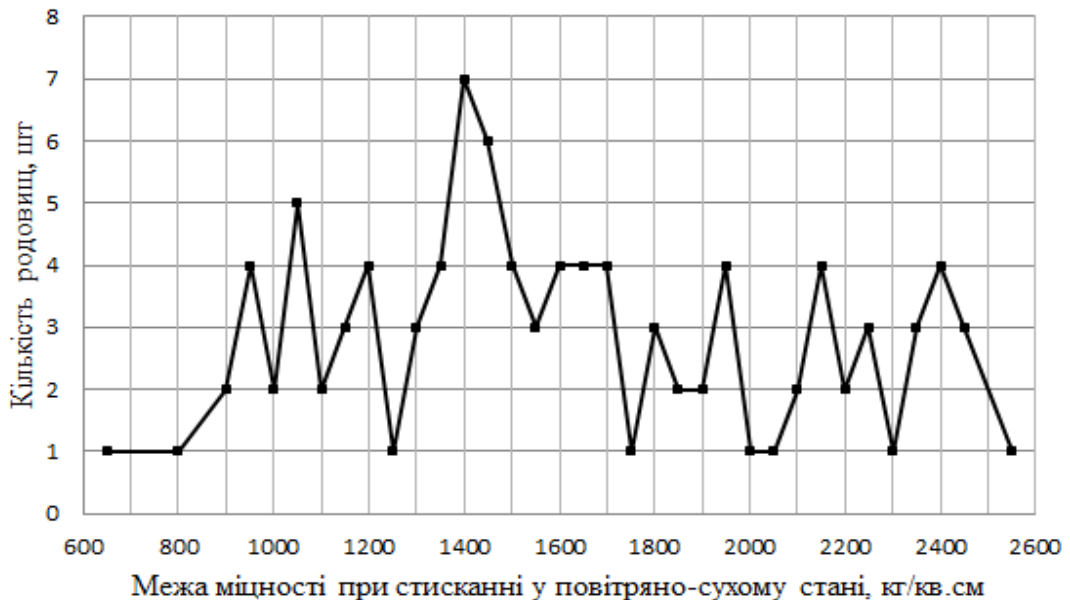


Рис. 8. Кількісний розподіл межі міцності при стисканні у повітряно-сухому стані

Аналіз графічної залежності показав, що межа міцності при стисканні у повітряно-сухому стані знаходиться в межах від 650 до 2550  $\text{кг}/\text{см}^2$ .

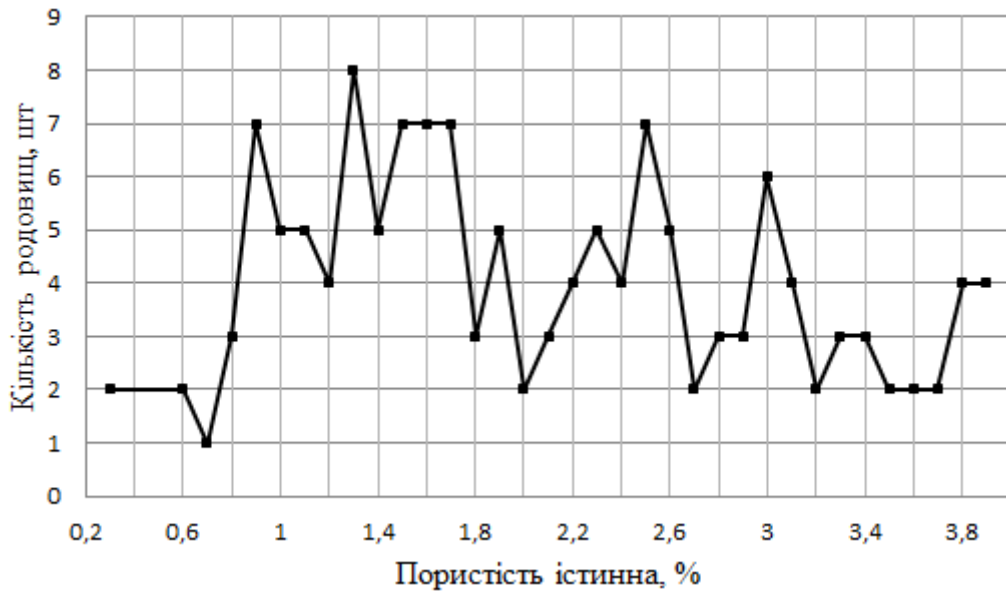


Рис. 9. Кількісний розподіл істинної пористості граніту

При дослідженні графічної залежності було виявлено, що істинна пористість знаходиться в межах від 0,3 до 3,9%.

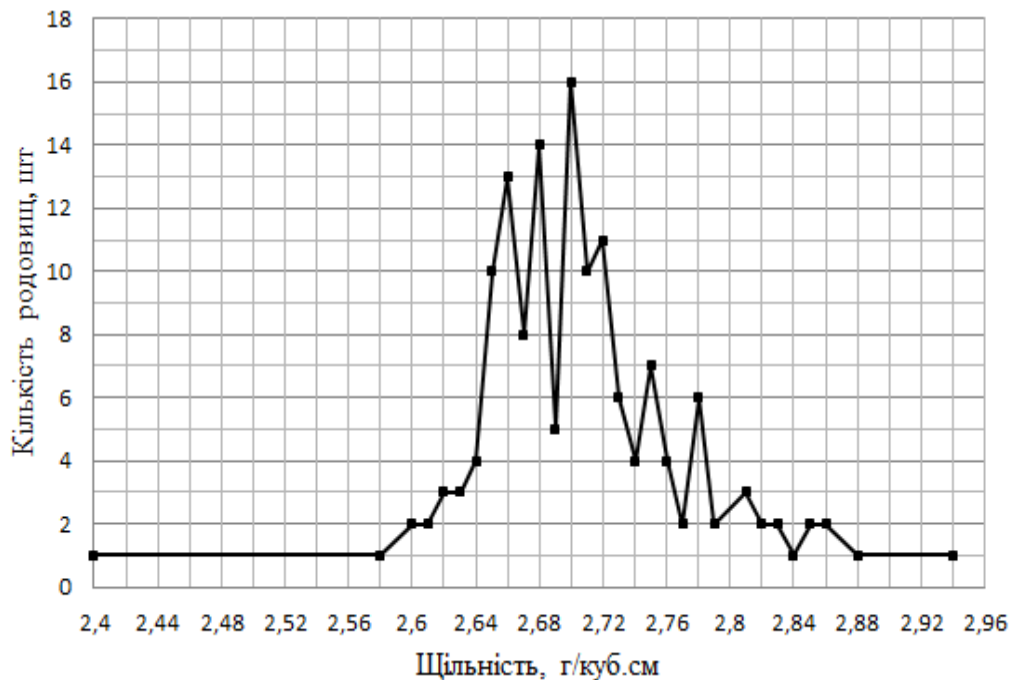


Рис. 10. Кількісний розподіл щільності граніту

Аналізуючи рис. 10 виявлено, що щільність знаходиться в межах від 2,4 до 2,94 г/см<sup>3</sup>, причому на більшості родовищ середня щільність коливається від 2,64 до 2,76 г/см<sup>3</sup>.

**Висновки.** В результаті проведених досліджень було визначено, що переважна більшість гранітних родовищ України приурочена до Українського кристалічного щита. Аналізу кількісного розподілу родовищ по території країни показав що на Житомирську, Вінницьку і Кіровоградські області припадає 63% всіх гранітних родовищ України, причому беззаперечним лідером є Житомирська область на якій знаходяться

30% родовищ граніту, що робить дану ділянку перспективною для оцінки кількісного розподілу фізико-хімічних та геоструктурних показників покладів гранітів.

Для кількісного розподілу довжини, ширини та потужності покладу було встановлено мінімальну варіативність значень, що свідчить про наявність рівномірного просторового розповсюдження по території дослідження. Виявлено, що для більшості родовищ характерною є довжина від 350 до 1000 м, причому піковим значенням є 450 м; характерним значенням ширини є інтервал від 150 до 400 м, найпоширеніше значення це 200 м; переважаюче значення потужності покладу знаходиться в межах від 25 до 60 м, причому пікове значення – 40 м.

Кількісний розподіл фізико-хімічних показників показав:

- вміст оксиду заліза в корисній копалині знаходиться в межах від 0,25 до 8,75 %;
- вміст оксиду титану знаходиться в межах від 0,1 до 1,9 %, причому на більшості родовищ він знаходиться в інтервалі від 0,1 до 0,7 %;
- межа міцності при стисканні у водонасиченому стані знаходиться в межах від 550 до 2450 кг/см<sup>2</sup>, найбільш характерним є значення межі міцності при стисканні у водонасиченому стані від 900 до 1900 кг/см<sup>2</sup>;
- межа міцності при стисканні у повітряно-сухому стані знаходиться в межах від 650 до 2550 кг/см<sup>2</sup>;
- істинна пористість знаходиться в інтервалі від 0,3 до 3,9%;
- щільність знаходиться в межах від 2,4 до 2,94 г/см<sup>3</sup>, причому на більшості родовищ середня щільність коливається від 2,64 до 2,76 г/см<sup>3</sup>.

#### Бібліографічний список

1. Шостак А. В. Інженерна петрологія / А. В. Шостак. – Київ, 2010. – 47 с.
2. Попов В. С. Як утворюються граніти / В. С. Попов // Соросівський освітній журнал / В. С. Попов., 1997. – С. 64–69.
3. Carmichael, Turner and Veerhoogen, "Igneous Petrology", McGraw Hill, 1974.
4. Коробійчук В. В. Геометризація супутньої корисної копалини в умовах Лезниківського родовища гранітів та гірничо-геометричний аналіз його показників / В. В. Коробійчук, .. О. Кісель, В. А. Стріха // Вісник Національного університету водного господарства та природокористування / В. В. Коробійчук, .. О. Кісель, В. А. Стріха., 2012. – (Технічні науки). – С. 175–184.
5. Бакка Н. Т. Прогнозирование блочности на месторождениях облицовочных гранитов горногеометрическими методами : дис. канд. / Бакка Н. Т. – Днепропетровск, 1974. – 166 с.
6. Бакка Н. Т. Облицовочный камень / Н. Т. Бакка, И. В. Ильченко. – Москва: Недра, 1992. – 303 с.
7. Іськов С. С. Вплив мінералогічного складу каменю на декоративність і довговічність гранітів / С. С. Іськов // ВІСНИК ЖДТУ / С. С. Іськов. – Житомир, 2005. – (технічні науки). – С. 124–127.
8. Іськов С. С. Дослідження кореляційного зв'язку між експертною вартістю облицовального каменю та декоративністю і блочністю покладу на прикладі гранітів Українського щита / С. С. Іськов // ВІСНИК ЖДТУ / С. С. Іськов. – Житомир, 2006. – (технічні науки). – С. 269–278.

9. Оляницька О. М. Дослідження зміни полів іонізуючих випромінювань на гранітних кар'єрах із розвитком гірничих робіт / О. М. Оляницька // ВІСНИК ЖДГУ / О. М. Оляницька. – Житомир, 2011. – С. 158–163.

10. Candela P. A. A review of shallow, ore-related granites / P. A. Candela // Journal of Petrology / P. A. Candela., 1997. – С. 1619–1633.

УДК 504.3.054:622.012.3

*Савотченко Е.Н., аспірант*

*Зберовский А.В., д.т.н., професор, научный руководитель*

*Днепродзержинский государственный технический университет*

## **АНАЛИЗ ЗАГРЯЗНЕНИЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПЫЛЕГАЗОВЫМИ ВЫБРОСАМИ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ В КАРЬЕРЕ**

*У роботі виконаний аналіз забруднення навколишнього середовища пилогазовими викидами при веденні відкритих гірничих робіт вибуховим способом*

*In this paper, the analysis of pollution dust and gas emissions in the management of mining operation explosive way*

**Введение.** Добыча полезных ископаемых открытым способом продолжает развиваться и в будущем следует ожидать увеличения глубины железорудных карьеров Украины до 500 - 600 м. Несмотря на негативное воздействие на окружающую среду самым эффективным способом разрушения горных пород остается буровзрывной способ добычи полезных ископаемых. Ежегодно на рудных карьерах Украины взрывным способом добывают около 100 млн. м<sup>3</sup> горных пород. Производственная мощность карьеров по сырой руде составляет от 15 до 30 млн. т в год, при этом количество массовых взрывов на одном карьере изменяется от 24 до 48. Массовый взрыв приводит к образованию пылегазового облака (ПГО) большого объема с высоким содержанием мелкодисперсной пыли и вредных газов. Например, при массовом взрыве 200-300 т взрывчатого вещества объем ПГО составляет 15-19 млн.м<sup>3</sup>, начальная температура в эпицентре облака достигает 600-800°С, концентрация пыли 4000-5000 мг/м<sup>3</sup>, а высота подъема до 800 м. В зависимости от количества взрывчатого вещества, в атмосферу выбрасывается до 200 т пыли и 6-8 тыс. м<sup>3</sup> вредных газов с радиусом распространения в направлении ветра 15-20 км от карьера. Концентрация пыли в воздухе в 1200-2800 раз превышает допустимую на расстоянии 1 км от карьера и в 90 раз - на удалении 10 км. Осаждение ПГО на прилегающих территориях, в жилых районах и на сельскохозяйственных угодьях создает значительные экологические, социальные и экономические ущербы [1].

**Целью работы** является исследование загрязнения окружающей среды пылегазовыми выбросами при взрывных работах в карьере.

**Материалы и результаты исследований.** На примере железорудного карьера был выполнен анализ данных натурных исследований распространения пылегазового облака в атмосферу, установлены фактические значения концентрации пыли в ПГО на различном удалении от карьера и дано сопоставление содержания 9 химических элементов в ПГО и почве.

Графоаналитический анализ полученных данных позволил установить закономерность изменения концентрации пыли на расстоянии до 10 км по направлению движения факела ПГО на уровне 2 м от земли при массовом взрыве зарядов объемом 500-

800 т. На рис. 1 приведена зависимость изменения концентрации пыли в ПГО от расстояния. Полученная зависимость описывается уравнением:

$$C = 8884,6 L^{-1,8649}, \text{ при: } R^2 = 0,9875$$

Данное уравнение может использоваться для приближенной оценки загрязнения атмосферы и почвы пылью из ПГО и определения размеров территории сельскохозяйственных угодий с возможным нарушением почвенного баланса под воздействием химических элементов, содержащихся в пыли ПГО.

На рис. 2 приведены диаграммы содержания химических элементов в почве и в пыли ПГО, которые подтверждает биозэкологическую опасность пыли ПГО в связи с наличием в ней ядовитых элементов Pb, Mn, Cr.

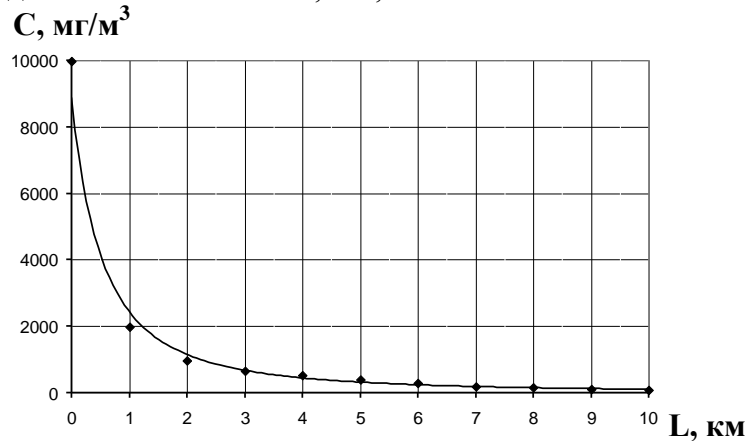


Рис.1. Зависимость изменения концентрации пыли (C) от расстояния (L) распространения ПГО в окружающей среде

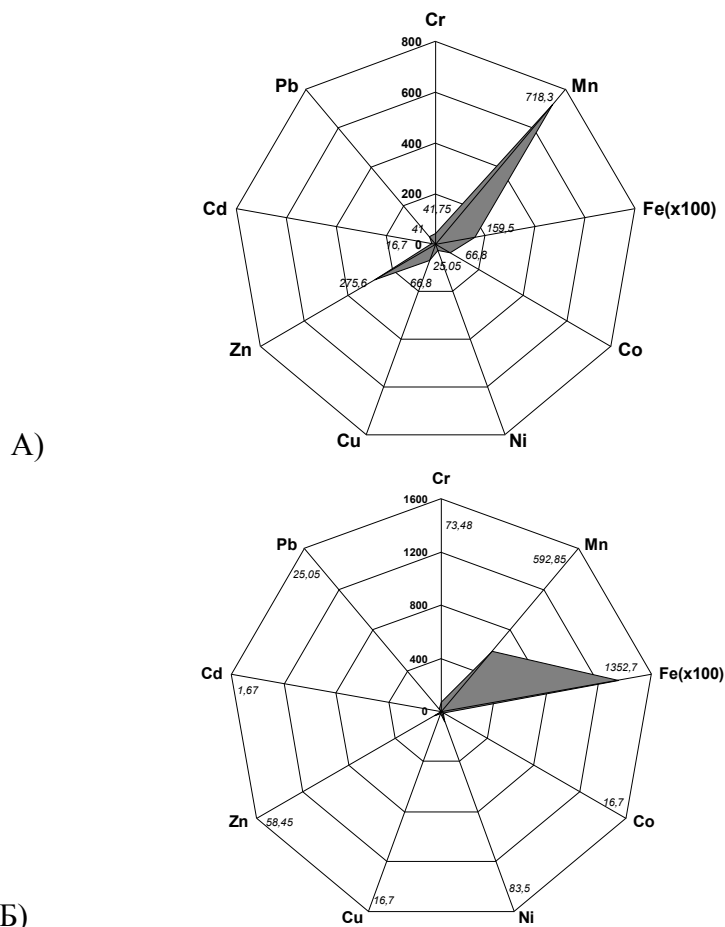


Рис. 2. Диаграмма содержания химических элементов (мг/кг): в пыли ПГО (А) и в почве (Б)

Определено, что содержание тяжелых металлов в почвах, что были отобраны на территории возле железорудного карьера, превышает (кроме Mn) их предельно допустимые концентрации в почве: по содержанию Cr – в 1470 раза, Fe – в 54 раза, Ni – в 21 раз, Cu – в 6 раза, Co – в 3 раза, Zn – в 2,5 раза, Cd – в 1,6 раза, Pb – в 1,2 раза. Тяжелые металлы могут накапливаться в растениях, и по их содержанию можно оценить экологическую обстановку территории. Загрязнение медью сказывается на росте растений, цинком – приводит к отмиранию листьев у растений, кобальтом – к ненормальному развитию и т.д. Полученные результаты подтверждают экологическую опасность ПГО при массовых взрывах в карьерах.

Основываясь на многочисленных литературных сведениях построена диаграмма значений концентраций элементов в растениях и почве, которые являются фоновыми для Приднепровского региона (рис. 3) и легли в основу расчета коэффициентов аномалий концентраций элементов в разных компонентах фитоценозов.

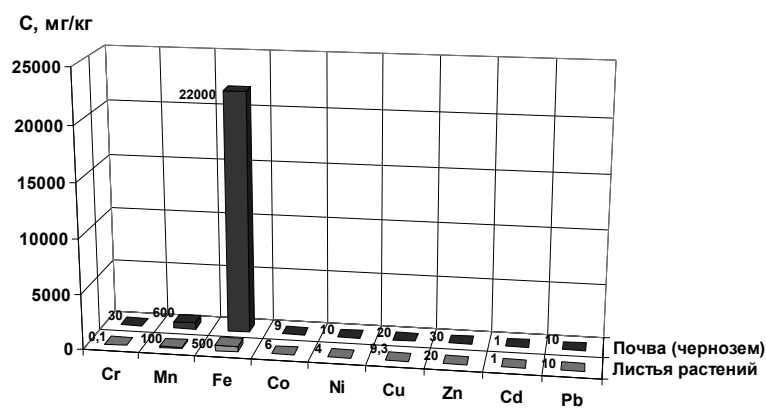


Рис. 3. Диаграмма фонового содержания (мг/кг сухого вещества) химических элементов в растениях и почве

Спектр загрязнения растений и почв в зависимости от величины коэффициента аномалии концентрации элемента показан на рис. 4, где на радиусах отложены средние значения коэффициентов аномалий концентраций металлов.

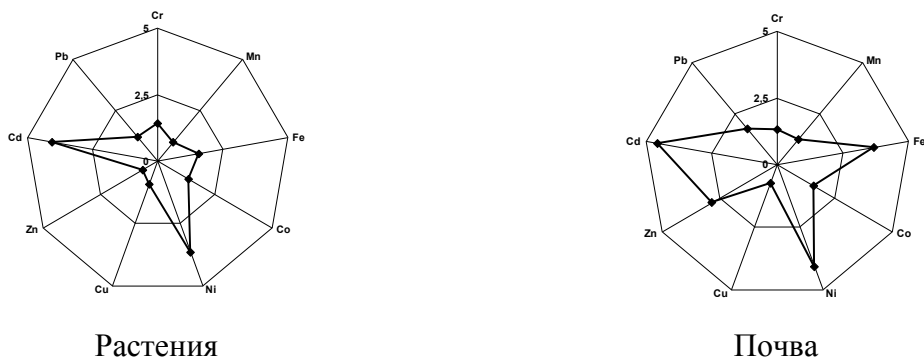


Рис. 4. Спектр загрязнения металлами растений и почв

Величина круга 2,5, а круг в центре круга – теоретический контроль, т.е. отсутствие загрязнения. Установлено, что растения, произрастающие на прилегающей к железорудному карьеру территории, в очень высоких концентрациях накапливают железо (в 9 раз выше фона), никель (в 5 раз выше фона) и кадмий (в 6 раз выше фона). Для почв характерно загрязнение железом, никелем, цинком и кадмием. Спектры загрязнения растений и почвы очень широки, но не идентичны.

**Выводы.** Выполнены натурные исследования распространения ПГО в окружающей среде, установлены фактические значения концентрации пыли в облаке на различном удалении от карьера, дано сопоставление по содержанию 9 химических элементов в ПГО и почве, построены диаграмма значений концентраций элементов в растениях и почве, которые являются фоновыми для Приднепровского региона, и спектр загрязнения металлами растений и почв.

### Библиографический список

1. Зберовский А.В. Охрана атмосферы в экосистеме «карьер-окружающая среда-человек».- Дн-вск: РИО АП ДКТ, 1997. – 136 с.

УДК 622.26:658.152

*М.О. Григорець (магістрант, ДонНТУ)*

*Д.А. Кононенко (студент, ДонНТУ)*

*В.І. Каменець (доцент, канд. техн. наук, доцент, ДонНТУ)*

### ГІРНИЧОПРОХІДНИЦЬКІ РОБОТИ В ІНВЕСТИЦІЙНИХ ПРОЕКТАХ ШАХТ КРАСНОАРМІЙСЬКОГО ГЕОЛОГО-ПРОМИСЛОВОГО РАЙОНУ

*Проанализированы направления совершенствования горнопроходческих работ в инвестиционных проектах шахт различной формы собственности в Красноармейском геолого-промышленном районе. Рассмотрены пути приоритетного развития технологий комбайнового проведения и комбинированного крепления в слабометаморфизованных породах для улучшения технико-экономических показателей шахт.*

*Analyzed ways of working drivage improving in investment projects in mines of different forms of ownership in Krasnoarmeysk geological and industrial district. Considered trends of the priority development of road head tunneling and combined support technologies in slightly metamorphosed rocks to improve the technical and economic indicators of mines.*

Одним із завдань в рамках реформування вугільної галузі Міністерство енергетики та вугільної промисловості України ставить збільшення видобутку на державних шахтах, що дозволить знизити собівартість продукції.

Про це йдеться в Програмі реформування роботи державних підприємств вугільної галузі України, оприлюдненої Міністерством енергетики та вугільної промисловості.

У міністерстві зазначають, що шахти, які знаходяться в його управлінні, є збитковими через відсутність реформування в останні 20 років, застарілих фондів, складні геологічні умови видобутку, обмеження експортного потенціалу в зв'язку з високим вмістом сірки в вугіллі, затримки в розрахунках і ухилення від сплати з боку кінцевих одержувачів.

Міненерговугілля ставить завдання із створення беззбиткової, інвестиційно привабливою державної вугільної компанії, здатної з другого півріччя 2016 здійснювати виробничо-господарську діяльність без залучення державної фінансової підтримки.

При цьому міністерство не відмовляється від можливості приватизації державних шахт.

З 90 шахт, підпорядкованих Міненерговугілля, 35 шахт знаходяться на території, контрольованій владою України. 55 шахт (в тому числі всі шахти, які видобувають вугілля антрацитної групи) розташовані на неконтрольованій території Донецької та Лу-

ганської областей. З решти під контролем міністерства шахт близько десятка працює в режимі підтримки життєдіяльності.

Красноармійський геолого-промисловий район залишається одним з найперспективніших в Україні постачальників енергетичного та коксівного вугілля з промисловими запасами у десятки мільйонів тон. Тут діють, крім державних, приватні та орендні вуглевидобувні підприємства. На багатьох з них реалізуються, або готуються до реалізації інвестиційні проекти, незважаючи на загальний кризовий стан економіки, бо іншої альтернативи для розвитку немає.

Розглянемо, як у цих проектах вирішується питання розвитку однієї з найважливіших ланок технологічної схеми шахти – гірничопрхідницьких робіт. Отже, інвестиційним проектом розвитку ВП «Шахта Стаханова» ДП «Красноармійськвугілля» у 2015-2016 роках обґрунтовується необхідність капітальних інвестицій найближчим часом та ефективність їх використання [1]. 100% вартості проекту передбачається профінансувати за рахунок залучених кредитних коштів китайських фінансових установ, у тому числі і під держгарантії, що становитиме 731,2 млн. грн (табл.1). Зараз шахта хронічно не виконує планові завдання. Промислові запаси складають на 01.01.2016 р. 95 млн. тон.

Таблиця 1 - Структура необхідних капітальних вкладень

Напрямок капітальних вкладень	Загальна вартість необхідних капітальних вкладень, тис. грн.		
	2015	2016	Всього залучені кошти
1. Прхідницьке обладнання	47947,98	33552,07	81500,05
2. Очисні роботи		480701,66	480701,66
3. Прхідницькі роботи та матеріали для робіт	49000,00	53499,20	102499,20
4. Транспортне устаткування	10666,00		10666,00
5. Стационарне обладнання	20000,00	35831,00	55831,00
<b>РАЗОМ</b>	<b>127613,98</b>	<b>603583,92</b>	<b>731197,90</b>

Таким чином, на прхідницьке обладнання, прхідницькі роботи та матеріали буде витрачено 25% залучених коштів.

Декларується, що реалізація інвестиційного проекту дозволить:

- збільшити кількість задіяних робочих місць, яка становитиме 3890, в тому числі буде створено додатково 478 робочих місць;
- збільшити видобуток вугілля до 1,45 тис. тон на рік та підняти продуктивність праці робітників до 35,79 т/міс., збільшити обсяг проведення виробок з 4 до 10 км/рік до 2020 р.;
- покращити техніку безпеки на підприємстві – за рахунок придбання нового обладнання та засобів колективного та індивідуального захисту;
- використати нові технології на виробництві – за рахунок придбання сучасного обладнання нового технічного рівня для підготовки та введення в роботу нових лав;
- відмовитись від державної підтримки на собівартість продукції шахтою в 2017 році.

Але аналіз діючих паспортів проведення виробок на шахті свідчить про нехтування сучасними системами кріплення, зокрема, сталеполімерними анкерами самостій-



но або у комбінації з рамними конструкціями. Анкерування не передбачене в жодному паспорті, незважаючи на глибину робіт понад 1000 м та слабкі бічні породи, рис. 1.

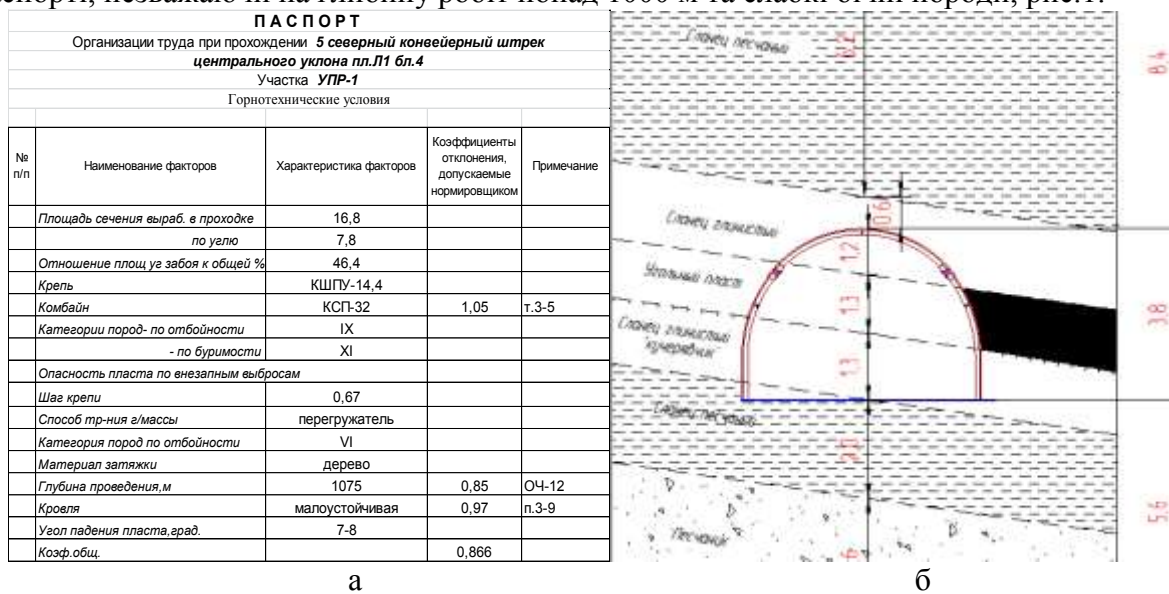


Рисунок 1 – Умови проведення штреку (а) та структура бічних порід (б)

Вже зараз у всіх підготовчих вибоях шахти застосовується комбайнова технологія, (табл. 2.), але з морально застарілим прохідницьким та транспортним обладнанням (планові темпи 90-200 м/міс, фактичні вдвічі нижчі).

Таблиця 2 – Характеристика та обладнання підготовчих вибоїв

№	Показники	Од. вим.	Характеристика підготовчих вибоїв			
			5 північний конв. штрек ц.п.	7 північний конв. штрек 2 ст. ц.п.	Конв. хідник	2 південний хідник пох. поля
1	Пласт		$\ell_1$	$\ell_1$	$\ell_1$	$\ell_1$
2	Геологічна потужність пласта	м	1,20	1,31	1,26	1,26
3	Середньозважена міцність порід у вибої					
	покрівлі пласта	МПа	3-4	3-4	3-4	3-4
	підшови пласта	МПа	3	3	3	3
4	Середньозважена абразивність порід у вибої					
	покрівлі пласта		5-10	5-10	5-10	5-10
	підшови пласта		5-10	5-10	5-10	5-10
5	Перетин виробки в світу	м <sup>2</sup>	14,4	14,4	14,4	16,2
6	Коефіцієнт присічки бокових порід	%	0,7	0,62	0,0,65	0,7
7	Тип кріплення виробки		КШПУ14.4	КШПУ14.4	КШПУ14.4	КМПЭЗА 16
8	Тип прохідницького обладнання у вибої		КСП-32	КСП-32	КСП-32	КСП-32
9	Тип транспортного і допоміжного обладнання у вибої		1Л80	1Л80	1Л80	1Л80
10	Заплановані темпи проведення виробки, V <sub>ф</sub>	м/міс	200	150	90	120

У відповідному розділі інвестиційного проекту передбачені позитивні зрушення тільки в частині переходу до телескопічних конвеєрів та використання монорейкових доріг ДМКУ. Не враховано, що Ясинуватський машзавод - виробник комбайнів серії КСП, значною мірою зруйнований та знаходиться на тимчасово окупованій території. Впровадження анкерного кріплення та устаткування для його механізованого зведення також не передбачене, хоча на шахті щорічно виконується значний обсяг робіт з ремонту, перекріплення та підривання підшви з застосуванням важкої ручної праці.

Зазначимо, що розглянутий інвестиційний проект поки не розпочато.

Розглянемо інвестиції в гірничопрхідницькі роботи на підприємствах іншої форми власності, які вже реалізуються декілька років.

Об'єднання «ДТЕК Добропіллявугілля» складається з двох шахтоуправлінь «Добропільське» і «Білозерське» по три шахти: «Білицька», «Добропільська» і «Алмазна» та «Білозерська», «Новодонецька» і «Піонер». Поля розташовані в північно-західній частині Красноармійського геолого-промислового району Донбасу. Третина запасів представлена дефіцитним коксівним вугіллям. Вугілля малометаморфізованих марок Д, Г постачається на ТЕС. Промислові запаси станом на 01.01.2016 р. перевищують 450 млн. тон. ДТЕК інвестувало у ці шахти близько 2 млрд. гривень протягом п'яти років.

Виробки проводяться виключно за комбайновою технологією. Проте частка комбайнів нового технічного рівня зростає досить повільно, темпи прохідницьких робіт далекі від вимог нормативних документів [2,3], а саме 130-180 м/міс. Більшість комбайнів – це теж КСП-32. Але нормативи значною мірою відірвані від реальної виробничої ситуації.

Приблизно в половині підготовчих вибоїв використовується комбіноване анкерно-рамне кріплення та засоби його механізованого зведення, рис. 2.

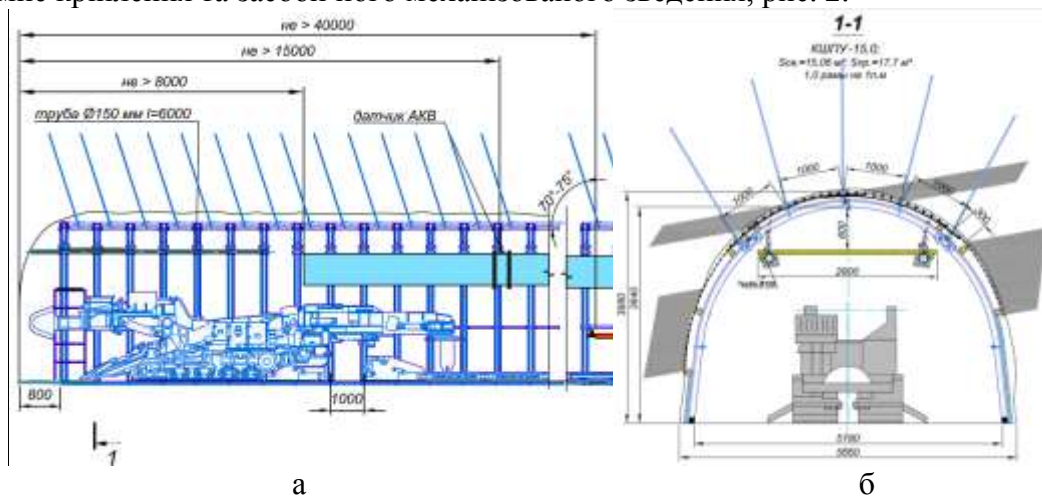


Рисунок 2 – Технологічна схема проведення (а), перетин та параметри комбінованого кріплення (б) штреку

Але зараз план з видобутку вугілля на 2016 рік для шахт «ДТЕК Добропіллявугілля» (включаючи шахту «Білозерська») знижений до 3,1 млн тон. Причини перегляду планів - надлишок видобутку газового вугілля в Україні внаслідок зниження вироблення електроенергії українськими ТЕС на 28% [5]. Отже, важливим фактором збереження підприємств буде підвищення ефективності інвестицій, зокрема у гірничопрхідницькі роботи з метою своєчасного відновлення фронту очисних робіт.

Аналіз цих даних дозволяє визначити шляхи вдосконалення технологій гірничопрхідницьких робіт на шахтах Красноармійського геолого-промислового району:

- перехід від комплектів обладнання до комплексів для комбайнового проведення на шахтах з великими обсягами проходки;
- використання комбайнів нового технічного рівня (переважно сімейства П110 виробництва НКМЗ, а за умов китайських інвестицій – виробників з цієї країни), обладнаних змінними виконавчими органами, підйомниками рам, навісними майданчиками обслуговування [4], агрегованими анкеростановниками;
- використання для анкерування нової гвинтової арматури класу міцності 600 МПа діаметром 20 мм. Це знизить металоємність цього кріплення на 17%;
- застосування полегшених профілів СВП з низьколегованих сталей, що в умовах зростання площ перетину виробок дозволить знизити витрати металу на кріплення;
- ретельне геомеханічне обґрунтування форм перетину виробок, раціонального підривання порід, схем анкерування, конструкцій кріплення, зважаючи на перспективу застосування комбінованої системи розробки з повторним використанням виробок;
- застосування для розширення виробок під час ремонту та підривання підосви підривально - навантажувальних машин МПП та МПР з різцевим виконавчим органом.

### Бібліографічний список

1. Інвестиційний проект Програми виробничо-господарської діяльності ВП «ШАХТА СТАХАНОВА» ДП «КРАСНОАРМІЙСЬКВУГІЛЛЯ» у 2015-2016 роках.
2. СОУ 10.1.00185790.002:2005 Правила технічної експлуатації вугільних шахт.
3. СОУ-П 10.1.00185790.014:2009 Технологічні схеми відпрацювання газоносних пластів з великими навантаженнями на очисні вибої.
4. Тенденции развития конструкций и эксплуатации современного горно-проходческого оборудования / В.Г. Черных, Г.Ш. Хазанович, Э.Ю. Воронова и др. // Горная техника, 2012. № 2(10). С.8-11.
5. <http://www.dtek.com/ru/our-operations/coal-production-and-preparation>

УДК 624

*Муцько С.І., Шевчук Н.А., к.т.н., доц., Ваннічна В.В., к.т.н., доц.,*

### ТЕХНОЛОГІЯ ВЛАШТУВАННЯ ПАСИВНОГО БУДИНКУ І ЙОГО ДОЦІЛЬНІСТЬ В СУЧАСНИХ РЕАЛІЯХ

*Проведено аналіз енергоефективності будівель і зроблено висновки стосовно покращення цих показників на прикладі пасивного будинку та з використанням сучасних технологій.*

*Проведен анализ энергоэффективности зданий и сделаны выводы по улучшению этих показателей на примере пассивного дома и с использованием современных технологий.*

*Building energy analysis showed how to improve performance on an example of a passive house with modern technology.*

**Актуальність теми.** З кожним роком вартість енергоносіїв збільшується, як наслідок, заставляє людей змінювати свій підхід до будівництва та при реконструкції будівель. Пасивний Будинок — це будівля, в якій тепловий комфорт (ISO 7730) досяга-

ється виключно за рахунок додаткового попереднього підігріву (або охолодження) маси свіжого повітря, необхідного для підтримання в приміщеннях повітря високої якості, без його додаткової рециркуляції. Тому даний варіант повністю підходить для подальшого досліджування даного питання.

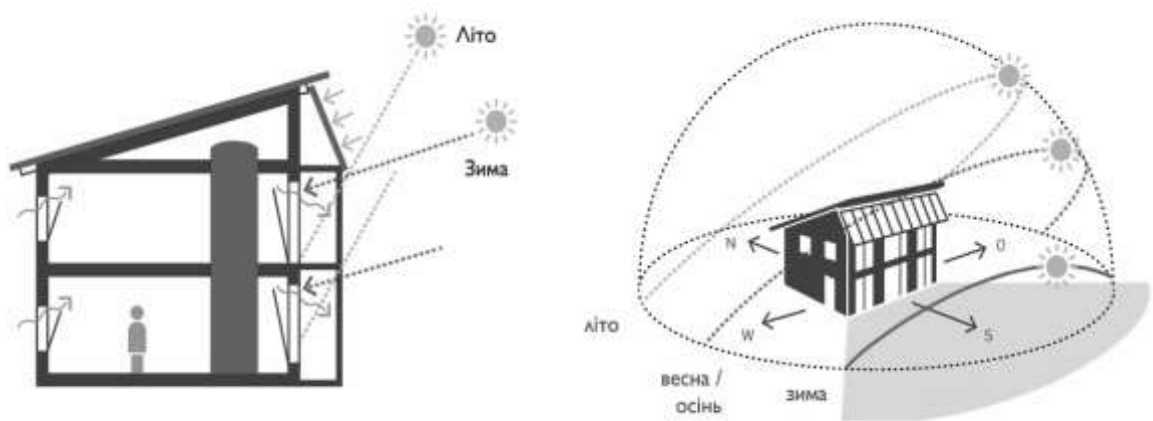
**Мета статті.** Дослідження актуальності пасивного будинку в умовах економічної кризи, можливі пропозиції стосовно покращення технології та оцінка самої технології.

**Аналіз досліджень та публікацій.** Вивченням даного питання займалися різні європейські вчені та дослідники, серед яких Bisanz, C [1], W. Feist [2], Інститут пасивного будинку [3], Українська ініціативна група [4] та багато з них, але це питання не піднімалось не піднімалось жодним з них в реаліях економічної кризи.

**Викладення основного матеріалу статті.** Пасивний будинок це енергоефективний будівельний стандарт, який створює комфортні умови проживання та одночасно є економічним і створює мінімальний негативний вплив на оточуюче середовище. Пасивний будинок являє собою будівельну концепцію, яка доступна всім і яка довела свою перевагу на практиці. Пасивний будинок – будівля, в якій можна досягти комфортного мікро-клімату як узимку без окремої системи опалення (або використовуючи малопотужну компактну систему опалення), так і влітку без системи кондиціонування. Існує дуже багато можливостей використання енергії довкілля. Джерелами енергії можуть бути: вода (зокрема ґрунтові води, поверхневі води, стічні води), ґрунт, повітря та сонячна енергія. Найбільш потужним і доступним з усіх видів нетрадиційних і відновлюваних джерел енергії є енергія Сонця. Існує загальне емпіричне правило, за яким грамотно запроектований «пасивний сонячний дім», у порівнянні з традиційно запроектованим будинком такої ж площі, допоможе зменшити витрати на опалення на 75 % при подорожчанні будівництва всього лише на 5–10 %.

Протягом року, будівля потребує лише 15 кВт-год/м<sup>2</sup>, що еквівалентно 1,5 літрам дизпалива або 1,5 м<sup>3</sup> газу. Такі низькі тепловтрати призводять до скорочення споживання енергії більше ніж на 80 %. Теплове навантаження пасивного будинку може складати лише 7-10 Вт/м<sup>2</sup> в пікові навантаження. Більша частина такої низької потреби в енергії може бути забезпечена відновлювальними джерелами енергії: геліотермальна установка, невеликий дров'яний чи пелетний камін, тепловий насос. Ключовим інженерним елементом пасивної будівлі являється вентиляційна установка з системою рекуперації, яка дозволяє утилізувати більше 90 % вихідного тепла. Вентиляційні системи також забезпечують будинок свіжим повітрям, що є дуже важливим з огляду на герметичність оболонки будівлі. Установки з рекуператором обладнані системою фільтрів, які забезпечують чистоту повітря, що надходить всередину приміщення. Для забезпечення якості повітря на рівні пасивного будинку, вікна в звичайних будинках повинні бути регулярно відкриті і в день і вночі, в будь яку погоду, навіть під час відсутності мешканців. Це просто не можливо і, як наслідок, більшість будинків, шкіл та офісів недостатньо провітрюється.

При проектуванні пасивного будинку особлива увага приділяється геліоархітектурі - орієнтуванню будівлі відносно сонця та максимальному використанню пасивного сонячного тепла. Також особливу увагу слід приділяти ретельному плануванню вікон, їх розташуванню та розмірам. Для більшості кліматичних зон, в ідеалі, максимальна площа скління повинна бути орієнтована в сторону екватора. Самі вікна повинні мати потрійне скління, з заповненням двох камер інертним газом.



В сучасних умовах економічної кризи ми маємо подорожчання більшості матеріалів і компонентів в середньому в три рази, однак економічність технології зберігається і ми на виході будемо мати все ті ж 75% економії. Тому це перспективне рішення.

Покращити дану технологію можна було б наступними шляхами:

1. Правильно розташувати кімнати по використанню. Наприклад, спальня не потребує стільки тепла, як вітальня, адже цим приміщенням користуються вночі, тому її доцільно розташовувати на півночі. Кухня виділяє досить тепла і це також потрібно враховувати.

2. Для додаткової економії можна дані будинки будувати в заглибленні з землею. Це дасть додаткову теплоізоляцію.



Дана технологія розвивається і покращується з кожним роком і являється чудовим рішенням в умовах економічної кризи.

### Бібліографічний список

1. Bisanz, C: Low supply Heating load analysis in the passive house; Passive House Institut; Specialized information PHI-1999/2; Darmstadt 1999
2. Passive Houses in Central Europe, W. Feist; Thesis, University of Kassel, 1993
3. <http://passiv.de/en/>
4. <http://passivehouse-igua.com/passive-house/>

*Ащеулова О. В., аспірант, Зберовський О.В., д.т.н., професор, науковий керівник  
Дніпродзержинський державний технічний університет*

## **ЕКОЛОГІЧНІ ТА ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ НА КАР'ЄРАХ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ЧОРНОЗЕМА ДОВГОТРИВАЛОГО ЗБЕРІГАННЯ**

*Проведено дослідження фізико – хімічних та агрохімічних властивостей чорноземів довготривалого зберігання. Встановлено, що при використанні чорнозему довготривалого зберігання для рекультивації земель необхідно враховувати його властивості, що змінюються з глибиною. Розроблено схеми рекультивації земель з урахуванням зміни властивостей чорноземів.*

*Researches of physical - chemical and agrochemical properties of black soil long-term storage are presented. It is established that the use of black earth for long-term storage reclamation must consider the properties that vary with depth. Schemes of recultivation of lands taking into account change of properties of black soil are developed.*

**Вступ.** Гірничодобувна промисловість в нашій країні характеризується стабільним обсягами видобутку корисних копалин. Основне зростання обсягів видобутку здійснюється за рахунок розвитку прогресивного відкритого способу ведення гірничих робіт.

До негативних наслідків відкритих розробок відноситься вилучення значних земельних площ із сільськогосподарського обігу та їх порушення при веденні гірничих робіт, зміна гідрогеологічних умов району ведення гірничих робіт та його ландшафтів, розвиток ерозійних процесів, а також перемішування порід з виносом на поверхню неродючих і навіть токсичних порід.

Вільногірський гірничо-металургійний комбінат - один з найбільших у світі комплексів з видобування та переробки руд, що містять мінерали рідкоземельних металів. Сьогодні комбінат виробляє цирконовий та титановий (ільменітовий, рутиловий) концентрати, алюмосилікати. Унікальні рудні піски обробляються за допомогою оригінальних технологій і сучасного обладнання, що дозволяє освоювати більше 40 видів продукції, яка експортується на всі континенти світу.

При видобутку корисних копалин з обігу неминуче вилучаються сільськогосподарські і лісові угіддя, відповідно зростають і площі порушених земель. Зберегти цінні угіддя, якщо в надрах землі залягають корисні копалини, важко. У результаті проблема рекультивації та повернення в народногосподарське використання порушених земель стає першочерговим завданням у гірничодобувних районах України. Вирішується це завдання проведенням комплексу різноманітних заходів, зокрема створенням на полях рекультивації штучних ґрунтоподібних земель з використанням або без використання насипного родючого шару ґрунту - раніше знятого і збереженого чорнозему.

**Аналіз літературних джерел.** Для ґрунтів, що досліджуються, характерний такий тип ґрунтів, як звичайні чорноземи, які сформувались на лесовидних суглинках. Чорноземи в порівнянні з іншими ґрунтами характеризуються більш високою природною родючістю, мають потужний гумусовий горизонт, значно більше містять гумусу і загального азоту в пакетному горизонті із поступовим зниженням їх по профілю [1]. Дослідження властивостей раніше знятого і збереженого чорнозему довготривалого зберігання в процесі гірничотехнічної рекультивації практично відсутні.

**Мета роботи.** Вивчення фізичних, хімічних та агрохімічних властивостей чорнозему довготривалого зберігання в процесі гірничотехнічної рекультивації.

**Матеріали і результати досліджень.** Всі дослідження були проведені на базі Вільногірського гірничо-металургійного комбінату на складі чорнозему створеного понад 30 років тому (у 1985 році) і розташованого в північному борту балки «Скажена». Відбір проб проводився за участі самохідної бурової установкою ПБУ-1. До глибини 60 см, буріння відбувалося обертальним способом з застосуванням пробовідбірника діаметром 135 мм, довжиною 20 см. Проби відбиралися через інтервал 20 см. З глибини 1,5 м відбір проб проводився через інтервал 1,0 м., поглиблення свердловини проводилася на глибину 80 см буровим шнеком діаметром 135 мм, потім піднімався весь набір бурового інструменту, замість бурового наконечника, представленого твердосплавним долотом, нагвинчують пробовідбірний стакан, і проводилося подальше поглиблення на 20 см. Свердловина була пробурена до підшови складу чорнозему, що склало 14,5 м. З непорушеного керна, витягнутого зі склянки, відбиралися проби для визначення природної вологості, об'ємної маси вологого ґрунту й об'ємної маси кістяка ґрунту. Відбір проб відбувався в ясну суху погоду, температура повітря становила +14<sup>0</sup>С, для фізичних випробувань ґрунт відбирався безпосередньо на місці буравлення свердловини їхнього керна методом ріжучого кільця. Ґрунтовідбірна гільза, що має обсяг 45,82 см<sup>3</sup>, забивалася в непорушений kern забійником, потім за допомогою ножа зрізалися верхні й нижні основи гільзи й за допомогою видавлювача, відібрана проба перевантажувалася в пронумеровану й відтаровану бюксу. Всього було відібрано 17 проб.

Дослідження проб на предмет визначення в них наявності хімічних елементів були виконані методом рентгенофлуоресцентного аналізу (РФА) із застосуванням енергодисперсійного рентгенофлуоресцентного спектрометра «Quan X», який призначений для аналізу елементного складу матеріалу і дозволяє аналізувати всі елементи від Na до U з високим дозволом і похибкою аналізу, як правило, не перевищує 1%. Вивчення природного радіаційного фону проводилося із застосуванням гамма-спектрометра «Прогрес».

З використанням стандартних методів [2], було проведено лабораторні дослідження властивостей черноземів, а саме: якісний склад, природний радіаційний фон, наявність іонів кальцію, хлоридів, сульфатів, сухого залишку, рН в залежності від глибини відбору проб.

Виконані дослідження показали, що після довготривалого зберігання чорнозему в складах він змінює свої фізико-хімічні властивості. Тому була поставлена задача вивчення агрохімічних властивостей цих ґрунтів методом біотестування.

Дослідження агрохімічних властивостей проведено у лабораторних умовах шляхом висіювання насіння тест-культур (пшениці, овсу і ячменю) у зразки ґрунту, як показано на рис. 1.



Рис. 1. Підготовка зразків ґрунту та посадка тест-культур

За зростанням тест-рослин спостерігали на протязі 2-х тижнів. Після 2-х тижнів промивали паросткі тест – культур, приведено на рис. 2 та рис. 3.



Рис. 2. Спостереження на протязі 2-х тижнів



Рис. 3. Промивання та підготовка до лабораторного аналізу тест – рослин

За результатами аналізу отриманих даних виявлені кореляційні зв'язки між глибиною відбору проб та довжиною проростків тест-рослин. На рис. 4. наведено графік зміна довжини надземної частини рослин від глибини відбору проб ґрунту.

Ці кореляційні зв'язки свідчать про те, що чорноземи довготривалого зберігання змінили свої фізичні та агрохімічні властивості, тому їх використання під час рекультивацийних робіт повинно проводитись з урахуванням встановлених фізико-хімічних та агрохімічних властивостей чорнозему у складах. Нами встановлені зони розподілу фізичних та агрохімічних властивостей чорнозему у складах довготривалого зберігання. Склад чорнозему довготривалого зберігання запропоновано умовно розділити на дві зони (зона А – ділянка складу чорнозему з мало зміненими властивостями та зона Б – ділянка складу чорнозему із суттєвими змінами властивостей), як наведено на рисунку 5. Одночасно з цим розроблені та запропоновані нові способи розробки складів чорнозему довготривалого зберігання на кар'єрах за спеціальними схемами.

Схеми включають виїмку чорнозему зі складу, його транспортування та розподіл на спланованій поверхні відвалів з урахуванням фізичних та агрохімічних властивостей у зонах А та Б і в залежності від геометричних параметрів складів у плані. Для розробки складів чорнозему можуть застосовуватися різні способи його виїмки: скрепера, бульдозерна, екскаваторна та інші.

Нами розглянуто 2 схеми розробки буртів: з застосуванням автоскрепера та екскаватора. Зона А бурта, з мало зміненими фізико-хімічними властивостями чорнозему, розробляється автоскрепером шарами, які мають приблизно однакові властивості. При цьому довжина верхньої поверхні відвалу повинна бути не менша довжини шляху наповнення ковша автоскрепера (зазвичай це приблизно 30 м). А у всіх наступних випадках розробка буртів виконується із застосуванням екскаватору з навантаженням чорнозему в автосамоскиди чи колісним навантажувачем шляхом черпання чорнозему знизу вгору по всій висоті бурта, що забезпечує усереднення його фізичних та агрохімічних властивостей.



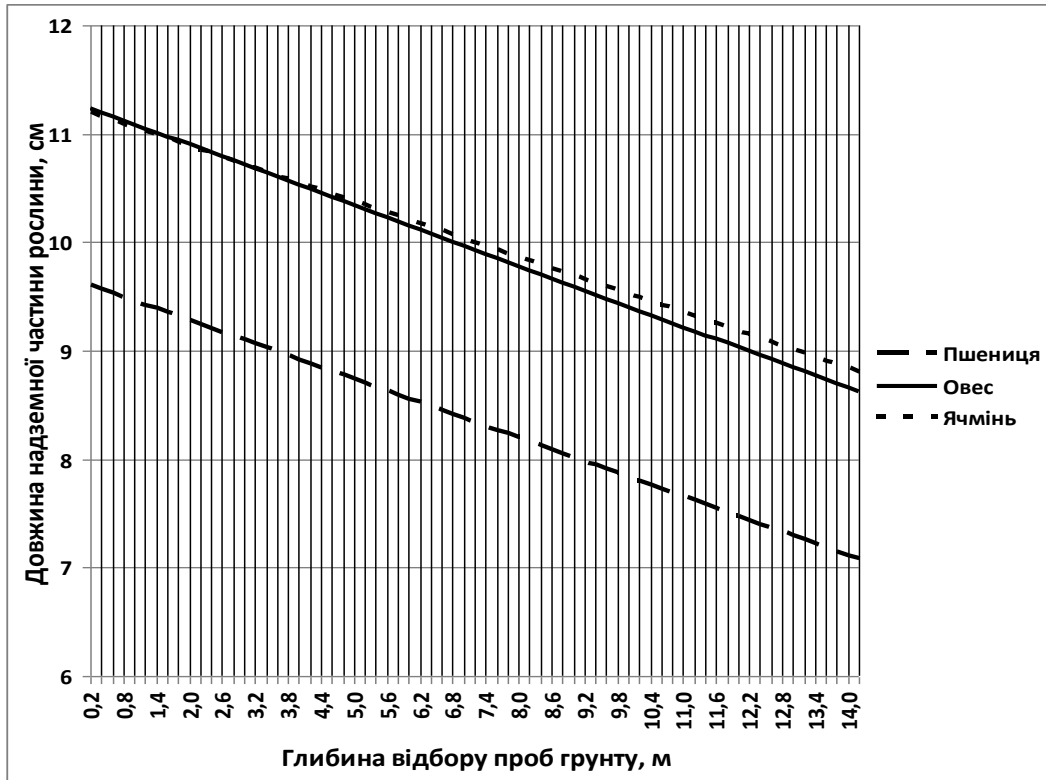


Рис. 4. Зміна довжини надземної частини рослин від глибини відбору проб ґрунту

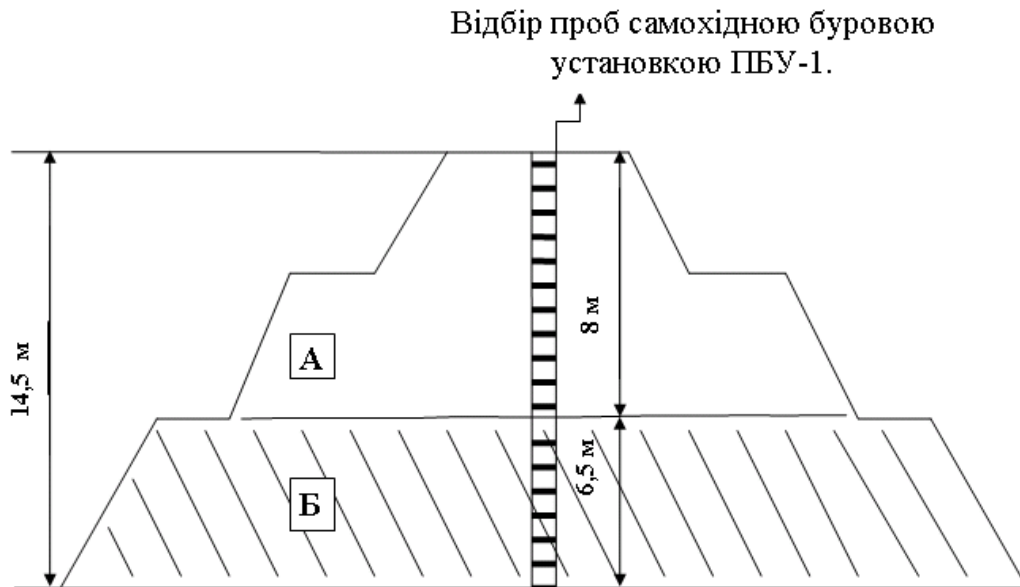


Рис. 5. Розподіл фізико-хімічних та агрохімічних властивостей чорноземів при довготривалому зберіганні у буртах: зона А – ділянка складу чорнозему з мало зміненими властивостями; зона Б – ділянка складу чорнозему із суттєвими змінами властивостей

У разі, коли властивості чорнозему у зоні Б бурта не забезпечують нормативних значень (рис. 5), то розподіл чорнозему на відвалі виконується пошарово з чергуванням зі свіжо знятим чорноземом, що дозволяє отримати нормативні показники фізичних та агрохімічних властивостей чорнозему на рекультивованих ділянках.

### **Висновки:**

1. Розглянуто та проаналізовано основні положення рекультивації земель, напрямки та етапи рекультивації на Вільногірському гірничо-металургійному комбінаті. Визначено, що поряд з складами чорнозему зі строком зберігання 3-5 років, є склади чорнозему з терміном зберігання 25 і більше років.

2. Виконані лабораторні дослідження властивостей ґрунтів, які були відібрані на складі чорнозему Вільногірського ГМК, що зберігається з 1985 року, а саме: радіаційний фон, наявність іонів кальцію, хлоридів, сульфатів, сухого залишку, рН в залежності від глибини відбору проб.

3. Із застосуванням рентгенофлуоресцентного аналізу вперше встановлено якісний склад чорнозему після 30 років його зберігання на складі. Встановлено наявність елементів Fe, Si, Ca, Al, K, Mn, Cu, Ti, Zr, Cr, Ni, Zn. Зі зростанням глибини відбору проб, вміст SiO<sub>2</sub> зменшується, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - майже не змінюється, радіоактивний фон - знижується, Ca<sup>2+</sup> - майже не змінюється, SO<sub>4</sub> - збільшується, СГ - зменшується, сухий залишок - збільшується, рН – майже не змінюється. За допомогою гамма-спектрометру «Прогрес» з'ясовано, що радіаційний фон менший від ГДК в середньому в три рази.

4. Зміна фізичних та агрохімічних властивостей негативно впливає на родючість цих чорноземів та призводить до зниження довжини та ваги надземної частини і коренів рослин.

5. Запропоновано умовно розділити склад чорнозему довготривалого зберігання на дві зони: зона А – ділянка складу чорнозему з мало зміненими властивостями та зона Б – ділянка складу чорнозему із суттєвими змінами властивостей.

6. Розроблені та запропоновані нові схеми розробки складів чорнозему довготривалого зберігання при рекультивації на кар'єрах Вільногірського ГМК з застосуванням автоскрепера та екскаватора. Схеми включають виїмку чорнозему зі складу, його транспортування та формування родючого шару на спланованій поверхні відвалів з урахуванням фізичних та агрохімічних властивостей чорнозему у зонах А та Б і в залежності від геометричних параметрів складів у плані.

### **Бібліографічний список**

1. Рекомендации по рекультивации техногенных ландшафтов / Кобец А.С., Узбек И.Х., Волох П.В. [и др.]; под ред. И.Х. Узбека, П.В. Волоха.- Днепропетровск: Свидлер А.Л., 2011.-160 с.

2. Федорова А.И., Никольская А.Н. Практикум по экологии и охране окружающей среды.- М; Владос , 2001 г. - С. 160-163.

УДК 622.232.5

*Р.М. Кучер, магістрант, О.М. Толкач, к.т.н., Житомирський державний технологічний університет*

### **ДОСЛІДЖЕННЯ ШЛЯХІВ ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ РОЗМИВАННЯ ПОРІД ГІДРОМОНІТОРАМИ**

*Розглянуто можливість застосування спеціальних насадок гідромонітора з метою підвищення ефективності процесу розмивання порід*

*Рассмотрено возможность использования специальных насадок гидромонитора с целью повышения эффективности процесса размывания пород*

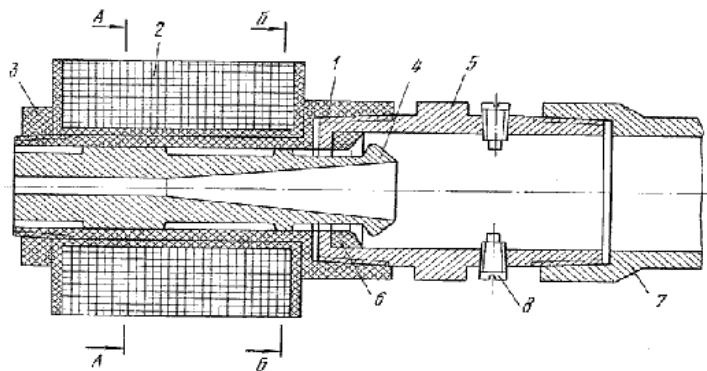
*The possibility of using special nozzles of hydraulic giant in order to increase the efficiency of the erosion process of rocks was reviewed*

**Вступ.** Геологічні особливості залягання порід багатьох корисних копалин та їх фізико-механічні властивості дозволяють використовувати для їх видобутку гідротехнологію. В основі гідровидобутку лежать такі основні технологічні операції: руйнування масиву породи корисної копалини високошвидкісним струменем води, гідротранспортування корисної копалини до місць наступної переробки.

**Викладення основного матеріалу.** З метою підвищення ефективності розмивання порід гідромоніторами в даній роботі було запропоновано використання гідроударно-імпульсну насадку для гідромонітора і насадку із зубчастим колесом.

Корпус 1 імпульсної насадки забезпечений котушкою індуктивності 2, закріпленою гайкою 3. Усередині корпусу 1 встановлений клапан 4, виконаний у вигляді порожнистого стрижня з феромагнітного матеріалу. Корпус 1 змонтований на проміжному патрубку 5, в якому встановлена сідловина 6, яка виконана з діелектричного матеріалу. Проміжний патрубок 5 з'єднаний з осью трубою 7 і оснащений обмежувачем 8. Клапан 4 має напрямні 9, з допомогою яких він встановлений в корпусі 1 з можливістю зворотно-поступального переміщення. Між клапаном 4 і корпусом утворений кільцевий канал 10.

Під дією електромагнітної сили клапан 4 зміщується в бік осьової труби 7. Поток рідини, що рухається з осьової труби 7, клапан 4, долаючи електромагнітну силу, переміщується до сідловини 6 і перекриває кільцевий канал 10. Внаслідок цього відбувається гідравлічний удар. Підвищений тиск гідравлічного удару викликає посилений викид рідини через отвір клапана 4. Надалі настає фаза зниженого тиску в осьовій трубі 7, де тиск буде нижче початкового, що мав місце до удару. У момент зниженого тиску електромагнітна сила відкидає клапан 4 від сідловини 6, і процес повторюється. Регулювання величини електромагнітної сили здійснюється зміною сили струму котушки індуктивності 2. Для живлення котушки індуктивності 2 можливе використання як постійного, так і змінного струму.



*Рис. 1 Гідроударно-імпульсна насадка гідромонітора:*

*1 – корпус; 2 – котушка індуктивності; 3 – гайка; 4 – клапан; 5 – проміжний патрубок; 6 – сідловина; 7 – труба; 8 – обмежувач.*

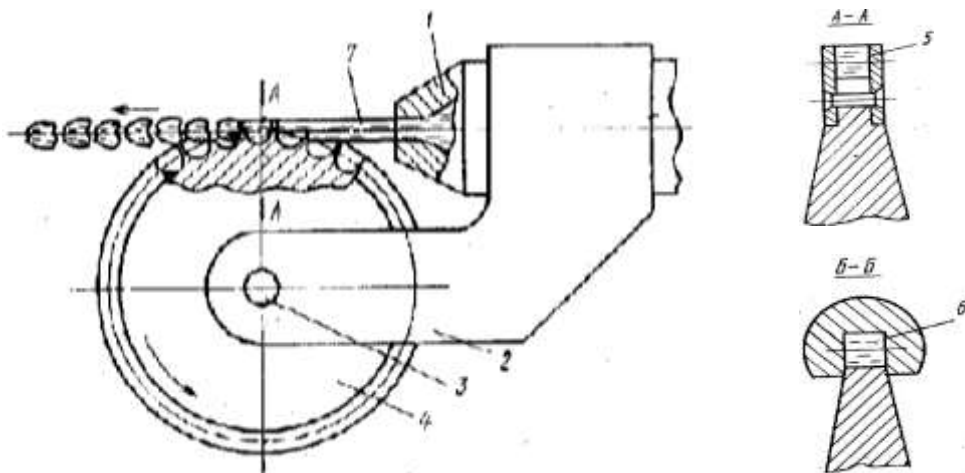
Запропонована насадка забезпечує безступінчасте регулювання процесу без зупинки і розбору гідромонітора і можливість автоматизації процесу.

Така конструкція насадки гідромонітора забезпечує пульсуюче витікання рідини через кільцевий канал і гідроударно-імпульсне витікання через отвір клапана 4, підвищує руйнуючу здатність струменя рідини.

На рис.2 зображена насадка гідромонітора з зубчастим колесом, встановленим за зрізом сопла.

До сопла 1 жорстко кріпиться кронштейн 2, в якому за допомогою підшипників обертання валика 3 встановлене зубчасте колесо 4. Зубчастий край колеса розташований відносно струменя рідини і закритий з обох торців дисками 5.

Зубчастий вінець може розташовуватися безпосередньо в зрізі сопла, при цьому в зрізі сопла виконується клапан 6, закритий з трьох сторін. При використанні насадки на моніторах з безперервним струменем рідини зубчасте колесо вільно обертається на підшипниках, на моніторах з імпульсною подачею рідини зубчасте колесо може бути кінематично з'єднане з обертальним приводом.



*Рис. 2 Насадка гідромонітора із зубчастим колесом:*

*1 – сопло; 2 – кронштейн; 3 – валик; 4 – зуби колеса; 5 – диск; 6 – клапан; 7 – струмінь рідини.*

Насадка працює наступним чином. Струмінь рідини 7 із сопла 1 впливає на зуби колеса 4 і приводить його в рух, при цьому окружна швидкість зубчастого вінця близька до швидкості струменя. Зуби колеса розсікають безперервний струмінь на окремі порції з довжиною, рівною приблизно діаметру сопла.

Завдяки синхронному обертанню і малій висоті зуба відносні швидкості взаємодії зубів і рідини малі, і конструкція працездатна навіть при самих високих напорах, що характеризують сучасні гідромонітори. Наприклад, при тиску рідини 2000 атм швидкість струменя і зубчастого вінця близька до 600 м/с, але швидкісний напір, що впливає на елементи зубів, не перевищує 50 атм. При цьому частота пульсації струменя може досягати 200000 імпульсів за 1 с.

**Висновки.** Застосуванні гідрударно-імпульсних насадок гідромонітора і насадок із зубчастим колесом дозволить підвищити ефективність розмивання порід, в яких є наявність каоліну на Межиріченському родовищі.

## **ВЛИЯНИЕ СОБСТВЕННОГО ВЕСА ГРУНТА И ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВНОЙ ВОЛНЫ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ЗАЩИТНОГО ЭКРАНА**

*Рассматривается влияние взрывной волны на устойчивость защитного экрана от сочетания действия собственного веса грунта и энергии взрыва. Определено напряжение от взрывной волны на стенке защитного экрана.*

*The effect of the blast wave on the stability of the shield from a combination of its own weight of the soil and the energy of the explosion. Defined stress from the blast wave on the wall of the shield.*

В строительстве важно не только качество, надежность и экономичность, но и скорость, что является одним из важных факторов при выборе способа и технологии строительства. Возведение геотехнических сооружений сопровождается большими объемами земляных работ, сокращение которых возможно путем применения энергии взрыва, например при подготовке оснований, в неустойчивых грунтах путем предварительного создания взрывом системы полостей, заполненных строительным раствором.

Знание закономерностей протекания волновых процессов в результате взрыва в грунтовых средах при наличии различных препятствий позволяет прогнозировать их динамическое поведение в широком диапазоне изменения физико - механических свойств грунтов.

Предположим, что стенка, изготовленная из глино-цементно-песчаного материала с помощью взрыва, имеет гладкую поверхность (рис.1), а за стенкой находится идеальный песок (наихудший вариант).

Прочностные параметры идеальных песчаных грунтов  $c = 0$ ;  $\varphi \neq 0$ . Для расчета стенки принимаем показатели грунтов, которые находятся за стенкой: удельный вес частиц  $\gamma = 28,9 \text{ кН/м}^3$ , удельный вес грунта  $\gamma = 20 \text{ кН/м}^3$ ,  $c = 0$ ,  $\varphi = 43^\circ 30'$ , за гранулометрическим составом песчаный грунт - песок крупный, естественная влажность  $w = 0,03$ , степень влажности  $S_r = 0,21$ , условное расчетное сопротивление  $R_0 = 0,6 \text{ МПа}$ .

На рис.1 обозначим призму обрушения  $abd$  от собственного веса песка при  $\alpha_1 = \varphi = 43^\circ 30'$ ,  $\sigma_1 = \gamma \cdot h = 20 \cdot 12 = 240 \text{ кН/м}^2$ , тогда от максимального напряжения при воздействии взрыва будет образовываться призма обрушения  $add'_1$  почти в два раза больше, чем от собственного веса грунта.

Так как угол откоса  $\alpha_1 = \varphi$  для песчаного грунта, то от действия взрыва будет призма обрушения не под углом  $\alpha_1 + \alpha_2$ , а  $\alpha_4 = 35^\circ$ . Тогда давление от действия взрыва  $\sigma_v$  на стенку будет почти в два раза меньше. Сила взрывной волны будет действовать от линии  $L.V$  по призме обрушения  $abd$  начиная от точки  $d$ , как дополнительная нагрузка под углом  $\alpha_4 = 35^\circ$ . Взрывная сила распространяется по призме  $a_1 dd_1$  и давление будет составлять  $\sigma'_v = 240 \text{ кН/м}^2$ .

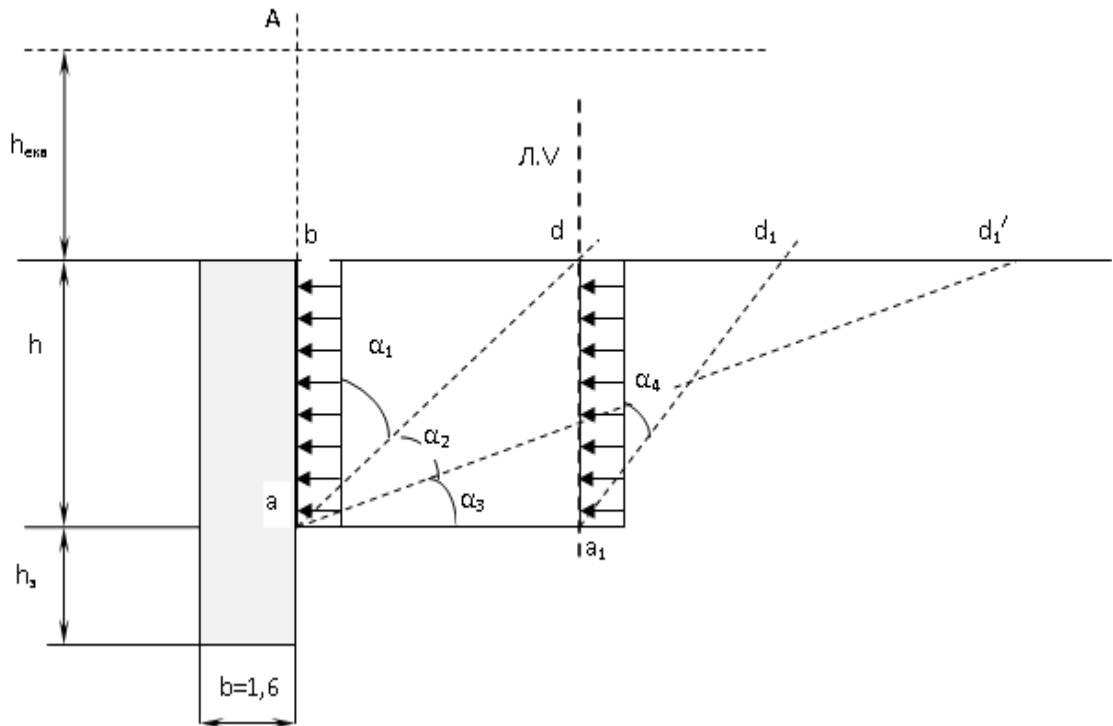


Рис.1. Расчетная схема призмы обрушения грунта до приложения нагрузки от действия взрыва

Далее можно определить величины активного давления на подпорную стенку от собственного веса грунта и от силы действия взрывной волны.

Силу взрывной волны  $\sigma'_v$  заменим эквивалентной нагрузкой, действующей на призму обрушения  $abd$  от собственного веса песчаного грунта с дополнительной нагрузкой призмы обрушения  $a_1dd_1$  силы взрывной волны. Тогда высота эквивалентного слоя грунта  $\sigma'_v$  будет  $h_{\text{екв}} = \frac{\sigma'_v}{\gamma} = \frac{240}{20} = 12$  м.

Откладывая от поверхности земли (от линии  $bd$ ) высоту эквивалентного слоя грунта получим точку  $A$ . Центр веса призмы обрушения  $abd$  условно принимаем в виде треугольника, и прикладываем компоненты главных напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  где  $\sigma_1$  - вертикальная составляющая напряжения от собственного веса призмы обрушения  $abd$ , а  $\sigma_2$  - горизонтальная составляющая напряжения, неизвестный параметр. Аналогично, будут образовываться напряжения при воздействии взрывной волны в призме  $a_1dd_1$ , где неизвестным компонентом будет горизонтальное напряжение  $\sigma'_2$  от силы  $\sigma'_v$  взрывной волны (рис.2).

Для определения активного давления  $\sigma_{2\text{ак}}$  от собственного веса призмы обрушения  $abd$  и дополнительного активного давления  $\sigma'_{2\text{ак}}$ , которое возникает от силы взрывной волны  $\sigma'_v$  по призме обрушения  $a_1dd_1$ , используем условие равновесия грунтового массива:

$$\frac{\sigma_{2\text{ак}}}{\sigma_1} = \text{tg}^2\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right); \sigma_{2\text{ак}} = \sigma_1 \text{tg}^2\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right);$$

Известно, что  $\sum \sigma_1 = \sigma_{1abd} + \sigma'_{1a_1dd_1}$

Суммарные величины активных давлений  $\sum \sigma_{2\text{ак}}$  от призмы обрушения  $abd$  или от собственного веса грунта и от призмы  $a_1dd_1$  или от силы взрывной волны  $\sigma'_v$ , то есть  $\sum \sigma_{2\text{ак}} = \sigma_{2abd} + \sigma_{2a_1dd_1}$ .

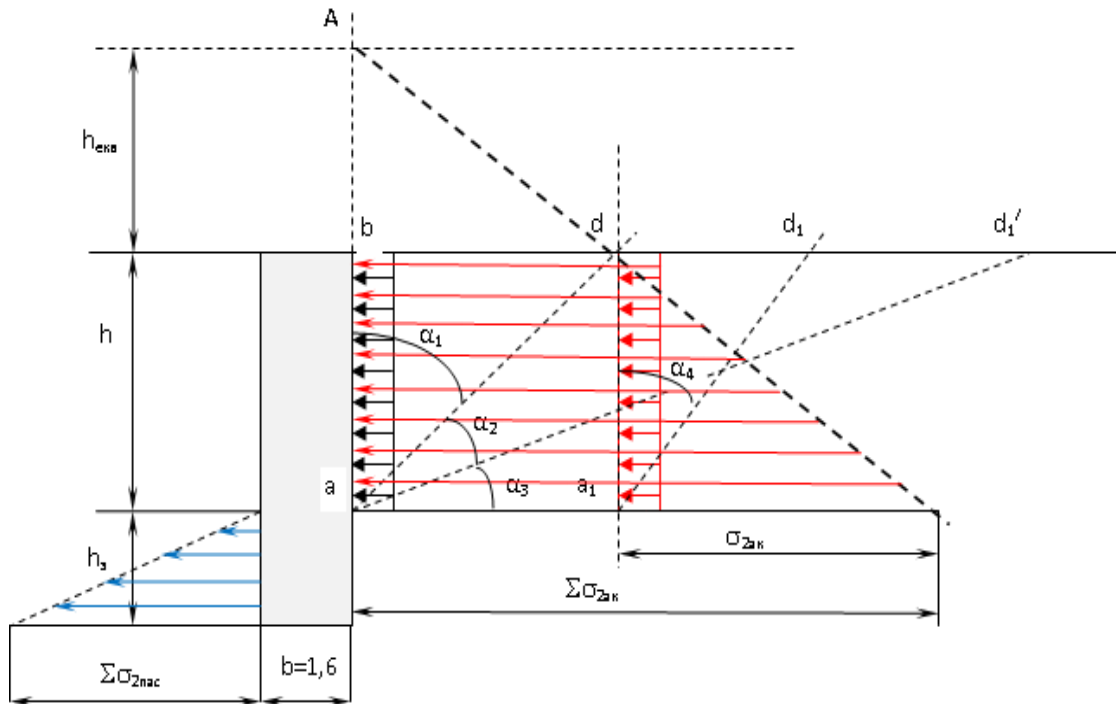


Рис. 2. Расчетная схема призмы обрушения грунта после приложения нагрузки от действия взрыва

Если учитывать условие равновесия, получим

$$\sum \sigma_{2ак} = (\sigma_{1abd} + \sigma'_{1a_1dd_1})tg^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right) = 480tg^2 22^\circ 55'$$

$$\sum \sigma_{2пак} = \gamma \cdot h_{пак}tg^2 \left(45^\circ + \frac{\varphi}{2}\right) = 80tg^2 67^\circ 05'$$

**Выводы:** Таким образом, равновесие боковых стенок траншеи, сформированной взрывом, обеспечивается при условии  $\sum \sigma_{2пак} > \sum \sigma_{2ак}$ , при этом напряжение от взрывной волны на стенке траншеи при следующих взрывах не должно превышать расчетного напряжения  $\sigma'_v = Ptg^2\theta$  кН/м<sup>2</sup>.

Д.Л. Нестерчук, аспірант,

О.М. Толкач, к.т.н.

Житомирський державний технологічний університет

## ЕНЕРГЕТИЧНІ ОСНОВИ ОПТИМІЗАЦІЇ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ КАР'ЄРІВ БУТО-ЩЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ

Наведено переваги показників питомої енергоємності основних процесів гірничих підприємств. Встановлено, що даний показник пропорційний вартості навантаження 1м<sup>3</sup> гірничої маси при постійній вартості машино-зміни екскаватора. Запропоновано використовувати показник питомої енергоємності, як критерій оптимізації процесу екскавації гірських порід.

**Ключові слова:** питома енергоємність, питома вартість екскавації, екскавація гірських порід, критерій оптимізації.

Приведены преимущества показателей удельной энергоёмкости основных процессов горных предприятий. Установлено, что данный показатель пропорционален стоимости погрузки 1м<sup>3</sup> горной массы при постоянной стоимости машино-смены эк-

скаватора. Предложено использовать показатель удельной энергоёмкости, как критерий оптимизации процесса экскавации горных пород.

**Ключевые слова:** удельная энергоёмкость, удельная стоимость экскавации, экскавация горных пород, критерий оптимизации.

*A preferences of specific energy capacity indicators of the basic processes of mining enterprise were shown. It was established that this indicator is proportional to the excavation cost of 1 m<sup>3</sup> rock mass at a constant cost of the excavator working shift. As a criterion for the optimization process of rock excavation was proposed indicator of specific energy capacity.*

**Keywords:** specific energy capacity, specific cost of excavation, rock excavation, optimization criterion.

Сучасні відкриті гірничі роботи і комплекси з переробки було-щебеневої сировини характеризуються великими масштабами і потужністю використовуваного обладнання. В умовах зростаючого дефіциту енергетичних, матеріальних, трудових та інших видів ресурсів, все більш актуальною стає проблема вдосконалення організації, планування і управління виробництвом. Важливою складовою частиною цієї проблеми є питання нормування споживання ресурсів і оптимізації виробництва, які тісно пов'язані між собою.

На даний час найбільш розроблені завдання календарного планування і значно гірше - оперативного управління та оптимізації технологічних процесів і виробництва в цілому. Труднощі виведення цих завдань на рівень автоматизованого управління основними технологічними процесами полягає у відсутності простих і досить надійних критеріїв їх оптимізації. Різноманіття показників і розмірностей є головним фактором, що перешкоджає розробці і створенню систем автоматизованого управління технологічними процесами і виробництвом.

Ідеальним варіантом вирішення проблеми можна вважати такий, при якому управління технологічними процесами видобутку і переробки гірничої маси проводиться з використанням єдиного критерію оптимізації.

Аналіз літературних джерел дозволив встановити, що в якості такого універсального критерію можуть бути прийняті показники питомих енерговитрат по основних процесах. Переваги використання цих показників полягають в наступному. Питома енергоємність є мірою опору породи руйнуванню в процесах буріння, підривання, дроблення і подрібнення і копання в процесі экскавації. Витрати енергії в процесах, що здійснюються машинами з електричним приводом, можуть бути визначені за допомогою нескладних пристроїв, зафіксовані в цифровому вигляді і передані на диспетчерський пункт або в обчислювальний центр. Показник питомої енергоємності поєднує в собі натуральний і економічний (вартісний) зміст. Важливою особливістю цього критерію оптимізації є його однозначний зв'язок зі вартісними витратами.

Мінімум собівартості обов'язково відповідає мінімуму енерговитрат. Це робить енергетичний критерій особливо зручним для використання у вирішенні завдань контролю ефективності процесів, їх оптимізації, управління і планування.

Кінцева мета управління виробничим процесом полягає в отриманні продукту заданої кількості і якості з найменшими витратами. В енергетичному еквіваленті це може бути виражено так: будь-який агрегат повинен працювати з повним навантаженням ( $E=Nt \rightarrow \max$ ) в умовах мінімальної питомої енергоємності процесу ( $e \rightarrow \min$ ). Так як технологічні процеси видобутку і переробки корисних копалин тісно пов'язані між собою, їх управління та оптимізація повинні бути підпорядковані загальній меті - мінімізації питомих енерговитрат на виробництво одиниці кінцевого продукту. Це



означає необхідність перерозподілу питомих енерговитрат за проміжними процесам таким чином, щоб був досягнутий головний кінцевий результат.

Нижче розглянуті принципові основи оптимізації технологічного процесу екскавації гірничої маси за енергетичними показниками.

**Екскавація.** І. А. Тангаєвим було доведено, що питомі витрати енергії на розробку і навантаження  $1 \text{ м}^3$  об'єктивно відображають весь комплекс фізико-технічних параметрів підірваної гірничої маси.

Цей показник є простішим в обчисленні, ніж показник питомого опору копання, який використовується в якості характеристики порід, які екскавуються. На підставі досліджень розроблена енергетична шкала екскавації підірваної гірничої маси для механічних лопат і представлена в табл. 1.

Таблиця 1

Категорія екскавувемості порід	Питома енергоємність навантаження $1 \text{ м}^3$ гірничої маси, кВт·год/ $\text{м}^3$	Продуктивність екскаватора (чистий час навантаження), $\text{м}^3/\text{год}$	
		ЭКГ-5А	ЭКГ-8И
I	0,2 – 0,3	>500	>800
II	0,3 – 0,4	400 – 500	700 – 800
III	0,4 – 0,55	400 – 450	600 – 700
IV	0,55 – 0,7	350 – 400	500 – 600
V	0,7 – 0,9	300 – 350	450 – 500
VI	0,9 – 1,15	250 – 300	400 – 450
VII	1,15 – 1,5	200 – 250	350 – 400
VIII	>1,5	<200	<350

Питома енергоємність екскавації [кВт·год/ $\text{м}^3$  (кВт·год/т)] визначається відношенням повних енерговитрат до кількості відвантаженої породи.

$$e_e = E/Q_e \quad (1)$$

Питома вартість екскавації (грн/ $\text{м}^3$ )

$$C_e = C_{\text{мз}}/Q_e \quad (2)$$

де  $C_{\text{мз}}$  - вартість машино-зміни, грн.;  $Q_e$  - змінна продуктивність екскаватора,  $\text{м}^3$ .

Вирішення цих рівнянь при заданому значенні продуктивності  $Q_e$  дозволяє визначити вартість навантаження  $1 \text{ м}^3$  (грн/ $\text{м}^3$ ) в функції якості підготовки забою

$$c_e = C_{\text{мз}} \bar{e}_e / E \quad (3)$$

Аналіз цієї формули показує, що при постійному значенні вартості машино-зміни, витрати на навантаження  $1 \text{ м}^3$  пропорційні питомій енергоємності процесу і обернено пропорційні повній витраті енергії протягом зміни. Звідси випливає, що оптимізація процесу екскавації повинна здійснюватися за рахунок реалізації критеріїв  $e_e \rightarrow \min$ ,  $E \rightarrow \max$ . З формули (3) випливає також, що і в цьому випадку, мінімуму енергетичних

витрат відповідає мінімум вартості, отже, показник питомої енергоємності екскавації є критерієм оптимізації цього процесу.

На відміну від процесу буріння можливості виходу на мінімальну енергоємність за рахунок вибору режимних параметрів процесу екскавації вкрай незначні. Найбільш ефективним способом зниження енерговитрат на навантаження залишається поліпшення якості підготовки гірської маси за рахунок збільшення енергетичних витрат на буровибухові роботи. Однак у зв'язку з високою вартістю 1 МДж хімічної енергії ВВ, в порівнянні з вартістю електричної енергії, цей захід далеко не завжди виправдовується економічно.

Таким чином, показник питомої енергоємності екскавації слід розглядати не тільки як характеристику екскавуємості порід для нормування і оплати праці, але також як кількісну міру якості вибуху. В цьому відношенні  $e_e$  може використовуватися в системі автоматичного управління комплексу буропідливних і екскаваторних робіт в якості оператора зворотного зв'язку.

### Бібліографічний список

1. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых [Текст] / И. А. Тангаев. – М.: Недра, 1986. - 231 с.
2. *Беляков Ю. И.* Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М., Недра, 1977.
- 3.. *Репин Н. Я.* Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М., Недра, 1978.
- 4.. *Белых Б. Я., Свердель И. С, Олейников В. К.* Электрические нагрузки и электропотребление на горнорудных предприятиях. М., Недра, 1971.
- 5 *Лагунова Ю.А., Комиссаров А.П., Шестаков В.С. и др.* Горные машины. Машиностроение. Энциклопедия. Т. IV-24 / Под общ. ред. В.К. Асташева. Ред. совет: К.В. Фролов (пред.) и др. – М.: Машиностроение, 2011. – 496 с.
6. *Горное* оборудование Уралмашзавода / Коллектив авторов; отв. ред.-составитель Г.Х. Бойко. – Екатеринбург: Уральский рабочий, 2003. – 241 с.
7. *Подэрни Р.Ю.* Механическое оборудование карьеров. – М.: Издательство МГГУ, 2007. – 680 с.
8. *Анистратов Ю.И.* Технологические потоки на карьерах (энергетическая теория открытых горных работ). – М.: Глобус, 2005. – 304 с.

УДК 622.236

*Губчик М. С. студент гр. ОА-32, ІЕЕ, Шевчук Н.А. к.т.н., доц. ФММ, НТУУ «КПІ»*

### ВИДОБУТОК БЛОЧНОГО КАМЕНЮ З ВИКОРИСТАННЯМ ГІДРОКЛИНОВОЇ УСТАНОВКИ

*У цій статті досліджено ефективність видобутку блочного каменю з використанням гідроклинової установки, що є дуже важливим для майбутнього розвитку гірничих підприємств на території України.*

*This article investigated the effectiveness of block stone extraction using hydro-?ynovoyi installation, which is very important for the future development of mining enterprises in Ukraine.*

Основним завданням при кар'єрному способі видобутку блочного природного каменю є ефективність видобутку зі збереженням його монолітності, забезпечення правильної паралелепіпедної форми блоків з мінімальними нерівностями на гранях, а також запобігання створення тріщин в масиві. Тому в кар'єрах блочного каменю економічно доцільно застосовувати надійні способи, які забезпечують отримання найбільшого виходу блочної продукції з оптимальним часом і гарною якістю.

**Матеріали та результати досліджень.** Порушення монолітності каменю при видобуванні різко знижує його якість. Зниження втрат необхідно для збільшення виходу блочної продукції з масиву на всіх стадіях видобувних робіт.

Основна складність при видобутку блоків каменю пов'язана з отриманням монолітних шматків великого обсягу і маси з необхідними розмірами для подальшого оброблення на товарні блоки необхідного розміру.

Серед різних сучасних способів видобутку блочного каменю найбільш ефективним, і економічно обґрунтованим і безпечним є технологія без вибухового видобутку з використанням гідроклинових установок. Застосування гідроклинового способу видобутку каменю забезпечує високу якість блоків в частині збереження монолітності породи, так як техногенні тріщини в камені в цьому випадку не виникають. Такий метод знайшов широке застосування серед світових виробників обладнання з видобутку природного каменю.

Спосіб руйнування реалізований гідроклиновою установкою дозволяє задавати напрямок лінії розколу, вибирати найбільш оптимальні схеми ведення робіт з урахуванням гірничо-геологічних умов родовища природного каменю. При роботі виключена вибухова хвиля, вібрація, пил, шум завдяки чому цей спосіб видобутку може використовуватися при будь-яких розташуваннях об'єкта.

**Висновок:** Даний метод полегшує умови праці робітників, дозволяє підвищити якість блоків і продуктивність видобувних робіт.

### Бібліографічний список

1. Добыча и обработка природного камня: Справочник / Под общ. ред. А.Г. Смирнова. – М.: Недра, 1990
2. Державний баланс запасів: В 3-х т. – К.: Укргеоінформ, 1997. – Т.3: Запаси будівельних матеріалів
3. Каталог «Камнеобработка Украины 2003/2004». – К.: ВРК «Кронос», 2004.

УДК 622.35

*І.А. Піскун, студент гірничо-екологічного факультету, третього курсу, групи РР-38, науковий керівник к.т.н., доц. Р.В. Соболевський, Житомирський державний технологічний університет*

### ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ ВИКОРИСТАННЯ ФРЕЗЕРНИХ МАШИН ДЛЯ ВИДОБУВАННЯ ШЕБЕНЕВОЇ СИРОВИНИ

*У статті досліджено перспективи використання фрезерних машин для видобування щебеневої сировини.*

*The prospects of milling machines for crushed stone were investigated in the article.*

Сучасні фрезерні машини компанії Vermeer здатні видобувати породи з межею міцності на стиск до 220 МПа [1], що цілком задовольняє більшість вітчизняних підприємств, які займаються видобуванням щебеневої сировини. Даний метод має ряд наступних переваг у порівнянні з східчастим методом розробки[2]:

- Можливість селекції гірничої маси прямо в кар'єрі.
- Відпадає необхідність у первинному дробленні сировини.
- Відсутність негабариту.
- Спрощена схема транспортування.

Проте постає питання про економічну доцільність використання даного методу, на підприємствах з видобутку щебеневої сировини. Одним з недоліків даного методу розробки являється те, що виробник не має змоги забезпечити ринок попиту всіма необхідними фракціями сировини. Річ в тім, що щебінь поділяється на наступні класи крупності : (-5мм, 5-20мм, 20-40мм, 40+мм) [3], а фрезерний комбайн видобуває сировину фракцією (30-40мм), у зв'язку з цим втрачається частина ринку збуту. Відповідно даний метод розробки підійде лише тим підприємствам, які роблять акцент на видобування дрібно фракційної було-щебеневої сировини, або сировини для подальших процесів переробки та збагачення корисних копалин.

Подальші розрахунки у даній роботі проводитимуться саме для таких підприємств, і будуть виконані у вигляді порівняльної характеристики східчастою і пошарового методу розробки. Отже, метод видобутку щебеневої сировини східчастим методом включає в себе наступні статті витрат[4] :

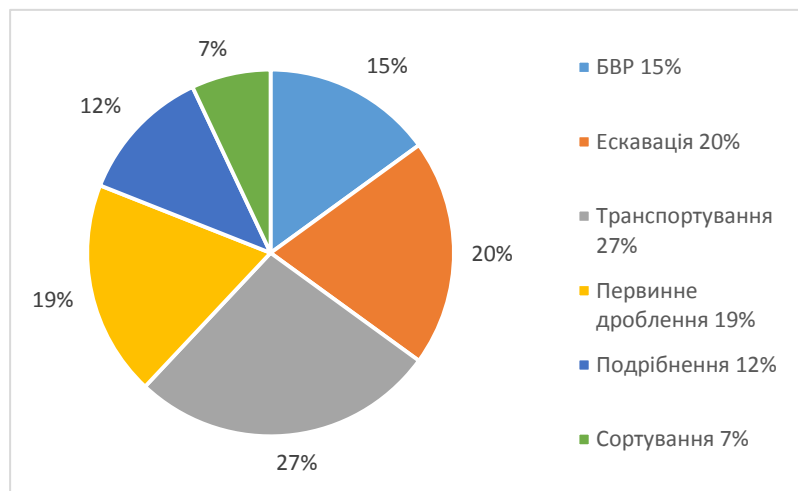


Рис.1 Основні статті витрат при використанні східчастого методу розробки.

Буровибухові роботи включають в себе процес буріння свердловин, закладання вибухівки, монтаж ініціюючої сітки та безпосередньо вибух. Екскавація – полягає у розбиранні вибою зірваної породи з вибою, на денну поверхню. Транспортування заключається у перевезенні породи з вибою на денну поверхню. Первинне дроблення призначене для доведення зірваної породи до фракції одного розміру, та характеризується великим коефіцієнтом зношуваності матеріалів, що несе за собою великі витрати. Подрібнення слугує для подрібнення сировини, задля подальших процесів її збагачення та переробки.

Відповідно для пошарового методу розробки родовищ, статті витрат мають наступний вигляд[4] :

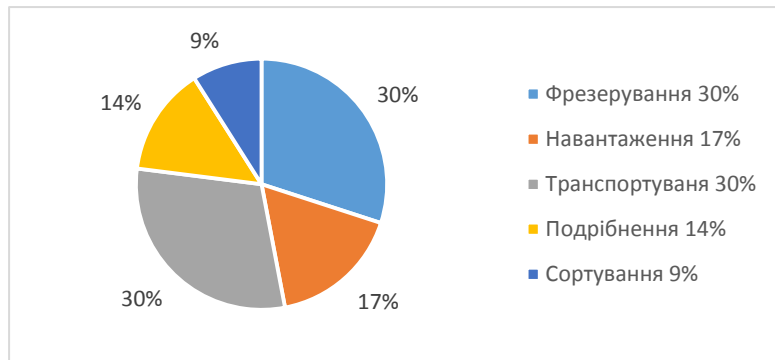


Рис. 2 Основні статті витрат при використанні пошарового методу розробки

Фрезеруванням є безпосередньо сам процес видобування породи, який характеризується доволі високим коефіцієнтом витрати матеріалів. Навантаження – процес згортання породи у відвал, та відвантаження її у автосамоскиди, чи конвеєрний транспорт, яке відбувається за допомогою навантажувачів. Процеси транспортування, подрібнення, та сорткування аналогічні до процесів описаних раніше.

Проаналізувавши ринок щєбеневої сировини України, яка видобувається класичним методом, було встановлено, що вартість однієї тони сировини, фракції (-5мм) становить в середньому 350 грн., а орієнтовна вартість видобування скельних порід пошаровим методом буде меншою приблизно на 20-25% і становитиме близько 270 грн. за тону сировини (табл.1).

Таблиця 1

Співвідношення вартості однієї тони видобутої породи для різних методів розробки

Стаття витрат	Східчастий мет. роз.		Пошаровий мет. роз.	
	%	грн./т	%	грн./т
БВР	15	52,5	-	-
Ескавація	20	70	-	-
Транспор-ння	27	54,5	30	81
Пер. дроблення	19	66,5	-	-
Подрібнення	12	42	14	37,8
Сорткування	7	24,5	9	24,3
Фрезерування	-	-	30	81
Навантаження	-	-	17	45,9

Відповідно до отриманих даних, спосіб пошарового видобування є доволі економічно вигідним, про те це лише розрахункові дані, які нічим не підтвержені, тому, що даний метод доки не використовується для видобування скельних порід.

Проте пошаровий спосіб має ще дві досить вагомні переваги. По-перше, це зменшення відходів при видобуванні та переробці сировини. При видобуванні порід з використанням вибухових робіт, частина породи при проведенні вибуху перетворюється на пил, який згодом в процесі грохочення йде у відсів, і нагромаджується у відвалах, таким чином втрачається близько 60-65% видобутої гірничої маси. При використанні фрезерних комбайнів, кількість відходів зменшується до 30-35%. По-друге, зменшення втрат бортових запасів, за рахунок зменшення кута нахилу борту кар'єру. Таким чином ми зможемо збільшити ширину підосви кар'єру, що призведе до збільшення об'єму видобутої гірничої маси. Провівши ряд наступних розрахунків : проаналізувавши статистичні дані, в яких наведені основні параметри гранітних кар'єрів, було обрано

наступні розміри покладу ширина( $B=200$  м), довжина( $L=450$  м), та глибина( $H=20$  м); наступним кроком було проектування бортів кар'єру та визначення кута нахилу борту кар'єру для східчастого (рис.3), пошарового, та пошарового з різанням вертикальних стін методів розробки (рис.4); після цього було визначено параметри підосви кар'єру, та об'єм гірничої маси в контурах кар'єру для вищеперерахованих методів розробки. Результати отримані в ході обчислень наведені в табл. 2. Розрахунки здійснювались за наступними формулами :

$$V = \frac{1}{3} \cdot (L \cdot B) + \sqrt{(L \cdot B) \cdot (L - \Delta) \cdot (B - \Delta)} + (L - \Delta) \cdot (B - \Delta)$$

$$\Delta = H_1 \cdot ctg\alpha_1 + Z_0 + \dots + H_n \cdot ctg\alpha_n$$

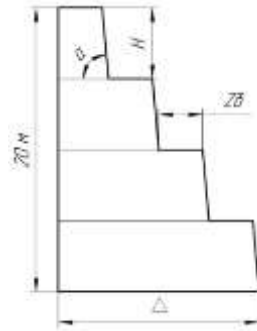


Рис.3 Схема борта кар'єру

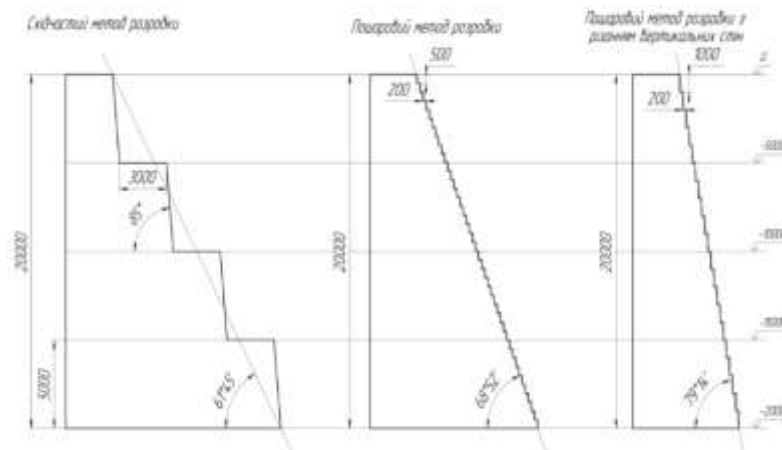


Рис.4 Схема бортів кар'єру при східчастому, пошаровому, та пошаровому з різанням вертикальних стін методах розробки.

Таблиця 2

Результати обрахунку економічної ефективності застосування фрезерних машин для видобування щебеню

Метод розробки	Східчастий	Пошаровий	Пошаровий з різанням вер. Стін
Кут нахилу борту кар'єру	61°45'	68°52'	79°14'
Ширина підосви кар'єру, м	178,2	184,2	192,2
Довжина підосви кар'єру, м	428,2	434,2	442,2
Площа кар'єрного поля, км <sup>2</sup>	90	90	90
Площа підосви кар'єру, км <sup>2</sup>	76,305	79,979	84,990
Об'єм гірничої маси в контурах кар'єру, тис.м <sup>3</sup>	1 110	1 680	1 732

Результати обрахунків також наведені у вигляді діаграм (рис.4).

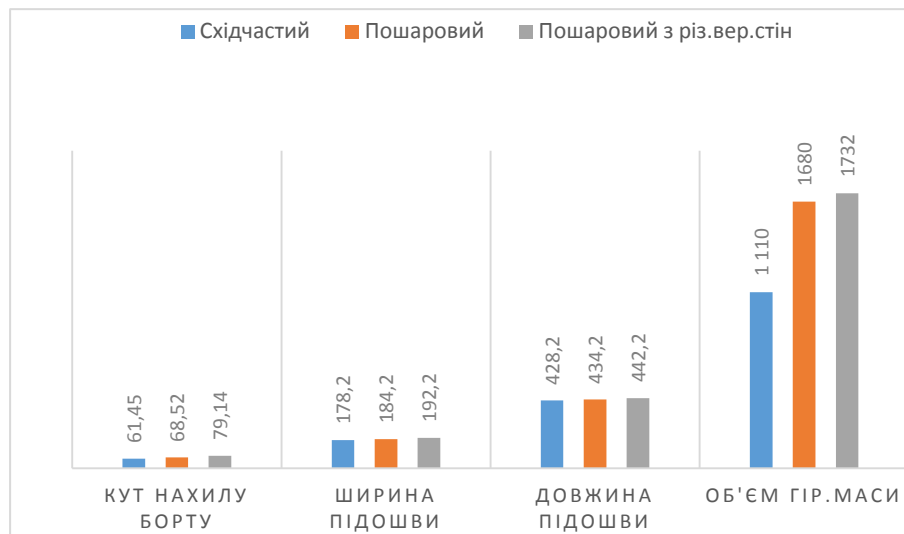


Рис.4. Результати обрахунку економічної ефективності застосування фрезерних машин для видобування щебеню

**Висновки.** Отже в результаті проведеної аналітичної роботи, можна сказати, що пошаровий метод розробки корисних копалин з використанням фрезерних комбайнів є економічно доцільним, а також дозволяє зменшити кількість виробничих відходів і збільшити об'єми видобутої продукції у порівнянні зі східчастим методом розробки в середньому на 35%.

#### Бібліографічний список

1. <http://www.mining-media.ru/ru/article/ogr/3592-vermeer-prodolzhaet-rasshiryat-modelnyj-ryad-gornodobyvayushchej-tekhniki>
2. <http://www.freepatent.ru/patents/2317415>
3. [http://www.zbmk.com.ua/schebin/frakcii\\_schebinu.htm](http://www.zbmk.com.ua/schebin/frakcii_schebinu.htm)
4. [http://vproizvodstvo.ru/proizvodstvennye\\_idei/biznes\\_dobycha\\_kamennogo\\_buta\\_proizvodstvo\\_shebnya/](http://vproizvodstvo.ru/proizvodstvennye_idei/biznes_dobycha_kamennogo_buta_proizvodstvo_shebnya/)

УДК 622.235

*Загоруйко Є.А. к.т.н, доц., Сібуров Г.С. магістрант, Національний технічний університет України "КПІ"*

#### ДОСЛІДЖЕННЯ ГЕОМЕХАНІЧНОГО СТАНУ ПОРІД В СУЦІЛЬНО-КАМЕРНІЙ СИСТЕМІ РОЗРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН

*Приводяться результати геомеханічної оцінки гірничого масиву шляхом моделювання напружено-деформованого стану при розробці його суцільно-камерною системою розробки з управляючим обрушенням порід кривлі.*

**Ключові слова:** система розробки, напружено-деформований стан, напруження, моделювання.

*The results of the geomechanical evaluation of a mining massif by modeling elastically deformed state in the development of all-chamber system with managing species collapse of the roof.*

**Key words:** mining method, deflected mode, stress, modeling.

**Вступ.** При підземній розробці корисних копалин на великих глибинах широко застосовування набули суцільні системи розробки з комбінаціями різноманітних технологій. До розгляду була взята суцільно-камерна система з обрушенням порід кривлі, яка відноситься до ресурсозберігаючої технології з вийманням ціликів.

**Метою** є встановлення безпечності і раціональності за фактором напруженого стану гірничого масиву та параметрів технології розробки.

**Матеріали і результати досліджень.** Дослідження, проведено чисельним методом з використанням пакета кінцево-елементного аналізу [1]. Розрахунки проводилися з урахуванням наступних умов і допущень.

Суть досліджуваного способу розробки полягає у наступному. Рудний поклад розбивається на блоки, що включають камеру і цілик (рис. 1). В першу чергу беруться запаси камери. По завершенню її відпрацювання цілик обрушується на відкритий очисний простір, і випуск корисної копалини здійснюється під захистом породної консолі. Після закінчення випуску проводиться примусове обвалення порід покрівлі до проектною висоти.

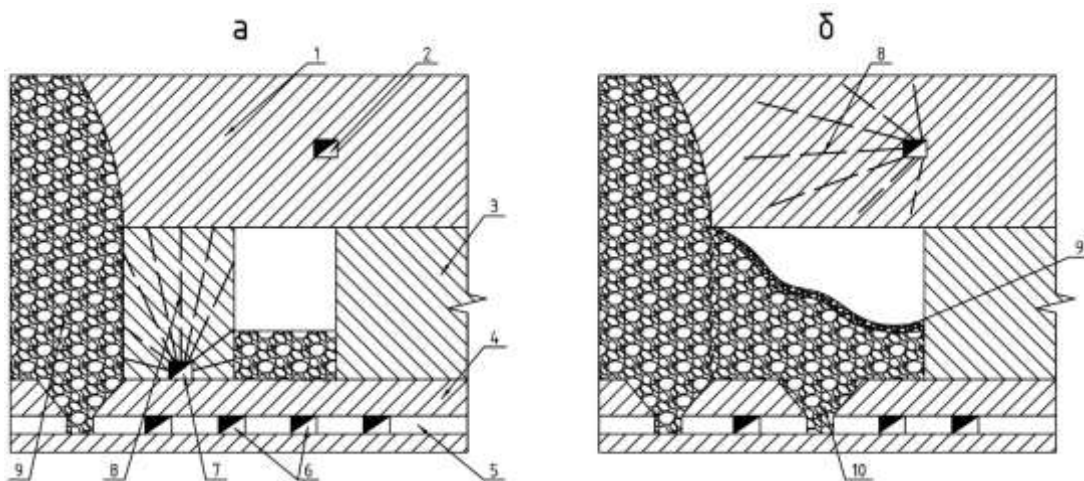


Рис.1. Послідовні стадії суцільної камерної системи розробки з керованим обрушенням порід покрівлі: а – виймка камерних запасів; б – обвалення ціликів та випуск руди в межах камери і ціликів; 1 – породна консоль; 2 – буровий посадочний орт; 3 – рудне тіло; 4 – вміщуючі породи; 5 – польовий відкаточний штрек; 6 – вантажно-постачальний орт; 7 – буровий орт; 8 – свердловини; 9 – обвалені породи; 10 – відбита руда

Моделювання технологічного процесу [2] проводилося в умовах магнетитових руд на глибині залягання 1350 м, при постійній потужності покладу  $m = 40$  м і довжині прольоту відпрацювання  $L_{прол} = 150$  м. Висота обрушення породної консолі  $h = 40$  м, ширина камери  $B_k = 20$  м і цілика  $B_{ц} = 20$  м (рис.2).



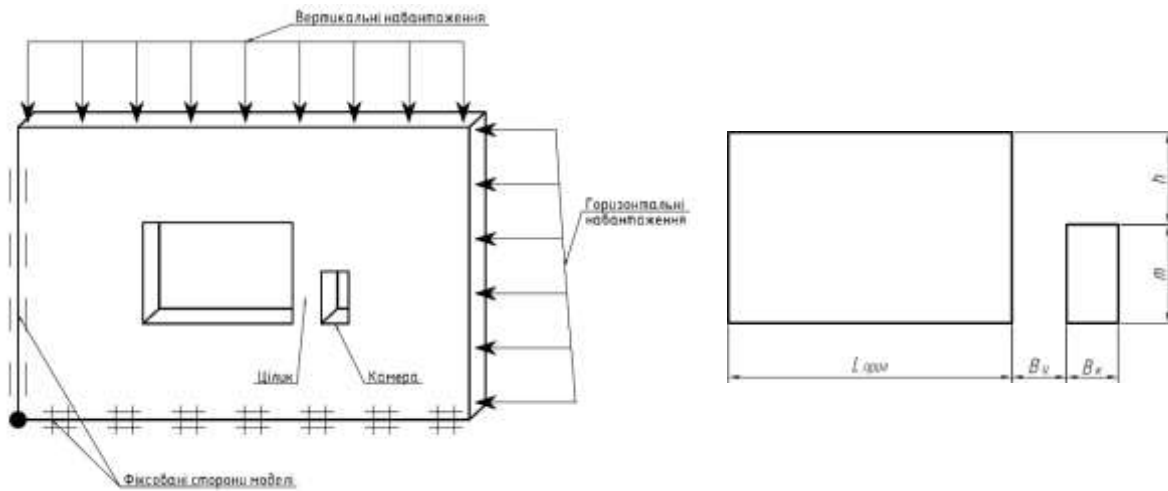


Рис. 2. Основні параметри та схеми розповсюдження навантажень в моделі

Діючі навантаження на модель розраховуються наступним чином. Вертикальні навантаження, що прикладаються рівномірно по верхній стороні моделі:

$$P_V = \gamma * H_{\text{заляг1}} = 26,086 \frac{\text{кН}}{\text{м}^3} * 1350 \text{ м} = 3,52 * 10^4 \frac{\text{кН}}{\text{м}^2}$$

Горизонтальні навантаження, що прикладаються по бічній стороні моделі, збільшуючись відповідно до величини глибини залягання:

$$P_H = \gamma * H_{\text{заляг2}} = 26,086 \frac{\text{кН}}{\text{м}^3} * 1470 \text{ м} = 3,84 * 10^4 \frac{\text{кН}}{\text{м}^2}$$

де,  $\gamma$  – щільність порід,  $H_{\text{заляг1,2}}$  – досліджувана глибина залягання.

На рис. 3, наведені результати моделювання до виїмки цілика та на рис. 4 після виїмки у вигляді розподілу максимальних дотичних напружень ( $\tau_{\text{max}}$ ).

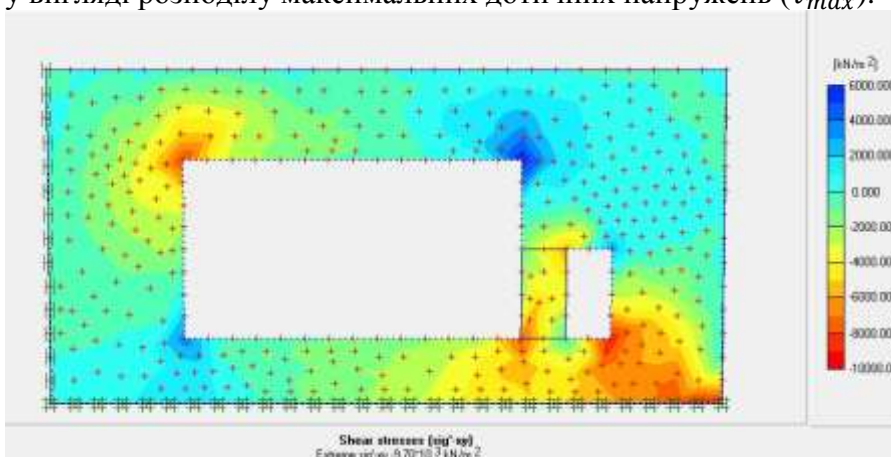


Рис. 3. Результат моделювання напружень  $\tau_{\text{max}}$  в моделі з наявним ціликом

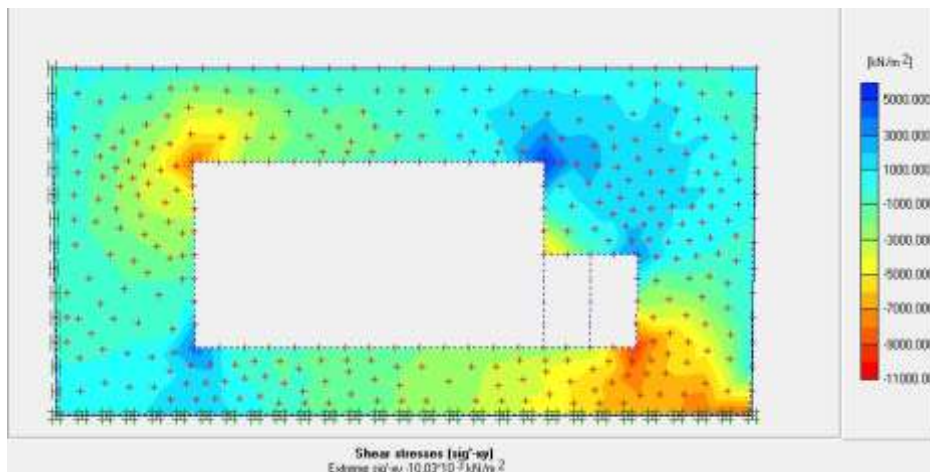


Рис. 4. Результат моделювання напружень  $\tau_{max}$  при веденні гірських робіт в напрямку мінімальної горизонтальної вихідної компоненти напружень в ситуації після виїмки цілика

Незважаючи на те, що на масив діють мінімальні горизонтальні напруження, ситуація незначно, але погіршується в порівнянні з веденням гірничих робіт в напрямку максимальних горизонтальних тектонічних напружень. Так, в прилеглому масиві з боку камери напруження зросли більш ніж в 2,5-3,0 рази. Породна консоль практично по всій довжині знаходиться в області розтягування.

В цілому аналіз отриманих результатів показав, що область масиву, на кордоні з виробленим простором, практично по всій висоті знаходиться в зоні розтягування. Однак в покрівлі цілика і центральній частині консолі відбувається поступовий перехід напружень від розтягуючих до стискаючих. Як наслідок, є значні за величиною тектонічні напруги, що сприяють збереженню стійкості породної консолі.

#### **Висновки.**

Дані результати показують, що в межах однієї системи розробки безпечно застосовувати ресурсозберігаючі технології. Моделювання конкретних умов обґрунтовує доцільність обриву ціликів з геомеханічної точки зору.

Застосування даної методики розробки корисної копалини суттєво збільшує видобуток, але в той самий час втрати при відробці ціликів складають 10-12% від балансових запасів блоку. Тому необхідно сконцентрувати увагу на проблему втрат та розумовування.

#### **Бібліографічний список**

1. З.Г. Тер-Мартиросян, А.З. Тер-Мартиросян - Методика выполнения геотехнических расчетов методом конечных элементов на программном комплексе Plaxis 2d - НИУ МГСУ, 2015.- 16-27 с.
2. М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий - Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ, Дніпропетровськ НГУ 2013 – 20-23, 75 с.

*В.А. Зберовский, аспирант*

*А.Н. Коробочка, д.т.н., профессор, научный руководитель*

*Днепродзержинский государственный технический университет*

## **ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КАРЬЕРНОГО АВТОСАМОСВАЛА**

*Рассмотрена экологическая характеристика карьерного автосамосвала. Дана оценка загрязнения атмосферы выхлопными газами автосамосвалов БелАЗ-7548 при их эксплуатации на карьерах Вольногорского ГМК.*

*Розглянуто екологічна характеристика кар'єрного автосамосвала. Дана оцінка забруднення атмосфери вихлопними газами автосамоскидів БелАЗ-7548 при їх експлуатації на кар'єрах Вільногірського ГМК.*

*The ecological characteristic of a dump truck in career is investigated. The assessment of pollution of the atmosphere by exhaust gases of dump trucks the BelAZ-7548 on pits of Volnogorsky combine is given.*

**Введение.** Более 75 % всей горной массы, добываемой в карьерах Украины, перевозится большегрузными автосамосвалами. Карьерные автосамосвалы расходуют значительное количество дизельного топлива и являются интенсивными, постоянно действующими передвижными источниками загрязнения воздуха в карьерах и на прилегающих к ним территориям. Расход дизельного топлива определяет уровень загрязнения атмосферы продуктами его сгорания. Содержание вредных примесей в выхлопных газах карьерных автомобилей в значительной мере зависит от режима работы двигателя, характеристики трассы, ее протяженности, уклонов и возрастает при увеличении скорости движения, при работе на холостом ходу, под нагрузкой, при остановке и трогании с места. Качественные и количественные характеристики загрязнения атмосферы при работе большегрузных автосамосвалов в карьерах, а также способы и средства снижения количества выбросов вредных выхлопных газов при их эксплуатации до настоящего времени детально не изучены. В этой связи исследования экологической характеристики карьерного автосамосвала и оценка загрязнения атмосферы выхлопными газами при их эксплуатации, является актуальной научно-практической задачей, которая относится к перечню приоритетных направлений развития науки и техники до 2020 года (п.4 «Рациональное природопользование», Закон Украины от 12.10. 2010 № 2519-VI) и совпадает с перечнем приоритетных тематических направлений научных исследований и научно-технических разработок на период до 2015 года по направлению «Технология очистки и предотвращения загрязнения атмосферного воздуха», утвержденных Постановлением КМУ от 07.09.2011 г. № 942.

Исследования экологической характеристики карьерного автосамосвала были проведены на примере карьеров Вольногорского ГМК путем анализа базы данных о работе 40 автосамосвалов БелАЗ-7548 (грузоподъемность 40 т), полученных с применением навигационной системы диспетчеризации.

**Анализ литературных источников.** Выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания представляют сложную многокомпонентную смесь в составе которой сегодня определяется уже более 280 различных компонентов [1, 2]. В группу токсичных веществ входят: оксид углерода, углеводородные соединения, альдегиды, оксиды азота, диоксид серы, твердые частицы сажи, а также полициклические ароматические углеводороды, наиболее активным из которых является канцерогенное вещество – бензапирен.

Дизельные двигатели карьерных автосамосвалов 40-60 % времени транспортно-го цикла работают в режиме полной нагрузки, 20-30 % – на частичных нагрузках и 15-20 % – на холостых оборотах, что определяет различные уровни концентрации вредных веществ, выбрасываемых в атмосферу карьера. Значения концентрации токсичных компонентов в выхлопе двигателя 40-тонного автосамосвала БелАЗ, в соответствии с данными [3], приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Концентрации токсичных компонентов в выхлопе двигателя 40-тонного автосамосвала БелАЗ

Компонент	Средняя концентрация, мг/м <sup>3</sup> при:	
	холостом ходе и нагрузке до 50 % номинальной	нагрузке от 50 до 100 % номинальной
Альдегиды по акролеину (СНО) <sub>n</sub>	50	150
Углероды по гексану С <sub>n</sub> Н <sub>m</sub>	60	90
Окись углерода СО	600	1200
Сажа по углероду С	50	1000
Окислы азота по N <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1000	2000
Канцероген по 3,4-бензапирену С <sub>20</sub> Н <sub>12</sub>	менее 10 <sup>-3</sup>	до 10 <sup>-3</sup>

Дизельные двигатели, как и карбюраторные, выбрасывают в атмосферу углеводороды, СО и NO<sub>x</sub>, однако к этим веществам добавляется сажевый аэрозоль [4]. Так как дизельные двигатели работают при больших коэффициентах избытка воздуха ( $\alpha = 1,4 \dots 1,7$ ), содержание СО и углеводородов в выхлопных газах дизельных двигателей существенно меньше, чем карбюраторных. Основной причиной образования углеводородов в дизельных двигателях является неравномерное смешивание топлива и воздуха во время впрыска и сгорания. Из-за низкой летучести дизельного топлива испарение углеводородов из топливной системы мало. Оксид углерода формируется в обогащенных частях объема топливной смеси. С увеличением количества впрыскиваемого топлива увеличиваются концентрации СО и С<sub>x</sub>Н<sub>x</sub> в выхлопных газах дизельных двигателей. Окислы азота в дизельных двигателях образуются в продуктах реакции после воспламенения смеси. Основным фактором, влияющим на образование NO<sub>x</sub>, является температура внутри двигателя. Сажевый аэрозоль состоит из частиц углерода и тяжелых (жидких) углеводородов. При больших нагрузках на двигатель сажевый аэрозоль в основном составляют частицы углерода, при малых - увеличивается количество тяжелых углеводородов. Токсичность выбросов дизельных двигателей обусловлена адсорбированными на поверхности частиц углерода полициклическими ароматическими углеводородами, из которых многие канцерогенны [4].

Работа дизельных двигателей сопровождается также выбросом SO<sub>2</sub>, что обусловлено довольно высоким содержанием серы в топливе. Сера, содержащаяся в дизельном топливе, окисляется до SO<sub>2</sub> и сульфатов в процессе сгорания с дальнейшим образованием H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> и солей металлов. Сульфаты занимают 5 - 10 % суммы твердых частиц в отработанных газах дизельных двигателей. Примерный состав выхлопных газов дизельных двигателей приведен в таблице 2 [4].

В таблице 3 приведены сравнительные данные о загрязнении атмосферы двигателями, работающими на дизельном, бензиновом и газомоторном топливе [4]. Данные, приведенные в таблице 3, свидетельствуют о преимуществе двигателей, работающих на газомоторном топливе, по сравнению с дизельными и, особенно, карбюраторными двигателями практически по всем показателям.

**Цель работы** - исследование экологических характеристик карьерного автосамосвала и оценка загрязнения атмосферы выхлопными газами на примере карьеров Вольногорского ГМК.

Таблица 2. Ориентировочный состав выхлопных газов дизельных двигателей

Состав выхлопных газов	Содержание, об. %
Азот	76,0 - 78,0
Кислород	2,0 - 18,0
Пары воды	0,5 - 4,0
Диоксид углерода	1,0 - 10,0
Оксид углерода	0,01 - 0,5
Диоксид серы	0,0-0,015
Оксид азота	0,002 - 0,5
Углеводороды не канцерогенные	0,009 - 0,5
Альдегиды	0,001 - 0,009
Бенз(а)пирен	до 0,00001 г/м <sup>3</sup>
Сажевый аэрозоль	до 0,01 - 1,1 г/м <sup>3</sup>

Таблица 3. Образование токсичных веществ при сжигании органического топлива, г/ кг

Вредное вещество	Бензин	Дизельное топливо	Природный газ
СО	274	7,1	Незначит.
C <sub>x</sub> H <sub>y</sub>	24	16,4	–
NO <sub>x</sub>	13,5	26,4	0,063
Сажа	1,4	13,2	0,24
Свинец	8,4	–	Немає даних
Бенз(а)пирен	7,2×10 <sup>-5</sup>	10,5×10 <sup>-5</sup>	–
SO <sub>2</sub>	1,8	20	0,0006
Альдегиды	0,5	1,2	Немає даних

**Матеріали і результати досліджень.** Исследование экологических характеристик работы большегрузных автосамосвалов было проведено на примере карьеров Вольногорского ГМК путем анализа базы данных о работе 33-х автосамосвалов БелАЗ-7548. В состав данных, полученных с применением навигационной системы диспетчеризации, которая работает на карьере, были включены технические, технологические и экологические параметры работы автосамосвала БелАЗ-7548 в том числе местонахождение самосвала, скорость движения, расход топлива и вес груза. Система позволяет диспетчеру следить за соблюдением расчетной оптимальной скорости движения автосамосвалов по карьерным автодорогам в реальном режиме времени и обеспечивает возможность оперативного управления грузопотоками в соответствии с требованиями технологии выемки руды.

Также использованы основные средние показатели эксплуатации 45-тонных автосамосвалов за 2013 год, которые включают: среднее расстояние транспортировки - 0,9283 км; производительность одного среднесписочного автосамосвала - 452,1 тыс. ткм; среднесписочная численность автосамосвалов - 36,983 ед; объем перевозок - 17638,96 тыс.т; объем перевозок по руде - 5573,023 тыс.т; объем перевозок по вскрыши - 12064,283 тыс.т; грузооборот - 16558,25 тыс.ткм; коэффициент использования пробега - 0,42216; коэффициент использования парка - 0,63183; эксплуатационная скорость - 11,083 км/ч; средняя загрузка автосамосвалов - 41,016 т.

Расчеты загрязнения атмосферы выхлопными газами автосамосвалов были выполнены на базе реальных данных путем измерения текущих значений расхода топлива каждым автосамосвалом с помощью радионавигационного оборудования и системы диспетчеризации. Результаты расчета годовых выбросов в атмосферу вредных веществ, содержащихся в выхлопных газах автосамосвалов БелАЗ-7548, приведены в таблице 1. На рис. 1 приведена графическая интерпретация полученных результатов.

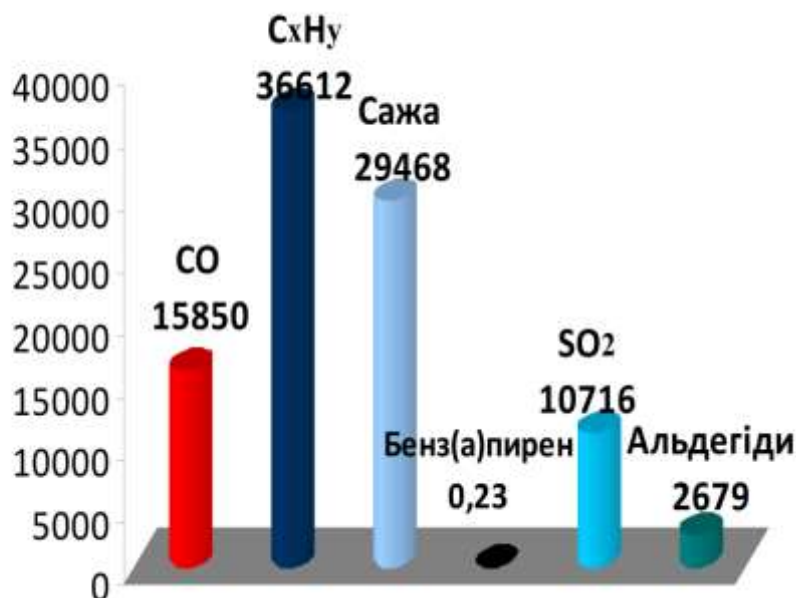


Рис. 1. Графическая интерпретация расчета годовых выбросов в атмосферу выхлопных газов автосамосвалами БелАЗ-7548 в карьерах Вольногорского ГМК

#### Выводы.

1. Карьерные автосамосвалы расходуют значительное количество дизельного топлива и являются интенсивными, постоянно действующими передвижными источниками загрязнения воздуха в карьерах и на прилегающих к ним территориях.
2. Расход дизельного топлива определяет уровень загрязнения атмосферы продуктами его сгорания. Содержание вредных примесей в выхлопных газах карьерных автомобилей зависит от режима работы двигателя, характеристики трассы, ее протяженности, уклонов и возрастает при увеличении скорости движения.
3. Приведены результаты расчета выбросов вредных веществ, содержащихся в выхлопных газах автосамосвалов БелАЗ-7548, в условиях Вольногорского ГМК. Показано, что наибольшее загрязнение атмосферы при эксплуатации карьерных автосамосвалов происходит такими токсичными веществами как окись углерода, сажа и углеводородные соединения.

#### Библиографический список

1. Троицкая Н.А. Экологические проблемы транспорта // Транспорт: наука, техника, управление.- М.: ВИНТИ, 1991.- № 12.- С. 44-48.
2. Фельдман Ю.Г. Гигиеническая оценка автотранспорта как источника загрязнения атмосферного воздуха.- М.: Медицина, 1975.-158 с.
3. Филатов С.С. Вентиляция карьеров.- М.: Недра, 1981, 206 с.
4. Руководство по контролю источников загрязнения атмосферы (ОНД-90), Ч. I.- Санкт-Петербург.: Изд. ГГО, 1992, 38 с.

Таблица 1. Результаты расчета выбросов в атмосферу вредных веществ, содержащихся в выхлопных газах автосамосвалов

БелАЗ-7548, в условиях Вольногорского ГМК по месяцам года

Дата	Фактический груз, тис. т.	Количество ходок	Удельный груз (вес/ количество ходок)	Фактический расход топлива, л	Плотность топлива, кг/м <sup>3</sup>	Масса топлива, кг	Выбросы вредных веществ, т					
							СО	СхНу	Сажа	Бензапирен, кг	SO <sub>2</sub>	Альдегиды
август*	918	76984	11,9	230058	860	197850	1405	3245	2612	0,021	950	237
сентябрь	768	52574	14,6	206992	860	178013	1264	2919	2350	0,019	854	214
октябрь	869	59976	14,5	203585	860	175083	1243	2871	2311	0,018	840	210
ноябрь	912	64325	14,2	217925	840	183057	1300	3002	2416	0,019	879	220
декабрь	851	59438	14,3	201977	840	169661	1205	2782	2240	0,018	814	204
январь	742	50624	14,7	189219	840	158944	1129	2607	2098	0,017	763	191
февраль	786	52379	15,0	205440	840	172570	1225	2830	2278	0,018	828	207
март	770	57030	13,5	240752	840	202232	1436	3317	2669	0,021	971	243
апрель	663	47417	14,0	182368	860	156836	1114	2572	2070	0,016	753	188
май	712	48121	14,8	200278	860	172239	1223	2825	2274	0,018	827	207
июнь	794	55280	14,4	190422	860	163763	1163	2686	2162	0,017	786	197
июль	734	49952	14,7	162125	860	139428	990	2287	1840	0,015	669	167
август**	833	60101	13,9	189274	860	162776	1156	2670	2149	0,017	781	195
Всего						2232451	15850	36612	29468	0,23	10716	2679

\* - предыдущий год \*\* - следующий год

Горобчишин О.В. аспірант(НТУУ «КПІ»), Дроботуценко А.О., магістр.(НТУУ «КПІ»)  
Зуєвська Н.В., д.т.н., професор (НТУУ «КПІ»),

## ДОСЛІДЖЕННЯ ФОРМУВАННЯ ЗОН З КРИТИЧНИМ НАПРУЖЕННЯМ В ПРОЦЕСІ ВИДОБУТКУ ГРАНІТНИХ БЛОКІВ

*Представлені результати лабораторних дослідів неруйнівними методами характеристик міцності блоків, які проводились на заводі «Граніт». Розглянуто і проаналізовано особливості формування поля напружень в блоці каменю видобутого з тектонічно напруженого масиву. Було проведено комп'ютерне моделювання з визначенням критичних зон поля напруження при частковому розвантаженні на уступі в процесі видобування блоку, та досліджено характер розподілу напружень в кутовій зоні та навколо неї в блоці або на уступі.*

**Ключові слова:** *блочний камінь; напружено-деформований стан; відкриті гірничі роботи; вихід блоків.*

*Представлены результаты лабораторных исследований неразрушающими методами прочностных характеристик блоков, которые проводились на заводе «Гранит». Рассмотрены и проанализированы особенности формирования поля напряжений в блоке камня добытого с тектонически напряженного массива. Было проведено компьютерное моделирование с определением критических зон поля напряжения при частичном разгрузке на уступе в процессе добычи блока и исследован характер распределения напряжений в угловой зоне и вокруг нее в блоке или на уступе.*

**Ключевые слова:** *блочный камень; напряженно-деформованное состояние; открытые горные работы; выход блоков.*

*The results of laboratory tests by non-destructive methods of performance units that were held at the "Granite". Considered and analyzed the features of the formation of the stress field in the block of stone extracted from the tectonic stress array. It was conducted by computer simulations with the definition of critical areas of the field intensity of the partial discharge on the ledge in the extraction unit, and investigated the distribution of stresses in the corner area and around the block or on a ledge.*

**Keywords:** *block stone; deflected mode; open cast mining; output units.*

**Вступ.** Природний напружений стан гірських порід – це сукупність напружених станів, що формуються в масивах гірських порід (в надрах) внаслідок впливу природних факторів. Основний і постійно діючий фактор формування природного напруженого стану є гравітація; додаткові фактори: вертикальні і горизонтальні рухи земної кори, процеси денудаційного зрізу і перевідкладення гірських порід, які мають різну поширеність, тривалість і силу дії (змінюючись постійно, безперервно або стрибкоподібно). У ряді ділянок земної кори при активно діючих додаткових факторах горизонтальні або похилі складові тензорів напружень можуть значно перевищувати вертикальні складові, які визначаються з розрахунків по гравітації.

Природний напружений стан залежить від геометрії і структурних характеристик масиву, його деформованості, міцності гірських порід, їх в'язкості, обводнення та ін [4]. Природний напружений стан і його зміни призводять до деформацій, зсувів і руйнувань різних елементів породних масивів на глибині і на поверхні, до деформацій інженерних споруд, кріплень гірничих виробок, викликають землетруси, стріляння гірських порід і гірські удари. Енергія природного напруженого стану здатна виробляти і корисну роботу по поліпшенню дроблення порід при видобутку твердих корисних копалин, полегшення буріння при проходці свердловин. Пізнання закономірностей природного напруженого стану представляє одну з фундаментальних завдань наук про Землю, що мають найважливіше практичне значення. З



урахуванням природного напруженого стану вибирають розташування і спосіб проведення гірничих виробок для зменшення шкідливих проявів гірського тиску, проводять місцеве регулювання природного напруженого стану за допомогою розвантажувальних щілин (екранів) і т.п.

Напруги, що присутні в гірському масиві, в значній мірі, впливають на його властивості. Навіть однорідні тіла не мають, як відомо, абсолютних властивостей міцності, які залежать також і від їх напруженого стану. В процесі видобутку гірських порід з масиву спостерігається таке явище як перерозподіл напружень, тому що в тілі масиву створюються вільні поверхні. У перерозподілі напружень найбільш ясно проявляються приховані напруги в земній корі. Гірські удари, розриви порід і зсуви - найвідоміші прояви перерозподілу напруг. Відповідно до сучасного стану питання вивченості сил, що діють у земній корі, а відповідно і сил діючих у масиві порід усі їх поділяють на такі типи: гравітаційні (гідростатичні); тектонічні; теплові.

**Мета роботи:** визначення впливу напружено – деформованого стану гірського масиву на блок в процесі видобутку при частковому оголенні уступу.

**Актуальність роботи.** Новоутворені вільні поверхні викликають виникнення нових тріщин в масиві. Цьому факту надається велике технічне значення, яке особливо важливо мати на увазі в тих випадках, коли в тілі масиву створюються вільні поверхні: виймання блоку з масиву, спорудження різних підземних камер, розрізів, великих котлованів під фундамент і т. п., а також при природному зносі під дією води, льоду або сили тяжіння.

**Викладення матеріалу.** Експериментально і теоретично досліджено вплив природних і штучно створених концентраторів напружень (мікротріщин) в зразку гірської породи на характер розподілу напружень в кутовій зоні та навколо неї в блоці або на уступі. Проведено оцінку міцності зразків граніту за допомогою двох неруйнівних методів.

В роботі[1] представлені результати дослідів, які проводились на гранітному кар'єрі, що знаходиться в США (місто Барре, штат Вермонт). Було виміряно тензори напруження в процесі видобутку блоків і отримано результати, які наглядно показують зональність розподілу напруження при утворенні вільних поверхонь в процесі видобутку.

Ми, в свою чергу, дослідили гранітний блок на заводі «Граніт». Досліди проводились за допомогою двох неруйнівних методів: молоток Шмідта та ультразвуковий метод. Були застосовані Schmidt Hammer 225 та ультразвуковий прилад MATEST модель С372N. Було проведено 9 дослідів молотком шмідта та 16 за допомогою ультразвуку, в кожній точці ми робили по три заміри і записували середнє значення для підвищення точності нашого досліді. Після обробки даних ми отримали результати які показано на рис.1 і 2.

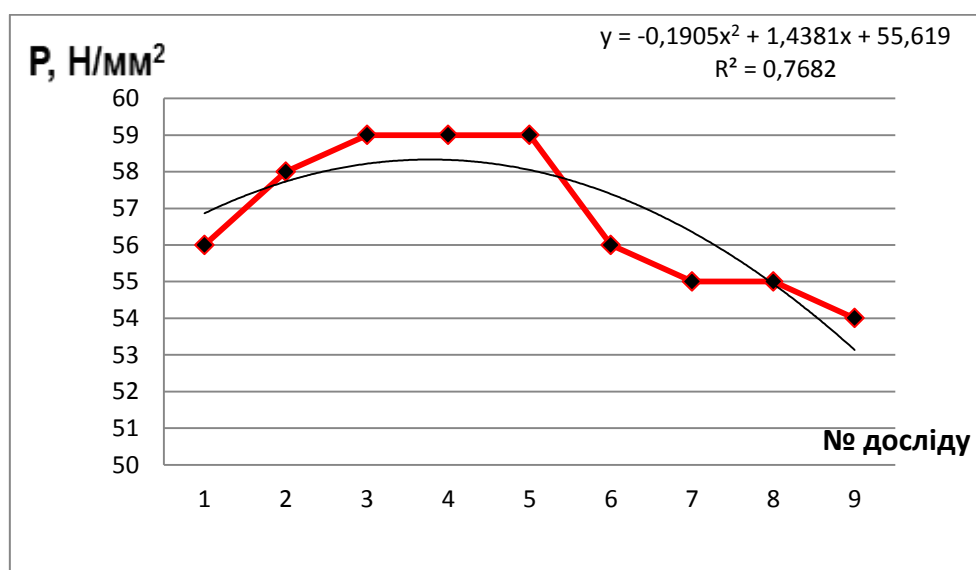


Рис.1. Результати вимірювання з приладу МШ-225.

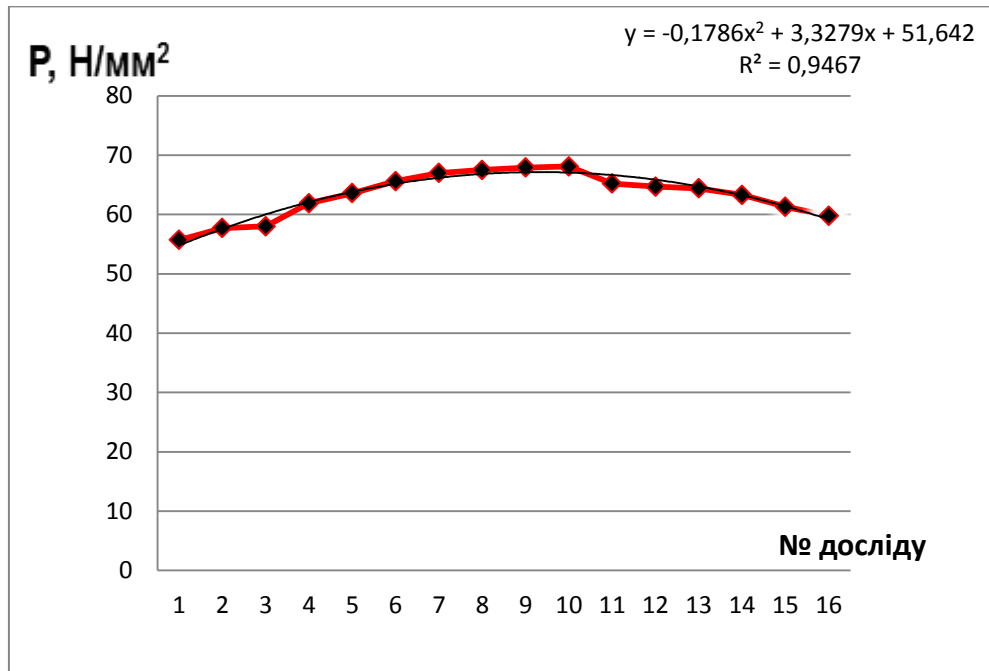


Рис.2. Результати вимірювання з приладу MATEST модель S372N.

Після обробки результатів ми отримали приблизну картину міцності блоку, яка змінилася під впливом напружено-деформованого стану масиву в процесі видобутку.

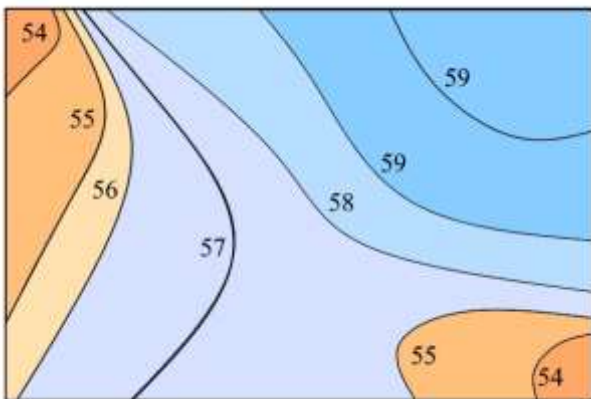


Рис.3: Міцність блоку в Н/мм<sup>2</sup>.

Для проведення теоретичного експерименту було застосовано програму SolidWorks 2016, яка показала схожі експериментальні результати. Оскільки за своїми характеристиками граніт подібний до ПММА(орг. скло) тому ми його використали для моделі. Для того, щоб отримати такі результати було змодельовано гірський масив на який діє сила гравітації. З цього масиву було вийнято блок, через що утворилося дві вільні поверхні.

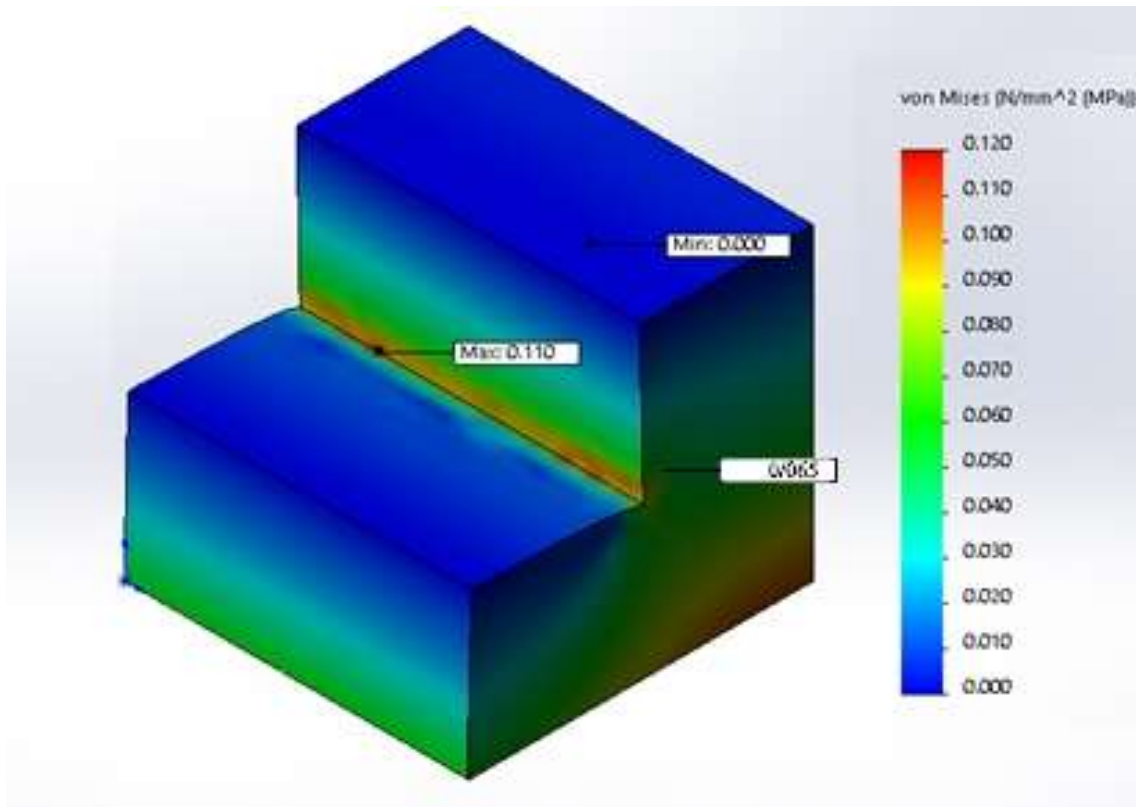


Рис.4.Результати отримані в програмі SolidWorks 2016.

Перша модель гравітаційних полів була запропонована в 1878 і її суть полягала в тому, що порода знаходиться в приховано-пластичному стані і тому напруги, що викликають дію сили гравітації вирівнюються за всіма напрямками за рахунок пластичних деформацій[2]. Відповідно до цієї моделі сил усі складові напружень  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  рівні між собою та залежать від об'ємної ваги вище лежачих порід та глибини залягання від поверхні (1):

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = \sigma H \quad (1)$$

Пізніше було визначено що, пластичні деформації не відбуваються на такому рівні, щоб зрівноважити цю силу за всіма напрямками. Тому дана гіпотеза була достовірною лише для значень вирівнювальних напруг(2):

$$\sigma_z = \sigma H \quad (2)$$

Це твердження було спростовано, тобто бічні напруження виникають під дією реактивного бічного розпирання, яке визначається пружними властивостями порід – коефіцієнтом Пуассона (3):

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \sigma H \quad (3)$$

де  $\lambda$  – коефіцієнт бокового розпору  $\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}$

Ця теорія не буде справедливою для незв'язних сипучих порід сили бокового розпору будуть залежати від кута внутрішнього тертя (4):

$$\lambda = \frac{1-\sin p}{1+\sin p} = tg^2 \left( \frac{\pi}{4} - \frac{p}{2} \right) \quad (4)$$

де  $p$  – кут внутрішнього тертя.

Ця теорія є достовірною лише для гравітаційної складової сил, що виникають у породі.

В дійсності ж картина полів є сумою полів напружень різного генезису[3]. І якщо не враховувати інші складові сили, що впливають на напруження в масиві, то теорія запропонована академіком А.Н. Дінніком є справедливою. Однак її не достатньо для вивчення повної картини розподілу сил у масиві блочного облицювального каменю.

Для реальних умов картина напружень значно складніша запропонованої моделі, що пов'язана з дією таких зовнішніх умов, як геологічні, гідрогеологічні, геодинамічні, тектонічні, сейсмічні умови та рельєф поверхні.

#### **Висновок**

В процесі видобування кам'яних блоків змінюється напружено-деформований стан масиву. Спочатку масив знаходиться в природному напруженому стані та в процесі ведення робіт напружено-деформований стан блоку не однаковий. Відбувається перерозподіл напружень у масиві блочного каменю та концентрація їх у певних зонах, що має негативний характер і за рахунок деформації розвантажених порід призводить до утворенням додаткової зональної технологічної тріщинуватості.

Оскільки опір стисненню гранітоїдів знаходиться в межах 100—300 МПа, а опір на розтягнення відповідно 10-30 МПа, при цьому тиск при якому починають утворюватись тріщини складає не більше за 5 % від величини тиску розтягнення[5]. В результаті проведеного математичного моделювання зміни напружено-деформованого стану в процесі видобутку блоків, були визначені зони, в яких напруження підвищується в два рази. Це сприяє активізації процесу тріщиноутворення, а відповідно до цього призводить до зниження міцності в кутових зонах блоків, що і було отримано в результаті експериментальних досліджень. Результати проведеного комп'ютерного моделювання підтвердили, що підвищення поля напруження в кутових зонах в два рази перевищує загальний рівень напруження і співпадає з експериментальними даними.

#### **Бібліографічний список**

1. Nichols, Jr., Thomas C. A study of rock stresses and engineering geology in quarries of the Barre granite of Vermont. (U.S. Geological Survey bulletin ; 1593) /Nichols, Jr., Thomas C. A// 1986. – С –38.
2. Кальчук С.В. Вплив тектонічних сил на формування напружено – деформованого стану порід родовищ блочного облицювального каменю – [Текст]/ Кальчук С.В. // Житомир: Вісник ЖДТУ, 2011. – С – 162-165.
3. Кальчук С.В. Особливості формування поля напружень при видобуванні блочного облицювального каменю [Текст]/ Кальчук С.В. // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво» Випуск 26. – 2014 р. – С. 80-84.
4. Марков Г.А. Напряженное состояние пород и горное давление в структурах гористого рельефа / Г.А. Марков, С.Н. Савченко ; отв. ред. Д.М. Бронников // Л. : Наука, 1984. – 140 с.
5. Мала гірнича енциклопедія: у 3 т. / за ред. В.С. Білецького // Донецьк : Донбас, 2004. – ISBN 966-7805-14-3.

УДК 622.235.535.2

*Д.В. Хлевнюк, аспірант, О.М. Чала, к.т.н., ст.н.с., А.О. Кузьменко, к.т.н., ст.н.с. (ІГМ НАНУ).*

#### **ПРОЦЕСИ ПРИ ОДНОЧАСНОМУ ПІДРИВІ РЯДУ РОЗОСЕРЕДЖЕНИХ ЗАРЯДІВ**

*Проаналізовано фізичну суть процесів, що відбуваються при одночасному підриві розосереджених зарядів. Досліджений ефект направленості сейсмічної дії вибуху розосереджених зарядів відносно лінії розташування зарядів.*

*Ключові слова: сейсмічні коливання, зосереджений і розосереджений заряди, зсув фаз, ефективний заряд.*

*Analysis of physical essence of the processes taking place at simultaneous undermining the distributed of charges. Investigated the effect directivity the seismic exposure to of the explosion distributed of charges relative to the line of charges location.*

*Key words: seismic vibrations, focused and is dispersed charges, phase shift, the effective charge.*

**Вступ.** В теперішній час у виробничих умовах вибухові роботи, як правило, проводяться з використанням свердловинних зарядів, які за вимогами технологій і безпеки робіт об'єднуються в окремі групи. Останні ініціюються за певних схем коротко-сповільненого підривання (КСП).

Таким чином, при наявності широкого використання вибухів розосереджених зарядів, то і сейсмічний ефект при їх підриві повинен розраховуватись по відповідних формулах, але до цих пір використовується формула М.О. Садовського зосередженого заряду:

$$U = K \left( \frac{r}{Q_c^{1/3}} \right)^{-n}, \quad (1)$$

де  $Q_c$  – загальна маса свердловинних зарядів, які входять в окрему групу.

Створене положення, можливо, пояснюється мало чисельними дослідженнями сейсмічного ефекту розосередженого заряду [1], відсутністю нормативної документації по цьому питанню.

Тут необхідно відмітити наступне, якщо при веденні вибухових робіт для визначення масової швидкості використовується сейсмометрична апаратура, то одержані дані по інтенсивності коливань від дії розосередженого заряду можливо використовувати у формулі (1) і на основі останньої розрахувати, наприклад, сейсмобезпечну відстань або допустиму масу заряду. При цьому коефіцієнти  $K$  і  $n$  будуть іншими ніж у формулі зосередженого заряду. Але це все при наявності вимірних даних параметрів сейсмовибухових хвиль (СВХ), наприклад, швидкості коливань ґрунту  $U$ , см/с.

Якщо відсутні вимірні дані, а необхідно прогнозувати (проекувати) вибухові роботи на іншому горизонті, або навіть на новому родовищі, де невідомі коефіцієнти  $K$  і  $n$ , то для визначення сейсмічного ефекту без допомоги властивостей розосередженого заряду не обійтись.

Розосереджені заряди ефективно використовуються при проходці траншей у гірничій справі, утворенні екранів і щілин біля охоронних об'єктів. Тільки цей спосіб дозволяє визначити сейсмічний ефект при переході ведення вибухових робіт з одного діаметру заряду на інший, а також визначити фактично здетоновану кількість зарядів в одній групі, яка може відрізнитись від розрахованої у проекті БВР.

**Мета роботи.** Дослідження особливостей сейсмічної дії вибуху розосередженого заряду і обґрунтування використання узагальнюючої залежності інтенсивності СВХ від параметрів вибуху.

#### **Матеріали і результати досліджень.**

Для вивчення сейсмічного ефекту вибуху розосередженого заряду були проведені спеціальні експериментальні дослідження з використанням сейсмометричної апаратури для вимірів параметрів СВХ, результати яких лягли в основу визначення поняття ефективного заряду  $Q_{\text{еф}}$ , що характеризує кожний окремий заряд  $Q_1$  виходом енергії в загальний хвильовий процес при підриві ряду розосереджених зарядів.

З самого початку досліджень було відмічено, що якщо відстані між зарядами достатньо великі, то кожний вибух заряду випромінює сейсмічні хвилі як окремий, незалежний від інших вибухів. При зменшенні відстані між зарядами необхідно враховувати взаємодію окремих зарядів в процесі формування сейсмічних хвиль. При близькому розміщенні зарядів

в ряду взаємодія вибухових хвиль веде до руйнування ґрунту і, отже, до додаткових втрат енергії вибуху.

На основі досліджень можливо стверджувати, що втрата енергії вибуху на руйнівну взаємодію зарядів відбувається у ближній зоні дії вибуху, у зоні необоротних деформацій ґрунтів, границя якої знаходиться на відстані  $r_n$  від епіцентру вибуху, далі ( $r > r_n$ ) зона необоротних деформацій ґрунтів переходить в зону пружних деформацій (коливань), де взаємодія між сусідніми зарядами відсутня. Тому можна припустити, що оптимальною відстанню між зарядами у групі ( $a, m$ ), де відсутня взаємодія між ними і інтенсивність сейсмічних коливань буде максимальною, є відстань не менше двох радіусів зони необоротних деформацій ґрунтів, або іншими словами зони непружних коливань ґрунту ( $2 r_n$ ).

Границю між непружною і пружною зонами коливань ґрунту можна прослідити по амплітудних графіках (залежностях масової швидкості від відстані). Зменшення амплітуд в поздовжній хвилі відбувається по степеневій залежності з  $r^{-3} \dots r^{-4}$  на  $r^{-1} \dots r^{-2}$ . У поздовжній хвилі  $P$  ця границя визначається також по зміні періоду коливань з відстанню. На цій же границі зароджується поверхнева хвиля  $R$ .

По амплітудним графікам була визначена границя між непружною і пружною зонами  $r_n = K_0 Q_1^{1/3}$  для різних ґрунтів (табл.1). В цій же таблиці приведені значення швидкості зміщення часток ґрунту на границі зони  $U_p^z$ , швидкість поздовжніх хвиль  $V_p$  і щільність порід  $\rho$ . По них був вирахований тиск на розрив  $\sigma_p$ . Відносні деформації, вираховані по співвідношенню  $\varepsilon = U_p^z / V_p$ , одержані близькими до критичних  $\varepsilon = 10^{-5}$ . По даних японських учених  $r_n = 5,8 \cdot Q^{0,38}$ .

З метою вивчення сейсмічного ефекту вибуху розосереджених зарядів були проведені спеціальні експериментальні дослідження з використанням сейсмометричної апаратури для вимірів параметрів СВХ, результати яких лягли в основу визначення ефективного заряду  $Q_{ef}$ , що характеризує кожний окремий заряд  $Q_1$  виходом енергії в загальний хвильовий процес при вибуху ряду розосереджених зарядів. Найбільше значення  $Q_{ef}$  буде в тому випадку, коли заряди у ряду не взаємодіють між собою. Це виникає, якщо не поєднуються їх непружні зони коливань ґрунту, тобто на відстані між зарядами  $a = 2r_n$  ( $r_n$  – зона непружних коливань ґрунту). При цій умові  $Q_{ef} = Q_1$ . При зближенні зарядів значення  $Q_{ef}$  зменшується і при  $a = 0$  окремі заряди змикаються в один зосереджений заряд  $Q = N \times Q_1$  ( $N$  – число зарядів у ряду).

Таблиця 1. Характеристика ґрунту на границі непружної і пружної зон вибуху.

Порода	$K_0 = \frac{r_n}{Q_1^{1/3}}, \text{ м/кг}^{1/3}$	$U_p^z, \text{ см/с}$	$V_p, \text{ м/с}$	$\rho, \text{ г/см}^3$	$\sigma_p, \text{ кг/см}^2$	$10^5 \varepsilon$
Лесовидний суглинок	2,5	6,5	400-800	1,6	0,40-0,85	0,8-1,6
Глина (водонасичена)	7-8	8,0	700-1800	2,0	1,2-2,9	0,5-1,2
Граніт (тріщинуватий)	4,5	18	4300-5400	2,7	21-26	0,3-0,4
Вапняк	3	40	5200	2,7	57	0,8

Ефективна маса ( кг ) одного окремого заряду у ряду розосереджених визначається по формулі:

$$Q_{ef} = Q_1 \left[ \left( 1 - \frac{1}{N_{ef}^b} \right) \cdot C + \frac{1}{N_{ef}^b} \right], \quad (2)$$

де  $Q_1$  – фактична маса окремого заряду у ряду розосереджених зарядів, кг ;  $N_{ef}$  - кількість окремих зарядів, хвилі яких приймають участь у взаємодії зарядів ;  $b$  – показник, що зале-

жить від властивостей ґрунту через коефіцієнт затухання сейсмічної хвилі  $(b = \frac{3}{n} - 1)$ ;  $C$  – відносна відстань між окремими зарядами  $C = \frac{a}{2r_n}$ .

Основні параметри ВР при підриві розосередженого заряду визначаються наступними формулами .

Швидкість зміщення часток ґрунту (см/с) :

$$U^{z,x} = K_c \cdot N_{\text{еф}}^{n/3} \cdot (r / Q_{\text{еф}}^{1/3})^{-n} , \quad (3)$$

де  $K_c$  – коефіцієнт сейсмічності;  $N_{\text{еф}}$  – кількість окремих розосереджених зарядів, які беруть участь у суперпозиції хвильових коливань ;  $r$  – відстань від заряду по профілю поперек лінії розосереджених зарядів до точки спостереження, м.

Сейсдобезпечна відстань до охоронного об'єкту (м) :

$$r_c = \left( \frac{K_c \cdot N_{\text{еф}}^{n/3}}{U_{\text{доп}}} \right)^{1/n} \cdot Q_{\text{еф}}^{1/3} , \quad (4)$$

де  $U_{\text{доп}}$  – допустима швидкість зміщення ґрунту в основі охоронного об'єкту (см/с).

Сейсдобезпечна кількість окремих розосереджених зарядів:

$$N_{\text{еф}} = \left( \frac{U_{\text{доп}}}{K_c} \right)^{3/n} \cdot \left( \frac{r}{Q_{\text{доп}}^{1/3}} \right)^3 . \quad (5)$$

Сейсмічний ефект розосередженого заряду, що характеризується більшою інтенсивністю коливань ґрунту в порівнянні з підривом зосередженого заряду рівної загальної маси вибухової речовини (ВР), пояснюється наступними основними причинами.

По-перше, з теорії і практики підривних робіт відомо, що більше енергії в навколишнє середовище від вибуху заряду ВР переходить при більшій площі поверхні зіткнення заряду з породним масивом.

Розглянемо це явище на простому прикладі при підриві свердловинного заряду діаметром 250 мм, довжиною 7,0 м з масою заряду ВР 500 кг і 5-ти розосереджених свердловинних зарядів діаметром 130 мм, довжиною 6,1 м і масою ВР 100 кг кожний. Поверхня зіткнення першого, зосередженого заряду з породним масивом – 5,6 м<sup>2</sup>, а 5-ти розосереджених зарядів – 12,7 м<sup>2</sup>, тому і інтенсивність сейсмічних хвиль при підриві розосереджених зарядів буде більшою в порівнянні із зосередженим.

По-друге, у відповідності із законом динамічної подібності для пружних сил наведений вище приклад з порівнянням сейсмічної дії зосередженого і розосередженого зарядів можна записати у вигляді наступної нерівності:

$$\sum_{i=1}^{N=5} Q_1^{1/3} > Q_3^{1/3} , \quad (6)$$

де  $N$  – кількість окремих розосереджених зарядів ( $N = 5$ ) ;  $Q_1$ - маса окремого із числа розосереджених зарядів ( $Q_1 = 100$  кг);  $Q_3$  – маса зосередженого заряду ( $Q_3 = 500$  кг).

Нерівність (6) також підтверджує сейсмічний ефект розосередженого заряду.

**Складання хвильових коливань.** Результативні коливання, що виникають при підриві системи розосереджених зарядів, залежать від точки спостереження (ближня чи дальня зони вибуху), відстані між окремими зарядами, типу сейсмічної хвилі, властивостей ґрунтового масиву, інтервалу сповільнення. Останнє, в основному, відноситься до КСП окремих груп зарядів.

У загальному вигляді результативне коливання  $x(t)$ , що виникає при вибуху системи розосереджених зарядів, записується як:

$$x(t) = \sum_{i=1}^N A_i X_1(t - \Delta t_i + \varphi_i), \quad (7)$$

де  $A_i$  - амплітуда імпульсу  $x_1(t)$  від  $i$ -го заряду чи групи зарядів ;  $N$  - кількість одиночних зарядів чи груп зарядів ;  $\Delta t_i$  - часовий зсув для  $i$ -тої хвилі;  $\varphi_i$  - фаза.

Величина  $\Delta t$  залежить від геометрії зарядів, порядку підривання відносно точки спостереження, наявності сповільнювачів:

$$\Delta t = t_3 + \frac{a}{D} - \frac{r_1 - r_2}{V}, \quad (8)$$

де  $t_3$  - інтервал сповільнення, с ;  $a$  - відстань між зарядами, м;  $D$  - швидкість розповсюдження ініціюючого імпульсу, м/с ;  $r_1$  і  $r_2$  - відстань від точки спостереження до заряду, який підривається відповідно першим і другим , м;  $V$  - швидкість розповсюдження відповідної хвилі по ґрунтовому масиві, м/с.

В ближній зоні вибуху до епіцентральної відстаней  $r \leq 2l$  ( $l$  - довжина лінії розосередження зарядів, м) параметри хвиль від кожної свердловини будуть різні. В цьому випадку амплітуду і зсув фаз визначають окремо для кожної свердловини і розрахунок сумарної швидкості зміщення ведуть по схемі, показаній на рис. 1.

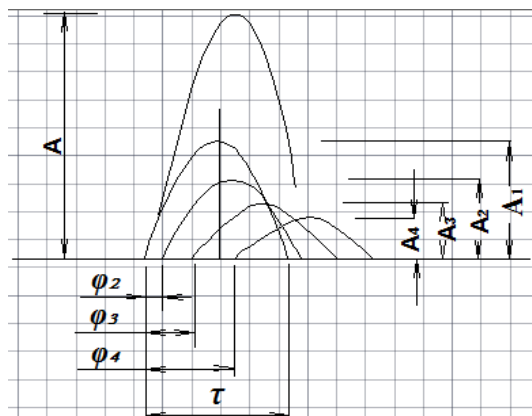


Рис. 1 Схема визначення сумарної амплітуди коливань поздовжніх хвиль групи розосереджених зарядів.

Максимальна сумарна амплітуда швидкості зміщення знаходиться в межах першого напівперіоду хвилі від ближнього свердловинного заряду, тобто в межах відрізка часу  $1/2 T$  ( $T$  - період коливання хвилі, що розглядається). У розрахунок приймаються тільки хвилі від вибухів свердловинних зарядів, зсув фаз яких не перевищують  $90^\circ$ . Ці умови є методом визначення кількості розосереджених зарядів, які утворюють сумарне хвильове поле шляхом інтерференції хвиль, що виникають при вибухах окремих зарядів. Інструментом для вказаного визначення кількості ефективних зарядів, які можуть приймати участь у суперпозиції хвиль при миттєвому підриванні, може бути формула для зсуву фаз у ближній зоні:

$$\varphi = \frac{360^\circ \cdot a}{D \cdot T} \pm \frac{360^\circ (r_{i+1} - r_i)}{V \cdot T} \leq 90^\circ. \quad (9)$$

Формула (9) є підтвердженням того, що сумарне хвильове поле утворюється шляхом інтерференції хвиль, які утворюються при вибухах окремих свердловинних зарядів. При цьому в кожний момент часу в амплітуду коливань вносить вклад не весь ряд розосередже-



них зарядів, а обмежене число одиночних зарядів, хвилі від яких приходять одночасно чи зі зсувом  $\Delta t < \tau_t$  ( $\tau_t$  – фаза стиснення сейсмічної хвилі).

Необхідно відмітити, що при формуванні сумарного хвильового поля при вибухах в скельних чи м'яких ґрунтах може мати місце різна ситуація, що пов'язана з часовими затримками при проходженні відстані між окремими зарядами. Ці затримки у м'яких ґрунтах по величині можуть бути на рівні інтервалів сповільнення ( $T_c$ ). При значних відстанях між окремими розосередженими зарядами часові затримки виникають при проходженні ініціюючих імпульсів по хвилеводах. Проілюструємо сказане на прикладах.

При КСП в міцних гранітах ( $V_p \geq 4500 - 5000$  м/с) величина  $\Delta r / V_p \leq 1$  мс, величина  $a/D \approx 3-1$  мс в залежності від типу хвилеводу ( $D \approx 2100 - 6000$  м/с) і для сейсмічних хвиль вираз (8) можна записати приблизно  $\Delta t = \Delta t$ . При миттєвому підриванні розосереджених зарядів коливання ґрунту на великих відстанях можливо вважати єдиним імпульсом, а сумарне хвильове поле утворюється при умові

$$(N - 1)\Delta t \leq T/4. \quad (10)$$

Зовсім інша ситуація має місце при формуванні сумарного поля сейсмічних хвиль при вибухах у м'яких ґрунтах. Наприклад, у лесі швидкість поздовжніх хвиль 300-500 м/с. При цьому відношення  $\Delta t / V_p$  досягає 10-20 мс, тобто значень, що близькі до інтервалу сповільнення.

Таким чином миттєвий вибух розосереджених зарядів подібний короткосповільненому по характеру формування сумарного хвильового поля, інтенсивність якого визначається інтерференційним ефектом, і не може бути зведений до вибуху зосередженого еквівалентного заряду.

У дальній зоні вибуху амплітуда, період і зсув фаз від кожного свердловинного заряду будуть приблизно однаковими і тому тут використовується принцип суперпозиції, у відповідності якому збурення від окремих джерел розповсюджуються незалежно і складаються лінійно у точці спостереження.

Для прогнозування величини швидкості коливань ґрунту при вибухах розосереджених зарядів була розроблена інженерна формула (3), яка враховує властивості гірничого масиву, відстані і взаємодію між окремими зарядами.

Миттєве підривання лінійно-розосереджених зарядів показало значну направленість випромінювання СВХ з максимальним сейсмічним ефектом по профілю поперек лінії зарядів у порівнянні з сейсмічним ефектом по профілю вздовж лінії зарядів.

Експериментальні дослідження показали, що інтенсивність сейсмічних хвиль в напрямку вздовж лінії зарядів у ближній зоні вибуху у деяких випадках була не набагато більше, як при вибуху одного заряду. Направленість випромінювання простежувалась до відстані, що перевищувала в десятки разів лінійні розміри розосередженого заряду в залежності від його характеристики і властивостей гірничого масиву.

В умовах проведення масових вибухів (МВ) у кар'єрах такі фактори, як неоднорідність порід підриваємого блоку, відмінності умов підривання, взаємодія суміжних груп зарядів і розкид часу спрацювання сповільнювачів, мають випадкову природу і ведуть до часового зсуву між хвилями.

Дані фактори чинять визначений вплив на амплітудо - частотний склад сумарних коливань при КСП, котрі оцінюються з допомогою теорії випадкових процесів, що розподіляються по нормальному закону.

Аналіз результатів досліджень показує, що випадковий розкид часу спрацювання сповільнювачів послаблює високочастотні складові коливань, а на розкид амплітуд чинить менший вплив. В більшості випадків при вибухах систем зарядів закономірності у змінах сейсмоколивань визначаються регулярними факторами, а не випадковими. Однак врахування випадкових розкидів дозволяє уточнити оцінки параметрів сумарних коливань.

Допускаючи часові показники приходу хвиль нормально розподіленими, незалежними, випадковими величинами з дисперсією  $\sigma_t^2$ , а спектр одиночних хвиль вузькополосними з частотою максимуму  $f_m$ , можна, використовуючи теорію випадкових процесів, одержати наступний вираз для амплітуди сумарних коливань:

$$A_N = A_1 \sqrt{N \{1 + (N - 1) \exp[-(2\pi f_m \sigma_t^2)]\}}. \quad (11)$$

**Висновки.** Проаналізовано фізичну суть особливостей сейсмічної дії на м'який і скельний ґрунтовий масив вибуху лінійного розосередженого заряду з урахуванням кількості взаємодіючих зарядів, відстаней між ними і типу хвильових коливань. Визначені розміри зони незворотніх деформацій ґрунтів не по відстанях видимої тріщинуватості масиву ґрунтів, а на основі внутрішньоструктурних змін ґрунту через вивчення записів хвильових коливань ґрунту у ближній зоні вибуху, використання кількісних і конструктивних показників зарядів ВР. Вивчені і узагальнені умови складання хвильових коливань на основі зсуву фаз хвиль, що прибувають у точку спостереження. Показано на конкретних прикладах, що розосереджені заряди є основним ланцюгом у системі кар'єрних масових вибухів.

### Бібліографічний список

1. Рулев Б. Г. и др.. О направлении сейсмическом действии рассредоточеных однорядных взрывов. "Взрывное дело", сб. 64/21, Изд. "Недра", 1968. – С. 211-231.
2. Гольдин С. В. Линейные преобразования сейсмических сигналов / Гольдин С. В. М., 1974. – 351 с.

УДК 624.195

Сіверін М.М., магістр, НТУУ «КПІ», науковий керівник Гайко Г.І., д.т.н. проф., НТУУ «КПІ»

### НОВИЙ СПОСІБ ВЕНТИЛЯЦІЇ АВТОМОБІЛЬНИХ ТУНЕЛІВ ЯК СКЛАДОВА ВИРІШЕННЯ ЕКОЛОГІЧНИХ ПРОБЛЕМ ВЕЛИКИХ МІСТ

*Розглянуті транспортні й екологічні проблеми мегаполісів, пов'язані із зростанням кількості автомобілів. Запропонована концепція переведення основних транспортних магістралей міста в підземний простір. Наведено новий спосіб очищення й нейтралізації шкідливих компонентів відпрацьованого повітря автомобільних тунелів шляхом хімічного каталізу перетворення CO в CO<sub>2</sub>.*

*Рассмотрены транспортные и экологические проблемы мегаполисов, связанные с ростом количества автомобилей. Предложенная концепция перевода основных транспортных магистралей города в подземное пространство. Приведен новый способ очистки и нейтрализации вредных компонентов отработанного воздуха автомобильных туннелей путем химического катализа преобразования CO в CO<sub>2</sub>.*

*Considered transport and environmental problems of cities related to the increasing number of cars. The proposed concept of transfer of the main thoroughfares in the city underground space. An new way to clean and neutralize the harmful components of exhaust air automobile tunnels by chemical catalytic conversion of CO to CO<sub>2</sub>.*

**Ключові слова:** підземна урбаністика, автомобільні тунелі, спосіб вентиляції, монооксид вуглецю, вентиляційний стовбур, каталітична камера.

**Вступ.** На початку XXI ст. в містах мешкає більше половини населення планети, а в країнах Європейського Союзу, куди спрямовує свій шлях Україна, цей показник сягає понад 70%. Однією з основних проблем великих міст є постійне зростання населення й кількості автомобілів, причому в більшості випадків швидкість такого зростання перебільшує можливість розвитку сучасних міст.

Сучасний стан і розвиток міського автомобільного транспорту свідчить про гострі проблеми невідповідності організації міського простору сучасним транспортним потокам. Численні затори й «корки» в середмісті (особливо в «часи пік») призвели до середньої швидкості автомобільного руху в мегаполісах близько 15 км на годину з постійним зростанням аварійності руху. Ще більшою проблемою є забруднення повітряного простору міст шкідливими вихлопними газами, зокрема продуктами окиснення й неповного згоряння вуглеводневого палива: монооксиду вуглецю, оксиду азоту, канцерогенних вуглеводнів та ін., причому найбільші викиди припадають на СО. Концентрація шкідливих речовин у повітрі магістральних транспортних артерій міста є не менш загрозливою, ніж концентрація шкідливих речовин в осередках потужних хімічних та металургійних виробництв. За даними екологічних організацій у загальній кількості забруднюючих речовин у повітрі мегаполісів вихлопи автомобілів сягають в середньому близько 70%, внесок об'єктів теплоенергетики – 24%, викиди промислових підприємств – 6%.

Значні резерви вирішення міських проблем знаходяться в площині розвитку підземної урбаністики, тобто розміщення в підземному просторі міста численних підземних споруд, зокрема транспортного призначення. Розвиток підземної урбаністики передбачає використання можливостей системи автомобільних тунелів регулювати транспортні потоки мегаполісів та мінімізувати шкідливі викиди в повітряну атмосферу міст [1, 2].

**Аналіз стану питання.** Вже перші тунелі дозволили звернути увагу на можливість відсмоктувальної вентиляції управляти потоком повітря тунелів і викидати його в зручному місці. Вентиляція сучасного автомобільного тунелю достатньо ефективно дозволяє відсмоктувати весь обсяг відпрацьованого повітря разом з вихлопними газами транспортного потоку, а його переробка та очищення відкривають нові можливості в управлінні екологічною ситуацією в великому місті.

Відомі способи очищення повітря автомобільного тунелю від пилу, в яких у вентиляційних виробках з вихідним струменем повітря встановлюють касетні фільтри [3]. Недоліком цих способів є обмежена можливість таких фільтрів очищати вихідне повітря, зокрема вони не впливають на вміст монооксиду вуглецю, який є найбільш небезпечним забруднювачем атмосфери міст.

Відомий спосіб, в якому відпрацьоване повітря автомобільних тунелів стискають у повітряних компресорах та, додаючи природній газ, доокислюють (спалюють) у котлах-утилізаторах, отримуючи додаткову енергію, а продукти згоряння скидають димовими трубами в атмосферу [4]. Недоліком є те, що енергетичне використання монооксиду вуглецю в цій технології потребує будівництва складних і вельми коштовних теплових агрегатів та великих обсягів накопичення СО, які можуть забезпечити лише тунелі дуже великої протяжності. Коефіцієнт корисної дії даної технології відносно низький.

Знайшов застосування спосіб очищення повітря з використанням газоконвертору «Ятаган», який складається з блоку попереднього очищення, газорозрядного та каталітичного блоків, причому принцип роботи конвертора заснований на спільній дії об'ємного бар'єрного розряду та каталітичного впливу на молекули газоподібних забруднень озонового середовища [5]. Недоліками способу є великі габарити газоконвертору, значна вага і вартість обладнання, а також великі витрати електроенергії для генерування бар'єрних розрядів. Крім того застосовані каталітичні механізми діють лише в особливих умовах озонового середовища високої концентрації.

**Метою статті** є обґрунтування нового способу очищення й нейтралізації шкідливих компонентів відпрацьованого повітря автомобільних тунелів шляхом хімічного каталізу перетворення монооксиду вуглецю в типових умовах вентиляції, який представляється найбільш економічним і простим для застосування в широкому діапазоні інженерних умов.

**Виклад основного матеріалу.** Нами розроблений спосіб вентиляції автомобільного тунелю, що включає подачу свіжого повітря через портали тунелю і відведення відпрацьованого повітря всмоктуючим вентилятором через вентиляційний стовбур, що оснащується системою касетного очищення повітря, який відрізняється тим, що устя стовбуру облаштовується каталітичною камерою, заповненою перекриваючими стовбур перфорованими касетами, у яких шари вологопоглинувача чергуються із шарами каталізатора окиснення монооксиду вуглецю (CO) у діоксид вуглецю (CO<sub>2</sub>), а під каталітичною камерою у стовбурі розміщують конденсаційний осушувач повітря. Крім того, каталітична камера оснащується аналізаторами вмісту газів і у випадку виявлення отруєння каталізатора в касетах, їх замінюють активнодіючими речовинами.

На рис. 1 наведена схема реалізації способу. Повітря всмоктується через портали автомобільного тунелю 1 і під дією всмоктуючого вентилятора 2 подається до вентиляційного стовбуру 3, несучи з собою вихлопні гази. У вентиляційному стовбурі повітряно-газова суміш проходить повз пластини конденсаційного осушувача 4, який включає випарник, де повітря охолоджується до температури точки роси, що призводить до випадіння конденсату, та конденсатор, де повітря нагрівається. Водний конденсат потрапляє до дренажної системи 5 з якої йде до водовідливного лотка тунелю. Осушене й розігріте повітря потрапляє до каталітичної камери 6, де, проходячи

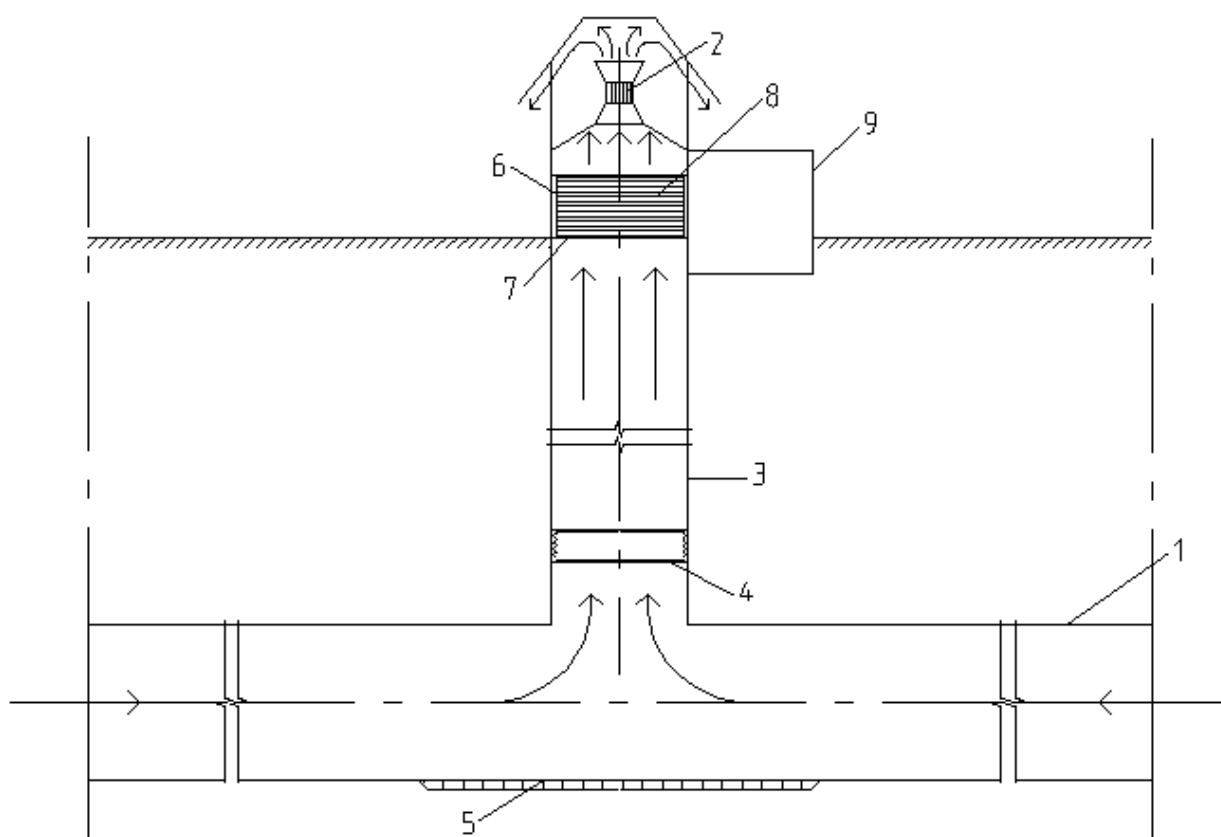


Рисунок 1 – Схема вентиляції тунелю згідно з винаходом

через нижні касети з адсорбційним вологопоглиначем 7 (наприклад вугільним або silicaгелевим фільтром тощо) втрачає залишки вологи й поступає до касет з шарами каталізатора окиснення 8. Означеним каталізатором може слугувати гопкаліт (зерниста суміш активних оксидів марганцю та міді), на якому монооксид вуглецю (СО) окислюється киснем повітря у діоксид вуглецю (СО<sub>2</sub>) з виділенням тепла. Зазначений каталізатор активний при плюсових температурах (ефективна дія починається при температурі більше 7<sup>0</sup>С) і відсутності водяної пари. Для забезпечення цих умов застосовується система конденсаційного осушення й підігріву повітря у стовбурі виробки та касети з адсорбційним вологопоглиначем у каталітичній камері. У разі виявлення газоаналізаторами появи СО після очистки газоповітряної суміші, касети з каталізатором і вологопоглиначем у каталітичній камері 6 замінюють на активні, для чого використовують камеру монтажу касет 9. У порівнянні з електророзрядним та спалювальним способами [3], розроблений спосіб хімічної каталізації вихідного повітря автомобільних тунелів може отримати широке впровадження завдяки своїй економічності й зручності облаштування вентиляційних стовбурів (свердловин) невеликого діаметру.

### Висновок

Вирішення екологічних проблем великих міст може бути досягнуте шляхом переведення автомобільних потоків у підземний простір з очищенням та обробкою вихідного повітря тунелів до екологічно прийняттого стану. Розроблений авторами спосіб вентиляції тунелів дозволяє доокиснювати шкідливе СО до менш небезпечного СО<sub>2</sub> шляхом хімічної каталізації відпрацьованого повітря в обмеженому просторі вентиляційних стовбурів або свердловин.

### Бібліографічний список

1. Гайко Г.І. Проблеми системного планування підземного простору великих міст // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». Вип. 25. – Київ: НТУУ «КПІ», 2014. – С. 35 – 40.
2. Гайко Г.І. Транспортноорієнтована природничо-технічна геосистема «геоурбаністика – геологічне середовище»/ Гайко Г.І., Кравець В.Г., Булгаков В.П., Гайко Ю.І. – Вісник НТУ «КПІ». Серія «Гірництво». – Київ: НТУУ «КПІ», 2015. – Випуск 29. – С. 37-44.
3. Маковский Л.В., Трофименко Ю.В., Евстигнеева Н.А. Вентиляция автодорожных тоннелей. – М.: МАДИ (ГТУ), 2009. – 148 с.
4. Патент РФ 2487245, МКИ7: E21F1/00, F02C3/02, опубл. 10.07.2013.
5. Патент РФ на корисну модель №40013, МКИ В03С 3/02, опубл. 31.05.2004, бюл. № 24.

УДК 622.2

*Коробийчук В.В., к.т.н., доц., Житомирский государственный технологический университет*

### ОТДЕЛЬНЫЕ СЛУЧАИ ДОБЫЧИ МОНОЛИТОВ ПРИРОДНОГО КАМНЯ АЛМАЗНО-КАНАТНЫМИ МАШИНАМИ

*The publication describes the main options for separating natural stone monoliths from an array using the diamond-cable technology in granite quarries of Ukraine. The losses and waste with are created in the result of separation of stone monoliths, from an array using diamond-tipped ropes, are calculated.*

*В публикации рассмотрены основные варианты отделения монолита природного камня от массива с помощью алмазно-канатной технологии в гранитных карьерах Украины. Посчитаны потери и отходы при отделении монолитов природного камня от массива с помощью канатов с алмазными напайками.*

**Вступление.** В связи с тем, что появляются новые технологии добычи и обработки природного камня возникает множество вопросов с усовершенствованием этих технологий. Например, канат с алмазными напайками. Данная технология появилась в начале 60-х годов в Европе и применялась для добычи мягких пород камня (мраморы, известняки). В начале 2000-х годов эта технология начала применяться и для твердых пород камня (гранитов, габбро) за счет усовершенствования конструкции алмазного каната.

**Основной материал.** Технологии добычи мягкого и твердого камня имеют существенные отличия. Так, при добыче мягкого камня в комбинации с алмазным канатом могут использоваться камнерезные машины (баровые, кольцевые или дисковые пилы).

А при добыче твердых пород камня традиционно используют буровое оборудование, газовые горелки. При разработке твердых пород камня алмазно-канатными пилами возникает масса различных технологических нюансов.

Как правило, постельная плоскость монолита природного камня создается искусственно. Буровой станок используется в любом случае. Но так как из-за технологических возможностей станка невозможно пробурить горизонтальные шпуры (скважины) на одном уровне с существующей подошвой уступа, то устье шпура приходится бурить на 5–20 см выше подошвы уступа в зависимости от типа бурового станка. Это приводит к наличию «ступенек» на поверхности уступа, длина которых будет соответствовать ширине монолита. Если же бурить шпуры по подошве уступа горизонтально, то перепад высот на одном уступе в пределах месторождения будет изменяться от нескольких метров до десяти метров. Поэтому скважины по подошве уступа следует бурить под небольшим уклоном (1–3°) к горизонту, что позволит приблизить подошву уступа к горизонтальной плоскости. Таким образом, с увеличением ширины монолита увеличивается величина потерь на его подошвы за счет увеличения треугольной части, возникшей из-за отклонения буровой штанги от горизонтали на 1–3°.

Также необходимо обратить внимание на длину монолита, так как при выпиливании боковой грани монолита алмазным канатом из-за технологических особенностей установки буровых станков приходится отступать от боковой грани на 20–40 см. В результате ширина следующего монолита будет меньше ширины выпиливаемого на 20–40 см.

Из выше приведенных схем следует, что для уменьшения количества вертикальных и косых горизонтальных «ступенек» необходимо увеличить длину монолита. Максимальная длина монолита ограничивается длиной штанг (для современных станков общая длина штанг составляет 15 м), а также максимально возможной длиной контура алмазного каната, который заводится. Также следует отметить, что при увеличении длины горизонтального бурения буровая штанга под действием собственной тяжести смещается вниз от вертикали примерно 1 см на каждый пробуренный метр, при условии отсутствии косых трещин, которые могут влиять на отклонение буровой штанги до 30 см.

На карьерах с небольшим годовым объемом добычи блоков (1000-3000 м<sup>3</sup>/год) производят добычу на уступе одной заходкой (полосой). В твердых породах с небольшой трещиноватостью добычу проводят в две стадии: сначала вырезают монолит из массива, заваливают его, потом разделяют на блоки. Сначала в разрезной траншее проходят врубовую траншею трапециевидной формы для размещения бурового станка. Основание траншеи должно обеспечивать его свободную работу и составляет 2,5–3,5 м в зависимости от модели бурового станка. Горизонтальное бурение проводят по двух схемах: по первой схеме скважины для заведения алмазного каната бурят параллельно бровке уступа, по второй схеме бурят косые скважины относительно бровки уступа. Следует отметить, что второй ряд и последующие ряды монолитов в обеих схемах будут отличаться от первого ряда. Как правило,

второй ряд и последующие ряды имеют геометрическую форму параллелепипеда и одинаковую ширину.

При добыче блоков по первой схеме ширина каждого следующего монолита будет уменьшаться на 20-40 см, а длина фронта работ будет зависеть от длины монолита и минимальной его ширины. Минимальная ширина монолита определяет высоту готового блока природного камня и обычно принимается не меньше 1 м. Тогда, например, при отступлении 20 см от боковой грани при бурении скважин каждого нового монолита и ширине первого монолита 2 м, имеет смысл добывать только 6 блоков в одном ряду.

Поэтому при добыче блоков камня по этой схеме при небольшой длине уступа (до 120-180 м) рекомендуется проводить врубовую траншею в центре разрезной траншеи и проводить добычу блоков в обе стороны от нее. А при значительной длине уступа (больше 180 м) рекомендуется разбивать фронт работ на отдельные добычные участки рассчитанной выше длины, ограниченные с обеих сторон врубовыми траншеями, или на сдвоенные участки при условии размещения врубовой траншеи в их центре).

Технологические потери камня при добыче блоков по первой схеме уменьшаются за счет правильной формы монолитов первого ряда. Второй и последующие ряды имеют уже одинаковую ширину монолитов.

Вторая схема, имеет ряд преимуществ по сравнению с первой. Прежде всего, при выпиливании монолитов из массива не происходит уменьшение ширины последующего монолита. Кроме того, длина монолита не влияет на длину фронта работ – одной врубовой траншеи достаточно для добычи блоков одного ряда по всему фронту. К преимуществам относятся и большие суммарные объемы добычи блоков первого ряда (они могут превышать суммарный объем блоков по первой схеме с одинакового по длине участка работ на 35-40 % и больше). Так, для рассмотренного выше примера дополнительный объем добытых блоков первого ряду составляет 40 %. Суммарные объемы второго и последующих рядов блоков для обеих схем практически одинаковы.

**Выводы.** Резание природного камня алмазными канатными пилами набирает популярность из-за отсутствия динамических нагрузок на монолит и массив природного камня. В вспомогательных работах используют буровые станки для заведения алмазного каната. Конструктивные особенности буровых станков влияют на геометрические формы монолита и потери природного камня. Для данной технологии добычи есть две основные схемы ведения добычных работ. При двух схемах первый ряд монолитов отличается от второго. Второй ряд монолитов похож на последующие. Во всех случаях невозможно избежать потерь природного камня. При первой схеме проще выполнить сбойку скважин. При второй схеме теряется правильность формы монолита, что приводит к незначительным технологическим потерям камня в карьере. Второй и последующие ряды монолитов имеет форму параллелепипеда, что уменьшает технологические потери камня. Существенно уменьшить потери природного камня при добычи алмазным канатом возможно достичь за счет усовершенствования конструкции буровых станков.

### Библиографический список

1. Levytskyi V., Sobolevskyi R., Substantiation of optimal technological parameters of granite blocks mining taking into account indicators of fracturing. *East European Journal of Modern Technologies*, vol. 3/issue 69, pp 48-52, 2014.
2. Sobolevskyi, R. Optimization modeling of ornamental stone mining technology, *Herald of the National Technical University of Ukraine "Kiev Polytechnic Institute" Series of Mining*, vol. 26, pp 50-58, 2014.
3. Levytskyi V., Sobolevskyi R., Decorative stone block quality control based on surface digital photogrammetry, *Scientific Bulletin of NMU*, vol. 6, pp 58-66, 2014.

4. Sobolevskiy R., Shlapak V., Quality control of drilling operations for efficiency upgrading of creation of separation plane by lineage drilling, Metallurgical and mining industry, vol. 2, pp. 167-173, 2016.

5. Korobiichuk I., Korobiichuk V., Nowicki M., Shamrai V., Skyba G., Szewczyk R., The study of corrosion resistance of Pokostivskiy granodiorites after processing by various chemical and mechanical methods, Construction and Building Materials, Great Britain and of the United Kingdom, vol. 114, pp. 241–247, 2016.

6. Korobeychuk V.V., Kotenko V.V., Some questions on conducting of boring works at boring drilling of primary monolith. The Journal of Zhytomyr State Technological University. Series: Engineering, 4/issue 47, pp.160-167, 2008.

7. Levytskyi V., Sobolevskiy R., Automatic evaluation of qualitative parameters of block quarry end products, Research papers Donetsk NTU: Mining Geology, vol. 1/issue 18, pp 214-218, 2013.

8. Sobolevskiy R., Shlapak V., Kamskykh O., Quality Management of Drilling Operations for Improvement of the Efficiency of Diamond Wire Cutting Machines,

*Пуга Л.М. студент, Жукова Н.І. ст.вик, Національний технічний університет України "КПІ"*

## **ВИБІР РАЦІОНАЛЬНОГО НАПРЯМКУ РЕКУЛЬТИВАЦІЇ**

*Робота з рекультивації та відновлення земель проводиться у значному обсязі, пріоритетними залишаються сільськогосподарський і лісгосподарський напрями рекультивації.*

*Working with remediation and restoration of the land is held in considerable extent remain priority areas of agricultural and forestry reclamation.*

Розвиток гірничодобувної промисловості супроводжується значними порушеннями земної поверхні та зміною ландшафту. Територія негативного впливу на навколишнє середовище значно перевищує площу самих порушених земель, що погіршує екологічну обстановку та естетичний вигляд гірничодобувних районів. Аналіз динаміки земельного фонду України дає можливість простежити такі тенденції: йде процес скорочення частки орних земель за рахунок переведення їх частини в інші категорії сільськогосподарських угідь; усе більше продуктивних земель вилучається для потреб промислового, транспортного і житлового будівництва. В цілому земельні ресурси України характеризуються досить високим біопродуктивним потенціалом, а в його структурі висока питома вага ґрунтів чорноземного типу, що створює сприятливі умови для продуктивного землеробства. Найвищу сільськогосподарську освоєність території мають землі Запорізької (88,3%), Миколаївської (86,6%), Кіровоградської (85,7%), Дніпропетровської (82,8%), Одеської (83,2%) областей. На даний час під промисловим та цивільним будівництвом зайнято більше, ніж 2 млн. га земель [1].

Розробка родовищ корисних копалин відкритим способом супроводжується порушенням земної поверхні та вийманням значних обсягів розкритих порід, що потребує відведення необхідних площ під зовнішні відвали. При видобуванні 1 т. вугілля порушується в середньому 20 га земель, залізної руди – 300 га, марганцевої руди – 200 га, вапняку – 100 га, фосфоритів – 50 га. Основна частина цих земель припадає на хвосто- і шламосховища, зовнішні відвали та кар'єри, що в свою чергу змінює природний ландшафт на техногенний. Крім того, при відсіпці розкритих порід у відвали спостерігається її перемішування, а на поверхню відвалу укладаються малопродатні, скельні гірські породи, що негативно впливають на виконання умов біологічного етапу рекультивації [2].

Значні порушення земної поверхні та зростання потреби в сільськогосподарських продуктах викликають необхідність економного та раціонального використання земельних ресурсів і рекультивації порушених земель.



При проектуванні рекультивації можна виділити наступні напрямки:

- сільськогосподарський (створення на порушених землях сільськогосподарських угідь);
- лісгосподарський (створення лісгосподарських насаджень різного типу);
- рибгосподарський (створення у зниженнях техногенного рельєфу водойм різного призначення);
- рекреаційний (створення на порушених землях об'єктів відпочинку);
- природоохоронний та санітарно-гігієнічний (біологічна або технічна консервація порушених земель).

Вибір раціональних напрямків рекультивації виконується з урахуванням таких факторів:

- природно-кліматичних, рельєфу місцевості, ґрунтового покриву, рослинності, геологічних і гідрогеологічних особливостей;
- господарських і санітарно-гігієнічних умов з урахуванням перспективи розвитку району та вимог районного планування;
- технології та комплексної механізації гірничих і транспортних засобів, порядку експлуатації кар'єру, стадій розвитку підприємства;
- економічних і соціальних вимог освоєння природних ресурсів району, економічної, екологічної і соціальної ефективності рекультивації.

Обраний напрям рекультивації повинен з найбільшим ефектом і найменшими витратами забезпечувати вирішення завдань раціонального і комплексного використання земельних ресурсів району, створення гармонійних ландшафтів, що відповідають екологічним, господарським, естетичним і санітарно-гігієнічним вимогам [3].

Вибір напрямку рекультивації визначається за умови:

$$Z_{об} = Z_{рек} - \Delta Y - D \rightarrow \min,$$

де  $Z_{рек}$  – витрати на технічний і біологічний етапи рекультивації;  $\Delta Y$  – зниження збитку від рекультиваційних робіт;  $D$  – дохід, отриманий з рекультивованої території.

Найбільш ефективним є застосування комплексного рішення при одночасному використанні декількох напрямків рекультивації.

#### **Висновки:**

1. Робота з рекультивації та відновлення земель проводиться у значному обсязі, але недостатньому для відновлення первісного потенціалу земель.
2. Пріоритетними залишаються сільськогосподарський і лісгосподарський напрями рекультивації.
3. Для підвищення ефективності відновлювальних робіт і вибору оптимального напрямку рекультивації необхідно розробити новий критерій оцінки, що має враховувати економічний, екологічний та естетичний аспекти.

#### **Бібліографічний список**

1. Русский И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах. – М.: Недра, 1979. 102 с.
2. Дороненко Е.П. Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками. – М.: Недра, 1979. – 263 с.
3. Певзнер М.Е., Костовецький В.П. Экология горного производства. – М.: Недра, 1990. – 232 с.

*О.А. Темченко, д-р техн. наук, проф., професор кафедри економіки, організації та управління підприємствами ДВНЗ «Криворізький національний університет»*

## **РОЗРОБКА ДОВГОСТРОКОВИХ ПРОГРАМ СТІЙКОГО РОЗВИТКУ ВІТЧИЗНЯНИХ ГІРНИЧОРУДНИХ ПІДПРИЄМСТВ В УМОВАХ ЕКОНОМІЧНОЇ НЕСТАБІЛЬНОСТІ**

*У статті досліджується розробка довгострокових програм стійкого розвитку як засобу забезпечення ефективного функціонування гірничорудних підприємств. Особливу увагу зосереджено на специфічних проблемах у діяльності вітчизняних гірничорудних підприємств, обґрунтуванні необхідності реалізації стратегії еколого-збалансованого природокористування, а також формуванні системи пріоритетних факторів забезпечення стійкого розвитку в складних умовах господарювання.*

**Ключові слова:** *сталій розвиток, гірничорудні підприємства, мінерально-сировинна база, економічна нестабільність.*

*The article deals with developing long-term programmes of sustainability as a means of ensuring the effective functioning of ore mining enterprises. The authors focus on specific problems of domestic mining enterprises' activity, substantiation of implementing the strategy of sustainable natural resource management as well as formation of the strategic factors of sustainable development under difficult economic conditions.*

**Key words:** *sustainable development, ore mining enterprises, mineral raw material base, economic instability*

**Вступ.** У теперішній час мінерально-сировинна база (МСБ) України за своїми якісними параметрами і промислово-економічній вагомості не відповідає вимогам світового ринку. Низька ефективність використання МСБ пояснюється станом виробничих фондів, що перебувають у стані глибокого фізичного й морального зношування, що у свою чергу визначає низькі показники продуктивності праці й рентабельності добувних галузей, понаднормативні втрати при видобутку й переробці сировини, високу енергоємність виробництва. Проблема підвищення конкурентоспроможності МСБ є надзвичайно гострою й від її вирішення залежить деякою мірою майбутнє багатьох підприємств вітчизняного гірничо-металургійного комплексу (ГМК), враховуючи обмежені власні фінансові можливості переважної їх більшості.

Отже, однією із основних причин негативних тенденцій у розвитку мінерально-сировинної бази країни є відсутність необхідних фінансових коштів для її підтримки й розвитку. Висока капіталомісткість гірничодобувних виробництв поряд з значними строками оборотності капіталу в сукупності із глобальними проблемами кризових явищ у світовій економіці визначають основну стратегічну мету розвитку мінерально-сировинної бази України - залучення необхідного обсягу інвестицій. Однак, орієнтовані на залучення максимально можливих капіталоутворюючих інвестицій, стратегії вітчизняних компаній не мають відповідних механізмів, що забезпечують їх оптимальний розподіл між гірничорудними підприємствами, і що найголовніше, усередині них.

Оцінюючи перспективи розвитку гірничодобувної галузі, необхідно підкреслити, що вона у цілому перебуває у досить складному становищі. Це являється наслідком низької конкурентоспроможності значної частини родовищ залізних руд при їх подальшій розробці і доопрацюванні на глибоких горизонтах, суттєвого старіння основних промислово-виробничих фондів, низької екологічності застосовуваних технологій. Ряд серйозних проблем стабільному функціонуванню підприємству створюють невідповідності проектних потужностей між основними переділами й технологічними циклами. Саме тому пошук об'єктів першочергового вкладення коштів на рівні основних етапів технологічного циклу діяльності

гірничорудного підприємства є актуальним і пріоритетним науковим та практичним завданням. Очевидно, що вирішення поставленого завдання в контексті залучення необхідних обсягів інвестицій вимагає інших принципів їх розподілу, що враховують специфіку і техніко-економічну значимість різних етапів технологічного циклу. Крім того, необхідно враховувати потенційну конкурентоспроможність всього технологічного ланцюжка від видобутку руди до одержання з неї товарної продукції, що дозволить підприємству визначити вузькі місця й виробничі резерви в рамках основних технологічних циклів, що лежать в основі інвестиційної політики.

**Аналіз літературних джерел.** Питання сталого розвитку досить ґрунтовно розглянуті в наукових працях багатьох відомих вітчизняних і закордонних авторів. Зокрема, вагомий внесок у розрізі зазначеної проблематики зробили Й. Шумпетер [1], М. Кондратьєв [2] (розробка моделей довгострокової рівноваги), Т. Тернер [3] (виділення слабкої і сильної сталості), Г. Дейлі [4] (створення економічної теорії сталого розвитку), а також такі вітчизняні вчені, як В. Герасимчук [5], О. Раєвцева [6], Б. Данилишин [7], О. Єфремов [8] та інші. Аналіз праць науковців у цій сфері свідчить, що, незважаючи на їх значну теоретичну і практичну цінність, існує об'єктивна необхідність в доповненні існуючих наукових напрацювань в контексті розробки довгострокових програм стійкого розвитку та подальшого ефективного функціонування гірничорудних підприємств в складних умовах економічної нестабільності.

**Мета роботи** є розробка довгострокових програм стійкого розвитку як засобу забезпечення ефективного функціонування гірничорудних підприємств в умовах економічної нестабільності та невизначеності.

**Матеріали і результати досліджень.** Однією із пріоритетних проблем сьогодення є об'єктивна необхідність синтезу оптимальної стратегії управління гірничорудним підприємством у структурі потужної компанії (наприклад, ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»), що враховує специфіку функціонування технологічних циклів в умовах невизначеності факторів зовнішнього й внутрішнього середовища. Проведений аналіз діяльності ряду гірничорудних підприємств показав, що, з одного боку, має місце як внутрішня невизначеність у рівні витратних, об'ємних і якісних показників технологічних циклів, так і зовнішня невизначеність у рівнях попиту на фоні стабільного зниження ринкових цін на вітчизняну залізовмістку продукцію (*станом на травень 2016 року максимальна ціна 1 т товарної руди не перевищувала 48 \$, обкотишів – 62 \$ (для порівняння у 2011 році – 135 \$)*). З іншого боку методи стратегічного управління, що існують на підприємствах України практично не враховують імовірного характеру процесу гірничого виробництва й техніко-економічної значимості технологічних циклів, що приводить до невиправдано високого рівня експлуатаційних (*для прикладу собівартість 1 т концентрату складає приблизно 22 долара при вмісті корисного компонента - заліза до 65 %*), і що найголовніше, інвестиційних витрат. У цих умовах формування різноманітної стратегії управління стійким розвитком гірничорудного підприємства та її оптимізація вимагають застосування методів теорії прийняття рішень, системного аналізу, методів і моделей статистичного аналізу в комбінації з евристичними й інтелектуальними методами. При цьому ефективність виробничо-господарської діяльності гірничорудних підприємств, зокрема у структурі потужної компанії визначається відповідністю (адекватністю) об'ємно-якісних показників технологічних циклів і собівартості товарної продукції (основних показників, що визначають основу потенційного доходу) мінливій кон'юктурі ринку. Сукупність цих показників є основою для формування стратегічної мети підприємства, а можливі шляхи її досягнення (напряму розвитку) при певних витратах часу й грошових ресурсів є стратегічними альтернативами. Для досягнення стратегічної мети в рамках сформованих стратегічних альтернатив необхідна реалізація комплексу інвестиційних гірничопромислових проектів різних етапів технологічного циклу. У цьому зв'язку врахування техніко-економічної значимості технологічних циклів дозволить підвищити ефективність діяльності підприємства за рахунок оптимального розподілу інвестиційних ресурсів.

Отже, з урахуванням вищезазначеного, головною метою розробки довгострокових планів є прогноз і обґрунтування організаційно-технічних та фінансових заходів з підтримки і

розвитку мінерально-сировинної бази гірничорудного підприємства з відкритим або підземним способом видобутку корисної копалини, що забезпечують ефективну експлуатацію надр протягом 10-15 річного періоду часу. Саме тому плани виконуються у вигляді стратегій і програм розвитку МСБ, бізнес-планів та інвестиційних проектів доопрацювання окремих залізородних родовищ. При цьому під мінерально-сировинною базою останнім часом розуміється не тільки збільшення власне запасів корисних копалин, які підлягають відпрацюванню, але і технічних засобів їх видобутку і переробки в складних умовах господарювання на гірничорудних підприємствах та нестабільного попиту на вітчизняну продукцію на зовнішніх ринках.

***До основних технологічних задач довгострокового і перспективного планування гірничих робіт на вітчизняному гірничорудному підприємстві відносяться наступні завдання:***

- прогнозу інтенсивності відпрацювання родовищ, покладів і ділянок, що експлуатуються, обґрунтування очікуваної продуктивності гірничого підприємства і розробки раціонального календарного графіка відпрацювання кар'єра або шахти;

- розробки довгострокової програми-графіка черговості залучення у відпрацювання родовищ, покладів або їх ділянок з числа розвіданих і резервних, у т.ч. з відносно невеликими запасами;

- прогнозу в часі якості і збагачуваності сировини, що видобувається, по кожному елементу сировинної бази підприємства, а також пошуку передумов для управління запасами і якістю товарної продукції, що випускається;

- встановлення головних параметрів кожного видобувного об'єкта, що формує загальний рудопотік, який надходить на збагачення, обґрунтування основних напрямків комплексного використання надр і випуску нових видів залізовмісткої продукції;

- прогнозу приросту запасів мінеральної сировини, у т.ч. запасів, раніше виключених з числа промислових; обґрунтування обсягів дорозвідки основного родовища, що розробляється, а також послідовності і методів довивчення рудопроявів і площ з оціненими прогнозними ресурсами;

- прогнозу напрямків транспортування корисної копалини до місць переробки, обґрунтування способу розкриття та систем розробки, режиму гірничих робіт і порядку відпрацювання кар'єрного поля;

- обґрунтування способів і технологій відпрацювання родовищ та їх ділянок з метою ефективного комплексного освоєння, прогноз потреби у технічних засобах розробки, а також необхідності модернізації або технічного переозброєння гірничого виробництва, встановлення перспективних напрямків технічного розвитку і вдосконалення структури виробничого циклу;

- прогнозу необхідності вилучення додаткових земель, що забезпечують розміщення об'єктів підприємства (кар'єрів, відвалів, хвостосховищ, підсобних виробництв тощо) з урахуванням обов'язкової рекультивациі порушених гірничими роботами площ.

***До пріоритетних економічних та управлінських завдань розробки довгострокових планів розвитку гірничих робіт відносяться:***

- визначення ринків збуту та номенклатури товарної продукції, розробка маркетингових прогнозів;

- оцінка довгострокової фінансової діяльності підприємства, прогноз поточних витрат і доходів, розрахунки грошових потоків та ефективності інвестицій;

- обґрунтування величини виробничих запасів усіх видів і режиму матеріального забезпечення гірничого виробництва, організаційної структури підприємства, функцій та ієрархії елементів системи управління виробництвом та організацією праці, схем геоінформаційних потоків;

- прогнозування чисельності та продуктивності праці персоналу, планування фонду оплати праці та матеріального стимулювання;

- розробка та впровадження сучасних енергозберігаючих та екологічних заходів і технологій при подальшій експлуатації глибоких горизонтів кар'єрів (400 м і більше) при доопрацюванні залізородних родовищ до проектних відміток відкритим способом;
- забезпечення безпеки праці, розробка загальних методів контролю і забезпечення промислової безпеки у відповідності до сучасних вимог міжнародних стандартів.

Обґрунтування розміщення перспективної рудної бази гірничорудного підприємства здійснюється переважно, в умовах невизначеності, що найчастіше пояснюється досить великою кількістю об'єктів-родовищ або складноструктурних ділянок залізородного родовища, що підлягають розробці, доопрацювання або вимагають попереднього довивчення. Об'єкти відпрацювання характеризуються різною величиною і ступенем достовірності запасів. Для кожної оцінюваної ділянки характерний неоднаковий мінеральний і якісний склад руд, що визначає їх збагачуваність, тобто витрати сирової руди на виробництво концентрату встановленої якості, а в передбачуваних до відпрацювання рудах окремих родовищ в системі гірничозбагачувального підприємства міститься неоднакова кількість основних і попутних корисних, а також шкідливих компонентів. Інфраструктурна облаштованість і ступінь готовності певних ділянок при розробці родовища неоднакова, тому напрями транспортування видобутої корисної копалини до місць переробки також суттєво відрізняються по протяжності. При цьому магістральні і складальні перевезення до проммайданчику гірничорудного підприємства переважно здійснюються залізничним транспортом тощо. Тому рішення задач довгострокового планування включає обґрунтування розподілу в часі обсягів капітальних робіт і розмірів експлуатаційних витрат, необхідних для реалізації програми реконструкції та стійкого розвитку окремого гірничорудного підприємства, що розробляється, а також переліку природоохоронних заходів, що забезпечують екологічну чистоту ведення гірничих і збагачувальних робіт.

Загальний порядок спрямованого пошуку стратегій підтримки і розвитку МСБ гірничозбагачувального підприємства найчастіше здійснюється методом варіантів. При цьому для обґрунтування технічної допустимості та економічної ефективності подальшої розробки та доопрацювання певного родовища проводиться комплекс робіт, результати якого повинні бути представлені у вигляді побудови дерева цілей, окремих змістовних етапів досліджень і розрахунків. Найбільш складною проблемою побудови дерева цілей є алгоритмізація цього процесу. В якості одного з підходів до вирішення зазначеної задачі пропонується алгоритм, блок-схема якого представлена на рис. 1.

Обґрунтування необхідного обсягу гірничорудного виробництва є однією з найбільш складних і відповідальних завдань розробки довгострокового плану. Зокрема, теорія проектування відкритої розробки свідчить про те, що виробнича потужність кар'єру може бути визначена як максимальною по гірничотехнічним чинникам - при максимальній інтенсивності відпрацювання, так і за потребою в мінеральній сировині.

Такий підхід у нашому випадку означає, що необхідний обсяг виробництва готової продукції ( $A_{гп}$ ) повинен бути обґрунтований і затверджений особою, яка приймає рішення (власником або керівником підприємства), на підставі маркетингових досліджень ринку щодо перспектив збуту товарної залізовмісткої продукції. У будь-якому випадку він не може перевищувати продуктивності підприємства ( $A_p$ ), максимально можливої за інтенсивністю ведення гірничих робіт і геологічними умовами залягання родовища:

$$A_{гп} < A_p,$$

$$A_p = h_r \cdot S_n \cdot \frac{1 - B_T}{1 + 3},$$

$$A_p = V_{\phi} \cdot L_{\phi} \cdot N_{\phi} \cdot N_y \cdot H_y,$$

$$A_p = Q_e \cdot L_{гм} / L_{\phi} / (1 + K_{пот}),$$



Рис. 1. Блок-схема алгоритму побудови «дерева цілей» при розробці стратегії еколого-збалансованого природокористування з метою забезпечення стійкого розвитку гірничорудного підприємства

Тому на попередній стадії виконується технологічний аналіз проектних рішень, а також сформованих до початку планування фактичних параметрів і показників інтенсивності розробки родовища: швидкості пониження гірничих робіт ( $h_r$ ); втрат корисної копалини ( $B_r$ ) і засмічення ( $Z$ ); швидкості посування фронту робіт ( $V_\phi$ ); довжини ( $L_b$ ) та кількості екскаваторних блоків на горизонті ( $N_b$ ); кількості видобувних уступів у роботі ( $N_y$ ) і висоти уступів ( $H_y$ ); продуктивності екскаваторів ( $Q_e$ ); довжини фронту робіт по гірничій масі ( $L_{gm}$ ); поточного коефіцієнту розкриття ( $K_{pot}$ ); активної площі відпрацювання покладів ( $S_p$ ).

Додатково проводиться аналіз накопиченого досвіду, стану системних наукових досліджень, а також перспективних технологій видобутку та виробництва залізовмісткої продукції в порівнянні зі сформованими на підприємстві умовами. Це дозволяє науково обґрунтувати технічне завдання для виконання подальших технологічних і економічних розрахунків в контексті визначення перспектив забезпечення та якнайшвидшого впровадження відповідних стратегій стійкого розвитку гірничорудних підприємств України. Розробка певної економічної стратегії передбачає детальний аналіз змін у зовнішньому середовищі, результати якого зіставляються з сформованим внутрішнім потенціалом гірничорудного підприємства з метою виявлення додаткових можливостей та нейтралізації потенційних загроз.

З урахуванням вищезазначеного, поетапне вирішення науково-практичних завдань та порядок спрямованого пошуку стратегій підтримки і сталого розвитку МСБ гірничорудного підприємства на основі застосування сучасних геоінформаційних систем та інноваційних методів досліджень, зокрема, з використанням нано-нейротехнологій представлено на рис. 2.

Обґрунтування необхідного обсягу виробництва готової продукції

Вихідна інформація	Аналіз відомих родовищ корисних копалин і рудопроявів Оцінка технологій видобутку залізорудної сировини	Аналіз технологій переробки мінеральної сировини для виробництва конкурентоспроможної готової продукції
1. Попередній аналіз мінерально-сировинної бази (МСБ)	Оцінка достовірності даних. Відображення об'єктів МСБ за умовами розвіданості	Оцінка технологій отримання готової продукції та її мінеральної структури
2. Виявлення системоутворюючих елементів мінерально-сировинної бази гірничорудного підприємства	Оцінка способів і технологій відпрацювання родовищ, гірничо-технічних можливостей і якості видобуваних руд	Аналіз технологічних балансів збагачення руд на обстежених родовищах
3. Формування граничних варіантів черговості залучення до відпрацювання залізорудних родовищ	Оцінка переваг і черговості відпрацювання обстежених родовищ	Обґрунтування обмежень на обсяг і якість видобутої сировини
4. Попереднє формування стратегій підтримки МСБ гірничорудного підприємства	Технологічна оцінка графіків видобутку і погашення розвіданих запасів	Обґрунтування обсягів і технологій переробки сировини і промпродукту
5. Формування програми геологорозвідувальних робіт	Оцінка об'ємів і черговості розвіданих робіт на перспективних ділянках	Прогноз технологій переробки мінеральної сировини, у т.ч. техногенної
6. Інвестиційні пропозиції щодо реалізації програми розвитку МСБ	Техніко-економічна оцінка варіантів розподілу в часі обсягів видобутку, гірничо-запідприємств, геологорозвідувальних робіт, напрямів транспортування залізорудної сировини.	

Рис. 2. Порядок спрямованого пошуку стратегій підтримки і розвитку мінерально-сировинної бази вітчизняного гірничорудного підприємства

**Висновки.** Таким чином, запропонований підхід щодо розробки довгострокових і поточних програм стійкого розвитку вітчизняних гірничорудних підприємств дозволить підвищити виробничо-господарську ефективність їх діяльності та відповідно посилити конкурентні позиції в найближчій перспективі на основі обов'язкового врахування факторів забезпечення подальшого ефективного функціонування (рис. 3), навіть за умови збереження негативних тенденцій на ринку залізорудної сировини, а також обумовить швидше впровадження культури сталого розвитку в реальних практичних ситуаціях у відповідності до сучасних вимог міжнародних стандартів найвищого рівня BS серії 8900:2006; BS 8901:2007 «Управління сталим розвитком».

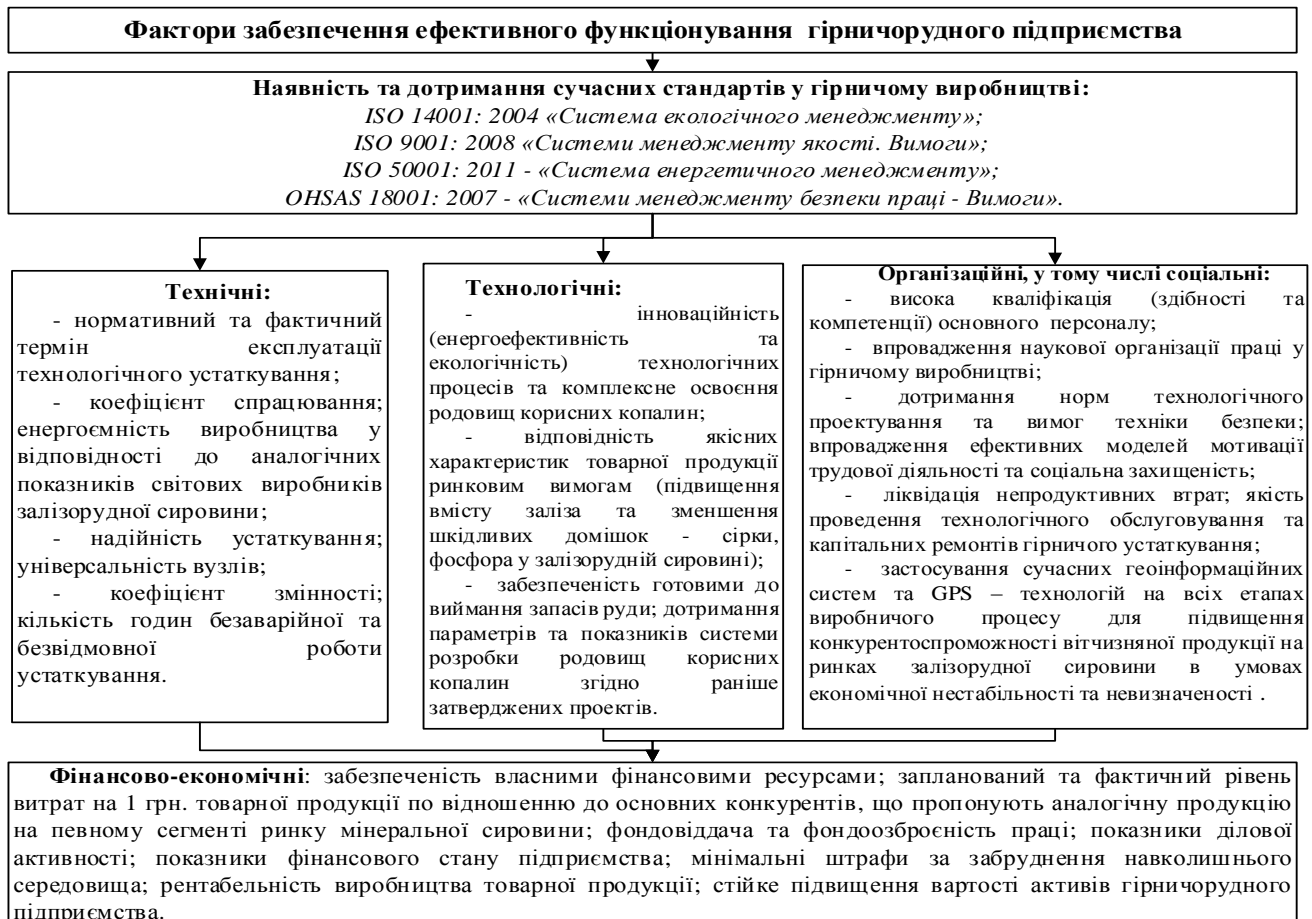


Рис. 3. Фактори забезпечення подальшого ефективного функціонування гірничорудного підприємства з видобутку залізної руди в складних умовах господарювання (складено автором)

### Бібліографічний список

1. Шумпетер Й. Теория экономического развития. Капитализм, социализм и демократия / Й. Шумпетер; предисл. В.С. Автономова.–М.: ЭКСМО, 2007.–864 с.
2. Кондратьев Н.Д. Большие циклы конъюнктуры и теория предвидения: избранные труды / под ред. Ю. Яковца, Л. Абалкина. — М.: Экономика, 2002. –768 с.
3. Тернер Р.К. Устойчивое развитие: принципы и практика. Устойчивая экологическая экономика и управление: принципы и практика / Р.К. Тернер. –Лондон: Белхейвен Пресс, 1993. – 390 с.
4. Дейлі Г. Поза зростанням. Економічна теорія сталого розвитку / Г. Дейлі. –К.: Інтелсфера, 2002. – 312 с.
5. Герасимчук В.Г. Управлінський вектор економічної складової сталого розвитку: Україна та світ / В.Г. Герасимчук // Економіст. –2007. –№9. –С. 7-9.
6. Раєвнева О.В. Управління розвитком підприємства: методологія, механізми, моделі: моногр./ О.В. Раєвнева. – Х.: ІНЖЕК, 2006. –496 с.
7. Данилишин Б.М. Устойчивое развитие в системе природно-ресурсных ограничений / Б.М. Данилишин, Л.Б. Шостак. –К.: СОПС України НАНУ, 1999. – 367 с.
8. Єфремов О. Сталий чи гармонійний (з екосистемою) розвиток – чому віддати перевагу? / О. Єфремов // Економіка України. –2008. –№2. –С. 85-90.



## ДІЯ ВИБУХУ НАВКОЛО ЗАРЯДУ В ТРІЩИНУВАТОМУ МАСИВІ

*Наводяться результати експериментальних досліджень характеру впливу тріщинної анізотропії скельного гірського масиву на геометрію воронки руйнування та розподіл за азимутом інтенсивності сейсмоколивань.*

**Ключові слова:** сейсмічний ефект, анізотропія, система тріщин, воронка руйнування, ізосейми

*The results over of experimental researches of character influence of cracks anisotropy of rock massife are brought round to geometry of destruction crater and seismic oscillations intensity distribution after the azimuth.*

**Key words:** seismic effect, anisotropy, the system cracks crater destruction, izoseymy

**Вступ.** Дослідження руйнуючих і сейсмічних дій вибухів одиночних циліндричних зарядів ВР проводились в межах масивів гранітів та вапняків. Слід відмітити, що основний видобуток в Україні будівельної продукції проводиться в кар'єрах. З урахуванням цього теоретичні і експериментальні дослідження дії сейсмічних хвиль навколо вибухів були зосереджені на гранітних та вапнякових масивах, де анізотропія проявлена, як система закономірно орієнтованих тріщин.

**Метою** є встановлення форми зони руйнувань, графічне відображення інтенсивності розвитку сейсмоефекту вибуху поодинокого циліндричного заряду у вигляді ізосейсм в залежності від вираженості явища анізотропії гірського масиву як напрямку системи магістральних тріщин.

**Матеріали і результати досліджень.** При проведенні досліджень в напівпромислових умовах в скельних тріщинуватих породах Рокитнянського, Старо-Константинівського, Полонського гранітних кар'єрів та Скала-Подільського і Зюбрівського вапнякових кар'єрів механічного ефекту вибуху поодинокого циліндричного заряду ВР навколо шпурового заряду в межах зони, де діють хвилі пластичного типу, визначався характер руйнування методом воронкоутворення, а за межею воронки руйнування, де фіксуються пружні хвилі різної структури, - методом сейсмометрії [1, 2].

Головним джерелом інформації відносно шуканих параметрів руйнування та хвильового руху і їх зміни з відстанню навколо вибуху може дати форма і розміри видимої воронки руйнування, а також експериментальний матеріал у вигляді сейсмограм, що реєструють коливання в різних азимутальних пунктах установки сеймоприймачів для встановлення форми ізосейсм.

Для кожного шпурового заряду намічались профілі встановлення сеймоприймачів в шпурах (рис.1.), пробурених на відстані 20-50 м від джерела вибуху по азимуту 0-360°. Заряд ВР розміщувався у центральному шпурі глибиною 0,90-1,13 м і діаметром  $d = 42$  мм



Для кожного вибуху шпурового заряду визначали коефіцієнт анізотропії міцності порід  $\kappa_a$ , рівний відношенню максимального радіуса воронки руйнування ( $r_{\max}$ ) до мінімального ( $r_{\min}$ ).

З результатів експериментів слідує, що величини радіусів зони руйнування в різних напрямках суттєво відрізняються. Максимальні значення цих радіусів спостерігаються в напрямках датчиків з номерами 3 і 7, що відповідають азимутам простягання розкритих тріщин, а мінімальні - у напрямках датчиків з номерами 1 і 5, що відповідає напрямку, нормальному до системи тріщин. За даними виконаних вимірів для гранітних і вапнякових масивів побудовано форму воронки руйнування від вибуху подовженого заряду (рис. 3.).

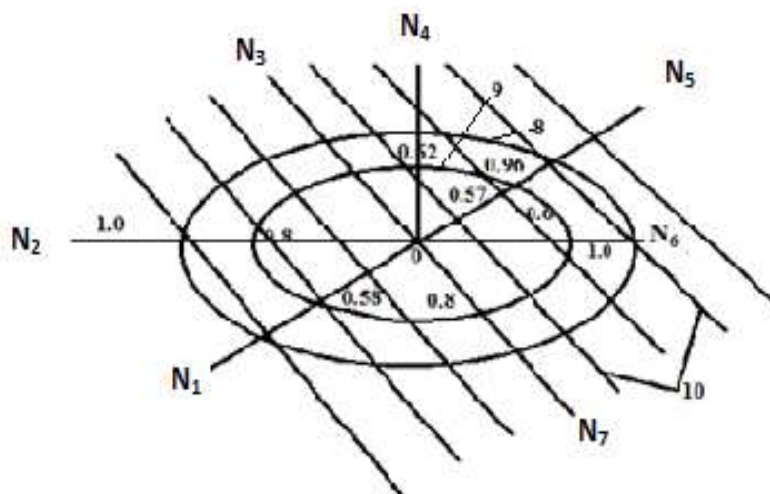


Рис. 3. Форма зони руйнування при вибуху подовженого заряду ВР масою 0,63 кг:  $N_1 \dots N_7$  – точки встановлення датчиків в напрямках 1-7, 8 і 9 – для граніту і вапняку відповідно; 10 - система тріщин; числові позначки - величини радіусів зони руйнування в метрах.

Аналізуючи рис. 3. бачимо, що параметри зони руйнування при вибуху заряду ВР залежать від типу гірських порід, акустичної жорсткості і ширини тріщин. Для вапнякових порід за інших рівних умов розміри зони руйнування в 1,3 рази більше, ніж для гранітів. Зміни параметрів зон руйнувань для одного типу гірських порід свідчать про різні міцнісні властивості масиву за напрямками. Ці розходження властивостей також визначають і анізотропію щодо параметрів вибухових хвиль, на загасання яких вирішальний вплив чинять тріщини.

Обробка результатів апаратних вимірів дозволила одержати дані для кожного типу хвиль за масовими швидкостями коливань у різних профілях. За цими даними визначалося відхилення форми ізосейсм від кола, що характеризується коефіцієнтом сейсмоанізотропії  $\kappa_{sa}$ , чисельно рівним відношенню максимальних значень масових швидкостей коливань до мінімальних, отриманих на однакових відстанях від осередку вибуху.

Поглинаюча дія тріщини стосовно вибухової хвилі приводить до того, що в напрямку більшої густини тріщин руйнування порід відбувається на меншій відстані від заряду. Тому зона руйнування має мінімальні розміри по головній осі анізотропії тріщинуватості.

Аналіз розрахункових значень коефіцієнта анізотропії міцнісних властивостей порід показує, що значення  $\kappa_a$  зі збільшенням тріщинуватості росте. Для гранітів значення  $\kappa_a$ , становить 1,2—1,4, для вапняків - 1.05-1,16.

Відхилення форми зони руйнування від кругової, отримані від вибухів поодиноких зарядів ВР, свідчить про анізотропію гірського масиву відносно його пружних властивостей. Тому справедливо припустити, що в такому масиві значення масових швидкостей коливань

будуть залежати від дирекційного кута, тобто кожний напрямок анізотропії середовища характеризується індикатрисою - просторовою фігурою, яка окреслює форму ізосейсм.

Виміри значень масових швидкостей при зміні дирекційного кута від вибуху поодинокого заряду в гранітах УКЩ і вапняках Прикарпатського даних дозволила визначити числові значення максимальної масової швидкості в семи напрямках навколо вибуху поодинокого заряду ВР.

### **Висновки**

Дані досліджень показують, що в межах одного типу тріщинуватих гірських порід значення швидкості поширення сейсмохвиль і частота змінюються залежно від дирекційного кута. В гранітах УКЩ значення швидкостей поширення сейсмохвиль по напрямках уздовж тріщин і перпендикулярно їм відрізняються в 2-3,8 рази, а для вапняків Прикарпатського прогину - в 1,1-1,3 рази. Збільшення швидкості поширення сейсмохвиль у напрямку уздовж тріщин і значне зменшення її перпендикулярно тріщинам ще раз переконливо підтверджує розходження провідних властивостей середовища.

Екрануюча дія тріщини стосовно сейсмічної хвилі призводить до того, що швидкість її поширення значно зменшується. Це є причиною того, що величини швидкості коливань по нормалі до тріщин приймають мінімальні значення, а тому вісь еліпса ізосейсм збігається з головним напрямком анізотропії тріщинуватості.

Встановлений на підставі наведених досліджень у напівпромислових умовах взаємозв'язок сейсмоанізотропії з анізотропією гірського масиву дозволяє поглибити знання про характер розвитку поля сейсмічних збурень.

### **Бібліографічний список**

1. Бойко В.В. Проблеми сейсмічної безпеки вибухової справи на кар'єрах України: монографія / В.В.Бойко-К.: ТОВ «Вид-во Сталь», 2012.- 235 с.

2. Кравець В.Г. Фізичні процеси прикладної геодинаміки вибуху: монографія/ В.Г.Кравець, В.В.Коробійчук, В.В.Бойко.- Житомир: ЖДТУ, 2015. - 408 с.

*Лис А.І, Пугач Ю.В, студ. 3 курсу факультету ІЕЕ доцент, к.т.н. Шевчук Н.А.*

### **СУЧАСНІ МЕТОДИ ПЛАНУВАННЯ ОБОРОТНИХ АКТИВІВ ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА**

*Дослідження методів планування оборотних активів гірничого підприємства застосуванням методу прямого рахунка, перевагою якого є вірогідність, що дозволяє зробити найбільш точні розрахунки частинного і сукупного нормативів.*

*Research planning methods current assets Mining enterprise using the method of direct billing, advantage is likely that allows you to make the most precise calculations and aggregate Particle standards.*

Проблема визначення реальної потреби в оборотних активах підприємств для раціонального використання наявних ресурсів та забезпечення безперебійного функціонування виробництва надзвичайно актуальна на теперішній час.

Потреба в оборотних активах, що необхідні підприємствам для забезпечення нормальної господарської діяльності, встановлюється шляхом нормування.

У світовій і вітчизняній практиці є чимало різних підходів до нормування обігових активів, які відрізняються ступенем деталізації, точністю розрахунків.

Узагальнюючи літературу [1,2,3,4], присвячену вирішенню питання планування оборотних активів підприємства, встановлено, що планування оборотними активами

здійснюється такими методами:

1. Прямий метод має за основу розрахунок нормативів потреби в оборотних коштах і полягає в тому, що спочатку визначається розмір авансування оборотних коштів у кожний елемент, потім їхнім підсумовуванням визначається загальна сума нормативу. Метод прямого розрахунку дає змогу найбільш точно визначити потребу в оборотних активах, оскільки враховує всі організаційно-технологічні, технічні, транспортні та інші характерні особливості, досвід і стан розрахунків. Але даний метод досить трудомісткий, оскільки передбачає розрахунок нормативів за кожним видом сировини та матеріалів.

2. При аналітичному методі сукупний норматив на плановий рік обчислюється відповідно до діючого нормативу в поточному році, скоригованого на зміну обсягів виробництва та швидкість обертання обігових активів. Основним недоліком цього методу є те, що він не відображає реального проходження виробничого процесу та кругообігу оборотних засобів, оскільки нормативи визначаються на основі фактичних даних минулого року. Це призводить до того, що визначені таким чином нормативи є доволі відносними. Він орієнтується на фактичну організацію виробництва, постачання та збуту й не сприяє їх покращенню. Аналітичний метод застосовується в тому випадку, коли в планованому періоді не передбачено істотних змін в умовах роботи підприємства в порівнянні з попереднім.

3. При коефіцієнтному методі – для розрахунку потреби в оборотних активах на майбутній період за основу береться норматив попереднього року з поправкою на розміри змін відповідних запасів і затрат у плановому періоді.

4. Метод суми строків оборотності. Використання методу «суми строків оборотності» пов'язане з поняттями операційного й фінансового циклів. Ціль методу «строків оборотності» – визначити потреби, що генеруються операційним циклом. Ці потреби вимірюються в днях і у відсотках до обсягу продажів. На практиці не завжди легко застосувати цей метод, тому що він виходить з розрахунку численних часткових строків оборотності.

**Висновок:** використання означених методів залежить від тривалості господарювання підприємства та рівня його розвитку. На практиці найбільш доцільне застосування методу прямого рахунка, перевагою якого є вірогідність, що дозволяє зробити найбільш точні розрахунки частинного і сукупного нормативів.

### Бібліографічний список

1. Шереметинська О. В. Визначення потреби в оборотних активах хлібопекарських підприємств / О. В. Шереметинська // Методологія та практика менеджменту на порозі XXI століття: загальнодержавні, галузеві та регіональні аспекти : матеріали IV міжнародної науково-практичної конференції. – Полтава: РВВ ПУСКУ, 2008. – Ч. 1. - С. 178-180.

2. Сословський В.Г. Вибір методу планування оборотних активів підприємств / В.Г. Сословський, І.О. Лисенко // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: [http://archive.nbuv.gov.ua/portal/Soc\\_Gum/Fkd/2011\\_2/part1/24.pdf](http://archive.nbuv.gov.ua/portal/Soc_Gum/Fkd/2011_2/part1/24.pdf)

3. Марцин В.С. Планування як основна складова процесу фінансової діяльності / В.С. Марцин // Фінанси України. – 2008. – №4. – С. 23-31.

4. Чубка О.М. Оцінка методів управління оборотним капіталом промислових підприємств / О.М. Чубка, О.М. Рудницька // [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <http://ena.lp.edu.ua:8080/bitstream/ntb/2485/1/64.pdf>

## **ДИФЕРЕНЦІЙОВАНИЙ ЕНЕРГЕТИЧНИЙ ПІДХІД ДО ФОРМУВАННЯ ШПУРОВИХ ЗАРЯДІВ ПРИ ПРОХОДЦІ ВИРОБОК ВЕЛИКОГО ПЕРЕРІЗУ**

*Проведений аналіз особливостей будівництва гірничих виробок великого поперечного перерізу. Встановлене місце розташування шпурів для найефективнішого вибуху. Запропоновано при виконанні вибухових робіт здійснювати диференціацію енергії заряду по довжині шпура для підвищення стійкості виробок великого перерізу при їх розкритті.*

*The analysis of the construction of mining large cross section. Placements holes for the most efficient blast. A while blasting implement differentiation charge of energy along the length of holes to improve the stability of the workings of a large section in their disclosure.*

**Вступ.** Однією з характерних особливостей сучасного підземного будівництва є проведення значного обсягу виробок великого поперечного перерізу, які використовують у багатьох важливих для розвитку економіки країни галузях народного господарства. Це будівництво підземних комплексів атомних і гідроелектростанцій, вугільних і гірничорудних підприємств, об'єктів для захоронення радіоактивних відходів, сховищ газо- і нафтопродуктів, спеціального призначення, а також автодорожні і залізничні тунелі, об'єкти соціального призначення та міського будівництва.

Більшість підземних комплексів споруджують в породах середньої міцності і міцних, при цьому частка виробок з прольотом більше 8,5 м становить близько 51 % всіх протяжних виробок, а основним способом розробки породи, з огляду на їх фізико-механічні властивості є буропідривний.

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

Така поетапність робіт пов'язана зі збільшенням термінів будівництва і їхньою вартістю. Частково, це є наслідком того, що в більшості випадків використовують технологію проходки виробок з розкриттям підсклепінної частини відразу на повний профіль. У цьому випадку коефіцієнт використання прохідницького устаткування залишається низьким і становить 0,2 - 0,3. Крім того, при цій технології утворюється значна площа бічної поверхні оголення від 30 до 100 м<sup>2</sup> і більше при глибині заходки 3-4 м, що призводить до підвищення небезпеки при проведенні робіт, пов'язаних з вивалом породи і зведенням тимчасового кріплення.

**Метою статті** є встановити ефективність проходження виробок великого поперечного перерізу за допомогою вибухових робіт, формування шпурових зарядів та встановити питому поверхневу енергію руйнування.

Порівняльний аналіз темпів проходки виробок великого поперечного перерізу і особливо великопрольотних виробок показує, що досягнуті в нашій країні темпи проходки в 2-3 рази нижче, ніж за кордоном, а трудомісткість на той же порядок вище. Таким чином, обґрунтування і розробка нових технологічних схем спорудження виробок великого поперечного перерізу, що дозволять збільшити темпи і знизити вартість виконання робіт, є актуальним.

При розкритті перерізу виробок в результаті спільної дії поля напружень і дилатантного розущільнення порід, обумовленого вибухом шпурових зарядів вибухових речовин (ВР), попереду вибою утворюється певна зона, в межах якої спостерігається деформація розтягування порід в напрямку проведення виробки. Глибина цієї зони, зазвичай, має форму кульового сегмента, яка залежить від геометричних розмірів поперечного перерізу розкритої виробки, коефіцієнта бокового відпору і величини донного заряду ВР [1].

**Аналіз літературних джерел.** За результатами експериментальних досліджень авторами роботи [2] встановлено, що ефективність вибуху зарядів ВР в цій зоні при паралельному розташуванні шпурів щодо поздовжньої осі виробки досить висока. Таким чином, буріння шпурів на глибину, рівну глибині зони деформацій розтягування порід попереду вибою (зона найбільш сприятливих умов для дроблення породи), дозволяє підвищити коефіцієнт використання шпура і знизити питому витрату ВР. Крім того, також було встановлено, що величини напружень на розтягнення в цій зоні мають максимальні значення в безпосередній близькості від площини вибою і плавно переходять на відстані, приблизно 0,5-0,6 ширини вибою  $B$ , в напруження на стискання.

**Матеріали і результати досліджень.** Аналогічне явище спостерігається і щодо структурних змін масиву від дії вибуху. Зокрема, вторинна тріщинуватість порід зменшується при віддаленні від поверхні відриву. Очевидно, що при наявності таких обставин є доцільним зниження енергії вибуху зарядів в цій зоні породного масиву, причому це зменшення повинно бути диференційовано відповідно до ступеня зміни його тріщинуватості по глибині шпура.

Відповідно до [3], необхідна кількість енергії вибуху для донної ділянки шпура буде визначатися за формулою

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

де  $e_0$  – питома поверхнева енергія руйнування, кДж/м<sup>2</sup>;  $K_{зб}$  – коефіцієнт зближення шпурів, що дорівнює відношенню лінії найменшого опору до відстані між шпурами;  $W_{гр}$  – лінія найменшого опору для конкретної серії (групи) шпурів, м;  $L_3$  – довжина ділянки заряду ВР (шпура), м;  $b$  – розмір кондиційного шматка, м;  $C_3$  та  $C_0$  – швидкості поздовжньої хвилі, відповідно, на розрахунковій ділянці заряду та масиву в природному (початковому) стані, м/с;  $K_{зт}$  – коефіцієнт затиску для даної ділянки шпура, що залежить від довжини шпура і площі оголення і визначається за відомими методиками.

Значення питомої поверхневої енергії руйнування і протяжності зони сприятливих умов для диференціації зарядів ВР по їх довжині були визначені експериментально у виробках великого поперечного перерізу (табл. 1) [3].

З даних, які наведені у таблиці, видно, що значення протяжності зони сприятливих умов підривання менше розрахункової величини зони деформацій, тобто  $L_{бл} < (0,5-0,6)B$ . Це обумовлено тим, що значення зони визначалося за ступенем вторинної тріщинуватості, а на іншій ділянці масиву напруження на розтягнення не значні і тому не чинять істотного впливу на ефективність вибухового руйнування.

Таблиця 1

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

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

Регулювання кількості енергії по довжині шпура пропонується здійснювати зміною діаметра патронів амоніту №6 ЖВ від 24 до 36 мм в шпурі діаметром 42 мм [4]. Також можна здійснювати диференціювання величини енергії по глибині шпура шляхом використання патронів ВР однакового діаметра, але з різними енергетичними характеристиками. У цьому випадку зберігається умова співвісності патронів ВР і немає загрози загасання детонації.

#### **Висновки**

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

2. Впровадження запропонованого методу розрахунку енергії заряду по довжині шпуру з урахуванням зміни характеристик міцності та структурних характеристик породи попередньою вибою виробки дозволить більш ефективно проводити буропідривні роботи, що дозволить підвищити продуктивність навантажувального і транспортного устаткування та знизити вартість проходки.

#### **Бібліографічний список**

1. Жданкин Н.А., Кочетков В.Н. Способ увеличения эффективной глубины шпуров при проходке выработок // Горный журнал. – 1986. 0 № 11. – С. 27-28.

2. Панкратенко А.Н. Использование энергетического принципа в расчете шпуровых зарядов при проходке выработок большого сечения // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2002. – № 9. – С. 11-14.

3. Корявов В.П., Кузнецов В.М., Куликов В.И. О влиянии предварительно-напряженного состояния среды на разрушающее действие взрыва // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1981. - № 3. – С. 80-85.

4. Куликов В.С. Об оценке энергонасыщенности массивов горных пород при проведении взрывных работ на карьерах // Взрывное дело. - № 86/43. – Дробление горных пород взрывом. – С. 115-118.

УДК 624.1

*Сокур В.Г. студ. 3 курсу факультету ІЕЕ, доцент, к.т.н. Шевчук Н.А.*

#### **ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПІДЗЕМНОГО БУДІВНИЦТВА**

*Аналіз ефективності освоєння підземного простору, в порівнянні з капітальними вкладеннями на будівництво аналогічних поверхневих споруд.*

*Analysis of the effectiveness of underground space development, compared with the capital investment for the construction of similar surface structures.*

Розвиток великих міст-мегаполісів у даний час при щільній міській забудові та гострому дефіциті вільних територій для будівництва, неможливий без освоєння підземного простору. Зарубіжний досвід свідчить, що для забезпечення стійкої рівноваги і комфортного проживання в мегаполісі частка підземних споруд від загальної площі об'єктів, що вводяться, повинна становити 20...25%.

Тим часом, під землею можна розміщувати до 70% всіх гаражів, 80% складських приміщень, 50 % архівів і сховищ і 30% об'єктів сфери послуг. Раніше, коли казали про підземні міські об'єкти, мали на увазі метро. Зараз мова йде про створення багатофункціональних підземних комплексів, які допомагають економити міську територію, як за рахунок



площ, необхідних для будівництва самих споруд, так і за рахунок скорочення їх захисних зон [1].

Підземне розташування споруд доцільне в районах з несприятливими кліматичними умовами (різкі перепади температури повітря, ураганні вітри, тривалі зливи, селеві потоки), крутим рельєфом місцевості. Значний розвиток будівництво підземних споруд отримало в гірничодобувній промисловості.

Раціональне освоєння підземного простору забезпечує значний економічний ефект, який досягається завдяки не тільки зменшенню вартості його пристосування порівняно з капітальними вкладеннями на будівництво аналогічних поверхневих споруд, а й можливостям одержання при розробці гірничих виробок значної кількості будівельного матеріалу, наприклад, черепашнику, вихід якого з одного кілометра виробки досягає 3 тис. м<sup>3</sup>.

Економічна ефективність, наприклад, підземних електростанцій (в порівнянні з наземними) обумовлена, в першу чергу, скороченням протяжності напірних водоводів, об'ємів бетонних робіт, зниженням витрати матеріалів. Об'єми гірничобудівельних робіт при споруді крупної підземної ГЕС(гідроелектростанції) характеризуються декількома млн. м<sup>3</sup> витягваних гірських порід [2].

Будівництво підземних споруд може здійснюватися як в котлованах без кріплення, борти яких сформовані під кутом природного укосу ґрунту, так і в котлованах, які підкріплені огорожувальними конструкціями

Влаштування котлованів в укосах є найбільш простим і, як правило, економічним рішенням, однак застосування цього способу зустрічає безліч обмежень, особливо в умовах обмеженої міської забудови [3]. Обмеженням, в першу чергу, є необхідна глибина котловану. При збільшенні глибини закладення слід влаштовувати більш пологі укоси, площа, що займається і обсяги вийнятого з котловану ґрунту істотно зростають, що робить цей спосіб недоцільним або неможливим в зв'язку з обмеженістю майданчика.

В даний час у великих містах Японії, Китаю, Англії, Італії, Франції, Швеції, Норвегії, США та інших країн підземний простір інтенсивно розвивається і вже накопичений значний досвід будівництва підземних об'єктів.

### Бібліографічний список

1. Еремін В.Я. Крепление бортов глубоких котлованов: материалы семинара SCADGroup 5-8 октября 2009 года – Киев, 2009.
2. Руководство по комплексному освоению подземного пространства крупных городов: Российская Академия архитектуры и строительных наук – Москва, 2004.
3. ДБН В.2.1-10:2009 «Основи та фундаменти. Основні положення проектування» – К.: Мінрегіонбуд України, 2009.
4. Сорочан Е.А. Справочник проектировщика. Основания, фундаменты и подземные сооружения – М.: Стройиздат, 1985.

УДК 624.1.035.4.04

*С.О. Китовський, студ., А.М. Самедов, д.т.н., проф.,  
Національний технічний університет України «КПІ», м. Київ, Україна*

### **МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ УЩІЛЬНЕННЯ ВОЛОГИХ АБО ВОДОНАСИЧЕНИХ ҐРУНТІВ ВІДЖИМАННЯМ ПОРОВОЇ ВОДИ ПРИ ВІБРОУЩІЛЬНЕННІ БЕТОННОЇ СУМІШІ В БУРОНАБИВНИХ ПАЛЯХ**

*Розглянуто модель процесу ущільнення вологих або водонасичених ґрунтів віджаттям порової води при віброущільненні бетонної суміші в буронабивних палях. Встановлено,*

що вібраційна хвиля створює вимушений рух порової води, прискорює фільтраційний процес і взаємодіючи з частинками ґрунту ущільнює їх. Рух вільної води в порах ґрунту під дією вібраційних сил, що передаються палями при віброущільненні на ґрунт описані диференціальними рівняннями на прикладі, умовно вирізаного паралелепіпеда з водонасиченого або вологого намитого піску, яке виражається збільшенням швидкості фільтрації віджатою води.

*The model densification wet or saturated soil pore water at wring vibro compaction concrete mix in the bored piles. Established that the vibration wave creates a forced movement of pore water accelerates the filtration process and interacting with the particles of soil compacts them. Movement of free water in the pores of the soil under vibration forces transmitted during vibro compaction piles on the ground described by differential equations for example, conventionally cut of the box with wet or saturated alluvial sand, which reflected an increase filtration rate wrung water.*

При віброущільненні бетонної суміші в буронабивних палях вібраційна сила передається на вологий або водонасичений масив ґрунту. Порова вода першою приймає вібраційну силу і під напором віджимается з порового простору, а потім через контактні площі вібраційна сила  $S$  передається твердим частинкам ґрунту. Після віджимання порової води тверді частки переміщуються відносно один-одного і ущільнюються. Таким чином вібраційна сила віджимає вільну воду в порах ґрунту і змушує її фільтруватися. Віджимання вільної води з пор ґрунту не відбувається миттєво, а фільтрується при вібрації, з плином часу під напором сили фільтрації. Зміна деформації вологих і водонасичених ґрунтів при вимушеній фільтрації можна віднести до вібраційної консолідації.

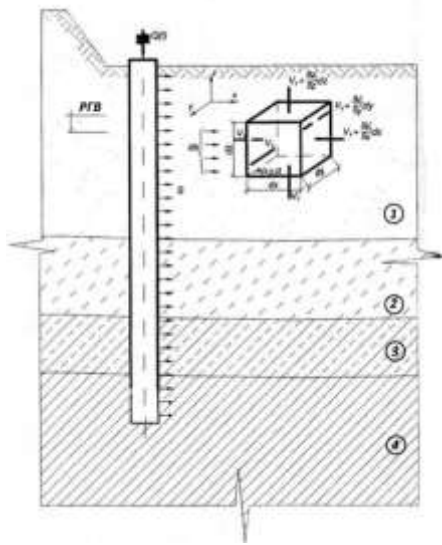
Процес вібраційної консолідації у вологих і водонасичених ґрунтах протікає під тиском вібраційних сил, що передаються в масив через буронабивні палі при віброущільненні бетонної суміші. Вібраційна хвиля створює вимушений рух порової води і прискорює фільтраційний процес. Тоді процес ущільнення протікає взаємопов'язано з віджиманням порової води від вимушених коливань вібраційних хвиль. При цьому диференціальне рівняння ущільнення залежить від нерозривності руху віджатої вільної води в порах ґрунту. Якщо у вологому або водонасиченому масиві ґрунту в точці  $M$  з координатними осями  $x$   $y$   $z$  потрібно визначити зміну вологості від зовнішньої вимушеної вібраційної сили  $S$  то можна вирізати елементарний паралелепіпед (рис. 1) зі сторонами  $dx$ ,  $dy$ ,  $dz$  всередині масиву прикласти до сторін паралелепіпеда швидкості руху вільної води  $V_x$ ,  $V_y$ ,  $V_z$  і збільшення цих швидкостей  $\frac{\partial V_x}{\partial x} dx$ ,  $\frac{\partial V_y}{\partial y} dy$ ,  $\frac{\partial V_z}{\partial z} dz$ , що залежать від інтенсивності вібраційної сили  $S$ , які створюють достатній напір  $H$  для забезпечення вимушених (віджатих) фільтрацій вільної води, тоді можна обчислити кількість зібраної води всередині елементарного паралелепіпеда  $q_x$ ,  $q_y$ ,  $q_z$  використовуючи коефіцієнт фільтрації у напрямку до координатних осей  $k_x$ ,  $k_y$ ,  $k_z$ .

Припустимо, що буронабивна паля проріже водонасичених ґрунт і вібраційна хвиля  $\partial S$  буде спрямована на поверхню елементарного паралелепіпеда (рис. 1) з боку  $V_x$  тоді кількість вільної води що входить під тиском вібраційної хвилі  $\partial S$  до складу елементарного паралелепіпеда буде:

$$q_x = V_x dydz = k_x \frac{\partial H}{\partial x} dydz \quad (1)$$

За рахунок змін  $x$  збільшення швидкості фільтрації з протилежного боку у напрямку  $x$  віджата кількість води буде:

$$q'_x = \left( V_x + \frac{\partial V_x}{\partial x} dx \right) dydz = \left( k_x \frac{\partial H}{\partial x} + \frac{\partial k_x}{\partial x} \cdot \frac{\partial H}{\partial x} dx + k_x \frac{\partial^2 H}{\partial x^2} dx \right) dydz \quad (2)$$



- 1- наливний пісок;
- 2- супісок;
- 3- суглинок;
- 4- глина.

Рис. 1. Розрахункова схема віджимання порової води вібраційними силами при вібрації палі в водонасичених грунтах

За рахунок віджимання вібраційних сил, зібрана кількість води по осі  $x$  в елементарному паралелепіпеді за одиницю

часу визначається формулою:

$$\Delta q_x = q'_x - q_x = \left( k_x \frac{\partial^2 H}{\partial x^2} + \frac{\partial k_x}{\partial x} \cdot \frac{\partial H}{\partial x} \right) dx dy dz \quad (3)$$

Таким же способом можна визначити кількість віджатої води під тиском вібраційних сил  $\partial S$ , при віброзануренні забивних та вібрації набивних паль, зібраної всередині елементарного паралелепіпеда за напрямками осей  $y$  і  $z$ , маючи натиск  $H$ :

$$\Delta q_y = \left( k_y \frac{\partial^2 H}{\partial y^2} + \frac{\partial k_y}{\partial y} \cdot \frac{\partial H}{\partial y} \right) dx dy dz$$

$$\Delta q_z = \left( k_z \frac{\partial^2 H}{\partial z^2} + \frac{\partial k_z}{\partial z} \cdot \frac{\partial H}{\partial z} \right) dx dy dz$$

$$\Delta q = \Delta q_x + \Delta q_y + \Delta q_z = \left( k_x \frac{\partial^2 H}{\partial x^2} + k_y \frac{\partial^2 H}{\partial y^2} + k_z \frac{\partial^2 H}{\partial z^2} + \frac{\partial k_x}{\partial x} \cdot \frac{\partial H}{\partial x} + \frac{\partial k_y}{\partial y} \cdot \frac{\partial H}{\partial y} + \frac{\partial k_z}{\partial z} \cdot \frac{\partial H}{\partial z} \right) dx dy dz \quad (4)$$

З іншого боку кількість води в складі розглянутого елемента паралелепіпеда пов'язана з коефіцієнтом пористості і відносною вологістю ґрунту. Ці зв'язки виражаються наступною формулою, де визначається об'ємна кількість води в елементі паралелепіпеда від віджимання сили вібрації:

$$V_\omega = \frac{I_\omega \cdot e}{1 + e} dx dy dz \quad (5)$$

де:  $e$  - коефіцієнт пористості ґрунту;

$I_\omega$  - показник фільтраційної анізотропії ґрунту.

За одиницю часу зміна кількості віджатої води буде:

$$\Delta q = \frac{\partial V_\omega}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial t} \left( I_\omega \frac{e}{1 + e} dx dy dz \right) \quad (6)$$

В елементарному паралелепіпеді обсяг твердих частинок ґрунту:

$$\frac{1}{1 + e} dx dy dz = const \quad (7)$$

не змінюється, тобто залишається постійним при віджиманні води, тоді отримаємо:

$$\Delta q = \frac{\partial V_\omega}{\partial t} = \frac{dx dy dz}{1 + e} \cdot \frac{\partial}{\partial t} (I_\omega e) = \frac{dx dy dz}{1 + e} \left( e \frac{\partial I_\omega}{\partial t} + I_\omega \frac{\partial e}{\partial t} \right) \quad (8)$$

Якщо вважати величини наведені в (4) і (8), рівним один одному тоді отримаємо наступне рівняння пов'язане з напором віджатої води в елементарному паралелепіпеді:

$$k_x \frac{\partial^2 H}{\partial x^2} + k_y \frac{\partial^2 H}{\partial y^2} + k_z \frac{\partial^2 H}{\partial z^2} + \frac{\partial k_x}{\partial x} \cdot \frac{\partial H}{\partial x} + \frac{\partial k_y}{\partial y} \cdot \frac{\partial H}{\partial y} + \frac{\partial k_z}{\partial z} \cdot \frac{\partial H}{\partial z} = \frac{1}{1+e} \left( e \frac{\partial I_\omega}{\partial t} + I_\omega \frac{\partial e}{\partial t} \right) \quad (9)$$

Показник фільтраційної анізотропії в багатьох рихлих водонасичених ґрунтах для практичних розрахунків може бути прийнятий як ізотропне середовище по фільтрації. Це дозволяє нам прийняти  $I_\omega = 1$ , що для одномірної фільтрації ( $k_x = k_y = k_z = k$ ). У такому випадку рівняння (9) отримає наступний вигляд:

$$\frac{\partial^2 H}{\partial x^2} = \frac{1}{k(1+e)} \cdot \frac{\partial e}{\partial t} \quad (10)$$

З іншого боку якщо вважати, що вібраційна сила передається через буронабивні палі при віброущільненні бетону у вологому або водонасиченому масиві ґрунту, створює сумарний тиск «Р», що складається з нейтральних  $P_w$  і ефективних  $P_e$  тисків, то можна записати:  $P = P_w + P_e$ ; величина напору при віджиманні порової води:

$$H = \frac{P_w}{\gamma_w} = \frac{P - P_e}{\gamma_w} \quad (11)$$

$$\frac{\partial^2 H}{\partial x^2} = -\frac{1}{\gamma_w} \cdot \frac{\partial^2 P_e}{\partial x^2}$$

де:  $\gamma_w$  - питома вага порової води, 10 кН/м<sup>3</sup>;

$P_w$  - нейтральний тиск, кН/м<sup>2</sup>;

$P_w = \gamma_w H$ .

Згідно закону стисливості частинок ґрунту:

$$\frac{\partial e}{\partial t} = -m_v \frac{\partial P_e}{\partial t} \quad (12)$$

Підставивши рівняння (11) і (12) в (10) отримаємо рівняння ущільненості, за рахунок тиску  $P_e$ , одномірного ізотропного масиву ґрунту при віджиманні порової води вібраційними силами наступного характеру:

$$\frac{\partial P_e}{\partial t} = \frac{k(1+e)}{m_v \cdot \gamma_w} \cdot \frac{\partial^2 P_e}{\partial x^2} \quad (13)$$

Тут  $m_v = \frac{m_0}{1+e}$  - коефіцієнт відносної стисливості водонасиченого ґрунту (МПа<sup>-1</sup>);  $m_0 = \frac{e_1 - e_2}{P_2 - P_1}$  - коефіцієнт стисливості (МПа<sup>-1</sup>);  $e_1$  і  $e_2$  - коефіцієнти пористості, відповідні тискам  $P_1$  і  $P_2$  (беруться з віброкомпресійних кривих);  $P_1$  і  $P_2$  - тиск на зразок водонасиченого ґрунту, відповідно при різних прискореннях коливань ( $\omega_y = 800$  см/с<sup>2</sup> і  $\omega_y = 2000$  см/с<sup>2</sup>), приймаючи лінійну зміну між точками А і В, як показано на рис. 2.

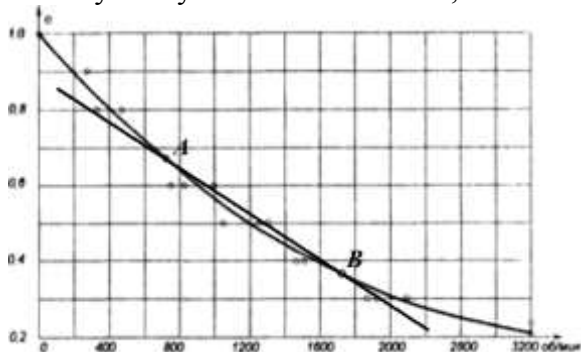


Рис. 2. Графік залежності між коефіцієнтом пористості середнезернистого піску  $e$  і прискоренням коливань  $\omega_y$  (віброкомпресійна крива)

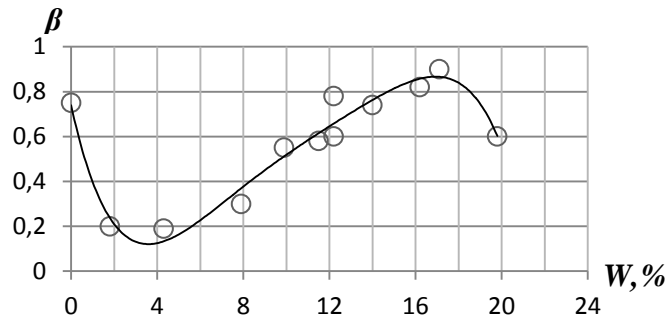


Рис. 3. Графік залежності коефіцієнта віброущільнення  $\beta$  піску від вологості  $W$

Віброкомпресійні криві можна отримати шляхом випробувань зразків ґрунту на віброкомпресійному приладі при різних прискореннях коливань вібраційних сил, які змінюють коефіцієнт пористості ґрунту.

З рівняння (11) позначимо:

$$\frac{k(1+e)}{m_v \cdot \gamma_w} = C_v \quad (14)$$

Тоді рівняння (1.11) отримає вигляд:

$$\frac{\partial P_e}{\partial t} = C_v \frac{\partial^2 P_e}{\partial x^2} \quad (15)$$

Тут  $C_v$  - характеризує коефіцієнт консолідації, при віджиманні порової води вібраційними силами, що передаються палями на водонасичений або вологий ґрунт при віброущільненні і має розмірність  $\text{см}^2/\text{добу}$ .

Якщо врахувати, що ефективні тиски  $P_e$ , що передаються на частинки ґрунту при віброущільненні палі, дорівнюють:

$$P_e = P - P_w = P - \gamma_w H \quad (16)$$

То в процесі ущільнення ґрунту, в результаті віджимання порової води силами вібрацій, нейтральні тиски  $P_w$  і функції напору  $H$  будуть змінюватися закономірностям, наведеними в рівнянні (15), тобто :

$$\begin{aligned} \frac{\partial P_w}{\partial t} &= C_v \frac{\partial^2 P_w}{\partial x^2} \\ \frac{\partial H}{\partial t} &= C_v \frac{\partial^2 H}{\partial x^2} \end{aligned} \quad (17)$$

У вище наведених рівняннях скелет ґрунту приймався без урахування повзучості, тому залежність між коефіцієнтом пористості (прийнятий з віброкомпресійних кривих) і ефективним тиском, при виведенні рівнянь закону ущільнення, характеризувалося в лінійному вигляді, тобто :

$$e = e_0 - m_v P_e \quad (18)$$

Якщо врахувати повзучість скелета ґрунту при віджиманні порової води під вимушеними вібраційними силами, тоді процес ущільнення буде протікати по лінійно-повзучому закону наступного характеру:

$$e(t) = e_0 - P(\tau_1) \delta(t, \tau_1) - \int_{\tau_1}^t \delta(t, \tau_1) d\tau \quad (19)$$

Тут  $(\tau_1) \delta(t, \tau_1)$  - проміжок часу від  $\tau_1$  до часу  $t$ , під дією тиску  $P(\tau_1)$ , від вібраційних сил, зміна коефіцієнта пористості;  $\frac{dP}{d\tau} \cdot \delta(t, \tau_1)$  - проміжок часу від  $\tau$  до  $t$ , діючих навантажень величиною  $\frac{dP}{d\tau} d\tau$ , зміна коефіцієнта пористості;  $\delta(t, \tau_1)$  - величина дорівнює одиниці і  $\tau$  часу діючих напружень (тисків) до часу  $t$ , яка створює зміну коефіцієнта пористості, називається вимірюванням повзучості, і визначається формулою:

$$\delta(t, \tau_1) = a_0 + a_1 [1 - e^{-v(t-\tau)}] \quad (20)$$

де:  $a_0$ ,  $a_1$  і  $v$  - параметри, що визначаються експериментальним шляхом, які залежать від виду ґрунту.

Якщо при ущільненні деформація повзучості спостерігається значно менше, тоді приймається  $v \rightarrow \infty$  і вимірювання повзучості стає рівним коефіцієнту ущільнення і виходить постійна величина, тобто (рис. 3.):

$$\delta(t, \tau_1) = a_0 + a_1 = m_v \quad (21)$$

Тоді рівняння (19) перетворюється в рівняння мінералізованої віброкомпресійної кривої, наступного характеру:

$$e(t) = e_0 - m_v P(\tau_1) - m_v \int_{\tau_1}^t \frac{\partial P}{\partial t} d\tau = e_0 - P(\tau_1) - m_v [P(t) - P(\tau_1)] = e_0 - m_v P(t) \quad (22)$$

Формула (22) збігається з формулою В. Флоріна, яка була виведена для процесу ущільнення водонасиченого ґрунту з урахуванням повзучості скелета ґрунту при фільтраційній консолідації.

В основному граничні умови процесу ущільнення при віджиманні порової води, під тиском вібраційних сил не відрізняється від граничних умов фільтраційного віджимання порової води, тому в водопроникних ґрунтах, межі функції напору  $H(x, z)$  повинні отримати певну величину. У водонепроникному шарі, межі швидкості фільтрації дорівнюють нулю, тобто  $\frac{\partial H}{\partial t} = 0$  (или  $\frac{\partial H}{\partial t} = 0$ ), то сили вібрації, повинні змушувати віджимання води в порах. Для цього, можна умовно вважати, що сили вібрації, діють на віджаття порової води миттєво при  $t = 0$ . У такому випадку, якщо взяти до уваги не стисливість порової води і твердих частинок ґрунту, тоді сили вібрації, повністю сприймаються поровою водою. Отже, при  $t=0$ ,  $P_w=q$ , тобто нейтральний тиск дорівнює інтенсивності зовнішніх сил що створюються силами вібрації. В цьому випадку водонасичений ґрунт не ущільнюється.

Фактично при дії вібраційних сил, тиск при  $t = 0$  сприймають і вода і тверді частинки ґрунту, тому відбувається процес ущільнення. Тоді початкова умова має вигляд:

$$H(t = 0, x) = h_0 - \frac{q}{\gamma_w} \quad (24)$$

Між функціями напору і силами вібрації  $S$  є взаємозв'язку. Цей зв'язок можна характеризувати віджиманням порових вод для одновимірних задач, тобто  $H = S/\gamma_w$ , тоді:

$$h_0 = \frac{1}{\gamma_w} \theta(t = 0) + h'_0 \quad (25)$$

де:  $(t = 0) = P_x(t = 0) + P_z(t = 0) = 0$  - сума ефективних тисків при миттєво діючій силі вібрації  $S$ ;  $h'_0$  - зменшення висоти водонасиченого ґрунту при віджиманні води з пор.

### Висновки:

Таким чином, при віброущільненні бетонної суміші буронабивних паль, від сили вібрації порова вода віджимається і фільтрується, а потім стискаються тверді частинки і ущільнюються. При ущільненні ґрунту в результаті віджимання порової води, без урахування деформації повзучості скелета ґрунту, призводить до рівнянь що виражають закономірності вимушеної фільтраційної консолідації, а з урахуванням деформації повзучості скелета ґрунту до закону повзучості що впливає з віброкомпресійних кривих (рис. 2.).

### Бібліографічний список

1. Самедов А.М. Проблемы геомеханики, Киев – 2006. – с. 116-123.
2. Баркан Д.Д., Шехтер О.Я. Теория поверхностного уплотнения ґрунта. "Применение вибрации в строительстве". Сб. № 51 НИИ оснований. Госстройиздат, 1962.-с. 44-51.

3. Баркан Д.Д. Применение вибрирования при устройстве оснований сооружений. Изд. по строительству и архитектуре, 1943. - с. 78.
4. Флорин А.В. Основы механики грунтов т.2. Госстройиздат, 1961-544с.

*Музичук П.О. студент гр. ОА-32, ІЕЕ, НТУУ «КПІ»  
Шевчук Н.А. к.т.н., доцент ФММ, НТУУ «КПІ»*

## **СТРАТЕГІЯ РОЗВИТКУ ЕФЕКТИВНОГО ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА**

*У цій статті досліджено стратегії розвитку ефективного гірничого підприємства, що є дуже важливим для розвитку гірничих підприємств на Україні.*

Народне господарство України являє собою сукупність галузей і сфер економіки нашої країни, взаємозалежних суспільним поділом праці. Для розробки та успішної реалізації довгострокової загальнодержавної програми раціонального та ефективного використання мінеральних ресурсів у поєднанні з охороною навколишнього середовища необхідно під іншим кутом зору розглядати діяльність гірничого підприємства та інтенсивно розвивати наукові дослідження в цьому напрямку. Наш час характеризується виникненням, розвитком і становленням нових наук і наукових напрямів.

**Метою роботи** є оцінка використання й розвитку науково-технічних ресурсів базових галузей та висунення ідей щодо вдалого стратегічного планування розвитку гірничих підприємств.

Однієї з найважливіших проблем України є забезпечення ефективного використання й розвитку науково-технічних ресурсів базових галузей, до яких відноситься видобуток руд. Планування й функціонування гірничозбагачувальних комбінатів України здійснюється в специфічних умовах. Майже всі гірничі роботи здійснюються за допомогою використання вибухових речовин. Враховуючи, що весь видобуток корисних копалин здійснюється на основі цих вибухових речовин (ВВ) і коефіцієнт корисної дії вибуху не перевищує 10-15%, гірничодобувні підприємства постійно проводять дослідження, що спрямовані на підвищення ефективності використання енергії вибуху й зниження витрат на виробництво вибухових речовин.

Після ряду реформ в українській економіці змінилось положення гірничодобувних підприємств, що в період планової економіки були державними й активно підтримувалися бюджетним фінансуванням. Проте теперішній час гірничодобувні підприємства самостійно розподіляють фінанси, вирішують питання збуту й формування цін на готову продукцію. Вирішення актуального на цей час завдання щодо підвищення ефективності діяльності гірничих підприємств має на меті створення нових механізмів виробничого, організаційного, інформаційного, фінансового та кадрового забезпечення. Ці механізми повинні забезпечити можливість отримання економічних результатів при обмеженій кількості ресурсів і підвищеному ризику. А отже, кожне підприємство має змогу розробляти свою економічну стратегію розвитку гірничих робіт.

При розробці стратегії слід враховувати:

- Прогнозування та передбачення можливих варіантів майбутнього розвитку з урахуванням циклічної нерівномірності економіки та взаємодії циклів в суміжних і віддалених областях діяльності;
- Вибір доцільних і можливих варіантів зміни напрямків розвитку, визначення стратегічних цілей і шляхів їх досягнення;
- Побудова цільових програм і стратегічних планів з реалізації обраної стратегії, що відповідає наявним ресурсам;
- Визначення гнучкої тактики виконання стратегічних планів і програм, їх поєднання з поточною ринковою кон'юнктурою;

- Відстеження ефективності реалізації стратегії, відхилень від неї, своєчасне попередження про необхідні уточнення в тактиці чи зміні стратегії.

Таким чином, успішність усіх видів поточної та стратегічної діяльності гірничого підприємства в ринкових умовах господарювання пов'язана з підвищенням конкурентоспроможності його виробництва і, як наслідок, - з отриманням максимального прибутку від цієї діяльності.

Економічна політика гірничого підприємства повинна змінювати свої напрями від переважно витратної до ресурсозберігаючої та екологічно безпечної. В даний час вважається, що важливий не масштаб виробничого потенціалу, а рівень обсягу кінцевої товарної продукції, її якість та ціна, екологічність її виробництва.

- Висновки.** 1. Визначено актуальність гірничодобувних підприємств, що діють на території України, їх роль в економіці та шляхи покращення їх діяльності.  
2. Визначення необхідності в створенні нових механізмів виробничого, організаційного, інформаційного, фінансового та кадрового забезпечення.  
3. Визначено напрями формування стратегії розвитку гірничого підприємства.

### Бібліографічний список

1. Долгий І.Є., Силантьєв А.А. Основи гірничого виробництва;
2. Сажин Р.А. Автоматизація технологічних процесів гірничого виробництва: навч. Посібник
3. С.Н. Подвішенській, В.І. Чалов, О.П. Кравчина, «Рациональне використання природних ресурсів у гірничопромисловому комплексі», - Москва, «Надра», 1988 г.;
4. Аналіз тенденцій змін ринкового середовища та напрямів формування стратегії розвитку гірничого підприємства / А. М. Мельников, Б. Ю. Собко, Н..

УДК 622.235

*Копка І.О., магістрант, О.С. Васильчук, студ., В.А. Логвинюк, студ, Кравець В.Г., д.т.н., проф., Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

### РОЗРОБКА СПОСОБУ ПІДСИЛЕННЯ ДІЇ ВИБУХУ В ПІДОШВИ УСТУПУ

*Обґрунтовано ефективність використання взаємодії детонаційних хвиль, що поширюються від проміжних детонаторів, на рівні підосви уступу. Визначена умова при якій забезпечується зустріч детонаційних енергетичних потоків в підосві уступу.*

*The efficiency of the use of the interaction of detonation waves, which spread from the intermediate detonators, at the foot of the ledge. The condition, in which the meeting is provided by detonation energy flows at the bottom of the ledge.*

**Вступ. Аналіз стану питання.** При проведенні підривних робіт на кар'єрах одним з основних факторів, які визначають якість вибуху, є проробка підосви уступу. Для підсилення дії вибуху в нижній частині заряду застосовують розширення нижньої частини свердловини, виконують підривання комбінованих зарядів і використовують ефект взаємодії детонаційних хвиль (ДХ). Перші два способи потребують значних матеріальних та грошових витрат і їх застосування не завжди можливе за технічними і технологічними причинами. Особливо це стосується формування зарядів в обводнених свердловинах, коли необхідно застосувати кошторисні водостійкі вибухові речовини (ВР).

Спосіб використання ефекту взаємодії ДХ найбільш простий і не потребує ніяких додаткових витрат. Сутність його полягає в розташуванні верхнього і нижнього бойовиків таким чином, щоб детонаційні хвилі, які поширюються по ВР від цих бойовиків, зустрілися на



рівні підшви уступу. В місці зустрічі цих хвиль відбувається взаємодія енергетичних потоків від кожного з джерел детонації, що супроводжується значним підвищенням тиску.

Для перевірки можливості використання ефекту взаємодії ДХ для підсилення дії вибуху на рівні підшви уступу були проведені промислові випробування [1, 2]. Для виключення можливості передачі детонації заряду ВР від детонуючого шнуру останній ізолювали гумовим шлангом. Проведений промисловий експеримент і подальше виймання гірничої маси показали ефективність даного способу використання ефекту взаємодії енергетичних потоків. Однак, промислове використання таких конструкцій заряду на час проведення експерименту було неможливе через відсутність засобів передачі детонації, які б передавали детонацію тільки проміжному детонатору і не впливали негативно на основний заряд ВР.

З появою неелектричних систем ініціювання (HeCI) типу “Нонель” з’явилась можливість промислового використання ефекту взаємодії енергетичних потоків на рівні підшви уступу [3].

**Мета роботи.** Обґрунтування місця розміщення проміжних детонаторів в свердловинному заряді для підсилення дії вибуху на рівні підшви уступу за рахунок взаємодії детонаційних хвиль.

**Методика і результати досліджень.** Для забезпечення зустрічі ДХ на рівні підшви уступу місце розміщення верхнього та нижнього проміжних детонаторів було визначено з умови рівності часу поширення цих хвиль по заряду ВР від верхнього бойовика до нижнього.

В цьому випадку вищезазначена умова матиме вигляд [2]:

$$\frac{l}{D_{\text{ВР}}} + t_{\text{сп}} = \frac{l+h}{D_{\text{ХВ}}} + \frac{h}{D_{\text{ВР}}}, \quad (1)$$

де  $l$  – відстань від верхнього проміжного детонатора до рівня підшви уступу, м;  $h$  – відстань від рівня підшви уступу до нижнього проміжного детонатора в заряді, м;  $D_{\text{ВР}}$  – швидкість поширення детонації по ВР, м/с;  $D_{\text{ХВ}}$  – швидкість поширення детонації по хвилеводу HeCI, м/с;  $t_{\text{сп}}$  – необхідний час внутрішньо свердловинного сповільнення верхнього проміжного детонатора по відношенню до нижнього, мс.

Як вже зазначалося HeCI типу “Нонель” позбавлені недоліків систем ініціювання детонуючим шнуром, оскільки ініціюючим імпульсом в них слугує низькошвидкісна ударна хвиля, що поширюється усередині хвилеводу. Швидкість поширення ударної хвилі по внутрішній поверхні хвилеводу становить в середньому  $D_{\text{ХВ}} = 2100$  м/с. Оскільки концентрація вибухової суміші на внутрішній поверхні хвилеводу незначна, то зовнішнього енерговиділення не відбувається і промислова ВР навколо хвилеводу не вигорає [4, 5].

Аналіз технічних і експлуатаційних параметрів HeCI показує, що їхній найменший інтервал внутрішньо свердловинних сповільнень становить 25 мс. В той час, як час сповільнення  $t_{\text{сп}}$  повинен бути значно менший ніж мінімальні інтервали сповільнення усіх відомих HeCI при підриванні будь-яких ВР. У зв’язку з цим пропонується необхідні інтервали сповільнення між ініціюванням проміжних детонаторів досягати шляхом регулювання різниці довжин хвилеводів. Оскільки

$$t_{\text{сп}} = \frac{l_{\text{дод}}}{D_{\text{ХВ}}}, \quad (2)$$

де  $l_{\text{дод}}$  – додаткова довжина хвилеводу верхнього бойовика, м, то з урахуванням (1) та (2) значення  $l_{\text{дод}}$  визначиться

$$l_{\text{дод}} = l + h - \frac{D_{\text{ХВ}}}{D_{\text{ВР}}}(l - h). \quad (3)$$

Отже, при фіксованих значеннях місць розміщення верхнього  $l$  та нижнього  $h$  проміжних детонаторів в свердловинному заряді відносно рівня підшви уступу для різних швидкостей поширення детонації по ВР можна встановити додаткову довжину хвилеводу, необхідну для ініціювання верхнього бойовика. Ця довжина хвилеводу повинна залишатися на поверхні в місці з'єднання з поверхневою мережею хвилеводів.

Мінімальна припустима відстань верхнього і нижнього проміжних детонаторів до точки зустрічі на рівні підшви уступу повинна встановлюватися з умови стабілізації детонаційних хвиль, які поширюються від бойовиків. При умовах рівності відстаней від верхнього та нижнього проміжних детонаторів до підшви уступу додаткова довжина хвилеводу на поверхні буде дорівнювати відстані між цими бойовиками.

#### **Висновки:**

1. Для підсилення дії вибуху на рівні підшви уступу найбільш ефективним є використання взаємодії детонаційних енергетичних потоків, що поширюються від проміжних детонаторів.

2. Використання штатних внутрішньо свердловинних сповільнювачів неелектричних систем ініціювання не може створити необхідні інтервали сповільнення між підриванням верхнього і нижнього проміжних детонаторів для забезпечення зустрічі детонаційних хвиль на рівні підшви уступу.

3. Запропоновано для певних положень верхнього та нижнього проміжних детонаторів в свердловинному заряді відносно рівня підшви уступу визначати додаткову довжину хвилеводу, необхідну для ініціювання верхнього бойовика, яка повинна залишатися на поверхні в місці з'єднання з поверхневою мережею хвилеводів. Отримані значення додаткової довжини хвилеводу для різних швидкостей поширення детонації по ВР та встановлено необхідні інтервали сповільнення. Запропонована конструкція свердловинного заряду, при якій забезпечується зустріч енергетичних детонаційних потоків на рівні підшви уступу.

4. Мінімальна припустима відстань верхнього і нижнього проміжних детонаторів до точки зустрічі на рівні підшви уступу повинна встановлюватися з умови стабілізації детонаційних хвиль, які поширюються від бойовиків. При умовах рівності відстаней від верхнього та нижнього проміжних детонаторів до підшви уступу додаткова довжина хвилеводу на поверхні буде дорівнювати відстані між цими бойовиками.

#### **Бібліографічний список**

1. Шекун О. Г. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда / О. Г. Шекун, В. Ф. Бызов, М. А. Вольнец // Взрыв. дело. – М., 1967. – №62/12. – С. 193-198.
2. Фролов О. О. Використання ефекту зустрічі детонаційних хвиль для підсилення дії вибуху на рівні підшви уступу / О. О. Фролов // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2001. – Вип. 6. – С. 63-65.
3. Фролов О. О. Перспективи використання неелектричної системи ініціювання "НО-НЕЛЬ-ЮНИТЕД" в умовах гірничих підприємств України / О. О. Фролов // Вісник ЖІТІ. Технічні науки. – 2001. – № 1(19). – С. 205-206.
4. НОНЕЛЬ. Инструкция по эксплуатации. Шведский институт испытаний и исследований. – 1998. – 55 с.
5. Кравець В. Г. Експериментальні дослідження експлуатаційних характеристик хвилеводу системи ініціювання типу „Нонель” / В. Г. Кравець, О. О. Фролов, А. З. Маргарян // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць. – 2003. – Вип. 9. – С. 59-66.

## ЗМІСТ

<b>Галишак В.О., Павленко П.І., Щуплєцов І.К., Мітюк Л.О.</b> Аналіз аварій на підприємствах вугільної промисловості України та заходи їх попередження.....	4
<b>Клещов А.Й., Терентьєв О.М.</b> Обґрунтування параметрів плазмо-механічного руйнування гранітів .....	6
<b>Погарський Б.В., Левицький В.Г.</b> Дослідження експлуатаційних втрат на кар'єрах нерудної будівельної сировини.....	11
<b>Слободянюк Р.В., Пижик М.М.</b> Методика оптимізації роботи екскаваторно-автомобільних комплексів за рахунок використання тимчасових відвалів.....	13
<b>Городиська А.М., Стовпник С.М.</b> Обґрунтування процесу футерування поліетиленової труби при реконструкції підводного дюкера.....	18
<b>Михайлов А.А., Черкасов С.М.</b> Конструктивное усиление зданий с целью повышения их сейсмостойкости.....	20
<b>Недашківський В.А., Левицький В.Г.</b> Геоінформаційні методи управління якістю щебеневої сировини на основі геометризації родовищ.....	22
<b>Выгодин А.М., Солодянкин А.В.</b> Обоснование рациональных параметров технологии сооружения комбинированной крепи капитальных выработок в условиях шахт Западного Донбасса.....	24
<b>Виноградова О.П.</b> Дослідження інтенсивності зношування матриці композиційного алмазовмісного матеріалу при зміні конструкції бурових коронок.....	29
<b>Сергеев С.С., Андреев Б.Н.</b> Совершенствование параметров буровзрывных работ при строительстве глубоких горизонтов шахт Криворожского бассейна.....	35
<b>Вознюк Я.В., Толкач О.М.</b> Перспективи впровадження циклічно-поточної технології при розробці родовищ було-щебеневої сировини.....	37
<b>Прокопов А.Ю., Жур В.Н.</b> О последствиях ликвидации шахт методом мокрой консервации.....	39
<b>Прокудин А.З.</b> Решение задачи о повышении устойчивости выработки с помощью численного моделирования.....	43
<b>Ремез Н.С., Павленко Л.А.</b> Оцінка впливу теплового ефекту на температурне поле ґрунтів.....	49
<b>Негрей Т.А.</b> Изучение производственного травматизма горнорабочих при выполнении основных технологических процессов.....	54
<b>Шамрай В.І., Коробійчук В.В.</b> Розробка методики управління естетичними властивостями готової продукції з гранодіориту на основі фактурної обробки.....	62

<b>Асланов Л.Ф.</b> Влияние турбулентного потока волны на конструкцию буронабивной сваи с «жестким сердечником» в морских сооружениях .....	66
<b>Балагура А.В., Темченко О.А.</b> Шляхи підвищення пилогазової безпеки при відкритій розробці залізорудних родовищ.....	71
<b>Легенченко В.А.</b> Зависимость экспериментальных и расчётных осадок от ширины подошвы фундамента.....	74
<b>Милько Н.П., Воробйов В.Д.</b> Розробка математичної моделі робочої зони кар'єру для обґрунтування раціональної технології відкритої розробки розсипних титано-цирконієвих родовищ.....	78
<b>Рябичко А.С., Сахно С.В.</b> Деформирование выработок при ремонте и восстановлении их сечения.....	83
<b>Проконова М.В., Рубцова Я.С., Медведев А.А.</b> Моделирование конструкций железнодорожных тоннелей.....	86
<b>Шлапак В.О., Соболевський Р.В., Кальчук С.В.</b> Методика оцінки якості виконання бурових робіт при підготовці блоку каменю до видобування механічними способами.....	91
<b>Ган О.В., Бойко В.В.</b> Аналіз сучасних методів і способів усунення просідних властивостей лесових ґрунтів.....	95
<b>Булітко К.О., Пасько О.З.</b> Перевірка міцності і стійкості виробки створеної горизонтально направленим бурінням за допомогою статичного моделювання.....	99
<b>Исаенков А.А., Сахно И.Г.</b> Лабораторные исследования передачи давления от фронта разрушения горных пород на контур почвы выработки.....	103
<b>Савченко А.Е., Шевчук Н.А.</b> Можливості інвестування збиткових шахт Донбасу.....	107
<b>Барановський А.Ю., Соболевський Р.В.</b> Узагальнена оцінка кількісного розподілу фізико-хімічних та геоструктурних показників покладів гранітів України.....	108
<b>Савотченко Е.Н., Зберовский А.В.</b> Анализ загрязнения окружающей среды пылегазовыми выбросами при взрывных работах в карьерах.....	116
<b>Григорець М.О., Кононенко Д.А., Каменець В.І.</b> Гірничопрохідницькі роботи в інвестиційних проектах шахт Красноармійського геолого-промислового району.....	119
<b>Муцько С.І., Шевчук Н.А., Вапнічна В.В.</b> Технологія влаштування пасивного будинку і його доцільність в сучасних реаліях.....	123
<b>Ащеулова О.В., Зберовський О.В.</b> Екологічні та технологічні особливості рекультивації на кар'єрах з застосуванням чорнозема довготривалого зберігання.....	126
<b>Кучер Р.М., Толкач О.М.</b> Дослідження шляхів підвищення ефективності розмивання порід гідромоніторами.....	130

<b>Шайдецька Л.В., Ган А.Л.</b> Влияние собственного веса грунта и действия взрывной волны на устойчивость защитного экрана.....	133
<b>Нестерчук Д.Л., Толкач О.М.</b> Енергетичні основи оптимізації технологічних процесів кар'єрів буто-щебеневої сировини.....	135
<b>Губчик М.С., Шевчук Н.А.</b> Видобуток блочного каменю з використанням гідроклинової установки.....	138
<b>Піскун І.А., Соболевський Р.В.</b> Економічна доцільність використання фрезерних машин для видобування щебеневої сировини.....	139
<b>Загоруйко Є.А., Сібуров Г.С.</b> Дослідження геомеханічного стану порід в суцільно-камерній системі розробки корисних копалин.....	143
<b>Зберовський В.А., Коробочка А.Н.</b> Экологическая характеристика карьерного автосамосвала.....	147
<b>Горобчишин О.В., Дроботущенко А.О., Зуєвська Н.В.</b> Дослідження формування зон з критичним напруженням в процесі видобутку гранітних блоків.....	152
<b>Хлевнюк Д.В., Чала О.М., Кузьменко А.О.</b> Процеси при одночасному підриві ряду розосереджених зарядів.....	156
<b>Сіверін М.М., Гайко Г.І.</b> Новий спосіб вентиляції автомобільних тунелів як складова вирішення екологічних проблем великих міст.....	162
<b>Коробийчук В.В.</b> Отдельные случаи добычи монолитов природного камня алмазно-канатными машинами.....	165
<b>Пи́га Л.М., Жукова Н.І.</b> Вибір раціонального напрямку рекультивації.....	168
<b>Темченко О.А.</b> Розробка довгострокових програм стійкого розвитку вітчизняних гірничорудних підприємств в умовах економічної нестабільності.....	170
<b>Стасюк С.М., Бойко В.В.</b> Дія вибуху навколо заряду в тріщинуватому масиві.....	177
<b>Лис А.І., Пугач Ю.В., Шевчук Н.А.</b> Сучасні методи планування оборотних активів гірничого підприємства.....	180
<b>Охріменко В.І., Фролов О.О.</b> Диференційований енергетичний підхід до формування шпурових зарядів при проходці виробок великого перерізу.....	182
<b>Сокур В.Г., Шевчук Н.А.</b> Економічна ефективність підземного будівництва.....	184
<b>Китовський С.О., Самедов А.М.</b> Моделювання процесу ущільнення вологих або водонасичених ґрунтів віджиманням порової води при віброущільненні бетонної суміші в буронабивних палях.....	185
<b>Музичук П.О., Шевчук Н.А.</b> Стратегія розвитку ефективного гірничого підприємства.....	191
<b>Копка І.О., Васильчук О.С., Логвинюк В.А., Кравець В.Г.</b> Розробка способу підсилення дії вибуху в підшві уступу.....	192

## Науково–технічне видання

В збірці приведені результати наукових розробок студентів, аспірантів і молодих вчених, які представили на міжнародну конференцію 1-3 червня 2016 г., що організувала кафедра «Геобудівництва та гірничих технологій» Інституту енергозбереження та енергоменеджменту НТУУ «КПІ», присвячену 70-річчю ІЕЕ ( правонаступника гірничо-технічного факультету).

Збірка призначена для фахівців і будівельників підземних споруд, студентів вузів гірничих спеціальностей.

Тези доповідей представлені в редакції авторів.

Підписано до друку 25.06.2016 р. Формат 60x90 1/16.

Папір офсетний. Умовн. др. арк. 15,93

Друк різнограф. Тираж 50 прим. Зам. №3108.

Підприємство УВОІ «Допомога «УСІ»

Свідоцтво про державну реєстрацію № 531018

03056, м. Київ, пров. Політехнічний 6, корп. 5 (КПІ)

тел.: 277-41-46.