

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
Національний технічний університет України «КПІ»
Інститут енергозбереження та енергоменеджменту
Кафедра геобудівництва та гірничих технологій



**СУЧАСНИЙ СТАН І
ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ
ГІРНИЦТВА ТА ПІДЗЕМНОГО
БУДІВНИЦТВА**

Матеріали II Міжнародної науково-технічної
конференції «ЕНЕРГЕТИКА. ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА» молодих
дослідників, аспірантів та магістрантів

НТУУ «КПІ» ІЕЕ
Кафедра геобудівництва та гірничих технологій

Випуск № 1

Київ - 2010

Сучасний стан і перспективи розвитку гірництва та підземного будівництва. Зб. наук. праць. Вип 1, – Київ: «Квітка», 2010. – 150 с.

В збірнику наведені результати наукових розробок студентів, аспірантів, магістрантів та молодих дослідників, що преставлені на міжнародну конференцію 25 травня 2010 р. Конференцію організувала кафедра «Геобудівництва та гірничих технологій» Інституту енергозбереження та енергоменеджменту Національного технічного університету України «Київського політехнічного інституту».

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

Редакційна колегія

- | | |
|---|------------------|
| докт. техн. наук, професор
зав. каф. геобудівництва та
гірничих технологій Інституту
енергозбереження та енергоменеджменту | Кравець В.Г. |
| докт. техн. наук, професор,
Шахтинський інститут Південо – Російського
державного технічного університету | Прокопов А.Ю. |
| докт. техн. наук, професор
дійсний член Академії
будівництва України, заст.зав.каф. БШ і ПС ДонНТУ | Борщевський С.В. |
| докт. техн. наук, професор,
зав. каф. БГ та ГС
Донбаського державного
технічного університету | Литвинський Г.Г. |
| докт. техн. наук, професор
завідувач кафедри
будівельних геотехнологій
Криворізького технічного університету | Андрєєв Б.М. |
| докт. техн. наук, професор,
заст. декана гірничо – будівельного
факультету Тульського державного університету | Копилов А.Б. |

Комп'ютерна верстка

- | | |
|---|----------------|
| к.т.н., ст. викл. каф. геобудівництва
та гірничих технологій
Інституту енергозбереження
та енергоменеджменту | 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. 044-4068009
E-mail: viktoria0203@yandex.ru

Кравець В.Г., проф., д.т.н. (НТУУ «КПІ»), А. Воєводка, д.т.н., проф. (Сілезький техн. університет), Косенко Т.В. (НТУУ «КПІ»)

КОНСТРУКТИВНІ МЕТОДИ ЗНИЖЕННЯ ВМІСТУ ТОКСИЧНИХ ГАЗІВ У ПРОДУКТАХ ДЕТОНАЦІЇ

Розглянуто конструктивні та технологічні фактори, що впливають на виникнення окису вуглецю та окисів азоту у вибухових газах. Запропоновані рекомендації щодо зменшення і повної ліквідації цих газів.

Рассмотрены конструктивные и технологические факторы, влияющие на возникновение окисла углерода и окислов азота во взрывных газах. Предложены рекомендации по уменьшению и полной ликвидации этих газов.

We consider the constructive and technological factors affecting the generation of carbon oxide and nitrogen oxides in the explosive gases. The recommendations on the reduction and complete elimination of such gases are suggested.

Кількісні і якісні характеристики газів, що утворюються в результаті вибуху, суттєво залежать від конструктивних і технологічних факторів, а також від умов, в яких проходить розклад вибухових речовин (ВР).

З конструктивних особливостей зарядів ВР інтерес представляють матеріал забійки, тип оболонки, спосіб ініціювання, як фактори зниження токсичності продуктів детонації.

Матеріал і довжина забійки чинить суттєвий вплив на склад і кількість токсичних газів, що утворюються. Забійка, що викидається із затримкою з шпурів, забезпечує надійну детонацію зарядів ВР і нормальний хід реакції, що приводить до безпосереднього виникнення кінцевих продуктів детонації. Чим краща забійка, тим більше тиск продуктів детонації у шпурі, більша їх здатність до подрібнення порід і, як наслідок, менша кількість токсичних газів.

Досліджувалися ті матеріали забійки, які, згідно припущенням, можуть впливати на зменшення вмісту CO і NO_x в газах вибуху шляхом окислення вуглецю (наприклад, C→CO) або нейтралізації NO_x, (наприклад, NO₂ → NaNO₃).

Дослідження проводилися в сталевих трубках, з двох сторін заповнених забійкою з глини з додаванням розчину солі NaKCO₃ або окислювача Ca(ClO₃)₂, двоокису водню, двохромистого калію і перекису натрію. Застосовувалися також водяна і вапняна забійки (у вигляді гашеного вапна і вапняного пилу).

Встановлено, що застосування глиняної забійки з додаванням різної кількості розчинів NaKCO₃ і Ca(ClO₃)₂ не чинить помітного впливу на кількість токсичних газів, що утворюються. Більш ефективна глиняна забійка, що містить окислювач, до складу якого входить 21 % води, 27 % розчину H₂O₂ (3 %-го), 19 % розчину K₂Cr₂O₇ (10 %-го), 19,4 % розчину Na₂O₂ (10 %-го). При цьому вміст токсичних газів зменшується на 15 %. Найбільш ефективним виявився окислювач у вигляді 10 %-го розчину Na₂O₂, що знижує вміст NO_x на 45 % при підвищенні вмісту CO на 4 %. Під час дослідження водяної забійки помітного впливу на вміст NO_x не виявилось. Більш суттєвий вплив на склад і вміст токсичних газів чинить вапняна забійка. Заміна глиняної забійки на вапняну знижує вміст NO_x і CO в газах вибуху, при чому цей вплив тим більший, чим більший вміст токсичних газів в продуктах вибуху даної ВР. Забійка з гашеного вапна в порівнянні з забійкою з глини знижує вміст CO на 30 %, забійка з вапняного пилу – приблизно на 10 %. Зменшення вмісту окислів азоту у присутності гашеного вапна

складає в середньому 25 %, вапняного пилю – 15 %. Таким чином, додавання в забійку вапна забезпечує ефективну нейтралізацію токсичних газів.

Значний вплив на склад і кількість газоподібних продуктів вибуху чинять умови протікання детонації, до яких відносяться характеристики породного масиву і ступінь його обводнення. Розглядаючи вибух аміачно-селітрових ВР, що застосовуються в середовищі певної щільності, можна виділити в процесі його протікання дві фази. В першій, початковій фазі миттєво підвищується тиск внаслідок утворення великої кількості розжарених газів. Ця фаза триває до початку руйнування середовища, що оточує заряд. Друга, кінцева фаза полягає у швидкому розширенні і охолодженні газоподібних продуктів вибуху, перемішуванні їх з навколишньою атмосферою і протіканні вторинних реакцій між продуктами вибуху.

Чим міцніше середовище навколо заряду, тим довше протікає перша фаза, тим повніша детонація ВР і тим більший тиск розвивається в зарядній камері. Отже, більша частина реакції встигає реалізуватися до порушення цілісності середовища, що призведе до зменшення кількості отруйних газів.

З групи технологічних факторів, що впливають на виникнення окису вуглецю і окисів азоту у вибухових газах, можна виділити: глибину шпура, місце ініціювання заряду, зазор між стінкою шпура і патронами заряду, обводненість масиву.

Глибина шпура безпосередньо зв'язана з масою середовища, що руйнується. Зі збільшенням глибини шпура і маси середовища зростає кількість роботи, що виконується зарядом ВР під час вибуху, а, значить, повніше протікає вибухове розкладання, менше утворюється токсичних газів в продуктах вибуху, що свідчить на користь подовжених зарядів.

Діаметр шпура міцно пов'язаний з діаметром патронів ВР, що застосовуються. Різниця між діаметром шпура і патрона не повинна перевищувати 3-4 мм. Детонація заряду протікає при цьому в оптимальних умовах, що забезпечують розвиток максимального тиску під час вибуху. Така різниця між діаметрами гарантує вільне переміщення патронів у шпурі по всій довжині без деформації патронів і пошкодження оболонки. Більша різниця між діаметрами патрона і шпура (до 10 мм) приводить до ослаблення процесу детонації заряду і зростання кількості токсичних окислів вуглецю і азоту в газах вибуху.

Описані вище фактори, що впливають на кількість окису вуглецю і окисів азоту в газах вибуху, дозволяють зробити висновки про необхідність дотримання ряду умов, за яких можна досягнути зменшення кількості цих токсичних газів. До таких умов можна віднести:

- застосування ВР з нульовим чи в малому ступені позитивним кисневим балансом;
- застосування ВР оптимальної щільності;
- забезпечення найбільш повного вибухового перетворення ВР;
- застосування якісної забійки;
- розміщення бойовика з боку устя шпура;
- врахування впливу води на вміст CO і NO_x в газах вибуху.

Однак, дотримання цих умов не забезпечує повної безпеки і радикального зменшення кількості токсичних газів, що виділяються. Необхідна розробка як способів попередження утворення газів, так і способів нейтралізації цих газів в процесі їх утворення. Для зменшення або повної ліквідації токсичних газів належить:

- під час розробки ВР вводити до їх складу мінеральні солі, що впливають на протікання реакції вибухового розкладання і зменшують утворення токсичних газів у продуктах вибуху;

- застосовувати спеціальні добавки – нейтралізатори шляхом введення їх в забійку або оболонку патронів таким чином, щоб вони нейтралізували токсичні гази, що утворюються;

- застосовувати каталізатори – наприклад, окиси міді, нікелю, титану;

- застосовувати вапняну забійку з гашеного вапна замість глиняної. Це дозволить знизити вміст токсичних газів на 30-40 % (в залежності від типу ВР і умов проведення вибуху);

- застосовувати глиняну забійку з добавками:

а) 10 %-го розчину двохромистого калію, що дозволить знизити вміст токсичних газів на 15 %;

б) 10 %-го розчину перекису натрію, що дозволить знизити вміст токсичних газів на 40 %;

- застосовувати заряди ВР діаметром 36 мм замість 32 мм і масою 150 г замість 100 г, що приводить до зниження вмісту CO і NOx в газовій суміші, що утворюється в результаті вибуху.

Відомо, що зріст обводненості масиву під час вибуху заряду ВР має позитивне значення, оскільки певна кількість окислів азоту, реагуючи з вологою, нейтралізується внаслідок утворення азотної і азотистої кислот, що осідають на стінках і підшві виробки. У випадку аміачно-селітрених ВР необхідно забезпечити ізоляцію патронів за допомогою водостійких оболонок.

Висновки:

1. В зв'язку з широким застосуванням в гірничій справі низькочутливих сумішевих ВР типу АС-ДП та інших сумішей на основі аміачної селітри процес їх вибухового розкладання, його повнота і відповідно баланс продуктів детонації пов'язані з режимом ініціювання зарядів.

2. Технологічні рішення і конструктивні елементи вибухових робіт помітно впливають на вміст токсичних компонентів в ПД, що особливо важливо при роботах в стислих умовах підземних виробок. Важливе місце серед конструктивних мір займає забійка, не тільки як запираючий елемент конструкції заряду, але і як матеріал–нейтралізатор токсичних газів. Найбільш суттєвий позитивний вплив на зниження вмісту токсичних газів чинить вапняна забійка.

3. Зріст обводненості масиву чинить позитивний вплив на склад ПД, особливо на зниження вмісту в атмосфері гірничої виробки окислів азоту, супутніх вибуховому розкладанню АС.

УДК 622.26:622.235

Доц. Шкуматов О.М., студ. Масюк І.В. (ДонНТУ, м. Донецьк, Україна)

УДОСКОНАЛЕННЯ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ ПРИ ГЕОБУДІВНИЦТВІ

Проаналізований стан питання щодо будівництва гірничих виробок на шахтах і рудниках України. Узагальнені результати наукових досліджень відносно впливу форми предмета на його опір продуктам вибуху. Розроблена конструкція рефрактора та наведені результати його промислового впровадження.

Проанализировано состояние вопроса строительства горных выработок на шахтах и рудниках Украины. Обобщены результаты научных исследований о влиянии формы предмета на его сопротивление продуктам взрыва. Разработана конструкция рефрактора и приведены результаты его промышленного внедрения.

The situation with an excavation building in mines and copper mines of Ukraine is analyzed. The results of researches about an effect of an object's form on it's resistance to the explosive products are summarized. The construction of a refractor is developed. The results of its industrial application are described.

Аналіз стану технології проведення гірничих виробок на шахтах і рудниках України показує, що основний обсяг припадає на частку буро вибухових робіт. На вугільних шахтах цей показник становить 54,5 % при проведенні горизонтальних та похилих гірничих виробок, 99 % - при проходженні вертикальних стволів і свердловин великого діаметру. Для розвитку галузі необхідно до 2010 року підготувати 24 нових горизонту та блоку, що вимагає щорічного введення в експлуатацію не менше 18-20 стволів й збільшення не менш ніж у 2 рази обсягу проведення польових магістральних виробок. Це викликає необхідність вдосконалення вибухової технології спорудження гірничих виробок.

Проблема підвищення ефективності буровибухових робіт особливо загострилася з переходом України до ринкової економіки. Удосконалення вибухових речовин (ВР) не призводить до відповідного підвищення ефективності їхнього використання, тому що сучасні ВР з істотно меншим вмістом тротилу є менш потужними, мають більш низьку детонаційну здатність, а значна частина енергії вибуху витрачається нераціонально. Тому об'єктивно виникла необхідність у додаткових наукових дослідженнях, спрямованих на вдосконалення існуючих та розробку нових засобів управління імпульсом вибуху, які збільшують коефіцієнт використання шпурів практично до 1 та зменшують глибину «склянок» (частин шпурів, що не підірвалися) до мінімуму.

Управлінню імпульсом вибуху набою ВР присвячена значна кількість досліджень. Особлива увага в них приділялася впливу форми об'єкта, який при руйнуванні піддається впливу ударної хвилі (УХ) та продуктів детонації (ПД), на ефективність вибухових робіт. У роботах, виконаних ще в 30-40-х роках ХХ століття, була проведена оцінка опору тіл при дуже великій надзвуковій швидкості за допомогою методів аеродинаміки. Було звернуто увагу на те, що картина обтікання тіла газом з гіперзвуковою швидкістю близько нагадує картину, яку розглядав ще Ньютон, руху тіл в опірному середовищі, що складається з окремих частинок, які не взаємодіють між собою. З його міркувань випливає, що тиск, який діє на звернений вперед елемент обтічного тіла, пропорційний квадрату синуса кута зустрічі елемента з частинками середовища. У роботах Буземанна була отримана формула для розрахунку тисків на поверхні головної частини профілів і тіл обертань при дуже великій надзвуковій швидкості обтікання, уточнююча формулу Ньютона:

$$p = \rho \cdot u^2 \cdot (\sin^2 \alpha + \sin \alpha \frac{d\alpha}{dS} \int_{S_0}^S \cos \alpha dS),$$

де ρ – щільність газу, кг/м³; u – швидкість руху часток, м/с; α – кут нахилу елемента поверхні до напрямлення потоку, що набігає, градус; S – площа перерізу тіла, що обтікають, поверхнею, яка є нормальною до напрямку набігаючого потоку, м².

Аеродинамічно досконалою формою, тобто формою з відносно малим тиском при обтіканні потоком з гіперзвуковою швидкістю, є тіло, нормаль до поверхні якого мало відхиляється від площини, перпендикулярної до напрямку руху. Таким є тонке тіло із закругленою головною частиною.

Для управління величиною та напрямком імпульсу вибуху, який впливає на гірські породи при вибуховій технології будівництва гірничих виробок, розроблені шпурові рефрактори - пристрої для скривлення / переломлення ударних хвиль (УХ) та продуктів детонації (ПД) [1]. Загальний вигляд модифікованого рефрактора зображений на рис. 1. Для можливості його використання в горизонтальних шпурах передбачена нижня циліндрична частина діаметром на 1-2 мм меншим від діаметра шпуру.



Рис.1 - Рефрактор для перерозподілу продуктів вибуху

Для оцінки впливу рефракторів на перерозподіл імпульсу вибуху з осьового напрямку в радіальний у вибуховій камері ДонНТУ були виконані експерименти з використанням балістичного маятника. Сумарний імпульс вибуху подовженого набою ВР, який приходить в будь-яку точку поверхні, визначається згідно з виразом:

$$I = \sqrt{I_1^2 + I_2^2}, \quad H \cdot c,$$

де I_1, I_2 - імпульси вибуху впродовж й перпендикулярно до вісі розповсюдження детонаційної хвилі, відповідно.

Відхилення маятника l_1 , в мм, прийняте в якості міри оцінки результатів вибуху. Взаємозв'язок значення імпульсу I з відхиленням балістичного маятника l має вигляд:

$$I = 0,272 \cdot l_1, \quad H \cdot c.$$

Експерименти засвідчили, що при використанні рефрактору осьовий імпульс вибуху зменшується на 15,5 %, а радіальний – збільшується на 12,4 % [2].

Розроблені конструкції рефракторів впроваджені на вугільних шахтах. На їхнє застосування були отримані листи - дозволи територіального управління Держгірпромнагляду МНС України. Рефрактори застосовувалися при проведенні квершлягу 1^W-ої лави пласта l_8 ш. «Лідіївка» ДП Донвугілля. У цьому випадку КВШ

зріс з 0,72 до 0,81 (на 9 %), а питома витрата ВР знизилася на 0,29 кг/м³ (на 13,4 %). Слід зазначити, що для зручності заряджання рефрактори вдавлювалися в патрон ВР. Це призводило до створення в торці патрона кумулятивного поглиблення та зменшення робочої довжини рефрактора. У результаті ударна хвиля й концентрований потік продуктів детонації встигали лише частково змінити осьовий напрямок на радіальний. Це не дозволило довести КВШ до максимального значення. При проведенні польового штреку гор. 815 м на ш. «Трудівська» ДП Донвугілля були застосовані рефрактори модифікованої конструкції [3]. Відомості щодо використаного й розробленого паспортів БВР наведені в табл.1.

Таблиця 1 – Відомості щодо паспортів БВР

Найменування	Значення до впровадження	Значення після впровадження	Відхилення
Кількість шпурів, шт.	78	66	-15,4%
Кількість шпурометрів, м	101,40	101,85	+0,44%
КВШ	0,77	0,99	+22,0%
Питома витрата ВР, кг/м ³	1,65	1,47	-10,9%

Результати впровадження показали, що застосування рефракторів раціональної конструкції дозволило підвищити КВШ на 16-26 %, збільшивши відповідно довжину заходки, і скоротити кількість шпурів на 15 %. Швидкість проведення гірничих виробок зросла на 12-15 %. Питома витрата ВР знизилася, в середньому, на 10 %. Економічний ефект перевищив 150 у.о. / м.

Бібліографічний список

1. Шкуматов О.М. Підвищення та перерозподіл енергії вибуху шпурових набоїв при будівництві гірничих виробок // Науковий вісник національного гірничого університету. – Дніпропетровськ: НГУ, 2008. – №8. - С. 7-10.
2. Shkumatov A. New technical solution in conducting mining excavations // Transactions of the VSB – Technical University Ostrava Mining and Geological Series. №1 – 2003. - P. 137-140.
3. Шкуматов А.Н., Черкасов И.А. Совершенствование буровзрывных работ на шахтах украинского Донбасса // Глюкауф на русском языке, 2008. - № 4. - С. 25-27.

УДК 622.235.575.2

Бузыла А.А., аспірант НТУУ «КПІ» г. Киев, Україна, научний керівитель Вовк А.А., д.т.н., професор кафедри геостроїтельства и горных технологий, НТУУ «КПІ», г. Киев, Україна.

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНОГО МАССИВА И ВЛИЯНИЕ ЛИТОЛОГО-ТЕКТОНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ФОРМИРОВАНИЕ ОЧАГА ГОРНОГО УДАРА

В данной статье рассматривается напряженно-деформированное состояние массива в районе ведения горных работ с учетом литологических и тектонических особенностей с

целью выявления зон повышенной концентрации напряжений, как потенциальных очагов горного удара.

У цій статті розглядається напружено-деформований стан масиву в районі ведення гірських робіт з урахуванням літологічних і тектонічних особливостей з метою виявлення зон підвищеної концентрації напруги, як потенційних вогнищ гірського удару.

In this article the tensely-deformed state of array is examined in the district of conduct of mountain works taking into account lithologic and tectonic features with the purpose of exposure of areas of enhanceable concentration of tensions, as potential hearths of mountain blow.

Введение. Горные удары являются следствием накопления упругой энергии выше определенных критических значений и ее высвобождения в виде кинетической составляющей движения разрушенной в направлении обнажения породы и упругих сейсмических волн различной интенсивности. Решающую роль в возникновении горного удара играют базовые характеристики горных пород и особенности напружено-деформируемого состояния массива в зоне ведения подготовительных и очистных работ.

Целью работы является прогнозирование горного удара и его динамических и энергетических параметров.

Основной материал и результаты исследований. Состояние элемента горного массива зависит от глубины его залегания H от поверхности и описывается в состоянии равновесия двумя системами уравнений $\Sigma P = 0; \Sigma M = 0$, то есть приравниванием к нулю суммы сил и моментов.

Зависимость между компонентами напряжений при одноосном и трехосном нагружении видно из рис. 1. Согласно этому рисунку можно записать:

$$\sigma_n = \sigma \sin^2 \alpha; \tau = \frac{\sigma}{2} \sin 2\alpha \quad (1)$$

Напряженное трехосное состояние в тензорной форме может быть записано следующим образом (рис. 1, б):

$$T_n = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ & \sigma_y & \tau_{yz} \\ & & \tau_z \end{vmatrix} \quad (2)$$

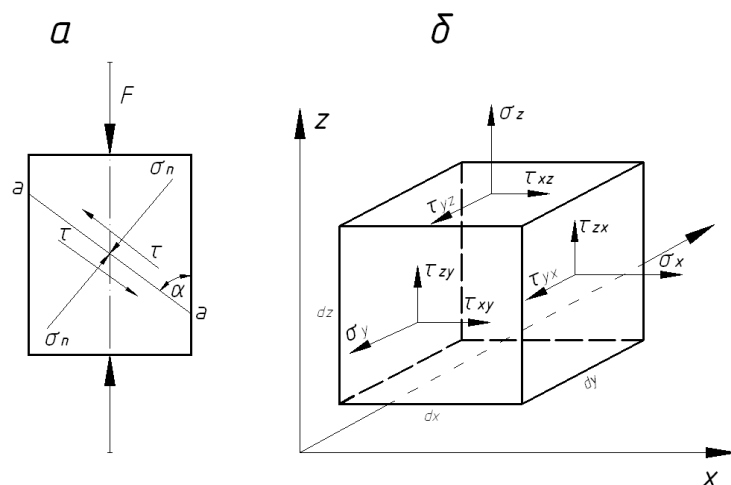


Рис. 1. Напряженное состояние элемента массива: а – при одноосном нагружении; б – при

трехосном нагружении.

Тензор T_n можно разложить на два слагаемых: шаровую (A_n) и девиаторную (D_n), т.е:

$$T_n = A_n + D_n \quad (3)$$

Сила F вызывает объемные деформации и перемещения в элементе массиве (рис. 2). Точка P смещается в положение P' . Вектор перемещения PP' можно разложить по осям координат: U - вдоль оси x , V - вдоль оси y , и W - вдоль оси z (рис. 2, а, б).

Отношения $\frac{\partial U}{\partial x}$, $\frac{\partial V}{\partial y}$ - линейные деформации dx и dy , которые равны:

$$\varepsilon_x = \frac{\partial U}{\partial x}; \quad \varepsilon_y = \frac{\partial V}{\partial y}, \quad \text{а при трехосном нагружении также} \quad \varepsilon_z = \frac{\partial W}{\partial z}.$$

Помимо изменения объема приложение силы вызывает деформации формоизменения, которые могут быть записаны как изменения прямого угла APB (рис. 2, а) на угол $A'P'B'$ в следующем виде:

$$\gamma_{xz} = \frac{\partial U}{\partial y} + \frac{\partial V}{\partial x}; \quad \gamma_{yz} = \frac{\partial V}{\partial z} + \frac{\partial W}{\partial y}; \quad \gamma_{zx} = \frac{\partial W}{\partial x} + \frac{\partial U}{\partial z}, \quad (4)$$

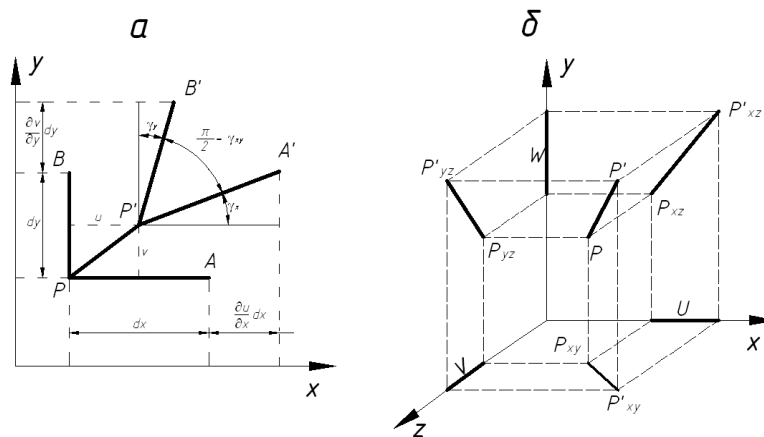


Рис. 2. Смещение элемента P [2]: а - в плоскости $x - y$; б - в системе координат $x - y - z$.

Деформированное состояние элемента может быть записано по аналогии с (2) и (3) в тензорной форме:

$$T_o = \begin{vmatrix} \varepsilon_x & \gamma_{xy} & \gamma_{xz} \\ & \varepsilon_y & \gamma_{yz} \\ & & \varepsilon_z \end{vmatrix} \quad (5)$$

$$T_o = A_o + D_o \quad (6)$$

Рассмотрим схему напряженного состояния ненарушенной породы на глубине H , приведенную на рис. 3 [1]. Если в ненарушенном массиве будет происходить только вертикальное смещение (т.е. $U = 0$; $V = 0$; $W = W(Z)$), то приняв $\sigma_z^o = \gamma H$ (γ - плотность породы) будем иметь:

$$\begin{aligned} \sigma_x^o &= \lambda_x \gamma H; \quad \sigma_y^o = \lambda_y \gamma H; \\ \tau_{xz}^o &= \lambda_\tau \gamma H; \quad \tau_{yz}^o = \tau_{xy}^o = 0 \end{aligned} \quad (7)$$

где λ_x, λ_y - модули бокового сжатия в перпендикулярном и продольном к напластованию направлениях; H - глубина, м.

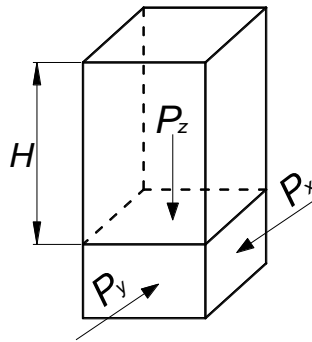


Рис. 3. Напряженное состояние породы в ненарушенном массиве на глубине H : P_z - вертикальное, P_x, P_y - горизонтальные давления.

Напряженное состояние в ненарушенном (литостатическом) массиве в соответствии с законом Гука при $\varepsilon_x = 0$ и $P_x = P_y$ описывается соотношением:

$$P_x = P_y = \frac{P_z}{m-1} \quad (8)$$

$$\text{где } P_z = -\gamma \cdot g \cdot H; \quad m = \frac{1}{\nu}.$$

В общем виде при наличии горизонтальных деформаций (т.е. $\varepsilon_x \neq 0$) связь напряжений и деформаций имеет вид:

$$E \cdot \varepsilon_x = P_x - \frac{1}{m} (P_y + P_z) \quad (9)$$

Вертикальные деформации определяются из выражения:

$$\varepsilon_z = \frac{1 - \nu - 2\nu^2}{1 - \nu} \cdot P_z \quad (10)$$

Как видно из рис. 4 и 5 в ненарушенном тектоническими процессами массиве закономерность роста напряжений имеет линейный характер, а деформации существенно изменяется с глубиной, т.к. в этом случае изменяются упругие свойства пород.

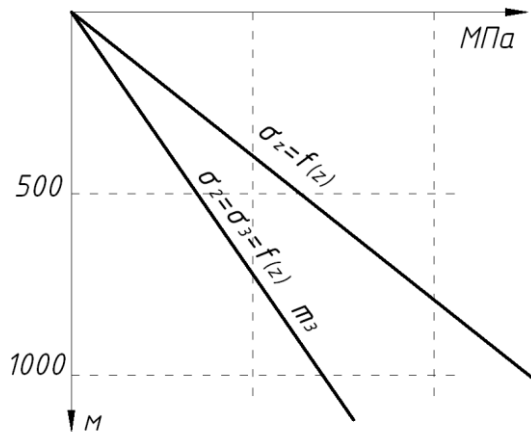


Рис. 4. Зависимость литологических напряжений от глубины (до 1000 м) [1].

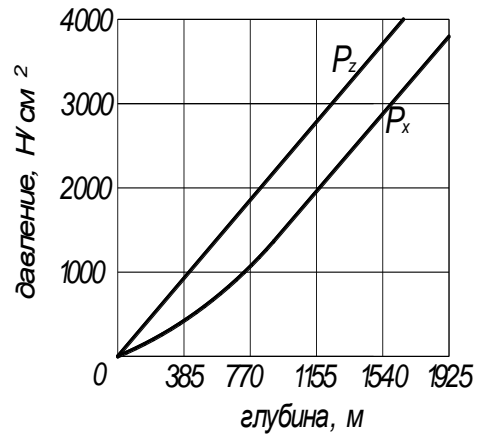


Рис. 5. Зависимость давления от глубины в ненарушенном литостатическом состоянии на глубинах от 385 до 1925 м [1].

Залегание месторождений полезных ископаемых, как правило, приурочено к различным тектоническим нарушениям (геосинклинальным складкам, на стыке океанических и континентальных плит, тектоническим сдвигам и т.п.), для которых характерно асимметричное поле напряжений с существенной горизонтальной компонентой, часто превосходящей вертикальную.

На рис. 6 изображена схема полей напряжений в складчатых структурах залегания пластов горных пород, а на рис. 7 - виды напряженно-тектонических состояний в этих условиях [1].

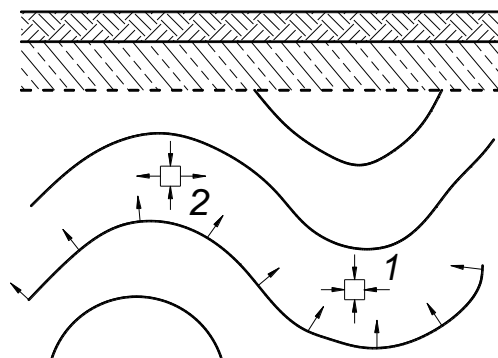


Рис. 6. Напряженные тектонические состояния в складчатых структурах: 1 – всестороннее сжатие; 2 – растяжение в горизонтальном направлении и сжатие в вертикальном.

Горизонтальная составляющая напряжения может иметь различные значения в реальных условиях, когда тензор напряжений представляет собой сумму литологических и тектонических слагаемых. В этих условиях величины и ориентация главных напряжений различны. Так σ_1 и σ_2 могут быть ориентированы горизонтально, а σ_3 - вертикально, при этом может иметь величину, меньше чем σ_1 или σ_2 (рис. 6, 7).

Из рис. 7 видно, что в сложных литологических условиях породы находятся в двух напряженных состояниях: всестороннем сжатии (рис. 7, а) и растяжении в горизонтальном и сжатии в вертикальном направлении (рис. 7, б).

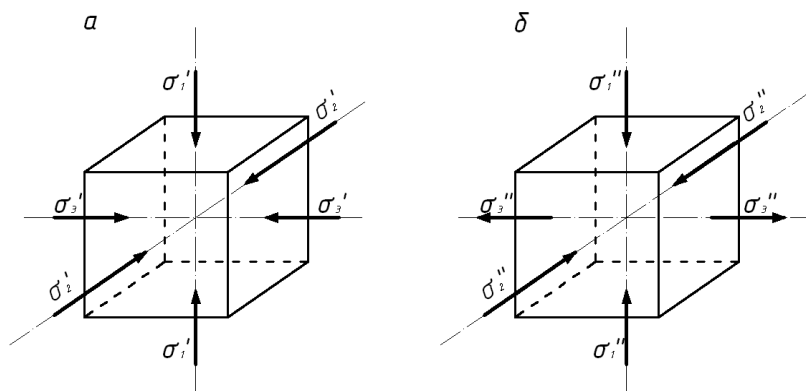


Рис. 7. Два напряженных тектонических состояния: а – всестороннее сжатие; б – растяжение в горизонтальном направлении.

В зоне тектонических нарушений часто имеют место резко-неравномерные по направлениям в пространстве гравитационно-тектонические поля напряжений, в которых вертикальная компонента (σ_1'') главных напряжений является наименьшей по абсолютной величине. Такая пространственная асимметрия главных напряжений является одним из условий проявления горных ударов, когда уровень этих напряжений достигает предельных значений при соответствующем направлении упругой энергии. Высокая асимметрическая литологическая напряженность является необходимым, но недостаточным условием проявления горных ударов. Существенную роль играют также упругие свойства горных пород и их способность к накоплению упругой энергии. Способность аккумулировать упругую энергию наиболее свойственна крепким хрупким породам (с высоким модулем упругости E_o), оцениваемым коэффициентом хрупкости (K_{xp}) или коэффициентом деформации ($K_{деф}$)

$$K_{xp} = \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}; \quad K_{деф} = \frac{\varepsilon_{упр}}{\varepsilon_{общ}}, \quad (11)$$

где $\varepsilon_{упр}$ и $\varepsilon_{общ}$ - упругая и общая деформация.

При значениях модуля упругости $E_o \leq 2 \cdot 10^4$ МПа избыточные горизонтальные напряжения либо незначительно превышают литостатические напряжения γH , либо вообще отсутствуют, в то время как при $E_o \geq 8 \cdot 10^4$ МПа избыточные горизонтальные напряжения могут быть в 10-20 раз больше вертикальных [1].

Выводы:

1. Энергия горного удара зависит от физико-механических свойств горных пород, их условий залегания и технологических условий ведения горных работ.

2. Наиболее опасные высокоэнергетические горные удары возникают в условиях тектонических нарушений, сопровождающихся асимметрией компонентов главных напряжений, где модули упругости и сдвига, как правило, имеют повышенные значения.

Библиографический список

1. Чан кон Бок, Вовк О.А. Влияние литолого-тектонических факторов на напряженно-деформированное состояние горного массива // Прикладная гидромеханика. – 2003. – Том 5 (77), № 4. – с. 73-81.

2. A. Goszcz. Elementy mechaniki skal oraz tapania w polskich kopalniach węgla i miedzi // Biblioteka Szkoły Eksploatacji podziemnej. Seria z zampka Gornicza. – Krakow, 1999. - № 2. – 237 s.

UDC 622.26:622.235

Doc. Shkumatov A.N., stud. Nosov A.V., Osaulenko S.V.

A DIRECTED EXPLOSIVE DESTRUCTION OF ROCK

Виконаний аналіз теоретичних підходів щодо поліпшення спрямованого руйнування гірських порід. Описані складові імпульсу вибуху та рефрактори для його перерозподілу. Наведені результати експериментів й промислового впровадження на шахтах України.

Выполнен анализ теоретических подходов по улучшению направленного разрушения горных пород. Описаны составляющие импульса взрыва и рефракторы для его перераспределения. Приведены результаты экспериментов. Даны результаты промышленного внедрения на шахтах Украины.

The analysis of the theoretical approaches on improving of the directed destruction of rocks is made. The components of an explosive impulse and refractors for it's redistribution are described. The estimation of experiments' results is done. The results of industrial applications on Ukrainian mines are given.

The theoretical base of the explosive impulse calculation is done in [1]. One of perspective approaches on the directed destruction of rocks is application of a design of a charge with an air clearance in a ground part of blast-hole [2]. It promotes significant decrease in initial peak pressure and increase in duration of action of products of a detonation (PD) on walls of a charge chamber. Offered in [2] method of specific consumption of explosive decreasing provides the use of a water shirt on all length of a charge that promotes increasing of the blast-hole charge activity factor and decreasing of dust content. The theoretical calculations of impulses of explosion at presence of barrier of the different form, results of laboratory researches are made there.

Components of an Impulse of Explosive

According to [1], the value of the impulse, which is an active on a lateral surface of a charge at direct initiation, is defined from expressions (1).

$$I = \frac{i_0}{16} \cdot \left[\frac{16 + 23 \cdot \alpha + 8 \cdot \alpha^2 - 15 \cdot \alpha^3}{(1 + \alpha)^2} + 3 \cdot (1 - \alpha) \cdot \ln \frac{1 + \alpha}{1 - \alpha} + 3 \cdot \alpha \cdot \ln r \right], \alpha = \frac{x}{l}, \quad (1)$$

where r – radius of a charge, mm; l - length of a charge, mm; x – intermediate position, ranged from 0 up to l .

The value of i_0 , representing a specific impulse on a face surface of a charge, is defined as

$$i_0 = \frac{32}{27} \cdot p_f \cdot \frac{l}{D}, \quad (2)$$

where p_f - pressure at the front of detonation wave, MPa; l - length of a charge, mm; D – speed of a detonation of explosive, m/s.

Expressions show that change of an impulse on length of a charge does not a linear dependence. Calculations have shown, that the attitude of value of a radial impulse of explosion I_r to axial I_a is equal 0,925.

If in a ground part of a charge there is an air clearance, attitude I_r/I_a decreases and becomes essential equal 0,34. Application of a refractor in a ground part of charge increases I_r/I_a up to value 1,12 [3]. In comparison with the previous results the axial impulse decreases in 2,37 times, and value of radial - increases in 1,39 times.

To improve the directed explosive destruction of rock the Refractor for blast-holes setting down on a contour (CR) is shown on fig.1.



Fig.1 - Construction of a refractor for blast-holes setting down on a contour

It is intended for preservation of rocks located outside of a contour. It is executed in the form of the spatial construction formed by crossing of a lateral surface of the basic cylinder to other (secants). One end turned to a bottom of blast-hole, is flat. The other end turned to a mouth, has the form of a segment. The axis of the secant cylinder is perpendicular to axis of the base cylinder. Tests of the CR are made on a ballistic pendulum.

Experiments were carried out with use of various explosives. Therefore the correction factor (k_e) to reduce to a standard (ammonite №6GV) is entered. Values of deviations of a ballistic pendulum are accordingly were corrected. At tests the cartridge in weight 50 g and by diameter 40 mm and an electric detonator were applied. Experiments show, that the shock wave and products of a detonation, flowing round a curvilinear surface of the CR, change a direction of the movement from axial (along a charge) on radial. It proves to be true a following results (tabl.1).

Table 1 – Results of the experiments

Angle of CR rotation, degree	Deviation of a pendulum, mm	Radial impulse of explosive, N·s	Difference relatively to the construction without CR		
			mm	N·s	%
0 (by curvilinear part)	48	13,056	+2	+0,544	+4,17
90 (by lateral part)	41	11,152	-5	-1,360	-12,20
180 (by rectilinear part)	38	10,336	-8	-2,176	-21,05
Without CR	46	15,512	0	0	0

Application of the CR changed a deviation of a ballistic pendulum as follows. If the CR will turn to a pendulum a curvilinear part deviation - 60 mm; if lateral - 43 mm; if rectilinear – 40 mm. Impulse of explosive is proportional by the deviation of a ballistic pendulum. Graphic interpretation of dependence of the impulse from the CR rotation angle is the curve represented on fig.2.

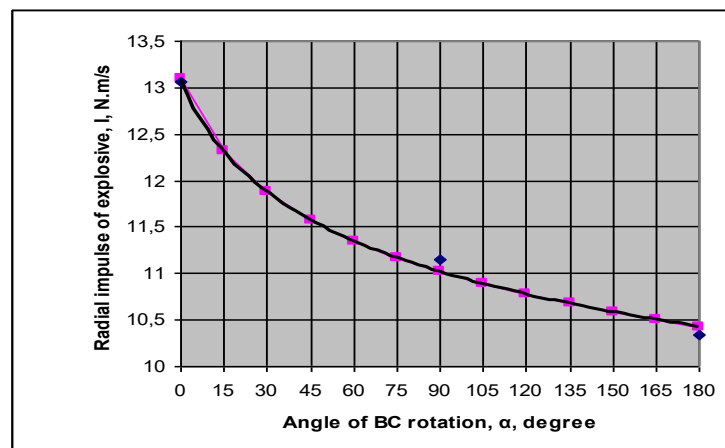


Fig.2 - Functional depending of radial impulse of explosive from the angle of CR rotation

The analysis shows, that a presence of CR exercises a significant effect on the value of a deviation of a pendulum.

On the base of the theoretical researches and results of laboratory experiments the “Management on perfection of explosive works at carrying out of mountain developments and cutting of interfaces on mines of IC Donetskmine” is developed. It is approved by the Technical Director of Industrial Corporation. The industrial testing and approbation of inert refractors has been executed on mines "Ilovayska" and "Trudovska" of IC Donetskmine. As

the result the blast-hole charge activity factor has raised from 0,77 up to 0,99 (+22 %), and the quantity of blast-holes was reduced from 78 up to 66 (-15,4 %) [4].

As the result of the researches it was established, that application of an inert refractor reduces an axial impulse of explosion in 1,39 times and increases a radial impulse in 1,18 times. A redistribution of PD to a radial direction provides to extend a spacing interval between the neighboring blast-holes. Thus the most part of energy of explosion goes on fulfillment of useful work.

References

1. Баум Ф.А. и др. Физика взрыва / Под. ред. Ф.А. Баума. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Наука, 1975. – С. 304...316, 329...337.
2. Герасимов А.В., Кректулева Р.А., Михайлов В.Н. Математическое моделирование воздействия ударных волн на образцы различной геометрии из градиентных материалов. // VI Забабахинские научные чтения. – Снежинск, 2001. – С. 90-91.
3. Шкуматов А.Н. Усовершенствованная конструкция шпуровых зарядов при разделке сопряжений горных выработок // Вісник КТУ. Вип. 9 – Кривий Ріг: КТУ, 2005. – С. 37-40.
4. Руководство по совершенствованию взрывных работ при проведении горных выработок и разделке сопряжений на шахтах ПО Донецкуголь / А.Н. Шкуматов, И.В. Антипов. – Донецк, 2000. – 44 с.

УДК: 622.235

Былинская Н.В., студентка НТУУ «КПИ», научный руководитель Вовк А.А., д.т.н., научный сотрудник НТУУ «КПИ».

РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ СОСТАВОВ С ИЗМЕНЕНИЕМ ПЛОТНОСТИ В ПРОЦЕССЕ ИХ ПРИГОТОВЛЕНИЯ

У цій статті розглядаються методи зниження тріщиноутворення шляхом оптимізації параметрів і орієнтації векторів силових полів.

В данной статье рассматриваются методы снижения трещинообразования путём оптимизации параметров и ориентации векторов, силовых полей.

In this article the methods of decline of formation of cracks are examined by optimization of parameters and orientation of vectors of the power fields.

Целью работы является оптимизация параметров взрывного импульса применительно к технологическим требованиям при добыче штучных камней.

Основой ускорения темпов научно-технического прогресса в области взрывных работ является развитие теоретических представлений о механизме деформирования твердых тел при взрывном нагружении для нахождения оптимальных схем формирования силовых полей в массиве, способствующих оптимизации процесса разрушения в зависимости от конкретных технологических задач. Эти задачи разные и зависят от многих факторов, в числе которых требование к грансоставу разрушенного материала, минимальный удельный расход ВВ, объем буровых работ, ряд экологических ограничений. Применение штатных ВВ для отделения блоков штучного

камня сопровождается образованием в них трещин, не поддающихся прогнозированию ни в количественном отношении, ни в направлении их распространения.

Одной из главных проблем, является совершенствование взрывных работ по добыче штучного камня в направлении создания условий оптимизации параметров взрывного импульса, а также ориентации векторов силовых полей таким образом, чтобы свести к минимуму трещинообразование в теле блока. Относительно первой задачи, то она может решаться путем создания специальных рецептур ВВ, детонационные возможности которых могли бы обеспечить так называемый "мягкий импульс", достаточный тем не менее в энергетическом отношении для отделения блока от массива по линии шпуров, но без существенных трещин в перпендикулярном направлении. Еще одним методом снижения трещинообразования является формирование встречных силовых полей взрывом соседних шпуров, инициируемых попеременно сверху и снизу. Это позволит создать условие для первоочередного зарождения и развития трещин в межшпуровой плоскости при одновременном снижении параметров импульса в перпендикулярном направлении.

Из имеющихся в литературе экспериментально установленных соотношений для расчета параметров ударной волны в упругой среде вытекают весьма важные выводы, которые сводятся к следующему: 1. Концентрация энергии зависит от плотности ВВ; 2. Массовая скорость в упругой среде зависит от скорости продуктов детонации в точке Чепмена-Жуге; 3. Максимальное значение радиальной компоненты массовой скорости при взрыве удлиненного заряда зависит от плотности ВВ, скорости детонации, удельной энергии ВВ и акустической жесткости взрывающей среды.

В основу разработки взрывчатых материалов с указанными выше характеристиками по энергетике и безопасности приготовления был положен принцип достижения переменной плотности с использованием пенообразующих и эмульгирующих добавок.

Разрабатывались две разновидности композиций регулируемой плотности: сыпучие (безводные) на основе измельченной аммиачной селитры АС, порошкообразного ПАВ (например, сульфанола) и топливной добавки (угольного порошка, ДТ и т.п.) и гелеобразные составы сыпучих смесей. Результаты испытаний рецептур средней плотности приведены в таблице 1 [1]. В качестве контрольного испытывался состав игданита 94,5:5,5.

Таблица 1. Результаты испытаний составов средней плотности.

Состав				Плотность , г/см ³ .	Результаты испытаний		
АС	ДТ	СФ	УП		Скорость детонации, м/с.	Длительность главной части импульса, $\times 10^6$ с.	Давление продуктов детонации, $\times 10^6$ Па.
93	4	3	-	0.82	2100	40...50	3.2...3.6
91	3	2	4	0.8	1900	45...55	2.7...2.9
88	2	2	8	0.75	1600	50...60	1.9...2.2
контрольный							
94.5	5.5	-	-	0.99	2700	25...30	5...5.5

Данные таблицы свидетельствуют о том, что исследованные составы по своим характеристикам в основном соответствуют концепции взаимодействия системы "ВВ - отделяемый блок", в части оптимизации механизма передачи импульса: увеличение импульса в 1,6 - 1,8 раза и снижения начального давления в 1,5 - 2,63 раза, что положительно скажется на уровне повреждаемости отделяемого блока.

Некоторые разработанные в дальнейшем рецептуры бестротилового малоплотных составов (сыпучих и вспененных ПАВ составов), содержащих 2% воды

были испытаны в производственных условиях на гранитных карьерах. В качестве контрольного образца выступал штатный аммонит № 6. Исследовались детонационные характеристики составов при различных энергетических параметрах инициирования – от 1 до 10 кДж, с помощью импульсной электроразрядной установки, либо 1 - 2 электродетонаторов. Результаты этой серии испытаний приведены в таблице 2 [1].

Из таблицы 2 следует, что при взрывании этих составов достигается значительно больший щадящий режим по сравнению с аммонитом, следствием чего является уменьшение в 4-5 раз глубины наведенных трещин. Важным результатом следует считать установление степени влияния энергии инициатора на характер трещинообразования вокруг заряда. Эти данные позволяют определить оптимальные с точки зрения образования трещин минимальной глубины значения инициирующего импульса, который может приниматься в пределах от 1 до 3-5 кДж. Дальнейший рост этого параметра приводит к существенному возрастанию глубины трещин и при превышении 10 кДж может приближаться к значению глубины трещин, образуемых контрольным ВВ.

Дальнейшим этапом решения задачи явилось создание и испытание рецептов гелеобразных ВВ плотностью 0,3 - 0,5 г/см³, компонентный состав которых приведен в таблице 3.

Испытание проводилось на гранитных блоках крепостью $f=11$, объем которых колебался от 1,5 до 5 м.

При взрывании зарядов аммонита при расстоянии между шпурами 0,45 - 0,7 м гранитные блоки разбивались на 8 - 11 кусков, каждый в среднем 0,23 м. Блок раскалывался по магистральной трещине между шпурами, но при этом образовывались трещины и в перпендикулярном направлении, разбивавшие блок на отдельные. При взрывании испытываемых малоплотных составов при расстоянии между шпурами 0,6 - 0,65 м по линии намечаемого раскола (в плоскости шпуров) образовывалась магистральная трещина шириной до 0,01 - 0,02 м, количество кусков было во всех случаях значительно меньше, механизм их образования носил, в основном, откольный характер. Практически во всех случаях средний объем куска составлял 0,33 - 0,5 м, а монолиты небольших объемов раскалывались на 2 части по магистральной трещине в межшпуровой плоскости. Измельченной фракции практически не наблюдалось.

Таблица 2. Результаты опытно-промышленных испытаний

Состав	Энергия инициирующего импульса, кДж.	Скорость детонации, км/с.	Бризантность заряда в стальном кольце, мм.	Глубина наведенных трещин, мм.	Плотность, ρ г/см ³ .
I	1	1,9-2	7-8	1	0,6-0,8
	5	2,5-2,8	10-11	2-3	
	10	2,9-3,2	10-14	6-8	
II	1	1,9-2,1	10-12	2-3	
	5	2,6-2,7	13-14	3-4	
	10	2,9-3,2	14-15	7-15	
III	1	1,6-1,8	6-8	0,5	
	5	2,4-2,6	9-11	1-2	
	10	2,7-3,1	12-13	3-5	
IV	1	1,8-2	8-9	1-2	
	5	2,5-2,7	10-12	2-3	
	10	2,6-3,2	13-14	5-8	
Контрольный (аммонит)	5 (электродетонаторов)	3,5-3,8	16-16,5	10	0,9-1,0

Таблица 3. Составы гелеобразных малоплотных ВС

№ смеси	Составные части, %						Плотность, ρ г/см ³ .
	Аэрол	Сульфанола	РАС-ДС	Вода	Контакт Петрова	Аммиачная селитра	
1г	6	2	-	7	-	85	0,32
2г	2	-	6	7	-	85	0,5
3г	-	-	-	7	8	85	0,4
4г	-	-	6	7	3	85	0,31

При рассмотрении методов снижения повреждаемости блочного камня взрывными работами в основу было положено вышеупомянутое суждение о том, что на параметры взрывного импульса оказывают влияние не только характеристики ВВ, но и направление инициирования. Исходя из этого была сформулирована соответствующая (гипотеза, сущность которой заключается в направленном изменении параметров « ρ » силового поля организацией встречных детонационных волн соседних скважинных зарядов в последнем щелеобразующем ряду. Это обеспечивает концентрацию напряжений на стенках рассматриваемого шпура, зарождение и развитие магистральной трещины в плоскости расположения зарядов за счет повышения напряжений и взаимного направляющего действия поля напряжений от взрыва в смежных шпурах.

Механизм трещинообразования при встречном инициировании сводится к следующему. В этом случае вектор сложения силовых полей смежных шпуровых зарядов находится в средней части блока и к моменту выхода на поверхность ударной волны от заряда с нижним инициированием уже происходит зарождение магистральной трещины в направлении свободной поверхности (каковой является периметр импульса) как по высоте блока, так и между шпурами. В дальнейшем энергетический потенциал в основном затрачивается на развитие именно этой магистральной трещины, т.к. зарождение трещины в других направлениях оказывается более энергоемким и они либо не образуются, либо распространяются на незначительную глубину. Процессу распространения трещин в межшпуровой плоскости может способствовать нанесение на стенке шпура вдоль их линии направляющих канавок, облегчающих формирование магистральной откалывающей трещины.

Использование малоплотных взрывчатых материалов может быть достаточно эффективным при ликвидации негабаритных камней, что иллюстрируется результатами испытаний на известняковых гранитных карьерах Республики Польша.

На гранитном карьере были испытаны два гелеобразных состава 2 г и 4 г согласно таблице 3 и смесь 85 % селитры, 5 % аэрола, 3 % сульфанола и 7 % воды. Результаты этих испытаний (таблица 4) сравнивались с контрольными взрывами зарядов аммонита и дымного пороха.

На польском известняковом карьере "Малогощ" был опробован один из разработанных в ИГМ НАН Украины составов в производственных условиях следующей рецептуры: аммиачная селитра 88 %, пенообразователь ОП-1 7 %, алюминий 5 %. В результате взрывов негабаритные камни объемом 3,5 - 5,5 м были раздроблены на 5 - 7 крупных кусков без образования мелких фракций и разлета, что соответствовало технологическим требованиям к такого вида работам.

Важной характеристикой малоплотных эмульгированных составов является их стойкость (живучесть), т.е. способность сохранять объем. Иногда она теряется полностью или частично до завершения процесса заряжания.

В связи с этим была поставлена задача разработки взрывчатых составов, способных после завершения процесса эмульгации сохранять их объем длительное

время без изменения, т.е. добиться затвердевания гелеобразной консистенции. Такие исследования были выполнены учеными института гидродинамики НАН Украины и НИИПБОТ. Исследованию подвергались оптимальные вспененные системы в виде аммиачной селитры, вспенивающего агента и тонких твердых включений. В качестве структуроформирующего вспенивающего агента в системе исследован пенообразователь с активной частью - натриевыми солями нефтяных сульфокислот в количестве 5 - 6 % от объема образца. Твердые добавки тонкого помола играют роль энергетической добавки и элемента упрочнителя пленочного каркаса - бронирования, играя роль загустителя пленочной жидкости с дальнейшим ее структурированием. Полное загущение обеспечивается добавкой водорастворимых смол, в частности КФБ, и отвердителя, способствующих отверждению пленки. Оптимальное содержание в рецептуре КФБ равно 1 - 1,5 % и его отвердителя - 0,3 - 0,7 % от объема всех градиентов. Класс пенообразных ВВ с фиксированным объемом во времени является весьма перспективным.

Таблица 4. Результаты экспериментов по разрушению негабаритных камней на гранитных карьерах

Рецептура исследуемой смеси, %	Способ инициирования	Результаты взрывания	
		Количество кусков на 1 м ³ негабарита, шт.	Удельный расход ВВ, кг/м ³ , негабарита
Аммиачная селитра 85%, азрол 5%, сульфанола 3%, вода 7%	двумя электродетонаторами ЭД-8	2-4 амплитуда шероховатости 0,15 м.	0,2
2 г согласно таблице 4 (плотность 0,5 г/см ³)	двумя электродетонаторами ЭД-8	3-4	0,1
4 г согласно таблице 4 (плотность 0,31 г/см ³)	двумя электродетонаторами ЭД-8	1 - 2 амплитуда шероховатости	0,1
контрольные взрывы			
Аммонит	электродетонатор ЭД-8	11	0,1
Порох	электродетонатор ЭД-8	между шпурами образовалась магистральная	0,4

Одна из рецептов этого класса защищена патентом, однако для комплексного решения задачи необходимо продолжить лабораторные и опытно-промышленные исследования в более широких масштабах.

Выводы:

1. В результате большого объема научно-экспериментальных исследований институтами геофизики, гидромеханики НАН Украины и НИИ проблем безопасности и охраны труда были разработаны взрывчатые вещества с регулируемой плотностью, позволяющие оптимизировать параметры взрывного импульса применительно к технологическим требованиям при добыче штучных камней и вторичному взрыванию.

2. Одной из особенностей предлагаемых рецептов явилось введение в их состав бинарных ПАВ, способствующих стабилизации взрывчатых свойств за счет резкого повышения удерживающей способности топлива аммиачной селитрой [1, 2]. Данный класс ВВ широко опробован в производственных условиях на открытых горных работах по добыче железных руд и строительных материалов [3, 4, 6].

3. Учитывая недостаточный срок живучести пенообразных композиций были выполнены исследования, направленные на стабилизацию объема после завершения эмульгирования гелеобразных ВВ. Работы институтов гидромеханики и НИИПБОТ этого направления защищены патентом, в рамках которого целесообразно развивать исследования для нахождения оптимальных рецептур этого класса и проверки их в производственных условиях, что значительно расширит область применения.

Библиографический список

1. Вовк А.А. Создание нового класса промышленных взрывчатых веществ с переменной плотностью / А.А. Вовк, В.И. Плужник // Вісник Національного технічного університету України “КПІ”. Серія “Гірництво”: Збірник наукових праць. - Київ: НТУУ “КПІ”: ЗАТ "Техновібух", 2008. – Вип. 16. – С. 31-41.

2. Вовк А.А. Создание простейших взрывчатых составов местного приготовления с регулируемой плотностью / А.А. Вовк, В.Г. Кравец, Т.П. Кудря. - Предпринт ИГФ им.С.И. Субботина АН УССР. - К.: 1988. - 42 с.

3. Кривцов Н.В. Технология производства малоплотных взрывчатых составов / Н.В. Кривцов, С.А. Сторчак. // Строительные материалы и конструкции. – №2. – 1994. – С. 31-34.

4. Вовк А.А. Результаты исследований эмульсионных ВВ с целью оптимизации их рецептур с позиций эффективности безопасности / А.А. Вовк, Н.В. Кривцов, Е. Олек // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 1999. - №6. - С. 61 - 64.

5. Вовк А.А. Повышение эффективности и безопасности при разработке штучных камней / А.А. Вовк, Е. Олек // Разработка рудных месторождений: Сб. научн. тр. КТУ. - Кривой Рог: КТУ. - 2000. - №72. - С. 131 - 136.

6. Лысюк С.Д. Вспененные аммиачно-селибренные системы для разрушения негабаритных кусков породы / С.Д. Лысюк // Уголь Украины. - 2000. - №2-3. - С. 36 - 39.

УДК 622.26

Варварина М.С. студ., Головнева Е.Е. асс., ДонНТУ

К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СТОИМОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И КАМЕР С УЧЕТОМ ФАКТОРА УСТОЙЧИВОСТИ

Розглянуто основні фактори, що визначають стійкість гірських виробок і камер. Запропоновано альтернативний підхід до визначення вартості експлуатації гірських виробок.

Рассмотрены основные факторы, определяющие устойчивость горных выработок и камер. Предложен альтернативный подход к определению стоимости эксплуатации горных выработок.

There are the main factors, which are determining the stability of mine workings and cameras. Also there are alternative approaches to determining the cost of operating underground mines.

Экономическая оценка при принятии проектных решений играет важную роль. Правильность принимаемых решений при проведении, сооружении и поддержании

горных выработок зависит в большой степени от обоснованности и достоверности определения стоимостных показателей затрат на выполнение отдельных видов работ.

За прошедшие годы горнодобывающая отрасль вошла в новые экономические и рыночные отношения, поэтому приобрел актуальность вопрос пересмотра стоимостных показателей, используемых в горном деле, и методов их вычислений.

По рекомендациям института ДонГИПРОШАХТ затраты на проведение и сооружение горных выработок определяются путем составления смет (по ценам и расценкам на существующий период), а затраты на поддержание горных выработок и сооружений, подземный транспорт принимаются по действующей шахте - аналогу.

Такой подход к определению затрат имеет ряд недостатков. Во-первых, нестабильный уровень цен и расценок ведет к неточности определения затрат на поддержание горных выработок, во-вторых, существующие методы расчета затрат недостаточно и косвенно учитывают горно-геологические и горнотехнические условия состояния и поддержания горных выработок.

В связи с выше сказанным предлагается альтернативный вариант расчета затрат на поддержание горных выработок основанный на применении относительных стоимостных характеристиках и увязанный с оценкой устойчивости горных выработок.

Устойчивость горной выработки (сохранение первоначальной формы и размеров, отвечающих требованиям производства) зависит от многих факторов: напряженного состояния массива, окружающего выработку; физико-механических и прочностных свойств пород; способов управления горным давлением и добычи полезного ископаемого на данном месторождении; глубины заложения выработки, степени ее обводненности и др.

Состояние горных выработок зависит от геомеханических процессов, протекающих в горном массиве. Если рассматривать массив как механическую систему, то его состояние определяется действующими в нем напряжениями и физико-механическими свойствами пород.

Наиболее полно характеризует поведение горного массива и состояние выработки критерий устойчивости, который определяется по формуле[1, 3]:

$$K_y = \frac{k\gamma H}{f_T m R} \quad (1)$$

где k – коэффициент концентрации напряжений; γ – объемный вес вмещающих пород; H – глубина заложения выработки; f_T – коэффициент тектонической характеристики породного массива; m – коэффициент стойкости пород; R – прочность вмещающих пород на сжатие.

По величине K_y общая характеристика состояния выработки определяется по классификации:

- $K_y \leq 1,0$ – весьма устойчивое;
- $1,0 < K_y \leq 1,5$ – устойчивое;
- $1,5 < K_y \leq 2,0$ – частично устойчивое;
- $2,0 < K_y \leq 2,5$ – неустойчивое;
- $K_y > 2,5$ – весьма неустойчивое.

Коэффициенты концентрации напряжений вокруг выработки, стойкости пород, тектонической характеристики массива пород учитывают текстуру пород, их обводненность срок службы выработки, форму ее поперечного сечения и способ проведения.

Для увязки характеристики состояния выработки со стоимостной оценкой ее эксплуатации предлагается ввести коэффициент ($k_{\text{э}}$), учитывающий величину затрат по поддержанию выработки в связи с конкретными горно-геологическими условиями.

Предполагая, что стоимость эксплуатации выработки $C_{\text{э}}$ равна стоимости оснащения выработки (крепления, настилки пути, затяжки и т. п.) $C_{\text{ос}}$ увеличенной на вводимый нами коэффициент $k_{\text{э}}$, с другой стороны затраты на поддержание выработки представляет собой суммарную стоимость крепления и планового ремонта выработки $C_{\text{р}}$.

Следовательно, зная удельную стоимость крепления выработок, срок службы выработки (T), межремонтный период (t) можно коэффициент ($k_{\text{э}}$), показывающий увеличение затрат по поддержанию выработки относительно затрат на возведение ее крепи определить из выражения:

$$\tilde{N}_{\text{э}} = k_{\text{э}} \cdot C_{\text{кр}} = \tilde{N}_{\text{кр}} + (\dot{O}/t - 1) \cdot C_{\text{р}} \quad (2)$$

Удельная стоимость ремонта выработок зависит от вида применяемой крепи и степени деформации выработки α . Степень деформации выработки определяется в процентах по зависимости[3]:

$$\alpha = 26,75(a^{\dot{O}} - 1) \quad (3)$$

где $K_{\text{у}}$ – критерий устойчивости.

Удельную стоимость ремонта можно рассчитать по эмпирической формуле[3]:

$$\tilde{N}_{\text{р}} = \tilde{N}_1 + \tilde{N}_2(\alpha - \tilde{O}) \quad (4)$$

где C_1, C_2, X – эмпирические коэффициенты, зависящие от вида крепи выработки.

Для улучшения работы крепи и повышения устойчивости выработок на практике применяют различные способы охраны выработок: технологическая податливость, надработка, укрепление пород и др [2]. Эти мероприятия сокращают количество ремонтов выработки и затраты на него. Выражается применение способов охраны выработок на величину стоимости ремонта в виде коэффициента охраны $K_{\text{о}}$.

Поэтому при расчете коэффициента $k_{\text{э}}$, необходимо вводить корректировку на коэффициент охраны.

Таким образом, коэффициент, учитывающий увеличение затрат по поддержанию выработки определяем по зависимости:

$$k_{\text{э}} = 1 + \frac{(T/t - 1) \cdot C_{\text{р}} \cdot K_{\text{о}}}{C_{\text{кр}}} \quad (5)$$

Подставляя в выражение 5 значения получаемые по формулам 2 и 3 находим зависимость коэффициента $k_{\text{э}}$ от величины критерия устойчивости $K_{\text{у}}$:

$$k_{\text{э}} = 1 + (T/t - 1) \cdot \frac{C_1 + C_2 [26,75(e^{K_{\text{у}}} - 1) - X]}{C_{\text{ос}}} \cdot K_{\text{о}} \quad (6)$$

Для упрощения расчетов введем в выражение 6 коэффициенты относительной стоимости поддержания по виду крепи:

$$a = \frac{C_1 - C_2 X}{C_{oc}}, \quad v = \frac{26,75 C_2}{C_{oc}},$$

$$\text{получим: } k_{\text{э}} = 1 + (T/t - 1) \cdot [a + v \cdot (e^{Ky} - 1)] \cdot Ko \quad (7)$$

Таким образом, полученный коэффициент, показывает увеличение затрат по поддержанию выработки относительно затрат на возведение ее крепи, базируется на следующих горно-геологических и горнотехнических факторах: глубина заложения выработки, физико-механических свойствах массива вмещающих пород (плотность, прочность, обводненность, тектоническая характеристика), срок службы, вид крепи, способ охраны горной выработки.

Бibliографический список

1. Кошелев К.В., Томасов А.Г. Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок. М.: Недра, 1985. – 216 с.
2. Борзых А.Ф., Зюков Ю.Е., Княжев С.Н. Содержание, ремонт и ликвидация выработок угольных шахт. Алчевск: ДонГТУ, 2004. – 614 с.
3. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок. М.: Недра, 1900. – 218 с.

УДК 622

В.Г. Кравець, докт. техн. наук, проф., А.Л. Ган, Т.В. Косенко (НТУУ "КПІ").

ОПТИМАЛЬНІ РЕЦЕПТУРИ НИЗЬКОШВИДКІСНИХ КОНВЕРСІЙНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН

Розглянуті рецептури низькошвидкісних сумішевих вибухових речовин на основі утилізованих ВР, що призначені для м'якого відділення блоків від масиву.

Рассмотрены рецептуры низкоскоростных смесевых взрывчатых веществ на основании утилизированных ВВ, предназначенные для мягкого отделения блочного камня от массива.

We consider formulations of low-speed mixed explosives based on recycled explosives, intended for a soft detach of block of stone from a massif.

В Україні розвідано близько 300 родовищ декоративного каменю, які представлені переважно високоміцними породами: гранітами, лабрадоритами, андезитами, габро та ін. [1]. Декоративний камінь широко використовується в різноманітних галузях народного господарства – архітектурі, будівництві, художньому промислі здебільшого у вигляді пластинчастих виробів. В зв'язку з цим особлива увага у каменерізанні звертається на вихідну міцність відділених від масиву блоків, оскільки вона визначає процент втрат сировини через природні та набуті при видобуванні дефекти блочної продукції.

В Україні для відділення блочного каменю від масиву застосовується ряд невибухових та вибухових технологій. В останніх найчастіше застосовують димний

Таблиця 1 Компонентний склад досліджених сумішевих ВР на основі утилізованих ВР

Найменування компонентів	Номери та склад зразків сумішевих ВР										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Перхлорат калію	88,0	91,0	89,0	82,0	83,0	89,0	87,0	93,0	86,0	87,0	85,0
А-ІХ-1	-	-	5,0	8,0	10,0	-	-	-	-	-	-
А-ІХ-2	-	-	-	-	-	5	8	-	-	-	-
МС	-	-	-	-	-	-	-	5	8	-	-
Амотол	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7	10
Барій азотнокислий	5,0	5,0	-	3,0	4,0	3,0	3,0	-	3,0	3,0	3,0
Двоокис титану	4,0	-	3,0	3,0	3,0	-	2,0	2,0	-	-	2,0
Дизельне пальне	3,0	4,0	3,0	4,0	-	3,0	-	-	3,0	3,0	-

Таблиця 2 Хімічний склад сумішевих ВР на основі утилізованих ВР

Найменування компонентів	Номери та склад зразків сумішевих ВР										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Перхлорат калію $KClO_4$	88,0	91,0	89,0	82,0	83,0	89,0	87,0	93,0	86,0	87,0	85,0
Гексоген $C_3H_6N_6O_6$	-	-	5,0	8,0	10,0	3,8	6,1	2,9	4,6	-	-
Тротил $C_7H_5N_3O_6$	-	-	-	-	-	-	-	0,9	1,5	1,4	2,0
Алюміній Al	-	-	-	-	-	1,0	1,6	0,9	1,4	-	-
Церезин C_7H_{16}	-	-	-	-	-	0,2	0,3	0,3	0,5	-	-
Аміачна селітра NH_4NO_3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,6	8,0
Барій азотнокислий $Ba(NO_3)_2$	5,0	5,0	-	3,0	4,0	3,0	3,0	-	3,0	3,0	3,0
Двоокис титану TiO_2	4,0	-	3,0	3,0	3,0	-	2,0	2,0	-	-	2,0
Дизельне пальне $C_{16}H_{34}$	3,0	4,0	3,0	4,0	-	3,0	-	-	3,0	3,0	-

порох, що має значну чутливість до теплових і механічних впливів, а також високу гігроскопічність, яка ускладнює його використання.

За кордоном і частково в Україні на сучасних кам'яних кар'єрах використовуються пластикові зарядні трубки (К - заряди) фінської фірми „Форсіт” [3]. Але вибухова суміш в К - зарядах на основі аміачної селітри з нітроефірами відрізняється недостатньою водостійкістю, що не дозволяє їх експлуатацію в обводнених умовах. Заряди такого ж типу розроблено в Швеції („Гурит-А”). Однак вони мають порівняно високу швидкість детонації (близько 4000 м/с), що супроводжується підвищеними параметрами ударної хвилі на межі з породою і перешкоджає м'якому відділенню блоку від масиву [3]. В Росії Ленінградським гірничим інститутом у співробітництві з СКТБ “Технолог” були вперше створені для робіт на блочних кар'єрах трубчасті заряди типу “Гранилен”, які є аналогом закордонних зразків [3].

В останні роки в Україні також ведуться пошуки можливості створення власних ефективних способів вибухового відділення блоків, які б виключили застосування небезпечних ВР – нітроефірів.

Встановлено, що для ефективного відділення блочного каменю від масиву вибуховий матеріал повинен мати швидкість детонації від 1800 м/с до 2300 м/с при критичному діаметрі детонації не більше 30 мм. В наших дослідженнях при розробці низькошвидкісних вибухових сумішей в їх рецептурі використовуються замість нітроефірів домішок потужних конверсійних речовин. В роботі викладено результати досліджень ефективності сумішей, за складову яких прийнято домішку однієї з утилізованих ВР (табл. 1, 2). При розгляді характеристик досліджуваних утилізованих ВР – МС, А-ІХ-1, А-ІХ-2 та амотолу (табл. 3) видно, що при відносно малому критичному діаметрі цих ВР швидкість детонації від 4700 і понад 5000 м/с, тобто вибухові складові в чистому вигляді з такою швидкістю детонації непридатні для м'якого відділення блочного каменю.

Таблиця 3 Характеристики досліджуваних утилізованих ВР

Характеристики	МС	1	А-ІХ-	2	А-ІХ-	Амот
						ол
Критичний діаметр, мм	15-20		20		20	40-50
Швидкість детонації, м/с	5400		6000		5800	4700

Досліджено основні характеристики гіпотетичних рецептур сумішевих вибухових речовин на основі перхлорату калію з додаванням утилізованих вибухових матеріалів, що містять гексоген, а також амотолу. В якості каталізаторів розкладу KClO_4 вибрані двоокис титану TiO_2 і азотнокислий барій $\text{Ba}(\text{NO}_3)_2$. В якості допоміжного пального та для поліпшення органолептичних властивостей, а також зменшення злежування в склад доцільно додавати дизельне паливо.

Для обраних рецептур виконано термодинамічні розрахунки енергетичних і вибухових характеристик ВР: теплоти вибуху, температури, об'єму газів при вибуху, кисневого балансу, детонаційного тиску, швидкості детонації, працездатності та ін. [6] з метою попередньої їх енергетичної оцінки (табл. 4). В таблиці також наведено визначені експериментально методом конуса з кутом розкриття 50 значення критичного діаметра та визначені на зарядах діаметром 52 мм значення швидкості детонації сумішей. Узагальнюючи ці дані, можна відзначити, що для сумішей на основі А-ІХ-І критичний діаметр змінюється в межах $24 \div 30$ мм при швидкості детонації $1920 \div 1970$ м/с, на основі А-ІХ-2 $d_{кр} = 20 \div 28$ мм, $D = 1980 - 2810$ м/с, для сумішей

на основі $MC d_{кр} = 19 \div 21$ мм, $D = 2630 \div 2810$ м/с. Таким чином, експериментальні результати досліджень вимірювання свідчать про досягнення поставленої в дослідженнях мети – отримання низькошвидкісних вибухових сумішей, що не вміщують нітроєфіри, з прийнятним критичним діаметром, що відповідає вимогам технології відділення блочного каменю системою шпурових зарядів, або свердловинних зарядів малого діаметра.

Оскільки недоліком утилізованих ВР є велика кількість газів, що утворюється при вибуху, в тому числі токсичних, добір компонентів мав враховувати і екологічний фактор. З метою визначення кількості газів, що виділяються при підірванні зразків сумішевих ВР № 1-11 були проведені розрахунки з використанням багатоцільової програми „Астра” – „Моделювання хімічних та фазових рівноваг при високих температурах”. Результати розрахунків наведено у таблиці 5.

Аналіз даних таблиці 5 показує, що при вибуху сумішевих ВР виділяється багато кисню, оскільки кисневий баланс ВР позитивний. Із нетоксичних газів виділяються пара води, двоокис вуглецю, водень та азот, які є складовими атмосферного повітря. У зразках № 5, 7, 8 та 11 вміст токсичного газу – оксиду вуглецю (СО) при вибуху не більше 1 моль/кг, що забезпечується відповідним кисневим балансом ВР (рис. 1). У газових продуктах також присутня невелика кількість оксиду азоту (NO) – до 0,5 моль/кг і менше. Що стосується продуктів розкладу окислювача $KClO_4$, то при його участі у газовому складі присутні хлор та незначна кількість HCl. З хлормістких продуктів розкладу ВР найбільше конденсованих або пилоподібних часток солі KCl. З конденсованих продуктів також присутні сліди окисів титану та барію.

В цілому газовий склад продуктів розкладу за вмістом токсичних газів знаходиться на рівні газового складу запобіжних ВР. Враховуючи те, що на блочних кар'єрах відбивання каменю проводять незначною кількістю вибухових речовин (до 30-40 кг), екологічний стан атмосфери при вибуху ВР за розрахунками має бути задовільним.

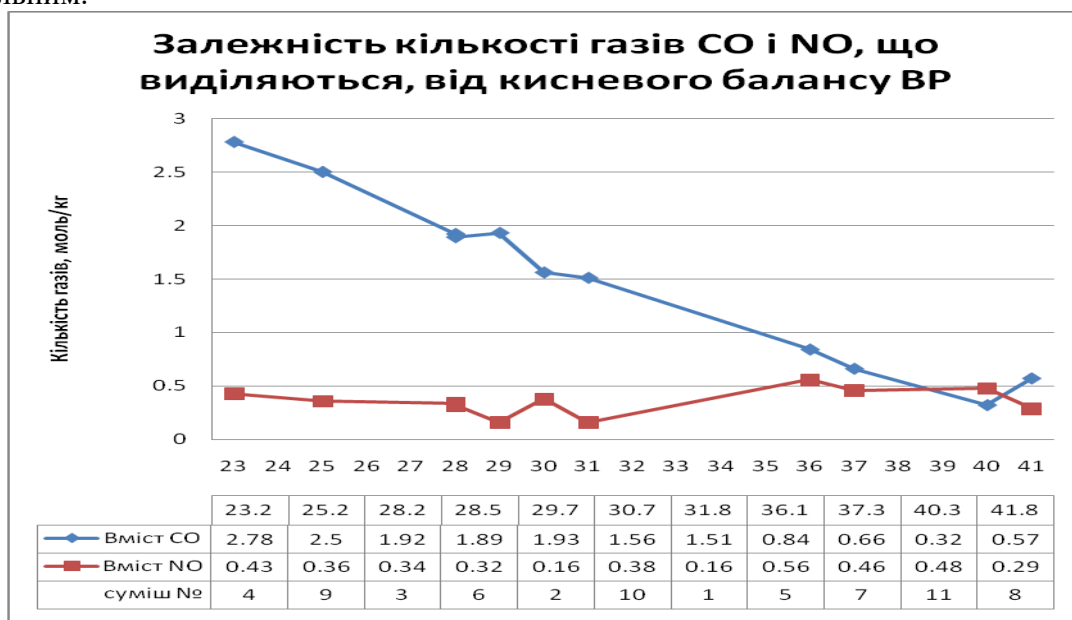


Рис. 1. Залежність кількості газів СО і NO, що виділяються під час вибуху сумішевих ВР, від кисневого балансу.

Таблиця 4 Термодинамічні характеристики вибухових сумішей

Найменування характеристики	Номери зразків та їх характеристики										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Кисневий баланс, %	31,8	29,7	28,2	23,2	36,1	28,5	37,3	41,8	25,2	30,7	40,3
Теплота вибуху, кДж/кг	1027	1368	1795	2595	1821	2222	1751	1274	2612	1674	1035
Температура вибуху, К	1295	1912	1970	3000	1230	2425	1580	1100	2738	2020	1857
Об'єм газів, л/кг	313	319	335	600	314	319	307	314	340	350	346
Працездатність, см ³	188	238	249	322	177	310	240	170	325	260	150
Факт.критичн.діаметр,мм	24	28	30	26	28	28	20	19	21	-	-
Факт.швидк. дет., м/с	1920	1930	1970	1970	1950	1980	2810	2630	2770	-	-

Таблиця 5 Кількість газів, що виділяються при підриванні вибухових сумішей

Найменування газу	Номери зразків та кількість газів, моль/кг										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
O ₂	7,58	7,53	7,40	6,10	9,25	7,30	9,23	9,60	6,52	8,05	10,41
H ₂	0,16	0,24	0,23	0,42	0,06	0,23	0,43	0,02	0,32	0,31	0,12
H ₂ O	0,52	0,91	0,87	1,37	0,32	0,88	0,90	0,09	1,08	1,54	0,83
CO	1,51	1,93	1,92	2,78	0,84	1,89	0,66	0,57	2,50	1,56	0,32
CO ₂	0,60	0,89	0,87	1,12	0,51	0,88	0,37	0,30	1,04	0,98	0,29
N ₂	0,10	0,10	0,50	0,97	1,22	0,46	0,78	0,30	0,65	0,71	1,00
NO	0,16	0,16	0,34	0,43	0,56	0,32	0,46	0,29	0,36	0,38	0,48
Cl	-	1,54	1,58	1,45	1,38	1,50	1,48	1,69	1,48	1,22	1,08
HCl	0,38	0,48	0,48	0,58	0,26	0,47	0,21	0,16	0,52	0,54	0,36
KCl	4,00	4,30	4,20	3,70	4,10	4,20	4,32	4,65	3,95	4,34	4,53
BaO	0,13	0,12	-	-	0,10	-	0,13	-	-	-	-
TiO ₂	0,46	-	0,35	-	-	-	-	-	-	-	-

Отже, термодинамічні розрахунки досліджуваних ВР показують, що варіюючи вміст активних компонентів утилізованих ВР, таких як А-ІХ-1, А-ІХ-2 і вводячи до складу окислювача технологічні домішки, можна отримати сумішеві ВР, які придатні для відбивання блочного каменю і не поступаються за детонаційними та технологічними характеристиками зарубіжним аналогам.

Библиографический список

1. Іськов С.С. Особливості розробки родовищ декоративного каменю і значення геометризації їх основних властивостей для удосконалення технології видобування блоків. Стаття: Вісник Житомирського технологічного університету №3(30), 2004.
2. Шиллинг Н.А. Курс дымных порохов. М., 1940
3. Блюмельфельд В.М. Рациональный способ добычи гранитных блоков. Стаття: Горный журнал № 6, 1996.
4. Силин Н.А., Ващенко В.А., Зарипов Н.И. и др. Окислители гетерогенных конденсированных систем. М., «Машиностроение», 1978.
5. Блинов И.Ф. Хлоратные и перхлоратные взрывчатые вещества. М.Оборонгиз, 1941.
6. Авакян Г.А. Расчет энергетических и взрывчатых характеристик ВВ. Учебное пособие. М., 1964.

УДК 622.831

Студ. Хазеева А.Р. ДонГТУ, научный руководитель проф. Г.Г. Литвинский г. Алчевск, Украина

РАЗРАБОТКА ПРИБОРА ДЛЯ УДАРНО-СТАТИЧЕСКИХ ЭКСПРЕСС-ИСПЫТАНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД

В работе изложены основные положения по применению экспресс-методов определения прочностных свойств пород на статический и ударный раскол. Проанализированы тенденции развития и совершенствования способов и средств экспресс-испытаний горных пород. Рассмотрены теоретические предпосылки ударного раскола пород и возможность его применения в практике лабораторных и полевых испытаний. Приведен портативный прибор-пробник для экспресс-испытаний горных пород.

In work substantive provisions on application of express methods of definition prochnostnykh properties of breeds on static and shock split are stated. Tendencies of development and perfection of ways and means of express tests of rocks are analysed. Theoretical preconditions of shock split of breeds and possibility of its application in practice of laboratory and field tests are considered. The portable device-sampler for express tests of rocks is resulted.

У роботі викладені основні положення по застосуванню експрес-методів визначення прочностних властивостей порід на статичний і ударний розкол. Проаналізовані тенденції розвитку і вдосконалення способів і засобів експрес-випробувань гірських порід. Розглянуті теоретичні передумови ударного розколу порід і можливість його застосування в практиці лабораторних і польових випробувань. Приведений портативний прилад-пробник для експрес-випробувань гірських порід.

Современные представления о механических свойствах и разрушении горных пород сформировались в результате обширных и трудоемких исследований. Эти исследования показали, что определяемые в результате испытаний образцов характеристики горных пород не являются константами материала, а зависят от ряда внешних и внутренних факторов, в том числе от способа изготовления образцов и качества обработки их поверхности. Так, величина прочности на сжатие, определяемая на одних и тех же образцах при различных условиях нагружения, может отличаться в 2-3 раза [1], а прочность на отрыв – в 3-4 раза [2]. Количественная оценка вклада каждого из перечисленных факторов в изменчивость прочностных свойств при испытаниях на одноосное сжатие и растяжение заставляют переходить к массовым испытаниям образцов, т.е. требуют использования экспресс-методов испытаний. Поэтому для управления процессами горного производства, необходимо проведение массовых испытаний горных пород непосредственно в шахте, на месте отбора проб, что требует применения упрощенных методов испытаний и портативных приборов.

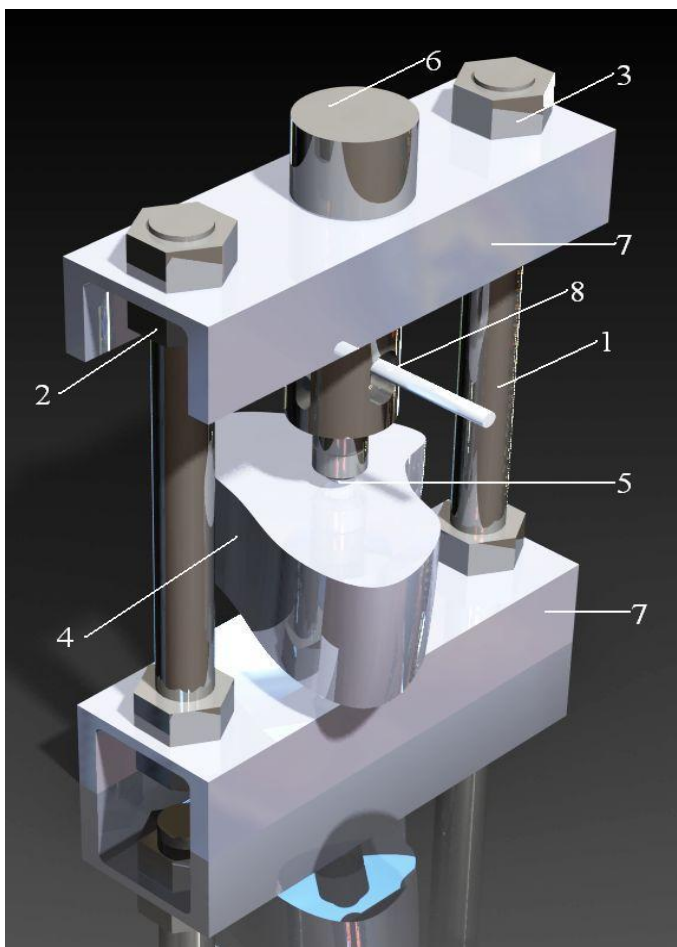


Рис. 1 - Портативный прибор для ударно-статических экспресс-испытаний горных пород ПСУЭИП-2

фиксируется инденторами (шариковый, конический, пирамидальный, призматический) 5; силоизмерительное устройство 6; верхняя и нижняя траверса 7 из швеллера; мерная проволока 8.

Отобранный для испытаний образец 4 устанавливают между инденторами 5 и фиксируют завинчиванием гаек 3. Испытания можно производить статическим и динамическим нагружением. Статический раскол образца 4 осуществляют путём

Реализация упрощенных методов определения прочностных характеристик горных пород в полевых условиях на образцах неправильной формы возможна при наличии соответствующего портативного прибора. Применяемые в горном деле портативные приборы для испытаний образцов пород немногочисленны. К ним относятся: прибор-пробник БУ-39, пресс для полевых испытаний БП-14, прибор для механических испытаний пород ПНР и некоторые другие. Как правило, эти приборы предназначены для определения лишь одного какого-либо показателя прочности.

В Донбасском горно-металлургическом институте разработан портативный прибор для ударно-статических экспресс-испытаний пород ПСУЭИП-2 (рис. 1), конструкция которого включает стойки 1 с резьбой М16; гайки фиксации 2, перемещающиеся по резьбе вдоль стоек рамы; гайки статического нагружения образца 3; породный образец 4, который

одновременного вращения гаек 3, а динамический - ударом по силоизмерительному устройству 6. В том и другом случае под действием разрушающей нагрузки остается отпечаток на мерной проволоке 8, который измеряют штангенциркулем с точностью 0,1 мм и определяют разрушающую нагрузку (P) по тарифовочному графику.

Прикладывая образец со стороны поверхности раскола к миллиметровой бумаге, определяют площадь раскола A образца и вычисляют прочность породы на растяжение σ_r

Для упрощения и ускорения определения площади раскола образцов неправильной формы при испытании их при помощи инденторов на приборе ПУСЭИП-2 разработана компьютерная программа «Area v1», работающая в среде Windows 2000, Windows XP или Windows Vista.1

Определение прочности горных пород на раскол можно производить в шахтных условиях непосредственно на месте отбора проб, а также в специализированных лабораториях. Образцы для испытаний могут быть представлены кусками породы и угля, кернами с необработанными торцами, а также образцами различной, в том числе правильной, формы. Количество и форма образцов зависит от цели, требуемых точности, достоверности и представительности результатов испытаний.

Прибор обслуживает один оператор, который доставляет его на место испытаний и производит отбор образцов.

Прибор предельно прост по конструкции, компактен и обладает минимальной массой, не требует сложного обслуживания. Применение портативного прибора ПУСЭИП-2 позволяет значительно снизить трудоемкость и стоимость определения прочности горных пород, исключает необходимость применения специальных дорогостоящих испытательных машин со сложными силозадающими и силоизмерительными устройствами. Изготовление прибора доступно любой организации. Испытания непосредственно на месте отбора проб обеспечивают оперативное получение информации о свойствах пород массива, повышают обоснованность и своевременность инженерных решений по управлению технологическими процессами горного производства.

Прибор предназначен для определения прочностных свойств горных пород с помощью ударного и статического нагружения образцов произвольной формы. С его помощью за счёт применения инденторов разной формы можно оперативно определять прочность на растяжение, сжатие, на раскол и откол пород, сцепление по плоскостям ослабления. Прибор может быть использован при проектировании, строительстве и эксплуатации горных предприятий (угольных шахт, разрезов, карьеров, рудников).

Особенный интерес представляет прибор для использования в учебных целях в лабораторных работах по курсам «Физика горных пород», Основы геомеханики», «Строительные материалы» и др. Как правило, учебная лаборатория вузов строительного и горного профилей должна быть оснащена 20-25 экземплярами приборов ПУСЭИП-2. В настоящее время на базе теоретических и конструкторских подходов, использованных в приборе ПУСЭИП, готовится производственная база по его выпуску для производственных, проектных и учебных организаций.

В новом приборе будут реализованы большинство современных требований к испытаниям пород, что позволит получить необходимые исходные данные об их механических свойствах для принятия оперативных инженерных решений по прогнозу и управлению горнотехническими процессами при ведении горных работ.

¹ Разработчик М.А. Диденко

Библиографический список

1. Свойства горных пород и методы их определения / Е.И. Ильницкая, Р.И. Тедер, Е.С. Ватолин, М.Ф. Кунтыш. - М.: Недра, 1969. - 377с.
2. Барон Л.Н., Керекелица Л.Г. Сопrotивляемость горных пород отрыву. - Киев: Наукова думка, 1974. - 192с.

УДК 624.131.23

Волик Ю.В., магистрант, Зуєвська Н.В., к.т.н., НТУУ «КПІ», м. Київ.

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ РІЗНИХ ЧИННИКІВ НА СТВОРЕННЯ МІЦНОЇ ГРУНТОВОЇ ОСНОВИ УЩІЛЬНЕННЯМ ВАЖКИМИ ТРАМБОВКАМИ

Вивчені процеси, що відбуваються в ґрунті при ущільненні трамбуванням, а також вплив різних чинників (вага, діаметр, форма, висота скидання трамбівки) на створення міцної ґрунтової основи, на стійкість і надійність ущільнених слабких ґрунтів.

Изучены процессы, происходящие в ґрунте при уплотнении трамбованием, а также влияние разных факторов (вес, диаметр, форма, высота сброса трамбовки) на создание прочного ґрунтового основания, на стойкость и надежность уплотненных слабых ґрунтов.

Studied the processes occurring in soil sealing pounding, and the influence of different factors (weight, diameter, shape, height of upcast of rammer) on a solid ground base, for stability and reliability of weak compacted soils.

Будівництво інженерних споруд неминуче пов'язане з освоєнням нових територій, розташованих, зокрема, і на слабких ґрунтах. У будівництві часто зустрічаються з складними інженерно- геологічними умовами (просідні насипні і слабкі водонасичені ґрунти) з дією агресивного середовища.

В наслідок помилок, допущених на етапах досліджень, проектування, будівництва і експлуатації, термін служби будівель і споруд у ряді випадків значно коротше проектного. Витрати на відновлювальні роботи часто рівні з вартістю нового будівництва. Все це вимагає більш обґрунтованого підходу до обліку особливих умов при проектуванні і будівництві.

Як показують досліди виконання вимог, що пред'являються до слабких основ, спряжено до існуючих труднощів і веде до значного подорожчання будівництва. Тому у всьому світі не припиняються пошуки технічно раціональних і економічно ефективних методів будівництва споруд на слабких ґрунтах і є актуальним науковим завданням.

Одним з прогресивних методів посилення слабких основ широко застосованому в різних країнах є метод армування основ При проектуванні доцільніше йти по шляху усунення просідаючих властивостей і підвищення міцності ґрунтової основи закріпленням або динамічним ущільненням. Одним з простих і економічних методів ущільнення є ущільнення ґрунтів трамбуванням різної ваги (рис. 1).

Аналіз літературних джерел показує, що до теперішнього часу не до кінця вивчені процеси, що відбуваються в ґрунті при ущільненні трамбуванням, а також вплив різних чинників на стійкість і надійність ущільнених слабких ґрунтів.

У зв'язку з цим в роботі будемо досліджувати впливи різних чинників на створення міцної ґрунтової основи ущільненням трамбівками підвищеної ваги, а також на його стійкість і надійність в процесі експлуатації., це і буде нашою метою.

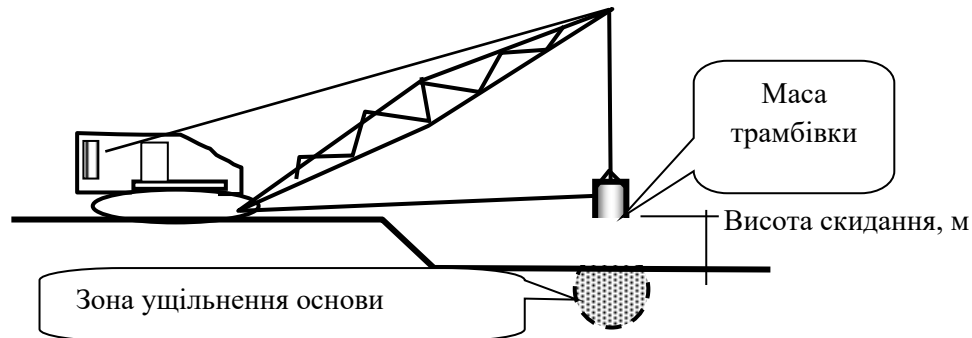


Рис. 1. Схема поверхневого ущільнення ґрунта важкими трамбівками

Процес ущільнення ґрунтів включає два етапи: руйнування існуючої структури ґрунту і створення нової стійкішої структури по відношенню до впливу на неї різних чинників.

Ущільнення ґрунту відбувається внаслідок накопичення залишкових деформацій при циклічних навантаженнях. Найбільша величина наростання залишкової деформації спостерігається при першому ударі трамбівки, а при подальших ударах вона поступово знижується. Це говорить про те, що підвищення щільності ґрунту може відбуватися до певної межі після передачі на ґрунт певного навантаження. Подальше збільшення роботи без зміни режиму ущільнення супроводжується в основному оборотними деформаціями і не приводить практично до підвищення щільності ґрунту.

Такий стан ґрунту називається ущільненням до відмови, а величина підвищення щільності ґрунту при одиничному наданні навантаження, що виражається часто пониженням ущільнюваної поверхні від одного удару, називається відмовою.

Величина відмови залежить від параметрів ущільнюючих органів (вага, діаметр, форма, висота скидання трамбівки), виду ґрунту і його фізико-механічних характеристик. Численними дослідженнями встановлено, що ущільненість ґрунту залежить головним чином від його вологості, що визначає структурну міцність ґрунту і можливість його щільнішого укладання під впливом ущільнення.

Для кожного виду ґрунту існує оптимальна вологість трамбування, при якій досягається максимальна щільність (рис. 3). На основі експериментальних досліджень і виробничого досвіду по ущільненню слабких ґрунтів важкими трамбівками, більшість дослідників приходять до висновку про те, що оптимальну вологість можна визначити наступною залежністю:

$$W_0 = W_p + (0,01 \dots 0,03), \quad (1)$$

де W_p — вологість на межі розкочування.

Ущільнення просідаючих ґрунтів важкими трамбівками є одним з найбільш економічних методів підготовки основи будівель і споруд. Найважливішим показником ефективності трамбування є глибина зони впливу ущільнення H (глибина ущільнення),

в межах якої щільність сухого ґрунту ρ_d змінюється від максимальної (поблизу ущільнюваної поверхні) до величини, що перевищує на 0,02...0,03 г/см³ природну щільність.

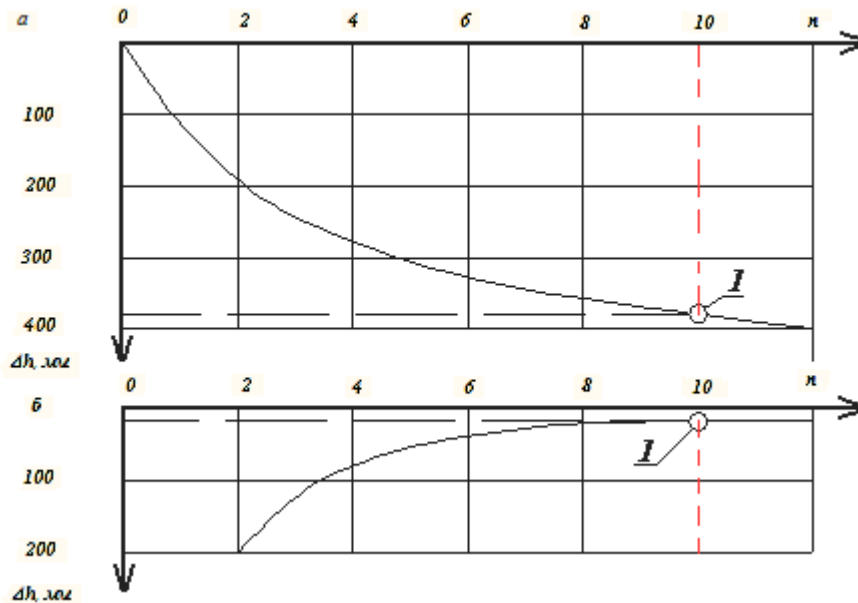


Рис. 2 Зміни ущільнюваної поверхні в залежності від числа ударів (проходів):
 а – від загального числа ударів; б – від кожних двох ударів; I – точка ущільнення відмови.

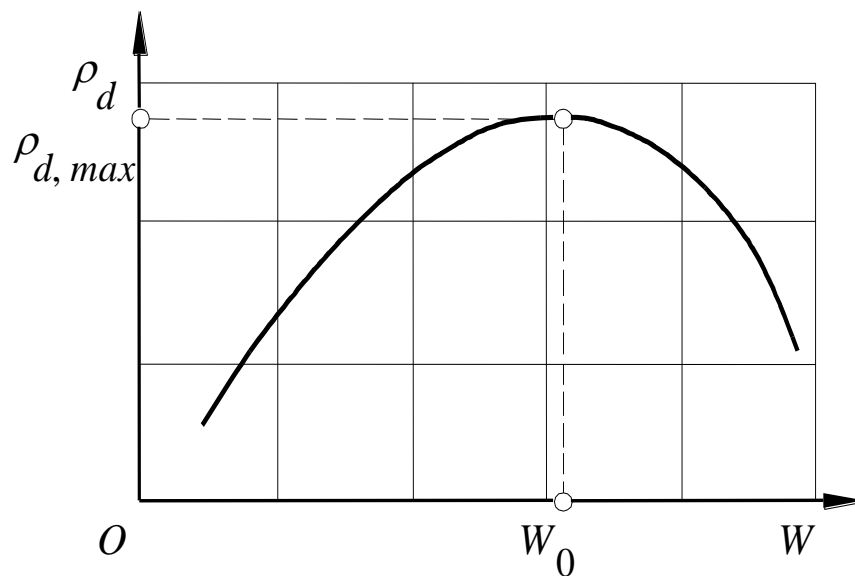


Рис. 3 Графічна залежність щільності скелета ущільненого ґрунту від вологості при стандартному ущільненню

У просідаючих ґрунтах виділяють також глибину ущільненої зони h_s (товщину достатньо ущільненого шару) меншу H , тобто глибину зміни ρ_d від максимального

значення до заданого, при якому усуваються просідаючі властивості ґрунтів (звичайно до 1,6 г/см³).

Глибина ущільнення підвищується, як правило, із збільшенням ваги і висоти скидання трамбівки, тобто енергії удару, діаметру (площі) її основи, а також залежить від властивості і виду ґрунту.

Глибина h_d для практичних цілей прогнозується, як правило, по емпіричних формулах. Для просідаючих ґрунтів, згідно К. Марінеску :

$$h_s = k \cdot d_t \quad (2)$$

де k - коефіцієнт, що приймається за даними експериментальних досліджень для супісків і суглинків рівним -1,8, для глин -1,5; d_t - діаметр трамбівки

Недоліком цієї формули є відсутність зв'язку між h_s і енергією удару трамбівки. За даними застосування важких трамбівок запропонована формула, в якій H , пропорційна квадратному корню з енергії удару:

$$H = a \sqrt{m_t z_c}, \quad (3)$$

де a - коефіцієнт місцевих ґрунтових умов (вид ґрунту, його водонасиченість, пористість, структура, шаруватість, об'ємна вага і так далі), який повинен уточнюватися у міру накопичення необхідних даних, $m_t z_c$ - енергія удару, m_t - маса трамбівки, z_c - висота скидання

Проте в цій формулі відсутній зв'язок H з розмірами основи трамбівки. Далі пропонується формула, що відображає залежність h_s як від $m_t z_c$ (енергії удару), так і від розмірів основи трамбівки, приймаючи в широкому інтервалі можливої зміни маси трамбівок :

$$h_s = a_t \ln(m_t A_t \sqrt{z_c}) \quad (4)$$

де A_t - площа підстави (днища) трамбівки, м, a_t - емпіричний коефіцієнт, що приймається по таблиці 1

Таблиця 1.

Значення емпіричного коефіцієнта a_t

$\ln(m_t A_t \sqrt{z_c})$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
a_t	0,75	0,8	0,85	1,05	1,3	1,55	2,0	2,85	3,4	3,55	3,65	3,7

Результати розрахунків h_s по цій формулі, найдостовірніше, відносяться до супісків з вологістю оптимальною для ущільнення, тобто близькою до вологості на межі розкочування W_p . Запропонована залежність дозволяє з достатньою для практичних цілей точністю прогнозувати глибину ущільнення просідаючих ґрунтів з урахуванням основних чинників, що впливають на неї.

Для досягнення необхідної мети необхідно вирішити наступні завдання, які детально будуть розглянуті у магістерській роботі:

1. Досліджувати напружено-деформований стан ґрунтової основи в процесі ущільнення його трамбівками;
2. Досліджувати зміну фізичних, міцносних і деформаційних характеристик слабких ґрунтів різної вологості в результаті ущільнення трамбівками різної маси, діаметру і при різноманітній енергії удару;
3. Проаналізувати вплив мікроструктури ґрунту на зміну фізико-механічних характеристик;
4. Досліджувати вплив чинника часу на стійкість і надійність ущільненого ґрунту.
5. Математичними методами оптимізувати параметри ущільнення (вага, діаметр, форма, висота скидання трамбівки) падаючим ванпажем.

Бібліографічний список

1. Багдасаров Ю.А. Применение новых способов уплотнения просадочных грунтов Ю.А. Багдасаров, С.Л.Фингеров. – Москва, 2000 – 451с.
2. Ананьев В.П. Уплотненно–закрепленные лессовые грунты В.П. Ананьев, А.В.Трусов. / Барнаул 1997 – 72-75 с.

УДК 622.271

Ст. преп. Прокопенко Е.В., д.т.н., проф. Борщевский С.В., студ. Старченко Н.С. (ДонНТУ, г. Донецк, Украина)

ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОДНОГО ОТВАЛА ПРИ ПРОГНОЗИРОВАНИИ ЕГО ВЫСОТЫ НА ОСНОВЕ МАРКШЕЙДЕРСКИХ СЪЕМОК

В статті приведена методика визначення допустимої висоти породного відвалу на основі результатів маркшейдерських зйомок на ш. Щегловская-Глибока. Запропоновані результати розрахунків прогнозованих значень висоти, дозволяючи здійснити заходи щодо формування відвалів з погляду їх раціонального використання.

В статье приведена методика определения допустимой высоты породного отвала на основе результатов маркшейдерских съемок на ш. Щегловская-Глубокая. Предложены результаты расчетов прогнозируемых значений высоты, позволяющие осуществить мероприятия по формированию отвалов с точки зрения их рационального использования.

In article the method of decision of possible height of pedigree dump is resulted on the basis of results of surveyor surveys on coal mine Sheglovskaya. The results of computations of the forecast values of height, allowing carrying out the measures on forming of dumps from point of their rational use, are offered.

В ходе ведения подземных горных работ возникает необходимость увеличения высоты отвалов. В то же время с увеличением высоты отвала в отвальных породах могут возникать напряжения, приводящие к появлению недопустимых деформаций и

потере устойчивости откосов. Предварительная оценка состояния отвалов и управление устойчивостью откосов являются актуальными проблемами горного производства.

Мероприятия по формированию отвалов наибольшей высоты являются целесообразными и точки зрения сохранения существующих экосистем в связи с уменьшением площади изымаемых под отвалы земель.

О прогнозе и управлении рациональным размещением пород в отвале авторами было рассмотрено в статье [1]. В данной статье авторы акцентировали внимание на устойчивость отвала в зависимости от укладки пород в отвале. На основе дальнейших исследований, а также на основе маркшейдерских съемок породных отвалов за определенные периоды времени, в частности периоды съемки с 2005 по 2009 гг. на ш. Щегловская-Глубокая (ш/у Донбасс) были получены исходные данные, содержащие значения высотных отметок в определенных точках отвала. На рис. 1 по полученным данным был построен график, показывающий расположение каждого яруса отвала в периоды съемки. Перед авторами ставилась задача определения прогнозируемых значений высоты последующего яруса в 2010 г.

Для решения задачи использовался пакет «Statistica for Windows», модуль «Анализ временных рядов / Прогнозирование». Однако, по требованиям, предъявляемым к исходным данным модуля, их должно быть не менее 36 для обеспечения достаточной точности прогноза. Имеющееся количество данных (данные за пять лет, т.е. пять точек) не позволяло получить модель прогноза с достаточной степенью точности.

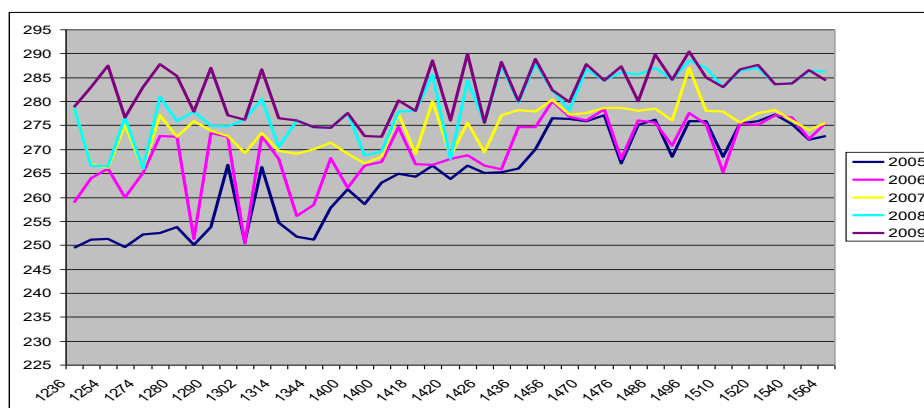


Рис. 1. График расположения ярусов отвала за 2005-2009 гг.

Поэтому первоначально, с помощью этого же пакета производили подбор полиномиальной зависимости для описания наблюдаемой тенденции. Целью подбора являлось нахождение функции, описывающей изменение величины параметра Z во времени.

Это позволило бы на основании полученной зависимости спрогнозировать данные в промежуточные моменты времени, в нашем случае определялись ежемесячные значения величины. Отметим, что прогнозирование на будущие этапы времени в пакете Microsoft Excel, как правило, не производится в связи с высокой погрешностью.

Подбор параметров нелинейной зависимости велся отдельно для каждого значения $У$, т.е. для каждой строки. Рассмотрим для примера подбор параметров для второй строки табл. 1.

Как известно, если имеется n точек, то можно найти уравнение степени $n-1$, которое точно описывает имеющуюся зависимость. Т.к. точек было пять, то подбирали уравнение четвертой степени.

На рис. 2. показаны окна работы модуля нелинейного оценивания, позволившие получить результат.

Уравнение для большинства точек подбиралось в виде

$$Z = b_0 + b_1 \cdot x + b_2 \cdot x^2 + b_3 \cdot x^3 + b_4 \cdot x^4, \quad (1)$$

где b_0, b_1, b_2, b_3, b_4 - подбираемые параметры модели, x – номер точки.

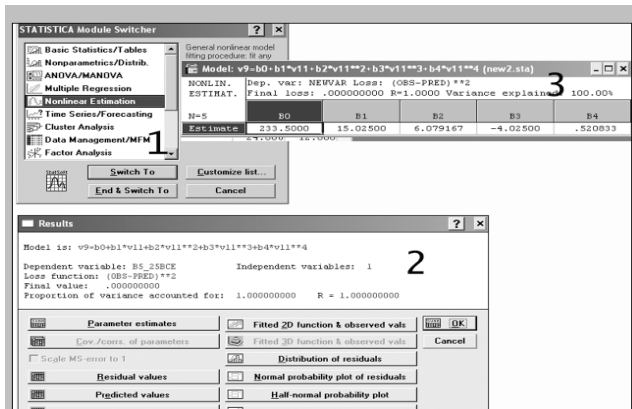


Рис. 2. – Подбор параметров нелинейной модели;

1 – стартовое окно пакета Statistica; 2 – окно моделирования параметров; 3 – окно результатов

Часть точек, например, точки 1, 4, 11, 14... потребовали подбора зависимости другого вида, т.к. данные за последние два года не изменялись. Для этих точек подбирали кусочно-линейную функцию по формуле:

$$Z = \begin{cases} b_0 + b_1 \cdot x, & \text{если } x \leq brp \\ b_2 + b_3 \cdot x, & \text{если } x > brp \end{cases} \quad (2)$$

где brp – точка разрыва (break point).

В Microsoft Excel производились промежуточные расчеты, был задан шаг, равный 0.1, позволивший получить достаточное число точек для анализа в модели прогнозирования.

В верхней части экрана – расчеты для точки 2, ее номер указан в ячейке P1, в ячейку P2 введена формула для расчетов по уравнению 1 с использованием соответствующих коэффициентов b_i (строки 58 и далее вниз таблицы). Таким образом, после проведения расчетов в столбце P содержатся данные для значений x от 1 до 5 с шагом 0.1 (столбец M).

Расчеты были проведены для всех 45 точек исходных данных.

Минимальное значение переменной Z для исходных данных составляло 249.4, максимальное – 290.3. Для достижения большей точности было принято решение учитывать не сами значения, которые изменяются от 249 до 290, а величину их изменения, т.е $Z-250$. Это позволило учитывать колебания значений с большей

степенью точности. В столбце Q приводятся именно эти значения, вычисляемые как $Z-250$.

Получив достаточное для прогнозирования количество исходных данных, их перенесли в среду пакета Statistica, используя один из модулей пакета - «Анализ временных рядов / Прогнозирование».

В качестве параметрической модели была выбрана модель авторегрессии и проинтегрированного скользящего среднего. При подборе уравнений можно учитывать следующие составляющие: тренд t_t , сезонную составляющую S_t и циклическую компоненту C_t . Однако, с учетом того, что данные собирались вне зависимости от сезона, составляющая S_t в модели не учитывалась.

При нахождении авторегрессионной модели задаются два параметра:

p – определяет степень подбираемой модели авторегрессии, например, при $p = 1$ подбирается линейная модель;

q - определяет степень подбираемой модели скользящего среднего;

Как видно из копии экрана (рис. 4) авторами подбиралась модель при $p=3; q=3$.

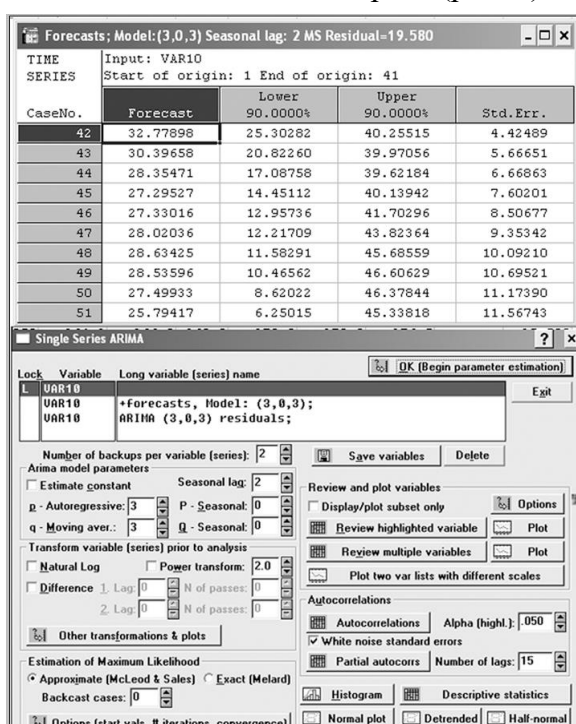


Рис. 4 – Подбор параметров авторегрессионной модели

На рис. 5. показан график значений прогнозируемой величины. Кроме экспериментально полученных точек на графике приведены прогнозируемые значения и границы 90 % доверительного интервала.

Авторами показаны расчеты, проведенные для одной точки, модели для остальных точек строились аналогично. Таким образом, были разработаны сорок пять моделей, позволяющих определить прогнозируемые значения параметра Z для каждого значения U .

В верхней части экрана представлены полученные при прогнозировании результаты, в нижней – модель подбора.

Прогнозируемые значения определялись как $Z = 250 + \text{прогноз}$. Значения прогноза брались из столбца Forecast (верхняя часть рис. 4). Т.к. вычисления производились для дискретных значений с шагом 0.1, то первое значение прогноза соответствовало величине 5.1, второе – 5.2... В таблице результатов использовалось последнее значение (номер 51 в столбце Forecast), которое соответствует величине изменяемого параметра 6. Напомним, что данные были собраны, начиная с 2005 г. (номер 1), 2006 г. (номер 2)... 2009 г. (номер 5), следовательно, данные за 2010 г. соответствуют номеру шесть. Следовательно, величина, приводимая в строке 51 рис. 4 и соответствует искомой величине прогноза на 2010 г.

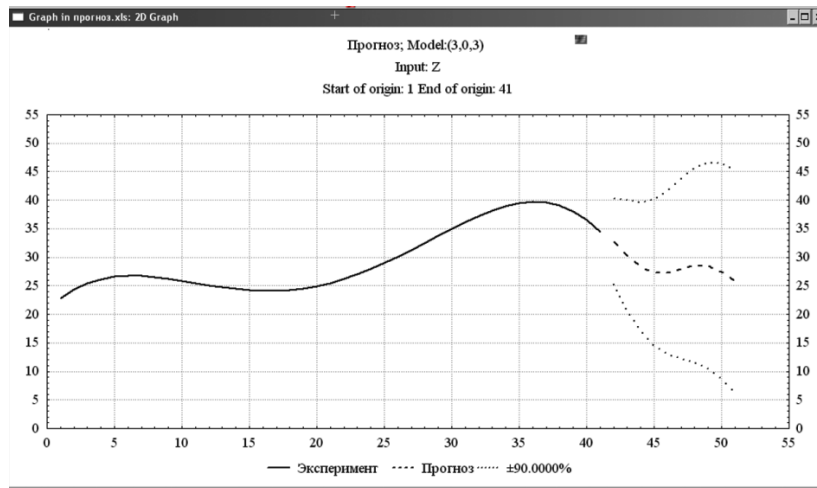


Рис. 5 – График прогнозируемых значений для точки 45

Выводы. Таким образом, на основании выше приведенных исследований можно сделать вывод, что прогноз осуществляется для определения допустимой высоты породного отвала. Данный прогноз позволит осуществить мероприятия по формированию отвалов с точки зрения их рационального использования, т.е., чтобы отвал не расплзлся, не осыпался и не занимал большое количество земли, предназначенное под отвалы.

Библиографический список

1. Борщевский С.В., Прокопенко Е.В. / Прогноз и управление рациональным размещением пород в отвале // Статья АСУ №10-11 2009

УДК 624.191.2

Инж. Стовпник С.М., студ. Денісова Л.В. НТУУ «КПІ», Україна, м. Київ.

ГЕОТЕХНІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ МІКРОТУНЕЛЮВАННЯ

В даній статті представлені геотехнічні особливості технології мікротунелювання, надійність каналізаційних колекторів, побудованих мікротунелепрохідницькими комплексами.

В данной статье рассмотрены геотехнические проблемы микротоннелирования, надежность трубопроводов, построенных с применением МТПК.

The geotechnical features of technology of microtunneling, reliability of sewage collectors, built with microtunneling complexes are presented in this report.

Як показують дослідження обсягів підземних міських комунікацій, у малих і середніх містах близько 70 % комунальних тунелів мають діаметр до 600 мм. Проходку такої кількості тунелів малого діаметра доцільно здійснювати застосовуючи передовий метод мікротунелювання.

МТПК устаткування випускається в двох модифікаціях: для водо насичених і сухих ґрунтів (рис. 1). До складу МТПК входять: 1- силова домкратная станція; 2 - керована прохідницька машина; 3 - секції продавлюваної труби (робоча труба); 4 - трубопровід для подачі бентоніта; 5 - трубопровід для видачі пульпи із забою; 6 - насос для транспорту пульпи; 7 - насос для подачі бентоніта; 8- установка сепарації; 9- пульт управління МТПК; 10 – установка для приготування бентоніта.

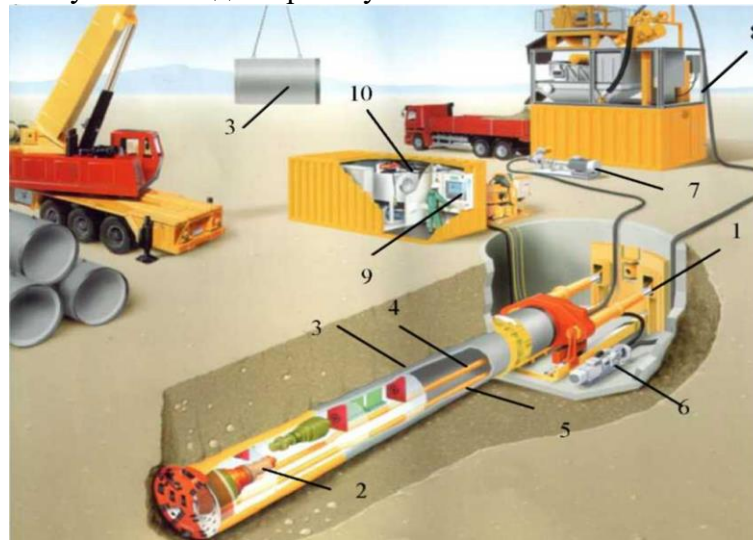


Рис. 1 - МТПК устаткування

Враховуючи, що більше ніж 96 % довжини комунікаційних тунелів становлять сталеві й залізобетонна обробка, найбільш важливими факторами, що визначають довговічність цих конструкцій, є їхня корозійна стійкість. Розрахунки швидкості корозіювання сталевих труб, карбонатації бетону і механічного стирання лоткової частини обробки показали, що термін служби конструкції складає більше 80 років.

На надійність каналізаційних колекторів, побудованих мікротунелепрохідницькими комплексами, впливає ряд природних, технологічних і експлуатаційних чинників. До природних - відносяться геологічні та гідрогеологічні умови залягання колекторів.

До технологічних чинників належать зусилля, які сприймає обробка від дії будівельних факторів (тиск від мікрощитових домкратів при продавлюванні стовбу труби). За експериментальними даними виявлено, що при продавлюванні труб подовжні монтажні навантаження можуть стати причиною утворення похилих тріщин в торцевих перерізах, які призводять до відколу убік внутрішньої поверхні обробки. Останні чинники, що діють на мікротунель в процесі їх експлуатації, відносяться до експлуатаційних (гірський тиск, тиск від поверхневих об'єктів, власна вага конструкції, переміщення зваженої рідини, механічне зношення лоткової частини).

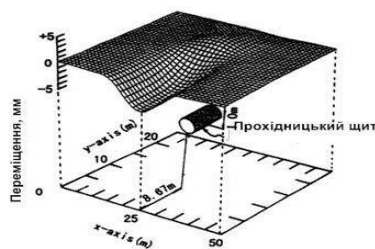


Рис. 2 – Схема деформації

Геотехнічні проблеми виникають в період ведення робіт по безтраншейній проходці залізобетонних каналізаційних колекторів за допомогою мікрощита при зовнішньому діаметрі тунелю 1,5 м, при мікротунелюванні виникає деформаційний процес на денній поверхні, який ускладнює транспортне сполучення і експлуатацію перетинаємих комунікацій. Як показує математичне моделювання [1] при будівництві колектора щитом на глибині 6...7 м спочатку відбувається деформація поверхні перед щитом - у вигляді підйому ґрунту до 2...6 мм, а потім відбувається осідання - до 5...6 мм (рис. 2).

Визначений характер деформацій ґрунтової поверхні вздовж осі траси тунелю обумовлюється технологічними умовами роботи даного механізму. У вибої постійно підтримується надлишковий тиск, який протидіє зовнішньому природньому навантаженню у складі ваги ґрунтів і ґрунтової води на глибині проходки (рис. 3).

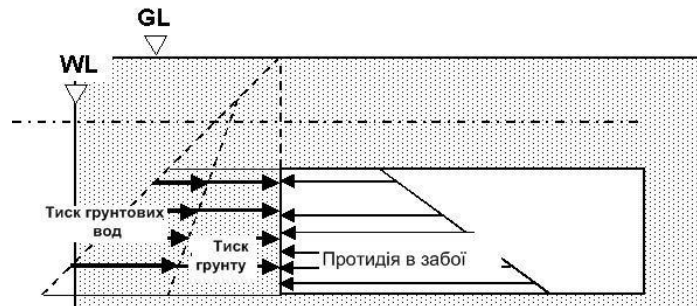


Рис. 3 – Схема тиску, що діє в забої при роботі щита

В результаті перед вибоєм у напрямі денної поверхні з'являються траєкторії деформації ґрунтового масиву, що пояснює виникаючий підйом ґрунтової поверхні (рис. 4,а). При подальшій виїмці ґрунту і переборі частини масиву навколо щита, ґрунти рухаються у напрямку виробленого простору, і на поверхні з'являються області просідання (рис. 4, б).

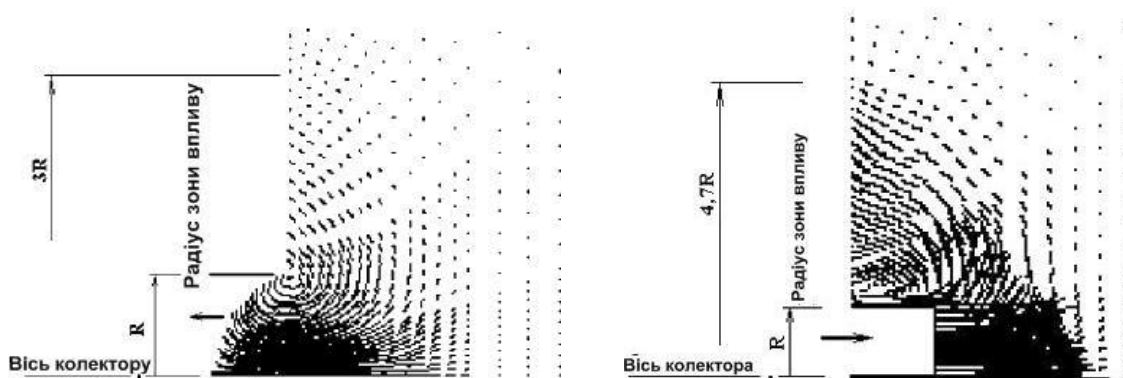


Рис. 4 - Розрахункові траєкторії руху часток ґрунту на забої при проходці колектора безтраншейним способом: а - при випереджаючому втискуванні в порівнянні з розробкою ґрунту; б - при переборі частини масиву.

Таким чином, проходка мікротунелю в умовах слабких деформуючих і водонасичених ґрунтів супроводжується геотехнічними явищами і вимагає розрахункового обґрунтування на стадії проектування, проведення тунелю повинна виконуватися під контролем фахівців-геотехніків.

При проектуванні мікротунелю, необхідно врахувати, в першу чергу, такі ризиконебезпечні чинники:

- пов'язані з непідтвердженням геологорозвідувальних даних, які закладені в проект будівництва мікротунелю;
- пов'язані з неточністю техніко-економічних проектних розрахунків і можливими помилками у визначенні проектних показників;
- пов'язані з помилками у визначенні критеріїв економічної ефективності проекту будівництва підземної споруди.

В той же час слід зазначити, що об'єми будівництва за даною технологією в Україні доки залишаються незначними, через відсутність достатньої кількості прохідницьких комплексів устаткування, зважаючи на високу вартість, тому тим самим відкладається вирішення проблем, які стоять перед містом вже сьогодні.

Бібліографічний список

1. Улицкий В.М., С.И. Алексеев, С.В. Ломбас Использование современных технологий при реконструкции городских инженерных сетей. Тетрадь №1, 2001.
2. *Временные рекомендации* по расчетной оценке экологической безопасности некоторых типов проектируемых и строящихся коммунальных и канализационных тоннелей. - М.: МГГУ, 2002.
3. Горнев Ю.В., Кукушкин Н.В. Как предотвратить аварию канализационного коллектора? // ППМ. - 2004. - №2,3 -С.27-28.
4. *Долговечность и защита конструкций от коррозии*. Материалы международной конференции 25-27 мая 1999 г. - М.: 1999.
5. Картозия Б.А., Борисов В.Н. Инженерные задачи механики подземных сооружений. - М.: МГГУ, 2001.
6. *Коррозия и защита строительных конструкций* и совершенствование их технологий. Научные труды / Чуйко А.В./ - Саратов: СПИ, 1974.

УДК 622.258

Борщевский С.В., д.т.н., проф., Старченко Н.С., студ., ДонНТУ, Украина, Прокопов А.Ю., д.т.н., проф., Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ), Россия

ПЕРСПЕКТИВНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТНЫХ СТВОЛОВ БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА

Проаналізовані перспективи будівництва вертикальних стволів способом буріння. Запропонована принципово нова технологія проходки стволів в умовах, коли раніше використовувались тільки спецспособи – комбінований спосіб спорудження стволів з урахуванням світового досвіду.

Проанализированы перспективы строительства вертикальных стволов способом бурения. Предложена принципиально новая технология проходки стволов, в условиях, где раньше применялись только спецспособы - комбинированный способ сооружения стволов с учетом зарубежного опыта.

The prospects of construction of vertical shaft by a way of drilling are analysed. The essentially new technology shaft sinking, in conditions is offered, where were applied only special ways - combined way of a structure of trunks in view foreign experience earlier.

В условиях экономического кризиса в Украине, при существующих ограниченных запасах газа и нефти, наряду с далекой перспективой использования альтернативных источников энергии, подтверждают необходимость инвестирования средств в интенсификацию добычи угля. Развитие угольной отрасли требует запуска новых лав, а для их проветривания и обслуживания необходимо быстро, качественно и с минимальными затратами проходить шахтные стволы различного диаметра и назначения.

В настоящее время проходка шахтных стволов практически любого диаметра и глубины ведётся буровзрывным способом. Наряду с отработкой технологии проходки, важной методологической задачей, позволяющей определить критический путь строительства, является унификация сооружения и назначения капитальных

вертикальных вскрывающих выработок. Анализ различных обзорных и научных работ показывает, что при определении названия вертикальных горных выработок: шахтный ствол, скважина большого или малого диаметра, устье ствола, шурф и пр. в основу положены их геометрические параметры и назначение выработки. Глубина шахтного ствола в зависимости от назначения или глубины залегания полезного ископаемого может быть различной и не является определяющей характеристикой.

Вертикальные горные выработки диаметром в свету от 1,8 до 4,2 м практически могут быть использованы для тех же целей, что и стволы большего сечения. Будучи вспомогательными стволами, они служат для спуска и подъёма людей, вентиляции, транспортировки породы, полезного ископаемого, материалов и оборудования бадьями или специально разработанными сосудами (клетями). Специалистами НИИОМШСа и ГХК «Спецшахтобурение» предложено называть такие выработки стволами малого диаметра.

При таком подходе способ проходки не имеет значения для дальнейшей эксплуатации, что и подтверждается на практике. Однако, при отсутствии необходимости в большом диаметре вскрывающей выработки, ее сооружение целесообразно, а иногда и безальтернативно, путем бурения, преимущества которого достаточно освещены в литературе [1].ⁱ Сегодня многие шахты Донбасса обслуживаются через пробуренные и закреплённые трубами стволы и скважины с помощью специально разработанных клетей.

Таким образом, имеющиеся различные классификации, с учетом назначения выработок, можно свести в таблицу 1.

Таблица 1 - Классификация вертикальных горных выработок по диаметру и назначению

Горные выработки	Диаметр выработки, мм	Назначение
Стволы большого диаметра (главные)	4000-9000	Спуск и подъём людей, оборудования, материалов. Подъём породы и полезного ископаемого, транспортировка воды и сжатого воздуха по трубопроводам, прокладка кабельных линий энергоснабжения и связи и т.п.
Стволы малого диаметра (вспомогательные)	1800-4200	То же, доступ непосредственно к полезному ископаемому
Скважины большого диаметра	400-1700	Вентиляция, прокладка трубопроводов водоотлива, сжатого воздуха, дегазации, циркуляции хладоносителя, размещения кабелей электроснабжения и связи; использование в качестве кондукторов глубоких и сверхглубоких скважин при бурении на нефть и газ.
Устья стволов и скважин большого диаметра	700-10000	Перекрытие мягких, неустойчивых, обводнённых пород и пльвунов, размещение бура и придание ему направления
Шурфы	600-1600	Водоснабжение, мелиорация, вентиляция, разработка месторождений полезных ископаемых, отбор проб, размещение зарядов ВВ; инженерно-геологические изыскания при строительстве промышленных, гражданских, культурных и бытовых сооружений.

Принимая во внимание определенную условность этой, как и любой другой классификации, отметим, что наличие подъемной машины на поверхности и, как следствие, использование вертикальной выработки для выдачи людей и материалов, позволяют определить ее как ствол независимо от способа проходки и конструкции крепи.

При современном состоянии дел в капитальном строительстве темпы проходки стволов буровзрывным способом опережают темпы их бурения. Скорость проходки отдельных стволов при БВР не такая уж высокая. Это, в первую очередь, связано с длительностью оснащения стволов и поверхности проходки (11-41 мес), а во вторую, с затруднениями при проходке устья и техотходов из-за необходимости укрепления неустойчивых пород до возведения постоянной крепи в верхней части стволов, в отдельных случаях до глубины 100-150 м. При этом сроки прохождения начальных метров даже на скоростных проходках составляют от 4-х до 12 мес, а синтезированная (истинная) скорость может снизиться до 3 м/мес. [2].ii

Проходка верхней части ствола осуществляется в основном в неустойчивых, малой крепости породах, зачастую обладающих пльвунными свойствами.

Рассмотрим физико-механические свойства пород верхнего слоя. В Донбассе до глубины 50-100 м, а иногда и более в строении геологического разреза принимают участие отложения: четвертичные, представленные лессовидными суглинками и песками, залегающими среди глин и суглинков.

Неогеновые представлены песками с примесью пылеватых и глинистых частиц и глинами различного цвета; палеогеновые, сложенные мелко и тонкозернистыми кварцевыми песками, которые часто насыщены водой и обладают свойствами пльвунов, алевролитами, аргиллитами. Характерным для Донбасса является большая изменчивость литологического состава в вертикальном разрезе.

Значение пределов прочности при сжатии и расширении, влажности, пористости пород изменяются в широких пределах, что связано с их неоднородностью, обусловленной строением, изменчивостью по площади литолого-петрографических и текстурных особенностей, высокими реологическими свойствами.

Во всех стратиграфических комплексах проходимых пород могут находиться несколько водоносных горизонтов (часто на глубинах 5-15, 60-80, 95-140 м и глубже) различной мощности и водообильности.

Водосодержащие породы неогенового возраста представлены мелкозернистыми глинистыми песками мощностью 10-40 м. Часто нижняя часть песков мощностью от 5 до 15 м обводнена и может обладать пльвунными свойствами. Водообильность отложений составляет – 0,05-0,7 л/с.

Водоупорами обычно служат слои глинистых пород, также малой прочности. С глубиной водообильность пород карбона уменьшается, что связано с затуханием открытой трещиноватости в песчаниках и известняках.

Всё это обуславливает сложность проходки верхнего слоя неустойчивых пород, как одного из факторов, замедляющего скорость сооружения стволов в целом.

Для прохождения стволов в этой зоне используются спецспособы, основными из которых являются методы заморозки, тампонажа и использование опускной крепи. Отметим, что проходка с использованием этих технологий дорога, требует специального оборудования, не гарантирует отсутствие остаточных притоков в ствол при его эксплуатации.

Основными недостатками заморозки являются большие первоначальные капиталовложения (до 15 млн. грн) и увеличение сроков строительства (до 2-х лет), что также приводит к увеличению стоимости. Процессы оттаивания ледопородного целика труднопрогнозируемы и управление ими требует дополнительных мероприятий и

средств. Заморозка предполагает использование дорогой тьюбинговой (чугунной или железобетонной) крепи. Область применения способа заморозки практически не ограничена, однако имеются трудности при засоленных водах. Трудно замораживать фильтрующие подземные воды. Так, если скорость подземных вод больше 80 м/сут., этот способ не применим.

Тампотаж целесообразно применять в скальных трещиноватых или крупнопористых водоносных породах. Учитывая геологические свойства вскрышных пород Донбасса, можно утверждать, что тампотаж мало эффективен.

Опускная крепь эффективна при пересечении водоносных пород мощностью 8-20 м. При этом глубина залегания кровли водоносных пород от поверхности земли не должна превышать 30 м; должны отсутствовать включения твердых пород, размером в поперечнике превышающие 100 мм; мощность подстилающего водоупорного слоя должна быть больше 3 м; напор подземных вод не более 15 м. Максимальный уровень погружения составляет 60 м. Основными недостатками способа являются: возможное отклонение от вертикали; образование пустот за стенами опускной крепи; значительная трудоёмкость работ; возможное заклинивание крепи; низкая скорость проходки- 5-15 м/мес.

Таким образом, в настоящее время нет универсальных для всех пород эффективных скоростных специальных способов проходки стволов в верхней их части.

В тоже время указанные геологические затруднения не являются таковыми при бурении стволов. Неустойчивость пород компенсируется параметрами специально подобранных буровых растворов, повышенные водопритоки при бурении не имеют большого значения, конструкция традиционной металлобетонной крепи гарантирует водонепроницаемость оболочки ствола на десятки лет.

Как и любая другая технология, бурение имеет свои недостатки: ограничение по крепости проходимых пород (до 10-12 по шкале проф. Протодяконова), возможные отклонения по вертикали, особенно на крутом залегании, отсутствие доступа к забою, что затрудняет контроль.

В рыночных условиях бурение стволов имеет и ряд преимуществ. Возможность быстрого разворота работ связана с низкими требованиями к благоустройству в начальном периоде строительства и модульной конструкцией буровых установок. Требуемая, по сравнению с буровзрывным способом, малая энергоёмкость (до 1000 квт) позволяет начать работы на временном энергоснабжении. Малое количество людей (до 40 чел) упрощает бытовое обустройство.

Такой способ позволяет сравнительно быстро сооружать стволы требуемой вертикальности, но эффективен только в породах до 5-6 категории по буримости. В более крепких породах скорость бурения резко снижается из-за отсутствия надежного породоразрушающего инструмента большого диаметра, способного выдерживать значительные осевые нагрузки.

Исходя из изложенного нами, с целью повышения эффективности сооружения шахтных стволов, предлагается принципиально новая технология проходки стволов, в условиях, где раньше применялись только спецспособы. Это комбинированный способ сооружения стволов [3,4] с использованием преимуществ бурения и буровзрывных работ. Суть способа заключается в пространственном и временном совмещении двух технологий.

Интервал до глубины 100-150 м в неустойчивых мягких породах и средней крепости проходится буровыми установками с помощью фазового бурения (рис. 1), а дальше по крепким породам используется традиционный буровзрывной способ. Пробуренный интервал неустойчивых пород крепится сталебетонной крепью, секции которой стыкуются в устье ствола и опускаются на плаву (рис. 2). После спуска

«стакана» в основании или вверху его сооружается опорный башмак, а сферическое днище демонтируется. В период бурения на поверхности готовятся секции-кольца указанного типа крепи. Данная технология позволит «уйти» от дорогих спецспособов проходки, отказаться от чугунных тубингов, обеспечить водоизоляционную крепью. Кроме того, параллельно с бурением первых 100-150 м. ствола, строители и монтажники смогут строить поверхностный комплекс по постоянной схеме, избавляясь от временных, но, тем не менее, дорогих сооружений. Разворот строительства, привлечение материальных и людских ресурсов будет производиться постепенно, не отражаясь на сроках строительства. Имеющиеся типы буровых установок в ГХК «Спецшахтобурение единственной в Украине организации владеющей комплексной технологией сооружения скважины, не уступающей зарубежным, выполняют бурение стволов и скважин диаметром не более 6 м. Однако, технические и эксплуатационные характеристики оборудования при определённых конструктивных доработках (увеличение расстояния между опорами кронблока вышки и изготовление рамы-основания размером в соответствии с диаметром сооружаемого ствола) легко позволяют перейти на большие (до 9 м) диаметры.

Подобная технология бурения стволов \varnothing до 6 м на полную глубину должна применяться при сооружении фланговых стволов. Наличие при этом встречных забоев в два раза сокращает продолжительность проведения капитальных выработок главного направления. Фланговые стволы, пройденные бурением, на первом этапе строительства требуют оснащения поверхностного комплекса в меньшем объёме, хотя при этом будут



Рис. 1. Фазовое бурение стволов

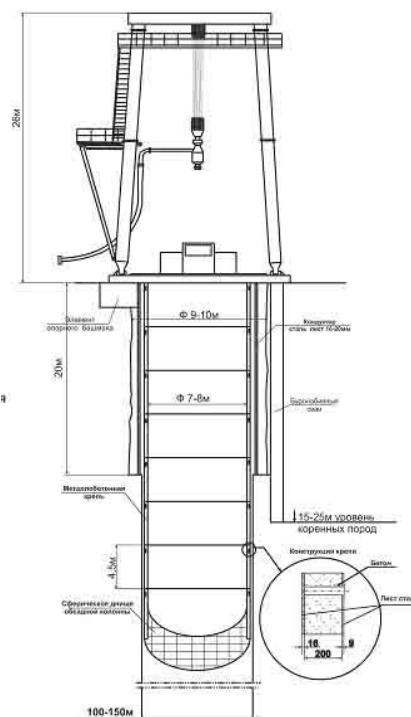


Рис. 2 Спуск сталебетонной крепи

успешно справляться с функциями запасных выходов и основных магистралей для транспорта, вентиляции и водоотлива.

Указанные преимущества и недостатки предлагаемой технологии сооружения стволов, позволяют сделать вывод, что Западный, Центральный и Восточный Донбасс, Львовско-Волынский угольный бассейн являются регионами с благоприятными горно-геологическими условиями для ее внедрения.

Опыт украинских специалистов, их высокая квалификация подтверждаются постоянными запросами и предложениями к сотрудничеству от иностранных партнеров. В дальнейшем, отработка технологии бурения стволов большого диаметра, может производиться путём приобретения и использования на лизинговой основе современных буровых установок США, Германии, Японии, Италии имеющих более совершенный грузоподъёмный гидравлический механизм, увеличивающий осевую нагрузку на забой, более износостойчивые шарошки и пр.

Изучение китайского опыта, когда в стране за 25 лет пробурено 64 ствола большого диаметра, должны убедить отечественных инвесторов в правильности выбранного пути.

Таким образом, союз буровиков и шахтопроходчиков позволит успешно выполнить программу «Уголь Украины», предусматривающую строительство новых и реконструкцию действующих шахт в Западном Донбассе, в центральной части Луганщины, на западе Украины.

Библиографический список

1. Качан В.Г., Купчинский И.А. Бурение шахтных стволов и скважин. – М.: Недра, 1984г.
2. Стоев И.С., Стоев П.С. Технология и организация строительства вертикальных стволов шахт. – Донецк: ЦБНТИ, 1994.
3. Гузеев А.Г., Борщевский С.В. Прогрессивные технологические схемы сооружения глубоких шахтных стволов // Шахтное строительство .- 1987.- №11.- С.15-18.
4. Борщевский С.В. Улучшение параметров комбинированной технологии проходки вертикальных шахтных стволов // Науковий Вісник Національної гірничої академії України, Дніпропетровськ, 1999, № 4,- с.11-13.

УДК 624.159.1 +539.3

Максименко А.І., магістрант, Костов І.А., Мельніченко О.О., студент НТУУ «КПІ», науковий керівник Зуєвська Н.В., к.т.н., доцент кафедра «Геобудівництва та гірничих технологій» НТУУ «КПІ».

ІНФІЛЬТРАЦІЙНІ ПРОЦЕСИ ПРИ ЗАМОЧУВАННІ ЛЕСОВИХ ҐРУНТІВ ВОДОЮ З ПІДВИЩЕНОЮ ТЕМПЕРАТУРОЮ

Просадні деформації лесового ґрунту можуть розглядатися як процес переходу ґрунту з недоущільненого стану в стан нормальної щільності під впливом інфільтраційного руху вологи. Саме математичний опис механізму цього перехідного процесу і становить інтерес з огляду на його складність.

Sagging loess soil deformation can be considered as a process of transition from the ground is not fully condensed state to normal state density under the influence movement of moisture infiltration. This mathematical description of the mechanism of this transition and is of interest because of its complexity.

Згідно з теорією руху вологи в ґрунтах розглянутою в працях Н.Н. Верігіна [1], П.Я. Полубаринова-Кочина [2], В.І. Пеньковського, а також у працях іноземних науковців [3] дослідження динаміки процесу просадки вимагає, передусім, вивчення

закономірностей фільтрації вологи при неповній водонасиченості ґрунту. Ця теорія побудована на припущенні неповної насиченості ґрунту вологою, де приймається коефіцієнт водопроникності, як функція насичення ґрунту.

Вплив вологості на просадку лесового ґрунту після замочування розглядалась в роботах Денисова [4] та Покровського [5], де наголошувалося, що при розгляді механізму взаємодії процесів інфільтрації і осідання, міцність лесових ґрунтів обумовлена двома видами зчеплення: перше - відбувається під дією сил молекулярного притягання між частками ґрунту і залежить від складу і щільності породи. У зв'язку з малою природною щільністю лесових порід первинне зчеплення грає незначну роль в їх стійкості і лише уповільнює процес осідання. Зчеплення другого виду - зчеплення зміцнення, обумовлене цементуючою дією плівок вуглекислого вапна, гіпсу та інших солей, що оточують частинку ґрунту. Зчеплення зміцнення відіграє вирішальну роль у стійкості лесових ґрунтів, і змінюється зі зміною тиску, вологості, температури і інших зовнішніх факторів.

Всі ці дослідження були приведені для ґрунту, зволоженого холодною водою і не враховували температурний фактор. В умовах міського будівництва набувають актуальності просадні процеси при замочуванні лесових ґрунтів водою з підвищеною температурою. Міські підземні траси служать для забезпечення теплом житлових будинків, дитячих установ, виробничих, громадських і побутових споруд. Сучасне забезпечення тепловими ресурсами ділиться на 2 види:

- 1) з перегрітою водяною парою температурою більше 350 °С;
- 2) з гарячою водою температурою до 100 °С.

Підземні теплові споруди з метою збереження заданої теплоти до призначеного пункту ізолюють теплоізоляційними матеріалами. Однак у всіх випадках через теплоізоляційний шар просочується тепло і поширюється в ґрунтовому масиві на великій відстані, нагріваючи ґрунтову воду до високої температури. Міські каналізаційні колектори зазвичай виконуються без теплоізоляції, хоча тут температура доходить до 60 °С, але це теж досить для нагрівання ґрунтових вод, які циркулюють в масиві гірських порід. Нерідко зустрічаються і аварійні ситуації, коли гаряча вода замочує основи споруд, причому процес може протікати тривалий період. У результаті всіх цих перерахованих факторів просадка лесового ґрунту перевищує розрахункові осідання, які велися для холодної води (в середньому 20 °С). Причому різниця настільки значна, що призводила не тільки до реконструкції споруди, а й визнання її аварійнонебезпечною, що підлягає знесенню.

Після підтоплення основи фундаменту, від прориву теплових комунікацій, посольство Канади в м. Києві, зазнало таких неоднорідних і руйнівних деформацій, що було визнано більш економічно доцільним не реконструювати, а відбудувати будівлю заново.

Мною було розглянуто комплекс з чотирьох будівель, що знаходяться в центрі м. Києва на вулицях Шовковична, Рейтарська та Франка на товщі лесового супіску 29-35 м. При проектуванні для них була прорахована осадка при температурі води $T=20$ °С, яка складала 7-8 см, що допускається ДБН В.1.1-3-97, мій розрахунок це підтвердив. В реальному ж осадка склала 12-14 см, так як замочування відбулось після аварії на тепло комунікаціях, де температура води була $T=60$ °С. Що ставить актуальну проблему необхідності врахування температури води, при розрахунку осадки.

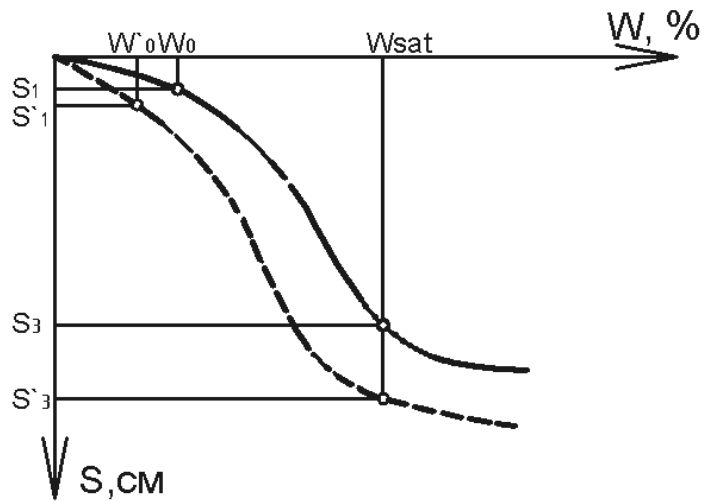
У зв'язку з вище сказаним, представляє інтерес процес прогнозування і розрахунку осідання лесових ґрунтів, замочених водою з підвищеною температурою. У наших дослідженнях використовували воду в температурному інтервалі від 20 °С до 100 °С, але найчастіше в реальних умов змочування, найактуальнішою є вода температурою 20 °С та 60 °С, тому що в нормативних документах ми розраховуємо при

20 °С, а фактично при аваріях в трубах теплокомунікаційних систем маємо 60 °С, що суттєво впливає на коефіцієнт фільтрації K_f . Одним з найбільш ефективних видів експериментальних досліджень процесів інфільтрації і осідання є проведення дослідів по тривалому замочуванню товщі лесових ґрунтів в польових умовах. Були проведені досліді на лесових ґрунтах другого типу для визначення впливу температури води на процес інфільтрації. У результаті було отримані залежності впливу температури води при інфільтрації. Результати проведених дослідів зведені в таблиці 1.

Так як в реальних умовах ми маємо точковий прорив труб теплоносіїв при аварії, що прокладені на певній глибині в замочують просадні прошарки ґрунту. Ми посилаємося на дослідження А.А Григорян, Ю.К. Іванов [6].

На мал. 1 зображено графік Денисова, де наглядно демонструється, що основна частина деформації лесового ґрунту відбувається при зміні вологості від природного значення до значення, при якому відбувається інфільтрація. Деформації відбуваються до настання вологості насичення W_{sat} , після якого волога вже не затримується, а фільтрується далі.

$t = 1 \text{cym}$					$t = 2 \text{cym}$					$t = 5 \text{cym}$				
$T=20^\circ\text{C}$	$T=40^\circ\text{C}$	$T=60^\circ\text{C}$	$T=80^\circ\text{C}$	$T=100^\circ\text{C}$	$T=20^\circ\text{C}$	$T=40^\circ\text{C}$	$T=60^\circ\text{C}$	$T=80^\circ\text{C}$	$T=100^\circ\text{C}$	$T=20^\circ\text{C}$	$T=40^\circ\text{C}$	$T=60^\circ\text{C}$	$T=80^\circ\text{C}$	$T=100^\circ\text{C}$
Глибина інфільтрації y , $m=2,02$	2,73	3,13	3,53	3,87	Глибина інфільтрації y , $m=3,14$	4,24	4,87	5,49	6,03	Глибина інфільтрації y , $m=5,86$	7,92	9,09	10,26	11,26
$\beta_r = 1$	1,35	1,55	1,75	1,92	$\beta_r = 1$	1,35	1,54	1,75	1,92	$\beta_r = 1$	1,34	1,55	1,75	1,92
$t = 9 \text{cym}$					$t = 14 \text{cym}$					$t = 22 \text{cym}$				
$T=20^\circ\text{C}$	$T=40^\circ\text{C}$	$T=60^\circ\text{C}$	$T=80^\circ\text{C}$	$T=100^\circ\text{C}$	$T=20^\circ\text{C}$	$T=40^\circ\text{C}$	$T=60^\circ\text{C}$	$T=80^\circ\text{C}$	$T=100^\circ\text{C}$	$T=20^\circ\text{C}$	$T=40^\circ\text{C}$	$T=60^\circ\text{C}$	$T=80^\circ\text{C}$	$T=100^\circ\text{C}$
Глибина інфільтрації y , $m=8,99$	12,13	13,93	15,73	17,25	Глибина інфільтрації y , $m=12,57$	16,97	19,48	22	24,13	Глибина інфільтрації y , $m=17,93$	24,21	27,79	31,38	34,43
$\beta_r = 1$	1,35	1,55	1,75	1,92	$\beta_r = 1$	1,35	1,55	1,75	1,92	$\beta_r = 1$	1,35	1,55	1,75	1,92



Мал. 1. Вплив вологості на деформацію лесового ґрунту.

По матеріалах дослідження (8) була розроблена програма, що дозволяє, враховуючи температуру води, отримати просадку. Використовуючи цю програму для розрахунку просадки реальних об'єктів,

ми переконалися в суттєвості впливу гарячої води при замочуванні. Програма дозволяє обрахувати основні формули:

$$y(W, t) = d_1 \left[1 - \left(\frac{W'}{W_{sat} - W_0'} \right)^2 \right] t^{1/2} + d_2 \left[1 - \left(\frac{W'}{W_{sat} - W_0'} \right)^2 \right]^2 t \quad (1)$$

$$Q(t) = (W_{sat} - W_0') \left(\frac{2}{3} d_1 t^{1/2} + \frac{8}{15} d_2 t \right) \quad (2)$$

$$y_0(t) = [d_1 t^{1/2} + d_2 t] \beta_T \quad (3)$$

Висновки: Виходячи з вище наведеного можна зробити висновок про суттєвий вплив температурного фактора при замочуванні споруд на просадних лесових ґрунтах. Значення просадки при гарячій воді суттєво відрізняється від просадки того ж ґрунту, але замоченого холодною водою. За допомогою поєднання експериментальних досліджень та отриманих математичних залежностей між глибиною замочування та зміною вологості ми можемо розрахувати просадку при зволоженні ґрунту в присутності температурного фактору.

Бібліографічний список

1. Верігін Н.Н. Методы определения фильтрационных свойств горных пород. М., Госстройиздат, 1961.-180с.
2. Полубаринова-Кочина П.Я. Теория движения грунтовых вод. М., Гостехиздат, 1952.-676с.
3. Chang-Yu Ou. Deep Excavations. Theory and Practice. - London, Taylor & Francis, 2006.
4. Денисов Н.Я. Строительные свойства лесов и лесовидных суглинков. М., Госстройиздат, 1953.-154с.
5. Покровский Г.И. Исследования по физике грунтов. ОНТИ 1937.
6. УДК624.131.434.624.131.6 Григорян А.А, Иванов Ю.К. Прогноз просадки грунтовой толщи при замачивании через небольшой в плане глубокий источник. «Основания, фундаменты и механика грунтов», 1968. №6.

Дачковская В.И. магистр ДонНТУ, Николаев Е.Б. доцент, к.т.н., доцент кафедры «Охрана труда и аэрология», Донецкого национального технического университета (ДонНТУ).

ПРИМЕНЕНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО УВЛАЖНЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА ГОРНЯКОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ ИМ. С.М. КИРОВА ГП «МАКЕЕВУГОЛЬ»

У статті розглядаються питання розширення використання попереднього низьконап'яного зволоження на шахтах Донбасу.

В статье рассматриваются вопросы расширения использования предварительного низконапорного увлажнения на шахтах Донбасса.

In article questions of expansion of use of preliminary low pressure-head humidifying on mines of Donbass are considered.

Введение. Постоянный рост глубины ведения горных работ на шахтах Донбасса приводит к увеличению частоты и силы газодинамических явлений, числа пластов склонных к внезапным выбросам, а также пылеобразованию. В связи с этим снижаются темпы ведения горных работ, повышается трудоемкость процесса и наблюдается рост профессиональных заболеваний.

В настоящее время наиболее интенсивное пылеобразование в очистных забоях происходит при выемке угля комбайном. На долю этого процесса приходится до 72-85% всей образующейся пыли. Меньшее количество пыли образуется при процессах зачистки лавы, посадки кровли и т.д. – 8-15 %. При буровзрывных работах на концевых участках лав высокие уровни запыленности создаются в процессе бурения шпуров, взрыве и уборке горной массы – до 12 %, при этом 90 % массы образующейся пыли имеет размер до 5мкм, т.е. представляет собой наиболее пневмоконизоопасные фракции. Материалы обследования очистных забоев угольных шахт по уровню запыленности показывают, что они в большинстве случаев значительно превышают ПДК, в результате чего профессиональная заболеваемость пневмокониозом среди горняков продолжает оставаться на высоком уровне, превышая производственный травматизм не только со смертельным, но в отдельные годы и с тяжелым исходом. Данные свидетельствуют о том, что, несмотря на эффективность пылеподавления (до 95-97 %), остаточная запыленность в десятки, даже в сотни раз превышает предельно допустимую [1].

Решение этой проблемы, т.е. снижение запыленности воздуха в шахте до уровня предельно допустимых концентраций, возможно только при комплексном применении различных способов предотвращения пылеобразования, снижения пылевыделения и обеспыливание рудничного воздуха .

Анализ литературных источников. Одним из наиболее эффективных считается метод предварительного увлажнения угля. В отличие от большинства других методов борьбы с пылью в угольных шахтах, которые направлены на улавливание и связывания уже образовавшейся пыли этот метод позволяет изначально уменьшить пылеобразующую способность угля за счет повышения влажности и смачивания пыли находящейся в трещинах путем нагнетания воды в массив до его разрушения [2].

Различают низконапорное (от водопроводной магистрали) и высоконапорное (от насоса) предварительное увлажнение. Использование кратковременного высоконапорного нагнетания воды в пласт основано на предположении, что вода,

проникающая под давлением в угольный массив, увеличивает пластичность угля, снижает удельную энергию, накопленную углем при сжатии, вытесняет часть газа и приводит к перераспределению напряжений в призабойной зоне. Работы, проведенные в этом направлении, позволяют сделать вывод, что при кратковременном высоконапорном нагнетании вода не проникает в микропоры угля, а перемещается по крупным трещинам, способствует гидроразрыву пласта.

Низконапорное увлажнение, в отличие от высоконапорного, направлено не на разрушение обрабатываемого угля, а на нейтрализацию заключенного в нем газа и изменение прочностных свойств угля. Это достигается путем длительного нагнетания воды с добавками поверхностно-активных веществ, улучшающих смачиваемость угля и позволяющих максимально использовать капиллярные силы, которые возникают при проникновении раствора в тонкопористую структуру угля.

Предварительное увлажнение даёт экономический эффект за счёт ослабления массива угля (на 20-40 %), снижения газообильности забоев (на 10-20 %) и снижения склонности угля к самовозгоранию. Применение предварительного увлажнения позволяет бороться также с пучением в выработках, изменением физико-механических свойств угольного пласта, повышает эффективность применения горных работ.

Основные параметры, от которых зависит эффективность этого способа - давление и темп нагнетания, расстояние между скважинами, глубина герметизации скважин, расход воды и время между нагнетанием воды и выемкой угля. Значения параметров зависят от свойств угольных пластов. Снижение запылённости воздуха при разработке увлажнённых массивов происходит вследствие увеличения общей влажности разрушаемого материала, его ослабления в результате физико-химических и гидродинамических процессов взаимодействия воды и массива и смачивания пыли, имеющейся в массиве до его разрушения [3].

Все это позволяет широко применять этот способ, как комплексную меру борьбы с вредностями в шахтах и как один из наиболее технически приемлемых. Но все преимущества этого метода могут быть полностью реализованы, только если выбор основных параметров и рациональной схемы нагнетания будут производиться на основе анализа горно-геологических и горнотехнических условий разработки пласта, а все отработанные участки пласта будут увлажнены равномерно и качественно [4].

Цель работы заключается в рациональном выборе параметров и технологической схемы увлажнения (низконапорного) с учетом влияния изменений физико-механических свойств угля краевой части пласта, подверженном гидровоздействию и характера механических процессов в массиве для обоснованного применения предварительного увлажнения по снижению пылегазообразования на шахте им С.М.Кирова.

Материалы и результаты исследований. В статье рассматривается способ предварительного увлажнения, который предлагался к применению на шахте им. Кирова для борьбы с пылеобразованием.

ОП «Шахта им С.М.Кирова» ГП «Макеевуголь» разрабатывает пласт h10^в. Запыленность воздуха в очистных выработках шахты достигает 300 мг/м³, что в 30 раз превышает ПДК, а по шахтам объединения - от 26,9 до 52,2 раза.

В 2007 г в ОП «Шахта им С.М.Кирова» ГП «Макеевуголь» на участке ведения очистных работ в 3-ей восточной лаве пл. h10^в проводилось опытное нагнетание воды в угольный пласт с целью снижения пылевыделения (через шпур диаметром 42-45 мм, длиной 8 м, пробуренные по всей длине очистного забоя с интервалом между шпурами 10 м и глубиной герметизации 5 м, расход воды составлял на один шпур составлял 0,63 м³). Нагнетание производилось с использованием высоконапорной установки СНТ в течении 1 часа в каждую группу шпуров, состоящую из 9 шпуров. Согласно, выводов

постоянно действующей комиссии по борьбе с пылью на шахте им. С.М. Кирова при высоконапорном увлажнении массива наблюдалось размокание и обрушение кровли, дополнительное поступление воды в рабочую зону лавы при нагнетании, что может привести к ухудшению условий труда и снижению безопасности ведения очистных работ в 3-ей восточной лаве пл. h10^B. В результате, применение увлажнения угольного массива на участке было отменено. Использование одного орошения как метода борьбы с пылью явно недостаточно для нормализации пылевой обстановки на участке.

За последнее десятилетие в Донецком бассейне нагнетание жидкости в пласт отменено в 994 забоях. Отмена предварительного увлажнения на шахте им. С.М. Кирова, на наш взгляд, связана с неэффективным выбором основных параметров. Гидровоздействие краевой части угольного пласта велось в режиме гидрорыхления, методом гидравлического разрыва сплошности пласта, что и привело к прорыву части воды из массива в рабочую зону лавы. Кроме того не учитывались геомеханические процессы происходящие вокруг выемочной выработки.

Исследованиями, проведенными в ДонГТУ [5], установлено, что процесс гидровоздействия следует рассматривать в динамике, учитывая изменение размеров и расположение скважин в зависимости от формирования и перемещения зоны максимума опорного давления, что определяется направленным изменением физико-механических и компрессионных свойств угля. На основании этого была разработана модель геомеханических процессов вокруг выемочной выработки при увлажнении угля растворами ПАВ, предложены и внедрены в производство принципы поэтапного гидровоздействия на угольный пласт.

Поэтому дальнейшее повышение эффективности и безопасности гидрорыхления видится не в наращивании мощности воздействия на пласт жидкости, а в использовании более рациональных приемов и режимов нагнетания. Низконапорное увлажнение как региональный способ воздействия на физическое состояние пласта (изменение его физико-механических и фильтрационных характеристик) считался одним из наиболее перспективных направлений разработки и совершенствования способов изменения выбросоопасных свойств угля.

В настоящее время вопросам расширения использования предварительного (низконапорного) увлажнения посвящено ряд исследований МакНИИ, ИГТМ НАН Украины, ДонФТИ НАН Украины, ДПИ–ДонГТУ–ДонНТУ [3,4,5,6].

В исследованиях ДонФТИ НАН Украины предварительная обработка угольного и породного массивов водными растворами ПАВ представляется как наиболее рациональное решение проблемы влияния зон повышенного горного давления при переходе их очистными забоями. Установлено, что после обработки краевой части водными растворами ПАВ снижается уровень концентрации напряжений и исчезает неравномерность их распределения, что приводит к однородному нагружению угольного пласта и уменьшает вероятность его разрушения.

В результате, проведенных в последние годы исследований ДонГТУ и ДонФТИ НАН Украины установлено, что предварительное увлажнение с использованием ПАВ и поверхностных сред (ПС) угольных пластов служит эффективным средством борьбы не только с пылеобразованием и газовой выделением, но и с проявлениями горного давления.

По материалам и результатам исследований [7] было установлено, что проведение увлажнения поэтапно при переменной длине скважин с использованием перемещения зоны максимума опорного давления (автонагнетания) позволяет существенно повысить эффективность влияния нагнетательных скважин (в 2–5 раз), увеличить приемистость скважин водой, снизить сопротивление скважин при нагнетании и увеличить фильтрационные характеристики угольного массива.

Положение максимума опорного давления от очистной выработки изменяется по отношению к ней в зависимости от уменьшения прочности увлажняемого угля. С уменьшением предела прочности угля (на сжатие) на 10 %, максимум опорного давления перемещается от выработки вглубь массива на 12–14,2 %. Происходит расширение зоны газового дренирования в краевой части угольного пласта, посредством поэтапной гидрообработки угля в этой зоне, при этом газовыделение на выемочном участке понижается на 15–25 %. Снижается возможность вывалообразования и пучения почвы на сопряжениях лавы с выемочными выработками вследствие отнесения максимума скоростей конвергенции почвы и кровли выработки от сопряжения с лавой в сторону выработанного пространства. А за счет упрочения массива специальными материалами, которые связывают горный массив, создавая эффективную герметизацию скважин – расширяется область применения низконапорного нагнетания жидкости в пласт.

Выводы. По нашему мнению, применение низконапорного увлажнения следует считать приоритетным направлением для борьбы с вредностями в шахтах. К ним следует отнести изменение и управление газовой выделением в очистных забоях и на их краевых участках, снижение пылеобразования, снижение проявлений горного давления, пучения почвы в выработках, изменения физико-механических и коллекторских свойств угольного пласта, повышение безопасности и эффективности горных работ. Это позволит применять предварительное увлажнение как комплексную меру борьбы с вредностями в шахтах, учитывая, что это один из наиболее экономичных и технически приемлемых способов.

Библиографический список

1. Положение о порядке расследования и ведения учета несчастных случаев, профессиональных заболеваний и аварий на производстве и непромышленного характера. - Донецк, 2001. - 77с.

2. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах: 2-е изд. Перераб.и допол. – М.: Недра, 1979. – С. 29-33.

3. Родин А.В., Усов О.А., Медведев Э.Н., Бандурин В.И. Проблемы и перспективы предварительного увлажнения угольных пластов как метода снижения загрязнения шахтной атмосферы пневмокониозоопасной пылью. // Вентиляция шахт и рудников. Комфортность и безопасность атмосферы. Межвузовский сб. науч. трудов. – Ленинград: ЛГИ. – 1988. – С. 51-54.

4. Кашуба О.И., Медведев Э.Н., Карпов Д.А. Пути увеличения объемов предварительного увлажнения угольных пластов. // Уголь Украины. – 1997. – апрель. – С.40-42.

5. Артамонов В.Н., Бондаренко А.Ю. О возможности управления технологическими свойствами угля увлажнением краевой части пласта // Известия Донецкого горного института. – Донецк, ДонГТУ, 1995, №1. – С. 21–24.

6. Артамонов В.Н., Кузык И.Н., Мартынова Е.А., Николаев Е.Б. О возможности управления условиями труда в очистных и подготовительных забоях в зонах ведения гидровоздействия // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва, МГГУ, 2001, №10. – С. 119–121.

7. Артамонов В.М. Ніколаєв Є.Б. Спосіб зволоження вугільного пласта Деклараційний патент на винахід (19)UA, (11)78594, (13)C2, (51)МПК E21F5/02 (від 10.04.2007, Бюл. №4 2007 р)

РІВЕНЬ СЕЙСМІЧНОСТІ СХЕМ КОРОТКОСПОВІЛЬНЕНОГО ПІДРИВАННЯ

Лазоренко А.С. ст., Бойко В.В. асп., Кузьменко А.О, Хлевнюк Т.В. кандидати техн. наук, (Інститут гідромеханіки НАН У)

Проведений аналіз схем короткосповільненого вибуху (КСВ) з застосуванням різних систем ініціювання зарядів в порівнянні з системою типу „НОНЕЛЬ” з позицій їх сейсмоефекту. Встановлені показники сейсмічності вибуху, за якими необхідно проводити оцінку сейсмічної дії КСВ, по складеному рівні режиму вибуху за масою зарядів, які вибухають миттєво та часу розвитку ініціювання всіх зарядів.

Проведен анализ схем короткозамедленного взрыва (КЗВ) с использованием разных систем инициирования зарядов в сравнении с системой типа «Нонель» с позиции сейсмозффекта. Установлены показатели сейсмичности, по которым необходимо проводить оценку действия КЗВ по сложеному уровню режима взрыва.

The analysis of schemes a millisecond-delay blasting with using of different systems of initiation of charges in comparison with system of type "Nonel" from a position of their seismoeffect is carried out. Indicators of seismicity of explosion were , it is necessary to spend an estimation of seismic action of blasting with these indicators, using level of a mode of explosion on weight of charges which blow up instantly and time of development of initiation of all charges are established.

Вступ. В даний час перед практикою і науковцями поставлено завдання – досягти якісного подрібнення гірської маси, опрацювання підшови при допустимому сейсмічному ефекті. Зі збільшенням масштабів масових вибухів і наближенням робіт до будівель та споруд громадського та промислового призначення, ці задачі набувають усе більш важливого значення щодо їх сейсдобезпечної експлуатації та нормальної психологічної обстановки місцевого населення. За останні роки при промислових масових вибухах на кар'єрах України для монтажу схем короткосповільненого вибуху (КСВ) широко стали використовувати системи неелектричного ініціювання зарядів (СНІЗ), в той час як метод оцінки їх сейсмічної дії залишився без змін. Хоча на практиці виявлено, що оцінка сейсмічного ефекту від вибуху з використанням СНІЗ відрізняється від масових вибухів, виконаних в одних і тих же гірничо-геологічних умовах і приведеною масою вибухової речовини (ВР), та з використанням систем ініціювання зарядів магістральними ДШ та піротехнічними КЗДШ, або магістральними електричними проводами та капсулями ЕДКС.

Аналіз стану проблеми. При використанні СНІЗ час розвитку всього вибуху збільшується із-за можливості збільшення інтервалів сповільнень в широкому діапазоні при їх ініціюванні, і залежить не лише від інтервалів сповільнення пристроїв різних типів реле, як тих, які розділяють групи, так і внутрішньогрупових, але і фактичного додаткового часу передачі кожному свердловинному заряду детонації по хвилеводу. Це змінює режим розвитку сейсмічної взаємодії вибуху всіх зарядів ВР, які ініціюють не одночасно й впливають на інтенсивність сейсмічних коливань, що в існуючих методах сейсмооцінки КСВ не враховується.

У зв'язку з цим експериментальні дослідження взаємодії вибуху циліндричних зарядів ВР і багатостадійного режиму розвитку неодновременного ініціювання всіх зарядів

ВР, які послідовно з'єднані різними системами в одну схему КСВ й які взаємодіють між собою й впливають на інтенсивність сейсмічних коливань, для оцінки сейсмобезпечної дії КСВ на будівлі не тільки по існуючій граничнодопустимій нормі (по масі заряду, що вибухає миттєво в максимальній групі з інтервалом не менше 20 мс), але по кількості заряду ВР, що підривається за одиницю часу, для розробки схем комутації короткосповільнених масових вибухів при застосуванні неелектричних систем ініціювання зарядів, являє собою актуальну наукову задачу.

Мета роботи - опрацювання надійного метода оцінки рівня сейсмічності схем короткосповільненого підривання.

Мета досягається вивченням взаємодії свердловинних зарядів на інтенсивність сейсмічної дії КСВ та опрацювання надійного метода оцінки її по складеному рівню розвитку вибуху в часі, з урахуванням всіх інтервалів сповільнення, в тому числі внутрігрупових та часу протікання детонаційного процесу по хвилеводу і розробка рекомендацій по визначенню граничнодопустимих мас зарядів ВР, що підривається за одиницю часу, без нанесенню шкоди навколишнім будівлям.

Для досягнення поставленої в статті мети сформульовані й виконані такі завдання:

- в напівпромислових умовах установити інтенсивність сейсмічних хвиль, яка виникає від дії вибухів, при наявності, або відсутності, взаємодії для одиночних, групових розосереджених та зосереджених зарядів;

- в промислових умовах визначити сейсмічну дію КСВ (схем з різною системою ініціювання зарядів багатостадійного режиму розвитку неодновременного ініціювання всіх зарядів ВР, які послідовно з'єднані різними системами в одну схему вибуху) в залежності від рівня режиму розвитку вибуху в часі всіх зарядів ВР з інтервалами сповільнення, в тому числі й внутрігруповими та часу протікання детонаційного процесу по хвилеводу, і опрацювати метод оцінки сейсмопрогнозу КСВ при застосуванні неелектричних систем ініціювання зарядів ВР типу «Нонель», який би забезпечив високу надійність оцінки сейсмостійкості будівель по розрахунку допустимої кількості заряду ВР, що підривається миттєво за одиницю часу.

При вивченні параметрів сейсмічних хвиль (швидкість коливань, см/с) від дії свердловинних зарядів циліндричної симетрії в умовах поставлених задач в першу чергу була визначена організація сейсмічного контролю, вибрана структурна схем апаратурної реєстрації коливань, яка проводилась з застосуванням методики багатоканальної реєстрації коливань. При цьому реєстрація сейсмоколиваний від вибухів зарядів ВР та обробка інформації (аналіз сейсмограм, амплітудно-частотних параметрів сейсмовибухових хвиль) проводилась по профілям установки стандартних сеймоприймачів, кількість яких встановлювалась в залежності від поставлених задач, з застосуванням швидкодіючих аналогово-цифрових перетворювачів (АЦП), типу Е-140 та Е-440, підключених до персональних комп'ютерів типу ноутбук. В другу чергу визначена методика оцінки сейсмостійкості, яка полягала в тому, що до початку проведення підривних робіт в промислових умовах по існуючій методиці визначався допустимий рівень швидкості коливань для конкретних будівель, в залежності від їх технічного стану, які розташовані поблизу місця проведення підривних робіт. Для визначення сейсмостійкості безпосередньо на будівлю використовувались експериментальні дані з сейсмо- та частотограм за параметрами сейсмічних хвиль, тобто амплітуди, періоди коливання й швидкості, які пов'язані з пошкодженнями, розвитком існуючих і утворенням нових тріщин будівлі, в залежності від масштабу вибуху, кількості заряду ВР, що підривається за одиницю часу та відстаней.

Використовуючи наведену вище апаратуру й методики дослідження проводились в два етапи - в напівпромислових та промислових умовах. Задача першого

етапу встановити інтенсивність сейсмічних хвиль, яка виникає від дії вибухів, при наявності, або відсутності, взаємодії для одиночних, групових розосереджених та зосереджених зарядів. Другого - щодо вивчення сейсмічних хвиль від дії багатостадійного режиму розвитку детонації зарядів ВР, які послідовно з'єднані різними системами в одну схему КСВ й неодноразово ініціюють з різними масштабами вибуху та масі зарядів ВР, яка миттєво підривається в одиницю часу й викликає або не викликає перевищень допустимої швидкості на об'єкті.

В напівпромислових умовах для визначення взаємодії зарядів та сейсмічної інтенсивності підривання досліджувались вибухи розосередженого та зосередженого зарядів ВР з однакових масою проводились в дві серії. Серія I складалася з підриву 6 зарядів масою по 5 кг (вибух 1) і 3-х зарядів по 5 кг (вибух 2), що вибухають одночасно. Серія II складалася із зосередженого заряду 15 кг (вибух 3) і зосередженого заряду масою 30 кг (вибух 4). Глибина закладення всіх зарядів становила 1,5 м.

Профіль виміру параметрів СВВ від зарядів і в напрямку перпендикулярному осі розташування зарядів становив 600 м, датчики стояли на відстані 150, 240, 325, 450 та 600 м.

На основі отриманих даних побудовано залежність швидкості коливань часток ґрунту від відстані, з яких видно, що два вибухи, з однаковою масою ВР, але один із зарядів розосереджений, а інший зосереджений, мають різні показники масової швидкості. Тобто, навіть при однаковій масі ВР, що підривається миттєво, має значення розділений, чи зосереджений заряд. Це явище виникає в результаті взаємодії між зарядами ВР, що вибухають миттєво.

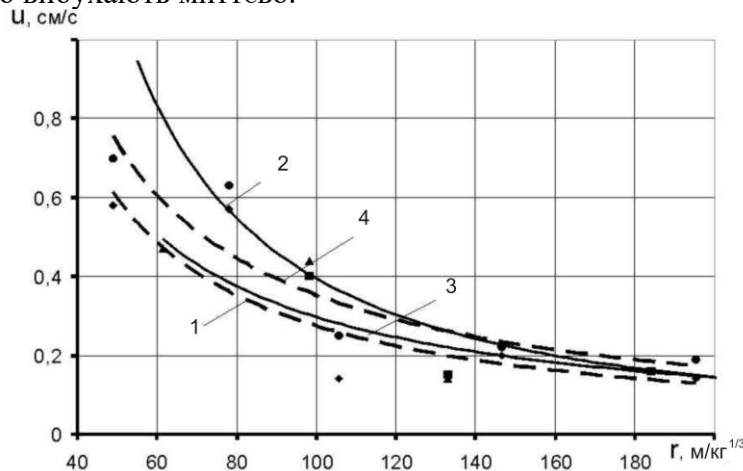


Рис. 1. Залежність швидкості коливань частинок ґрунту від приведеної відстані під час вибухів в напівпромислових умовах: 1- вибух 6-ти розосереджених зарядів масою по 5 кг; 2- вибух 3-х зарядів масою по 5 кг; 3 –зосередженого заряду масою 15 кг; 4- заряду масою 30 кг.

Стосовно вибухів № 2 та № 3, отримані результати мали інший характер. Фактична швидкість зміщення часток ґрунту від вибуху № 2 розосередженого заряду, рівного по масі ВР зосередженому, перевищують їх при вибуху зосередженого заряду. Це пояснюється відсутністю взаємодії зон руйнування розосереджених зарядів, що і показало оглядове дослідження лунок, утворених дією вибухів. Майже, повністю енергія вибуху № 2 була використана на збудження сейсмовибухових хвиль, так як, її не вистачало для руйнування та викид породи.

Вивчення дії сейсмовибухових хвиль від різних схем КСВ та систем ініціювання на будівлі проводилось з визначенням основних параметрів сейсмічних хвиль ($U_{дон}$, см/с та T/T_0 одержаних з осцилограм вибуху), які згідно існуючих досліджень

прийняті за критерій сейсмобезпеки. На основі порівняних даних по одержаним параметрам сейсмічних хвиль від метода оцінки одночасного підривання маси заряду в максимальній групі та кількості заряду ВР, що підривається за одиницю часу визначалась надійність метода оцінки сейсмічної дії КЗВ. Для кожної схеми вибухової мережі, як по системі ініціювання КЗДШ так і типу «нонель», побудовані графіки режиму розвитку вибуху зарядів ВР, які ініціюють миттєво (в кг) в залежності від інтервалів (мс) їх сповільнення (рис. 2.).

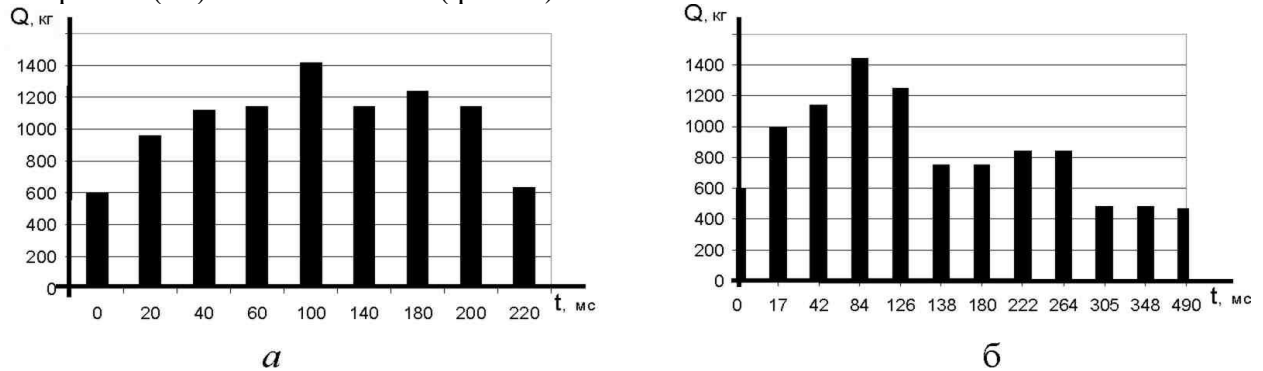


Рис. 2. Діаграми розвитку вибуху маси ВР, що ініціює миттєво в кожному інтервалі сповільнення для різних систем ініціювання: а – КЗДШ; б – система ініціювання типу «Нонель».

Аналіз графіків на рис. 2 дає уявлення про режим масового вибуху виконаного для різних схем КСВ дозволяє визначити в часі, з шагом в 1-ну мс, масу заряду, яка підривається миттєво, а данні по апаратурним вимірюванням - знайти пояснення, щодо різної інтенсивності сейсмічної дії схем КСВ змонтованих по різним системам ініціюванням. Так, заміряна, по методиці приведеній вище, швидкість коливань і однакових приведених відстаней, з застосуванням КЗДШ становила 1,2 см/с (рис. 2, а), а НСІ (рис. 2, б) - 0,8 см/с. Хоча по існуючому методі оцінки ці два вибухи оцінюються, як вибухи з однаковою сейсмічною інтенсивністю, так як маса заряду яка вибухає миттєво в них однакова (1440 кг). Пояснення такого явища одержано в теоретичних та підтверджено в напівпромислових та промислових дослідженнях в яких видно, що однакові вибухи по загальній масі ВР, але з більшою тривалістю (інтервалів сповільнення) підривання може визвати меншу інтенсивність сейсмічних коливань (в 1,5 рази) (див. рис. 2, б), ніж розрахована по існуючій методиці. Цей факт пояснюється наявністю малих інтервалів сповільнення всередині груп зарядів, що підриваються, при використанні систем ініціювання типу «Нонель».

Одержані залежності шляхом теоретичної оцінки інтерференції сейсмічних коливань при короткоуповільнених вибухах групи зарядів, зводиться до того, що час уповільнення, коли хвилі, збуджені зарядами, що вибухають миттєво, розділяється на окремі групи є такими, при яких кожна наступна хвиля буде наздоганяти попередню тільки на стадії затухання коливань останньої до $1/3$ амплітуди від її максимального значення. Зменшення максимальних сумарних коливань відбувається при умові якщо час уповільнення τ буде близький до періоду коливань T в поверхневий хвилі, при якому відношення τ/T близьке одиниці.

Опираючись на результати цих досліджень в роботі одержаний критерій сейсмічної інтенсивності, який дозволяє оцінити дії КСВ по маси $Q_{мс}$, яка вибухає за 1 мс, і який визначається з виразу:

$$K_{int} = Q_{заг} / \tau_{заг} ,$$

де $\tau_{заг}$ - загальний час розвитку вибуху, в тому числі, внутрішньогрупових сповільнення та часу протікання детонації в хвилеводі, мс; $Q_{заг}$ - загальна маса ВР, кг.

Графік залежності масової швидкості коливань від коефіцієнта інтенсивності сейсмічних коливань, окремо для систем типу «Нонель» та КЗДШ і ЄДКЗ, зображений на рис. 3. Ця залежність чітко виражає різницю між показниками різних систем ініціювання. Не зважаючи на те, що інтервали сповільнень між групами (ті, що більші 20 мс, виходячи з ЄПБВР) різних систем ініціювання можуть бути однаковими, але для систем типу «нонель», коефіцієнт інтенсивності сейсмічних коливань має значно менші значення. Причиною цього явища є наявність внутрішньогрупових сповільнень у НСІ типу «Нонель», та, відповідно, їх відсутність у інших систем.

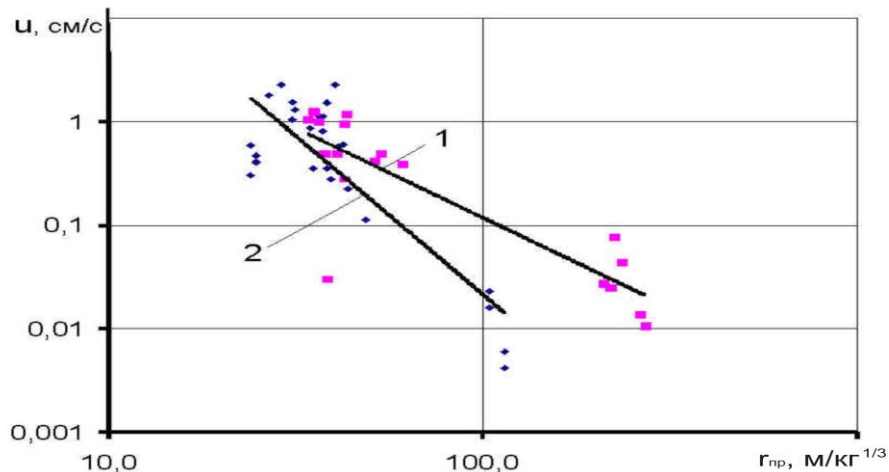


Рис. 3. Графічна залежність швидкості коливань часток ґрунту від приведеної відстані при вибухах: 1- система ініціювання КЗДШ та ЄДКЗ; 2- неелектричні системи ініціювання

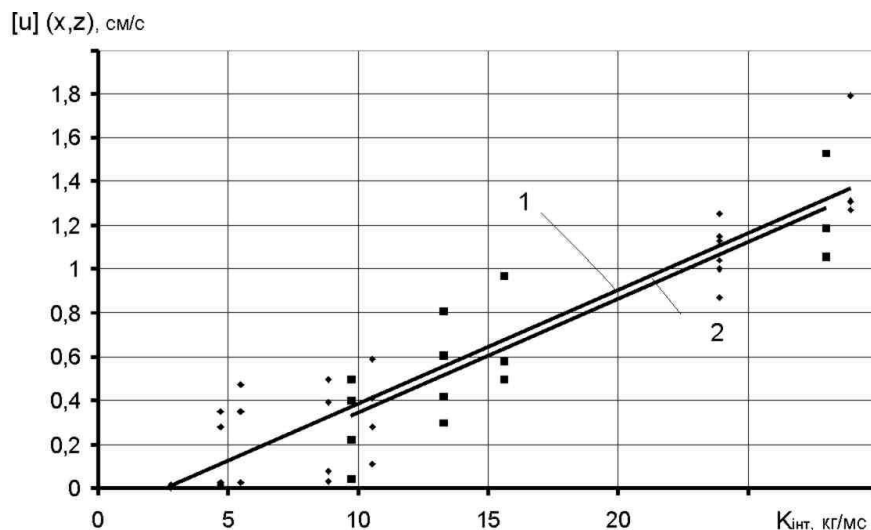


Рис.4. Залежність допустимої масової швидкості до максимальної маси ВР, що може вибухати за 1 мс: 1 – залежність для гранітів, 2 – для вапняків.

На основі узагальнення результатів досліджень на гранітних та вапнякових кар'єрах розроблений спосіб прогнозу сейсмобезпеки короткосповільненого підривання по визначенню обмежень параметрів (кг/мс) максимальної маси заряду ВР, що підривається за 1 мс, які не викличуть перевищень допустимої масової швидкості коливань відповідно розроблених графіків 1 і 2, приведених на рис. 4.

Висновок. На основі приведених вище досліджень в промислових умовах була визначена сейсмічна дія КСВ в залежності від рівня режиму розвитку вибуху в часі всіх зарядів ВР з інтервалами сповільнення, в тому числі й внутрігрупових та часу протікання детонаційного процесу по хвилеводу, яку можна прогнозувати за критерію сейсмічної інтенсивності. Встановлено зменшення інтенсивності сейсмічних хвиль на 10-15% в ґрунтовому масиві під час вибухів розосереджених зарядів ВР порівняно з зосередженими при ідентичних вибухах в обох випадках, що є результатом хвильової суперпозиції.

На основі проведених досліджень розроблені рекомендації по визначенню масштабів масових вибухів, які не несуть шкоди об'єктам громадського та промислового призначення.

Бібліографічний список

1. Кравець В.Г. Динаміка ущільнення ґрунтового масиву вибухом / В. Г. Кравець. – Київ: Наук. думка, 1979. – 134 с.
2. Родіонов В.Н. Механічний ефект підземного вибуху / [В.Н. Родіонов, В.В. Адушкин, В.Н. Костюченко, та ін.]. - М.: Надра, 1971. - 200 с.
3. Повышение безопасности взрывных работ при использовании новых систем и схем инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ / В.Г. Кравець, В.Д. Воробьев, А.З. Маргарян, В.В. Бойко // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». - 2006. - Вип. 13.- С.99-107.
4. Кравець В.Г. Оценка безопасности и экономической целесообразности использования неэлектрических систем инициирования при массовых взрывах / В.Г.Кравець, В.В.Бойко, А.П.Толкач // Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво». - 2006.- Вип. 14 - С.125-132.
5. Основи теорії й методи вибухового дроблення гірських порід/ Під ред. В.М. Комира. – К.: Наук. думка, 1979. – 224 с.
6. Фролов О.О. Теоретичні передумови розрахунку об'єму руйнування гірських порід під година вибуху систем подовжених зарядів/ О.О.Фролов // Вісник НТУУ «КПІ», Серія «Гірництво»: Зб. наук. праць. – 2008. – Вип. 16. – С. 13 – 16.
7. Баум Ф.А. Фізика вибуху / [Ф.А. Баум, Л.П. Орленко, К.П. Станюкович та ін.] // - М.: Наука, 1975. - 704 с.

УДК 622.272:622.8

Костюк І.С., к.т.н., доц., ДонНТУ, г.Донець, Токарев А.Г., студ. гр. МРІМ-05

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ВОЗМОЖНЫХ СХЕМ КАПТИРОВАНИЯ И УТИЛИЗАЦИИ МЕТАНА НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ ПУТЕМ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ИЗ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ И ДЕГАЗАЦИОННОЙ СТРУЙ ШАХТНОГО ВОЗДУХА

Обґрунтована актуальність витягу метану зі струменя шахтного вентиляційного й дегазацийного повітря. Представлені та проаналізовані можливі схеми здобуття та утилізації метану в умовах вугільних шахт. Сформульовано переваги й недоліки представлених схем.

Обоснована актуальность извлечения метана из струи шахтного вентиляционного и дегазационного воздуха. Представлены и проанализированы возможные схемы каптирования и утилизации метана в условиях угольных шахт. Сформулированы достоинства и недостатки представленных схем.

It was based the actuality of extracting methane from coal mine ventilation jet and degassing air. Presented and analyzed the possible scheme of extraction and utilization methane in coal mines. Articulated the advantages and disadvantages of the schemes.

Введение. В психологии людей сложилось устойчивое мнение, что угольная шахта добывает только уголь. Однако в настоящее время такие шахты как шахта им. А.Ф.Засядько, шахта им. В.М.Бажанова, Красноармейская-Западная №1 наряду с добычей угля ведут попутную добычу метана. Эта проблема стала еще более злободневной, так как с подписанием Киотского протокола у украинских шахт появился экономический смысл утилизации каптированного газа-метана. Но просто сжигать его в атмосфере все равно, что выкидывать деньги на ветер, а с нынешними ценами на газ на мировых рынках это довольно большие деньги. Если взять условия шахты им. В.М.Бажанова г. Макеевки, где средняя концентрация метана в вентиляционной струе по данным 2006 г составила в среднем 0,5 %, то при расходе воздуха, к примеру, 10000 м³/мин шахта теряла 50 м³ метана в минуту или порядка 252000 грн./сут при сегодняшней цене на газ на автозаправках 3,5 грн./м³. К этой цифре можно прибавить 88000 грн./сут, полученных из дегазационного шахтного воздуха, в котором средняя концентрация метана составила 35%, а расход воздуха в среднем 50 м³/мин, т.е. 17,5 м³ чистого метана в минуту. Даже если часть метана сжигать в шахтной котельной для получения тепловой энергии, это лишь малая доля того экономического эффекта, который можно получить, используя весь выделяющийся метан [1].

В настоящее время лишь единицы шахт зарабатывают на каптировании и утилизации метана, не смотря на то, что это дает возможность получать выгоду как на его продаже, так и на продаже сэкономленных экологических квот. Причиной небольшого объема попутной добычи метана в основном является недостаток информации об опыте каптирования и утилизации метана и отсутствие денежных средств на некоторых шахтах. Следовательно, актуальность данной темы на сегодняшний день измеряется в сотнях тысяч гривен в сутки. Сумма внушительная и позволяет говорить о необходимости интенсивного внедрения технологии добычи и утилизации метана на угольных шахтах и необходимости стимулирования и датирования государством этого процесса.

Анализ литературных источников. Разработками в данной области долгое время занималась Одесская Государственная Академия Холода и результатом ее работы стала разработка нового оборудования, до сегодняшнего времени еще неосвоенного в Украине. Это оборудование позволяет извлечь практически чистый метан из газоздушных смесей шахтного вентиляционного и дегазационного воздуха, а также сжигать полученный метан до жидкого состояния с целью обеспечения возможности дальнейшего его транспортирования [4]. Вопросом утилизации каптируемого метана некоторое время занимались Е.А.Пацков и Н.М.Сторонский (ОАО «Промгаз», г. Москва). Они выделили 3 способа извлечения метана из струи шахтного вентиляционного и дегазационного воздуха — методом адсорбции, обогащением газоздушной смеси природным газом и обогащением газоздушной смеси на молекулярных ситах [3].

Цель исследования. Обобщить имеющиеся разработки и опыт в области каптирования и утилизации метана на угольных шахтах и на конкретных схемах

организации данного процесса выявить все возможные достоинства и недостатки различных способов извлечения метана из газоздушных смесей шахтного вентиляционного и дегазационного воздуха.

Материалы и результаты исследований. В статье речь пойдет о добыче СММ (coal mine methane) — метана угольных шахт. Утилизация полученного в процессе добычи метана не вызывает особых проблем. Столь необходимому в настоящее время газу можно найти не единственное применение: метан можно использовать в качестве топлива для когенерационных установок, позволяющих получать тепловую и электроэнергию, в качестве топлива для автомобилей и наконец, просто продавать в сжиженном виде. Основной ряд проблем возникает в процессе решения задач, связанных с извлечением метана из вентиляционной струи шахтного воздуха. Концентрация метана в вентиляционной струе колеблется в пределах 0,2–0,7 %, в дегазационном воздухе составляет в среднем 35% и первой решаемой задачей является выбор способа извлечения метана из газоздушной смеси. Исследованиями в данном направлении занималась Одесская Государственная Академия Холода. Результаты их исследований привели к разработке нового оборудования. Таковым оборудованием являются:

- 1) Разделители шахтного вентиляционного воздуха (РШВВ), необходимые для извлечения метана из вентиляционной струи шахтного воздуха.
- 2) Разделители шахтного дегазационного воздуха (РШДВ), необходимые для извлечения метана из дегазационной струи шахты.
- 3) Ожижители шахтного метана (ОШМ), необходимые для сжижения газа перед его продажей.

Технология извлечения метана из вентиляционного воздуха основана на процессе низкотемпературной адсорбции. Концентрация метана на выходе из установки РШВВ составляет 98–100 %, из установки РШДВ — 97–100 %. Кроме того на выходе из установок образуется холод, который можно использовать для охлаждения рабочего пространства очистных забоев.

В ОШМ метан приобретает жидкое состояние, затем его перевозят в низкотемпературных автоцистернах к потребителям и там регазифицируют.

К достоинствам данной схемы (рис.1) можно отнести:

- получение практически чистого метана;
- генерация тепловой и электроэнергии;
- сокращение выбросов вредных веществ в атмосферу, что позволит получать дополнительную прибыль от продажи экологических квот.
- отсутствие серийного изготовления оборудования.

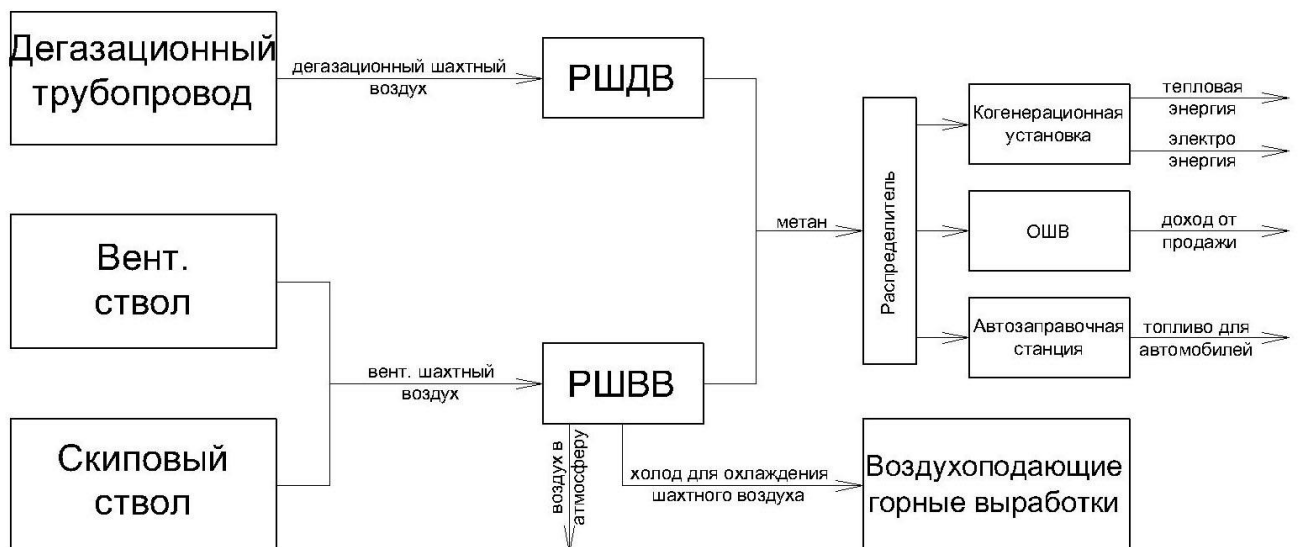


Рис. 1 — Схема добычи и использования метана методом низкотемпературной адсорбции

К недостаткам можно отнести:

- отсутствие опыта использования аналогичной технологии, что не позволяет произвести точные экономические расчеты;

Из данной схемы видно, что шахтный воздух из вентиляционного и скипового стволов поступает в разделитель шахтного вентиляционного воздуха. Дегазационный шахтный воздух поступает в разделитель шахтного дегазационного воздуха. Извлеченный метан из РШВД и РШВВ поступает по трубопроводу в распределитель, который необходим для разделения газового потока на части и их регулирование. Распределитель часть метана направляет в когенерационную установку, где вырабатывается тепловая и электроэнергия, часть на автозаправочную станцию для заправки автомобилей, а оставшуюся часть в ОШВ для сжижения метана с целью дальнейшей его продажи. Количественные значения объемов метана поступающих в каждое из звеньев, а также технические характеристики оборудования определяются уточняющими инженерно-экономическими расчетами [2].

Второй возможной схемой извлечения метана из шахтного вентиляционного и дегазационного воздуха является схема, основанная на обогащении метановоздушной смеси природным газом (рис. 2). В этом случае метановоздушная смесь, поступающая из шахтного дегазационного трубопровода, при обогащении смешивается с природным газом до тех пор, пока концентрация метана в смеси не достигнет необходимого уровня. При этом обогащение шахтной вентиляционной струи будет невыгодным, т.к. вследствие низкой концентрации метана в ней, потребуется огромное количество природного газа, что является не рациональным на сегодняшний день. Полученный после обогащения метан можно использовать в качестве топлива для когенерационной установки или автомобильного транспорта.

К достоинствам данной схемы можно отнести:

- меньшие капитальные затраты в сравнении с предыдущей схемой;
- существование опыта добычи метана по данной схеме и наличие в производстве необходимого оборудования;
- генерация тепловой и электроэнергии.



Рис. 2 — Схема добычи и использования метана путем предварительного его обогащения природным газом

Недостатками являются:

- обогащению подлежит только струя метановоздушной смеси из дегазационного трубопровода с содержанием метана не ниже 25 %;
- значительные попутные расходы, связанные с закупкой природного газа, что отразится на себестоимости метана.

Из схемы, представленной на рис. 2 видно, что газозудная смесь из дегазационного трубопровода поступает на обогатительную фабрику, где насыщается природным газом. Далее метан, обогашенный до 65% концентрации поступает на когенерационную установку для получения тепловой и электроэнергии. Остаток смеси

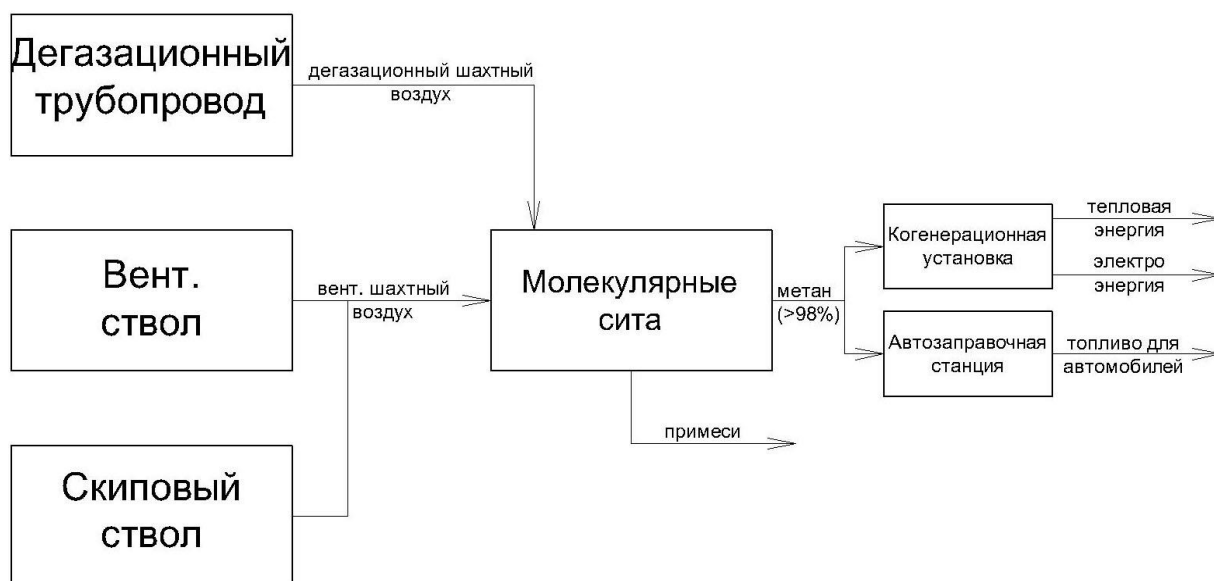


Рис. 3 — Схема добычи и использования метана путем предварительного его обогашения на молекулярных ситах

обогашается до 90 % концентрации с целью использования для заправки автомобильного транспорта.

Третьим возможным способом обогашения метановоздушной смеси является его извлечение через молекулярные сита (рис. 3). В этом случае извлечение происходит на молекулярном уровне. Весь шахтный дегазационный и вентиляционный воздух подается на молекулярные сита, которые пропускают через себя метан, а все остальные примеси задерживают. На выходе получается практически чистый метан (98-100 %), который можно в дальнейшем эффективно использовать.

К достоинствам данного способа относятся:

- получение метана высокой концентрации;
- не требует значительных текущих затрат в отличие от предыдущей схемы.

Недостатком является — сложность высокотехнологического процесса.

Выводы. Внедрение попутной добычи метана на угольных шахтах является экономически выгодным бизнес-процессом.

В настоящее время выгода от каптирования и утилизации метана на угольных шахтах складывается из трех составляющих:

- возможность использования газа в качестве топлива для котельных, когенерационных установок, автомобильного транспорта;
- продажа газа на внутреннем или внешнем рынках;
- продажа сэкономленных экологических квот согласно Киотскому протоколу.

Анализ трех основных способов получения метана из метановоздушной смеси: адсорбцией, обогашением природным газом и обогашением на молекулярных ситах, позволил для каждого из способов разработать визуальную схему технологических процессов и выделить свои преимущества и недостатки, которые помогут руководству угольных шахт для конкретных горно-геологических условий выбирать лучший из них и выполнить предварительные уточняющие расчеты.

Библиографический список

1. Костюк И.С. Экономическое обоснование перспективного направления попутной добычи метана на шахте им. В.М.Бажанова / И.С.Костюк, А.Г.Токарев // Роль молоді щодо розвитку геотехнологій та управління виробництвом: Матеріали IV Міжнародної наукової конференції студентів факультету геотехнологій та управління виробництвом, 16 квітня 2009 року, м.Донецьк, ДонНТУ. — Донецьк: ДонНТУ, 2009. С.35–37.
2. Токарев А.Г. Организация процесса попутной добычи метана в условиях шахты им. В.М.Бажанова путем его извлечения из вентиляционной струи шахтного воздуха / А.Г.Токарев, И.С.Костюк // Проблемы управления производственно-экономической деятельностью субъектов хозяйствования: материалы IV Всеукр. научн. конф. студ., 22 апреля 2010 г., Донецк, ДонНТУ. — Т.2 — Донецьк: ДонНТУ, 2010. — С.189–192.
3. Электронный ресурс. <http://masters.donntu.edu.ua/2006/fgtu/samus/library/4.htm>
4. Электронный ресурс. <http://www.ecologylife.ru/vystavka/kompleksyi-izvlecheniya.html>

УДК: 622.235

Цьохла О.М. студентка НТУУ “КПІ”, Науковий керівник д.т.н. проф. Кравець В.Г.

ЗНИЖЕННЯ СЕЙСМІЧНОГО ЕФЕКТУ ШЛЯХОМ СТВОРЕННЯ ШТУЧНИХ ЕКРАНІВ ВИБУХОВИМ МЕТОДОМ

В этой статье рассмотрено метод сооружения сейсмозащитных экранов для снижения интенсивности сейсмических волн, выполненных системой полостей взрывным способом. Исследовано эффективность этого экрана, что оценивается коэффициентом экранизации, который зависит от параметров экрана, рассмотренным в данной работе.

This article describes the method of construction seismic protection screens to reduce the intensity of seismic waves, the system of cavities, performed by the explosive method. The efficiency of the screen that otsenivaetsya coefficient adaptations, which depends on pairmeter screen discussed in this article.

У цій статті розглянуто метод спорудження сейсмозахисних екранів для зниження інтенсивності сейсмічних хвиль, виконаних системою порожнин вибуховим способом. Досліджено ефективність цього екрану, що оцінюється коефіцієнтом екранізації, який залежить від параметрів екрану, розглянутих у даній роботі.

Метою дослідження є обґрунтування зниження сейсмічного ефекту шляхом створення штучних екранів вибуховим методом.

Інтенсивність вибухових хвиль, що виникають при впливі zdeформованого певним способом імпульсу, у процесі їх поширення залежить від властивостей середовища та відстані від джерела збудження. У такому випадку інтенсивність вибухової хвилі можна регулювати в процесі поширення тільки штучними методами впливу на ці хвилі.

Одним з таких методів є виконання на шляху поширення вибухової хвилі різних перешкод - екранів. Такі екрани можуть виконуватися як механічним, так і вибуховим способами.

Відповідно до вище зазначеного, первісним завданням слід вважати оцінку ступеня затухання вибухових хвиль після їхнього проходження через ґрунтовий шар,

що відрізняється своїми властивостями від основної гірничої породи, та позначається на кінцевому ефекті, внаслідок розміщення сейсмозахисного екрану.

Розглянемо метод зниження сейсмічного ефекту шляхом створення на їхньому шляху пружних хвиль, за допомогою вибухового методу, ланцюга отворів. Складність методу полягає в тому, що на шляху поширення сейсмічних хвиль буриться ряд отворів, які заряджаються вибуховими матеріалами, а отже вибухають. Під час підривання таких зарядів залишаються, як відомо, порожнини певного розміру, а навколо них - зони фізичної деформації й зони ущільнення, ґрунт у яких має порушену структуру. На підставі заданих розмірів порожнин, зон міцності й ущільнення (при відповідному виборі діаметра заряду) вибирається крок між шурфами ланцюга.

Зниження інтенсивності сейсмовибухових хвиль відбувається в наступному процесі: при підході сейсмічної хвилі до утвореного екрана частина енергії хвилі відбивається від масиву (через присутність контакту "порожнина- середовище"). Кількість відбитої енергії залежить при цьому від співвідношення акустичної пружності ґрунту та повітря.

В зонах між порожнинами також спостерігаються втрати енергії завдяки проходженню хвилі через порушений ґрунт - пухкий шар, тому в цьому випадку можна чекати зниження інтенсивності хвилі.

Можна виділити два методи виконання екрана:

1. Поблизу джерела порушення;
2. Безпосередньо перед об'єктом, що охороняється.

У першому випадку екран має тимчасовий характер. Для декількох вибухів, а навіть для одиночних, найбільш доцільним є виконання екрана безпосередньо біля об'єкта, що охороняється. Екран є постійним і може заповнюватися поглинаючим матеріалом (керамзит і ін.) Екран може бути одно- або багаторядною, шурфи сейсмозахисного екрана - вертикальні, а якщо буде потреба - нахилені з розширенням у верхній або в нижній частині (рис. 1).

Докладніші дослідження ефективності штучних екранів в ланцюзі порожнин було проведено методами лабораторного й натурального (природного) моделювання, а також у промислових умовах.

Наведений вище аналіз, як з літератури, так і експериментальних даних, свідчить, що перед екраном і за екраном проявляються два фактори, які впливають на інтенсивність вибухових хвиль: зниження їх інтенсивності через наявність шурфів та підвищення інтенсивності в результаті проходження хвилі через ущільнену зону ґрунту з більшою акустичною пружністю, утвореною при виконанні екрана вибуховим методом.

У свою чергу, ця ущільнена зона з тріщинами зменшує сейсмічний ефект, але ступінь його впливу можна визначити тільки методами природного моделювання.

Загалом, після наближення хвилі до зони ущільнення масова швидкість її часток повинна трохи збільшитися, а після проходження ланцюг шурфів її швидкість знижується, досягаючи максимального значення коефіцієнта екранування більше двох, а надалі наближається поступово до параметрів хвилі без екрана. Розмір зони зменшення інтенсивності, крім розмірів екрана, фронту хвилі й глибини масиву, залежить також і від потужності вибуху так, як з потужністю зв'язаний період коливань і довжина хвилі.

При обчисленні глибини екрана слід врахувати особливості поширення об'ємних і поверхневих хвиль у ґрунтовому масиві по амплітуді збільшення глибини від відкритої поверхні. Наприклад, амплітуда коливань хвилі R на глибині $h=\lambda/3$ повинна бути в 2-3 рази меншою, ніж на відкритій поверхні, тому виконання екрана з глибиною шурфів $h= \lambda/3$ може виявитися достатньою для ослаблення інтенсивності фізичних

коливань до припустимого значення. При охороні об'єкта протидії поверхневої хвилі глибина екрана повинна бути більшою за глибину заряджання.

Оптимальним місцем розміщення екрана слід вважати межу постійних і пружних деформацій ґрунтів, тобто в місці виникнення хвиль.

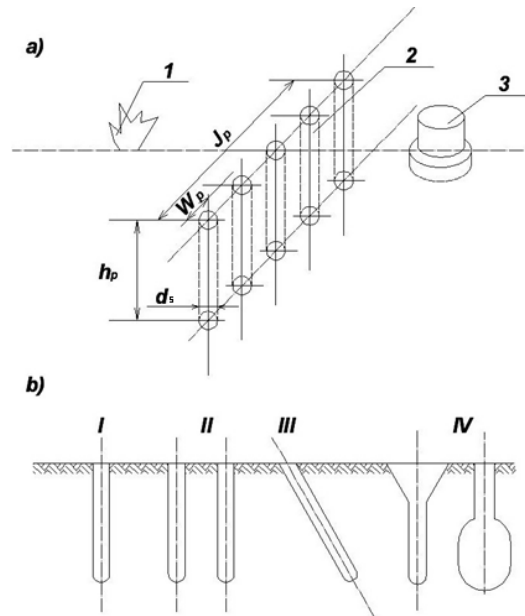


Рис. 1 Схема виконання протисейсмічного екрана за допомогою серії вертикальних шурфів (а) і можливі схеми таких екранів (b) 1 - джерело сейсмічних порушень; 2 - окрема порожнина щілини, отримана шляхом вибуху одиничного заряду; 3 - об'єкт, що охороняється; l_p - довжина щілини, W_p – відстань між окремими порожнинами в ряді, h_p - глибина щілини, d_s - глибина щілини одиничного об'єму; I - однорядний і II - дворядний вертикальний екран; III - похилий екран, IV - екран із щілиною змінного перерізу.

Однією з найбільш ефективних технологічних конструкцій сейсмозахисного екрана є один-два ряди шурфів, отриманих вибуховим способом і заповнені звукопоглинаючим пористим матеріалом. Ефективність перегородки оцінюється коефіцієнтом екранізації, що залежить від параметрів екрана (глибини порожнини, довжини ряду та діаметру порожнини). Для встановлення оптимальних значень цих параметрів були виконані модельні і полігонні експерименти, результат яких наводить в таблиці 1. В результаті проведених модельних експериментів для отримання порожнин 6 мм, відстанню між ними 10-40 мм. В таблиці 1 приведений результат моделювання.

Таблиця 1

Результати дослідів ефективності перегородки методом моделювання.

A ₀₁ , мм 6	A ₀₂ , мм 14	A ₀₃ , мм 30	Крок відстані між шурфами, мм	Коефіцієнт екранування		
				K _{e1}	K _{e2}	K _{e3}
A ₁ , мм 1,5	A ₂ , мм 4	A ₃ , мм 4,5	10	4	3,5	6,7
2	6	10	12	3	2,34	3
3	6	18	14	2	2,34	1,67
3	8	18	16	2	1,75	1,67
4	9	22,5	18	1,5	1,56	1,34

4	9,5	21	20	1,5	1,48	1,43
4	10	20	22	1,5	1,4	1,5
4	11	23	24	1,5	1,27	1,3
5	11	26	26	1,2	1,27	1,15
4	10	24	28	1,5	1,4	1,25
4	9	24	30	1,5	1,56	1,25
4,5	11	25	32	1,33	1,27	1,2
4	10	24	34	1,5	1,4	1,25
5	11	27	36	1,2	1,27	1,11
5	11	27	38	1,2	1,27	1,11
4,5	11,5	21,5	40	1,33	1,32	1,39
5	11,5	27	26	1,2	1,22	1,39

Примітка:

A_{01} , A_{02} , A_{03} -амплітуди коливання без екрана (довідкові), A_1 , A_2 , A_3 - амплітуди коливань при наявності екрана, Довжина екрана вздовж фронту $l=280$ мм.

Як видно з рис. 2 крок між порожнинами суттєво впливає на інтенсивність проходження через перегородку хвилі. Оптимальним кроком в викладених експериментах є величина, що дорівнює двом діаметрам порожнини, при кроці, що дорівнює чотирьом діаметрам порожнини, вплив перегородки на зміну інтенсивності хвилі досить не значний.

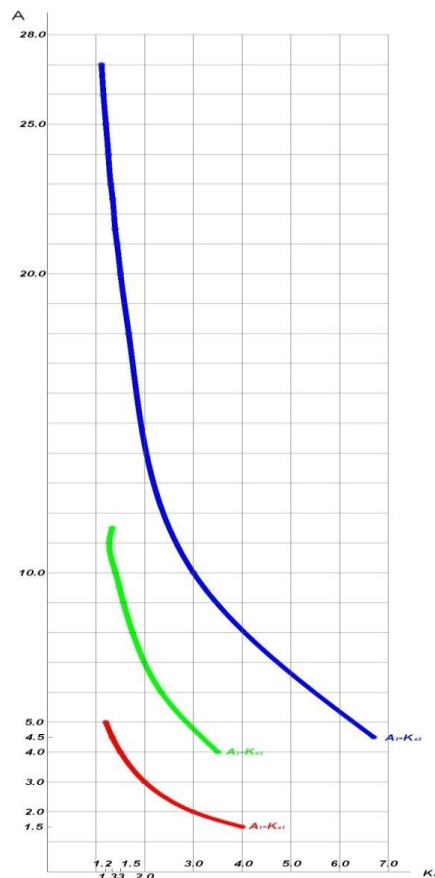


Рис. 2 Залежність коефіцієнта екранування від амплітуди коливання

На рис. 3 подано зміну швидкості переміщення часток ґрунту залежно від відстані від екрана й від впливу цього екрана (у масштабі, наведеному до маси заряду),

при вибуху декількох зарядів з різною масою й розміщених на різних відстанях від екрана (табл. 2). Аналіз даних ще раз підтверджує, що довжина зони дії екрана становить приблизно 2,5l за умови, що глибина екрана є приблизно 1,5 -2 рази більше, а довжина екрана не менше, ніж 1,5 рази більше відстані від епіцентру, тобто $l = 1,5r_e$.

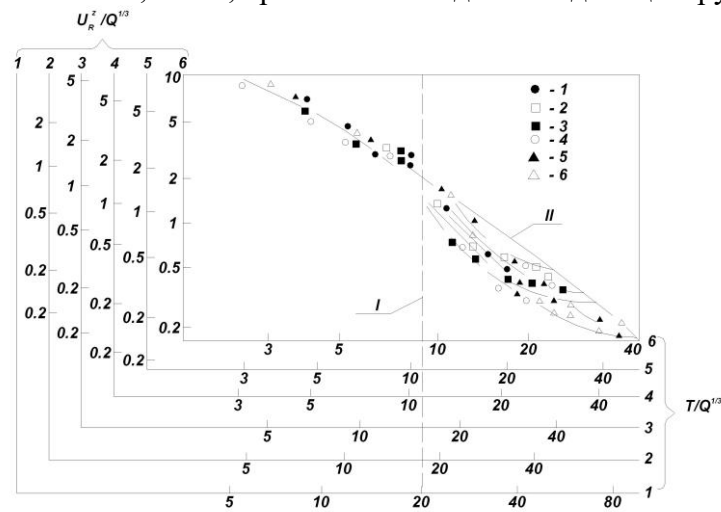


Рис. 3. Вимірювання швидкості переміщення часток ґрунту в залежності від відстані до екрану

Таблиця 2

Результати експериментальних досліджень ефективності екрана

№ вибуху	Період коливань в хвилі перед перегородкою	Масова швидкість в хвилі перед перегородкою	Довжина перегородки вздовж фронту	Ширина перегородки (діаметр шурфів)	Масова швидкість в хвилі за перегородкою	Розмір зони дії перегородки	Коефіцієнт екранування
45	0,10	0,48	22,5	0,35	0,28	57	1,70
40	0,09	0,55	22,5	0,35	0,31	44	1,78
43	0,10	0,68	22,5	0,35	0,38	55	1,78
47	0,11	0,63	22,5	0,35	0,37	57	1,68
52	0,07	0,51	22,5	0,35	0,26	46	1,97
51	0,08	0,87	22,5	0,35	0,47	52	1,85
55	0,07	1,76	22,5	0,35	0,62	55	1,85
20	0,15	1,83	22,5	0,35	1,20	25	1,52
34a	0,06	0,25	20,0	0,11	0,16	42	1,52
43a	0,07	0,34	20,0	0,11	0,23	44	1,47
50a	0,08	0,44	20,0	0,11	0,30	55	1,44
55a	0,10	0,55	20,0	0,11	0,39	44	1,40

Висновок. При управлінні ефективністю протисейсмічного екрану, що слугує для зниження інтенсивності сейсмічних хвиль, однією з найбільш ефективних технологічних конструкцій сейсмозахисного екрану є один-два ряди шурфів, отриманих вибуховим способом і заповнені звукопоглинаючим пористим матеріалом.

Ефективність перегородки оцінується коефіцієнтом екранізації, що залежить від параметрів екрана, порівняльні значення яких наведені і порівняні в табл. 1 та табл. 2.

Бібліографічний список

1. Кузьменко А.А., Вороб'єв В.Д., Денисюк І.І. і др. Сейсмическое действие взрыва в горных породах.- М. Недра, 1990.-173 с.
2. Вовк О.А. Исследование параметров зоны действия взрыва заряда в лессовых грунтах // Прикладная гидромеханика.-2002.-Том 4(76).-№2.-с. 14-22.
3. Вовк О.А. Взрывные методы устройства сейсмозащитных экранов // Вісник НТУУ «КПІ» Серія: Гірництво.-2002.-Вип.7.-С. 99-107.
4. Кравец В.Г., Денисюк І.І., Кузьменко А.А. Методы расчета и строительства преград с использованием энергии взрыва // Взрывные работы в грунтах.-К.: Наук.думка.-1979.-с. 168-172.

УДК 622.062:622.281

В.В. Хворост, аспірант, Д.В. Бровко, канд. техн. наук, доц., Криворізький технічний університет

ОБГРУНТУВАННЯ КОНСТРУКТИВНИХ ЕЛЕМЕНТІВ ТРАНСПОРТНИХ ГАЛЕРЕЙ НА ПОВЕРХНІ ГІРНИЧОВИДОБУВНИХ ПІДПРИЄМСТВ, ЗА УМОВИ ПЕРЕХОДУ НА ПОЛЕГШЕНІ ОГОРОДЖУЮЧІ КОНСТРУКЦІЇ

Виконано аналіз роботи конструкцій ферм транспортних галерей на поверхні гірничовидобувних підприємств Кривбасу за умови переходу на полегшені конструкції

Выполнен анализ работы конструкций ферм транспортных галерей на поверхности горнодобывающих предприятий Кривбаса при условии перехода на облегченные конструкции

The analysis of work of constructions of farms of transport galleries is executed on-the-spot girnichevidobuvnikh enterprises of Krivbasu on condition of passing to the facilitated constructions

Вступ та аналіз літературних джерел. Сучасний розвиток промислового виробництва пов'язаний з реконструкцією, розширенням, технічним переобладнанням і поліпшенням умов праці на діючих підприємствах. Тенденція до скорочення термінів реконструкції діючих підприємств, інженерних споруд вельми важливий напрям будівельної справи.

Будь яка реконструкція будівлі або споруди супроводжується, як правило, зміненням навантажень на будівельні конструкції та зміною їх первинних конструктивних схем. Все це призводить до необхідності визначення технічного стану будівельних конструкцій, визначення залишкового ресурсу їх експлуатаційних якостей, прийняття рішення про їх подальшу долю, про підсилення, відновлення або заміну.

Багаторічна практика показує, що найбільш надійний спосіб здійснення реконструкції, відбудови або модернізації будівель та споруд відбувається тоді, коли використовують реальну залишкову несучу здатність конструкції. Такі дані отримують на основі натурного, експериментального та теоретичного аналізу їх дійсної роботи з уточненням навантажень, властивостей матеріалів, розрахункових схем тощо.

Необхідність підсилення або відновлення будівельних конструкцій виникає не тільки при реконструкції або технічному переоснащенні, але і внаслідок передчасного корозійного або механічного зношення.

Підсилення будівельних конструкцій, в умовах реконструкції та технічного переобладнання діючих підприємств, потрібно проектувати з урахуванням таких факторів:

- виконання робіт у мінімальні терміни;
- урахування масовості (серійності) робіт з підсилення;
- максимального урахування на стадії проектування вимог технології та умов виконання робіт;
- уніфікація елементів підсилення і деталей з урахуванням відхилення розмірів підсилювальних конструкцій від проектних;
- урахування збитків під час зупинки виробництва, які у більшості випадків значно перебільшують вартість матеріалів і робіт з підсилення.

При обстеженні значної кількості галерей поверхневого комплексу шахт Криворізького басейну виявлено значну кількість дефектів несучих та огорожувальних конструкцій галерей. Основний характер ушкоджень конструкцій – це корозійне зношення конструкцій на певних ділянках. До найбільш поширених дефектів можна віднести наступні:

- роздроблення бетону;
- тріщини уздовж арматури;
- іржаві плями чи патьоки;
- поверхневі дефекти у вигляді відшарування захисного шару бетону, лущення поверхні бетону тощо.

Причинами цього зношення можуть бути:

- довготривала експлуатація конструкцій галерей без своєчасного ремонту конструкцій, підлог, гідроізоляції підлоги, антикорозійного захисту;
- попадання води гідрозмиву на нижні ділянки ферми;
- порушення правил експлуатації конструкцій (просипи біля крайніх ферм майже не прибираються і акумулюють в собі вологу);
- не якісне виконання будівельно-монтажних робіт;
- гідроізоляція бетонного перекриття фільтрує воду при зливі;
- прийняті в основному проекті рішення по конструкціям та антикорозійному захисті по вимогам діючих в наш час нормативів не забезпечують надійну роботу конструкцій та довготривалий антикорозійний захист.
- механічні пошкодження;
- температурно-вологоносний чи вогневий вплив;
- корозія арматури;
- поява напружень вище розрахункових.

Мета роботи. Довготривала експлуатація конструкцій галерей без своєчасного ремонту та значний ступінь корозії говорить про необхідність термінового проведення реконструкції, яку можливо провести за двома варіантами. Перший виконувати реконструкцію згідно з існуючими методиками які передбачають підсилення несучих елементів конструкцій, але в цьому випадку зростає навантаження від власної ваги на всю конструкцію. Це призводить до необхідності виконувати перевіірочні розрахунки несучої здатності конструкцій та опор галерей. Що стосується огорожуючих конструкцій то вони потребують повної заміни.

Другий варіант передбачає зменшення навантаження на несучі елементи конструкцій шляхом використання в якості огорожуючих конструкцій сучасних будівельних матеріалів (наприклад таких як сендвич-панелі). Це дозволить значно

зменшити навантаження конструкції від власної ваги. Тобто другий варіант має на увазі перехід на полегшені огорожуючі конструкції галерей, що виключає необхідність виконувати перевірочні розрахунки несучої здатності конструкцій та опор галерей. Але зменшення маси конструкції призводить до зміни частот власних коливань та жорсткості всієї конструкції. Це може призвести до того що частота вимушених коливань може співпасти з частотою власних коливань галерей що призведе до порушення технологічного процесу.

Матеріали та результати досліджень. Експериментальні і теоретичні дослідження дійсної роботи несучих конструкцій транспортерних галерей, показали, що динамічні навантаження, що генеруються стрічковими конвеєрами, здатні викликати вельми значні поперечні коливання пролітних будов. При цьому динамічні напруження виявляються чималими, а в деяких випадках виникає небезпека втомного руйнування елементів конструкцій або їх з'єднань.

Розрахункова модель і основні співвідношення. Різноманітність конструктивних рішень транспортерних естакад, що використовуються при проектуванні, не дозволяє прийняти єдину розрахункову модель пролітних будов. Проте є ряд загальних вимог, яким повинна задовольняти розрахункова модель пролітної будови естакади.

У сучасному будівництві найширшого поширення набули галереї балочного типу з розрізною пролітною будовою, що виконується у вигляді просторового бруса, що спирається на зовнішні опори.

Динамічні навантаження, що генеруються стрічковими конвеєрами, передаються через стійки-опори станини конвеєра безпосередньо на підтримуючі конструкції пролітної будови і викликають їх коливання у вертикальній площині. При цьому можливі як згинальні, так і крутильні коливання пролітної будови, які необхідно враховувати при виборі розрахункової динамічно еквівалентної моделі. Чимала вертикальна жорсткість опор естакади дозволяє не враховувати їх податливість при згинально-крутильних коливаннях пролітних будов.

Область частот динамічних дій від реальних конвеєрів охоплює декілька нижчих частот власних коливань пролітних будов, тому одномасова модель пролітної будови в більшості випадків виявляється непринятною.

Враховуючи, що основну небезпеку для конструкцій представляють резонансні і близькі до них коливання пролітної будови, для вирішення рівнянь сталих коливань доцільно використовувати розкладання рішення по власних формах. А оскільки пролітні будови естакад, як правило, мають рідкісний спектр в області реальних частот динамічних навантажень від конвеєрів, то при визначенні параметрів коливань пролітної будови достатньо обліку одного члена розкладання, відповідного власній формі резонансної частоти.

Характеристичне рівняння для власних частот, отримане по модифікованому алгоритму Бубнова, – Галеркіна, має вигляд:

$$\det \left[[\bar{\omega}_p, \bar{\omega}_q]_1 - \lambda^2 [\bar{\omega}_p, \bar{\omega}_q]_2 \right] = 0,$$

$$(p, q = 1, 2, \dots, n).$$

Погрішності у визначенні власних частот пролітної будови, обумовлені неточністю початкових даних і розрахункової моделі, враховують введенням резонансних зон, межі яких обчислюють за формулами:

$$\lambda'_r = 0.85\lambda_r; \lambda''_r = 1.15\lambda_r$$

де λ_r – обчислене значення r-ної власної частоти, рад/с; λ'_r, λ''_r – нижня і верхня межі r-ної резонансної зони.

Поперечні динамічні навантаження, що створюються стрічковими конвеєрами. Основними чинниками, що визначають поперечні динамічні навантаження від стрічкового конвеєра, є: а) дисбаланс мас холостих і робочих роликів, що обертаються; б) радіальне биття роликів; у) удари по робочих роликах, що виникають при транспортуванні крупнокускових вантажів. При цьому дисбаланс роликів приводить до виникнення інерційних навантажень від рухомих частин ролюкоопор, а радіальне биття є причиною поперечних коливань робочої і холостої гілок конвеєра, що створюють динамічні навантаження від матеріалу, що транспортується, і стрічки. В деяких випадках можливі поперечні резонансні коливання холостої гілки стрічки конвеєра.

Необхідність в перевірці міцності і витривалості елементів несучих конструкцій при коливаннях виникає, якщо середнє значення частоти обурюючих навантажень від робочих ролюкоопор потрапляє в одну з резонансних зон, тобто при $\lambda_r' \leq \bar{\omega}_p \leq \lambda_r''$. Інакше перевірку можна не виконувати.

Динамічні зусилля в елементах несучих конструкцій. Динамічна напруга в елементах несучих конструкцій лінійно залежить від переміщення пролітної будови, тому вони, так само як і переміщення, мають розподіл амплітуд напруги, близьке до закону Релея. Нижче наведені графіки залежностей розподілу частоти коливань галереї від її маси та зусиль в стрижнях ферми галереї від частоти коливань.

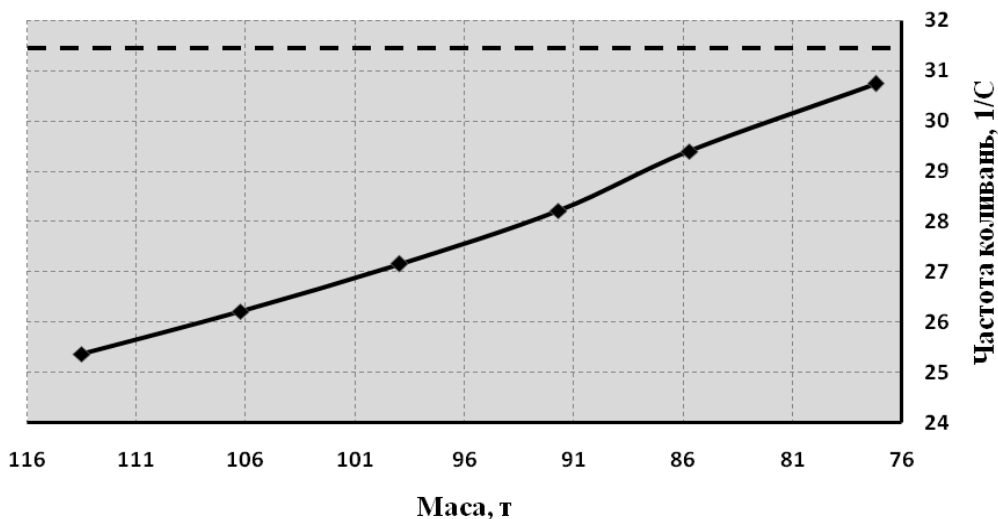


Рис. 1. Залежність розподілу частоти коливань галереї від її маси.

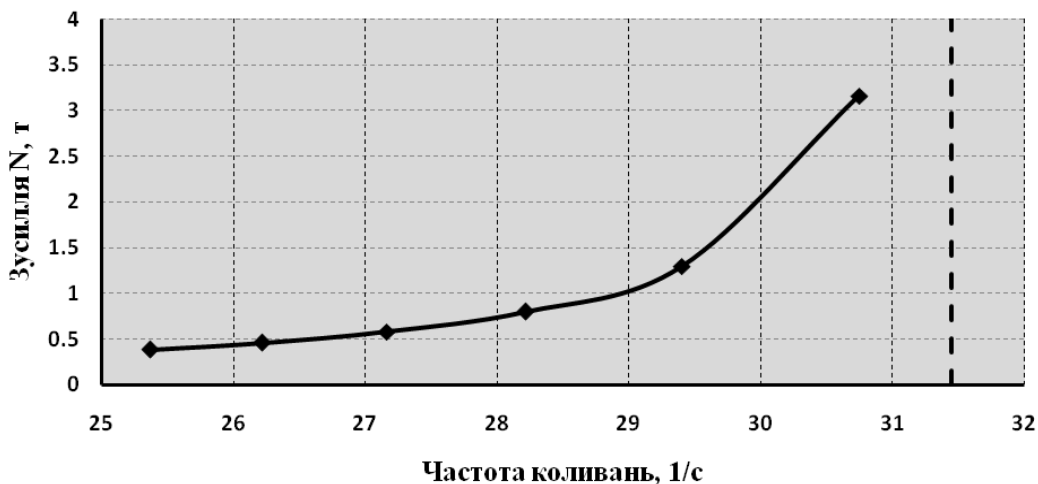


Рис. 2. Залежність розподілу зусиль в стрижнях ферми галереї від частоти коливань.

Висновки:

1. Діючі норми проектування не в повному обсязі враховують рівень пріоритету ремонтпридатності галерей.
2. Неоправдана економія на етапі проектування, будівництва, а також безсистемний підхід до ремонтно-відновлювальним роботам приводить до великих грошових розходів в процесі експлуатації.
3. Використання сучасних матеріалів призводить до зміни жорсткості та частот власних коливань галерей, що є актуальною проблемою яку в подальшому планується дослідити.

Бібліографічний список

1. Валовой О. І. Эффективные методы реконструкции промышленных зданий та инженерных споруд.- Кривий Ріг: Мінерал. 2003. – 270с.
2. Реконструкция зданий и сооружений / А.Л. Шагин, Ю.Б. Бондаренко, Д.Ф. Гончаренко, В.Б. Гончаров; Под ред. А.Л. Шагина: Учеб. Пособие для строит. спец. вузов. – М.: Высш. шк., 1991. – 352с.
3. Стальные конструкции производственных зданий: Справочник / А.А. Нилов, В.А. Пермяков, А.Я. Прицкер. – К.: Будівельник, 1986. – 272с.

УДК 622.235.453

Аспірант Мілюков В.В., керівник д.т.н., проф. Кравець В.Г., Національний технічний університет України «КПІ»

ТЕХНОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ ПРОЕКТУВАННЯ СХЕМ КСП В ПРИСУТНОСТІ ВИРАЖЕНИХ ПОВЕРХОНЬ ПОДІЛУ ГІРСЬКОГО МАСИВУ

Визначена необхідність управляти детонаційними процесами за рахунок сповільнення з дискретністю в 1 мс в умовах присутності виражених поверхонь поділу гірського масиву.

Определена необходимость управлять детонационными процессами за счет замедления с дискретностью в 1 мс в условиях присутствия выраженных поверхностей раздела горного массива.

In article is specified necessity to operate detonation processes with step-type behaviour in 1 ms (rock of mass with interfacial area).

Вступ. На кар'єрах, що розробляють скельні гірські породи, вибухові роботи є вирішальною ланкою, яка багато в чому визначає ефективність усіх подальших технологічних процесів видобування й переробки корисних копалин. Гірські породи, що відробляються, характеризуються складною геологічною структурою, що нерідко представлена структурними блоками [1]. На границі поділу масиву на блоки маємо міжблочну область, що зазвичай має значно більш низькі міцнісні і деформаційні характеристики ніж порода самих блоків [2,3]. Отже, на межі контакту гірських блоків є особливий зв'язок, що не підпорядковується законам суцільного середовища з певними особливостями механізму вибухового руйнування, що і потребує розгляду.

Аналіз літературних джерел. Питання управління дією вибуху при розробці родовищ корисних копалин за рахунок короткочасного підривання (КСП) висвітлені в роботах Ханукаєва А. Н. [3], Кучерявого Ф. І. [4], Баранова Е. Г. [5],

Філіпова В. К. [6]. Проте слід зазначити, що немає рекомендацій по керуванню механізмом руйнування гірських порід в області контакту структурних блоків з використанням неелектричних систем ініціювання.

Мета роботи. Підвищення ефективності і якості вибухової відбійки за рахунок інтенсифікації дроблення гірських порід на основі розрахунку інтервалів сповільнення при руйнуванні гірських порід в умовах присутності виражених поверхонь поділу з використання неелектричних систем ініціювання.

Матеріали і результати дослідження. Реальним шляхом досягнення підвищення якості вибухового руйнування гірських порід в зоні нерегульованого подрібнення є раціональний перерозподіл в руйнованому масиві енергії вибуху за рахунок керування часом дії на масив продуктів детонації.

За останні десятиліття в теорії і практиці вибухових робіт досягнуті значні результати, що істотно змінили вид цього важливого технологічного процесу. В якості засобу ініціювання при масових вибухах в даний час широко застосовуються неелектричні системи ініціювання (НСІ).

Широке застосування на гірничодобувних підприємствах СНД знайшли в основному наступні види НСІ. Це дві російські системи: «СИНВ» і «Еділін», системи «NONEL» фірми «DINO NOBEL» (Швеція), «PRIMADET» фірми «ENSIGN-BICKFORD» (США) та системи «Імпульс» (Україна).

На перших етапах застосування НСІ у вітчизняній практиці основна увага була направлена на удосконалення та досягнення безвідмовного підривання. В подальшому ставилась задача інтенсифікації дроблення. При відпрацьованих параметрах сітки свердловин для найбільш поширених типів ВР цього можна досягти правильним вибором схем підривання і інтервалів уповільнення між рядами або/та свердловинами. Тому обґрунтування і вибір раціональних інтервалів уповільнення підривання є актуальним питанням.

Перспективність НСІ полягає в розширенні можливостей управління енергією вибуху в частині тривалості загального часу дії вибуху на масив, спрямованості проходження вибуху по свердловинах, зниження сейсмічної дії вибуху.

Оцінка основних показників руйнування породи характеризується компактною формою розвалу підірваної гірської маси, що сприяє зниженню втрат і збіднення; зменшенням виходу негабариту; поліпшенням якості опрацювання підосви і зниженням сейсмічного ефекту [7]. Поліпшення перерахованих показників може досягатися багатократним вибуховим навантаженням масиву гірських порід, при реалізації принципу «одна свердловина – одне уповільнення».

Особливо значущий принцип «одна свердловина – одне уповільнення», коли мають місце випадкові фактори пов'язані з наявністю в масиві поверхні поділу. Руйнування таких масивів гірських порід відрізняється від суцільного масиву тим, що наявність поверхонь контакту суттєво впливає на ступінь розподілення енергії хвиль напружень під вибуху зарядів ВР [8], а отже і на процес руйнування.

Для вивчення закономірностей руйнування гірських порід складної гірничо-геологічною структури необхідно визначити вплив наявності границі поділу на розподіл енергії в масиві. У лабораторних умовах досліджували вплив фізичних властивостей шарів на перехід енергії імпульсу хвиль напруг з одного шару в інший [9]. У результаті встановлено, що в зоні поверхні поділу шарів при переході з одного шару в суміжний імпульс хвилі напруг втрачає свою енергію стрибкоподібно. Втрати енергії зростають із збільшенням різниці акустичної жорсткості суміжних шарів або матеріалів. Так, при переході вибухового імпульсу з бетону в бетон з однаковими фізичними властивостями втрати енергії імпульсу хвиль напруг внаслідок відбитої хвилі стиску складають всього 7 %. При переході вибухового імпульсу з бетону у

вапняк з орієнтуванням його шаруватості перпендикулярно контакту втрати енергії перехідного імпульсу склали більше 10%, хоча за акустичною жорсткістю ці матеріали майже однакові. Це пояснюється різноманітними текстурними особливостями матеріалів. Зі збільшенням розходження фізичних властивостей моделей втрати енергії вибухового імпульсу в приконтактній зоні різко зростають.

Ефективність застосування «класичних» схем короткосповільненого підривання та стандартних інтервалів сповільнення падає в умовах присутності виражених поверхонь поділу гірського масиву. Це веде до необхідності вдосконалення методики розрахунку мілісекундного сповільнення між свердловинами. Схема для визначення інтервалів сповільнення при вибуховому підриванні масиву з врахування поверхні поділу наведена на рис. 1.

Розрахунок часу уповільнення між свердловинами базується на адаптації напрямку фронту ударної хвилі до вимог ефективного руйнування масиву, тобто скерування фронту хвилі паралельно системі тріщин через мілісекундне сповільнення.

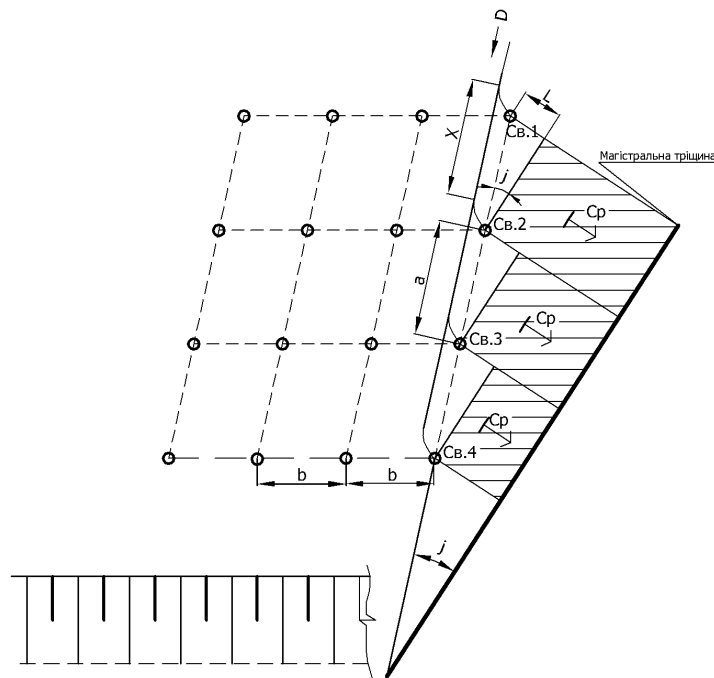


Рис. 1 Схема для визначення інтервалів сповільнення при вибуховому підриванні масиву з врахування поверхні поділу.

Час, необхідний для розвороту фронту ударної хвилі паралельно системи тріщин:

$$\Delta \tau = \frac{L}{C_p} = \frac{a \cdot \sin j}{C_p} \quad (1)$$

де L - відстань розвороту ударної хвилі по нормальної до поверхні розділу; C_p - швидкість звукової поздовжньої хвилі; a - відстань між рядами; j - кут між віссю розташування свердловин в ряду до поверхні розділу масиву.

Знаходимо різницю часу початку ініціювання одиночних свердловинних зарядів в ряду на прикладі Св.1 та Св.2:

$$\tau_{1-2} = \frac{X}{D} \quad (2)$$

де X - довжина поверхневого хвилеводу; D - швидкість детонації хвилеводу.

Однак, середня швидкість звукової поздовжньої хвилі в породі 6000 м/с і швидкість проходження ініціюючого сигналу по хвилеводу (для СИНВ \approx 2000 м/с, NONEL - 2100 м/с, Primadet - 2000 м/с), маємо відмінність в 3 рази. Це призводить до того, що розворот ударної хвилі відбудеться швидше ніж ініціюючий імпульс досягне наступної свердловини. Вирівняти фронт ударної хвилі можна за рахунок створення додаткового мілісекундне сповільнення для Св. 1 на величину з формули (2). В решті отримуємо формулу визначення сповільнення Св.1:

$$t_{Св.1} = \frac{X \cdot C_p - D \cdot a \cdot \sin j}{D \cdot C_p} \quad (3)$$

Маючи швидкоплинний процес розвороту ударної хвилі до заданого напрямку потрібне сповільнення з дискретністю в 1 мс. Необхідні ініціюючі засоби, які могли дати відповідні значення мілісекундного сповільнення.

Так, на полігоні Кіровської копальні ВАТ "Апатит" були проведені порівняльні випробування на час спрацювання НСІ - СИНВ, Primadet і Nonel. [10].

Виміри проводилися методом розриву дротику з фіксацією часу спрацювання цифровим приладом для визначення часових інтервалів (ІВІАЦ-1М) і комп'ютеризованим комплексом BlastCap. Результати вимірів часу спрацювання свердловинних і поверхневих сповільнювачів представлені в таблиці 1.

Таблиця 1 - Результати вимірів часу спрацювання сповільнювачів

№ п/п	Марка	Номинальний час спрацювання, мс	Дані вимірювань, мс
СИНВ			
1.	СИНВ-С	500	
	1 партія		583 - 543
	2 партія		465 - 551
	3 партія		568 - 582
	4 партія		540 - 601
2.	СИНВ-С	450	442 - 490
3.	СИНВ-П	17	16 - 20
4.	СИНВ-П	25	26 - 30
5.	СИНВ-П	42	41 - 45
6.	СИНВ-П	67	71 - 80
7.	СИНВ-П	109	111 - 116
Nonel			
1.	U475	475	496 - 498
2.	U500	500	520 - 528
3.	SL	109	112 - 114
4.	SL	67	67 - 69
5.	SL	42	42 - 49
6.	SL	25	25 - 27
7.	SL	17	15 - 17

PRIMADET			
1.	MS-20	500	511– 516
2.	MS-22	550	556 - 571
3.	EZT L	109	103 - 109
4.	EZT L	67	62 - 64
5.	EZT L	42	37 - 41
6.	EZT L	25	22 - 25
7.	EZT L	17	14 – 17

Як витікає з таблиці розглянуті НСІ мають відхилення від встановленого номіналу, причому, чим більше інтервал уповільнення, тим більше відхилення. Це говорить про те, що уповільнювачі приведених систем не дають можливості управляти детонаційними процесами в необхідному обсязі та не забезпечують діапазон сповільнення від 1 мс з дискретністю в 1 мс.

Для досягнення потрібного сповільнення в НСІ, пропонується корегувати довжиною хвилеводу. Це пояснюється сталою швидкістю проходження ініціюючого сигналу по хвилеводу після відрізу розгону приблизно 1,5 м. Дослід проводився для системи Nonel. Наприклад, створення сповільнення в 1 мс досягається зміною довжини хвилеводу на 2,1 м ($D=2100$ м/с).

За рахунок використання мілісекундного сповільнення значно покращується доля корисної енергії вибуху шляхом керування детонаційними процесами у руйнованому блоці масиву з врахування поверхні, що розділяє масив на блоки.

Висновок. Наведені результати спрямовані на підвищення інтенсивності та якості вибухового руйнування гірських порід у приконттактних зонах. Запропонований підхід по визначенню часу, що необхідний для розвороту фронту ударної хвилі паралельно системі тріщин. Визначена необхідність управляти детонаційними процесами за рахунок сповільнення від 1 мс з дискретністю в 1 мс. Запропоновано метод досягнення необхідного уповільнення шляхом зміни довжини хвилеводу.

Бібліографічний список

1. Садовский М. А. Естественная кусковатость горной породы // ДАН СССР. – 1979. – Т.247. - №4. – с. 829-831.
2. Садовский М. А. О механике блочного горного массива / Кочарян Г. Г., Радионов В. Н. // ДАН СССР. – 1988. – Т.302. - №2. – с. 306-307.
3. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом / М.: Госгортсхиздат, 1962. 200 с.
4. Кучерявый Ф. И. Короткозамедленное взрывание на карьерах / М. Ф. Друкованный, Ю. В. Гаек. М.: Госгортсхиздат, 1962. 227 с.
5. Баранов, Е. Г. Короткозамедленное взрывание на открытых горных работах в СССР и за рубежом / В.Н. Мосинец. Фрунзе: ИНТИ, 1960. 74 с.
6. Филиппов В. К. Разрушение крепких горных пород при различных способах взрывания / Д. Х. Алиев. Алма-Ата: Наука КазССР, 1975. 80 с.
7. Бибики И. П. Особенности неэлектрических систем инициирования скважинных зарядов / Кустиков Т.П., Коломников С.С. // Горный вестник Узбекистана № 3, 2003, с. 55-57.
8. Кучерявый Ф. И. Влияние структуры и текстуры горного массива на характер его разрушения. – в кн.: Механизм разрушения горных пород взрывом: Материалы науч. семинара. Киев, 1971, с. 96-108.

9. Федоренко П. И. Влияние разнопрочности контактирующих горных пород на характер распределения энергии взрыва заряда ВВ / Ртищев Б. А, Удалов В. Н. // Разработка рудных месторождений, вып. 38, 1984 г., с. 43-46

10. Григорьев А.В. Опыт и перспективы применения систем инициирования на карьерах ОАО «Апатит» / Листопад Г.Г., Доильцын В.М. и др. // Горный журнал № 8, 2001, с. 37-40.

УДК625.191.6

Стовпник С.Н. инж., Сницарь М.А. студентка гр. ОС-61, Национальный технический университет Украины «КПИ», Киев.

ТОННЕЛЕПРОХОДЧЕСКИЙ МЕХАНИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС ФИРМЫ «Herrenknecht»

В даній статті розглянута технологія проходки тунелю і конструкція тунелепрохідницького механізованого комплексу фірми “Herrenknecht”. Також приведено умови застосування і переваги його над традиційними технологіями проходки.

В данной статье рассмотрена технология проходки и конструкция тунелепроходческого механизированного комплекса фирмы “Herrenknecht”. Также приведены условия применения и преимущества его над традиционными технологиями проходки.

The driving technology to the tunnel and construction of tunneling complexes of the mechanized complex of firm “Herrenknecht” is considered in this article. The terms of application and advantage of this technology above traditional driving technologies are also resulted.

В условиях мегаполисов туннелестроение должно обеспечивать экономичность, безопасность и защиту окружающей среды. В грунтовом массиве, представленном несвязанными водонасыщенными песками, применение тоннельных комплексов с бентонитовым пригрузением площади забоя, гидравлической транспортировкой разработанных грунтов по трубопроводам и его сепарации, и непрерывное нагнетание тампонажного раствора за обделку составляет принципиально новую технологию беспросадочного проведения тоннелей, где полностью исключен ручной труд. Эта технология туннелестроения в сочетании с высокоточной водонепроницаемой сборной железобетонной обделкой и эластичным уплотнением в стыках исключает негативные влияния на дневную поверхность в период строительства и эксплуатации тоннеля.

Одним из основных элементов технологии проходки тоннеля, сооружаемого закрытым способом туннелепроходческим механизированным комплексом (ТПМК) является наличие в призабойной камере гидропригруза, представляющего собой бентонитовый раствор. Гидропригруз обеспечивает устойчивость забоя, удержание грунтовых частиц во взвешенном состоянии и транспортировку разработанного грунта в виде глиногрунтовой пульпы на сепарационную установку для очистки и отделения твердой фазы, направляемой в отвал, а также регенерации, с последующим использованием части очищенного раствора для приготовления рабочих растворов и утилизации.

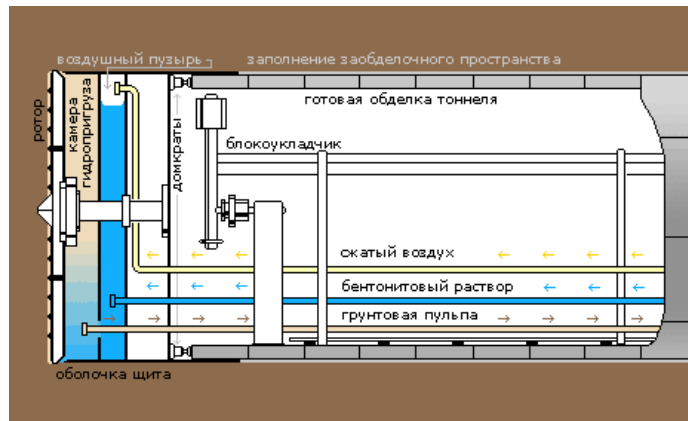


Рис. 1 – Принципиальная схема ТПМК ($d=14,2\text{м}$)

Тоннелепроходческий механизированный комплекс германской фирмы “Herrenknecht” предназначен для сооружения транспортных тоннелей круглого сечения с возведением водонепроницаемой обделки из сборных железобетонных блоков высокой прочности. ТПМК оснащен комплексом породоразрушающего инструмента. Головным проходческим агрегатом ТПМК является механизированный щит с активным суспензионным пригрузом, обеспечивающий сооружение тоннелей в сложных инженерно-геологических условиях: смешанных, неустойчивых и слабоустойчивых грунтах под большим гидростатическим давлением. Применение бентонитового суспензионного пригруза с автоматическим регулированием его давления, стабилизирующего неустойчивый забой, обеспечивает проходку выработок больших диаметров.

Конструктивно ТПМК состоит из следующих основных частей:

а) механизированного щита с двойным роторным рабочим органом 1 и его главным приводом, помещенными в корпусе 2.

Рабочий орган щита включает два концентрически установленных ротора: основной $D = 14,2\text{ м}$ и центральный $D = 3,1\text{ м}$, вращающихся независимо друг от друга при помощи самостоятельных приводов в виде гидромоторов. Вращение роторов реверсивное для устранения крена щита, облегчения разработки забоя и преодоления аварийных ситуаций при возможных обрушениях и вывалах грунта. Центральный ротор существенно облегчает работу основного, ощутимо выравнивает окружные скорости резцов, а возможность его выдвижения вперед на 600мм улучшает разработку грунта основным ротором.

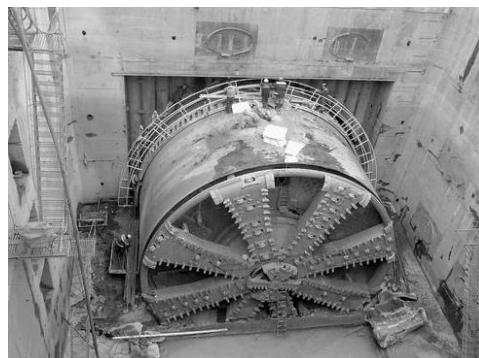


Рис. 2 – Рабочий орган щита

В состав щита входит вертикальная герметичная перегородка 3, отгораживающей головную часть щита от тоннельного пространства, в котором поддерживается нормальное атмосферное давление воздуха.

Головная часть щита разделяется полупогружной диафрагмой 5, образующей приемную камеру с двумя отсеками – передним, полностью заполняемым суспензией, и задним, разделяющимся по высоте на две части – верхнюю 4, наполненную сжатым воздухом, и нижнюю, заполненную суспензией с разработанным грунтом с размещением всасывающего пульпопровода 6, и камнедробилки 7. В перегородке 3 встроены шлюзовые камеры для выхода людей в приемную камеру.



Рис. 3- Домкратное кольцо

Для нагнетания бентонитовой суспензии в приемную камеру, сообщаемую с призабойным пространством, используется трубопровод 8. Щит передвигается на забой, создавая напорное усилие, посредством щитовых домкратов 11.

Щитовые домкраты (32 пары) расположены равномерно по окружности в средней части корпуса щита и обеспечивают как передвижение комплекса, так и обжатие смежных колец обделки при одновременном использовании во время монтажа блоков.

б) Блокоукладчик 10 для монтажа обделки 9 из сборных блоков;

Блокоукладчик расположен в задней части щита и снабжен пневматическим захватом блоков обделки.

в) Защитной комплекс оборудования, расположенный на двух трехъярусных тележках;

г) из комплекса систем управления (пульт 12), ведения щита по трассе тоннеля, обнаружения препятствий в грунтовом массиве, контроля, измерения и регистрации параметров ТПМК и технологического процесса;



Рис. 4 - Комплекс систем управления

д) из трубопроводного гидротранспорта разработанного грунта с выходом на поверхность к сепарационной установке для обезвоживания пульпы и регенерации суспензионного бентонитового раствора.

Система нагнетания тампонажного раствора за обделку выполнена по схеме подачи раствора через 8 патрубков, расположенных на хвостовой оболочке щита. Нагнетание производится под давлением одновременно с передвижением щита.

Уплотнение строительного зазора в оболочке щита обеспечивается щеточной конструкцией. Поступление грунта и воды в щит блокируется с помощью трех рядов щеток, расположенных между оболочкой щита и тоннельной обделкой. В промежутки между щетками непрерывно нагнетается под давлением консистентная смазка.

Библиографический список

1. Мосты и тоннели Под редакцией Попов С.А. , Осипов В.О., Бобриков Б.В. Храпов В.Г. и др.
2. Якобс В.В. Эффективность скоростного сооружения тоннелей
3. Волков В.П. Тоннели и метрополитены

УДК: 622.235.

Телица Е.А., студентка НТУУ “КПИ”, Зуевская Н.В., доцент, к. т. н. НТУУ “КПИ”.

АРМИРОВАНИЕ ПРОСАДОЧНОГО ГРУНТА ПУТЕМ ВНЕДРЕНИЯ ЖЕСТКОГО МАТЕРИАЛА УДАРНЫМИ СИЛАМИ

У цій статті розглядаються методи армування ґрунту (суглинків, супісків, глини і лесових ґрунтів) шляхом впровадження жорстких матеріалів в ґрунтову масу динамічним ударом або трамбуванням ґрунту.

В данной статье рассматриваются методы армирования просадочного грунта (суглинков, супесей, глины и лессовых грунтов) путем внедрения жестких материалов в ґрунтовую массу динамическим ударом или вытрамбовыванием ґрунта.

In this article the methods of re-enforcement of lose soil (loams, clay and loess soils) are examined by introduction of hard materials in the ground mass a dynamic blow or rammer of soil.

Многие глинистые грунты, такие как суглинок, супесь, лесс, лессовидные суглинки и глины обладают малыми прочностными параметрами, и в естественных условиях без инженерных мероприятий являются непригодными для оснований сооружений. Кроме того, в этих грунтах при увлажнении резко уменьшаются прочностные параметры и дают дополнительные местные осадки от незначительных нагрузок. Поэтому они нуждаются в закреплении эффективными методами. Существуют различные методы закрепления грунта. Одним из наиболее эффективных методов закрепления мягких глинистых грунтов является внедрение жестких материалов в ґрунтовую массу динамическим ударом или вытрамбовыванием ґрунта.

Для изучения закономерностей динамического деформирования мягких глинистых грунтов при внедрении жестких материалов в состав, а так же изменения физико-механических, прочностных и деформационных показателей ґрунтового массива были проведены серийные экспериментальные исследования.

1-СЕРИЯ ЭКСПЕРИМЕНТОВ. Суть этих экспериментов заключается во внедрении жестких материалов: щебня гранитного крупностью 25-40 мм, гравия 20-40 мм, песка крупного 5-10 мм в состав ґрунтового массива сложенного из глин, суглинков, супесей и лессовых просадочных грунтов на локальном участке по формам будущего фундамента в полевых условиях. Для внедрения жестких материалов в тело массива применялись трамбовки в виде многоугольной пирамиды с острыми наконечниками, многоугольные пирамиды со сферическими наконечниками, четырехугольные призматические с острыми наконечниками. Поверхности всех трамбовок были

изготовлены из металлического листа 8мм и внутри забетонированы тяжелым бетоном В40 с весом 40 кН. Трамбовки были закреплены на кран-экскаватор Э-1252. Кран-экскаватор был снабжен съемными направляющими устройствами длиной 12 м, путем сварки двух швеллеров с накладкой листового железа толщиной 10 мм. Трамбовки имели ролики, которые регулировали движение по направляющим, что обеспечивало строгое падение по вертикали на одно место. По мере углубления трамбовки в мягкий грунт после нескольких ударов, котлован заполнялся жесткими материалами и повторялся процесс трамбования и добавления жестких материалов. Таким образом, котлованы по форме, принятой в результате трамбования путем внедрения жесткого материала в состав грунтового массива динамическими ударами, были изготовлены без разработки грунта до глубины 2 м. В зависимости от формы трамбовки время на подготовку одного котлована затрачивалось 15-20 мин. Количество ударов колебалось от 22 до 28. При этом высота падения трамбовки сохранялась постоянной во всех экспериментах и была равна 8 м. Эксперименты повторялись трижды для внедрения каждого жесткого материала разными трамбовками / многоугольные пирамиды с острыми наконечниками, сферическими, прямоугольные призматические с острыми наконечниками / в глину, суглинок и лессовые грунты. Таким образом, серии экспериментов составили 109 испытаний. Для измерения напряжений, деформаций, перемещений и скоростей были пробурены скважины диаметром 50 мм, глубиной 3,0 м. Скважины были расположены в 2 ряда через 0,5 м, в диагональном направлении от края котлована. Для каждого котлована / до начала вытрамбовывания/ было пробурено 6 скважин. Размещение измерительных приборов по высоте скважины принято через 1,0 м. Таким образом, для одного котлована было размещено 12 измерительных приборов. Измерительные приборы соединялись к самопишущим осциллографом Н-700 и потенциометром ЭПП-09.

2-СЕРИЯ ЭКСПЕРИМЕНТОВ. Эта серия экспериментов характеризовала глубинное внедрение жестких материалов в состав массива траншейным способом / без отрыва траншей / ударными трамбовками. Трамбовка была изготовлена в виде призматического клина с острыми наконечниками. Трамбовка позволила без изменения вертикальной оси в направлении движения крана-экскаватора вытрамбовывать траншею шириной 1,2 м на любую длину без удаления грунта. Глубина траншеи зависела от высоты удара трамбовки. Острый конический наконечник нижней части трамбовки режет грунт как нож, а боковые поверхности внедряют жесткий материал в стенки траншеи. Нижний наконечник /нож/трамбовки имеет острый угол 30° - 50° и высоту 1,5 м, а призматический 80 см сечением 1,2 x 2,40 м, при подготовке глубоких траншей / глубиной до 6,5 м/. При необходимости внедрения жесткого материала в дно траншеи использовали трамбовки с плоскими или сферическими наконечниками. Для предотвращения выброса жесткого материала на поверхность вначале вытрамбовывания траншеи, можно принимать съемные фартуки, закрепленные на верхнюю поверхность трамбовки. Следует отметить, что в процессе вытрамбовывания вокруг траншеи, кроме внедрения жесткого материала, создается уплотненная зона, которая отличается плотностью от первоначальной плотности грунта и в этой зоне ликвидируются просадочные свойства грунта. С другой стороны, из-за того, что не вынимается грунт из траншеи, объем земляных работ уменьшается в 4-5 раз и не требуются опалубочные работы.

Динамический метод вытрамбовывания с внедрением жестких материалов может быть применен для любого мягкого глинистого грунта со степенью влажности $S_r \leq 0,75$, числом пластичности $I_p \geq 0,03$. Метод вытрамбовывания с внедрением жестких материалов в тело грунтового массива может быть как для отдельно стоящих фундаментов, так и для ленточных и плиточных фундаментов траншейного или

котлованного типа. Процесс вытрамбовывания с внедрением жесткого материала в массив грунта рекомендуется продолжать до получения достаточной плотности грунтов. В наших экспериментах были получены плотности грунтов в сухом состоянии $\gamma_d = 16,7 - 17,4 \text{ кН/м}^3$ /без жестких материалов, т.е. образцов, взятых из мест без жесткого включения/, когда первоначальная плотность была $\gamma_d = 14,8 - 15,4 \text{ кН/м}^3$. В процессе эксперимента замерялись напряжения, деформация, перемещения и их производные /скорости/. Кроме того, были зарегистрированы контактные и волновые процессы ударного воздействия. Для этого применялись необходимые измерительные и регистрирующие приборы и оборудование.

Кроме того, физико-механические, прочностные и деформационные свойства грунтов, гранулометрический состав и прочностные данные жестких материалов были проверены в лабораторных условиях. Таким образом, полевые и лабораторные исследования дополняли друг друга.

Рассмотрим напряженно-деформированное состояние, возникающее в жестком материале при внедрении его в грунтовый массив со слабыми структурными связями ударом трамбовки. Вначале несколькими ударами по одному следу трамбовкой выполняется углубление 0,80-1,0 м (рис. 1), засыпается жестким материалом - щебнем, булыжником или гравием (рис. 2), а затем при многократных ударах внедряется жесткий материал в массу грунта (рис. 3). При этом приложенные динамические силы к жесткому материалу приводят к движению отдельных частиц жесткого материала. Силы, действующие на жесткий материал, можно разделить на два класса: поверхностные (которые заданы или могут быть вычислены из веса трамбовки с учетом высоты падения), приложенные к поверхности жесткого материала, и объемные силы, аналогичные гравитационным силам, приложенным в каждой точке жесткого материала.

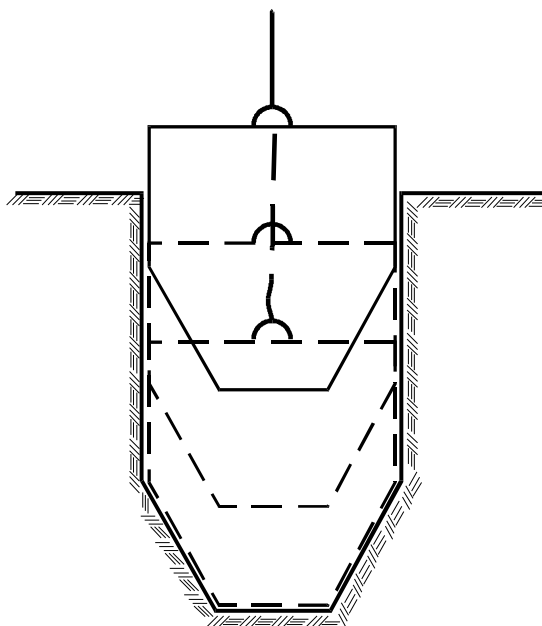


Рис. 1. Углубление котлована трамбовкой.

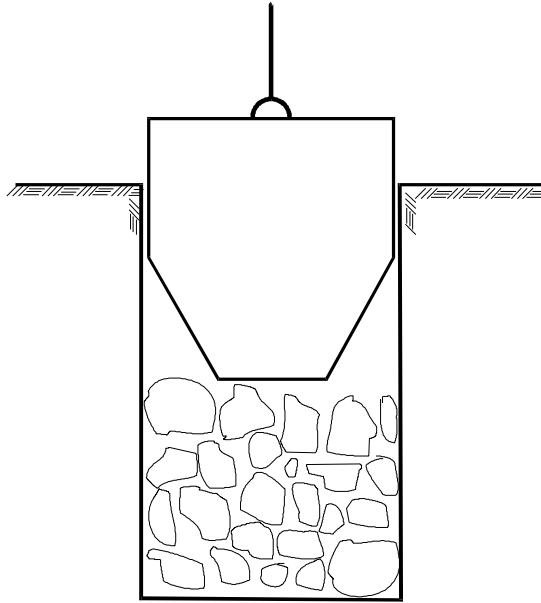


Рис. 2. Заполнение котлована жестким материалом (щебнем).

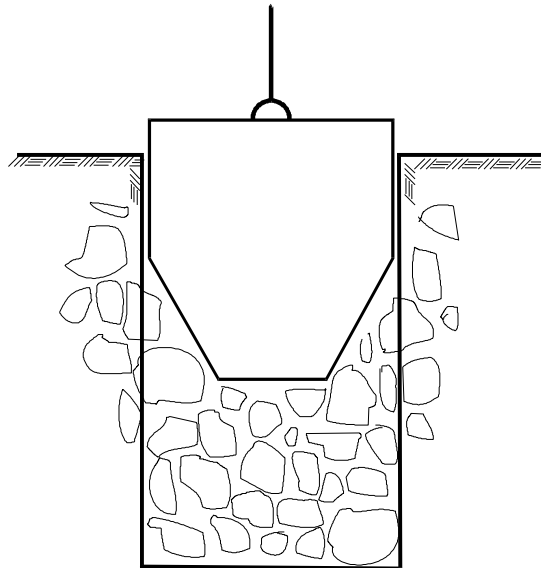


Рис. 3. Внедрение жесткого материала в грунтовый массив.

Выводы:

Глинистые грунты, такие как суглинок, супесь, лесс, лессовидные суглинки и глины обладают малыми прочностными параметрами, и в естественных условиях без инженерных мероприятий являются непригодными для оснований сооружений. Глинистые грунты нуждаются в закреплении эффективными методами. Одним из наиболее эффективных методов закрепления мягких глинистых грунтов является внедрение жестких материалов в грунтовую массу динамическим ударом или вытрамбовыванием грунта. Для внедрения жестких материалов в тело массива применялись трамбовки.

Силы, действующие на жесткий материал, можно разделить на два класса: поверхностные (которые заданы или могут быть вычислены из веса трамбовки с учетом высоты падения), приложенные к поверхности жесткого материала, и объемные силы, аналогичные гравитационным силам, приложенным в каждой точке жесткого материала.

Библиографический список

1. Тихонов И. Н. Пособие по проектированию. – М.: Недра, 1992. – 168 с.
2. Баничук Н. В., Ишлинский А. Ю. Исследования Л. Эйлера по механике деформирования твердого тела и их дальнейшее развитие // — М.: Наука, 1986. -. С. 150 — 177.
3. Евневич И. А. Руководство к изучению законов сопротивления строительных материалов с присоединением общих начал теории упругости твердых тел. — СПб.: 1868. — 235 с.

УДК 624.191.2

Усманова Т.Е. студент, Загоруйко Е.А. ассистент, Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт»

МИКРОТОННЕЛИРОВАНИЕ: ОТ НАЧАЛА ДО СЕГОДНЯ

У даній статті розповідається про механізації та модернізації прохідницьких щитів, починаючи з першого щита і до сучасних механізованих комплексів з активними навантажем. Наведені складності при проходці, які потребують вдосконалення.

В данной статье рассказывается о механизации и модернизации проходческих щитов, начиная с первого щита и до современных механизированных комплексов с активными пригрузами. Наведены сложности при проходке, которые требуют усовершенствования.

This article describes the mechanization and modernization of the tunnel boring machine, starting with the first panel and to modern mechanized complexes with active prigruga. Offered ordering difficulty in driving, which require improvement.

История проходческих щитов началась в позапрошлом веке в Англии. Первый щит был построен инженером Брюнелем для прокладки тоннеля под Темзой.

Задачи, которые могут быть решены с применением технологии микротоннелирования, разнообразны и лежат как в сфере коммунального строительства, так и во многих других областях. В частности, технология микротоннелирования может применяться:

- при строительстве подземных коммуникаций городского назначения — сетей водоснабжения и канализации, коллекторов газовых, электро- и теплосетей;
- при прокладке футляров для электрических кабелей, газо- и нефтепроводов;
- при строительстве пересечения взлётно-посадочных полос, железных дорог и автомагистралей;
- при строительстве пересечения увлажнённых участков земли;
- при прокладке подводящих конструкций к объектам, расположенным в центре водоёма;
- в целях обеспечения первичной поддержки для больших тоннелей.

История проходческих щитов началась в позапрошлом веке в Англии. Первый щит был построен инженером Брюнелем для прокладки тоннеля под Темзой.

Чтобы понять устройство современных щитовых проходческих комплексов, сначала разберемся, откуда пришло само понятие "щит", ведь с рыцарским доспехом не имеет ничего общего. Щитом (от англ. "shield") это устройство стали называть потому, что основной задачей была защита проходчиков в забое от обрушения породы на коротком участке между забоем и местом, где постоянная обделка тоннеля уже готова.

Постепенно, конструкции щитов усложнялись - от просто замкнутой стальной конструкции (кстати, первые щиты вовсе не были круглыми), до современных сложнейших тоннелепроходческих комплексов.

На первых щитах грунт в забое выбирался рабочими вручную с помощью лопаты, кирки, позже отбойного молотка, и удалялся через построенный тоннель на вагонетках. Для продвижения щита вперед использовались винтовые домкраты, которые упирались в готовый участок тоннельной обделки и толкали щит вперед. Впоследствии, вместо винтовых домкратов стали применяться гидравлические. Это был уже колоссальный шаг вперед, значительно повысивший скорость проходки. Мощные домкраты и сейчас остаются одним из основных узлов современных проходческих комплексов. Следующим шагом стало почти повсеместное использование сборной обделки из крупных элементов - первоначально - чугунных тюбингов. Такая конструкция обделки обладает рядом замечательных качеств - помимо способности выдерживать гигантское давление и герметичности, немаловажным является именно возможность сборки кольца из небольшого количества крупных элементов. Использование механизмов, позволяющих сразу устанавливать тюбинги в требуемое положение (тюбингоукладчиков), значительно повысило скорость возведения обделки.

В водонасыщенных грунтах работа зачастую шла с применением кессона. Тоннель позади щита перегораживался герметичной переборкой, устанавливался шлюз для прохода людей к забою. Компрессором в забой нагнетался сжатый воздух. Повышенное до нескольких атмосфер давление позволяло буквально отжимать воду в глубину породы и исключало ее поступление в забой. Однако работа проходчиков при высоком давлении накладывала серьезные ограничения - продолжительность смены была не более 2-х часов, потом проводилось длительное шлюзование. Часто у строителей возникала кессонная болезнь, требовавшая многочасового нахождения в барокамере.

Так как размеры тоннелей все время росли, в передней части щита появились горизонтальные площадки, которые позволили рабочим разрабатывать грунт одновременно с двух (а иногда и более) ярусов. Однако скорость проходки все равно была очень невысокой из-за большого количества ручного труда, стесненности пространства, нередких аварий, выбросов породы и прорывов грунтовых вод в забой. Первый в СССР проходческий щит работал при строительстве тоннеля на перегоне "Площадь Дзержинского" ("Лубянка") - "Охотный ряд". Там впервые в мире была применена сборная бетонная обделка. При строительстве второй очереди на трассах одновременно работало 42 щита - это абсолютный мировой рекорд. Щитовыми комплексами большого диаметра строились и станционные тоннели.

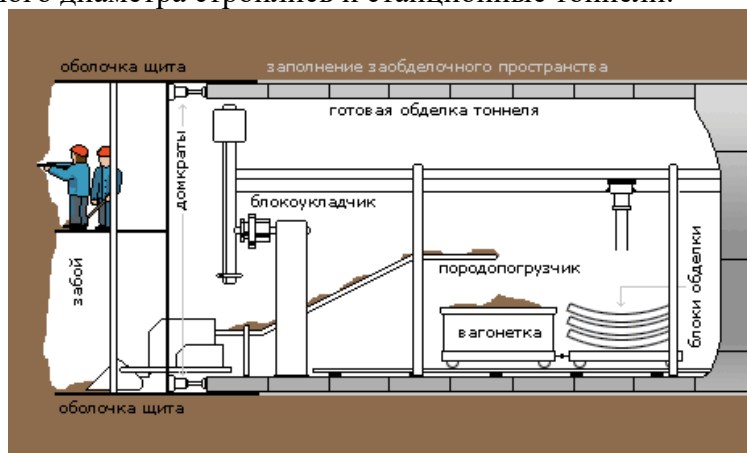


Рис. 1. Комплекс тоннелепроходческий немеханизированный

Для проходки в песчаных грунтах щиты стали оснащаться в головной части горизонтальными рассекающими площадками, удерживающими забой от осыпания. Такой щит вдавливается в породу домкратами, грунт сыпается вниз и собирается погрузчиком.

Следующим шагом стало практически полное исключение ручного труда, за счет механизации процесса разработки породы в забойной части. Как правило, на оси щита устанавливается мощный стальной ротор с резцами, который разрабатывает породу в забое. Далее порода подается на конвейер, откуда пересыпается в вагонетки и вывозится по уже построенному тоннелю. Существуют щиты и с ковшовым рабочим органом - для более мягких пород.

Для проходки в сложных водонасыщенных грунтах стало применяться кессонирование (работа под давлением сжатого воздуха) забойной части. Труд проходчика превратился в квалифицированную работу оператора. Современные средства навигации - гироскопы и лазерные теодолиты позволяют щиту точно выдерживать проектные значения трассы, как в плане, так и в профиле. Ручной труд сохранился только при необходимости замены изношенных резцов. Мировой рекорд скорости проходки - 1250 метров тоннеля в месяц - поставлен серийным щитом КТ-1-5,6 на участке строительства перегонного тоннеля в Ленинграде на участке от "Пионерской" до "Удельной" в 1981 году. В 70-х - 80-х годах эти щиты считались одними из самых совершенных в мире.

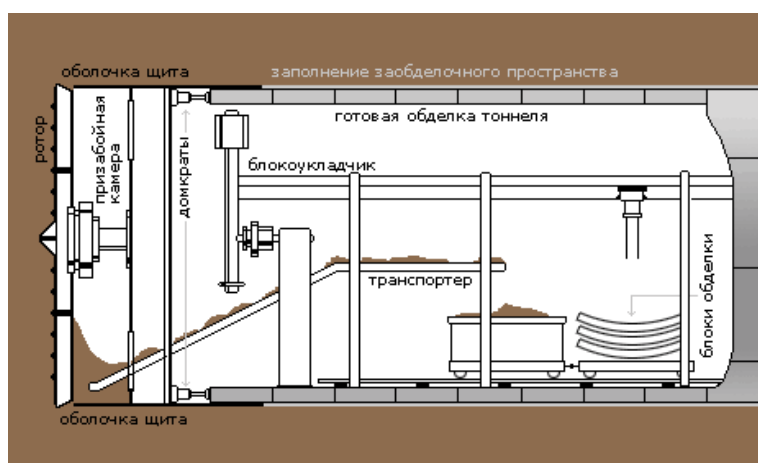


Рис. 2. Комплекс тоннелепроходческий механизированный

При сооружении тоннелей в неустойчивых водонасыщенных грунтах требовалось применение сложных специальных методов - водопонижение, замораживание грунта, что значительно снижало скорость и увеличивало стоимость строительства. Все больше ужесточались требования, случавшиеся в прошлом просадки поверхности ныне недопустимы, ведь вблизи поверхности земли пролегла огромнейшая сеть водо- и газопроводов, электрических кабелей, линий связи, обеспечивающих жизнь крупного города.

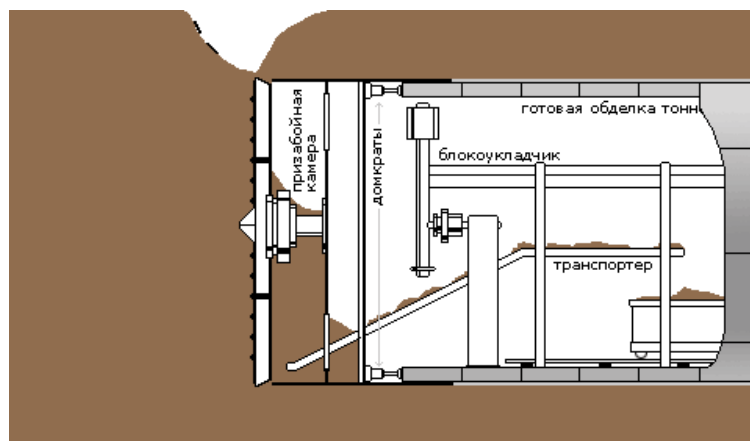


Рис. 3. Вывал грунта в призобойную камеру с просадкой дневной поверхности при строительстве тоннеля механизированным проходческим комплексом

Всех этих недостатков лишены щиты с так называемым "грунтопригрузом".

При работе щита разрабатываемая порода подается сначала в герметичную камеру грунтопригруза. Из этой камеры грунт удаляется с помощью шнекового конвейера (как в мясорубке:) только тогда, когда его давление в камере сравняется с давлением в забое, за этим следят специальные датчики. Таким образом, обеспечивается постоянное поддержание давления на забой, как при движении щита вперед, так и при отводе щитовых домкратов для монтажа очередного кольца обделки.

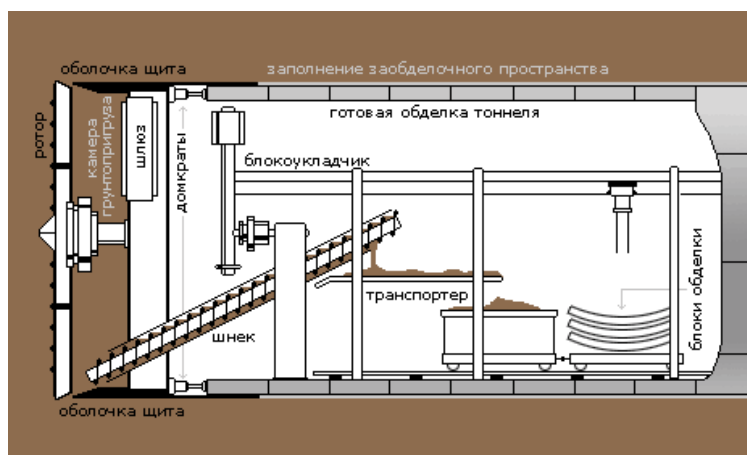


Рис. 4. Комплекс тоннелепроходческий механизированный с грунтопригрузом

Сегодня тоннели строятся в самых сложных инженерно-геологических условиях. В плавунных неустойчивых грунтах, при значительном давлении грунтовых вод, при недопустимости даже незначительных просадок поверхности используются проходческие комплексы с гидропригрузом ("Slurry Shield"). В таких комплексах в призобойную часть, под необходимым давлением (речь может идти о десятке атмосфер) нагнетается бентонитовый раствор, что позволяет поддерживать забой в стабильном положении даже в самых тяжелых плавунных грунтах. Разработанная порода, измельченная до состояния пульпы, отводится вместе с бентонитом по трубопроводу. В сепарационной камере происходит отделение породы и рекультивация бентонитового раствора. Отделенный от бентонита грунт вывозится по уже построенному тоннелю, а бентонитовый раствор возвращается в камеру гидропригруза. В зависимости от условий проходки и характеристик грунтов, рецептура

бентонитового раствора постоянно корректируется. В составе комплекса действует химическая лаборатория, исследующая состав грунта и вносящая соответствующие изменения в рецептуру раствора.

При необходимости проведения работ в призабойной области - замены резцов ротора и т.д. (кстати, все эти работы можно выполнять из камеры гидропригруза, то есть, находясь "внутри" щита), бентонитовый раствор в камере гидропригруза вытесняется сжатым воздухом. Остатки бентонита в виде пленки и подушка сжатого воздуха удерживают забой, в то время как специалисты получают доступ к исполнительным органам щита.

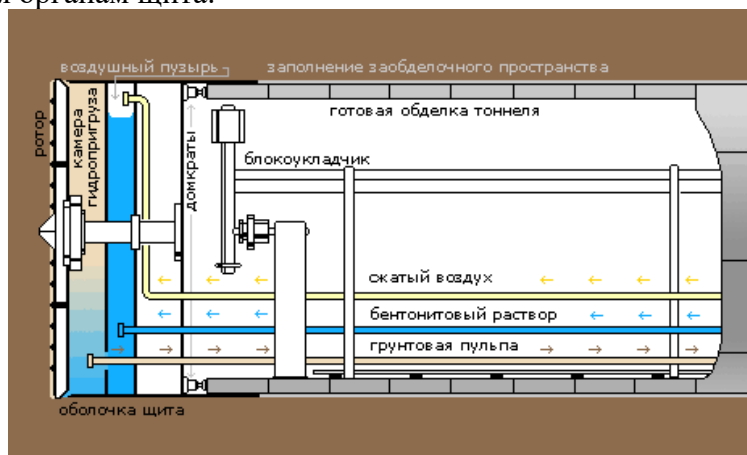


Рис. 5. Комплекс тоннелепроходческий механизированный с гидропригрузом

Возможно использование комплексов с различным активным пригрузом, например:

Гидропригруз – активный пригруз, создаваемый при помощи специального раствора бентонитовой или другой глины с улучшающими или специальными добавками. Может быть приготовлен на специальной синтетической основе.

Грунтопригруз – активный пригруз, создаваемый при помощи грунта измельченного породоразрушающим инструментом проходческого щита при разработке забоя; необходимая подвижность грунта обеспечивает его перемешивание устройствами ротора с грунтовыми водами или введением при перемешивании специальных добавок (кондиционирование).

Пеногрунтовый пригруз - активный пригруз с добавкой разрабатываемый в забое грунт специальной пены, придающей разработанной грунтовой массе большую подвижность, водонепроницаемость и снижающий коэффициент трения при контакте вращающихся частей ротора с породой.

Пневмопригруз - активный пригруз, создаваемый при помощи сжатого воздуха, при воздухопроникающей структуре грунта в забое может уравновешивать только гидростатическое давление грунтовых вод, а при специальной обработке поверхности забоя может уравновешивать, кроме гидростатического давления, и горное давление грунта, что необходимо в случае пребывания в забойной камере персонала для проведения работ и осмотров.

Микротоннелирование имеет следующие сложности при проходке:

— в трещиноватых доломитах есть большой риск заклинивания трубного става, в связи с относительно высокой прочностью породы и опасностью возникновения неравномерного горного давления;

— на границе перехода из прочных пород в зону карстового образования при малейшем отклонении щита от заданной траектории резко возрастают усилия продавливания всего трубного става (заклинивание), при превышении которых будет происходить разрушение секций трубного става;

— при преодолении карстовых участков возникает большая степень риска отклонения трубного става от проектной траектории прокладки микротоннеля, что повлечет за собой изменение проектного положения и расчетной схемы трубопровода;

— стандартная конструкция труб не предусматривает связи растяжения в стыках, поэтому заклинивание может привести к раскрытию стыка и прорыва грунта в микротоннель при проходке в слабых грунтах.

Ричард Ловат, основатель всемирно известной фирмы LOVAT, решил, что все комплексы, произведенные его компанией, будут носить женские имена в честь покровительницы подземных работ Святой Барбары. С его легкой руки берет свое начало романтическая традиция. Теперь красивые имена есть не только у щитов с маркой "LOVAT" но и у комплексов других производителей. Поэтому в Москве трудятся "Клавдия", "Катюша", "Полина" и "Ольга", в Казани - "Сююмбике" и "Алтынчяч" (Златовласка), а тяжелейшие условия "Размыва" в Санкт Петербурге героически преодолела "Виктория".

Библиографический список

1. В.Г. Лернер, А.Н. Панкратенко, Ю.Е. Соломатин - Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал); Издательство Московского государственного горного университета; 2006; №10,384-394

2. "Херренкнехт тоннельсервис": десять лет успешной работы. - // Метро и тоннели. - 2004. - № 5. - С. 8.

3. НПО "Мостовик": практика микротоннельного строительства / М.В. Федяев. - // Метро и тоннели : Науч.-техн. и информ. изд. - 2003. - N 4. - С. 16-17.

УДК 622

Проф. д.т.н. Кравець В.Г, проф., д.т.н. Вовк О.О., аспірант Францішко А.В. (Національний технічний університет України «КПІ»)

МЕТОДИКА ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ СЕЙСМІЧНИХ ХВИЛЬ ПРИ РАПТОВИХ ВИКИДАХ ТА ГІРСЬКИХ УДАРАХ

Розглянуто прояв сейсмічних дії гірських ударів і раптових викидів на земну поверхню. В статті взаємно пов'язано масова швидкість у пружній хвилі та прискорення масових часток. Модель джерела гірського удару представлена як вибух сферичного заряду.

Рассмотрено проявление сейсмического действия горных ударов и внезапных выбросов на земную поверхность. В статье взаимно связаны массовая скорость в упругой волне и ускорения частиц. Модель источника сейсмического удара представлена как взрыв сферического заряда.

При виникненні гірського удару на межі зруйнованої зони виникають пружні коливання, закон руху яких середовищем залежить від його фізико-механічних властивостей, щільності енергії удару у вогнищі й визначається початковими геометричними, силовими, динамічними й іншими параметрами процесу. Найважливішими з них є початкова масова швидкість, період коливань, радіус

випромінювача, тобто відстань від центру вогнища до зовнішньої межі зруйнованої зони в гірській породі. При складанні алгоритму завдання по встановленню закономірності руху сейсмічних коливань у навколишньому середовищі внаслідок виникнення гірського удару враховуємо гіпотезу про те, що він є наслідком нагромадження у джерелі пружної енергії під впливом гірських робіт і тектоніки до рівня, що перевищує міцнісні характеристики породи. Пружна енергія, що вивільняється при руйнуванні породи у джерелі, формує пружні коливання у вигляді відбитої від межі джерела сейсмічної хвилі.

Вихідними даними для наведеного розрахунку є: сейсмічна енергія на глибині E_S , Дж; повна глибина гірського удару H_P , м; потужність шару наносу H_N , м; швидкість повздовжньої хвилі в скельних породах V_P , м/с; швидкість повздовжньої хвилі в наносах V_N , м/с; щільність порід наносів ρ кг/м³; коефіцієнт Пуасона порід наносів ν ; міцність порід σ , Па.

Потенційна пружна енергія в одиниці об'єму масиву, вивільнена при руйнуванні, складається із суми енергій об'ємного деформування E_V^n і пластичних деформацій E_P^n , тобто

$$E_0^n = E_V^n + E_P^n, \text{ Па} / \text{ м}^3 \quad (1)$$

Об'ємна енергія руйнування:

$$E_V^n = \frac{1-2\nu}{6E} \sigma^2, \text{ Па} / \text{ м}^3 \quad (2)$$

Енергія пластичної деформації:

$$E_P^n = \frac{1+2\nu}{3E} \sigma^2, \text{ Па} / \text{ м}^3, \quad (3)$$

де: E - модуль пружності для піщаника, обрховується за формулою:

$$E = 610 \cdot 10^8 - 342\sigma_z, \text{ Па}, \sigma_z - \text{гірський тиск на глибині гірського удару } H_P:$$

$$\sigma_z = 0.024 \cdot 10^6 \cdot H_P, \text{ МПа}.$$

З літератури відомо, що сейсмічна енергія гірського удару становить 1-2 % від повної енергії гірського удару:

$$E_0 = \frac{E_S}{0,02}, \text{ Дж} . \quad (4)$$

Одним з параметрів, що характеризують розглянуту подію, є об'єм деформованої породи у вогнищі. Якщо відома загальна енергія гірського удару E_0 і потенційна енергія E_0^n , тоді об'єм породи у вогнищі буде рівним

$$V_0 = \frac{E_0}{E_0^n}, \text{ м}^3 \quad (5)$$

При сферичній конфігурації джерела удару радіус може бути розрахований за формулою:

$$r_i = 0,62\sqrt[3]{V_0}, \text{ м} \quad (6)$$

Для визначення періоду коливань на межі джерела удару знаходимо тротиловий еквівалент повної енергії удару:

$$Q_{TE} = \frac{E_0}{E_T^n}, \text{ кг} \quad (7)$$

де: E_T^n - питома енергія тротилу, $2,975 \cdot 10^6$ Дж/кг.
Період коливань на межі джерела удару:

$$T_0 = 0,0125 Q_{TE}^{0,16667}, \text{ с} \quad (8)$$

Щільність енергії на межі джерела удару (точка 1 на рис.1):

$$E_S^N = \frac{E_S}{4\pi r_i^2}, \text{ Дж} / \text{ м}^2 \quad (9)$$

З урахуванням швидкостей проходження хвилі в скельній породі і в наносах, їх потужності визначаємо епіцентральну (горизонтальну) відстань від проекції центру джерела удару до точки виходу хвилі на поверхню:

$$R_{EPI} = V_P^H \left(\frac{H_N}{V_N} + \frac{H_P - H_N}{V_P} \right), \text{ м} \quad (10)$$

Оскільки кут заломлення хвилі в породах наносів незначний і їх потужність в десятки разів менша за потужність скельної породи, гіпоцентральна (похила) відстань проходження хвилі від центру джерела удару до точки виходу на поверхню (точка 3, рис. 1) наближено можна визначити за теоремою Піфагора:

$$r_{GIP} = \sqrt{H_p^2 + R_{EPI}^2}, \text{ м} \quad (11)$$

Відносна епіцентральна відстань:

$$r_{pr}^{ep} = \frac{R_{EPI}}{Q_{TE}^{1/3}}, \text{ м} \quad (12)$$

Гіпоцентральну відстань від межі джерела удару (рис. 1, т. 1) до межі розподілу «скельна порода – наноси» (рис. 1, т. 2) визначаємо з урахуванням від r_{GIP} , складової, що проходиться в наносах, і радіусу джерела удару:

$$r = r_{GIP} - \frac{r_i + H_N}{\cos \beta}, \text{ м} \quad (13)$$

$$\cos \beta = \frac{H_P}{r_{GIP}}$$

Щільність енергії на межі розподілу «скельна порода – наноси» на гіпоцентральній відстані в т. 2 рис. 1:

$$E_{GIP}^{SK} = 1,75 \cdot 10^6 \cdot E_S^N \cdot r_r^{-3,2}, \text{ Дж} / \text{ м}^2 \quad (14)$$

Масова швидкість на межі джерела удару (т. 1, рис. 1)

$$V_M^H = 1,265 \sqrt{\frac{E_S^N}{\rho \cdot V_P \cdot T_0}}, \text{ см} / \text{ с} \quad (15)$$

Період в поверхневій хвилі:

$$T_R = 0,06 Q_{TE}^{0,13} (r_{pr}^{ep})^{0,11} \quad (16)$$

Масова швидкість на межі розподілу «скельна порода – наноси» (рис. 1, т. 2):

$$V_M^{SK} = 1,265 \sqrt{\frac{E_{GIP}^{SK}}{\rho \cdot V_p \cdot T_0}}, \text{ см / с} \quad (17)$$

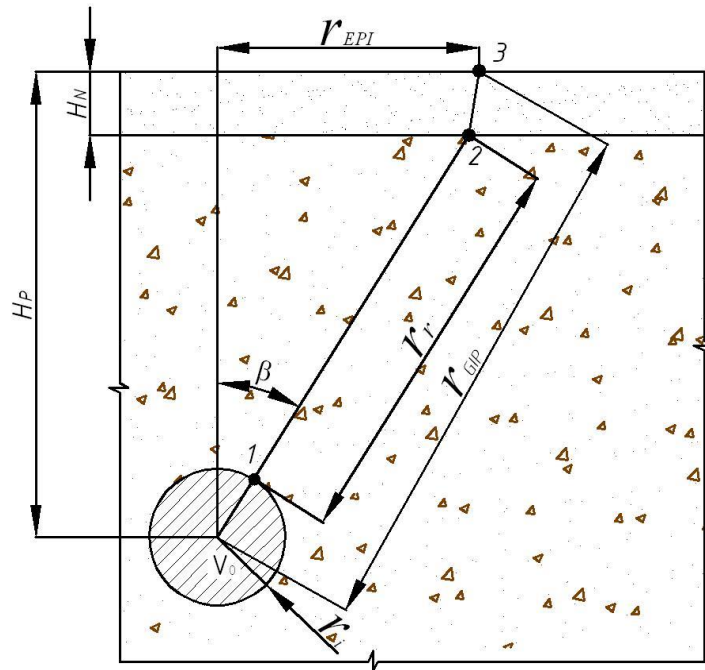


Рис. 1. Розрахункова схема дії сейсмічного удару

Швидкість в наносах :

$$V_N = 1,625 \cdot V_M^{SK}, \text{ см / с} \quad (18)$$

Швидкість на поверхні в R-хвилі:

$$V_R^H = 2V_N \cos \beta, \text{ см / с} \quad (19)$$

Прискорення на початку руху хвилі:

$$a = \frac{2\pi V_R^H}{T_R}, \text{ мм / с}^2 \quad (20)$$

Для підрахунку даного алгоритму розроблена комп'ютерна програма (рис. 2). Для аналізу алгоритму і порівняння результатів розрахунку з практично отриманими даними був здійснений перебір вихідних параметрів сейсмічної енергії, повної глибини джерела удару і потужності шару наносів. За результатами підрахунків побудовано графік (рис. 3) залежностей функцій прискорення і швидкості від вихідних параметрів.

Висновки:

1. Аналіз результатів розрахунків свідчить, що зі збільшенням повної глибини гірського удару його прояв на поверхні суттєво зменшується, а при збільшенні енергії і потужності шару наносів сейсмічний ефект лінійно збільшується.

2. Гірські удари являють собою екологічно небезпечне явище, що супроводжується ушкодженням або руйнуванням підземних виробіток і поверхневих об'єктів у межах, визначених отриманими параметрами масових швидкостей та прискорень.

3. Методика оцінки сейсмонебезпеки для поверхневих об'єктів може бути досить надійно розроблена при наявності необхідних вихідних даних (динамічних пружних і

міцнісних властивостей порід у районах прояву гірських ударів, величини сейсмічної енергії) для випадку сферичної форми вогнища.

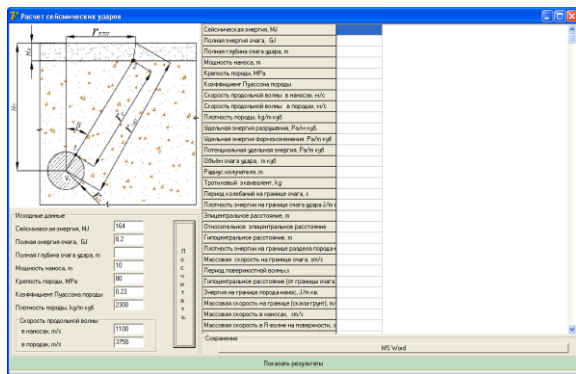


Рис. 2. Программа для підрахунку алгоритму.

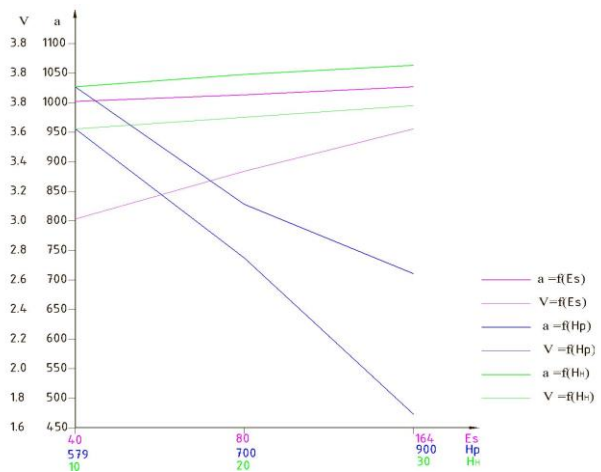


Рис. 3. Графіки функцій швидкості і прискорення в залежності від вихідних параметрів.

Библиографический список

1. Chudek M., Wowk O.A., Kuzmenko A.A. O propagacji energii sejsmicznej przy procesach dynamicznych // Gornictwo, Zesz.258. Gliwice, 2003.- S. 59-69.
2. Chudek M. Geomechanika. - Gliwice, 2002.- 637s.
3. Сейсмическое действие взрыва в горных породах // Кузьменко А.А., Воробьев В.Д., Денисюк И.И., Дауёгас А.А. / М.: Недра, 1990.- 173с.
4. Вовк А.А., Кузьменко А.А. О временных параметрах сейсмозрывных волн // Прикладная гидромеханика - 2002. - 4(76), №2.- С. 9-13.
5. Вовк О.А. Временные характеристики сейсмических волн при взрывах одиночных и групповых зарядов различной конструкции // Прикладная гидромеханика. - 2004. - 6(78), №3. - С.9-21.

УДК 550.34

Чала О.М., аспірант, Бойко В.В., д. т. н., Кузьменко А.А., канд. техн. наук, с.н.с., (ІГМ НАН України)

ОЦЕНКА СЕЙСМОСТОЙКОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА ПРИ ДЕЙСТВИИ МНОГОБЛОЧНЫХ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ

Важным условием при определении сейсмостойкости бортов карьера является правильное определение пути распространения сейсмической волны и степени поглощения ее интенсивности горными породами.

Среди литературных источников имеются работы, посвященные данному вопросу, но связанные с землетрясениями или с исследованиями отдельного слоя [1-4]. Поэтому исследования с целью установления закономерностей распространения взрывной волны в уступах слагающих борт карьера является, безусловно, актуальными.

Известно, что каждая неоднородность в массиве грунта, каким является борт карьера, может являться источником зарождения сейсмозрывных волн (СВВ). Расстояние этого источника от заряда ВВ называется радиусом сейсмоизлучателя. Таким образом, граница между сейсмическим очагом взрыва (СОВ) и упругой зоной колебаний грунта является зоной зарождения определенной волны упругих колебаний, а ее расстояние до заряда ВВ – радиус сейсмоизлучателя R .

Результатами исследований, в том числе [5-12] установлено, что СОВ пропорционален массе взрываемого заряда

$$R_0 = K_0 Q^{1/3}, \text{ м}, \quad (1)$$

где K_0 - коэффициент пропорциональности который на основе анализа опубликованных данных изменяется в зависимости от типа пород. Для массовых грунтов $K_0=2,5 \text{ м/кг}^{1/3}$, для пород угольных месторождений $K_0=4 \text{ м/кг}^{1/3}$, для большинства скальных ненарушенных пород $K_0=5,0-5,5 \text{ м/кг}^{1/3}$, для глин $K_0=7,5-8,0 \text{ м/кг}^{1/3}$, для суглинков $K_0=8,0-9,0 \text{ м/кг}^{1/3}$; Q – масса мгновенно взрываемого заряда, кг.

По данным японских ученых: $R_0 = 5,8 \cdot Q^{0,38}$

Решение поставленной задачи по определению интенсивности колебаний грунта в многослойной среде выполнено на примере массовых взрывов в железорудном карьере Полтавского ГОКа, где сотрудниками нашей лаборатории проведены измерения параметров СВВ.

Расчетная схема приведена на рисунке.

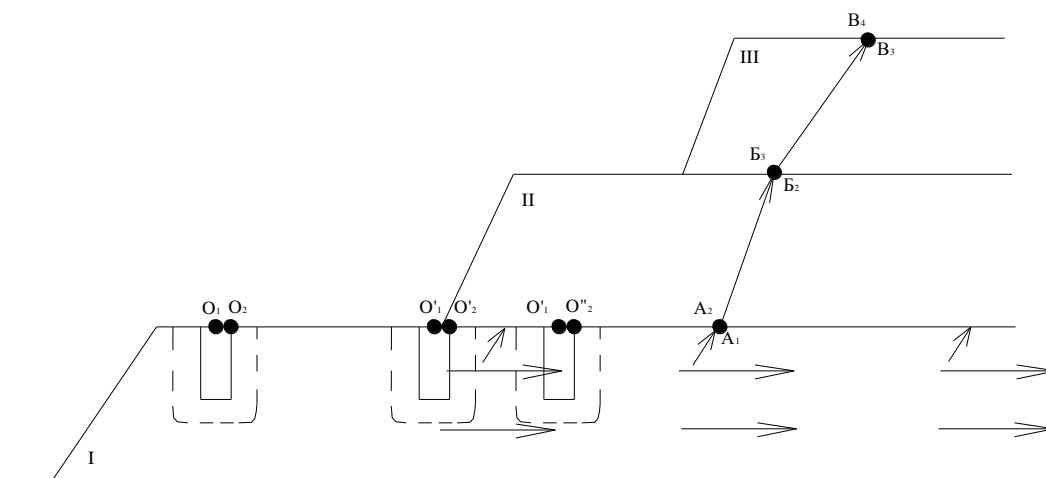


Рис. 1 – подстилающий слой скальных пород (акустическая жесткость $N_1=2,01 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$), II – слой скальных пород ($N_2=1,51 \cdot 10^7 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$), III – слой рыхлых пород ($N_3=1,8 \cdot 10^6 \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}$), O_1, O'_1, O''_1 - места заложения зарядов ВВ ; O_2, O'_2, O''_2 - границы зоны СОВ.

Рассмотрим распространение поперечной волны S как наиболее интенсивной от точки O (граница СОВ) до точки B_4 (свободная поверхность).

Размер СОВ на основании формулы (1) будет $R_0=5,5 \cdot 3945^{1/3}=85 \text{ м}$.

В точке O граница (СОВ) скорость смещения грунта (см/с) будет

$$U_0 = \sqrt{\frac{V_p}{\gamma} \left(1 - \frac{4}{3} \cdot \frac{V_s^2}{V_p^2} \right)^2} \cdot K_o^{-2} = 12,5 \text{ см/с}, \quad (2)$$

где V_p и V_s - скорости распространения соответственно продольных (5,9 км/с) и поперечных (3,54 км/с) волн, γ - объемная масса породы, т/м³, а в точке A_1

$$(3) \quad U_1 = U_0 \exp[-\alpha_1(f) \cdot r_1] = 0,314 \text{ см/с},$$

где $\alpha_1(f) = 4,03 \cdot 10^{-3}$ - поглощение энергии волны в зависимости от частоты колебаний на участке подстилающего слоя скальных пород $O - A_1$, r - расстояние между точками O и A_1 ($r_1=915$ м).

При преломлении волны в слой II коэффициент преломления будет равным

$$K_1 = \frac{2N_1}{N_1 + N_2} = 1,14 \quad (4)$$

Таким образом скорость колебания грунта в точке A_2 будет 0,375 см/с, а в точке B_2

$$U_2 = 0,357 \exp[-\alpha_2(f) \cdot r_2] = 0,184 \text{ см/с}, \quad (5)$$

где $\alpha_2(f) = 4,34 \cdot 10^{-3}$ - поглощение энергии волны в слое II, r_2 - толщина слоя II ($r_2 = 150$ м).

При преломлении волны в слой III коэффициент преломления K_2 , вычисленный по формуле аналогичной (4) будет равным 1,79, а скорость колебания грунта в точке B_3 будет 0,329 см/с.

В рыхлом слое III СВВ будет распространяться согласно зависимости

$$U_3 = 0,329 \exp[-\alpha_3(f) \cdot r_3] = 0,21 \text{ см/с}, \quad (6)$$

где $\alpha_3(f) = 0,465$ - поглощение энергии волны в зависимости от частоты колебаний в рыхлом слое; r_3 - толщина слоя III ($r_3 = 50$ м). Коэффициент поглощения энергии волны α_3 получен из экспериментальных исследований по распространению СВВ в рыхлых породах Еристовского карьера, имеющих идентичные физико-механические свойства с рыхлыми породами действующего карьера Полтавского ГОКа.

Как известно при отражении волны от свободной поверхности амплитуда ее удваивается, поэтому в точке B_4 на свободной поверхности слоя рыхлых пород скорость колебаний грунта будет составлять 0,42 см/с, что практически совпадает с результатом сейсмометрических измерений при проведении экспериментальных работ (0,4 см/с).

Таким образом, показано решение прямой задачи в промышленной сейсмике – по известным энергетическим показателям источника излучения взрывных волн и известным закономерностям их распространения определена интенсивность колебания на свободной поверхности многослойного массива горных пород.

Аналогичным образом представляется возможность решить и обратную задачу.

Кстати, при решении обратной задачи возможно определение практических вопросов как, например, устойчивость уступа карьера.

Продемонстрируем решение данного вопроса на следующем примере.

Необходимо определить сейсмобезопасную массу заряда при массовом взрыве в карьере для обеспечения сейсмоустойчивости уступа карьера, сложенного наносными рыхлыми породами (слой Ш на рисунке).

Для решения этой задачи используем те же расчетные данные, что и при решении прямой задачи.

Согласно нормативных данных уступ карьера со сроком эксплуатации более 5-10 лет, сложенного наносными породами, относится ко второму классу сооружений, а допустимая скорость смещения его составляет 8,2 см/с.

Принимаем в точке B_3 скорость смещения грунта $U_3=8,2$ см/с, а в точке B_2 в слое П скальных пород скорость смещения грунта будет

$$U'_2 = U'_3 \cdot \frac{2N_3}{N_3 + N_2} = 1,75 \text{ см/с} . \quad (7)$$

В точке A_2 слоя П скорость смещения грунта (см/с) будет равняться

$$U''_2 = U'_2 \cdot \exp[\alpha_2(f) \cdot r_2] = \text{см/с} . \quad (8)$$

В точке A_1 подстилающего слоя скальных пород I скорость смещения грунта

$$U'_1 = U''_2 \cdot \frac{2N_2}{N_2 + N_1} = 2,92 \text{ см/с} . \quad (9)$$

Зная значения скорости колебания в точке A_1 и на границе СОВ ($U_0 = 12,5$ см/с, т.к. масса заряда ВВ Q_1 остается неизменной 3945 кг) определяем расстояние $r'_1 = 365$ м между точкой A_1 и новой границей СОВ (точка O_2') решая зависимость

$$U_0 = U'_1 \cdot \exp[\alpha_1(f) \cdot r'_1] . \quad (10)$$

Таким образом, при сохранении неизменной массы зарядов в группе 3945 кг минимальное сейсмобезопасное эпицентрального расстояние на горизонте – 138 м (между точками A_1 и O_1') по отношению к устойчивости уступа рыхлых пород будет составлять $365 + 85 = 450$ м.

Для вычисления других сейсмобезопасных расстояний (м) или масс зарядов (кг) при ведении ВР на горизонте – 138 м можно воспользоваться формулой М.А.Садовского (для данных условий коэффициент $K=450$) и вычислить интересующий параметр по одной из формул

$$Q_{\text{дон}} = \left(\frac{U_{\text{дон}}}{K} \right)^{\frac{3}{n}} \cdot r^3 \text{ или } r_c = \left(\frac{K}{U_{\text{дон}}} \right)^{\frac{2}{3}} \cdot Q^{\frac{1}{3}} , \quad (11)$$

где $U_{\text{дон}}$ - скорость смещения грунта в точке A ($U'_1 = 2,92$ см/с); n - показатель степени затухания ($n = 1,5$).

Необходимо учесть важное обстоятельство, связанное с изменением технологии ВР при массовых взрывах в связи с применением в настоящее время инициирующих средств типа Nonel и зачастую поскважинного инициирования зарядов, что ведет к одновременному взрыванию массы заряда только одной скважины (не считая еще внутрискважинного замедления). Если исходить из этой технологии, то максимальный заряд одной скважины при обработке горизонта – 138 м составляет 400 кг. В этом случае минимальное сейсмобезопасное эпицентрального расстояние, на рассматриваемом горизонте (между точками) по отношению к устойчивости уступа рыхлых пород по формуле (11) будет составлять 205 м.

Выводы:

1. Приведены формула и значения размеров сейсмического очага взрыва и радиуса сейсмоизлучателя для различных горных пород.
2. Показано в реальных условиях и на конкретном примере решение прямой и обратной задачи по распространению сейсмозрывной волны в многослойном массиве горных пород уступов слагающих борт карьера.
3. Приведен пример по определению сейсмобезопасных параметров массового взрыва в карьере, гарантирующих устойчивость карьерного уступа.

Библиографический список

1. Ершов И. А. Сопоставление колебаний разной интенсивности, записанных на лессах разной мощности / И. А. Ершов // Вопросы инженерной сейсмологии. – 1975. – № 17.
2. Салганик М. П. и др. Об эмпирических моделях колебаний грунтов при сильных землетрясениях / М. П. Салганик М. П. // Вопросы инженерной сейсмологии. – 1982. – № 23.
3. Berzon J. S. Experimental Investigation of Dinamic Parameters of seismic waves in real media / J. S. Berzon // Studia geoph. et geodet. – 1959. – №3.
4. Епинатьева А. М. Изучение продольных сейсмических волн, распространяющихся в некоторых реальных средах / Епинатьева А. М. // Тр. ИФЗ Ан СССР, – 1960.
5. Физика взрыва / [под ред. Л. П. Орленко]. – М. : Физматлит, 2002. – 832с. – (Изд. 3-е, переработанное. В 2т. Т.1).
6. Грибанова Л. П. Исследование параметров взрывов и сейсмобезопасных расстояний на карьерах Кривбасса: дис. ...канд. техн. наук : 05.15.03 / Грибанова Л. П. – ИФЗ АН СССР. – М.,1975.
7. Аптикаев Ф. Ф. Сейсмические колебания при землетрясениях и взрывах / Аптикаев Ф. Ф. – М. : Наука, 1969. – 104с.
8. Гурвич И. И. Экспериментальные амплитудные характеристики взрыва / Гурвич И. И. и др. // Изв. Ан СССР, сф. физика Земли – 1966. – №3.
9. Рулев Б. Г. Динамические характеристики сейсмических волн при подземных взрывах / Б. Г. Рулев // Взрывное дело. – 1968. – №64/21.
10. Ромашов А. Н. О природе некоторых волн в грунте, возбуждаемых подземным взрывом / А. Н. Ромашов // Взрывное дело. – 1968. – №64/21.
11. Сейсмическое действие взрыва в горных породах / [Кузьменко А. А., Воробьев В. Д., Денисюк И. И., Дауетас А. А.]. – М. : Недра, 1990. – 173с.
12. Сейсмический эффект взрывов на выброс в нескальных связных грунтах / Н. В. Кузьмина, А. Н. Ромашов, Б. Г. Рулев [и др.] // Тр. ИФЗ АН СССР. – 1962. – № 6. – С. 3 -72.

УДК 622.25:378

Вапнічна В.В., к.т.н., ст. викл., Колеснікова Я.О., студ. Національний технічний університет України “КПІ”, м. Київ, Україна

ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ – НАЙВАЖЛИВІШЕ ЗАВДАННЯ РОЗВИТКУ ВЕЛИКИХ МІСТ УКРАЇНИ

Освоєння підземного простору, використання його з народногосподарською метою є однією з найважливіших проблем розвитку великих міст, розв’язанню якої до цього часу в нашій країні не приділялося достатньої уваги.

Актуальність проблеми освоєння підземного простору підтверджується тим, що міські території України з початку 90-х років ХХ століття щороку збільшуються в середньому на 20 %, а темпи збільшення територій великих міст України в 2-2,5 рази перевищують темпи зростання чисельності населення, що свідчить про екстенсивний характер освоєння земель під міську забудову. Дефіцит вільних територій для нового будівництва постійно зростає.

Одним з перспективних напрямів підвищення ефективності використання міських земель є планомірне і комплексне використання підземного простору в усіх функціональних зонах міста.

Процеси освоєння підземного простору у великих містах, зумовили необхідність зосереджувати увагу на таких проблемах:

- освоєння підземного простору великих міст для розміщення об'єктів промислового, соціально-культурного і побутового призначення;
- узагальнення досвіду будівництва тунелів і метрополітенів, удосконалення підземного транспорту та розвитку інфраструктури;
- будівництва наземно-підземних і присхилових споруд;
- використання гірничих виробок та інших підземних порожнин для розміщення об'єктів народно-господарського значення.

У підземних просторах розміщуються переважно об'єкти, що вимагають забезпечення стійкості до зовнішніх впливів, об'єкти транспорту і енергетики, зберігання газів, нафти і нафтопродуктів, склади продовольчих і промислових товарів та інші склади тривалого зберігання, холодильники, архіви, сховища цінної документації, об'єкти спеціального призначення тощо.

Використання підземного простору для будівництва гаражів і стоянок обумовлено двома причинами: зростанням автомобільного руху у великих містах і відсутністю вільних територій одночасно з високою вартістю землі.

Наприклад, спорудження в центральному районі Сан-Франциско чотириярусного гаража на 1700 автомобілів вивільнило смугу проїзної частини вздовж тротуарів довжиною декілька кілометрів.

Останнім часом підземні стоянки і гаражі споруджуються разом з багатоярусними підземними комплексами багатоцільового призначення поблизу великих транспортних вузлів, аеропортів, вокзалів. Найважливішими є транспортні міські підземні споруди.

Індустріальний потенціал України в будівництві метрополітенів досить значний, хоч його повномасштабне використання не реалізовано в минулому, а нині з відомих причин продовжує стримуватися. У країнах СНД метрополітен побудований і розвивається в 14 містах, серед них три в Україні – Києві, Харкові і Дніпропетровську, де загальна довжина ліній метро становить 95,6 км. На стадії будівництва – метрополітен в Донецьку з протяжністю першої черги 9,7 км.

Вагомим аргументом, який свідчить про потенційні можливості українського метробудування, є закінчення будівництва першої черги Дніпропетровського метрополітену довжиною понад 7 км, обладнаного в складних інженерно-геологічних умовах. Цей пусковий комплекс за останні роки є найбільшим в країнах СНД за обсягом і складністю будівництва. Його завершальна стадія збіглася з піком економічних і фінансових труднощів, які, проте, були подолані, а результати пуску сприятливо вплинули на розв'язання транспортних проблем міста.

У контексті проблеми, що розглядається, безперечно, особливе місце займають питання повторного використання відпрацьованих виробок.

В Україні площа придатних і рекомендованих до використання гірничих виробок становить понад 3500 тис. м², об'єм виробленого простору – майже 40 млн. м³.

Ще в 1967 р. був розроблений Каталог гірничих виробок, природних порожнин і підземних споруд, рекомендованих для розміщення господарських об'єктів.

В Україні напрацьований багатий досвід використання підземного простору для зберігання газу, нафтопродуктів і води. За останні 30 років здійснено роботи, пов'язані із створенням підземних газосховищ загальною активною місткістю майже 35 млрд. м³ в основному на базі відпрацьованих газових родовищ, а також водоносних пластів. Цей показник – один з найвищих в Європі. Завдяки своєму винятково вигідному географічному положенню ці сховища крім постачання газом споживачів України забезпечують надійність транзиту природного газу, що експортується Росією в країни Центральної і Західної Європи, а також побічно забезпечують регулювання газопостачання Республіки Білорусь.

Крім цього, Україна має підземні сховища нафти, мазуту та інших нафтопродуктів місткістю сотні тисяч кубічних метрів, для яких використовуються переважно соляні шахти. Важливо, що на території нашої держави є потенційна можливість для влаштування нових сховищ такого типу на великі об'єми зберігання.

Відомі й інші перспективні напрями використання підземного простору – у виноробстві, риборозведенні, птахівництві, парниковому вирощуванні культур.

У підземних переходах, вестибюлях метро міст України є велика кількість об'єктів експрес-обслуговування – кафе, телефони-автомати, квиткові кіоски, кіоски книжкової торгівлі, супутніх дорожніх товарів, театральні каси тощо. Проте часто всі ці об'єкти розміщуються не комплексно, без дотримання відповідних санітарно-гігієнічних, інженерно-технічних і планувальних вимог. Назріла нагальна потреба розробити рекомендації щодо проектування об'єктів соціальної сфери для розміщення у підземному просторі.

В основних напрямках розвитку підземного будівництва у великих містах України слід виділити такі першочергові завдання:

- розроблення нормативної бази проектування підземних об'єктів в міській інфраструктурі з урахуванням природних, технічних і соціально-економічних аспектів ринкової економіки;

- складання кадастру існуючих гірничих виробок на основі вимог їх подальшого господарського використання;

- розроблення схем комплексного освоєння підземного простору на основі існуючих об'єктів і об'єктів, що проектується, а також схем поєднання технологій захисту міських територій від несприятливих інженерно-геологічних процесів і технологій будівництва підземних об'єктів;

- розроблення ефективних засобів і способів проходки та кріплення виробок у зонах нестійких порід і сейсмонебезпечних районах.

Необхідне також розроблення відповідних правових механізмів стимулювання, пільг і субсидій для інвестицій в комплексне освоєння підземного простору.

Бібліографічний список

1. Пустовойтенко В.П. Геотехнічне забезпечення підземного будівництва в Україні / В.П. Пустовойтенко. – К.: Наукова думка, 1999 р.
2. Волков В.П. Тоннели и метрополитены / В.П. Волков. – М.: Транспорт, 1964 р.

ОБГРУНТУВАННЯ РОЗРАХУНКОВИХ СХЕМ МЕТРОТУНЕЛЮ МІЛКОГО ЗАКЛАДАННЯ В ВОДОНАСИЧЕНИХ ПІСКАХ

В статті висвітлено проблему проведення будівельних робіт в водонасичених ґрунтах і розглянуто варіанти проходки метро тунелю в певних геологічних умовах.

В статье освещена проблема проведения строительных работ в водонасыщенных грунтах и рассмотрены варианты проходки метро тоннеля в определенных геологических условиях.

In this article covered the problem of the construction work in water-saturated soils and considered options for tunneling underground tunnel in certain geological conditions.

Вступ. Найбільш прогнозованою прикметою сучасності є збільшення інтенсивності розвитку мегаполісів. Одним із перспективних напрямів підвищення ефективності забудови міст – це планомірне використання підземного простору.

Проектування і спорудження підземних споруд завжди враховує:

- рельєф місцевості;
- наявність існуючих наземних і підземних споруд і комунікацій;
- результати інженерно-геологічних досліджень.

Особлива увага звертається на взаємодію підземної споруди з оточуючим ґрунтами, додаткові навантаження і впливи на споруду, коливання рівня ґрунтових вод тощо.

Аналіз літературних джерел. Головна задача, яка постає в умовах будівництва тунелів метрополітену у водонасичених пісках – це забезпечення нормальної експлуатації підземних споруд. Тому аналіз механічних процесів у ґрунтовому масиві повинен надавати прогноз можливих процесів, які можуть порушувати безпеку експлуатації підземної споруди.

В ряду випадків підземні води змінюють властивості ґрунтів. Насичені водою піски легко віддають воду при проходці виробки, що потребує попереднього осушення. Тонкозернисті піски з домішками лесових частинок здатні утримувати воду і перетворюватись в пливуні. Проходка в таких умовах дуже складна і потребує застосуванню спеціальних способів.

Наявність підземних вод є важливим фактором, який потрібно враховувати при проектуванні метрополітену: вибору траси, застосуванні тих чи інших конструкцій, способах гідроізоляції, складання проекту організації будівництва.

Перетинання зон водоносних нестійких порід значно ускладнює будівельні роботи, викликає можливість аварійних ситуацій, причина яких пов'язана з порушенням рівноваги геофільтраційного стану ґрунтового масиву поблизу виробок.

Загальна схема інженерної задачі полягає в наявності водоносних горизонтів при проведенні тунелю та вплив рівня ґрунтових вод на роботу конструкції.

Далі розглянемо можливі розрахункові схеми на прикладі проходки тунелю в геологічних умовах будівництва метрополітену мілкого закладання на ділянці Сирецько-Печерської лінії від ст. «Харківська» до ст. «Бориспільська».

Мета роботи - Обґрунтування розрахункової схеми у відповідності до інженерно-геологічних умов.

Матеріали і результати досліджень. Перегляд геологічних умов будівництва метрополітену мілкого закладання із врахуванням характеристики ґрунтів, наявності

грунтових вод і глибини залягання можливого водоупору дає можливість обрати глибину закладання конструкції та її тип.

Шляхом зміни рівня ґрунтових вод в інженерно-геологічних умовах отримуємо варіанти можливих схем розрахунку, три з яких зустрічаються на ділянці Сирецько-Печерської лінії (рис. 1).

Перша схема (рис. 2, а) характеризує реальне положення тунелю в піску середньої щільності насиченого водою з прошарками замуленого супіску і заторфованого і місцями замуленого суглинку. Рівень ґрунтових вод проходить на рівні -3,9м над покрівлею тунелю.

Друга розрахункова схема представляє собою переріз тунелю метрополітену, зануреного в водонасичений пісок ,а рівень ґрунтових вод проходить по покрівлі обробки тунелю на глибині - 4,3 м (рис. 2, б).

Третя схема (рис. 2, в) представлена умовами маловологого та водонасиченого піску, а рівень ґрунтових вод перетинає конструкцію тунелю на глибині - 3,9 м, яка змінюється з протяжністю тунелю.

Схема чотири (рис. 2, г) вказує на проходження рівня ґрунтових вод в підшві обробки тунелю.

Фізико-механічні характеристики ґрунтів, які залягають на Сирецько-Печерській лінії представлені в таблиці.

Таблиця 1

Фізико-механічні характеристики ґрунту

Найменування ґрунту	Щільність ґрунту ρ_0 (т/м ³)	Щільність сухого ґрунту ρ_d (т/м ³)	Коефіцієнт фільтрації, K_ϕ (м/добу)	Кут внутрішнього тертя ϕ'' (град)	Питоме зчеплення c'' (МПа)	Модуль деформації E_0 (МПа)
Пісок мілкий маловологий середньої щільності	1,72	1,65	5,0	32	0,002	20
Пісок середньої крупності насичений водою, щільний	1,95	1,66	35	32	0,001	30

З допомогою голандської програми Plaxis було змодельовано етапи розрахунку, темпи проведення, умови роботи конструкції та ґрунтового масиву. Такж був поведений розрахунок несучої здатності ґрунту від навантаження протягом всього періоду будівництва, та отримані результуючі криві залежності переміщення частинок ґрунту до заданих рівнів навантаження (рис. 3). З рисунка можна визначити, що протягом будівництва тунелю переміщення ґрунту майже однакове, так як на початку робіт були проведені водоосушувальні заходи. Значна різниця в переміщенні з'являється на останній стадії будівництва – відновлення рівня ґрунтових вод, та здачі об'єкта в експлуатацію. Найбільші деформації спостерігаються у випадку, коли рівень ґрунтових вод проходить над покрівлею тунелю (схема 1, рис. 2, а). максимальне значення переміщення цієї точки 277,82 мм. В другій схемі критичні переміщення досягають 189,50 мм; в третій – 165,93 мм; в третій – 156,71 мм.

Висновки. Таким чином, можна зробити висновок, що зі зменшенням рівня підземних вод, зменшується величина вертикального переміщення ґрунтового масиву, і як наслідок, зменшується осадка тунелю.

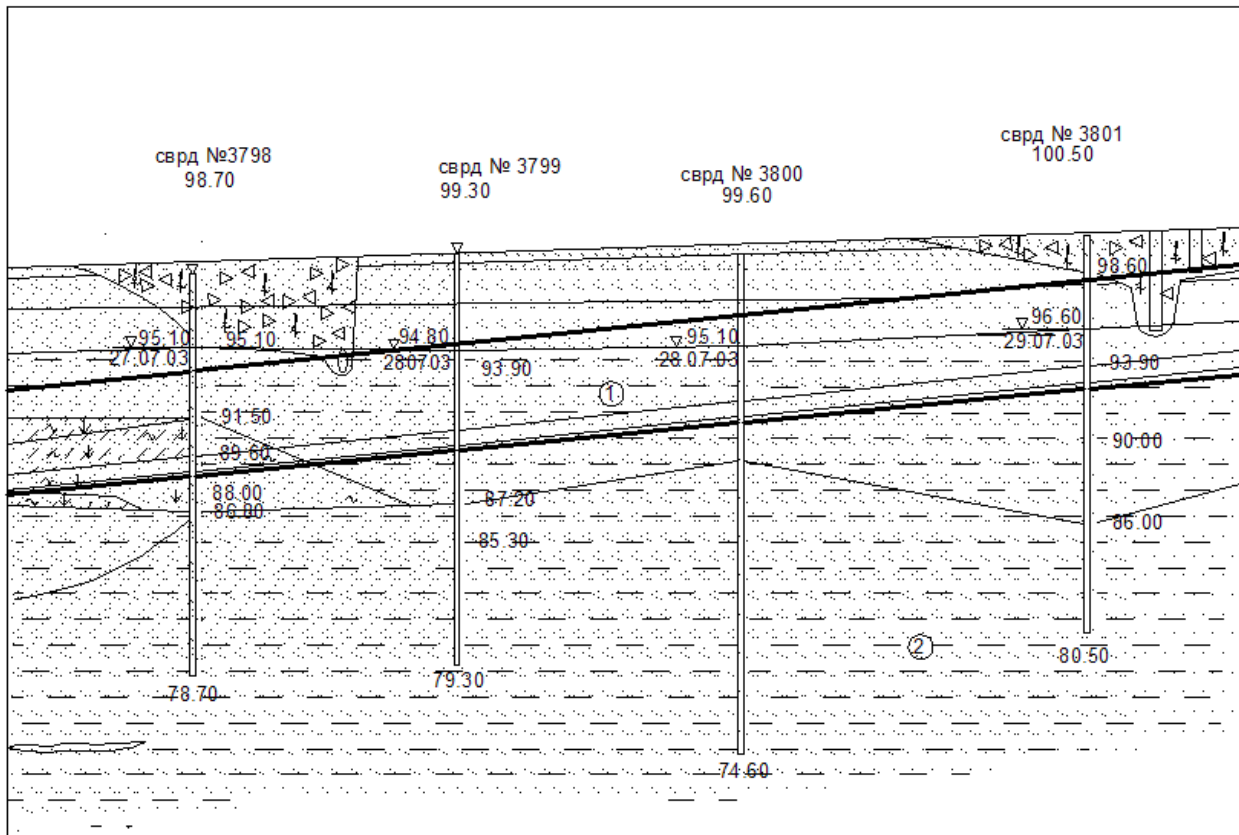
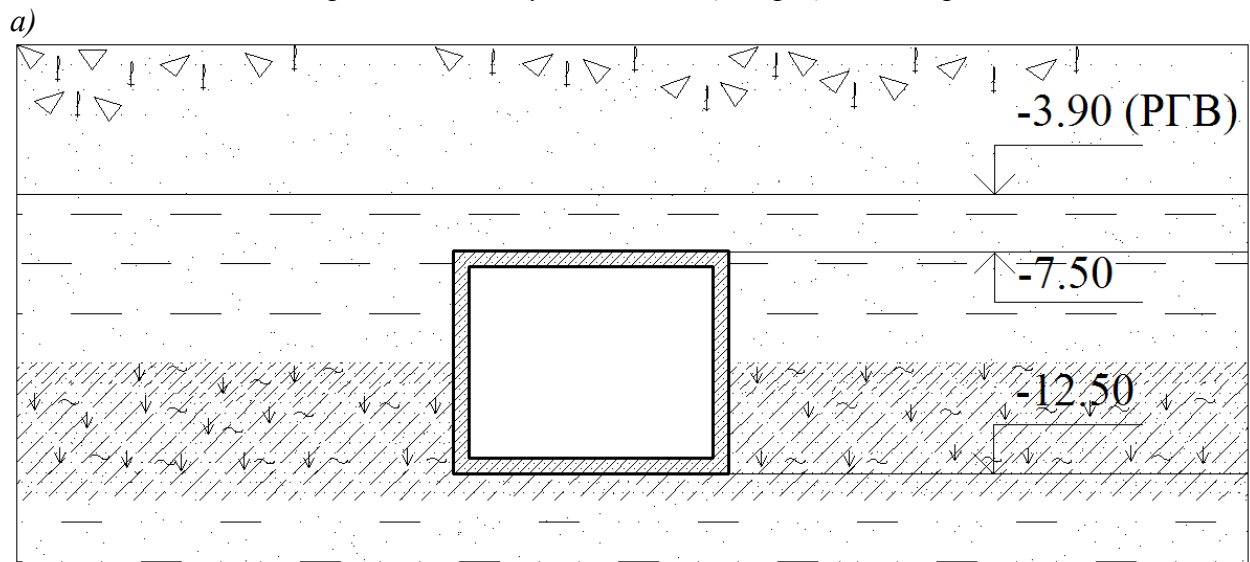
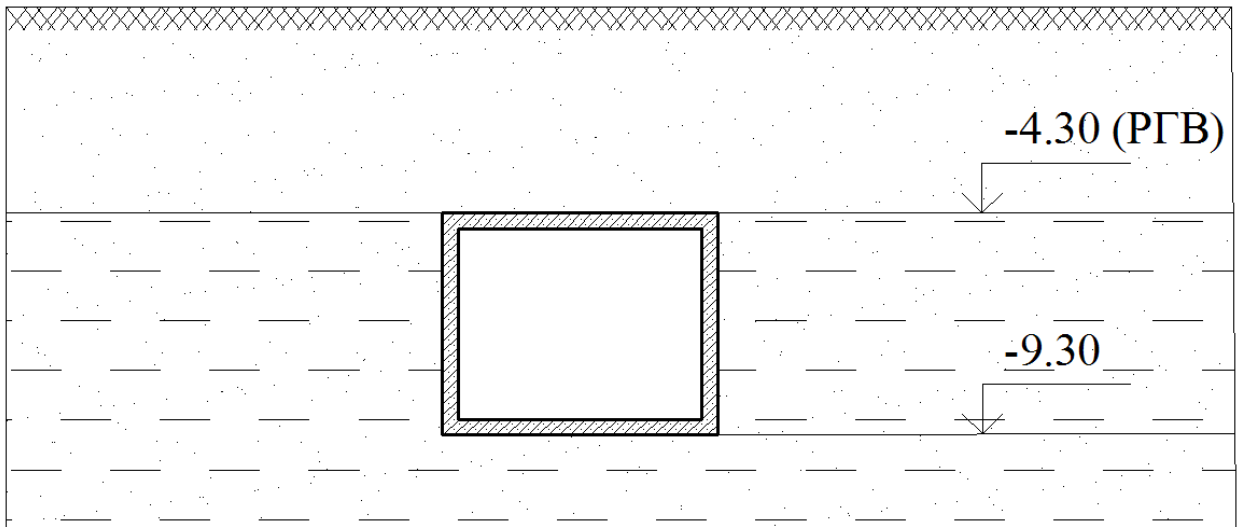


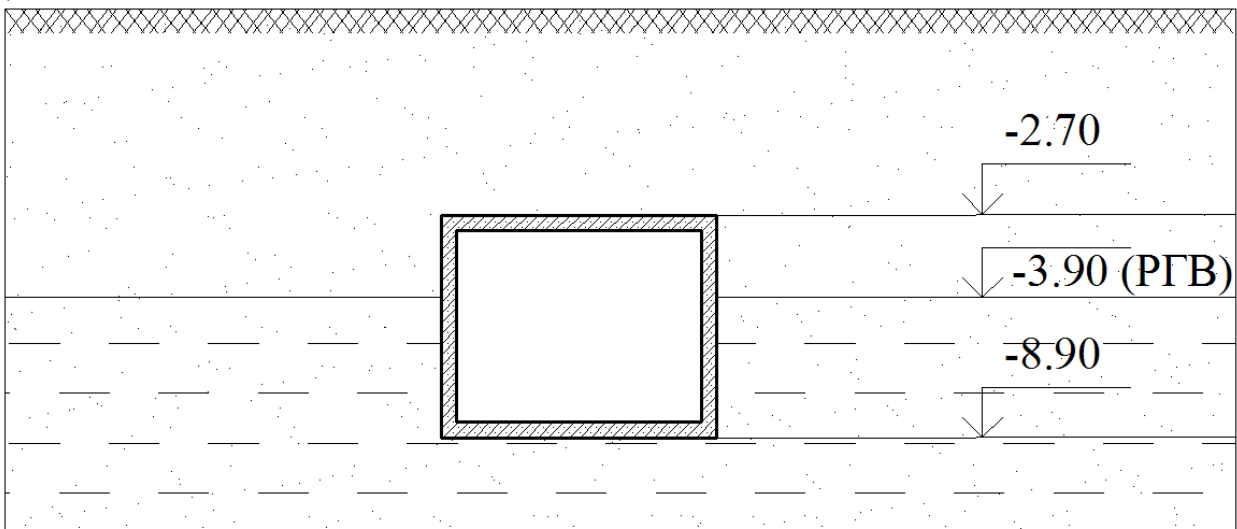
Рис. 1. Інженерно-геологічні умови ділянки Сирецько-Печерської лінії



б)



в)



г)

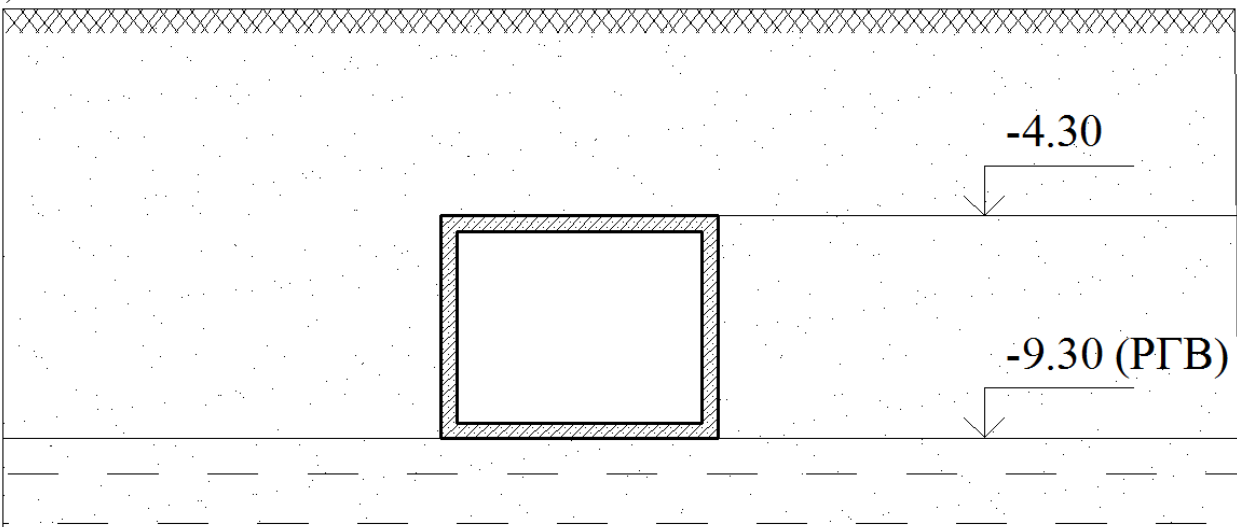


Рис. 2. Розрахункові схеми проведення тунелю метрополітену мілкого закладання.

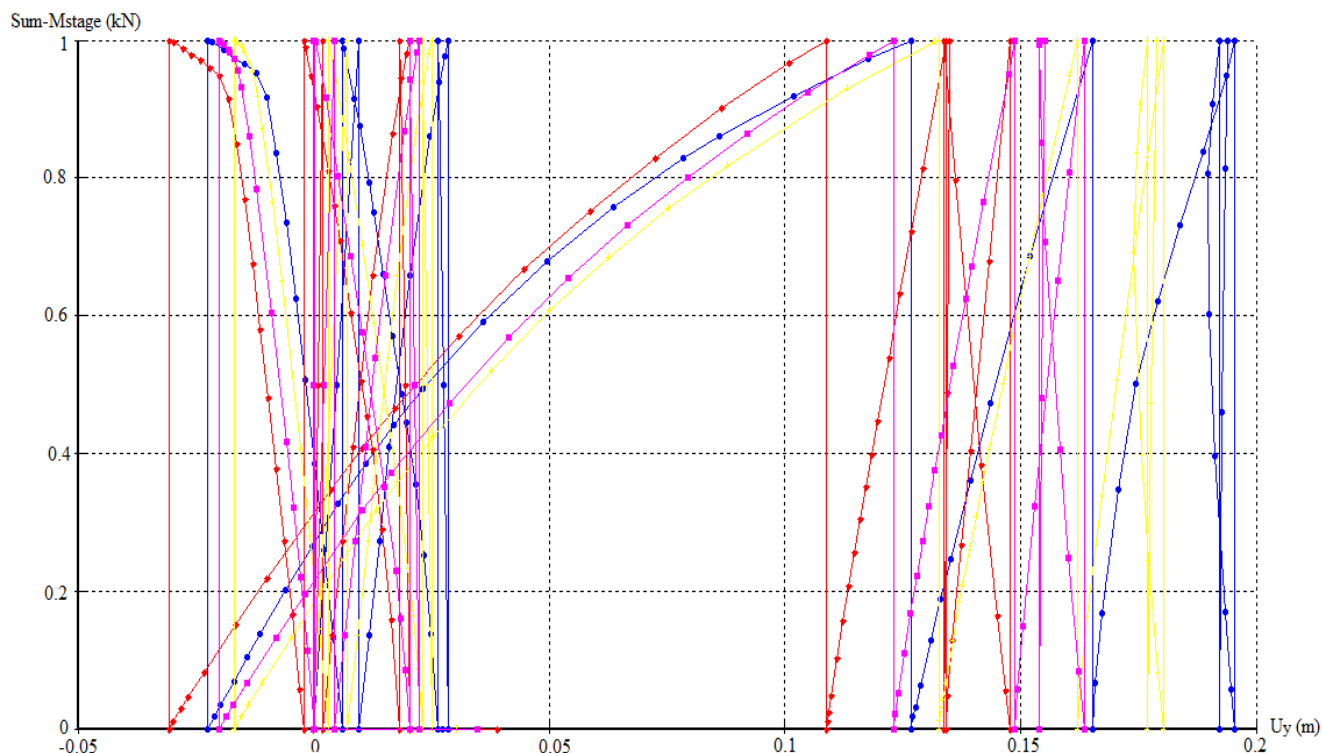


Рис. 3 Сумарні криві вертикального переміщення ґрунтової точки, яка знаходиться на осі під обробкою тунелю:

—●— - крива I - схема 1; —+— - крива II – схема 2; —■— - крива III – схема 3;
—♦— - крива IV – схема 4.

Бібліографічний список

1. Антонов В.М. Проектирование зданий в особых условиях строительства и эксплуатации. Тамбов, 2002.
2. СП 32-105-2004 Свод правил по проектированию и строительству. Метрополитены.
3. Власов С.Г. Строительство метрополитенов. М:1987.
4. Осауленко В.Т. Инженерная геология, гидрогеология и осушение месторождений. М:1989.
5. Пустовойтенко В.П. Геотехнічне забезпечення підземного будівництва в Україні. К:1999.

УДК 622.28

Доц. Анциферов С.В., студ. Смирнова Г.Б., Иванова Е.М. ТулГУ, г. Тула, Россия

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОБДЕЛОК ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ ТОННЕЛЕЙ, СООРУЖАЕМЫХ В ГОРОДСКОЙ ЧЕРТЕ

В Тульском государственном университете разработаны методы расчета многослойных обделок комплекса взаимовлияющих параллельных круговых тоннелей мелкого заложения, центры поперечных сечений которых могут лежать не на одной прямой, на действие собственного веса грунта, давления грунтовых вод, внутреннего напора воды (для напорных тоннелей) и веса зданий, сооружений или транспортных

средств на поверхности. В их основу положены современные представления механики подземных сооружений о совместной работе конструкций подземных сооружений и окружающего массива пород (грунта) как элементов единой деформируемой системы.

Методы расчета базируются на полученных строгих аналитических решениях соответствующих плоских контактных задач теории упругости для полуплоскости, ослабленной вблизи границы круговыми отверстиями, подкрепленными многослойными кольцами, при граничных условиях, отражающих рассматриваемые воздействия.

Решения получены с использованием теории аналитических функций комплексного переменного, аналитического продолжения комплексных потенциалов через границу полуплоскости и комплексных рядов. Их особенностью является предложенный итерационный процесс, в котором на каждом шаге решается задача для одного кругового отверстия, подкрепленного многослойным кольцом, при граничных условиях, в которых присутствуют члены в виде рядов Лорана, отвечающие за влияние границы полуплоскости и соседних отверстий.

Разработанные методы реализованы в виде полных алгоритмов и комплекса программ для ПЭВМ, позволяющих производить многовариантные расчеты в целях практического проектирования, что в ряде случаев позволяет обосновать снижение толщины применяемых конструкций, коэффициента армирования и т.д.

В докладе приводятся результаты исследования напряженного состояния обделок из железобетонных блоков с внутренней бетонной облицовкой двух параллельных коллекторных тоннелей мелкого заложения (рис. 1), сооружаемых закрытым (горным) на действие собственного веса грунта и равномерно распределенной нагрузки на поверхности, моделирующей вес здания, от основных влияющих факторов.

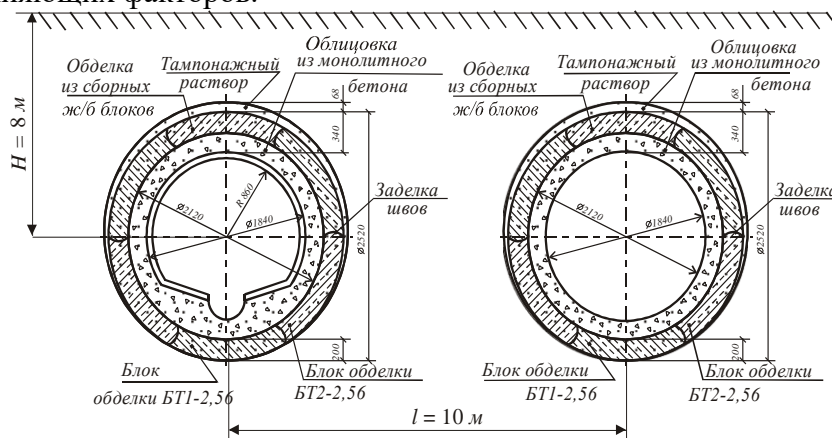


Рис. 1. Поперечное сечение тоннелей

Авторами были получены зависимости максимальных растягивающих и сжимающих нормальных тангенциальных напряжений, возникающих в точках внутренних контуров поперечного сечения обделок тоннелей, от глубины заложения тоннелей, расстояния между про-

дольными осями тоннелей, модуля деформации грунта, толщины бетонной облицовки, коэффициента бокового давления в ненарушенном массиве грунта, положения распределенной нагрузки на поверхности.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ВОКРУГ НЕОБЛИЦОВАННОГО ТУННЕЛЯ, ПЕРЕСЕКАЕМОГО ПО ДИАМЕТРУ ГРАНИЦЕЙ РАЗДЕЛА ПОРОД С РАЗНЫМИ ДЕФОРМАЦИОННЫМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ

Предлагаемая методика расчета базируется на аналитических решениях соответствующих плоских задач для кусочно-однородной среды моделирующих массив, сложенный двумя типами пород, ослабленный симметрично расположенным круглым отверстием, моделирующим выработку, и позволяет определять напряженное состояние массива вокруг необлицованного туннеля, пересекаемого по диаметру границей раздела пород с разными деформационными характеристиками, при действии внутреннего напора воды [1].

С целью определения напряжений вокруг поперечного сечения, пересекаемой по диаметру границей раздела пород с разными деформационными характеристиками, рассматривается плоская задача теории упругости, расчетная схема которой приведена на рис. 1.

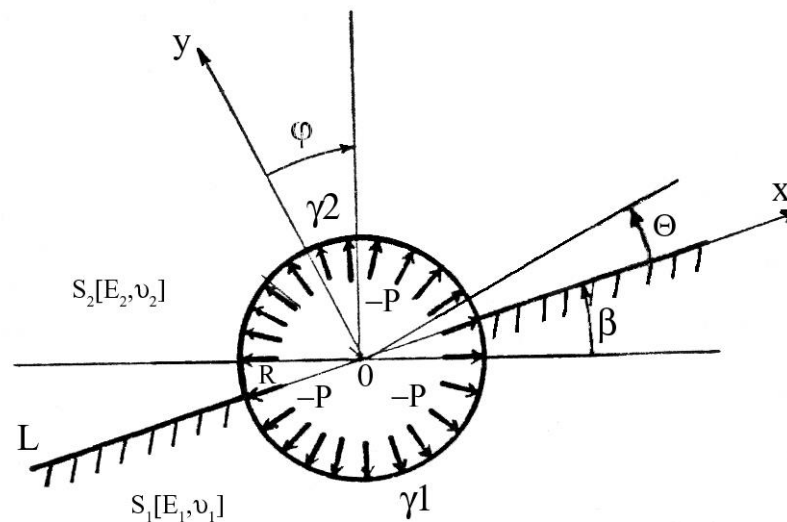


Рис. 1. Расчетная схема

Линейно-деформационная кусочно-однородная среда, составлена из двух частей S_1 и S_2 , моделирующих горные пород с разными деформационными характеристиками - модулями деформации E_j ($j=1,2$) и коэффициентами Пуассона ν_j ($j=1,2$), ослаблена симметрично расположенным круглым отверстием радиуса R , моделирующим выработку. Граница раздела L направлена по оси Ox . Контур отверстия свободен от внешних сил [2].

На основе полученных решений плоских задач теории упругости разработана методика определения напряженного состояния массива вокруг необлицованного туннеля. При расчете учитываются основные факторы: деформационные характеристики контактирующих пород, угол наклона границ раздела пород к горизонтали.

Исследованы зависимости нормальных тангенциальных напряжений на контуре поперечного сечения необлицованного туннеля от влияющих факторов.

Библиографический список

1. Афанасова О.В. Напряженное состояние вокруг необлицованного туннеля // Механика подземных сооружений, - Тула: ТулПИ. - 1991. – С. 59-67.
2. Каландия А.И. Математические методы двумерной упругости. – М.: Наука, 1973. – 303 с.

УДК 622.25 (06)

М.А. Бауэр, ассистент каф. ППГС и СМ ШИ(ф)ЮРГТУ, Россия

ВЫБОР И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА НАКЛОННЫХ СТВОЛОВ ШАХТЫ «КАДАМОВСКАЯ»

Приведены результаты анализа возможных технологических схем строительства наклонных стволов шахты «Кадамовская», дана их сравнительная технико-экономическая оценка.

Известно, что строительство основных вскрывающих выработок шахты «Кадамовская» (наклонные стволы) ведется на относительно малой глубине от земной поверхности, максимальная - 20 – 25 м. Вмещающий массив здесь представлен осадочными породами, характеризующимися слабой устойчивостью обнажений. Обеспечить безопасность строительства стволов в таких условиях возможно только с применением специальных способов проходки.

Согласно проекту вспомогательный наклонный ствол, протяженностью 128 м и углом наклона 12° , имеет арочную форму поперечного сечения с обратным сводом. Ширина выработки в свету 5000 мм, площадь сечения в черне составляет $26,9 \text{ м}^2$, крепление производится металлобетонной крепью, толщиной 500 мм.

Ствол в настоящее время находится в законсервированном состоянии из-за произошедшего на 40 м его обрушения массива горных пород уже при начале строительства обычным способом с величиной заходки 1 м. Главной причиной консервации строительства явились значительные затраты на применение специального способа на трех стволах шахты.

Анализ показывает, что из известных на сегодняшний день специальных способов в рассматриваемых условиях может быть использован только один – замораживание, однако он предопределяет значительные расходы на устройство замораживающей станции, а так же на ее пуск и эксплуатацию. Кроме того, с учетом времени, необходимого для создания ледопородного ограждения, значительно увеличивается срок строительства самого подземного сооружения.

Альтернативной на данный момент является разработанная нами технология строительства подземных сооружений в слабоустойчивых горных породах короткими заходками с применением высокопрочных сверхбыстротвердеющих бетонов,

модифицированных комплексными добавками. Главная идея предлагаемой технологии заключается в производстве заходок такой максимальной величины, при которой не происходит обрушение массива вмещающих пород (для рассматриваемого случая, не более 0,6 м) и закрепление выработки монолитной сверхбыстротвердеющей бетонной крепью сразу вслед за обнажением.

Проведен анализ сметной стоимости сооружения данной выработки по предлагаемой технологии с использованием коротких заходок и с применением специального способа (замораживание). В результате расчетов получены следующие данные: сметная стоимость строительства при использовании замораживания составила 19179055 руб., а при использовании предлагаемой технологии 16716166 руб., таким образом экономический эффект составил около 15 % (2,5 млн руб.).

Что касается сроков строительства, то получены следующие основные результаты. По предлагаемой технологии сроки строительства будут зависеть от свойств бетонной смеси, а конкретно от скорости структурообразования. В наилучшем случае цикл по строительству будет иметь продолжительность около 12 часов (6 ч на разработку массива и укладку бетонной смеси и 6 ч на твердение смеси до того предела, когда станет возможным снятие герметизатора и разработка массива следующей заходки). При более медленном твердении смеси цикл может занимать и 18 часов (12 ч на твердение бетонной смеси), но не более 24 часов (18 ч на твердение бетонной смеси). Таким образом, по предварительным расчетам установлено, что срок строительства данного сооружения при 12 ч, 18 ч и 24 ч цикле будет соответственно 107 сут., 161 сут. и 214 сут.

При применении способа замораживания срок строительства будет состоять из: периода активного замораживания – 146 суток и срока строительства (проходческий цикл – 9 ч) 52 суток. Итого 198 суток.

Таким образом, применение технологии строительства обычным способом короткими заходками, с использованием модифицированных бетонов, с ускоренной кинетикой структурообразования для строительства вспомогательного наклонного ствола шахты «Кадамовская» позволяет:

- сократить затраты на строительство за счет отказа от сооружения выработки специальным способом;
- увеличить темпы строительства по сравнению с обычным способом за счет введения модификаторов-ускорителей твердения;
- снизить материальные затраты за счет отказа от временной крепи.

УДК. 622.25.(06)

М.С. Плешко, канд. техн. наук, доцент каф. ППГС и СМ, Д.Е. Журов, студент ШИ (ф) ЮРГТУ (НПИ), Россия, Е.Е. Головнева, асс. каф СШ и ПС ДонНТУ, Украина

ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ СОПРЯЖЕНИЙ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИМЫКАЮЩЕЙ К ВЫРАБОТКЕ КРЕПИ СТВОЛА

Приводятся основные результаты сравнения двух вариантов строительства сопряжений с учетом влияния технологии работ на примыкающую крепь вертикального ствола. Даются основные закономерности и выводы о динамике изменения напряженно-деформированного состояния крепи.

В соответствии с наименованием настоящей статьи рассмотрим на основе решения объемной задачи методом конечных элементов два расчетных случая проходки сопряжений:

- 1) из ствола одновременно с его проходкой;
- 2) из близко расположенных выработок горизонта или соседнего ствола.

При проходке сопряжений по первому варианту в горно-геологических условиях Донбасса наибольшее распространение получила технология проходки сопряжений в два слоя. Сначала на всю длину сопряжения проходится верхний слой с возведением временной крепи. Далее от забоя сопряжения к стволу возводится постоянная крепь. Затем аналогично проходится и крепится нижний слой.

Поэтапное рассмотрение стадий проходки сопряжения показывает, что рассечка выработок приводит к возникновению вертикальных деформаций, растягивающих напряжений и увеличению напряжений в крепи ствола, расположенной над их кровлей.

На первом этапе исследований выполнена оценка влияния подвигаемого забоя верхнего слоя сопряжения на вышележащую крепь ствола. Для оценки влияния сопряжения определялся параметр $\sigma_{э.отн}$, представляющий отношение эквивалентных напряжений в крепи в зоне влияния сопряжения к аналогичным величинам на протяженном участке ствола. Эквивалентные напряжения определялись в соответствии с теорией прочности О. Мора [1].

Расчеты показывают, что максимум концентраций напряжений наблюдается в зоне перехода свода сопряжения в стенку ствола на расстоянии 0,5 - 1 м от кровли. Зависимость параметра $\sigma_{э.отн}$ в этой области от длины рассечки верхнего слоя представлена на рис. 1.

Представленная зависимость показывает, что процесс рассечки верхнего слоя сопряжения приводит к значительному росту интенсивности напряжений в крепи ствола в зоне кровли сопряжения. Уже после реализации первой заходки напряжения увеличиваются в 2,3 раза, с последующим ростом по параболической зависимости. Стабилизация напряжений происходит при удалении забоя сопряжения от стенки ствола на 7,5 - 8 м.

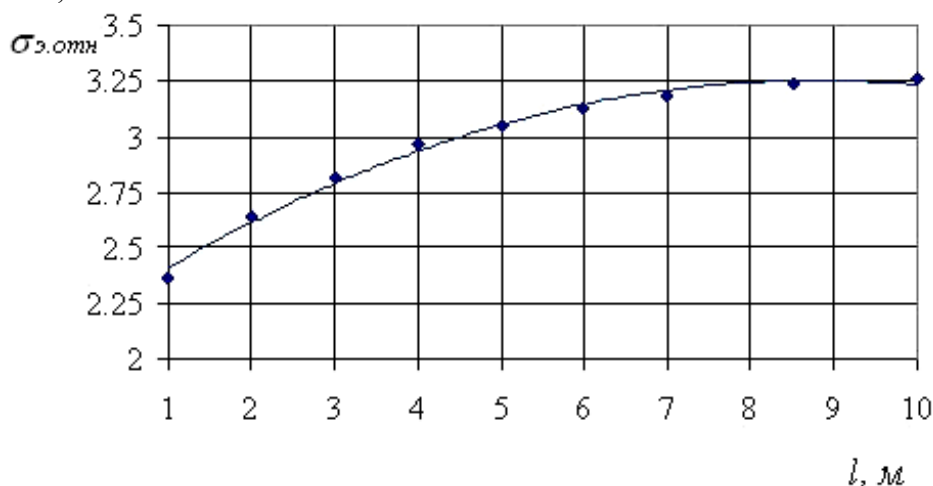


Рис. 1. Зависимость параметра $\sigma_{э.отн}$ от длины рассечки верхнего слоя сопряжения

Рассечка второго слоя сопряжения вызывает возобновление роста напряжений в крепи ствола в зоне кровли сопряжения. В среднем напряжения увеличиваются в 1,05 - 1,4 раза в зависимости от положения исследуемой точки относительно кровли сопряжения.

Аналогично рассмотрим второй расчетный случай проходки сопряжения, который возможен при наличии близко расположенных выработок горизонта или соседнего ствола.

На первом этапе к стволу проходится подводящая выработка шириной равной ширине сопряжения или меньше ее. Далее выработка расширяется до проектных размеров верхнего слоя сопряжения, возводится постоянная крепь свода, после чего проходится и крепится нижний слой.

Поэтапное моделирование проходки подводящей выработки в различных условиях показывает, что основными влияющими факторами на величину параметра $\sigma_{э.отн}$ в крепи ствола выше кровли сопряжения являются величина расстояния забоя сопряжения до стенки ствола и ширина подводящей выработки.

Данные зависимости представлены на рис. 2 и 3.

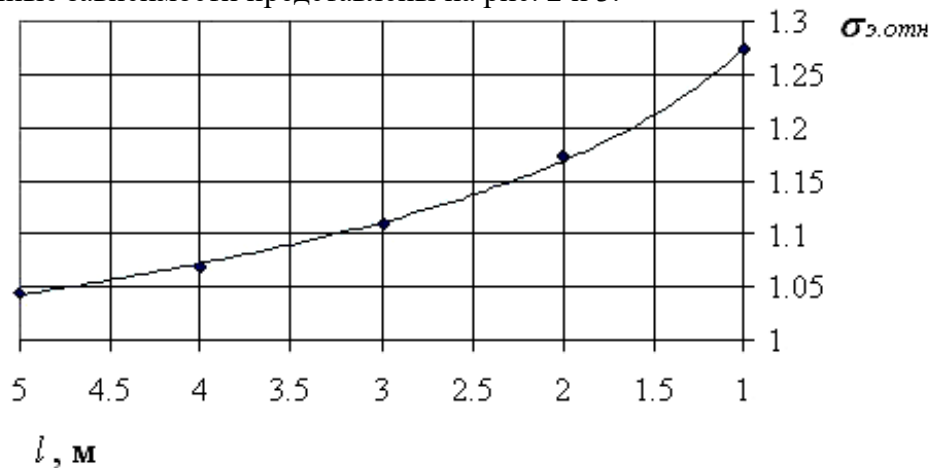


Рис. 2. Зависимость параметра $\sigma_{э.отн}$ от расстояния забоя подводящей выработки до стенки ствола

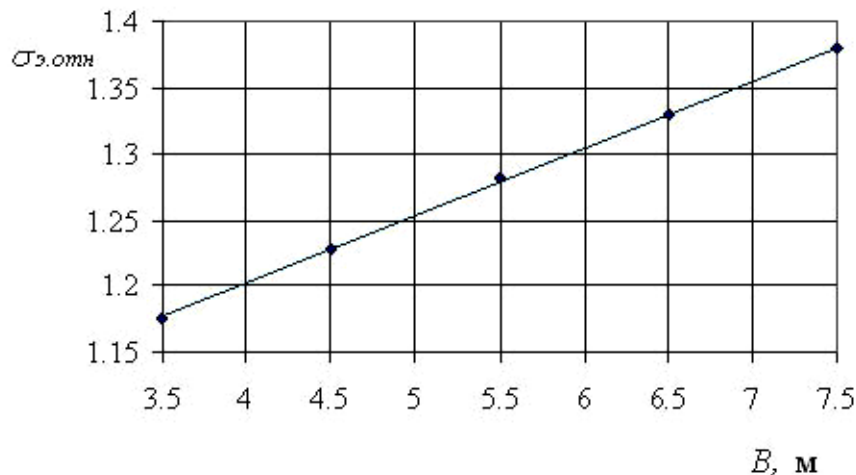


Рис. 3. Зависимость параметра $\sigma_{э.отн}$ от ширины подводящей выработки

В результате обработки данных в различных условиях получено выражения для определения параметра $\sigma_{э.отн}$, которое справедливо при высоте выработки 2,5 - 3,5 м

$$\sigma_{э.отн} = \frac{(0,55 \cdot B + 1,085)}{l^{0,1244}} \quad (1)$$

Коэффициент корреляции по зависимости (1) составил 0,9905.

В целом сравнительный анализ НДС крепи ствола при реализации двух рассмотренных вариантах проходки показывает, что при рассечке сопряжения в направлении к стволу, нагружение крепи происходит в более щадящем режиме и характеризуется отсутствием скачков. Количественные значения параметра $\sigma_{э.отн}$ меньше соответствующих значений при рассечке сопряжения из ствола в среднем в 1,5 - 2 раза.

Постепенно уменьшающийся породный целик между забоем сопряжения и стенкой ствола выполняет роль грузонесущей конструкции, воспринимающей часть вертикальных нагрузок и обеспечивающей более плавное деформирование свода сопряжения и участка крепи ствола.

Библиографический список

1. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкций крепей. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1992. – 543 с.

УДК 622.283.74

В.А. Ткачев, д-р техн. наук, профессор, ШИ ЮРГТУ (НПИ), Россия, В.Е. Толкачев, аспирант, ЮРГТУ (НПИ), Россия

ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ КРЕПИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК С УЧЕТОМ КОЭФФИЦИЕНТА ПОТЕРИ НАДЕЖНОСТИ

Приведены результаты анализа существующих критериев установления надежности крепи подготовительных выработок, шахтных исследований по выявлению ее отказов. Предложена методика определения коэффициента отказа крепи, позволяющая проектировать последнюю с заданной надежностью.

Проблема поддержания устойчивости выемочных выработок является одной из основных в части повышения технико-экономической эффективности подземной угледобычи. Неудовлетворительное состояние выработок и выполнение в них ремонтных работ отрицательно влияют на работу очистных забоев и внутришахтного транспорта, ухудшают условия проветривания, снижают уровень техники безопасности при ведении горных работ.

Нарушение крепи имеет место в основном в подготовительных выработках, подверженных влиянию очистных работ. В частности, неудовлетворительное состояние выемочных штреков за лавой является следствием значительной концентрации напряжений и деформаций, усиленного разрушения пород и больших смещений контура выработок на упомянутых участках.

Такое положение объясняется, главным образом, несоответствием применяемых крепей и способов поддержания выработок характеру развития геомеханических процессов.

Для объективной оценки надежности крепи подготовительных выработок с учётом деформаций (отказов) были проведены шахтные исследования на шахтах Российского Донбасса.

Исследования показали, что для податливой металлической крепи (МРК) наиболее характерны следующие виды деформаций: перекос и скручивание отдельных элементов (15 % от всего числа деформаций), сползание и сближение хомутов (40 %), разрывы и расширение профиля (25 %). В выемочных штреках очень часто наблюдались деформации крепи без срабатывания узлов податливости, что объясняется отчасти неравномерной и чрезмерной затяжкой соединительных хомутов, а главным образом, несовпадением направления податливости с направлением действующих сил.

При железобетонной крепи (ШПВ) наблюдаются следующие деформации: изгиб стоек с образованием поперечных трещин (20 %), скалывание бетона в верхней части стоек, изгиб верхняков (30 %). Причинами деформации такого вида явились: недостаточная сопротивляемость железобетонных стоек боковому давлению, в некоторых случаях - неправильная установка рам.

Основными видами деформации деревянной крепи является смятие верхняков в узлах сопряжения со стойками, прогиб и излом верхняков (50 %), прогиб стоек и излом их посередине или на 1/3 длины от почвы (40 %), размочаливание ножек (45 %), появление продольных трещин. Перечисленные выше основные виды деформаций присущи вполне определённым горно-геологическим и горнотехническим условиям. Так, излом верхняка характерен для выработок со слабыми и неустойчивыми породами кровли.

При анкерной и анкерно-рамной крепи наблюдаются в основном деформации, связанные с несовпадением конструктивной податливости стоек рамной крепи со смещением кровли. Имелись случаи "обыгрывания" шайб анкерной крепи при породах кровли с коэффициентом крепости $f < 4$.

Наблюдения в выемочных штреках показали, что деформация контура поперечного сечения при их поддержании в условиях одностороннего выработанного пространства в два раза меньше, чем в штреках с двусторонним выработанным пространством. В последних степень деформирования элементов крепи увеличивается более чем вдвое, так как примерно в 80 % всех штреков податливость рамной крепи полностью исчерпывается уже после отработки пласта с одной стороны.

Ввиду специфики работы шахтной крепи наибольшее влияние на её надёжность оказывает прежде всего условия эксплуатации по поддержанию горных выработок.

Кошелевым К.В., Петренко Ю.А. и Новиковым А.О. [1, 2] предложены критерии оценки конструкции крепи, основными из них является критерии, относящиеся к группе технико-экономических показателей, такие как: извлекаемость и возможность повторного использования крепи; площадь, занимаемая крепью в сечении выработки и характеризующая величину необходимого увеличения размеров выработки в черне по сравнению с проектными размерами в свету; надёжность; стоимость и трудоёмкость возведения крепи и её ремонта; межремонтный период; отношение стоимости крепёжного материала, используемого для данной крепи, к её технической несущей способности.

В работе [1] для оценки применяемого вида крепи используется критерий целесообразности, который включает в себя два показателя: вероятностную надёжность крепи и вероятностную эффективность крепи:

$$K_{ц} = V + K_{эф},$$

где V – показатель вероятностной надёжности крепи; $K_{эф}$ – показатель вероятностной эффективности крепи.

При этом показатель вероятностной надёжности крепи определяется как:

$$V = 1 - H_i,$$

где H_i – коэффициент отказа, $H_i = m_i/N \leq 1$, здесь m_i – протяженность деформированного участка (выработки), закреплённого данной крепью, м; N – общая протяженность участка (выработок), закреплённых данной крепью, м.

Показатель вероятностной эффективности крепи:

$$K_{эф} = C_{min}/C_i,$$

где C_{min} – стоимость 1 м³ выработки (полная с учётом затрат на поддержание), закреплённой данной крепью, руб., C_i – стоимость 1 м³ выработки, закреплённой другой крепью в аналогичных условиях, руб.

Нетрудно видеть, что при использовании предлагаемой методики для получения объективных данных необходимо, чтобы выработка прошла все этапы её эксплуатации, что выполнить заранее невозможно.

Нами предлагается оценку состояния крепи выработок выполнять с учетом коэффициента потери надежности (коэффициента отказа). Он определяется следующим образом:

$$\sum_{i=1}^3 H = \frac{\sum_{i=1}^n \frac{U_{фак}}{U_{кр}}}{n} + \frac{\sum_{i=1}^n \frac{S_{ф}}{S_{доп}}}{n} + \frac{\sum_{i=1}^n \frac{\sigma_{\delta}}{R_{\delta}}}{n} \leq 1,$$

где $U_{фак}$ – фактическое (расчетное) смещение, мм; $U_{кр}$ – критическое смещение рамы крепи, после которого она теряет свою несущую способность, мм; $S_{ф}$ – фактические сечение деформированного участка выработки, мм; $S_{доп}$ – допустимое сечение выработок по правилам безопасности, мм; σ_{δ} – действующие напряжения, Па; R_{δ} – допустимый предел прочности материалов крепи, Па; n – количество рам, установленных в подготовительной выработке.

$$U_{кр} = U_{под} * K_{зан},$$

где $U_{под}$ – конструктивная податливость крепи, мм; $K_{зан}$ – коэффициент запаса.

Данный критерий позволит с более точной долей вероятности проектировать крепи подготовительных выработок.

Библиографический список

1. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок. М.: Недра, 1990. -218 с.:
2. Бродский В.П. Вероятностная модель надёжности системы конструкций шахтной крепи горной выработки. Межвузовский сборник “Устойчивость и крепление горных выработок”. – Ленинград, 1981, №7. - С. 128 – 132.

УДК 622.257.1

П.Н. Должиков, д-р техн. наук, профессор ДонГТУ, Алчевск (Украина), А.А. Шубин, канд. техн. наук, доцент кафедры ППГСмСМ,ШИ(ф) ЮРГТУ, Россия

РАЗРАБОТКА КРИТЕРИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД ПРИКОНТУРНОЙ ЧАСТИ ПОДЗЕМНЫХ ОБЪЕКТОВ ПРИ ТАМПОНАЖЕ

Рассмотрен процесс прорыва тампонажного раствора за пределы разуплотненной зоны. Представлена модель разрушения массива горных пород. Показаны приемы предупреждения разрушения массива пород и выхода раствора.

При тампонаже разуплотненных зон неглубокого залегания или вблизи горных выработок, подземных коммуникационных и других сооружений возможны прорывы инъекционного раствора на дневную поверхность или в подземный объект. При тампонаже дамб шламозолонакопителей, отстойников или каналов возможен прорыв тампонажного раствора еще и через стенку гидротехнического сооружения. Такое явление повлечет за собой огромные потери тампонажного раствора и, кроме того, вызовет аварийную ситуацию в подземном объекте.

Для предупреждения разрушения массива пород и выхода тампонажного раствора целесообразно использовать следующие приемы:

1. Создание защитного экрана из цементно-силикатного раствора для предотвращения выхода глиноцементного раствора на поверхность.

2. Управление процессом тампонажа за счет изменения рецептуры раствора (количество глины, цемента, силиката натрия, наличие специальных добавок).

3. Управление процессом тампонажа за счет ограничения давления нагнетания. При этом условие устойчивости горных пород за пределами разуплотненной зоны при тампонаже будет выглядеть следующим образом:

$$P_c < P_{пред},$$

где P_c – давление тампонажного раствора в скважине, Па; $P_{пред}$ – предельное давление тампонажного раствора в скважине, Па.

Для определения $P_{пред}$ воспользуемся моделью, представленной на рис. 1.

Введем следующие допущения:

1. Массив пород однороден.

2. Породы массива упруго-пластичны.

Согласно модели, разрушение стенок подземного объекта (выработки) произойдет от растягивающих напряжений при плоском изгибе балки.

В данном случае линейными размерами балки будут: $h_{н.с}$ – толщина балки (мощность пород по линии наименьшего сопротивления давлению тампонажного раствора на выработку); l – длина балки (длина раскрепленной зоны горной выработки); b – ширина балки (ширина раскрепленной зоны горной выработки).

На балку действует сосредоточенная нагрузка F , состоящая из нагрузки P_c от давления раствора в скважине и нагрузки $P_{пор}$ от веса вышележащих пород:

$$F = P_c + P_{пор},$$

$$F = P_c \cdot S_c + \gamma \cdot H \cdot l \cdot b, \quad (1)$$

где P_c – давление раствора в скважине, Па; S_c – площадь скважины в пределах которой действует разрушающая нагрузка, м²; γ – объемный вес пород, Н/м³; H – глубина заложения подземного объекта, м; l – длина раскрепленной зоны, м; b – ширина раскрепленной зоны, м.

При прямом плоском изгибе балки величина максимальных растягивающих напряжений равна:

$$\sigma_p = \frac{M_{изг}}{W_c}, \quad (2)$$

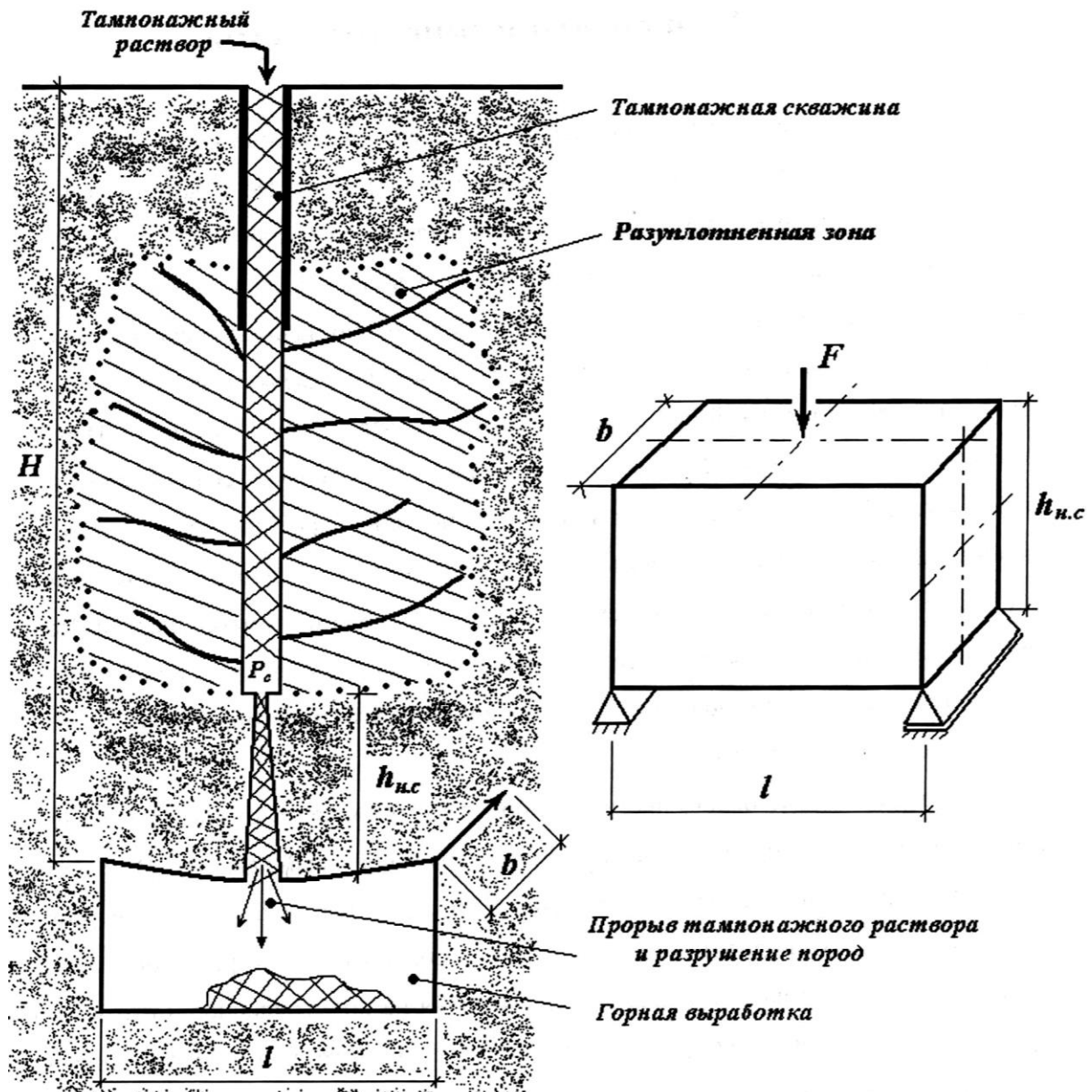


Рис. 1. Модель разрушения массива горных пород и прорыва раствора при тампонаже

где $M_{изг}$ – изгибающий момент, Н·м; W_c – момент сопротивления изгибу, м³.
Тогда изгибающий момент для балки на двух опорах будет равен:

$$M_{изг} = \frac{F \cdot l}{4} \quad (3)$$

Момент сопротивления изгибу балки с прямоугольным сечением:

$$W_c = \frac{b \cdot h_{н.с}^2}{6}$$

С учетом (2) и (3) выражение (1) преобразуется к виду:

$$\sigma_p = \frac{1,5 \cdot F \cdot l}{b \cdot h_{н.с}^2} \quad (4)$$

В связи с тем, что положение горной выработки относительно скважины может быть различным, в формуле (1) необходимо учитывать коэффициент бокового давления пород. В связи с этим уравнение (1) преобразуется к виду:

$$F = P_c \cdot S_c + \left(1 - \frac{\alpha}{90} \cdot (1 - \lambda) \right) \gamma \cdot H \cdot l \cdot b, \quad (5)$$

где λ – коэффициент бокового давления пород; α – угол между вертикалью и направлением действия разрушающей нагрузки, град.

Тогда выражение (4) с учетом (5) равно:

$$F = 1,5 \cdot \left(P_c \cdot S_c + \left(1 - \frac{\alpha}{90} \cdot (1 - \lambda) \right) \gamma \cdot H \cdot l \cdot b \right) l / b \cdot h_{н.с}^2. \quad (6)$$

Подставляя в (6) вместо σ_p предел прочности на растяжение пород приконтурной части подземного объекта $\sigma_{p_{пред}}$, получим уравнение предельного давления тампонажного раствора в скважине:

$$P_{c < P_{пред}} = b \cdot \left(\sigma_{p_{пред}} h_{н.с}^2 - 1,5 \left(1 - \frac{\alpha}{90} \cdot (1 - \lambda) \right) \gamma \cdot H \cdot l^2 \right) / 1,5 l \cdot h_{н.с} S_c. \quad (7)$$

Предельное давление раствора в скважине зависит, прежде всего от прочности пород на растяжение за пределами разуплотненной зоны и от геометрических размеров породной балки.

Кроме вышеописанных приемов предупреждения разрушения массива пород и выхода тампонажного раствора, следует учитывать возможность управления процессом тампонажа за счет изменения скорости инъецирования раствора (скорости деформирования пород).

Исходя из положения, что для каждого материала (горных пород) имеется своя критическая скорость деформирования, при конкретных условиях загрузки пород (при давлении на породы тампонажного раствора), логарифмическая скорость деформирования, подсчитанная на любой момент времени окажется меньше критической – разрушения не произойдет:

$$V_{\log}^{крит} > V_{\log}, \quad (8)$$

где $V_{\log}^{крит}$ – критическая логарифмическая скорость деформирования, мин⁻¹; V_{\log} – действительная логарифмическая скорость деформирования, мин⁻¹.

$$V_{\log}^{крит} > \frac{\varepsilon_z}{\lg t}, \quad (9)$$

где ε_z – относительная продольная деформация в точке разрушения; t – время действия нагрузки, мин.

$$\varepsilon_z = \frac{\sigma_p}{E_0}, \quad (10)$$

здесь σ_p – напряжения в точке возможного прорыва раствора, Па; E_0 – модуль общей деформации пород, Па.

С учетом (9) и (10) выражение (8) преобразуется к виду:

$$\lg t > \frac{\sigma_p}{E_0 \nu_{\log}^{крит}}. \quad (11)$$

Для глинистых грунтов критическая логарифмическая скорость деформирования равна $0,002 \text{ мин}^{-1}$.

Таким образом, выражения (7) и (11) представляют собой соответственно прочностной и скоростной критерии устойчивости пород приконтурной части подземных объектов при воздействии тампонажного раствора на разуплотненную зону, связанные с ограничением давления и расхода инъекции. При выполнении условий (7) и (11) прорыва раствора в горную выработку вблизи зоны тампонирования не произойдет.

Выводы:

1. Образование и развитие разуплотненных зон наиболее часто встречается в рыхлых несвязных и мягких связных грунтах, при этом из числа дисперсных пород механическому и химическому вымыванию сильно подвержены пески, супеси, суглинки.

2. В массиве горных пород разуплотненные зоны являются локальными структурами с резко выраженными водно-физическими свойствами.

УДК 622.363:627.8

В.Б. Усаченко, ИГТМ, НАН Украины

К ВОПРОСУ О МЕТОДИКЕ РАСЧЕТА ДЛИНЫ ЗАКРЕПЛЕНИЯ АНКЕРА В ШПУРЕ ПРИ ПОДДЕРЖАНИИ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК ГИПСОВЫХ ШАХТ

Представлена методика расчета длины закрепления анкера в массиве пород при поддержании большепролетных камер на гипсовых шахтах.

The method of the calculation of the length anchors' es attaching in the rock massive by maintenance of the high-span on the gypsum mines.

Устойчивость камерных выработок на гипсовых шахтах в типичных (благоприятных) условиях обеспечивается выбором рациональных параметров пролетов камер и целиков. Однако, в условиях расслаивающихся и склонных к вывалообразованию пород возникает необходимость упрочнения массива потолочин камер. Поскольку ширина камер достигает 10-15 м, а высота – 10-25 м использование подпорных крепей неэкономично. В связи с этим применяют анкерные и анкерные стяжные крепи. Особенность здесь связана с тем, что оставленные в потолочине камер многослойные защитные гипсовые пакки имеют мощность 5-9 м. В таких условиях возникает необходимость применения анкеров длиной 3-3,5 м.

Для достижения высокой надежности работы анкеров (металлополимерных, железобетонных, на основе неорганических патронированных веществ) стремятся замонолитить в шпуре максимальную длину металлического стержня. Однако здесь возникает задача оптимизации этого параметра, как по технологическим, так и экономическим соображениям. Практика применения анкерных крепей на гипсовых шахтах свидетельствует о необходимости выбора рациональной длины закрепления анкера, при которой обеспечивается требуемая его несущая способность. Известно, что последняя обеспечивается хорошим сцеплением анкера с закрепителем, а закрепителя с горным массивом. В связи с этим важным является совершенствование профиля арматуры. Поэтому нормативными документами [1] рекомендовано угольным шахтам перейти на изготовление анкеров из арматуры периодического серповидного профиля вместо арматуры периодического кольцевого профиля. Строительной практикой доказано эффективность данного видоизменения ребер арматуры: существенно повышается сцепление арматуры с бетоном [2]. Подтверждением этому является и горная практика [3].

Учитывая, что многослойные защитные пачки потолочины камер на гипсовых шахтах достигает 5-9 м, глубина анкерования гипсового массива может достигать 3,0 м, реже 3,5 м, поэтому возникает задача определения оптимальной длины закрепления анкера в шпуре.

Для разработки расчетной методики использован подход, заимствованный из строительной практики по расчету длины анкерки арматуры в железобетонной конструкции без предварительного ее напряжения [4] с доработкой методики в части учета особенностей работы анкера в гипсовом массиве.

Трансформируя формулу СНиП 2.03.01-84 в индексации привычной для геомехаников, запишем аналитическое выражение для определения длины закрепления анкера:

$$e_{ан} = \left(\omega_{ан} \cdot \frac{\sigma_{ра}}{\sigma_{сз}} + \Delta\lambda_{ан} \right) \cdot d, \quad (1)$$

где значения $\omega_{ан}$, $\Delta\lambda_{ан}$ принимаются из [5] и равны – 0,7; 20 (арматура); 1,2; 20 (гладкий стержень); $\sigma_{ра}$ - предел прочности арматуры на растяжение; $\sigma_{сз}$ - предел прочности на сжатие закрепителя (при железобетонном анкере бетона или пород); d - диаметр анкера.

Согласно Еврокоду 2, базовая длина анкерки арматуры (в нашем случае анкера) определяется по формуле

$$e_{ан} = \frac{d}{4} \cdot \frac{\sigma_{ра}}{\sigma_{сц}}, \quad (2)$$

где $\sigma_{ра}$ - предел прочности арматуры на растяжение (365 МПа); $\sigma_{сц}$ - расчетное сопротивление сцепления анкера с вяжущим заполнителем.

Рассчитанная величина $\sigma_{сц}$ сопоставлена с полученной по Еврокоду 2 и новому СНиП.

В первом случае она определяется зависимостью

$$\sigma_{сц} = \frac{2,25 \cdot \sigma_{рз}}{\gamma_3}, \quad (3)$$

где $\sigma_{рз}$ - предел прочности заполнителя (бетона, полимерного материала, пород) на растяжение: $\gamma_3 = 15$.

Формула справедлива при диаметре анкера $d \leq 32$ мм.

Во втором случае $\sigma_{сц}$ определяется по формуле:

$$\sigma_{сц} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \sigma_{рз}, \quad (4)$$

где η_1 - коэффициент, учитывающий влияние профиля арматуры анкера: для гладкого стержня: $\eta_1 = 1,5$; для периодического профиля $\eta_1 = 2,5$; η_2 - коэффициент, учитывающий влияние диаметра анкера: для диаметров арматуры до 32 мм включительно: $\eta_2 = 1,0$; при диаметре более 32 мм – $\eta_2 = 0,9$.

Принимая во внимание длительный период работы анкерной крепи в камерах гипсовых шахт, в формулу (4) введены поправочные коэффициенты, учитывающие реологические эффекты $K_{дл}$ - и физико-химические эффекты работы вяжущего на цементной основе в условиях сульфатов - K_c . Тогда формула (4) запишется в таком виде:

$$\sigma_{сц} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \sigma_{рз} \cdot K_{дл} \cdot K_c, \quad (5)$$

где $\hat{E}_{\ddot{a}\ddot{e}} = \sqrt{1 - \chi/\beta}$; χ/β - реологический показатель гипсов, изменяющийся от 0,3 до 0,6 [6]. Величина коэффициента $K_c = 0,85$ [7].

Результаты расчета величины $\sigma_{сц}$ приведены в табл. 1.

Таблица 1

Расчетная величина $\sigma_{сц}$							
Порода	$\sigma_{рз}$, МПа	χ/β	$K_{дл}$	K_c	η_1	η_2	$\sigma_{сц}$, МПа
Гипс белый	1,2	0,65	0,59	0,85	2,5	1,0	1,50
Гипс серый	2,0	0,35	0,81	0,85	2,5	1,0	3,44

Таким образом, величина $\sigma_{сц}$ в зависимости от типа гипса может варьировать в больших пределах: от 1,5 до 3,5 МПа.

Привлекая формулу (2), вычислим требуемую величину закрепления анкера в шпуре:

$$e_{ан}^{зб} = \frac{2,4}{4} \cdot \frac{365}{1,5} = 146 \text{ см } (\sim 150 \text{ см}), \quad (6)$$

$$e_{ан}^{зс} = \frac{2,4}{4} \cdot \frac{365}{3,44} = 64 \text{ см } (\sim 65 \text{ см}). \quad (7)$$

Эти величины относятся к системе «металлический анкер – вяжущий раствор». Анализ данных практики применения анкеров с закрепителем на цементной основе показывает, что в слабых белых гипсах длина конца анкера, закрепляемого в шпурах, составляет 120-130 см, в серых гипсах – 60-70 см. Важно подчеркнуть, что эти величины расчетные, получены при введении коэффициентов $K_{дл}$ и K_c , снижающих $\sigma_{сц}$, однако этим повышается адекватность расчетной модели.

Важной является также оценка величины закрепления анкера в шпуре в системе «вяжущий раствор – порода». Для ее расчета можно применить формулу:

$$v_{ан} = \frac{N}{\sigma_{сц}^n \cdot d_{ш} \cdot \pi}, \quad (8)$$

где N - принятая несущая способность анкера; d - диаметр шпура (45 мм); $\sigma_{сц}^n = 4$ МПа. Расчетная величина ван согласно (8) составляет 35 см при $N = 200$ кН.

Очевидно, что необходимо принимать величину $v_{ан}$, вычисленную по формулам (6) и (7).

Полученные результаты использованы при обосновании параметров возведения анкерной стяжной крепи на гипсовых шахтах.

Библиографический список

1. РД 12.01.01.501-98. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью. Минуглепром Украины. – К., 1998. – 59 с.
2. А.с. 1770534. Арматурный стержень серповидного периодического профиля // И.А. Узун (СССР); Оpubл. 1992. Бюл. № 39.
3. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт. – Днепропетровск, 2002. – 372 с.
4. Узун И.А. Сопоставительный анализ результатов расчета длины анкеровки арматуры по СНИП. 2.03.01-84 и Еврокоду 2 // Будівництво України, 2005. - № 4. – С. 7-9.
5. Пособие по проектированию бетонных и железобетонных конструкций из тяжелых и легких бетонов без предварительного натяжения арматуры (к СНИП 2.03.01-84).
6. Усаченко Б.М. Геомеханика подземной добычи гипса. – Киев, 1982. – 216 с.
7. Брюкнер Х., Дейлер С., Фитч Г. Гипс: изготовление и применение гипсовых строительных материалов. – М.: Изд-во иностр. лит., 1955.– 444 с.

УДК 622.28

Д.т.н. Фотиева Н.Н., асп. Саммаль С.А., ТулГУ, г. Тула, Россия

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ НЕКРУГОВОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ РАСПРОСТРАНЕНИИ ВОЛНЫ СЖАТИЯ, ИЗЛУЧАЕМОЙ БЛИЗКИМ ИСТОЧНИКОМ

С целью разработки метода определения напряженного состояния массива пород, ослабленного горной выработкой произвольного поперечного сечения, от цилиндрической волны сжатия, излучаемой близким источником, рассматривается плоская динамическая задача теории упругости, расчетная схема которой приведена на рис. 1.

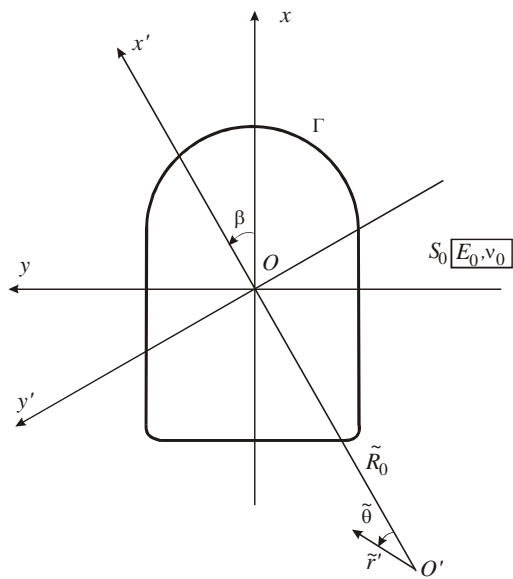


Рис. 1. Расчетная схема

Здесь моделирующая массив пород однородная изотропная среда S_0 , обладающая удельным весом γ_0 и деформационными характеристиками – модулем деформации E_0 и коэффициентом Пуассона ν_0 , ослаблена моделирующим горную выработку отверстием произвольной формы (с одной осью симметрии), контур Γ которого свободен от напряжений. Источник, излучающий волну сжатия, расположен на расстоянии \tilde{R}_0 от начала координат системы xOy . Падающая на отверстие волна, круговая частота которой $\tilde{\omega}$ направлена по оси Ox' , составляющей произвольный угол β с вертикальной осью Ox .

Полные напряжения в среде S_0 , окружающей отверстие, представляются в виде суммы напряжений в падающей волне σ^I

(в среде без отверстия) и дополнительных напряжений σ , вызванных распространением волн, отраженных от контура отверстия. Тогда граничные условия на контуре Γ , отражающие отсутствие нормальных и касательных полных напряжений, имеют вид

$$\sigma_n^I + \sigma_n = 0, \quad \tau_{ns}^I + \tau_{ns} = 0 \quad (1)$$

Следуя работе [1], под напряжениями будем понимать коэффициенты концентрации, то есть безразмерные отношения напряжений к интенсивности основного напряженного состояния в падающей волне.

Для решения поставленной задачи вводятся потенциалы φ и ψ , удовлетворяющие волновым уравнениям Гельмгольца. При этом, как известно, потенциалы гармонической волны сжатия, излучаемой источником, расположенным на расстоянии $R_0 = \tilde{R}_0 / \tilde{R}$ (\tilde{R} приведенный радиус отверстия, то есть радиус равновеликого круга), в полярной системе координат $\tilde{r}', \tilde{\theta}$, имеющей начало в точке расположения источника O' , можно записать в виде

$$\varphi^I = QH_0(\omega r'), \quad \psi^I = 0,$$

где Q – постоянная, характеризующая мощность источника, $r' = \tilde{r}' / \tilde{R}$ – безразмерная

координата, $\omega = \tilde{R} \frac{\tilde{\omega}}{c_1}$ – безразмерная частота колебаний, \tilde{n}_1 – скорость

распространения волны, выражающаяся формулой

$$c_1 = \sqrt{\frac{E_0 g}{\gamma_0} \frac{1 - \nu_0}{(1 + \nu_0)(1 - 2\nu_0)}},$$

g – ускорение свободного падения тела.

Полным напряжениям в окрестности отверстия соответствуют суммы потенциалов падающей и отраженной волн $\varphi + \varphi(I)$ и $\psi + \psi(I)$.

Решение поставленной динамической задачи получено методом возмущения формы границы [1, 2], согласно которому производится конформное отображение внешности единичной окружности в плоскости ζ ($\zeta = \rho e^{i\gamma}$) на внешность отверстия заданной формы в плоскости z ($z = r e^{i\theta}$) с помощью рациональной функции вида

$$z = \omega l(\zeta) = \zeta + \varepsilon f(\zeta),$$

где

$$f(\zeta) = \sum_{v=1}^k \eta_v \zeta^{1-v},$$

ε - малый вещественный параметр, изменяющийся в интервале $0 < \varepsilon < 1$, характеризующий степень отклонения формы отверстия от круговой, - число членов ряда отображающей функции, необходимое для обеспечения требуемой точности конформного преобразования (достаточная для практических целей точность обеспечивается при $k = 6$). Особенностью полученного решения, существенно отличающей его от имеющихся в научной литературе, например в [1], является то, что, будучи основанным на получении рекуррентных соотношений, оно дает возможность

определять искомые потенциалы φ и ψ через соответствующие разложения $\Phi_{n,s}$, $\Psi_{n,s}$

в произвольном n -ном приближении (в то время, как ранее рассматривались только нулевое, первое и второе приближения).

Описанная выше математическая модель реализована в виде компьютерной программы, позволяющей выполнять эффективные расчеты с целью исследования распределения максимальных динамических напряжений в массиве вокруг выработки за все время прохождения волны (то есть производить построение огибающей эпюр напряжений, возникающих в разные моменты времени).

Ниже в качестве примера приводятся результаты определения максимальных динамических коэффициентов концентрации нормальных тангенциальных напряжений на контуре выработки сводчатого поперечного сечения при следующих исходных данных: $\nu_0 = 0,3$, $\omega = 5$, $\beta = 450$. Соответствующие эпюры,

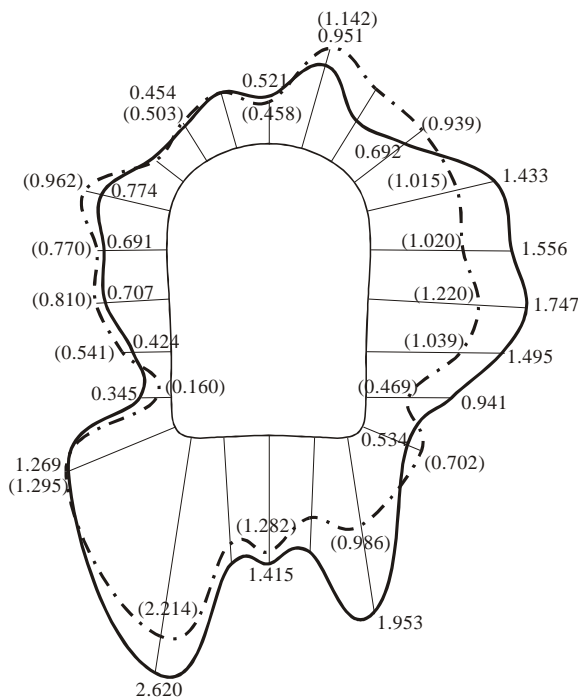


Рис. 2. Расчетные эпюры максимальных коэффициентов концентрации нормальных тангенциальных напряжений

полученные при относительных расстояниях до источника $R_0 = 2, 8$, приведены на рис. 2 сплошной и штрихпунктирной (значения в скобках) линиями.

Как показало сравнение приведенных результатов при $R_0 = 8$ с данными, получаемыми в соответствии с методом, изложенным в работе [2], для случая плоской волны сжатия, приходящей из бесконечности под тем же углом, расчетные эпюры в обоих случаях практически идентичны, то есть при таком расстоянии R_0 расчет

максимальных динамических напряжений без учета положения источника обеспечивает достаточную точность.

Библиографический список

1. А.Н. Гузь. Дифракция упругих волн – Киев: Наукова Думка, 1978. – 299 с.
2. Н.Н. Фотиева, В.Г. Гарайчук. Определение напряженного состояния в окрестности горных выработок при сейсмических и динамических воздействиях / Горные удары, методы оценки и контроля удароопасности массивов горных пород // Материалы VI Всесоюзн. конф. по механике горных пород, 3-5 октября, 1978, Фрунзе. С. 125-130.

УДК 622.831

Студ. Пунь Е.В. (руководитель проф. Г.Г. Литвинский), ДГМИ, г.Алчевск

О РАСЧЕТЕ УСИЛИЙ В АРОЧНОЙ СТАЛЬНОЙ КРЕПИ НА ЭВМ

Податливые стальные рамные крепи являются основным типом крепи, используемым в горной промышленности Украины; ими поддерживается около 90% горных выработок и в ближайшей перспективе эта цифра заметно не изменится, поскольку с увеличением глубины разработки и усложнением горно-геологических условий смещение пород резко возросло. Почти уникальная способность без разрушения адаптироваться к проявлениям горного давления в виде смещений пород и неравномерного формоизменения горных выработок делает эти крепи одними из самых безопасных [1].

Поскольку расчет таких крепей как статически неопределимых конструкций достаточно сложен и трудоемок, задачей данной работы была разработка алгоритма расчета арочной крепи на ЭВМ. Расчет позволяет определить усилия в любой точке крепи при различном действии распределенных нагрузок, наглядно (на эпюрах) выявлять наиболее опасные сечения и обоснованно принимать соответствующие решения по выбору необходимого типа спецпрофиля.

Алгоритм расчета включает следующие этапы (см. расчетную схему на рис. 1):

1. Преобразование действующих распределенных нагрузок в вертикальные и горизонтальные (по осям ОХ и ОУ).
2. Выбор параметров основной системы расчета.
3. Построение эпюр моментов, продольных и поперечных сил в грузовой и единичной системах.
4. Определение неизвестного коэффициента X_1 из уравнения Коши;

$$\delta_{11} \times x_1 + \Delta_{1P} = 0$$

где δ_{11} и Δ_{1P} – горизонтальное перемещение т. А в основной системе соответственно от единичной x_1 и внешней P нагрузок;

5. Построение окончательных эпюр моментов, продольных и поперечных сил на контуре крепи.

Для выполнения расчетов была разработана компьютерная программа (в оболочке MathCAD), которая используется в учебном процессе ДГМИ при подготовке горных бакалавров и специалистов. Исходными данными в программе являются геометрические размеры арочной крепи (радиус круговой арки и высота стойки) и величины распределенных нагрузок с кровли (q_1) и боков (q_2) выработки. В процессе расчета проводится вычисление реакций крепи, единичных и грузовых усилий в основной системе и, в конечном счете, построение полных эпюр изгибающих

моментов, продольных и поперечных сил по всему периметру арки. На основании эюр можно произвести выбор прочных размеров крепи в самых опасных сечениях, где наблюдаются максимальные значения какого либо из усилий. Как правило, наиболее опасными оказываются сечения с максимальными изгибающими моментами.

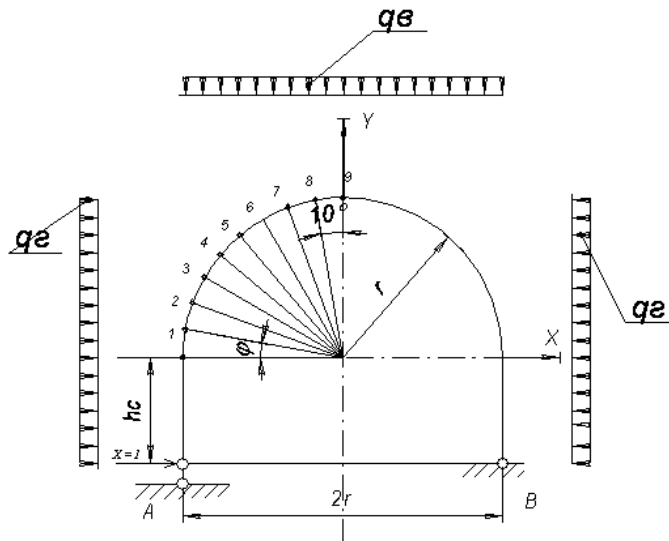


Рис. 1 – Расчетная схема стальной арочной крепи

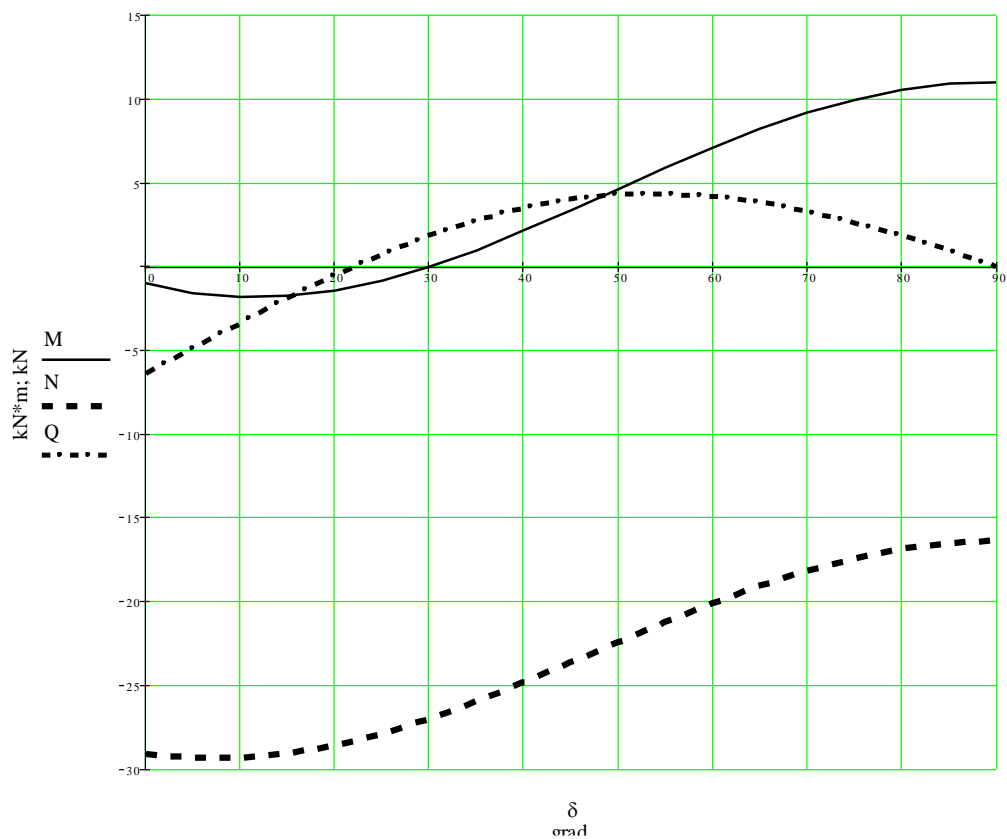


Рис. 2 – Эюры распределения усилий по контуру арочной крепи

На рис. 2 показаны в качестве примера результирующие усилия в арочной крепи с размерами $R=2,35$ м; $h=0,85$ м; $q_в=12$ кПа, $q_г=5$ кПа. Использование разработанного алгоритма при выполнении курсового и дипломного проектирования позволяет производить многовариантные вычисления для различных горно-геологических условий и размеров выработок, исключив рутинные расчетные операции и сосредоточив внимание на обосновании основных горноинженерных задач.

Библиографический список

1. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев Н.И. Стальные рамные крепи горных выработок. – К.: Техника, 1999. – 216 с.

УДК 622.257.2

Проф. Борщевский С.В., проф. Левит В.В., студ. Гончаренко В.В., ДонНТУ, г. Донецк, студ. Патинова М., ВГШ, г. Острава, Чехия

ОПЫТ РАБОТЫ ГХК «ТРЕСТ СПЕЦШАХТОБУРЕНИЕ» ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ СООРУЖЕНИЯ СКВАЖИН БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА

За годы работы ГХК «Трест Спецшахтобурение» сдал заказчикам десятки скважин большого диаметра общей глубиной более 50 тыс.м. Средний диаметр скважин в проходке составил 3,2 м. В зависимости от диаметра, скорости проходки достигали 70...80 м/мес готового ствола.

Скважина глубиной 400...500 м, диаметром 2...3 м в обычных геологических условиях Донбасса сооружается 20...28 месяцев, из которых 8...12 месяцев идет на оснащение, 8...10 месяцев на бурение, 4...6 месяцев на крепление и откачку промывочной жидкости.

95% стволов и скважин сдается с оценкой «отлично».

В результате совершенствования технологических процессов бурения с применением отечественных буровых установок и внедрения импортных установок L – 4, L – 35 и L – 40 существенно повышены объемы и улучшены технико-экономические показатели бурения в Донбассе.

В настоящее время в тресте наряду с тридцатью установками реактивно-турбинного бурения используются три установки L -35 и одна L - 40 роторного типа, изготовленные фирмой «WIRTH» (Германия). Они предназначены для бурения скважин диаметром до 4 м в проходке на глубину до 700 м в породах средней крепости.

Основным недостатком роторного способа является сложность сохранения вертикального направления оси ствола. Отклонение центра скважины на глубине 500 м может достигать 500...700 мм. Проблема осложняется отсутствием приборов, которые в заполненной промывочной жидкостью скважине на глубине 500...700 м могут зафиксировать отклонение оси с точностью до 4...8 мм.

Для этой цели ВНИМИ разработан проекциометр типа ПМ–4, без которого сегодня немислимо бурение стволов, но даже его точность в несколько раз ниже требуемой.

Более 30 лет назад Ленинградский горный институт разработал установку для ультразвуковой съемки профиля и сечений пробуренных стволов, заполненных промывочной жидкостью. Она позволяет определить состояние стенок ствола, наличие вывалов породы, геометрические размеры выработки [1]. Установка вызвала интерес у

специалистов Польши, Германии, Чехии, Словакии, которые знакомились с опытом работы треста. Однако подобные приборы промышленностью до сих пор не выпускаются.

Бурение стволов увеличенного диаметра связано с определенными техническими трудностями. Площадь забоя и объем разрушаемой породы увеличиваются пропорционально квадрату диаметра бурения. Соответственно этому требуется увеличение мощности и прочности оборудования и инструмента. При этом значительно возрастают стоимость и сроки сооружения ствола [2]. В этой связи целесообразно не увеличивать диаметр бурения ствола, а решить вопрос оборудования подъемами стволов, имеющих отклонение от вертикали в пределах 5...20 мин.

Для армирования стволов необходимо разработать специальные подъемные сосуды, конструкцию и способы крепления проводников в стволах, пройденных бурением, учитывая естественное отклонение оси стволов от вертикали.

Увеличение количества воздуха, подаваемого в шахту может быть обеспечено в результате увеличения диаметра стволов и сооружения спаренных стволов – «биноклей».

Растут и требования заказчиков, предъявляемые к сооружаемым стволам.

Требуются все большие диаметры и глубины бурения, стволы, предназначенные для оборудования подъемными установками. Отсюда - необходимость повышения производительности бурения, увеличения диаметров, улучшения прямолинейности стволов (уменьшение их зигзагообразности), аналогичные требования к крепи, необходимость повышения водонепроницаемости крепи и т.д. Исходя из этих требований, можно выделить следующие наиболее существенные задачи научно-технического, а также административно-хозяйственного характера:

1. Создание эффективных породоразрушающих органов на диаметры бурения от 5 до 6,5 м.

2. Создание или ввоз буровых установок для бурения стволов диаметрами 5...6,5 м на глубину до 1000 м.

3. Создание технических средств, обеспечивающих строгую прямолинейность буримой выработки и еще лучше – вертикальность.

4. Разработка схем, конструктивных элементов и нормативов подъема по стволам, слабо отклоненным от вертикали. Такая задача возникает в связи с тем, что строго вертикальное бурение существующими средствами практически невозможно, а создание специальных средств проблематично и, по всей видимости, повлечет усложнение процесса бурения. Более реальным нам представляется разработка подъема по слабонаклонным стволам.

5. Комплексное решение задач по увеличению диаметров, улучшению прямолинейности бурения, созданию соответствующих этому породоразрушающих органов и буровых установок и разработке слабонаклонного подъема позволило бы вынести способ бурения на качественно новый уровень, то есть использовать сооружаемые этим способом стволы не только для вентиляции и вспомогательных целей, но и для подъема горной массы. А это повлечет за собой повышение производительности труда, экономию трудовых ресурсов, сокращение ручного труда на проходке стволов и, возможно повлияет на схемы вскрытия и отработки, шахтных полей.

6. Решение указанных крупных научно-технических задач на уровне их внедрения в народное хозяйство будет возможно при наличии завода-изготовителя бурового оборудования. В настоящее время такого завода нет.

Проектные институты отрасли должны изучить эти вопросы и предложить шахтостроителям передовые технические решения.

Одной из важнейших проблем при сооружении скважин большого диаметра является обеспечение буровых установок породоразрушающими инструментами. От их качества и стоимости существенно зависят технико-экономические показатели проходки.

Используемые в настоящее время долота, предназначенные для бурения нефтяных скважин, не всегда эффективны для бурения стволов.

Резервы бурового способа проходки вертикальных горных выработок еще не использованы до конца. Совершенствование техники и технологии бурения стволов позволит улучшить качественные показатели проходки и повысить производительность труда.

Библиографический список

1. Жиленко Н.П., Краснощек А.А. Справочное пособие по реактивно-турбинному бурению. – М.: Недра, 1987. – 309с.

2. Гордон З.Л., Мищенко С.А., Афанасьева В.П. Бурение стволов и скважин большого диаметра в Донецком бассейне: Экспресс-информ. / ЦНИЭИуголь, ЦБНТИ Минуглепрома УССР.- М., 1978,- 15 с.

УДК 622.831

Dr inż. Jarosław BRODNY, Politechnika Śląska, Gliwice, Poland jaroslaw

ПРОЕКТИРОВАНИЕ АРОЧНОЙ ШТРЕКОВОЙ КРЕПИ

В условиях каменноугольных шахт проходческие выработки защищаются и удерживаются стальной арочной крепью. В настоящее время для изготовления элементов крепи применяется базовый тип профиля коробочного сечения V (рис. 1). Типоряд профилей V состоит из 5 величин V21, V25, V29, V36 и V44, где числа обозначают удельную массу кг/м (таб. 2). В таблице 1 представлены механические свойства стали, из которой изготовлена арочная крепь.

Арочная крепь предназначена для удержания выработок, в которых главной нагрузкой является кровельная нагрузка.

Таблица 1.

Механические свойства стали применяемой на профили.

Сталь	R _e [MPa]	R _m [MPa]
St55	340	550
31Mn4	350	550
15HG2VCu	460	600 - 800

Таблица 2. Основные параметры профилей.

	Профиля				
	V44	V21	V25	V29	V36
I_x [cm ⁴]	1307	341	484	616	972
W_x [cm ³]	176,8	61,3	80	93,7	136,5
I_y [cm ⁴]	1637	398	560	775	1264
W_y [cm ³]	188	64	83	103	148
F [cm ²]	55,92	27	31,84	37	45,7
m [kg/m]	43,9	21	25	29	35,9

В настоящее время наиболее широко применяемым методом определения несущей способности стальной арочной крепи (податливых арок) определение величин внутренних сил, поиска сечения с максимальным сопротивлением а затем сравнение состояния напряжения с условиями предельной прочности профиля [2,3]. Это т.н. метод предельной несущей способности (в действительности является сочетанием метода проектирования на допускаемые напряжения и метода предельной несущей способности).

В настоящей статье представлен пример использования компьютерной программы MSC Nastran [1] использующей в расчетах программное обеспечение базирующее на методе законченных элементов. Наиболее важным этапом прочностного анализа с применением данного метода является правильная подготовка расчетной модели.

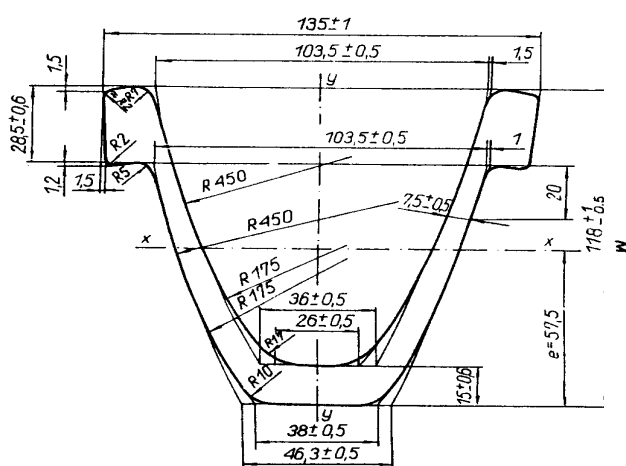


Рис. 1. Поперечное сечение пролфиля V21.

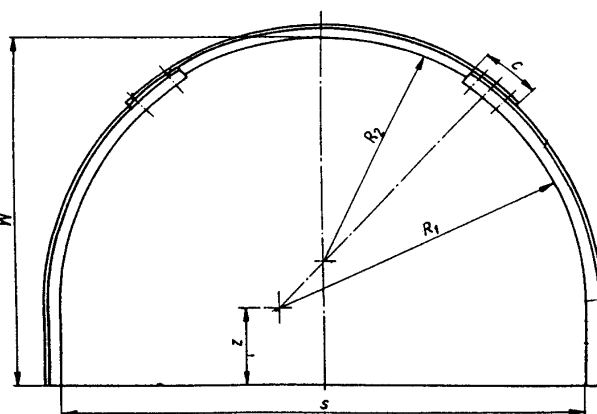


Рис. 2. Арочная крепь.

Формирование модели состоит из следующих этапов:

- построение геометрической модели крепи,
- разработка дискретной модели,
- описание свойств материалов,

- положения по вариантам нагрузок и подпора,
- прочностные расчеты конструкции в диапазоне нелинейности.

На рис. 3 представлено распределение напряжений и деформаций отдельных элементов модели прямого участка балки изготовленной из профиля V25, марка стали 15GH2Vcu.

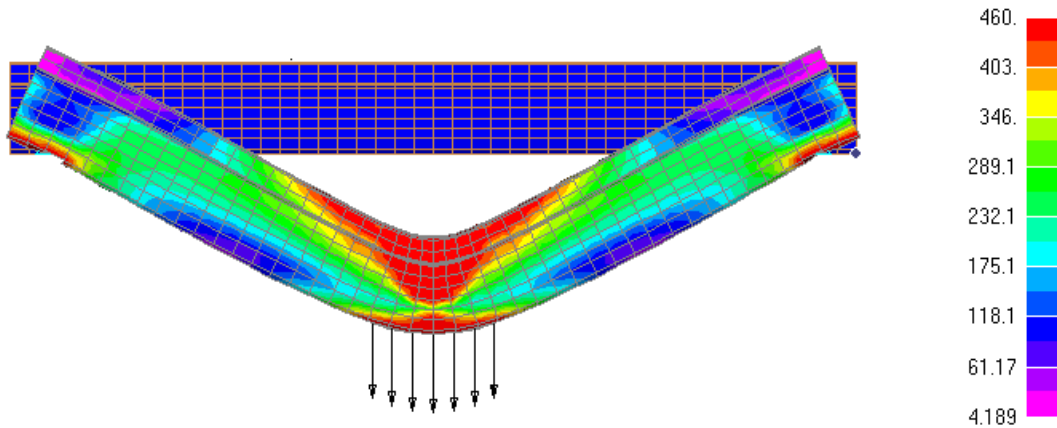


Рис.3. Распределение напряжений и деформаций прямого участка балки изготовленной из профиля.

Упрощенная расчетная модель подпора и нагрузки крепи без сопротивления окружающих пород представлена на рис. 4.

В таблице 4 представлены величины предельных нагрузок полученных в результате расчетов и методом компьютерной симуляции при постоянной кровельной нагрузке крепи.

На рис. 5 представлено распределение напряжений в сечении арочной крепи с наиболее высокой сопротивляемостью.

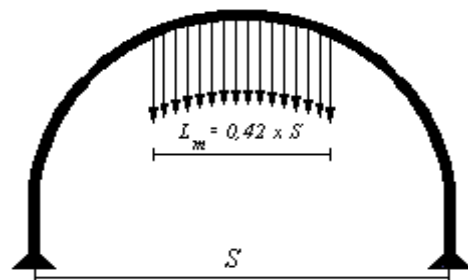


Рис. 4. Схема нагрузки и подпора арочной штрековой крепи.

Таблица 4.

Сравнение результатов.

Несущая способность крепи [КН]			
Расчетная	Полученная в результате симуляции		
Сталь St55	Сталь St55	31Mn4	15HG2Vcu
102	122,5	128,6	153,5

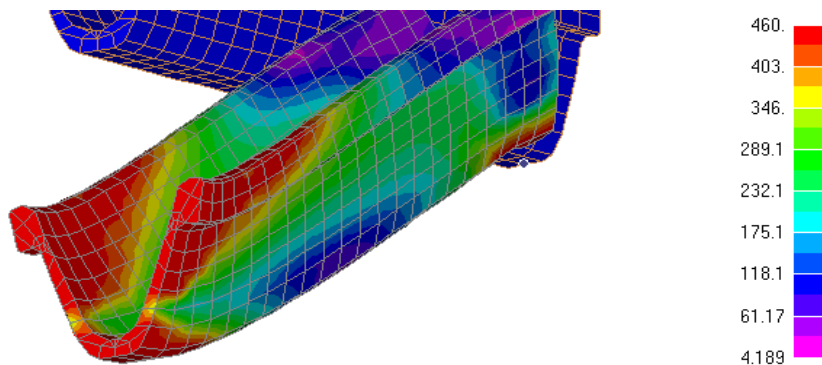


Рис. 5. Распределение напряжений в сечении арочной крепи с наиболее высокой сопротивляемостью.

Выводы.

Подводя итог полученным результатам, следует констатировать, что:

- численные методы проектирования арочной крепи дают большие возможности по симуляции что содействует их более точному проведению. Они более скорые и более экономичны,
- полученные результаты однозначно подтверждают предпосылки, что применяемые на сегодняшний день способы расчета предельной несущей способности дают заниженные результаты по отношению к действительной несущей способности крепи,
- применение стали 31Mn4 и 15HG2VCu повышает предельную несущую способность соответственно на 7 % и на 29 % что имеет существенное значение при подборе крепи к горно-геологическим условиям (возможность существенного снижения веса крепи при той же или более высокой несущей способности).

Библиографический список

1. MSC/NASTRAN, Handbook for Nonlinear Analysis, Sang H. Lee, Editor 2006r.
2. Małoszewski J., Mateja J., Rułka.: "Podstawy teoretyczne projektowania i doboru obudów odrzwiowych dla wyrobisk komorowych i odgałęzień.", Prace GIG, Komunikat 765, Katowice 1999r.
3. Życzkowski M., Obciążenia złożone w teorii plastyczności ,, PWN Warszawa 1993r.

УДК 622.25

Проф., д.т.н. Борщевский С.В., студ. Василенко Е. Ю., ДонНТУ, г.Донецк, Украина, к.т.н. Манец И.Г., НИИГМ им. М.М.Федорова, г. Донецк, проф. Любен Тотев, Минно-геологический университет, г. София, Болгария

ИНФОРМАЦИОННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ И НОРМАТИВНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ШАХТНЫХ СТАЦИОНАРНЫХ УСТАНОВОК В СТРАНАХ СНГ И ЗА РУБЕЖОМ

Информационное обеспечение ученых-горняков и специалистов горнодобывающей промышленности стран Украины, России, Казахстана, Беларуси, Кыргызии и др. стран СНГ и дальнего зарубежья обусловлено необходимостью эффективной и безопасной эксплуатации длительно действующего горного

оборудования подъемных, вентиляционных, водоотливных, компрессорных, конвейерных и других стационарных установок, проведением инновационной деятельности, а также повышения квалификации эксплуатационного персонала энергомеханических служб шахт, рудников, карьеров. Важными источниками такого обеспечения являются: научно обоснованные рекомендации, отраслевая нормативно-техническая документация по горной механике, материалы государственного контроля – Ростехнадзора, Госгорпромнадзора Украины, Госгорнадзора Казахстана и Беларуси, горнотехническая литература – научно-производственные издания, монографии, справочники, методические рекомендации по новым технологиям, а также информационные порталы и сайты по горному делу в сети Интернет, доступ к электронным базам национальных и региональных научно-технических библиотек; проведение международных специализированных выставок, форума горняков и конференций.

Горные специалисты нуждаются как в современных печатных, так и в электронных носителях документов и изданий. Основное требование к электронным носителям - быстрый и простой доступ к ним, возможность легко находить нужную информацию и получить распечатки текстов. Доступ к электронным сетевым ресурсам, к базам данных научно-технических публикаций на CD-ROM, а также в предоставлении пользователям ряда услуг, требующих применения электронной техники во многом позволяют специалисту в тематическом поиске необходимой информации.

Научно-обоснованные рекомендации. В выполненных научно-исследовательских работах, кандидатских и докторских диссертациях приводятся научно обоснованные рекомендации по многим аспектам эксплуатации рассматриваемых объектов. Среди таких диссертаций следует отметить работу Корнякова М.В., в которой решена научная проблема теоретического обоснования и разработки эффективных способов и устройств контроля нестандартных ситуаций и задания такого режима предохранительного торможения, который бы учитывал ожидаемый вид аварии и обеспечивал поддержание минимальных динамических нагрузок на шахтной подъемной установке. Эксплуатационному персоналу предложены методики выбора режима предохранительного торможения в зависимости от нестандартных ситуаций движения подъемного сосуда в стволе; самонастраивающегося устройства защиты от напуска каната, обеспечивающего повышение надежности контроля момента зависания сосуда в шахтном стволе; устройства для контроля параметров движения подъемного сосуда в шахтном стволе.

Ученые НИИ горной механики им. М.М.Федорова (г. Донецк, Украина) около 80 лет участвуют в выполнении государственных научно-технических программ по угольной промышленности – по разработке теории и практики эксплуатации оборудования, мониторингу, технической диагностике. Их реализация на высоком уровне должна информационно обеспечиваться. Эта работа проводится комплексно, с использованием существующих форм и методов информационно-библиографического обслуживания на базе фонда научно-технической литературы национальных и отраслевых библиотек. Кроме того, институт занимается повышением квалификации персонала угольной промышленности страны.

Целесообразно организовать систему научного сопровождения всех этапов функционирования объектов.

Нормативное обеспечение. Специалистам необходима база данных, включающая нормативно-правовое обеспечение угольной отрасли, функционирования энергомеханических служб шахт и других горных предприятий, необходимо усовершенствование и развитие нормативных документов по обследованию,

паспортизации и надежной эксплуатации объектов; разработку ведомственных норм для наиболее сложных объектов и специфических условий их эксплуатации.

НИИГМ накопил положительный опыт в разработке отраслевых стандартов, ряда нормативных документов, технологических карт, методических рекомендаций на бумажных и электронных носителях. Это должно, в какой то мере удовлетворить специализированные запросы и повышать грамотность специалистов.

Следует отметить достаточный перечень нормативно-технической документации России по обследованию горно-шахтного оборудования, сооружений, по экспертизе промышленной безопасности оборудования шахт.

В последние годы нашим институтом разработан ряд стандартов (СОУ), утвержденных МУП Украины. Эти стандарты, а также СОУ других ведущих отраслевых организаций - УкрНИИпроекта, МакНИИ и других организаций - дополнили современную нормативную документацию в области горного производства, технической диагностики, эксплуатации оборудования. Однако полностью острую проблему продления ресурса оборудования они не решают. Ряд специализированных организаций занимаются обследованием оборудования с выдачей рекомендаций.

Целесообразно провести гармонизация технической документации Украины и России. Однако в последние годы сокращено издание горно-технической литературы - научно-производственных изданий, справочников, прикладных пособий, монографий. Книгоиздательство осуществляется в основном по инициативе отраслевых институтов, технических университетов, крупных горных предприятий.

Горнотехническая литература. В последние годы опубликованы по данной проблеме научно-производственные, монографии Гришко, (МГГУ), Смородина (СПГУ), Дроздовой (Дальневосточный ГТУ), Викулова Прокопова А.Ю. (ШИ ЮРГТУ). Ученые НИИГМ им. М.М.Федорова подготовили к изданию фундаментальную работу «**Стационарные установки шахт**» в 2-х томах (предыдущее аналогичное издание выпущено еще в 1977 г.). В этом издании приведена наиболее полная справочная информация об оборудовании подъемных, вентиляторных, водоотливных, вентиляторных, компрессорных, конвейерных, дегазационных и холодильных установок шахт.

С 2000 года, несмотря на финансовые трудности, учеными и специалистами опубликованы книги по повышению эффективности и безопасности эксплуатации шахтных подъемных комплексов [1, 2] Целью издания [1] является дальнейшее развитие научных основ функционирования шахтного подъема, отражение современных тенденций и прогрессивных направлений в области проектирования, наладки, технической диагностики, модернизации и эксплуатации его оборудования. Научно-производственное издание является итогом многолетней работы авторов в области шахтного подъема, где нашли отражение научно-технические разработки Научно-исследовательского института горной механики им. М.М.Федорова, Государственной акционерной компании «Донбассуглеавтоматика», ЗАО «НКМЗ», ОАО «Донецкгормаш», фирмы «МИДИЭЛ», МакНИИ, Донгипроуглемаша, УкрНИИВЭ, технических вузов, энергомеханических служб производственных объединений, рудников и шахт, шахтостроительных, монтажных и наладочных организацией, занимающихся сложными проблемами шахтного подъема. Издание энциклопедического склада содержат технические характеристики всех элементов подъемных установок всех типов. Основное внимание уделено обследованию, экспертизе промышленной безопасности, методам и средствам ремонта оборудования и др.

3-е переработанное и дополненное издание по шахтным стволам /2/ - наиболее полное фундаментальное издание такого направления в горнотехнической литературе.

Содержатся отдельные сведения о проектировании и строительстве вертикальных стволов шахт, определяющие их устойчивую и безопасную эксплуатацию. Изложены конструктивно-технологические особенности основных элементов вертикальных и наклонных стволов горных предприятий с подземной добычей полезных ископаемых. Учтены горное законодательство Украины и других стран ближнего зарубежья, требования нормативной документации, и даны практические рекомендации по совершенствованию эксплуатации и модернизации подъемного комплекса, продлению срока службы устаревшего стволового оборудования, безопасности важного подземного сооружения, повышению квалификации ремонтного персонала.

На предприятиях отрасли востребованы практические пособия, в которых описаны конструкции, техническое обслуживание и ремонт ленточных магистральных конвейеров [3, 4, 5], даны рекомендации по энергосбережению угольных предприятий [6]. Вышли в свет также издания по проблемам угольной промышленности Украины, по реструктуризации отрасли [7, 8, 9].

Значимыми являются специализированные горнотехнические издания ученых МакНИИ, ИГТМ им. Н.С.Полякова, специалистов Донгипроуглемаша, государственной акционерной компании «Донбассуглеавтоматика». Так в НИИГМ ежегодно выходит сборник научных трудов «**Проблемы эксплуатации оборудования шахтных стационарных установок**». Информационно насыщенными являются печатные материалы по итогам проведения «Недели горняков» в МГГИ, «Форума горняков» в НГУ (г. Днепропетровск), конференций в ДонНТУ, ШИ ЮРГТУ.

Национальная горная терминология. В последние годы весьма актуальным является совершенствование национальной горной терминологии. В этом направлении на Украине фундаментальные работы профессора ДонНТУ, д.т.н. В.С.Белецкого, выпустившего ряд энциклопедических горных изданий на украинском языке. Сотрудниками НИИГМ подготовлены и изданы двуязычные переводные горнотехнические словари [10, 11]. База горных терминов включает свыше 100 000 слов и большое количество стереотипных словосочетаний с речевыми единицами по технике и технологии процессов горного дела. В словарях охвачены подземная и открытые способы добычи, подготовка запасов угля, руды и других ископаемых, системы разработки, горные выработки, буровзрывные работы, шахтные стационарные установки, горношахтное оборудование, обогащение, охрана труда, техногенная безопасность и т.п.

Двухтомный словарь по горному делу содержит наиболее употребляемые современные термины на русском языке и на украинском. Словарь составлен с учетом современного горного терминоведения и нормативно-правовой базы горнодобывающей промышленности. Издание рассчитано на научных и инженерно-технических работников шахт и рудников, отраслевых институтов, на аспирантов, студентов, переводчиков и специалистов информационных служб. По заказу Госкомтелерадио Украины специалистами института совместно с профессором Белецким В.С. выпущен «Русско-украинский словарь по техногенной безопасности и экологии».

Специализированные издания об истории развития отрасли, специалистах. Продолжается публикация энциклопедий, книг по истории горных предприятий и биографии известных горных специалистов. В России вышла свет «Угольная энциклопедия». На Украине опубликована двухтомная «Энциклопедия горной механики» [12]. Это первое международное издание по истории возникновения, этапам развития и состоянию горной механики. Представлены теория и практика создания и эксплуатации стационарных установок, горных машин, механизмов, аппаратуры, энерго- и ресурсосберегающих технологий, методов и средств контроля и диагностики оборудования. Особое внимание в Энциклопедии уделено деятельности 1100

выдающихся ученых-горных механиков, шахтостроителей, видных организаторов науки и руководителей производства в угольной, горнорудной, калийной и других добычных отраслях промышленности стран СНГ. Отражена деятельность крупных отечественных и зарубежных ученых разных периодов времени.

Значимыми являются книги Н.С.Сургая, С.П.Фищенко, О.А.Колесова, С.Я.Петренко, А.И.Пархоменко, А.Н.Коваля и др. о выдающихся горных инженерах Украины. Изданы книги МакНИИ «Золотой век МакНИИ», НИИГМ им. М.М.Федорова, ГАК «Донбассуглеавтоматика», ДонУГИ, УкрНИИВЭ, Донецкой угольной энергетической компании, Луганскгипрошахта, ГП «Луганскуголь» и других об истории своих предприятий, о специалистах и достижениях за годы их научной или производственной деятельности. Это способствует престижности труда горных инженеров-механиков, технологов.

Горные СМИ и сайты сети Интернета. Публикация статей и разноплановой информации по горной тематике на Украине - отраслевой газеты «Сбойка», журнала «Уголь Украины», горных журналов России – «Уголь», «Горная промышленность», «Сибирский уголь в XXI веке», «Норильский никель», «Безопасность труда в промышленности», Казахстана - «Горный журнал Казахстана» и Беларуси «Горная механика» также позволяет специалистам следить за новинками в своем деле, находить ответы на ряд насущных вопросов / Объединяющим является инфопортал «Горное дело», созданный в ДонНТУ: www.mine.info.donntu.edu.ua.

Переводная горнотехническая литература. К сожалению, почти отсутствует переводная зарубежная горнотехническая литература по экологии горных предприятий, реструктуризации угольной отрасли, по новым технологиям в горном деле. Ученым отраслевых институтов и технических университетов необходим доступ к мировым информационным ресурсам, Международному книгообмену в электронном варианте. При этом специалисты имели бы возможность получать во временное пользование издания, отсутствующие в наших отечественных библиотеках, но имеющиеся в фондах библиотек других стран.

Следует отметить недостаточную государственную поддержку украинской технической книги, в частности, по горному делу для научных работников, специалистов, преподавателей ВУЗов, студентов. Требуется усилия и содействие Минуглепрома Украины в обеспечении специалистов современной горнотехнической литературой, нормативной документацией. Назрела необходимость возобновления издания популярной в прежние годы серии «Библиотека электрослесаря», дайджестов по новым технологиям, новостям горного дела, а также издание реферативных журналов по горному делу.

Современные информационные технологии сформировали новое поколение потребителей и тенденции в патентно-информационном обеспечении. Для доступа пользователей к интересующей их информации целесообразно расширять подписку на электронные версии журналов, реферативные и другие базы данных.

Библиографический список

1. Шахтный подъем: Научно-производственное издание / В.Р.Бежок, В.И.Дворников, И.Г.Манец, В.А.Пристром // Под редакцией д.т.н. Б.А.Грядущего и В.А.Корсуна. –Донецк: Юго-Восток, 2007. -624 с.
2. Манец И.Г., Грядущий Б.А., Левит В.В. Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов: Научно-производственное издание. 3-е изд., пераб. и дополн. Под редакцией д.т.н. С.А.Сторчака –Донецк: Юго-Восток, 2008. -596 с.

3. Конвейеры шахтные ленточные. Выбор, эксплуатация и ремонт: Справочное пособие / Ю.Ф.Бутт, В.Б.Грядущий, В.Е.Зданевич, А.Н.Коваль и др. // Под общей Б.А.Грядущего. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2006.
4. Конвейеры шахтные ленточные техническое обслуживание и ремонт / Ю.Ф.Бутт, В.Б.Грядущий, А.Н.Коваль и др. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2008.
5. Информационный сборник требований нормативных документов по безопасной эксплуатации ленточных конвейеров в угольных шахтах / Ю.Ф.Бутт, В.Б.Грядущий, В.Е.Зданевич, А.Н.Коваль и др. // Под общей редакцией Б.А.Грядущего. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2007.
6. Энергосбережение в угольной промышленности: Монография / В.И.Мялковский, Н.А.Чехлатый, Г.Н.Лисовой и др. // Под редакцией Б.А.Грядущего. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2006.
7. Топалов В.С., Грядущий Б.А., Петренко С.Я. Угольная отрасль Украины: энергоресурсы, ретроспектива, состояние, проблемы и стратегия развития. – Донецк: ООО «Алан», 2005.
8. Реструктуризация угольной отрасли Украины – путь к корпоративному управлению: Монография / Б.А.Грядущий, С.Я.Петренко, В.Г.Агеев и др. // Под ред. В.С.Тополова. – Донецк: «Юго-Восток, Лтд», 2005.
9. Грядущий Б.А., Петренко С.Я., Чернова В.А. Корпоративное управление в транзитивной экономике: Монография. – Донецк: Донуги, 2006.
10. Манец И.Г., Коваль А.Н., Кирокасьян Г.И. Русско-украинский горнотехнический словарь. – Донецк: Донбасс, 2005.
11. Манець І.Г., Коваль А.М. Українсько-російський гірничотехнічний словник. -В 2-х томах.. –Донецьк: Донбас, 2001.
12. Энциклопедия горной механики. Под общей редакцией Б.А.Грядущего. - В 2-х томах. -Донецк, Юго-Восток, Лтд, 2008.

УДК 622.25

*Проф. Борщевский С.В., студ. Старченко Н.С., ДонНТУ, г. Донецк, Украина, инж.
Шперфехтер Элмар, Штутгарт, Германия*

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБОРУДОВАНИЕ И ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДЛЯ ВОЗВЕДЕНИЯ ТОРКРЕТ-БЕТОННОЙ КРЕПИ

Фирма SPERNO предлагает ряд современных машин и технологию нового поколения для крепления горных выработок. Использование техники и технологии фирмы SPERNO обеспечивает нанесение контактного слоя набрызгбетона одновременно с проходкой выработки, что позволяет создать замкнутую систему саморегулирования и оптимального распределения горного давления в системе массив-крепь.

Для формирования первого слоя комбинированной опережающей бетонной крепи целесообразно использование набрызгбетонных машин германской фирмы «Sperno» выпускающей наиболее удачные конструкции набрызгбетонных машин, позволяющих возводить набрызгбетонное покрытие очень высокого качества без применения специальных добавок, варьируя только составом бетонной смеси. При этом машины довольно компактны и выпускаются для различных условий как проведения выработок, так и сооружения и ремонта строительных сооружений как под землей, так и на поверхности (рис. 1).



Рис. 1 - Набрызгбетонные машины фирмы SPERNO

Впервые в угольной промышленности Германии в Bergbau AG Нижний Рейн на шахте Вальсум (Walsum) была закреплена бетоном выработка (четвертый восточный коренной штрек, северное направление) без возведения стальных арочных креплений. Здесь была решена задача надежного, долговременного крепления горной выработки с очень высокой несущей способностью при одновременном полном отказе от элементов стальной арочной крепи путем возведения набрызгбетона методом тонкого потока (слоя).

В последние годы в угольной промышленности разработан ряд способов повышения несущей способности арочных крепей, при которых пространство за крепью заполняется строительными материалами при помощи набрызга. При этом стальные крепи полностью омоноличиваются бетоном. Этим достигается увеличение несущей способности крепи и одновременно эффективная защита от коррозии. Однако все эти методики требуют большого расхода стали и стройматериалов. Также, наряду со значительными дополнительными расходами, они вызывают большие затраты времени на оборудование крепи.

Поэтому при поисках методик на шахте Вальсум ставилась цель: разработать методику проходки с применением долговечной крепи с высокой несущей способностью, не требующей возведения стальных арочных креплений.

Известно, что эту методику многие годы применяют с большим успехом при строительстве тоннелей, но применяемый там способ набрызгбетона с трудом находит применение в немецкой угольной промышленности. Это можно объяснить, прежде всего, тем, что приготовление бетона высокого и постоянного качества в подземных условиях шахты довольно затруднительно.

К тому же, часто применяемый при строительстве тоннелей метод сухого набрызгбетона связан с образованием пыли, что в условиях шахты является нежелательным.

Возведение бетонной крепи методом мокрого набрызгбетона было бы решением проблемы. Поиски такого метода привели в Венгрию. Венгерские шахтеры уже давно применяют для крепления штреков мокрый набрызгбетон тонкого потока в сочетании со стальной арматурой. При этом используемые машины типа Sperno 208 G, Sperno 104 E для укладки набрызгбетона производятся в Германии на фирме SPERNO. Как подтвердили проведенные контрольные измерения, эти машины для набрызгбетона тонким слоем гарантируют высокое и постоянное качество бетона. К тому же метод

исключает возникновение пыли. Его отличие от приготовления бетона для набрызга сухим методом состоит в том, что смешивание составляющих происходит в смесителе с добавлением строго дозируемого количества воды.

Технические данные Sperno 104 E с электроприводом:

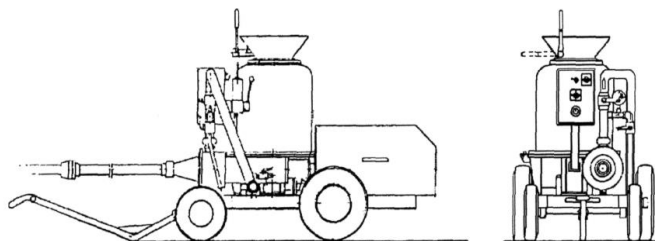
Производительность	1,5 м ³ / ч *
Подача на расстояние до	100 м *
Подача на высоту до	50 м *

- В зависимости от консистенции бетона и длины шлангов

Максимальный размер щебня	25 мм
Диаметр шланга,	40 мм
Объем ёмкости	1х200 л
Рабочее давление, тах	6 атм
Электрическое напряжение	380 В 50 Гц
Мощность привода	7,5 кВт
Расход воздуха	6 - 10 м ³ /мин.
Вес (нетто)	1 000 кг

Габариты:

Длина	2000 мм
Ширина	1050 мм
Высота	1450 мм
Цена	26.055,00 евро



Технологические особенности методики:

- однородность материала и сохранение однородности в течение всего процесса набрызгбетонирования;
- обеспечение состава бетона, пригодного для нанесения с требуемой для уплотнения энергией и одновременно достигающего максимального уплотнения;
- определенная оптимальная энергия уплотнения по отношению к исходной смеси разной консистенции;
- так как набрызгиваемый бетон с самого начала участвует в повышении несущей способности конструкции, необходим такой бетон, «зеленое» сопротивление которого можно регулировать (3-5 МПа сопротивление давлению);
- получение желаемого качества бетона при помощи такого оборудования, обеспечивающее постоянную подачу и равномерное ускорение подаваемого материала;
- регулирование потока бетонной смеси в трубе таким образом, что его протекание цилиндрично-симметрично;
- в фазе струи низшая скорость в осевое направление смеси будет по меньшей мере в два раза больше, чем конечная скорость спада твердых зерен;
- свободная струя бетона стабильно конвергентна и управляема;

- применение такой машинной техники, делающей возможной параллельно с отбойной работой подходящее условиям механики породы постоянное нанесение крепления.

УДК 622.831

Доц., к.т.н. Шульгин П.Н., ст. Киреев Ю.О., ст. Молодык Д.Е., ДонГТУ, г. Алчевск, Украина, асп. Щербаков С.С., Белорусский государственный университет, г. Минск

ПРОГРАММА ДЛЯ ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРЯМЫМ ЦИЛИНДРИЧЕСКИМ ВРУБОМ

При проектировании паспортов буровзрывных работ приходится производить большое количество зачастую однотипных и громоздких расчетов [1-3]. Для упрощения и автоматизации расчета параметров буровзрывных работ нами была разработана компьютерная программа, позволяющая проектировать паспорта БВР в горизонтальных и наклонных полевых горных выработках с применением прямого цилиндрического вруба.

В этой программе расчет параметров паспорта буровзрывных работ производится по новой методике. Новым в этой методике является то, что в ней, наряду с учетом горно-геологических (прочность, текстура пород, категория шахты по газу метану) и технических (площадь выработки, глубина заходки) условий сооружения горной выработки, впервые используется отдельный подход к расчету каждой группы шпуров – врубовым, отбойным и оконтуривающим. Это необходимо производить с той целью, что все эти группы шпуров работают по своим особым, значительно различающимся схемам. В частности, врубовые шпуры работают в условиях лишь одной открытой поверхности, расположенной перпендикулярно их направлению, тогда как отбойные шпуры работают уже на две открытые поверхности – плоскость забоя и вновь образованную врубовую полость. Оконтуривающие шпуры должны обеспечить выполнение других требований: они должны создавать ровный контур выработки (требуемого сечения) с минимальными нарушениями сплошности законтурного массива.

Разработанная программа состоит из блоков: ввода данных, расчета, анализа и вывода результатов расчета. Программа также содержит библиотеку рекомендуемых к применению ВВ и правила безопасности [4], требуемые для выбора всех необходимых параметров БВР.

Расчет параметров буровзрывных работ следует производить в такой последовательности:

- на основании исходных данных принять тип ВВ, длину и диаметр патронов (рекомендации по выбору прилагаются);
- рассчитать параметры прямого цилиндрического вруба [5] (радиус вруба, длину центрального шпура, заряд в этом шпуре, и остальных шпурах вруба), все значения принять в соответствии с прилагаемыми требованиями правил безопасности;
- произвести расчет параметров контурного взрывания по методике разработанной в ДонГТУ [6] (принять диаметр патронов в оконтуривающих шпурах, определить их число, расстояние между ними и заряд в каждом шпуре;

- произвести расчет отбойных шпуров. Для их расчета используют стандартную методику расчета [1,2] - определить удельный расход и расход ВВ на весь цикл, количество отбойных шпуров и массу заряда в них.

По окончании расчетов выводится итоговая таблица, которая включает в себя все параметры, необходимые для составления паспорта БВР: очередность взрывания зарядов, длины и заряды во всех шпурах, длина забойки, угол наклона шпуров к плоскости забоя.

Для удобства размещения шпуров в плоскости забоя в разработанной программе реализована возможность построения графической части паспорта БВР. Это позволяет по заранее рассчитанным параметрам паспорта равномерно распределить шпуры по плоскости забоя, учитывая необходимые правила ЕПБ.

На рис. 1 показан пример паспорта БВР, рассчитанный с использованием нашей программы. На нем нанесена координатная сетка, с указанными размерами. Пунктирными линиями показаны зоны, которые приходятся на каждую группу шпуров. I разрушается врубовыми шпурами, затем отбойными шпурами разрушаются поочередно зоны II и III. В самую последнюю очередь происходит подрывание оконтуривающих шпуров, и происходит разрушение зоны IV с обеспечением сооружения выработки заданного размера.

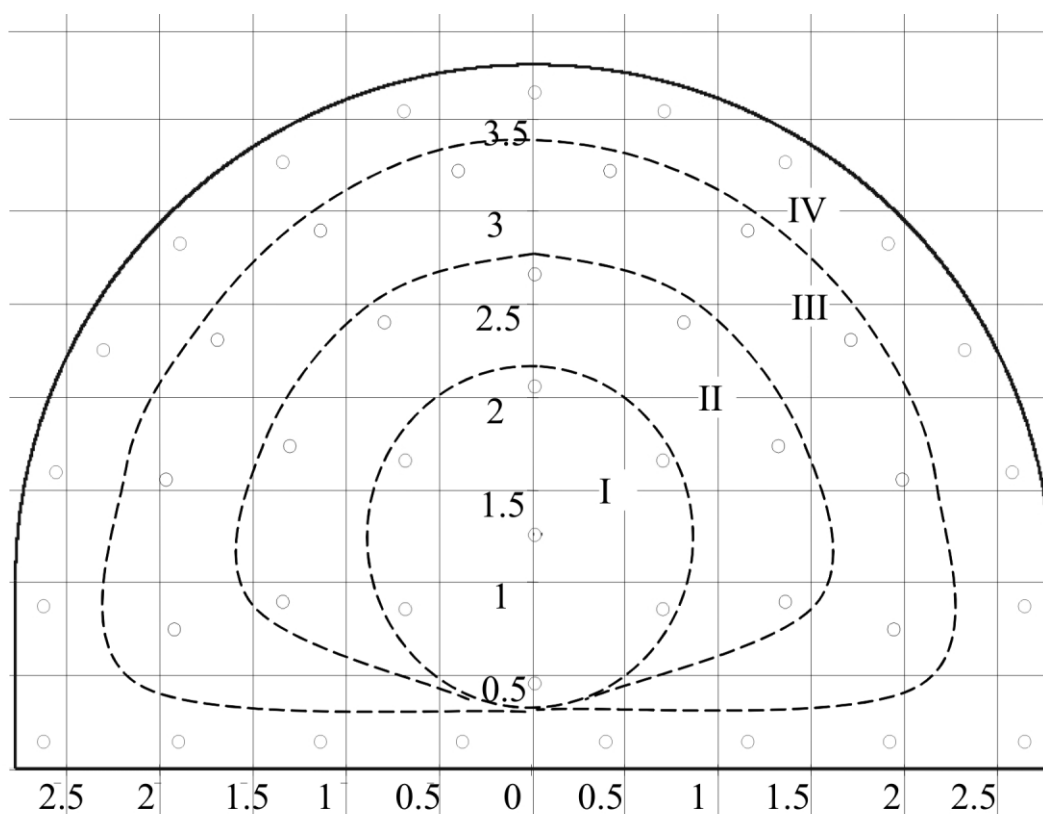


Рис. 1 - Пример размещения шпуров в забое полевой горной выработки

Использование данной программы позволит:

- максимально упростить проектирование паспортов БВР в забоях полевых наклонных и горизонтальных выработок с применением прямого цилиндрического вруба;
- автоматизировать заполнение таблиц с основными показателями БВР;
- равномерно разметить шпурсы по забою выработки, с учетом требований, предъявляемых к их работе (врубовые, отбойные, оконтуривающие).

Таким образом, разработанная программа может использоваться при проектировании паспортов БВР в проектных институтах и на шахтах, а также при расчете параметров буровзрывных работ в курсовых и дипломных проектах в учебном процессе горных вузов.

Библиографический список

1. Шевцов Н.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. - 4-е издание переработанное и дополненное - Донецк: 2003. – 253 с.
2. Проектирование паспортов буровзрывных работ при проходке горных выработок: Учебное пособие / Шахтинский институт ЮРГТУ. Новочеркасск: ЮРГТУ, 2002. - 70 с.
3. Носков В.Ф., Комащенко В.И., Жабин Н.И. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках. Москва "Недра" 1982
4. Единые правила безопасности при взрывных работах.- К.- Норматив 1992.- 171с.
5. Г.Г. Литвинский, В.А. Яковенко, П.Н. Шульгин, Прямий циліндричний вруб, ДП „Укр. інститут промислової власності”, 2005
6. Яковенко В. А., Расчет параметров контурного взрывания. – Сб. «Проектирование и строительство угольных предприятий», 1967. 9(105) ЦНИИТЭИ угля.

УДК 622.281.4

*Д.т.н., проф. Борщевський С.В., к.т.н. Хоменчук О.В., студ. Гончаренко В.В.,
Донецький національний технічний університет, м. Донецьк, Україна, к.т.н., доц.
Коваленко В.В., Національний гірничий університет, м. Дніпропетровськ, Україна*

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ФІБРО-ТОРКРЕТБЕТОНУ

Умови експлуатації підземних виробок характеризуються значною нерівномірністю у гірському тиску з боку приконтурного масиву, притоками підземних вод, товщиною кріплення. Здатність легких бетонів піддаватись більшим пружним деформаціям обумовила поширеність торкретбетонів при кріпленні виробок у сприятливих гірничо-геологічних умовах [1.2]. Суттєво поширити область використання дрібнозернистого бетону можливо за рахунок використання фібр як армування. Вплив об'ємної концентрації фібри реалізується, починаючи від деякого рівня, що обумовлює досягнення початкової об'ємно - просторової зв'язності фіброструктури. Тільки після досягнення «безперервності» фіброармування починає відчуватися його позитивний вплив на характеристики вихідного бетону - матриці.

Основна мета даної роботи – проведення досліджень залежності працездатності фібробетону від типу матеріалу армуючих волокон та їх масової частки на основі лабораторних випробувань зразків на вигин.

Для готування суміші був використаний цемент марки 400 виробництва Дніпродзержинського комбінату, пісок кварцовий Краснолиманського родовища, а також волокна армуючі (поліпропіленові, металеві).

При визначенні межі міцності на розтягання при вигині як зразки використалися прямокутні призми розміром: 40×40×160 мм.

Призми встановлювалися на платформу із двома опорами. Робоча відстань між опорами $l=120$ мм. Зверху до зразка прикладалося зусилля з боку преса, що передавалося через кронштейн.

Досліджувалися основні варіанти дисперсно-армованого бетону з фібрами:

- металеві (довжиною 24...28 мм) з обсягами армування по масі (1 %; 2 %, 10 %);

- поліпропіленові (довжиною 12 мм) з обсягами армування по масі (1 %);

Усього досліджено 18 зразків.

Результати випробувань представлені в табл. 1.

Таблиця 1 - Залежність зміни міцності фібробетонних зразків від виду, розміру й щільності армування

Вид зразка	Граничні напруги, $\sigma_{\text{виг}}$, МПа	Середнє значення граничних напруг, $\sigma_{\text{виг}}^{\text{ср}}$, МПа
Ц: П	1,3	1,2
Ц: П: ППФ (1%)	1,39	1,37
Ц: П: МФ (1%)	1,5	1,39
Ц: П: МФ (2%)	2,9	2,43
Ц: П: ППФ (1%)+ МФ (1%)	1,64	1,61
Ц: П: МФ (10%)	>4,5	>4,5

Примітки: ППФ (1 %) - поліпропіленова фібра в кількості 1 %, МФ (1 %) - металева фібра довжиною 2,4...2,8 см у кількості 1 %.

На рис. 1 представлена фотографія зразка армованого поліпропіленовою фіброю в процесі його випробування на вигин.

У процесі проведення випробувань було відзначено, що розмір поза межної області деформування торкретбетонних зразків визначається у випадку поліпропіленових фібр - їхньою межею міцності на розтягання (розрив), а у випадку металевих фібр - пластичними деформаціями контактних зон фібрових волокон на граничних з бетоном областях.



Рис. 1 - Випробування бетонного зразка армованого

Глибина, на яку поширюється зона пластичних деформацій фібр, становить 0,1...0,15 мм. Виходячи із цього, можна зробити висновок, що раціональним є зменшення діаметра фібр до 0,3 мм. Використання фібр даного діаметра дозволить максимально ефективно використати поперечний переріз фібр і максимально збільшити площу контакту фібр із бетоном. Це сприятливо позначиться на спільній роботі бетону з металевими фібрами.

Наступний аналіз процесу деформування зразків, армованих металевими фібрами або змішаними фібрами (металевими і пропіленовими) дозволив відзначити наступне. Кожний зразок у процесі навантаження проходить через дві стадії розвитку деформацій (Рис. 3, 4).

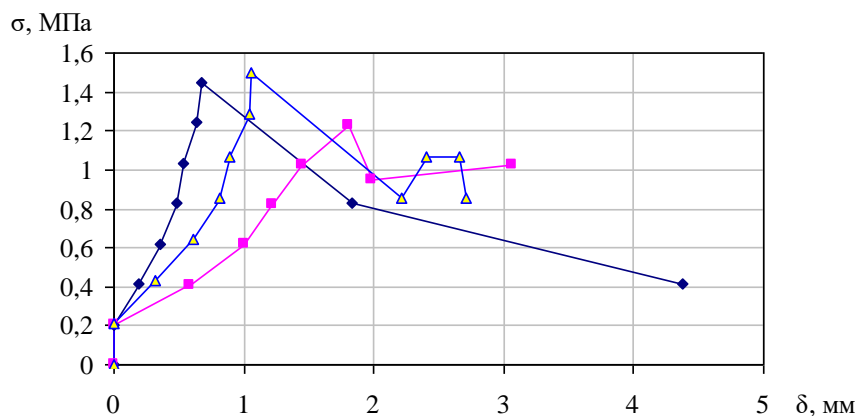


Рис. 3 - Діаграма деформацій зразків, армованих 1 % металевих фібр.

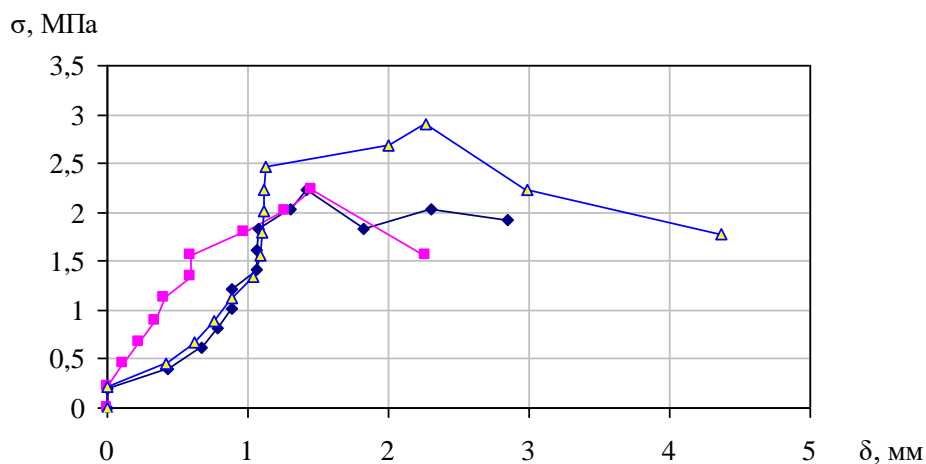


Рис. 4 - Діаграма деформацій зразків, армованих 2 % металевих фібр.

На першій стадії реалізуються пружні деформації. Торкретбетон, по суті своєї є композитним матеріалом, що характеризується крихким руйнуванням. Армування бетону фібрами забезпечує підвищення його працездатності й можливість опору зовнішнім навантаженням на стадії поза межних деформацій.

На даній стадії в результаті значних розтяжних зусиль у зразку формуються тріщина, яка виключає роботу бетону на вигин. У результаті зчеплення фібр із бетоном у роботу включаються фібри. Регресійний характер спадаючої кривої графіку граничних деформацій фібробетонних зразків визначається фізико-механічними властивостями матеріалу армуючого волокна.

Зі збільшенням модуля пружності армуючого волокна крива деформування зразка на стадії пластичних деформацій має менш виражений спадаючий характер. Використання двох типів фібр у сполученні забезпечує підвищення працездатності зразків на стадії поза межних деформацій. У результаті чого спадаюча ланка кривої кожного зі зразків має рівний характер, забезпечуючи працездатність зразка в діапазоні граничних згинаючих напружень.

Слід зазначити, що збільшення змісту армуючих волокон у бетонному зразку від 1...2 % до 10 % змінює характер процесу деформування зразка. Фактично, фібра починає працювати на розтягання разом з бетоном уже на стадії пружних деформацій.

Висновки.

При армуванні торкретбетону волокнами в кількості до 2..3 % стає можливим забезпечити роботу бетонного зразка на стадії пластичних деформацій, після утворення основної тріщини в результаті досягнення межі пружних деформацій. Стадія пластичних деформацій позначена умовно, тому що на цій стадії пластичні деформації зазнають тільки волокна, що працюють на розрив. Вони включаються в роботу після утворення тріщини в зразку. Ефективність роботи волокон після утворення тріщини в зразку визначається модулем пружності матеріалу волокон, силами зчеплення волокон з бетонним тілом, а у випадку рельєфного профілю силою опору висмикуванню заанкерованого волокна.

Бібліографічний список

1. Голицынский Д.М. Механизм нанесения и структурообразование набрызгбетона при креплении горных выработок // Устойчивость и крепление горных выработок. – Ленинград, 1980. - № 6. – с. 88-93
 2. Underground construction. Research of efficiency of usage and prospects of development of shaft-sinking and tunnel-driving equipment in underground construction. Moscow, 1999. – 241 p.
 3. Борщевский С.В. Физико-технические и организационные основы интенсивных технологий сооружения вертикальных стволов в породном массиве с повышенной водоносностью Дисс...докт.техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 2008, - 420с.
-

ЗМІСТ

Косенко Т.В., Восводка А., Кравець В.Г. Конструктивні методи зниження вмісту токсичних газів у продуктах детонації.....	3
Масюк І.В., Шкуматов О.М. Удосконалення буровибухових робіт при геобудівництві.....	5
Бузыла А.А., Вовк А.А. Напряжённо – деформированное состояние горного массива и влияние литолого – тектонических факторов на формирование очага горного удара.....	8
Nosov A.V., Osaulenko S.V., Shkumatov A.N. A directed explosive destruction of rock.....	14
Былинская Н.В., Вовк А.А. Разработка и испытание взрывчатых составов с изменением плотности в процессе их приготовления.....	17
Варварина М.С., Головнева Е.Е. К вопросу определения стоимости эксплуатации горных выработок и камер с учётом фактора устойчивости.....	22
Косенко Т.В., Ган А.Л., Кравець В.Г. Оптимальні рецептури низькошвидкісних конверсійних вибухових речовин.....	25
Хазеева А.Р., Литвинский Г.Г. Разработка прибора для ударно – статических экспресс – испытаний горных пород.....	30
Волик Ю.В., Зуєвська Н.В. Дослідження впливу різних чинників на створення міцної ґрунтової основи ущільненням важкими трамбовками.....	33
Старченко Н.С., Прокопенко Е.В., Борщевский С.В. Обеспечение устойчивости породного отвала при прогнозировании его высоты на основе маркшейдерських съёмок.....	37
Денісова Л.В., Стовпник С.М. Геотехнічні особливості технології мікротунелювання.....	41
Старченко Н.С., Борщевский С.В., Прокопов А.Ю. Перспективная технология строительства шахтных стволов большого диаметра.....	44
Максименко А.І., Костов І.А., Мельниченко О.О., Зуєвська Н.В. Інфільтраційні процеси при замочуванні лесових ґрунтів водою з підвищеною температурою.....	49
Дачковская В.И., Николаев Е.Б. Применение предварительного увлажнения для повышения безопасности труда горняков в условиях шахты им. С.М. Кирова ГП «Макеевуголь».....	53
Лазоренко А.С., Бойко В.В. (мол.), Кузьменко А.О., Хлевнюк Т.В. Рівень сейсмічності схем короткосповільненого підривання.....	57
Токарев А.Г., Костюк И.С. Сравнительный анализ возможных схем каптирования и утилизации метана на угольных шахтах путём его извлечения из вентиляционной и дегазационной струй шахтного воздуха.....	62
Цьохла О.М., Кравець В.Г. Зниження сейсмічного ефекту шляхом створення штучних екранів вибуховим методом.....	67

Хворост В.В., Бровко Д.В. Обґрунтування конструктивних елементів транспортних галерей на поверхні гірничо – видобувних підприємств, за умови переходу на полегшені огорожуючі конструкції.....	72
Мілюков В.В., Кравець В.Г. Технологічні аспекти проектування схем КСП в присутності виражених поверхонь поділу гірського масиву.....	76
Сницарь М.А., Стовпник С.Н. Тоннелепроходческий механизированный комплекс фирмы «Herrenknecht».....	81
Телица Е.А., Зуевская Н.В. Армирование просадочного грунта путём внедрения жёсткого материала ударными силами.....	84
Усманова Т.Е., Загоруйко Е.А. Микротоннелирование: от начала до сегодня.....	88
Францішко А.В., Кравець В.Г., Вовк О.О. Методика визначення параметрів сейсмічних хвиль при раптових викидах та гірських ударах.....	93
Чала О.М., Бойко В.В. (ст.), Кузьменко А.А. Оценка сейсмостойкости бортов карьера при действии многоблочных массовых взрывов.....	97
Колеснікова Я.О., Вапнічна В.В. Освоєння підземного простору – найважливіше завдання розвитку великих міст України.....	101
Бородай С.А., Стовпник С.М. Обґрунтування розрахункових схем метротунелю мілкового закладання в водонасичених пісках.....	104
Смирнова Г.Б., Иванова Е.М., Анциферов С.В. Исследование напряжённого состояния обделок параллельных тоннелей, сооружаемых в городской черте.....	108
Стрельцова М.Н., Афанасова О.В. Определение напряжённого состояния массива вокруг необлицованного туннеля, пересекаемого по диаметру границей раздела пород с разными деформационными характеристиками.....	110
Бауэр М.А. Выбор и оценка эффективной технологии строительства наклонных стволов шахты «Кадамовская».....	111
Журов Д.Е., Плешко М.С., Головнева Е.Е. Влияние технологии проходки сопряжений на напряженно - деформированное состояние примыкающей к выработке крепи ствола.....	112
Толкачѳв В.Е., Ткачѳв В.А. Оценка состояния крепи подготовительных выработок с учётом коэффициента потери надёжности.....	115
Шубин А.А., Должиков П.Н. Разработка критерия устойчивости пород приконтурной части подземных объектов при тампонаже.....	117
Усаченко В.Б. К вопросу о методике расчёта длины закрепления анкера в шпуре при поддержании камерных выработок гипсовых шахт.....	121

Саммаль С.А., Фотиева Н.Н. Напряжённое состояние горного массива в окрестности некруговой выработки при распространении волны сжатия, излучаемой близким источником.....	124
Пунь Е.В., Литвинский Г.Г. О расчёте усилий в арочной стальной крепи на ЭВМ.....	127
Гончаренко В.В., Папикова М., Борщевский С.В., Левит В.В. Опыт работы ГХК «Трест спецшахтобурение» по совершенствованию техники и технологии сооружения скважин большого диаметра.....	129
Jaroslav BRODNY Проектирование арочной штрековой крепи.....	131
Василенко Е.Ю., Борщевский С.В., Манец И.Г., Любен Тотев Информационное научно-техническое и нормативное обеспечения безопасной эксплуатации шахтных стационарных установок в странах СНГ и за рубежом.....	134
Старченко Н.С., Борщевский С.В., Шперфехтер Элмар Технологическое оборудование и техническое обеспечение для возведения торкрет – бетонной крепи.....	139
Киреев Ю.О., Молодык Д.Е., Шульгин П.Н., Щербаков С.С. Программа для выбора параметров паспорта буровзрывных работ с прямым цилиндрическим врубом.....	142
Гончаренко В.В., Хоменчук О.В., Борщевский С.В., Коваленко В.В. Лабораторні дослідження фібро-торкретбетону.....	144