

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
Національний технічний університет України
„Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського”
Інститут енергозбереження та енергоменеджменту
Кафедра геоінженерії



**«ПРОБЛЕМИ ГЕОІНЖЕНЕРІЇ
ТА ПІДЗЕМНОЇ УРБАНІСТИКИ»**

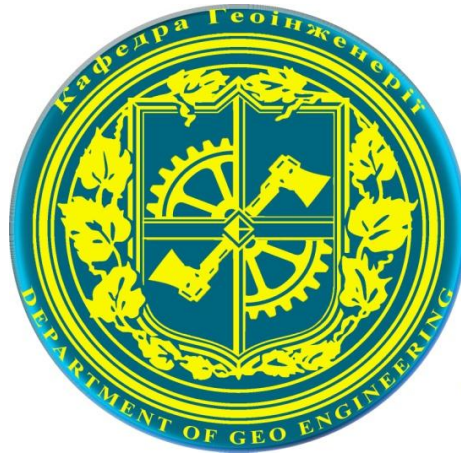
II Міжнародна науково-технічна конференція

**КПІ імені Ігоря Сікорського»
Кафедра геоінженерії**

29-31 травня 2019 р.

Київ

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
Національний технічний університет України
„Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського”
Інститут енергозбереження та енергоменеджменту
Кафедра геоінженерії



*«ПРОБЛЕМИ ГЕОІНЖЕНЕРІЇ
ТА ПІДЗЕМНОЇ УРБАНІСТИКИ»*

Матеріали II міжнародної
науково-технічної конференції

КПІ імені Ігоря Сікорського
Кафедра геоінженерії

Випуск № 2

Київ - 2019

Проблеми геоінженерії та підземної урбаністики. Зб. наук. праць. Вип. 2. – Київ: Видавництво «Політехніка» КПІ ім. Ігоря Сікорського», 2019. – 174 с.

В збірці наведені результати наукових розробок студентів, аспірантів, магістрантів і молодих вчених, які подані на міжнародну конференцію 29-31 травня 2019 року, що організувала кафедра «Геоінженерії» ІЕЕ КПІ ім. Ігоря Сікорського. Збірник призначений для наукових працівників, аспірантів та студентів вищих навчальних закладів України.

Збірник друкується за рішенням вченої ради ІЕЕ КПІ ім. Ігоря Сікорського (протокол № 14 від 29.06.2019 р.)

Редакційна колегія

к.т.н., доц., в.о. зав. каф. геоінженерії Інституту енергозбереження та енергоменеджменту	Стовпник С.М.
докт. техн. наук, професор каф. геоінженерії Інституту енергозбереження та енергоменеджменту	Кравець В.Г.
д.т.н., професор Сілезького технічного університету, м. Глівіце, Польща	Восводка А.Т.
д.т.н., проф., професор Карагандинського державного технічного університету, м. Караганда, Казахстан	Портнов В.С.
доктор-інженер, доцент, Технічний університет, м. Кошиці, Словаччина	Юрай Дюрове
assoc. Prof. Dr. Kutahya Dumlupinar University, director of international Relations office, Mineral Processing Engineer (PhD), Editor in PMP, Kutahya, Turkey	Oktay Sahbaz
д.т.н., проф., зав. кафедри будівництва, геотехніки і геомеханіки Національного технічного університету "Дніпровська політехніка", м. Дніпро, Україна	Гапеев С.М.
д.т.н., проф., зав. кафедри маркшейдерії Державного університету «Житомирська політехніка», м. Житомир, Україна	Соболевський Р.В.
к.т.н., доц., зав. кафедри геодезії та будівництва підземних споруд Донецького національного технічного університету, м. Покровськ, Україна	Каменець В.І.
<i>Комп'ютерна верстка</i>	
інженер кафедри геоінженерії ІЕЕ к.т.н., доц. каф. геоінженерії ІЕЕ	Полібін Р.В. Вапнічна В.В.

За довідками звертатися за адресою: 03056, м. Київ, вул. Борщагівська, 115, Національний технічний університет України «КПІ ім. Ігоря Сікорського», кафедра «Геоінженерії», тел. 044-204-80-08 E-mail: v.varnichna@kpi.ua

ЗМІСТ

Кравець В.Г. РОЗВИТОК НАУКОВОЇ ШКОЛИ «ФОРМУВАННЯ ІНЖЕНЕРНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ГІРСЬКИХ ПОРІД ЗАСОБАМИ ГЕОДИНАМІКИ» НА КАФЕДРІ ГЕОІНЖЕНЕРІЇ ІЕЕ.....	7
Binxin Hu, Tongyu Liu, Guangdong Song, Feng Zhu, Hua Zhang HIGH PRECISION FIBER OPTIC SEISMIC MONITORING SYSTEM FOR UNDERGROUND MINES.....	11
Гайко Г.І., Білецький В.С. ПРЕЗЕНТАЦІЯ НАВЧАЛЬНОГО ПОСІБНИКА «ІСТОРІЯ ТА ПЕРСПЕКТИВИ НАФТОГАЗОВИДОБУВАННЯ» за авторством В. Білецького, Г. Гайка, В. Орловського»	17
Сагало Б.С., Соловйов Д.В., Зуєвська Н.В. ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ ГЕОІНФОРМАЦІЙНИХ ТЕХНОЛОГІЙ В ГІРНИЦТВІ.....	21
Стовпник С.М., Темченко О.А. ПЕРЕДУМОВИ ФОРМУВАННЯ ЕФЕКТИВНОЇ ГЕОТЕХНОЛОГІЇ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ.....	26
Майданюк Р. В., Зайченко С.В. ДІАГНОСТУВАННЯ СТАНУ ГАЗОВИХ ТРУБОПРОВІДІВ ЗА КРИТЕРІЄМ ВІДХИЛЕННЯ ДІЙСНОГО ПОЛОЖЕННЯ ВІД ПРОЕКТНОГО.....	31
V. Korobiihchuk, V. Shlapak, O. Sydorov, V. Mamray CHANGES OF PHYSICAL AND DECORATIVE NATURAL STONE PROPERTIES AFTER IMPACT OF HIGH TEMPERATURE.....	37
Bana Halbast Ali, Natalia V. Zuievskia CONTROLLING PARAMETERS OF THE ANCHOR SUPPORTING SYSTEM FOR MODERN URBAN CONSTRUCTION.....	40
I. Evtushenko, O. Lunytsch, I. Kopka, A. Shukurov, V. Kravets THE MANAGEMENT BY THE BORDER EFFECT OF EXPLOSION IN THE BLAST HOLE BOTOM.....	52
Пига Л.М., Гайко Г.І. СПОСІБ ЕКРАНУВАННЯ ПРИРОДНИХ ГАЗОВИДІЛЕНЬ МЕТАНОГІДРАТІВ ЧОРНОГО МОРЯ.....	55
Tuganov G. K., Shaidetska L.V. ACTUALIZATION OF PROBLEM OF HIGH-ELEVATION CONSTRUCTION.....	58
Кондратюк В.В., Ган А.Л., Шайдецька Л.В. ОСОБЛИВОСТІ БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ АВТОМАТИЗОВАНИХ ПАРКИНГІВ.....	61
Пикало В., Андрійчук Д., Турбінський С., Шукюров А., Ган А.Л. ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКОГО МАСИВУ НА РІВНІ НАБІЙКИ.....	64
Нестерчук Д.Л., Толкач О.М., Колодій М.А. СИСТЕМНО-ДИНАМІЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ЕКСКАВАТОРНО- АВТОМОБІЛЬНОГО КОМПЛЕКСУ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ ІЗ ВИРОБНИЦТВА ЩЕБЕНЮ.....	69
Деменко А.В., Солодянкін А.В., Прокудин А.З. ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАБОТЫ РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПИ В СЛАБЫХ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА.....	72
Шуляк Я.О., Сахно І.Г. ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ДІАМЕТРУ ШПУРА НА ШВИДКІСТЬ ГІДРАТАЦІЇ НЕВИБУХОВОГО РУЙНУЮЧОГО СОСТАВУ.....	77

Закусило Д.Р., Закусило Р. В. РИЗИКИ ЛОГІСТИКИ ЕМУЛЬСІЙНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН В УКРАЇНІ ТА ЄС	80
Назаренко В.В., Жукова Н.І. УДОСКОНАЛЕННЯ ВИБУХОВОГО СПОСОБУ РУЙНУВАННЯ ЗАКАРСТОВАНИХ ГІРСЬКИХ МАСИВІВ НА КАР'ЄРАХ	83
Стретович В.В., Косенко Т.В. ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ КОНТУРНОГО ПІДРИВАННЯ НА КАР'ЄРАХ	88
Литвинчук І.Д., Фролов О.О. ОБГРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО ДІАМЕТРУ СВЕРДЛОВИН ДЛЯ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ НА КАР'ЄРАХ	92
Бельтек М.І., Фролов О.О. ВСТАНОВЛЕННЯ ВПЛИВУ ШВИДКОСТІ ПОШИРЕННЯ ХВИЛЬ НАПРУЖЕНЬ У ПРИРОДНО ПОРУШЕНОМУ МАСИВІ НА РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ	97
Берещук М.В., Рибкін К.М., Фролов О.О. ВСТАНОВЛЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ КРИТЕРІЇВ ОЦІНКИ ШАРОШЕЧНОГО БУРІННЯ НА КАР'ЄРАХ	101
Живков О.П., Гайко Г.І., Пига Л.М., Камаралі Р.В. РЕЗОНАТОР ГЕЛЬМГОЛЬЦА І РЕЗОНАНС ФАНО В ПРОЦЕСАХ НАФТОГАЗОВИДОБУВАННЯ	105
Войтенко Ю.І., Шукюров А.М. ПРО ФІЗИЧНІ ПРИНЦИПИ ДЛЯ ПРОЕКТУВАННЯ БОЙОВИКІВ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ	109
Бойко В.В., Кравець В.Г., Ган А.Л., Вапнічна В.В., Ган О.В. ЗМІНА ПОРИСТОСТІ ТА УТРИМУЮЧОЇ ЗДАТНОСТІ АМІАЧНОЇ СЕЛІТРИ ПІД ВПЛИВОМ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ОПРОМІНЕННЯ	113
Shevchuk N.A. EXTRACTION AND UTILIZATION OF COAL MINES METHANE IN UKRAINE ...	117
Мусихін М.Ю., Діхтяренко Л.В. ПЕРСПЕКТИВНІСТЬ ЗАСТОСУВАННЯ ДВОРІВНЕВОГО МЕТОДУ БУДІВНИЦТВА ЛІНІЙ МЕТРОПОЛІТЕНУ	119
Зуй Д.А., Ган А.Л. ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ СХИЛІВ ЗА ДОПОМОГОЮ АНКЕРУВАННЯ ТА ҐРУНТОЦЕМЕНТНИХ ПАЛЬ В УМОВАХ ЩІЛЬНОЇ МІСЬКОЇ ЗАБУДОВИ	125
D.I. Andriychuk, V.V. Vapnichna ANALYSIS OF THE TECHNOLOGICAL SCHEME FOR THE PROCESSING OF BASALTIC SEEDS	129
Дужникова Е.В., Кряжева Т. В., Зуевская Н. В. МИНЕРАЛОГИЯ КОКТАСЖАЛЬСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ	131
Гончаренко С.І., Дем'янов І.А., Шевчук Н.А. АНАЛІЗ ДАНИХ ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ПІДПРИЄМСТВА «ПЕРВОМАЙСЬК ВУГІЛЛЯ»	137
Чала О.М., Хлевнюк Д.В., Бойко В.В., Хлевнюк Т.В., Лемешко В.А. ДИСКРЕТИЗАЦІЯ СИГНАЛІВ ОДЕРЖАНИХ АНАЛОГО-ЦИФРОВИМ КОМПЛЕКСОМ ДО ПОКАЗНИКІВ АВТОНОМНОГО КОМПЛЕКСУ MINI MATE PLUS	139
Аль-Султан Мохаммед Бассам, Фик М.І. THE EFFECT OF THE CHANGE IN WELL THERMOBARIC PROPERTIES ON THE FLOW RATE FROM EXHAUSTED GAS-CONDANSATE RESERVOIR	142
Міщенко О.С., Вапнічна В.В. ОГЛЯД СПОСОБІВ СПОРУДЖЕННЯ ТУНЕЛІВ В УМОВАХ ВИСОКОГО РІВНЯ ҐРУНТОВИХ ТА ПІДЗЕМНИХ ВОД	149

Світлий Ю.Г., Білецький В.С.	
ГІДРОТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ ГІДРОЗАКЛАДАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ	153
Чала О.М., Остапчук А., Дем'янов І., Тарасюк О.С., Хлевнюк Д.В.	
ФІЛЬТРАЦІЯ ЗАПИСУ ХВИЛЬОВИХ КОЛИВАНЬ	161
Степанюк Л.В., Шайдецька Л.В.	
ЕКСПЛУАТАЦІЯ КАНАЛІЗАЦІЙНИХ МЕРЕЖ	163
Радецька О.Й., Тверда О.Я., Ткачук К.К.	
ЕКСЕРГО-ЕКОЛОГІЧНИЙ АНАЛІЗ ТА ОПТИМІЗАЦІЯ ТЕПЛОЕЛЕКТРОЦЕНТРАЛІ	165
Виноградова О.П., Стельмах О.У., Манохін А.С., Петасюк Г.А., Васильчук О.С., Майстренко А.Л.	
ГЕОМЕТРИЧНІ ПАРАМЕТРИ ЧАСТИНОК ПРОДУКТІВ ЗНОШУВАННЯ МАТРИЧНОГО МАТЕРІАЛУ У ПОРОДУРІЙНИВНИХ ЕЛЕМЕНТАХ ІЗ КОМПОЗИЦІЙНОГО АЛМАЗОВІСНОГО МАТЕРІАЛУ, ВИЛУЧНИХ МЕТОДОМ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ ЗІ ШЛАМУ	170

В.Кравець, д.т.н., професор, С.М.Стовпник, к.т.н., професор НТУУ КПІ ім. Ігоря Сікорського,

РОЗВИТОК НАУКОВОЇ ШКОЛИ «ФОРМУВАННЯ ІНЖЕНЕРНИХ ВЛАСТИВОСТЕЙ ГІРСЬКИХ ПОРІД ЗАСОБАМИ ГЕОДИНАМІКИ» НА КАФЕДРІ ГЕОІНЖЕНЕРІЇ ІЕЕ

Історія кафедри геоінженерії (створювалась як кафедра шахтного будівництва) розпочато в Київському політехнічному інституті у вересні 1948р. В перші післявоєнні роки для відбудови країни відчувалась особлива потреба у гірничих будівельниках, в озброєнні їх новими технологіями і технікою. Перший набір студентів – шахтобудівників здійснено за рахунок студентів спеціальності “Розробка родовищ корисних копалин” першого і другого курсів прийому 1946 і 1947 років. Усього за період 1951 – 1959 рр. кафедра шахтного будівництва підготувала 468 гірничих інженерів – будівельників, серед них 199 – за прискореною формою підготовки.

Однак в зв'язку з тенденцією наближення гірничих навчальних закладів і осередків до регіонів зосередження гірничовидобувних підприємств наприкінці 1950-х років багато спеціальностей, факультетів і навіть інститутів було закрито або перепрофільовано, зокрема, гірничий факультет КПІ, Харківський та Московський гірничі інститути. Припинила існування і кафедра шахтного будівництва, з якої частину студентів старших курсів було переведено до Київського інженерно-будівельного інституту. В час, що передував відновленню діяльності кафедри в КПІ, в світовій гірничобудівельній практиці почав активно розвиватись напрямок, пов'язаний з необхідністю більш широкого освоєння підземного простору мегаполісів.

Як і в усьому розвинутому світі, визріла необхідність підготовки фахівців для будівництва підземних міських споруд м. Києва та інших міст України. В зв'язку з цим рішенням вченої ради КПІ і наказом ректора за № 60-1 від 20.03.1991 р. на базі кафедри технології та механізації гірничих робіт гірничотехнічного факультету КПІ розпочато підготовку фахівців за спеціальністю “Шахтне та підземне будівництво” і спеціалізацією “Будівництво міських підземних споруд”. Цього ж року відбувся перший набір групи студентів. Велику роботу з організації нової спеціальності провів завідувач кафедри технології і механізації гірничих робіт, на той час декан гірничотехнічного факультету проф. Пирський О.А.

З липня 1993р. для підготовки вищезгаданих фахівців було організовано кафедру підземного будівництва, завідувачем якої призначено лауреата Державної премії з науки і техніки України, доктора технічних наук, професора Кравця В.Г. Набір студентів відбувся за спеціальністю “Шахтне та підземне будівництво”. Перший випуск спеціалістів спеціальності “Шахтне та підземне будівництво” відбувся у лютому 1997р.

З грудня 1998р. у зв'язку з перебудовою гірничотехнічного факультету кафедра продовжувала діяльність в складі Інституту енергозбереження та енергоменеджменту (ІЕЕ) НТУУ “КПІ”. Для концентрації підготовки бакалаврів напрямку 6.0903 “Гірництво” в рамках однієї кафедри з 2000р. розпочато поступове переведення підготовки фахівців спеціальності “Розробка родовищ корисних копалин” (нині “Розробка родовищ та видобування корисних копалин”) з кафедри інженерної екології на кафедру геотехнічного будівництва із перейменуванням останньої на кафедру геобудівництва та гірничих технологій, а з 2017р – на кафедру геоінженерії (ГІ).

Сьогодні кафедра ГІ забезпечує підготовку фахівців очної та заочної форми навчання за:

- освітньо – професійною програмою (ОПП) рівня вищої освіти ступеня «бакалавр» 6.050301 «Гірництво»;
- освітньо-професійною (освітньо-науковою) програмою другого (магістерського) рівня вищої освіти ступеня «магістр» за спеціальністю 184 «Гірництво» зі спеціалізаціями: “Геотехнічне і міське підземне будівництво”, “Розробка родовищ та видобування корисних копалин”.

Одночасно із заснуванням кафедри у 1993р почалось становлення наукової школи «Формування інженерних властивостей гірських порід засобами геодинаміки», яку заснував завідувач кафедри Лауреат державної премії з науки і техніки України (1991р.) доктор техн. наук, професор В.Г.Кравець. В минулі роки на кафедрі досліджувались проблеми:

- формування міцнісних параметрів ґрунтів в суміші з поверхнево-активними та в’язучими речовинами під дією динамічних навантажень;
- розробки наукових основ стабілізації слабких водонасичених ґрунтів вибуховими методами;
- керування напружено-деформованим станом основ фундаментів теплових споруд;
- управління детонаційними процесами в подовжених зарядах при руйнуванні анізотропних породних масивів;
- розробки геотехнічних способів закріплення деформованих основ фундаментів, що складаються з малопродіних лесових ґрунтів ;
- забезпечення стійкості гірничих виробок в складних геотехнічних умовах;
- вдосконалення техніки та технологій ефективного відділення декоративного та будівельного каменю;
- розробки необпалених в’язучих та будівельних матеріалів з відвальних порід вуглевидобутку для виготовлення конструктивних елементів автомобільних доріг та для інших галузей будівельного виробництва.

Перелічені пошукові та дослідницькі роботи навіть в період економічного спаду поступово підвищували науковий та навчально – методичний рівень викладацького складу кафедри. В цей час інтенсивно розвивається співпраця з провідними польськими гірничими вищими навчальними закладами. В період 2002-2012рр. виконувались спільні пошукові наукові роботи з Сілезьським технічним університетом та Краківською гірничо-металургійною академією, спрямовані на:

- опрацювання наукових основ та способів прогнозування та запобігання зсувних явищ в схилах на урбанізованих та підроблюваних гірничими роботами територіях;
- наукове обґрунтування прогнозу та техніки попередження ендегенних пожеж у вугільних шахтах;
- розробку сучасних малоощільних вибухових речовин для реалізації та підвищення ефективності і сейсдобезпеки сучасних геотехнологій.

З 2006р. кафедра геобудівництва участь в об’єднанні зусиль українських ВНЗ за напрямком «Шахтне та підземне будівництво», де крім традиційних напрямків співпраці в науковій та науково-педагогічній сфері організується щорічна об’єднана Міжнародна конференція молодих вчених, аспірантів та студентів за спільними напрямками. Щороку на цій конференції мають змогу виступити з доповідями молоді науковці кафедри. Однією з приймаючих сторін є кафедра ГБГТ.

В 2010 р. з метою підвищення рівня теоретичних розробок, отримання можливостей використання лабораторних баз та створення більш сприятливих умов для підготовки наукових кадрів кафедра уклала договори з відділом №7 Інституту механіки ім. С.П.Тимошенка НАНУ, навчально-науковим центром гірничих інформаційних технологій Національного гірничого університету, з науково-дослідною лабораторією з

проблем безпеки промислових вибухів Інституту гідромеханіки НАНУ. В 2011р. поновлено договір з кафедрою геомеханіки, підземного будівництва та керування охороною поверхні Сілезького технічного університету.

В 2012 р. укладено договір про творчу співдружність з Варненським технічним університетом ім. Черноризця Храбра. В 2016 р. заключено договір з Берг-факультетом Технічного університету м. Кошіце (Словаччина).

Серед виконавців робіт штатні науковці відсутні, дослідження виконуються на засадах сумісництва. З 4-6 виконавців на платній основі працюють 1 - 2 доктори наук, професори і 1-2 кандидати наук. Як правило, в групу виконавців входять працівники і аспіранти, у яких тематика кандидатської або докторської відповідає виконуваній темі, та студенти. До основних здобутків в межах наукових інтересів кафедри належить віднести:

- описання ударних хвиль величиною розриву польових функцій на фронті хвилі, тобто амплітудою хвилі й створеним нею імпульсом, що дає можливість спростити завдання про дифракцію ударної хвилі на поверхні поділу середовища й застосувати прийоми, використовувані в стереомеханічній теорії удару й базовані на загальних теоремах динаміки.

- побудову системи рівнянь з метою розгляду специфічних процесів поширення в поліетиленовій оболонці трубчастого детонуючого хвилеводу хвилі детонації та описання динаміки поліетиленової циліндричної оболонки трубчастого детонуючого хвилеводу під дією осесиметричного навантаження, що може бути використане для визначення параметрів хвиль деформацій і вивчення явища струшування й розпилення дрібнокристалічної ініціюючої ВР у каналі хвилеводу;

- експериментальне вивчення механізму ініціювання, розвитку й загасання фронту ударної хвилі в матеріалі оболонки хвилеводу без напильної ВР і формування детонаційного процесу по довжині хвилеводу з напиленим шаром ВР та отримання ряду важливих закономірностей і умов розвитку й передачі детонаційного процесу в системі комутованих хвилеводів;

- встановлення механізму взаємодії системи подовжених джерел динамічних навантажень, які генерують короткохвильові імпульси, та характеру розподілення напружень в зоні взаємодії взаємодії хвиль з явищами типу аномалій Вуда, що поводують різке збільшення напружень резонансного характеру;

- розроблення та випробування в полігонних умовах групи портативних агрегатів для забезпечення комбінованого навантаження з метою відділення монолітів. Особливістю цих агрегатів є прості конструктивні рішення, що спрощують їх виготовлення та застосування в порівнянні з існуючими засобами.

- створення комбінованої технології спорудження протифільтраційних екранів в структурно-нестійких ґрунтах з використанням пульсуючого механізму формування вибухової порожнини та зони залишкових деформацій;

Участь професорсько-викладацького складу у виконанні фінансованих з бюджету тем складає по різних роках від 30,8 до 38,5%. Однак науковою діяльністю у різній мірі займається практично весь склад кафедри, що підтверджується результатами щорічного підрахунку рейтингу ПВС кафедри та звітами про наукову діяльність її працівників.

В ході виконання досліджень в 2011 – 2018рр. співробітниками кафедри (штатними та сумісниками) видано 18 монографій опубліковано в фахових наукових виданнях 146 статей, у наукометричних базах – понад 30 статей, публікацій в зарубіжних виданнях - 121.

Наукові розробки знайшли впровадження в навчальному процесі на кафедрі, сприяли активізації роботи аспірантури за спеціальностями 05 15 09 – Геотехнічна і гірнична механіка та 05 15 03 – Відкрита розробка родовищ корисних копалин, за якими на кафедрі ведеться підготовка наукових кадрів, і за якими провадяться захисти на

засіданнях спеціалізованої вченої ради Д 26.02.022. Головою спеціалізованої ради є завідувач кафедри, д.т.н., професор В.Г.Кравець.

На протязі 1993-2018рр. в рамках наукового напрямку кафедри захищено 11 кандидатських дисертацій (з них 6 – співробітниками кафедри) та 8 докторських дисертацій (з них 3 - співробітниками кафедри). Наукові традиції школи успішно продовжуються учнями і послідовниками керівника – захищено 3 кандидатські роботи аспірантів кафедри, вихованців професора А.М.Самедова, 1 докторська та 1 кандидатська роботи, виконані вихованцями проф. Н.В.Зуєвської.

Враховуючи наявний склад докторів наук, річний ліцензійний набір кафедрою на третій рівень освіти (PhD) становить 8 осіб. На цей час під керівництвом проф. В.Г.Кравця в аспірантурі кафедри навчаються 6 аспірантів за програмою PhD під керівництвом професорів В.Г.Кравця, Н.В.Зуєвської, Г.І.Гайка, О.О.Фролова

Маючи значний науковий доробок попередніх років, колектив кафедри здатний освоювати нові напрямки наукового пошуку, а саме, дослідження, пов'язані з розвитком питань геурбаністики.

Оскільки зростання великих міст веде не лише до збільшення розмірів, але і до істотного ускладнення функціонально-просторової організації міста, з'являється потреба рішення ряду гострих проблем, а саме - територіальних, транспортних, енергетичних, водопостачальних, екологічних і тому подібних.

Значні резерви рішення міських проблем знаходяться в площині розвитку підземної урбаністики, тобто розміщення в підземному просторі міста численних споруджень транспортного, енергетичного, господарського, комунального, соціального призначення і створення масштабної інженерної інфраструктури.

В зв'язку з цим нові навчальні плани кафедри з 2016 року передбачають в рамках спеціальності «Гірництво» підготовка фахівців за двома спеціалізаціями – «геотехнічне і міське підземне будівництво» та «розробка родовищ і видобування корисних копалин». Враховуючи спрямування останньої на видобування будівельної сировини, включаючи декоративну продукцію, яка користується високим попитом у світі, обидві спеціалізації у різному ступені пов'язані з будівництвом об'єктів підземної інфраструктури мегаполісів.

Велика складність, різноманітність, нестабільність, іноді невизначений (чи випадковий) характер взаємодій між структурними і природними компонентами міської забудови істотно коригують існуючі плани, вимагаючи їх вдосконалення із застосуванням системного підходу.

Наукові основи системного планування підземного міста з урахуванням геологічних і ландшафтних особливостей, генерального плану забудови, інженерної інфраструктури і тенденцій майбутніх змін можуть досить коректно спиратися на природно-технічну систему "Геурбаністика - геологічне середовище" і її підсистеми. Застосування системної методології дозволить вийти на якісно новий етап проектування і розвитку підземного простору, забезпечить ресурсозберігання і значне збільшення об'ємів підземного будівництва відповідно до зростаючих потреб, допоможе створити розгалужену багатофункціональну мережу підземного міста - невід'ємну складову майбутнього мегаполісу. Ці дослідження, що планується виконувати у співдружності з провідними науковими осередками інституту та університету, близькими за науковим спрямуванням академічними закладами, становлять основу планів наукової діяльності колективу кафедри на наступні роки.

UDC 622.8

Binxin Hu, associate research fellow, Tongyu Liu, research fellow, Guangdong Song, associate research fellow, Feng Zhu, assistant research fellow, Hua Zhang, probationer, Laser Institute, Qilu University of Technology (Shandong Academy of Sciences)

HIGH PRECISION FIBER OPTIC SEISMIC MONITORING SYSTEM FOR UNDERGROUND MINES

Seismic monitoring is essential for stability evaluation of excavated rockmass in mines. This paper presents a high precision fiber optic seismic monitoring system based on fiber Bragg grating geophone. The overall composition, sensor design and interrogation scheme are introduced in detail. The field test results show that this system has great potential for mining safety monitoring.

Сейсмічний моніторинг має важливе значення для оцінки стабільності видобутої кам'яної маси в шахтах. У даній роботі представлена високоточна система волоконно-оптичного сейсмічного моніторингу, заснована на волоконно-рентгенівській решітці Богом. Детально представлені загальний склад, конструкція датчиків і схема опитування. Результати польових випробувань показують, що ця система має великий потенціал для моніторингу безпеки видобутку.

Introduction. Routine seismic monitoring enables the quantification of exposure prevention, rating of seismic hazards and alerts to potential rock mass instabilities that could result in rock bursts in underground mines [1]. The existing mine seismic monitoring systems commonly adopt the conventional electro-magnetic sensor or geophone, which has a few troubles such as electromagnetic interference, non-linearity, and small dynamic range. Due to the need for remote power supply, it is hard to operate in methane environments, resulting in monitoring blind area. Recently, fiber optic geophones have drawn much more attention due to their immunity to electromagnetic interference, high sensitivity, large dynamic range, electrically passive operation and capability of multiplexing [2]. Fiber optic geophones therefore have wide prospects for use in seismic monitoring in underground mines.

Analysis of literary sources. At present, there are mainly four types of fiber optic geophone: distributed type, interference type, fiber laser type and fiber Bragg grating (FBG) type. Distributed acoustic sensing (DAS), is a relatively new method for recording vertical seismic profile data using a fiber optic cable as the sensor [3]. However, there are still some issues to be studied before the DAS can be applied for seismic monitoring in underground mines, such as sensitivity, acoustic coupling, and

directivity. The interference type has high sensitivity, but it has some disadvantages such as poor stability, complex structure, and high cost [4]. The fiber laser type has high sensitivity, stable performance and easy networking, but its transmission distance is as short as tens of meters. Besides, the pump laser power is high up to tens of milliwatts, and since this much power is enough to make an electrical spark [5]. For coal mine engineering use, low-cost and robustness may be more critical than sensitivity. The FBG type geophones exhibit good frequency response and cross-sensitivity, hence were developed for mine applications [6].

Purpose of work. In this work, a high precision fiber optic seismic monitoring system using FBG geophone has been developed to meet the increasing needs of stability evaluation of excavated rock-mass in mines. The FBG geophone serves as the seismic sensor, allowing a wide bandwidth from subhertz up to a few hundred Hertz. An interrogation system is designed for the FBG geophone, using a narrow line-width distributed feedback laser diode (DFB-LD) in order to get high sensitivity and precision. The results and field test demonstrate that this system is quite suitable for precision seismic monitoring in underground mines.

Materials and research results. As shown in Fig. 1, the system mainly consists of FBG geophone, interrogation substations, host station and hardware precision time protocol (PTP) time server. The substations are distributed underground while the host station is located above ground; eliminating the needs for large amounts of the optical fiber cable in shaft and making it possible to layout more seismic sensors. The FBG geophones detect microseismic signals. The resulting signals are digitalized at the substation. Each substation connects with 8 to 16 sensors. All substations communicate with host station via ethernet ring network, while can connect up to 128 sensors. The seismogram data are ultimately recorded and processed at the host station. The PTP time server synchronizes the host station and the substations with GPS clock.

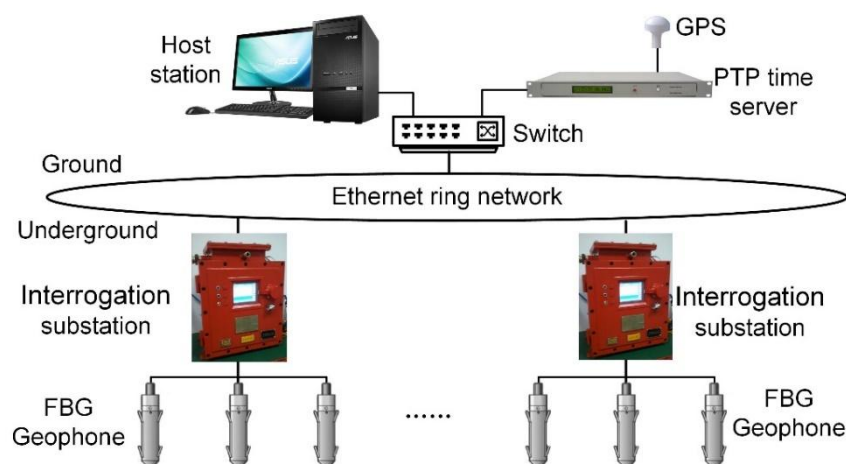


Fig.1. The scheme of fiber optic seismic monitoring system for underground mines.

The basic idea of the sensor design is to convert the vibration caused by a microseismic event into strain, and the strain may induce a shift in the Bragg wavelength [7]. As shown in Fig.2 (a), the well-designed geophone includes cantilever beam, support beam, FBG, mass and case. Fig. 2 (b) shows the sensor itself. To suppress the resonance frequency of the sensor, the sensor package needs a certain amount of silicone oil as a damper.

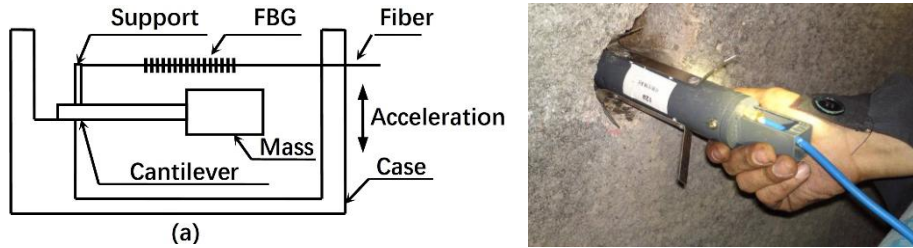


Fig.2. The scheme of FBG geophone and actual photograph

The FBG is fixed between the support beam and the case. A mass is placed on the end of the cantilever to increase sensitivity. When there is a vibration in the vertical direction, the mass will produce acceleration, driving support beam swing around to stretch or compress the FBG. Its wavelength will move around, and the acceleration value can be got through the interrogation circuit, achieving the detection of seismic signal.

The interrogation principle of an FBG geophone depends on intensity modulation of a narrow line-width DFB-LD [8], when a reflection or transmission spectrum curve of an FBG moves due to the strain caused by the acceleration, as shown in Fig. 3 (a). The working wavelength of the DFB-LD is set at the -3 dB position from the peak reflectivity of the FBG, where the maximum sensitivity can be obtained.

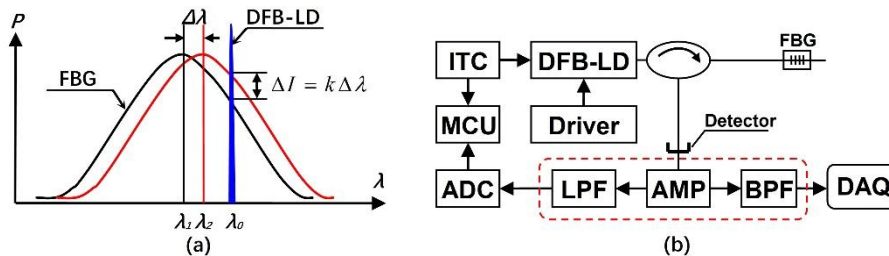


Fig.3. Interrogation principle and scheme of interrogation circuit

The interrogation circuit is shown in Fig.3 (b). The DFB-LD is driven by a constant current source (CCS). The emitted light goes through the optical circulator and reaches the FBG geophone. The reflected light goes through the optical circulator,

and is converted into a voltage signal by a PIN trans-impedance amplifier (TIA). The resulting voltage is outputted via a band pass filter (BPF). The temperature of the DFB-LD is automatically controlled by a microcontroller unit (MCU) through an integrated temperature controller (ITC), thus adjusting the wavelength of the LD to the proper position of the FBG.

The complete system has been calibrated by using Brüel & Kjær vibration exciter type 4808. Fig. 4 (a) and (b) show the frequency response (3.0 ms^{-2}) and linearity (30 Hz), respectively. It can be seen that the system has a flat frequency response of 1 to 200 Hz and has a good linearity over a range of 10^{-3} to 10 ms^{-2} . The dynamic reaches up to 80 dB.

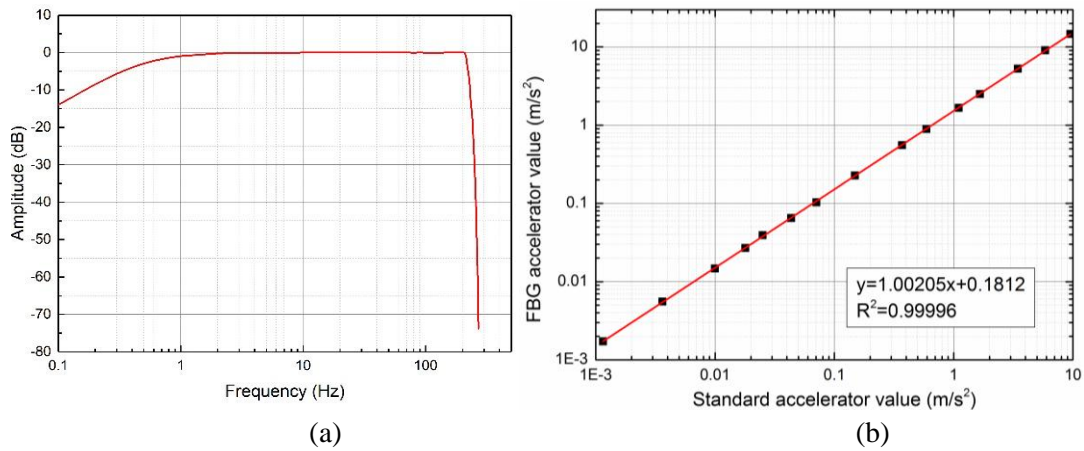


Fig.4. The frequency response and linearity of the complete system

We have done a blasting monitoring comparison test using an elector-magnetic seismic system, a fiber laser seismic system, an interference seismic system and the FBG seismic system. The test result is shown in Fig.5. For low frequency signals, our system yields measurements that are as clear and distinguishable as conventional seismic systems and the energy is more powerful below 10Hz, which is helpful for monitoring long-distance and low-frequency mine seismic signal.

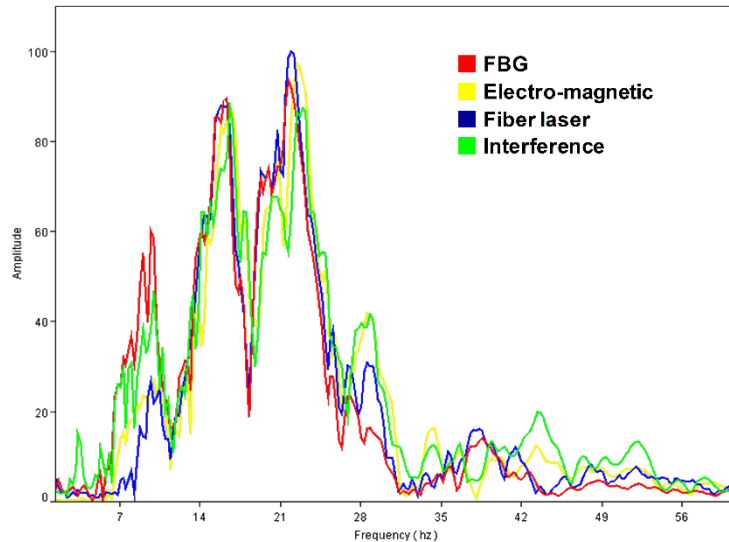


Fig.5. The comparison test results with other seismic systems

Conclusions. A high precision fiber optic seismic monitoring system using FBG geophone was developed and characterized. A DFB-LD based interrogation system is proposed to realize a high sensitivity and a proper dynamic range. The explosive-proof seismic substations are distributed underground, thus allowing to layout more the number of and more intensive sensors. This can effectively increase the measurement accuracy of seismic sources and energy. Field test results have shown that the FBG-based seismic system has great potential for mining safety monitoring.

Acknowledgements. This work was partly supported by the Key Research and Development Program of Shandong Province (No. 2018GSF120008) and the Natural Science Foundation of Shandong Province (No. ZR2016QZ006).

References.

1. Mendecki, Dr A. J. Seismic Monitoring in Mines. 1997.
2. Liu, T., Wei, Y., Song, G., Hu, B., Li, L., & Jin, G., et al. (2018). Fibre optic sensors for coal mine hazard detection. *Measurement*, 124, S0263224118302239.
3. Correa, J., Dean, T., Zaanen, L. V., Tertyshnikov, K., Pevzner, R., & Bona, A. (2018). A comparison of a conventional borehole tool and distributed acoustic sensing at a dedicated field laboratory. *Aseg Extended Abstracts*, 2018(1), 1
4. Tang, D. L., Wang, P., Zhang, X. D., He, S., Zhang, L., & Dai, B. (2012). Micro-mach-zehnder interferometer based on mmi used in seismic accelerometer. *Optik - International Journal for Light and Electron Optics*, 123(19), 1792-1796.
5. Zhang, W., Wang, Z., Huang, W., Liu, W., Li, L., & Fang, L. (2016). Fiber laser sensors for micro seismic monitoring. *Measurement*, 79, 203-210.
6. Wang, J., Hu, B., Wei, L., Song, G., Long, J., & Liu, T. (2016). Design and application of fiber bragg grating (fbg) geophone for higher sensitivity and wider frequency range. *Measurement*, 79, 228-235.

7. Hu, B., Liu, T., Wang, J., & Song, G. (2013). Distributed fiber optic microseismic monitoring system for coal mines. Asia Pacific Optical Sensors Conference.
8. Hu, B., Song, G., Hua, Z., & Liu, T. (2017). A precision edge filter interrogation system for mine Fiber Bragg Grating micro-seismic sensors. International Conference on Optical Communications & Networks.

Г. І. Гайко, професор «КПІ імені Ігоря Сікорського», В.С. Білецький, професор НТУ «ХПІ»

**ПРЕЗЕНТАЦІЯ НАВЧАЛЬНОГО ПОСІБНИКА
«ІСТОРІЯ ТА ПЕРСПЕКТИВИ НАФТОГАЗОВИДОБУВАННЯ»
ЗА АВТОРСТВОМ В. БІЛЕЦЬКОГО, Г. ГАЙКА, В. ОРЛОВСЬКОГО**

У 2019 р. вийшов друком навчальний посібник «Історія та перспективи нафтогазовидобування» в якому подано світову історію видобутку й застосування рідких та газоподібних вуглеводнів, показані перспективи розвитку цих галузей на середню та дальню перспективу. Посібник повстав у співпраці авторів В. Білецького (НТУ «Харківській політехнічний інститут»), Г. Гайка (НТУУ «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського») та В. Орловського (Харківський національний університет міського господарства імені О.М. Бекетова). Нижче наведений вступ до посібника, який презентує це видання.

In 2019, a training manual "History and Prospects of Oil and Gas Extraction" was published, in which the world history of the extraction and use of liquid and gaseous hydrocarbons is presented, and the prospects for the development of these industries in the medium and long-term perspective are presented. The manual has developed in cooperation with the authors of V. Biletsky (NTU "Kharkiv Polytechnic Institute"), H. Haiko (NTUU "Kiev Polytechnic Institute named after Igor Sikorsky") and V. Orlovsky (Kharkiv National University of Municipal Economy named after A. M. Beketov). Below is an introduction to the manual that this edition presents.

Нафта і природний газ, а також продукти їх переробки мають дуже давню історію застосування людством, проте історія світової нафтовидобувної промисловості налічує всього лише близько 150 років, газової – менше 100 років. Незважаючи на цей відносно «молодий» вік, нафта і газ стали одним з визначальних факторів розвитку світової економіки, фінансових ринків, а також політичних процесів у багатьох країнах світу (часом у латентній формі). Тому «інформаційне поле» навколо нафтової та газової промисловості постійно знаходиться в центрі уваги широкого суспільного загалу і вимагає від фахівців глибокого розуміння питань історичного розвитку та перспектив своєї професії.

Нафтова і газова промисловість відіграла важливу роль у розвитку індустріальної епохи, забезпечивши саму можливість виникнення «віку моторів» (гас, бензин, солярка, мастила). У другій половині ХХ ст. питома вага нафти і газу в паливно-енергетичному балансі світу перевищила 50%: генерація електроенергії, опалювання будинків, широке промислове використання. Сьогодні нафтопродукти та газ залишаються практично безальтернативним паливом для автомобільного, повітряного та водного транспорту¹.

Слід зазначити, що світові нафтогазові ресурси біогенного походження істотно обмежені. За поточними даними British Petroleum Statistical Review (2016 р.) світових запасів природного газу при збереженні видобутку на рівні 2015 р. повинно вистачити

¹ Концепція електромобіля та початок масового виробництва його моделей можуть у перспективі змінити ситуацію, але на сьогодні сумарні обсяги продажів електромобілів не перевищують 1% від загальних продажів автомашин. Відкриття провідною компанією Tesla Motors патентів на винаходи для вільного використання лише незначно прискорило темпи виробництва електромобілів, хоча за прогнозами компанії через 20 років їх обсяги можуть сягнути понад 50% усього авторинку.

на 52 роки й 6 місяців (сам порядок прогнозного значення, який почав включати вже й місяці, свідчить сам за себе). Прогнозований «пік нафти», тобто найбільший обсяг світового видобутку, за яким буде спостерігатися лише спад, більшість експертів відносять на 2030 р., хоча існують припущення, що він вже перейдений у 2004 р. (за математичною моделлю К. Хабберта припадав на 2000 р.).

Британський філософ Дж. Стюарт Мілль (XIX ст.), досліджуючи проблему майбутнього вичерпання мінеральних ресурсів, зазначав: «Первісні продукти землі, кількість яких обмежена й повністю незалежна від людини, надані їй природою так само, як молодій людині надається невелика сума грошей з тією метою, щоб вивести її на шлях корисної праці та успішного розвитку». Нажаль, світові війни, марнотратство «суспільства споживання», запізніла політика енергозаощадження не збігаються з оптимістичним баченням розвитку за Міллем. Проте усвідомлення ситуації вже присутнє не тільки в експертному й науковому середовищі, але й серед провідних урядових, фінансових і суспільних організацій, формується загальне розуміння шляхів і дій, як скористатися обмеженим часом для запобігання глобальній енергетичній кризі. Збільшення ресурсної бази вуглеводнів, зокрема можливе відкриття нових потужних родовищ (що узгоджується з ідеями прихильників абіогенного походження нафти), а також перспективи видобутку нетрадиційного газу із сланцевих покладів і донних газогідратів можуть продовжити еру нафти й газу ще мінімум на декілька сторіч, даючи людству час на освоєння принципово нових джерел енергії та соціальний поступ. Цей «шлях успішного розвитку» потребує інтенсивного освоєння нових геотехнологій і відповідних інвестицій у систему наукових досліджень і фахову інженерну освіту, у тому числі – в Україні.

Для нашої країни це особливо актуально, оскільки землі Західної України були ядром нафтового регіону, що започаткував світову нафтову індустрію. Першими районами масштабного промислового видобутку нафти стали Східні й Південні Карпати, де нафтопродукти були відомі здавна. У Галичині нафту почали використовувати вже в пізньому середньовіччі. Першу письмову згадку про «чорне золото» Карпат знайдено у «Хроніці Длугоша» (XV ст.), про використання галицької нафти в медицині зазначається у «Книзі Фалінера» (1534 р.), найдавніша інформація про організований видобуток нафти на Прикарпатті датована 1617 р. і належить вона львівському медику та мандрівнику Еразму Сиксту.

У 1853 р. у Львові вперше був винайдений гас і гасова світильна лампа (Й. Зег, І. Лукасевич), що сформувало нові масштабні потреби в нафтопродуктах для освітлення осель і міських вулиць, спричинивши світовий промисловий бум нафтовидобутку (Галичина й Румунія були піонерами гасового освітлення міст). Борислав, Тустановичі, Дрогобич, Слобода Рунгурська, Печеніжин стали широко знаними в Європі центрами видобутку й переробки нафти. За обсягами нафтовидобутку карпатський регіон тримав світову першість до початку 1870-х років, поступившись згодом США та Азербайджану (в складі Російської імперії).

Варте уваги, що відтворений за реальними подіями у повісті І. Франка «Борислав сміється» робітничий страйк нафтовиків датується 1873 р., що свідчить про пріоритетність промислових форм нафтової індустрії Галичини та відповідний розвиток робітничого руху. Прикметно, що українська література дала світові перший яскравий образ нафтового магната (Герман Гольдкремер, повість І. Франка «Воа constrictor», 1878 р.), який з часом стане однією з провідних фігур у літературі й кінематографії США (відгук на бурхливий розвиток нафтової промисловості в Америці).

Серед газових родовищ Передкарпатської нафтогазової області слід виділити славнозвісне Дашавське родовище (Стрийський район Львівщини), початок

експлуатації якого в 1924 р. знаменує народження газової промисловості України. З Дашавського родовища починається утворення газотранспортної системи України, яка будувалася із заходу на схід і північ (зі Львівщини – на Київ і Москву) і тривалий час забезпечувала газом колишній СРСР та інші сусідні країни, чому значною мірою сприяло відкриття в 1950 р. Шебелинського газового родовища на Харківщині (найбільшого на той час родовища Європи).

Проте нафтогазова промисловість України, це не тільки багата історія, але й важливий «день сьогоднішній» та амбітні проекти близької перспективи (розробка чорноморського шельфу, покладів сланцевого газу, освоєння родовищ значних глибин). Тенденція зменшення видобутку газу буда подолана в 2014-2015 роках, не останнім чином з причини російської агресії проти України. На 2020 р. передбачено підвищити показники видобутку нафти та газового конденсату до 5,3 млн. т, а природного газу до 28 млрд. м³. Таким чином, Україна зберігає вагомий потенціал розвитку нафтогазової галузі, особливо з урахуванням розгалуженої газотранспортної системи (довжиною понад 37 тис. км) та потужних підземних сховищ (обсягом понад 32 млрд. м³).

Сучасний фахівець повинен знати історію справи, якій він служить. Новий «Стандарт вищої освіти України» у загальних компетентностях зокрема передбачає: «Здатність зберігати та примножувати моральні, культурні, наукові цінності й досягнення суспільства на основі розуміння історії та закономірностей розвитку предметної області, її місця у загальній системі знань про природу і суспільство та у розвитку суспільства, техніки і технологій». Метою навчального посібника є реалізація цих вимог шляхом поєднання наукового розуміння історії й кращих технічних досягнень минулого й сучасного в нафтогазовій галузі задля перспектив її розвитку й забезпечення енергетичної незалежності й добробуту України.

Стисло охарактеризуємо тематичні розділи посібника.

Перший розділ присвячено геології та географії нафти і газу, а також науковим гіпотезам походження й розповсюдження цих вуглеводнів, що впливають на географію розміщення, перспективи й обсяги родовищ. Наведені також дані щодо запасів і видобутку нафтогазових ресурсів у країнах світу.

У другому розділі подані давні історичні свідчення про нафту й нафтопродукти, сфери їх первісного застосування, способи видобутку. Розглянуті пов'язані з нафтою і газом відомості з Межиріччя, Давнього Єгипту, Індії, Китаю, країн античного світу, Візантії, Азербайджану.

Третій розділ розкриває становлення нафтової промисловості світу в другій половині XIX ст., зосереджуючись на перших центрах промислового розвитку в карпатському регіоні (Західна Україна, Румунія), бакинському районі (Азербайджан), на американському континенті – штати Пенсільванія та Огайо (США). Розглядається історична хронологія, техніка і технологія ведення робіт, а також питання організації й розвитку промислів.

Четвертий розділ присвячено розробці нафти й газу в XX ст. Розкрито історію відкриття й початки промислового освоєння потужних родовищ на Близькому й Середньому Сході, у Північній і Південній Америці, в Росії та Україні. Стисло охарактеризовано найбільш впливові компанії та значимі персоналії.

П'ятий розділ описує розвиток техніки нафтогазовидобування. Вольтер уважав, що «історія механічних мистецтв є, імовірно, найкориснішою з усіх». У цьому сенсі розділ є одним з найбільш важливих, оскільки систематизує й розкриває розвиток техніки розвідки, видобування, транспортування та переробки нафти та газу.

Шостий і сьомий розділи присвячені «історії майбутнього» вуглеводнів, зокрема становленню перспективних напрямків геотехнологій морського видобутку та освоєння нетрадиційних мінеральних ресурсів, зокрема «сланцевій революції» у США,

видобутку важкої та сланцевої нафти, газу морських метаногідратів тощо. Книгу завершує узагальнена хронологія розвитку світової нафтогазової промисловості.

Навчальний посібник є першою вітчизняною спробою тематичної систематизації відповідних інженерних, історичних, економічних та природничих відомостей у навчальній формі, рамки якої визначені програмами підготовки студентів нафтогазових і гірничих спеціальностей. Виходячи з цих обмежень, посібник майже не торкається питань фінансової, політичної та військової боротьби за паливні ресурси світу й шляхи їх транспортування. Читачам, які цікавляться суспільно-політичними аспектами нафтогазової проблематики, ми радимо скористатися з ґрунтовних праць Данієля Єргіна (США), Івана Діяка та Михайла Гончара (Україна).

Автори висловлюють подяку Науковому товариству ім. Т. Шевченка в США за підтримку дослідного проекту «Історія гірництва в Україні: від первісних спільнот до здобутків індустріальної епохи», результати якого були використані при підготовці книги.

УДК 622.1:622.83

Студенти: Сагало Б.С., Соловйов Д.В.

Наукові керівники: д.т.н., проф.. Зуєвська Н.В., к.т.н., доц. Нестеренко О.В.

ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ ГЕОІНФОРМАЦІЙНИХ ТЕХНОЛОГІЙ В ГІРНИЦТВІ

Анотація. В статті представлено методи обробки інженерно-геологічних даних на основі використання геоінформаційних технологій в умовах нафтовидобувної галузі. На основі даних геологічної розвідки створюється тривимірна математична модель місцевості, яка дозволить оптимізувати процес селективного видобування корисної копалини за економічною доцільністю, або за якимсь іншим критерієм.

Abstract. The article presents methods for processing engineering-geological data on the basis of the use of geoinformation technologies in the oil-extracting industry. On the basis of geological intelligence data, a three-dimensional mathematical model of the terrain is created, which will allow optimizing the process of selective extraction of minerals by economic expediency, or by some other criterion.

Вступ. В наш час все більш актуальним стає використання геоінформаційних технологій при виконанні геоінженерних проектів. На сьогодні геоінформаційні системи є найбільш ефективним інструментом опису географічного середовища з яким доводиться працювати, особливо, якщо враховувати, що середовище постійно змінюється. Ці системи можуть бути використані для рішення багатьох практичних завдань, пов'язаних з аналізом просторових даних з метою забезпечення безпечного і сталого розвитку регіонів по видобутку корисних копалин. Геоінформаційні системи доцільно використовувати при аналізі даних геологічного моніторингу, створенні цифрових карт під час виконання геоінженерних проектів, що детально демонструють стан навколишнього середовища, аналізі змін, що відбулися в досліджуваному регіоні, прогнозуванні наслідків прийняття науково-технічних рішень.

Аналіз літературних джерел

- «Геоінформаційні технології в екології», Пітак І.В., Негадайлов А.А., Масікевич Ю.Г., Пляцук Л.Д., Шапоров В.П., Моїсєєв В.Ф.
- На сьогоднішній день існує значна кількість програмних засобів, які можна використовувати для геоінженерних поректів. Однією з програм для створення геоінженерних проектів є «Surfer-3D». Ця програма призначена для створення, редагування, перегляду, зберігання і модифікації всіх типів карт і цифрових регулярних сіток висот. Пакет програми складається з декількох незалежних підпрограм, пов'язаних між собою через головну програму, що дозволяють створювати, переглядати, редагувати і зберігати файли даних. Встановити даний пакет можна з сайту:
<https://www.goldensoftware.com/products/surfer/trial>.
- «ArcUser. The Magazine for Esri Software Users. Winter 2015»

1) Використання ArcGIS Online Elevation та Послуги з аналізу гідрології Цзянь Ланге, менеджер з продуктів для просторового аналізу, Esri В роботі [1] висвітлено використання даних про висоти, разом з інструментами аналізу, що доступні через платформу ArcGIS в веб-картах ArcGIS Online, в ArcGIS for Desktop і включений у власні веб-клієнти. Аналіз висот має важливе значення для багатьох програм ГІС, включаючи управління природними ресурсами, збереження, сільське господарство, транспорт, будівництво, управління ризиками від повеней та національну безпеку.

В роботі наведено декілька прикладів що до використання даних послуг:

1) Профіль висоти.

У першому прикладі профіль висоти створюється за допомогою шаблону профілю висот. Цей шаблон, доступний в галереї шаблонів веб-картографування ArcGIS Online, є налаштованим шаблоном веб-застосунку, який відображає профіль висоти для вибраної функції або вимірюваної лінії разом з веб-картою.

2) Аналіз видимості.

Є два способи дивитися на вид. В першому відображається область, яку видно з даного місця розташування на основі значень висот. Вдругому вигляд також може бути областю, звідки можна побачити місцезнаходження географічного об'єкта.

3) Виконання аналізу вододілу.

Водозбір - це ділянка землі, яка стікає дощову воду або сніг в одне місце, наприклад, в потік, озеро або водно-болотне місце. Вододіли можуть забезпечувати питну воду і, таким чином, є важливою частиною екосистеми. Якщо вододіли забруднені, питна вода, ймовірно, буде забруднена.

4) Розробка веб-додатків із використанням шарів висот.

На додаток до використання служб аналізу висот і гідрології безпосередньо на веб-карті ArcGIS Online або в ArcGIS for Desktop, розробники можуть використовувати доступний REST API для вбудовування цих послуг аналізу в спеціальні веб-програми.

Джерела даних роботи : висота та гідрологічні дані, що входять до ArcGIS Online Elevation та послуги аналізу гідрології, підтримуються, розміщуються та оновлюються компанією Esri.

Служби можуть бути використані для створення профілю висоти і перегляду та здійснення аналізу вододілу. Використання ArcGIS Online Analysis Services ArcGIS Online Elevation та гідрологічні послуги доступні як частина світового атласу Esri Living. Послуги, доступ до яких здійснюється через платформу ArcGIS, доступні всім організаційним користувачам ArcGIS Online, користувачам ArcGIS for Desktop та користувачам інших веб-клієнтів.

2) Даніель Морат і Крістофер Емріч, Інститут досліджень небезпек і вразливостей

В роботі [2] описується бенчмаркінг аварійного відновлення за допомогою колектора для ArcGIS. Використання Collector і ArcGIS Online дозволяє HVRI

легко інтегрувати дані поля в один продукт і зменшити кількість необхідного обладнання в цій галузі. Вона забезпечила в реальному часі знімок прогресу, що дозволило координувати роботу персоналу на місцях, а також не зайнятого базового персоналу, який міг би здійснювати QA/ QC в режимі реального часу. Це значно скоротило час і витрати, пов'язані зі збором даних на місцях.

Справжнє значення програми Collector було продемонстровано трьома ключовими способами: економія часу; зменшення помилок; та стандартизація зберігання, відображення та аналізу. Упорядкований процес побудови, розгортання та редагування даних відновлення за допомогою програми Collector дозволив заощадити 50% часу для персоналу на місцях і 80% економії витрат і зусиль для базового персоналу, пов'язаного з QA / QC, аналізом і відображенням результатів. Оптимізація процесу не лише заощаджує час і гроші протягом більш обмежених бюджетних періодів, але й полегшує швидше вливання результатів у продукти та планування майбутніх досліджень.

Мета роботи : Вирішення проблеми ефективного нафто добування, з меншими затратами по собавартості, в умовах складної місцевості, що постійно змінюються і потребує проведення попереднього прогнозування гірничих виробок даної серовини .

Матеріали і результати досліджень.

Особливість використання даних нафто будівної діяльності полягає у питаннях безпеки і визначається тим, що відомості, використовувані для підтримки прийняття рішень в цій області, надзвичайно різноманітні й, як правило, включають:

- 1) дані дистанційного моніторингу;
- 2) дані підсупутникових спостережень, отриманих за допомогою локальних методів моніторингу, наприклад, з борта дослідницького судна;
- 3) дані офіційної статистики й архівні.

Програмне забезпечення дозволяє вводити, зберігати, аналізувати й відображати географічну інформацію. Ключовими компонентами програм є:

- 1) засоби для уведення, зберігання й перетворення географічних даних,
- 2) система керування базою даних, • програмні засоби, що забезпечують візуалізацію інформації, редагування даних, підтримку запитів і географічний аналіз,
- 3) графічний інтерфейс користувача, що полегшує використання програмних засобів.

Дані можуть опрацьовуватись в пакеті Surfer двома шляхами, а саме для візуалізації функцій двох змінних, а також полів, заданих у точках на плоскій області. Пакет має зручні засоби для відображення у вигляді ліній рівня (ізоліній) і у виді поверхонь. Перевагою Surfer є те, що він встановлюється безпосередньою вставкою файлу виконуваною програми у будь-яку папку, а не через процедуру встановлення, яка вимагає сповіщення серійного номеру. Об'єкти відображення:

функція двох змінних і поле, подане своїми значеннями у окремих точках на площині. Типи відображень у Surfer:

- 1) у ізолініях ;
- 2) відтінками кольору ;

- 3) у вигляді поверхні ;
- 4) у вигляді винесених на площину точок, при необхідності у супроводженні значень Z .

Пакет дозволяє проводити обробку геоінженерних даних поверхні рельєфу та переведення їх в табличний вигляд – базу даних в «Excel» , а потім всі дані візуалізуються в проекцію карти .

За коефіцієнтом нафтонасиченості виділяється область , обираються наступні коефіцієнти оптимізації: коефіцієнт нафтонасиченості, щільність нафти і коефіцієнт пористості ґрунту, завдяки цьому обирається зона для видобутку.

Безпосередньо видобутком займаються видобувні і нагнітають свердловини. Перші витягують з нафтогазоносних верств відповідні копалини, а другі діють на продуктивні шари, нагнітаючи туди воду, газ або пар, щоб під тиском витягти необхідну нафту .

На рисунку 1 зображено картографічну модель розробки гірничих виробок нафти, з результатами подальшого прогнозування їх розробки.

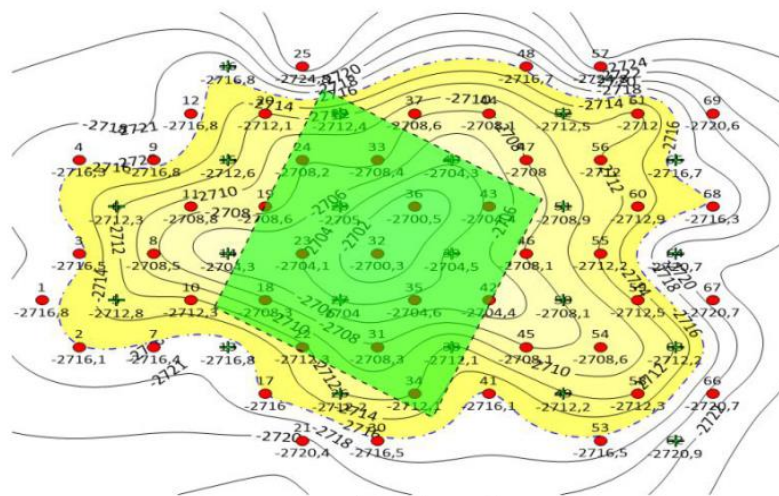


Рис.1. Картографічна модель розробки гірничих виробок нафти

В програмі доступне 3-D моделювання — створення тривимірної математичної моделі місцевості і об'єктів в ній. Проектування рельєфу є достатньо точним, що дає можливість вивчати його за спроектованою на спостереженнях моделлю. Це дає можливість спрогнозувати ті чи інші інженерні рішення, даючи можливість уникнути помилок при розробці скважин.

На рис.2 представлено лінійне подання місцевості з указанням висот місцевості, а на рис.3 зображено 3-D сітку, що дає наочне уявлення про місце розробки корисної копалини.

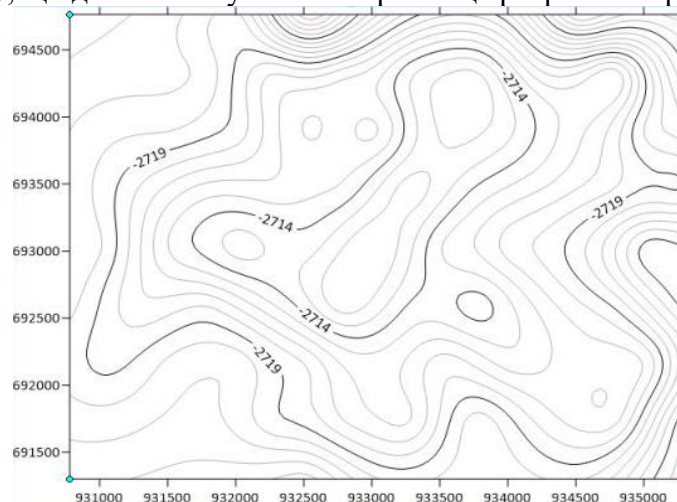


Рис.2. лінійне подання місцевості з зображенням висот.

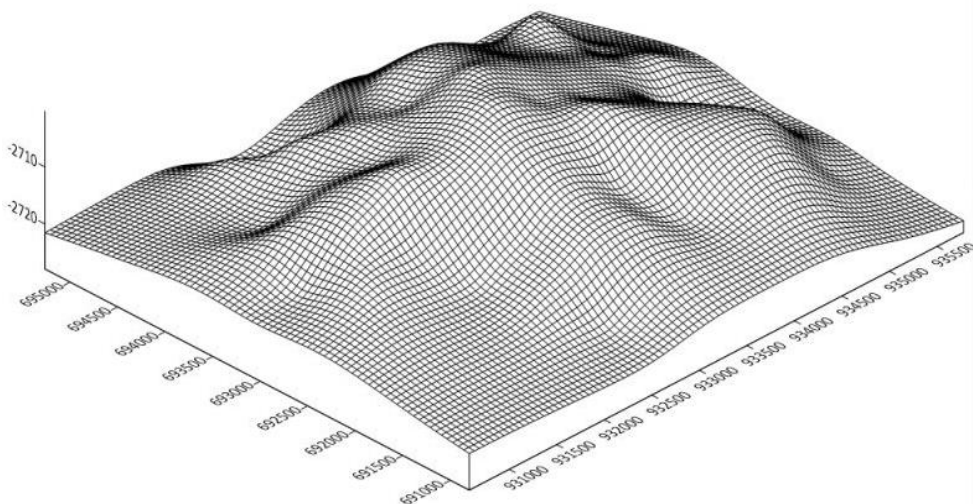


Рис.3. 3-D сітка місцевості розробки виробок.

Висновки

В результаті роботи була проведена оптимізація селективного видобування корисної копалини по економічній доцільності, визначення, де можна застосувати видобувничі скважини і зменшити кількість нагнітаючих скважин. Завдяки здійсненому дослідженню виконано проєкцію місцевості в модельовані 3D та підготовлені лінійні карти, за допомогою яких в подальшому може здійснюватися прогнозування розробки скважин. Завдяки використанню геоінформаційних технологій можна суттєво скоротити строки видобутку продукції.

Список літератури

- <https://www.goldensoftware.com/products/surfer/trial>.
- «Геоінформаційні технології в екології», Пітак І.В., Негадайлов А.А., Масікевич Ю.Г., Пляцук Л.Д., Шапорев В.П., Моїсєєв В.Ф.
- Winter 2015 ArcUser The Magazine for Esri Software Users:
 1. By Jian Lange, Product Manager for Spatial Analysis, Esri, с.12-15.
 2. By Daniel Morath and Christopher Emrich, Hazards and Vulnerability Research Institute, с.20-22.

**Передумови формування ефективної геотехнології
відкритої розробки залізорудних родовищ**

С. М. Стівник, проф., к.т.н., завідувач каф. геоінженерії, Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського», вул. Борщагівська, 115/3, Київ, 03056, Україна, e-mail: stansto@i.ua

О. А. Темченко, проф., д.т.н., проф. кафедри економіки та підприємництва, Криворізький економічний інститут ДВНЗ «Київський національний економічний університет ім. В. Гетьмана», вул. Медична, 16, Дніпропетровська обл., Кривий Ріг, 50000, Україна, e-mail: temchenko_oa@kneu.dp.ua

Розглянуто передумови формування та перспективи впровадження ефективних геотехнологій відкритої розробки залізорудних родовищ в умовах трендів сталого розвитку. Наведено науково-технічні проблеми видобутку залізних руд, що впливають на економічну доцільність подальшої розробки родовищ корисних копалин України відкритим способом на значних глибинах (понад 400 м).

Ключові слова: геотехнологія, відкрита розробка, залізорудні родовища та сировина.

The research considers the prerequisites for the formation and prospects for the introduction of effective geotechnologies for the open development of iron ore deposits in the context of sustainable development trends. The scientific and technical problems of iron ore mining, affecting the economic feasibility of further open-pit mining of mineral deposits of Ukraine by open method at considerable depths (over 400 m).

Keywords: geotechnology, open-pit mining, iron ore deposits and raw materials.

Вступ. Сучасні науково-технічні розробки щодо підвищення ефективності видобутку корисних копалин відкритим способом направлені на вирішення окремих задач технічного або технологічного характеру, тоді як для гірничого виробництва необхідно комплексно вирішувати проблеми посилення конкурентних позицій вітчизняних підприємств на зовнішніх ринках залізорудної сировини шляхом розробки й впровадження ефективних геотехнологій, що забезпечують оптимальну якість товарної продукції. Здебільшого поза увагою залишаються особливості формування технологічної складової ефективності гірничого виробництва, що вказує на відсутність теоретичних основ формування відкритої гірничої технології (ВГТ) з позиції конкурентоспроможності. Вирішення цієї проблеми можливе на основі системного підходу до розгляду усіх технологічних процесів як єдиної організаційно-технологічної сукупності. У контексті ведення гірничих робіт при одночасному проектуванні, будівництві, модернізації, реконструкції, консервації та розконсервації окремих ділянок кар'єрів можна стверджувати, що конкурентоспроможність необхідно формувати на всіх етапах розробки родовища корисної копалини, і особливо при збільшенні поточної глибини кар'єрів понад 400 м. У зв'язку з наведеним, розвиток наукових основ формування ВГТ з позиції конкурентоспроможності у поєднанні з застосуванням оптимальних комплексів гірничотранспортного та виймально-навантажувального устаткування на залізорудних родовищах є актуальною науково-технічною проблемою, що має важливе значення як для гірничо-металургійного комплексу.

Аналіз літературних джерел. Початок дослідженню технологічних процесів відкритої розробки родовищ корисних копалин з урахуванням економічного обґрунтування підвищення ефективності діяльності гірничих підприємств поклали відомі вітчизняні та закордонні вчені: О.І. Арсентьев, В.Ф. Бизов, М.В. Мельников, М.Г. Новожилов, В.В. Ржевський, Б.М. Тартаковський, Є.Ф. Шешко. У останні десятиріччя цій проблемі в контексті необхідності впровадження ресурсозберігаючих екологічно безпечних та природоохоронних геотехнологій були присвячені праці відомих науковців Ю.І. Аністратова, В.І. Бондаренка, А. В. Бардась, К. С. Богача, М.І. Дядечкіна, В.Д. Воробйова, К. Дребенштедта, А.Ю. Дриженка, В.Г. Кравця, В.І. Прокопенка, Б.Р. Ракішева, А.Г. Темченка, К.Н. Ткачука, К.К. Ткачука, П.Й. Федоренка, М.С. Четверика, А.Г. Шапаря, О.В. Шапуріна, Г.В. Шиповського та інших [1-6]. Аналіз роботи залізорудних підприємств й наукової літератури свідчать про низький рівень технологічного забезпечення конкурентоспроможності товарної продукції у порівнянні з закордонними аналогами. Незважаючи на те, що в цьому напрямку проводяться теоретичні й практичні роботи, стосовно залізорудних кар'єрів Кривбасу комплексні системні дослідження з проблеми управління стратегічними змінами в контексті підвищення ефективності ВГТ на основі еколого-економічної та енергетичної оцінки ефективності видобутку та переробки залізних руд з урахуванням сучасних трендів глобальної економіки за останній час практично не виконувалися, що вказує на їх актуальність.

Мета роботи полягає у визначенні пріоритетних заходів щодо впровадження ефективних геотехнологій та стратегій стійкого розвитку на сучасних гірничорудних підприємствах в умовах невизначеності.

Матеріали та результати досліджень. Відомо, що значний вплив на ефективність подальшої експлуатації залізорудних родовищ України відкритим способом на значних глибинах (понад 400 м) чинить обрана система його розробки. Кожна система має визначені елементи (висота уступу, ширина робочої площадки, довжина фронту гірничих робіт тощо), параметри яких, насамперед, залежать від обраних видів та типів гірничотранспортного устаткування, зокрема автомобільного.

В якості визначального критерію при встановленні ступеня ефективного використання автомобільного транспорту на рудних кар'єрах передбачається середньозважений ухил автошляхів, який обумовлює умови експлуатації автотранспорту при максимальній глибині відкритих гірничих робіт до 850 м. При цьому умовні витрати палива при транспортуванні гірничої маси кар'єрними автосамоскидами складають 80-140 г/т-км, тобто при перевезенні 1 т гірничої маси необхідно витратити до 2 л дизельного палива. Наприклад, автосамоскид вантажопідйомністю 110 т витрачає приблизно 465 л палива на 100 км. Тому, у загальній собівартості транспортування гірничої маси витрати на дизельне паливо в теперішній час складають 15...30 %.

Перехід на автомобільно-конвеєрний транспорт для більшості сучасних кар'єрів відбувається на глибині понад 100 м. Нижня межа використання конвеєрного підйомника залежить від витрат на гірничо-капітальні роботи (проведення траншей, стовбурів, облаштування естакад, мостів), на облаштування галерей та спорудження будівель перевантажувальних вузлів з їх устаткуванням. При цьому, продуктивність конвеєрного підйомника не залежить від глибини розташування перевантажувального пункту, що є основною перевагою перед автомобільно-скиповим транспортом. В глибоких кар'єрах скіпові підйомники ефективно застосовувати до глибини 400 м (зокрема, 250...350 м), рідше на діючих родовищах до 450 м. Вже на глибинах після 350 м скіпове устаткування стає громіздким, потребує використання канатів великого діаметра та по енергетичним витратам є не конкурентоспроможним по відношенню до

автомобільно-конвеєрного транспорту, зокрема, з збільшенням глибини розташування перевантажувального пункту суттєво знижується продуктивність кар'єрного скіпового підйомника.

Проведений аналіз ефективності гірничого виробництва дозволяє стверджувати, що можливість використання різних технологічних процесів, окремих видів і типів устаткування й технологічних схем їх взаємодії, певних способів здійснення видобувних і розкривних робіт дозволяє формувати безліч технологічних варіантів розробки родовища. При цьому вибір певної організаційно-технологічної схеми розглядається як динамічна сукупність кар'єрного устаткування і гірничотехнічних елементів, зокрема, відображення динаміки розташування кар'єрного устаткування та динаміки зміни елементів систем розробки і розкриття, їх параметрів, наприклад, визначення кількісних та якісних показників вантажопотоків.

Оскільки всі гірничі підприємства мають власні унікальні умови розробки родовищ корисної копалини, що відрізняють їх один від одного, а також різні техніко-економічні показники, які дозволяють їм займати певні місця у ринковому середовищі, виникає проблема їх рейтингової оцінки. Однак рейтингова оцінка це статична характеристика, яка дозволяє визначати сучасний стан підприємства. Для того щоб одержувати перемогу у ринковій боротьбі необхідно постійно й наполегливо займатись удосконаленням виробничо-господарської діяльності. Тому проблема полягає не тільки в оцінці, але й у формуванні ефективної стратегії подальшої розробки родовищ корисних копалин з позиції забезпечення конкурентоспроможності товарної продукції та можливості підвищення її конкурентних переваг на Європейському та світовому ринку залізорудної сировини.

Аналіз наукових праць і практики роботи глибоких залізорудних кар'єрів показує, що існує цілий ряд характерних проблем, обумовлених: істотним збільшенням витрат на видобуток корисної копалини у зв'язку з досягненням кар'єрами глибини 400 метрів і більше; обмеженими можливостями в інтенсифікації виробничих процесів через скорочення фронту робіт, у тому числі при вирішенні задачі формування оптимальних кар'єрних рудопотоків та забезпечення надійності функціонування гірничотранспортних комплексів у несприятливих умовах в контексті підвищення ефективності залізорудного виробництва; зменшенням ґрунтовних досліджень щодо перспектив подальшого ефективного застосування відкритої гірничої технології за останні 30 років, і відповідно відсутністю належного практичного досвіду ведення гірничих робіт на великих глибинах; відсутністю апробованих науково-методичних рекомендацій із проектування розвитку гірничих робіт у глибоких кар'єрах на основі економічних показників.

Значна частина цих проблем є наслідком погіршення гірничо-геологічних умов виробництва з ростом глибини гірничих робіт, а також відсутністю науково проробленої концепції та стратегій розвитку кар'єрів на весь строк експлуатації залізорудного родовища. У той же час практика роботи потужних глибоких кар'єрів вказує на те, що вже сформовано передумови для вирішення вище перерахованих проблем: розроблені й випускаються промисловістю мобільні дробильно-перевантажувальні пункти у комбінації з мобільними міжступіними перевантажувачами, озброєними крутопохилими (до 45°) конвейєрами; досягнуто істотного прогресу у проведенні буро-вибухових робіт, що забезпечує високу ефективність підготовки гірничої маси до транспортування конвеєрами; накопичено досвід роботи з навантажувально-транспортним устаткуванням великої продуктивності та одиничної потужності.

Отже, необхідно розробити сучасні рекомендації для встановлення раціональних параметрів відкритої розробки родовищ. Підвищення ефективності відкритої розробки

родовищ базується на ідеї широкого впровадження ресурсо- енергозберігаючих та природоохоронних технологій, що передбачає вирішення таких питань, як: складання балансу по мінеральній сировині; створення умов для залучення усіх мінерально-сировинних ресурсів у господарський оборот з максимальним використанням їх відходів і ліквідацією неминучих залишків; повний облік усіх можливих джерел утворення мінеральної сировини не тільки природного, але й техногенного походження.

В останні десятиріччя на багатьох гірничорудних підприємствах відбувалося значне недовиконання обсягів розкривних робіт по відношенню до проектних показників. Це було викликано скороченням поточних обсягів розкривних робіт, яке відбулося за рахунок подвоєння уступів, скорочення ширини робочої площадки, що призвело до зменшення довжини активного фронту гірничих робіт та створення тимчасово неробочих бортів у кар'єрі. У цих умовах з'являються не передбачені проектом ділянки робіт, де продуктивність екскаваторно-автомобільного комплексу устаткування стає нижчою з урахуванням роботи гірничотранспортного устаткування на здвоєних уступах, відпрацювання вузьких заходок, збільшення тривалості рейсу автосамоскидів за відсутності наскрізного проїзду по горизонту тощо. За таких обставин з'являється об'єктивна необхідність підвищення ефективності використання устаткування, у тому числі шляхом забезпечення оптимізації параметрів робочого борту кар'єру на основі математичного моделювання його побудови. Тому, технологічні передумови, що формують та визначають ефективність відпрацювання запасів родовища, важливо доповнити теоретичними напрацюваннями з питань формування обґрунтованої стратегії розвитку кар'єру на весь період його експлуатації. При цьому визначальним напрямком є вибір технологічних комплексів транспортування гірничої маси відповідно до раціональної області їх використання, оскільки помилки у виборі транспортного технологічного комплексу на початковому етапі призведуть до необхідності продовження строку їх роботи в нераціональній області й зменшать ефективність розробки родовища в цілому. Отже, в теперішній час для успішного проведення стратегічних змін з метою підвищення ефективності виробничо-господарської діяльності гірничорудних підприємств України необхідно розробляти і впроваджувати нові підходи щодо методів оцінки й оптимізації параметрів гірничих робіт, засновані на раціональному використанні ресурсів, що беруть участь при розробці і ефективній подальшій експлуатації залізрудного родовища.

Традиційна технологія ведення відкритих гірничих робіт на глибоких горизонтах кар'єрів майже вичерпала свої можливості. Тому необхідно оперативно впроваджувати більш прогресивні способи розробки родовищ, що передбачають своєчасну утилізацію максимальних обсягів відходів гірничорудного виробництва у вироблених просторах, збільшення кутів укосів нижніх ділянок бортів кар'єрів з подальшим їх підтриманням у стійкому стані піднавантаженням розкривними породами, підпірними ціликами або відповідним режимом відкритих і підземних робіт. Поліпшення екологічної ситуації в регіонах, підтримання потужностей з видобутку руд і підвищення ефективності гірничого виробництва можливі за рахунок комплексного способу розробки родовищ корисних копалин, що дозволить зберегти не тільки навколишнє середовище за рахунок своєчасного розміщення максимальних обсягів відходів гірничо-металургійного комплексу у вироблених просторах, скорочення площ вилучених земель і повного вилучення цінних компонентів з порід і руд, що виймаються, але й знизити на 26...38% капітальні та поточні витрати шляхом організації єдиної схеми розкриття, осушення, провітрювання, електропостачання з одночасним поліпшенням довкілля тощо.

Висновки. З урахуванням вищезазначеного, перспективними напрямками подальшої ефективної експлуатації залізорудних родовищ України відкритим способом є:

розробка та оперативне впровадження обґрунтованих ресурсозберігаючих екологічно безпечних геотехнологій та природоохоронних стратегій своєчасного переходу на комбінований відкрито-підземний спосіб відпрацювання певного родовища;

використання підземних виробок для транспортування гірничої маси автосамоскидами, а також застосування сучасних дизель-тролейвозів та похилих кар'єрних автомобільних підйомників і похилих кар'єрних конвеєрних або скіпових підйомників з метою комплексного відпрацювання глибоких горизонтів крутопохилих родовищ в найближчій перспективі;

впровадження мобільних дробарних комплексів у кар'єрі та внутрішнього відвалоутворення;

здійснення енергозбереження за рахунок широкого впровадження у технологічний процес видобутку і переробки руди ресурсо- та енергозберігаючих заходів, у тому числі шляхом підвищення куту укоса робочого та неробочого бортів кар'єру, а також створення сучасних екологічнобезпечних міні-металургійних заводів;

технічне переозброєння гірничих підприємств та створення ефективної системи усереднення руди, а також формування стаціонарних та тимчасових перевантажувальних пунктів;

прийняття обґрунтованих рішень та управлінських заходів на основі розрахунку економічних індикаторів як ключових факторів успіху з визначенням доцільності здійснення технологічних змін у виробництві за певних ситуацій на ринку залізорудної сировини.

Бібліографічний список

1. Бардась А. В. Науково-технічні принципи впровадження ресурсозберігаючих екологічно безпечних геотехнологій / А. В. Бардась, К. С. Богач // Сталій розвиток економіки. - 2013. - № 1. - С. 177-180. - Режим доступу: http://nbuv.gov.ua/UJRN/sre_2013_1_40.
2. Дядечкин Н.И. Исследование надёжности функционирования карьерных рудопотоков / Дядечкин Н.И., Темченко О.А., Константинов Г.В., Шиповский Г.В. // Горный журнал.- 2013. -№ 12. - С. 82-83.
3. Кравець В.Г. Пріоритетні напрями конкурентоспроможності гірничорудних підприємств при застосуванні відкритої гірничої технології / В.Г. Кравець, О.А. Темченко // Вісник Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут». Серія «Гірництво»: Збірник наукових праць. – Київ: НТУУ «КПІ», 2014.- Вип. 24. – С. 56-65.
4. Кравець В.Г. Економіко-технологічні передумови формування програми енергозбереження на гірничорудних підприємствах / В.Г. Кравець, О.А. Темченко, Г.В. Темченко, Я. Тайєб-Тамаша // Вісник НТТУ «КПІ», серія «Гірництво», м. Київ: НТТУ «КПІ», 2015. - №27. – С. 66-75.
5. Кравець В.Г. Дослідження надійності функціонування гірничотранспортного устаткування на глибоких залізорудних кар'єрах / В.Г. Кравець, О.А. Темченко, В.В. Вапнічна, Г.В. Шиповський // Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць.- К.: НТУУ "КПІ", 2016. - Вип. 30.- С. 48- 60.
6. Темченко А.Г. Ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва [Текст] / А. Г. Темченко. - Кривий Ріг : Мінерал, 2000. - 216 с.

УДК 681.518

Зайченко С.В., докт.техн.наук, проф., Майданюк Р. В. студ. гр. ОМ-г61-1
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського», м.Київ, Україна

ДІАГНОСТУВАННЯ ГАЗОВИХ ТРУБОПРОВІДІВ ЗА КРИТЕРІЄМ ВІДХИЛЕННЯ ДІЙСНОГО ПОЛОЖЕННЯ ВІД ПРОЕКТНОГО

Анотація

У статті розглянуто роботу принципово нової системи стабілізації швидкості внутрішньотрубних діагностичних пристроїв магістральних газових трубопроводів. Розроблена система стабілізації швидкості внутрішньотрубних діагностичних пристроїв дозволяє знизити і стабілізувати швидкість руху, що в свою чергу дозволить використати існуючі методи і засоби діагностування нафтопроводів. В основу роботи системи стабілізації швидкості внутрішньотрубного пристрою покладено інерційний принцип накопичення енергії маховика. Обмеження швидкості руху пристрою досягається наявністю наскрізних дроселюючих отворів, які дозволяють регулювати потужність потоку носія..

Annotation

The article describes the work of a fundamentally new system for stabilizing the speed of in-line diagnostic devices of main gas pipelines. The developed system for stabilizing the speed of in-line diagnostic devices allows to reduce and stabilize the speed of movement. This system will allow the use of existing methods and tools for diagnosing oil pipelines. The inertial principle of the accumulation of flywheel energy is based on the system for stabilizing the speed of the in-line device. The speed limit of the device is achieved by the presence of through throttling holes, which allows you to adjust the power flow.

Вступ

Транспортування рідких речовин за допомогою трубопроводів є одним із широко вживаних у світі засобів для їх транспортування від виробника до споживачів, особливо коли відстань між ними є значною. Згідно Закону України «Про трубопровідний транспорт» магістральний трубопровід є технологічним комплексом, який функціонує як єдина система і до якого входить окремий трубопровід з усіма об'єктами і спорудами, які зв'язані з ним єдиним технологічним процесом, або кілька трубопроводів, якими здійснюються транзитні, міждержавні, міжрегіональні поставки продуктів транспортування споживачам. В Україні трубопровідний транспорт використовують для перекачування газу, нафтопродуктів, нафти та аміаку. У порівнянні з іншими видами транспорту вони більш практичні та економічно доцільні для транспортування великих обсягів, однак мають фактори небезпеки. Зокрема, існує ризик пошкодження трубопроводів, що може призвести до екологічного забруднення значних територій навколо нього. При аварії на газопроводі чи нафтопроводі в атмосферу потрапляє метан та його гомологи, вуглекислий газ та пари нафти, які впливають на центральну нервову систему, органи дихання тварин та людей, крім цього підвищується парниковий ефект.

Аналіз літературних джерел

Сучасний етап розвитку засобів діагностування геотехнічних об'єктів характеризується застосуванням останніх досягнень механіки, інформаційних технологій, електротехніки і теорії управління. Застосування таких напрямів розвитку

науки і техніки у поєднанні з географією і геологією дозволило створити якісно нові напрями технічного прогресу геоінформатику (геоінформаційні системи), телеметрію свердловин, внутрішньотрубною дефектоскопією та ін. В цих системах є інтегровані комп'ютерні системи що знаходяться під управлінням, фахівці-аналітики які здійснюють збір, зберігання, маніпулювання, аналіз, моделювання і відображення просторово-співвіднесенні дані [1]. З причини наявності характерних ознак, таких як ІТ- технології, електронні системи, системи управління, різні типи датчиків, механічних, оптичних і інших систем збору інформації, ці системи можна класифікувати як мехатронні [1-3]. З метою створення автоматизованих систем діагностування трубопроводів виникає необхідність створення вітчизняного мехатронного внутрішньотрубного комплексу багатоцільового призначення. Основним призначенням цього комплексу є встановлення дійсного положення трубопроводів (трасування). Встановлення дійсного положення трубопроводу дозволяє встановити дефекти, пов'язані зі зміною проектного положення трубопроводу, його деформації і напруги. Подібні роботизовані геоінформаційні комплекси успішно зарекомендували себе в дослідженнях, при яких присутність людини ускладнена: діагностування нафтових трубопроводів, розвідки вулканів, свердловин, пустель, морського дна, нафто- газосховищ та інших.

Основною проблемою використання існуючих методів і засобів діагностування для газових трубопроводів є різна швидкість, пружність і питома потужність руху потоку носія (нафти і газу). Так для нафтопроводів швидкість потоку складає в межах 2,5–3,5 м/с при питомій потужності потоку $3,1\text{--}6,1 \cdot 10^3$ Дж/м³, в той час як для газу швидкість складає до 25 м/с при питомій потужності потоку $3,1 \cdot 10^4$ Дж/м³. Така суттєва різниця параметрів потоку носія у випадку використання поршневого приводу внутрішньотрубних діагностичних пристроїв призведе до суттєвого підвищення швидкості руху. Також зустріч з можливими перешкодами (зварні шви, закруглення, повороти та інше) через високу стискаємість газів порівняно з рідинами призведе до зупинки пристрою з підвищенням тиску і накопиченням енергії стиснених газів. Підвищення тиску і накопичення енергії стиснених газів призведе до акумулюючого ефекту з подальшим вивільненням енергії у вигляді розгону пристрою до швидкості значно вищої швидкості потоку носія. Рух з високими швидкостями призведе до руйнування як елементів ущільнення, так і діагностичних блоків. Використання методів і засобів діагностування нафтових трубопроводів також накладає обмеження швидкості зі сторони діагностичного обладнання і складає в межах 1-2 м/с.

Мета роботи

Метою даного дослідження є розробка і обґрунтування параметрів системи стабілізації швидкості поршневих внутрішньотрубних діагностичних пристроїв газових трубопроводів.

Матеріали і результати досліджень

Для рішення даної проблеми розроблено систему стабілізації швидкості поршневих внутрішньотрубних пристроїв газових трубопроводів (рис. 1), яка використовує інерційний принцип накопичення енергії маховика. Основними елементами системи стабілізації є рама 1, на яку встановлено передній 2 і задній 3 маховики, колеса приводу 4 і 5, які притиснуті до поверхні труби парою пружин 6, 7. Кінематичний зв'язок між колесами приводу 4, 5 і переднім і заднім 2, 3 маховиками виконано за допомогою ланцюгового приводу. Також на раму 1 встановлено ущільнюючі і підтримуючі манжети 8, 9 з дроселюючими отворами 10, 11.

Процес руху пристрою проходить під дією різниці тисків, які виникають внаслідок опору спричиненим тертям F_{fr} манжет по поверхні стінок труби. Сила тертя пропорційна масі внутрішньотрубного діагностичного пристрою m , початковим контактним тискам p між манжетами і поверхнею стінок труби S і тертю коченню колеса приводу.

$$F_{fr} = fm + pS + kF, \quad (1)$$

де f – коефіцієнт тертя матеріалу манжет і сталі; k – коефіцієнт тертя кочення коліс приводу; F – сила притискання коліс приводу і пружинами.

В свою чергу сила F_{gas} , яка виникає від дії перепаду тисків газів:

$$F_{gas} = \frac{\pi D^2}{4} \Delta P, \quad (2)$$

де D – внутрішній діаметр трубопроводу;

ΔP – перепад тисків:

$$\Delta P = P_2 - P_1, \quad (3)$$

де P_1 і P_2 – тиск газів перед і позаду діагностичного пристрою.

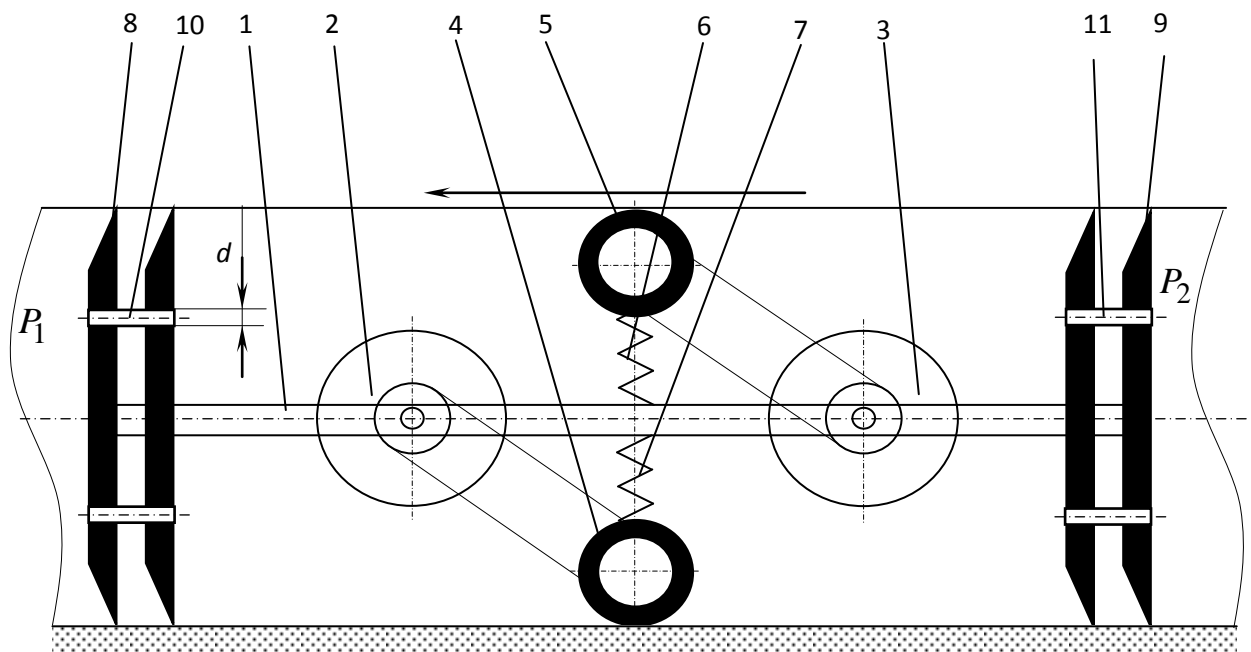


Рис. 1 Кінематична схема системи стабілізації швидкості поршневих внутрішньотрубних діагностичних пристроїв газових трубопроводів (діагностичне обладнання не зображено)

Для забезпечення необхідного перепаду тиску ΔP ущільнюючі і підтримуючі манжети мають дроселюючі отвори певного діаметру d . Необхідний діаметр і кількість дроселюючих отворів можливо встановити з відомої залежності протікання газу через отвір:

$$Q = \alpha F \sqrt{\frac{2}{\rho} \Delta P}, \quad (4)$$

де Q – об'ємні витрати газу; α – коефіцієнт витрати; F – площа перетину отворів; ρ – густина газу; Δp – різниця тисків.

Особливістю запропонованого пристрою є наявність інерційної системи у вигляді двох маховиків, які забезпечують рух пристрою у випадку виникнення перешкод. Основою розрахунку наведеної системи є визначення малогабаритних параметрів маховиків і притискаючих коліс, кінематичних параметрів приводу.

Для подолання перешкоди довжиною L і опору F_{let} діагностичний пристрій повинен мати необхідний запас кінетичної енергії W який складається з енергії поступового руху і енергії обертального руху частин пристрою:

$$W = W_{forw} + W_{rot}, \quad (5)$$

де W_{forw} – кінетична енергія поступового руху елементів пристрою; W_{rot} – кінетична енергія обертального руху елементів пристрою.

Енергія поступального руху елементів пристрою:

$$W_{forw} = \frac{mv^2}{2}, \quad (6)$$

де v – швидкість пристрою.

Енергія обертального руху елементів пристрою:

$$W_{rot} = \sum_{i=1}^n \frac{J_i \omega_i^2}{2}, \quad (7)$$

де J_i – момент інерції i -го елемента системи; ω_i – кутова швидкість i -го елемента системи; n – кількість елементів системи.

При розгляді кінематичної схеми можливо виділити чотири головних елемента системи, які обертаються: передній і задній маховик і колеса приводу.

Кутова швидкість колеса приводу:

$$\omega_1 = \frac{v}{r}, \quad (8)$$

де r – радіус колеса приводу.

Кутова швидкість маховика:

$$\omega_2 = \omega_1 i = \frac{v}{r} i, \quad (9)$$

де i – передаточне відношення ланцюгової передачі.

Підставивши рівняння (6-9) у рівняння 5, отримаємо головне рівняння умови проходження перешкоди внутрішньотрубним пристроєм:

$$F_{let} L = \frac{mv^2}{2} + \left(\frac{v}{r}\right)^2 (J_1 + 2J_2 i^2), \quad (10)$$

де J_1 – момент інерції колеса приводу; J_2 – момент інерції маховика.

На основі запропонованої залежності розроблено приводну частину діагностичного внутрішньотрубного пристрою (рис. 2)

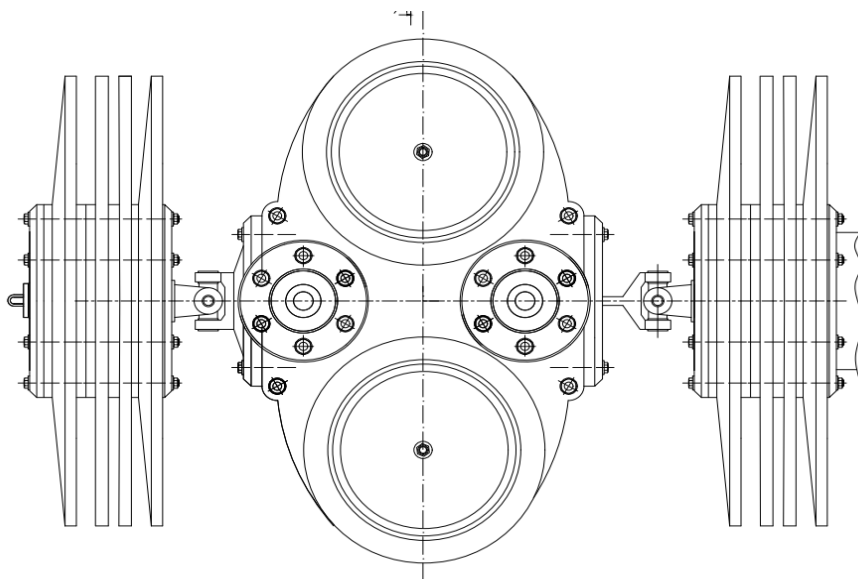


Рис.2 Зовнішній вид приводної частини діагностичного внутрішньотрубного пристрою

Висновки

Розроблена система стабілізації руху внутрішньотрубних діагностичних пристроїв дозволить попередити аварійні ситуації на газових трубопроводах за рахунок впровадження існуючі х ефективних методик контролю та інспекції нафтопроводів.

БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Шевчук С.П., Зайченко С.В., Стрельцова И.М. Устройство для очистки магистрального нефтепровода от асфальтосмолопарафиновых обложений. Сборник научн. трудов «Проблемы недропользования». Часть I. Россия, Санкт-Петербург, 2012, с.208-210.

2. Зайченко С.В.. Мехатронний комплекс діагностування магістральних трубопроводів //Науковий журнал «Енергетика: економіка, технології, екологія». – 2018. – №. 3. – С. 139-148.

3. Шевчук С. П. Мехатронний комплекс діагностування магістральних трубопроводів //Праці V Міжнародної науково-технічної конференції „Пошкодження матеріалів під час експлуатації, методи його діагностування і прогнозування “. – 2017. – С. 101-104.

Changes of physical and decorative natural stone properties after impact of high temperature

Abstract

We have experimentally investigated samples from the four deposits of coarse-grained labradorite, which is extracted in Ukraine. The samples of labradorite were tested by high temperatures like 200, 300, 400, 500, 600, 700, 800, 900 °C. Red spots on the surface of samples are the result of oxidation of the metal Fe^{2+} : for each deposit of labradorite they cover different areas of the sample's surface of natural stone: it ranges from 39 to 60 %. An analysis of the polished labradorite surface after heating revealed that red inclusions are evenly distributed on the surface of labradorite samples. Oxidation of minerals, which is visually observed on all labradorite samples, starts at a temperature of 300 °C. One of research features described in this paper is an application of digital image processing in order to quantitatively assess Fe oxidation area (red spots) on polished surface of labradorite samples. After increasing temperature above 500 – 600 °C, there is a gradual increase of the oxidized area on samples' surfaces. After temperatures above 700 °C, there is a sharp increase of oxidized areas on samples' surfaces. In general, oxidized spots cover from 40 to 60 % of samples' surfaces.

Експериментально досліджено зразки з чотирьох родовищ крупнозернистого лабрадориту, що видобувається в Україні. Зразки лабрадориту досліджувалися після нагрівання до температур 200, 300, 400, 500, 600, 700, 800, 900 °C. Червоні плями на поверхні зразків є результатом окислення металу Fe^{2+} : для різних родовищ лабрадориту вони покривають різну площу поверхні зразка природного каменю - вона становить від 39 до 60%. Аналіз полірованої поверхні лабрадориту після нагрівання показав, що червоні включення рівномірно розподілені по поверхні зразків лабрадориту. Окислення мінералів, що візуально спостерігається на всіх зразках лабрадориту, починається при температурі 300 °C. Однією з особливостей дослідження, описаного в даній роботі, є застосування цифрової обробки зображень для кількісної оцінки області окислення Fe (червоні плями) на полірованій поверхні зразків лабрадориту. До температури 500 – 600 °C відбувається поступове збільшення окисленої площі поверхні зразків. При температурах понад 700 °C спостерігається різке збільшення окисленої зони на поверхні зразків. Загалом, окислені плями покривають від 40 до 60% поверхні зразків лабрадориту.

Introduction.

Wide spread are the ventilated facades that are decorated by natural stone. Although the natural stones are non-combustible materials, an effect after fire and heating can cause irreversible changes of their structure and physical-mechanical properties that influence on durability and static behavior of stone-made structures. Following a fire in buildings, there is an issue related to the renovation of these facilities. In this case, it is necessary to take into consideration the changes in physical-mechanical and decorative properties after impact of high temperature.

Purpose of work.

We studied the influence of heat treatment on the physical-mechanical properties of large-grain labradorite from Ukraine, which has a violet irisation of labrador grains. We examined experimentally samples from the four fields of labradorite, every deposit of labradorite was represented by 4 samples.

Samples of labradorite were heated in a furnace at a rate of 1 °C/min to the nominal temperature. A low rate of rise in temperature is used to maximize the temperature effect. The samples were heated in the electrical furnace to 200, 300, 400, 500, 600, 700, 800, 900 °C, followed by cooling to a temperature of 20 °C.

The front surface of labradorite samples was digitized using the Canon scanner CanoScanLiDE 700F. To determine the strength of natural stone and patterns in the development of cracks, we measured in a stone sample the velocity of surface ultrasonic wave propagation using the ultrasonic device UK-14MP, which is equipped with a surface sound sensor with a fixed base of 120 mm. We measured the propagation of ultrasonic waves along the diagonals of samples; the data acquired were averaged.

Materials and research results.

Determining the surface areas on samples covered by oxidized zones after heating. Heating of labradorite samples causes appearance of red spots on polished surface of samples. This is explained by a phase transformation of crystal sand the oxidation of Fe^{2+} -elements in such minerals as pyroxene and magnetite to Fe^{3+} . When computing the area of red spots relative to the total area of the sample, it was found that the area of red spots in the labradorite samples (Fig. 1) increased when heated to 300 °C. For example, for the Ocheretyansky labradorite, from 0.91 % to 4 %, for the Osnikivske labradorite, from 1 % to 3 %, and for other samples from deposits the growth amounted to 1 %. At a temperature of 400 °C, one observes an increase in red spots in labradorite samples from the Osnikivske deposit by 2.7 times, from 3 to 8 %. A sharp increase in red spots was observed in labradorite samples from the Ocheretyansky deposit at a temperature of 600 °C. At 900 °C, red spots cover the surface of the samples by 39 to 60 % of the area. The spots manifested themselves the least on labradorite samples from the Neviryvsky and Katerinovsky deposits, by 41 and 39 %, respectively. Red spots were most visible on labradorite samples from the Ocheretyansky and Osnikivske deposits, by, respectively, 60 and 46 %, due to a higher content of such minerals as ilmenite ($FeTiO_3$) and dusty magnetite ($FeO \cdot Fe_2O_3$).

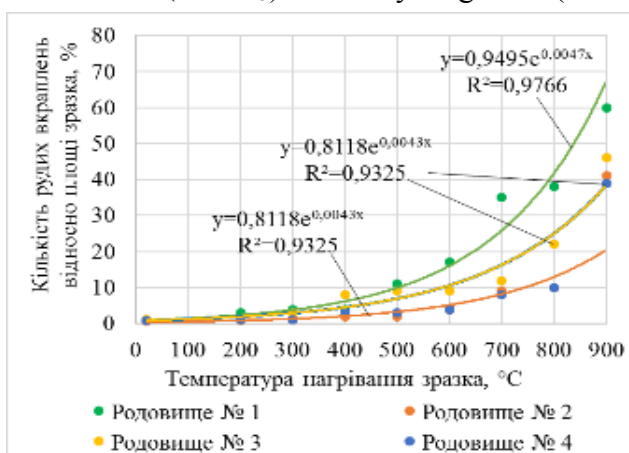


Fig. 1. Dependence of square of red inclusions on the surface of labradorite samples on temperature of heating

No. 1 – Ocheretyansky; deposit No. 2 – Neviryvsky; deposit No. 3 – Osnikivske; deposit No. 4 – Katerinovsky

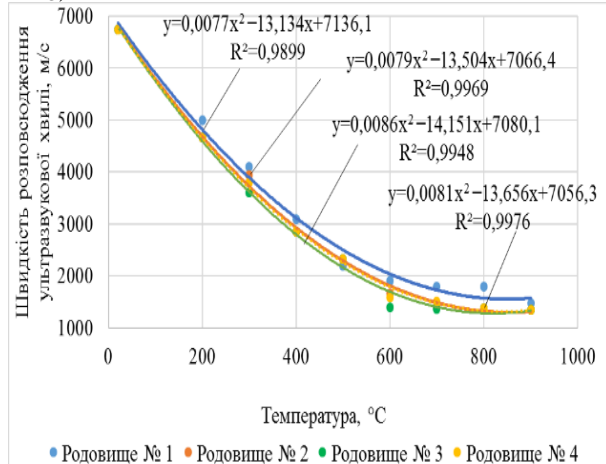


Fig. 2. Dependence of ultrasonic wave velocity into labradorite samples on temperature

The results of this study provide an opportunity to compare labradorite deposits and evaluate the content of Fe^{2+} elements in minerals. That would help select construction materials from labradorite for exterior cladding of buildings. Since at natural temperatures the oxidation of Fe^{2+} -elements occurs in labradorite over time under the influence of aggressive environments, red stains emerge at the surface.

Estimation of ultrasonic wave velocity in samples after heating. In the temperature range of 200–400 °C, labradorite demonstrates the disclosure of previously existing microcracks (Fig. 2). The most significant changes occur in a range from 500 to 600 °C, where there is an increase in pore openness. This is due to the formation of gaps between minerals, and merging the breaks with open pores. These phenomena are caused by the anisotropy of natural stone. The dependence of propagation velocity of ultrasonic wave on temperature is almost the same in labradorite samples. A decrease in the ultrasonic wave velocity by 80 % of the initial values occurs when heating the samples to a temperature of 900 °C. At a temperature of 700–900 °C, most labradorite samples demonstrate a decrease in the velocity of ultrasonic wave. This is explained by that the number of cracks in the studied samples reaches a threshold value. A change in the velocity of ultrasonic wave propagation in labradorite samples under the influence of temperature is nearly the same for all represented deposits.

Conclusions.

1. Digital processing of images of labradorite samples has shown that the oxidation of minerals containing Fe^{2+} occurs permanently. After heating up to 600 °C, this process proceeds slowly in most labradorite samples. After increasing temperature above 600 °C, the oxidation of metals occurs more intensively. Red spots at the surface of samples is the result of oxidation of metal compounds Fe^{2+} , at various deposits of labradorite they cover a different area of the sample's surface of natural stone, which varies within 39 – 60 %.

2. The dependence of ultrasonic wave propagation velocity in labradorite samples on temperature is almost the same. On average, there is a decrease in the ultrasonic wave velocity by 80 % of the initial values when samples are heated to a temperature of 900 °C. At a temperature of 700 – 900 °C, most labradorite samples demonstrate a decrease in the ultrasonic wave velocity. This is explained by that the number of cracks in the examined samples reaches a threshold value.

"Controlling Parameters of the Anchor supporting system for modern urban construction"

Urban Underground Construction Technology

Master Student: *Bana Halbast* , Supervised by: *D.Sc.Zuievskia Natalia* , consultant: *M.Sc.Gubashova Valentina*

Abstract—

application of modern technologies of urban construction requires the use of deep foundations, and Construction occurs on the territory of the dense city building, in the presence of existing structures in the surroundings. construction is carried out in complex with uncomfortable hydro-geological sites plus areas with high vibration due to metros, trains and trams. Challenges in the presence of unstable, fragile soils especially with high plasticity module plus requirement of not efficient span for using Retaining Wall System for Urban Infrastructure Excavation. All these factors lead to develop of new supporting system for complexes foundations as continuity ambition towards revealing new systems and approaches of constructing in which anchorage system worked significantly in promoting new construction but still it does not have standard units dimensions, angles and tendons for all the construction works and soil, modern building technology leads to simulation computer programs to verify the proposed data for each projects and the efforts is undergoing towards best realistic results as possible.

This study aims to discuss Constructing in deep pit and define the problems in it also aims to focus on most common systems that use in deep pit in which is anchorage and to find typical length of anchors and typical angles that use in this system towards getting the typical standard unit for anchors to be used in general depending on simulation computer programs such Plaxis.

***Index Terms—*keyword underground Development, Urban Construction, Anchorage System, Deep pit, Plaxis, Simulation Program**

I. INTRODUCTION

There is world wide demand to make existence urban cities more efficient and feasibility to make best use of urban infrastructure as considerations for preserving surrounding buildings in case of destruction during constructing the new complex or in the future as at some time the surrounding complex could be have a special concerns or historical virtue that require conservation even if the complex wasn't need Anchor but could require further concerns because of it.

So Metropolis in general and rapid transit especially forced engineers towards underground and making establishments there , as it is known the problem is not in static force when calculated before construction and expecting future problem is less but while dealing with dynamic forces to face unexpected future risks Is higher especially when there is high amount of forces such vibrations due to train or tram movements so as long as the foundation stronger is but without special supporting systems as Anchorage the risks will still higher.

At some points it could be depend on anchor when the span range of the foundation doesn't allow for high thickness of foundational retaining wall, and also cost of construction give opportunity to make use of it

The demand on anchorage is also When there would be unstable soil components in high range that withstanding of the complexes foundation is not fulfillable due to high water ratio that accelerate soil corrosion in high range and make the foundation unstable and also high plasticity module of soil that prevents soil compaction that exposes the foundation and make it unstable for standing because of fragile soil.

All these and the essentiality to find a typical anchor length and soil to make standard anchor units used in all world for every soil types as the same is consider as a big problem.

II. URBAN UNDERGROUND CONSTRUCTION IN DEEP PIT

Metropolis nowadays and early form of Modern cities there is not doubt it depended on construction pattern to fulfill their construction , the emergence of new technologies and requirements of big constructions from the trains lines, Dams, skyscrapers , metro lines, Underground pipelines for

electricity lines, water pipes and seweretc, at the same time construction within preserved building surroundings all leads to seek for new forms and methodology of construction.

Deep level underground is constructions 20 meters or more below ground without cut and cover method, especially train stations, air raid shelters and bunkers and some tunnels and mines. Cut-and-cover is a simple method of construction for shallow tunnels where a ground is excavated and covered over with an overhead support system strong enough to carry the load of what is to be built above the tunnel.¹

Here are some co-related projects to our study and analyzing them defining the the most common share condition of each other and relating them to our project:

A. Analytical Study on Dynamic Response of Deep Foundation Pit Support Structure under the Action of Subway Train Vibration Load: A Case Study of Deep Foundation Pit of the New Museum Near Metro Line 2 in Chengdu, China²

If we take this case study in China in which these territories are known for rock layers and deep-warding is known due to there population density, so taking this sample for their foundation pit support structures that generally considered as the temporary structures and the impact of vibration loads is most of the time expected. the vibration loads of metros are a type of non-fixed load with long period of action; it is necessary for the design of foundation pit support structures to correctly be input the impact of metro vibrations on deep foundation pit. here, a dynamic 3D numerical model is built that considers the vibration load of metro on the basis of the static numerical model for deep foundation pit support structures and simplified train loads to study the impact of train vibrations on deep foundation pit and permanent support structures. Studies have declared that the dynamic response of surface displacement mainly occurs in the early time of dynamic load, the vibration load of metros has less impact on ground subsidence, the support pile structure is in an elastic state during dynamic response under the action of subway train vibrations.

B. Monitoring of Deep Foundation Pit Support and Construction Process in Soft Soil Area of Pearl River Delta³

Here we have another situation in Pearl River Delta in the USA The deep foundation pit supporting technology in the soft soil area here is not so simple, and many factors interfere and restrict it. according to the geological conditions and the surrounding circumstances, the main foundation using systems of bored piles and pre-stressed anchor cable supporting structure + five axis cement mixing pile curtain supporting form; partial use of double row piles supporting structure + five axis cement mixing pile curtain support type. Via simulation programme show that the foundation pit, the

indicators of environmental changes are in the design range, the supporting diaphragm of deep foundation pit technology is meet the requirements.

C. Construction risk assessment of deep foundation pit in metro station based on G-COWA method⁴

There is not doubt is getting a right understanding of the construction safety of deep pits in metros and minimize the risk happenings, a risk assessment method based on G-COWA is proposed. , depending on the particular engineering examples and the construction characteristics of deep pit, an assessment index based on the five factors of “human, management, technology, material and environment” is established. , the C-OWA operator is defined to figure the assessment index strengthen and weaken the negative impact of expert subjective reference. The gray cluster analysis and fuzzy comprehensive assessment method are combined to construct the construction risk evaluation model of deep pit, which effectively solve the uncertainties. At the end, the model is applied to the actual project of deep foundation pit. determine its construction risk rating is equilibrium, assessment the model is adopted and logical.

D. Application of intelligent anchor cable axial force monitoring system in foundation pit support engineering⁵

One of the most important Anchor components calculation is tendon, by the use of anchor cable’s axial force presenting system, actual presenting and showing of the axial force of the prestressed anchor and anchor cable in the foundation pit support structure system is figured. The system has automatic procuration, wireless transmission, real-time presenting and ...etc. Through real engineering application and comparative analysis of classical way of presenting data, it can be seen that the presenting data is also valid and dependable, and the continuity and difference error of the measured curve is better than the classical method. The system presenting data can show the relationship between the support structure stress, deformation and construction mechanism in the foundation pit engineering and provide a strong guarantee for the safe and efficiency of the foundation pit project.

E. Urban underground development; an overview of historical underground cities in Iran⁶

At this research the author referred to main challenges nowadays in urbanization process from every approaches . This condition by his turn required more land use, more utility complexes and multipurpose construction and work places, seeking for transportation patterns in infrastructure. By the use of underground space it creates new way for solving these challenges. The urban underground spaces have great potentials . If these potentials are managed in right wat, though searching of spaces bunkers and shelters within the earth is not new, human and animal sort off have excavated the tried to make use of the soil long before known history. During the history small communities around the world from

different continents. Some of the best examples of man's symbolic combination with nature are Nushabad in Kashan, Sāmen in Malayer and Kariz in Kish Island. These underground cities provide us with plenty of information for underground development in modern cities.

III. DISCUSSION

Although some deep mining took place as early as the late Tudor period (in the North East, and along the Firth of Forth coast) deep shaft mining in Britain began to develop extensively in the late 18th century, with rapid expansion throughout the 19th century and early 20th century when the industry peaked. Before 1800 a great deal of coal was left in places as extraction was still primitive. As a result, in the deep Tyneside pits (300 to 1,000 ft deep) only about 40 percent of the coal could be extracted. The use of wooden pit props to support the roof was an innovation first introduced about 1800.

Before any plans were made for transit systems with tunnels and stations, several railway operators had used tunnels for freight and passenger trains, usually to reduce the grade of the railway line. Examples include Trevithick's Tunnel from 1804, built for the Penyarden locomotive, the 1829 Crown Street Tunnel at Liverpool and the 1.13 miles (1,820 metres) long 1836 Lime Street Tunnel also at Liverpool, of which a part is still used today making it the world's oldest used tunnel.

The first urban underground railway was the Metropolitan Railway, which began operations on January 10, 1863. It was built largely in shallow tunnels and is now part of the London Underground. It was worked by steam trains, and despite the creation of numerous vents, was unhealthy and uncomfortable for passengers and operating staff. Nevertheless, its trains were popular from the start and the Metropolitan Railway and the competing Metropolitan District Railway developed the inner circle around central London (completed in 1884) and an extensive system of suburban branches to the northwest (extending into the adjoining countryside), the west, the southwest and the east (mostly completed by 1904).⁷

A. History

Construction in deep pit In the beginning, there were trees to tether an animal, tie up a boat or guy a structure. And with the clearing of land, wood stakes were often used. With heavier loads to support and no available trees, the log deadman became the preferred method of manufacture anchors for deep pit foundation, The earliest manufactured anchor was a screw foundation designed in 1833 by a blind Irish Engineer, Alexander Mitchell. Mitchell's screw foundations were used in the construction of lighthouses and beacons around the world. He is known as the inventor of the screw-pile lighthouse.⁸

B. Components and Facilities constructing in deep pits:

- ❖ Tunnels
- ❖ Mines
- ❖ air raid shelters and bunker
- ❖ underground railway
- ❖ foundation of Skyscrapers
- ❖ foundation of Heavy mass Constructions
- ❖ Services line of sewer, water pipe, electricity and other networking line
- ❖ Other design decisions for multipurpose complex

C. Urban Constructions Methodology⁹

- ❖ Ocean Projects
 - Foundation
 - Revetment
 - Wharf
 - Bridge pier
 - Tank
 - Ground improvement
 - Man-made island
 - Solidification of sludge
- ❖ Land Projects
 - Foundation
 - Bridges/small buildings
 - Steel tower
 - Building
 - Tank
 - Road
 - Embankment
 - General structure
 - Ground improvement
 - Road
 - Embankment
 - Protection of underground facility from settlement
 - Others
 - Cutoff wall
 - Land-slide protection wall
 - Security of pile slide
 - Measure against uplift

D. Deep mixing technology

❖ Waterfront and marine applications

- Quay walls
- Wharf structures
- breakwaters

❖ Foundations for structures

- Tanks & towers
- Bridge abutments
- Underground facilities
- Embankment stabilization
- Retaining walls
- Building foundations

❖ Restraining earth pressure

- Base heave
- Excavation control
- Landslide & slope failure
- Supporting adjacent structures
- Stabilization of open cuts

❖ Seepage control

- Dam rehabilitation
- Stabilization of river banks

❖ Liquefaction mitigation

❖ Environmental applications

- PCB Immobilization
- Remediation of VOCs

❖ Innovative applications

- Shield tunneling
- Ground Anchorage
- Wave impediment

IV. OBJECT ANALYSIS

The territory of Kyiv and its environs is in a tectonic complex, The transition zone from the Ukrainian Crystalline Shield (UCB) in the West, to Dnepr-Donetsk (Ddz)-to the east. The tectonic regime is characterized by the slow differential The rear and downward motions of the earth crust. In modern conditions This does not cause any particular surface changes. Drilled reconnaissance Engineering-geological wells To the depth of 35.0 meters, found that the geological incision of the site is folded of the weather- litinlimy deposits that litho logically represented by the With sandstone, loamy light, and shallow sands, with the Thin layers of sand loam. From the surface of the sediments overlapping with a layer of bulk soils represented Various litho logical varieties (construction debris with Sandy Placeholder, sandy loam). The relief of the area is technogenic, with the difference of heights up to 4.0 m. Hydro

geological conditions are characterized by the presence of non water The nasal horizon in Quaternary and neo-genic sediments. At the time of the sightseeing - (June 2017) soil waters lie on the depths of 20,85-22,85 m., detained by laying and power. Power supply of groundwater is due to infiltration weather- Sludge and melted water. Technogenic nutrition is possible. Seasonal fluctuations in the level of soil waters during abundant precipitation and inten- The Severe snow-melting can reach 0.4-1.0 m (\pm 0.2-0.5 m from the fixed-Nogo).

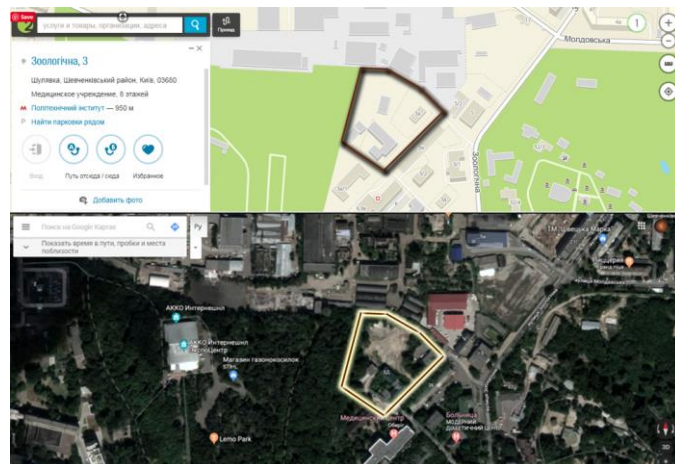


Figure 1 Site Location

V. ENGINEERING-GEOLOGICAL CONDITIONS

According to the engineering and geological conditions of the construction territory To the second (middle) category of complexity. On nomenclature type, composition, state and physical-mechanical characteristics, Rystikov in the area of researches are allocated eight engineering- Geological elements:

IГЕ 1 (t IV), Bulk soil: Sand sandstone, black charred with Include construction debris up to 10% (rocks, stick bricks, gravel, particles Asphalt);

IГЕ 2 (f;l PII), sand shallow, yellowish-brown, yellowish-gray, drilling- It is gray, gray with thin layers of sand in the dust and lenses of loam, Small degree of water saturation;

IГЕ 3 (f,l PII), sandy sand, oil-gray, yellowish- Grey, yellowish-brown, hard; IГЕ 3a (f.l PII), Sandy sand, light gray, dark brown, yellow- Wato-brown, plastic;

IГЕ 4 (f.l PII), sandy loam, dark brown, with thin layers Sands

IГЕ 5 (f.l PII), loamy sandstone, dark brown, light;

IГЕ 6 (f.l PII), sand of average size, brown, middle level of the saturation;

IГЕ 7 (N1pI), sand sawn, white, chestnut, saturated with water. In accordance with GOS in 1.1 -12:2014 calculated (by

card) seismic- There are 5 points for the survey area. Soils on the construction site belong to the II category according to the (500 < Vs. < 800), respectively, table 5.1. DBN v. 1.1-12:2014

VI. COMPUTER SIMULATION

A. Data Analysis

Determining layouts for simulation process:

1) Soils layers elevation

1st layer = -1.5

2nd layer = -4.1

3rd layer = -17.1

4th layer = -18.6

5th layer = -19.9

6th layer = -25

2) Soils layers material model

1st + 2nd + 4th + 5th layers are Hardening soil model

3rd + 6th layers are Mohr-coulomb

3) Retaining wall

Width = 0.8 m

Depth = 24 m

4) Distributed load

Right wall = -54 kn/m

Left wall = -36 kn/m

5) Prestress anchor per m

First layer anchors = 100 kn/m

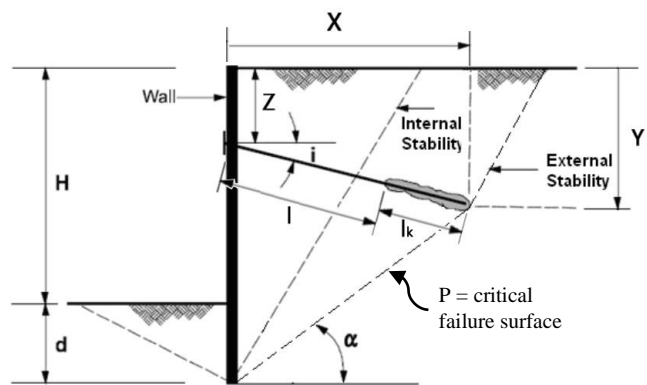
Second layer anchors = 140 kn/m

B. Main perimeters

Item	Applicability	
	Dry Method	Wet Method
Binder factor: $\alpha = \frac{W_b}{V_{soil}}$ (lb/ft ³ (kg/m ³))	Yes	Yes
Binder factor in-place: $\alpha_{in-place} = \frac{W_b}{V_{mix}}$ (lb/ft ³ (kg/m ³))	Yes	Yes
Binder content: $a_w = \frac{W_b}{W_s}$ (percent)	Yes	Yes
Total water-to-binder ratio: $w_T:b = \frac{W_{scmix}}{W_b}$ (dimensionless)	Yes	Yes
Water-to-binder ratio of the slurry: $w:b = \frac{W_{scslurry}}{W_b}$ (dimensionless)	No	Yes
Volume ratio: $VR = \frac{V_{slurry}}{V_{soil}}$ (dimensionless)	No	Yes

Table 1 Definition of Deep Mixing Parameters

• Anchor Parameters



H = Depth of Ditch

d = Penetration Depth

l = Free Length

lk = Root Length

Z = Anchor Depth

X = Anchor horizontal length

Y = Anchor Vertical length

a = slope

i = Angle of installation

P = critical failure surface = External Stability

• Non-Dimensional Anchor Parameters

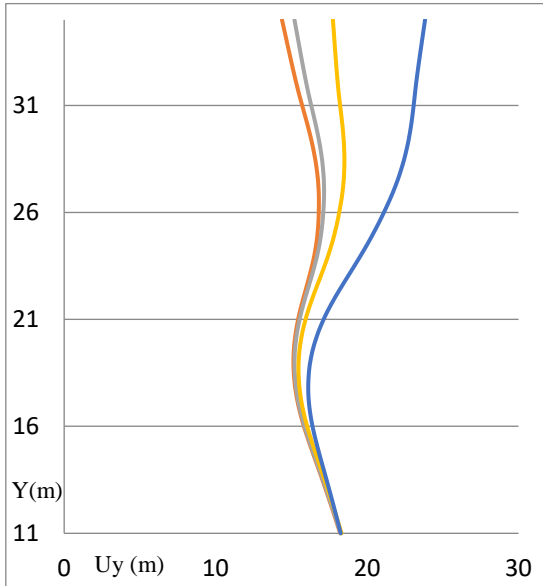
$\chi () = X/H$

$\lambda (\text{coefficient}) = Y/H$

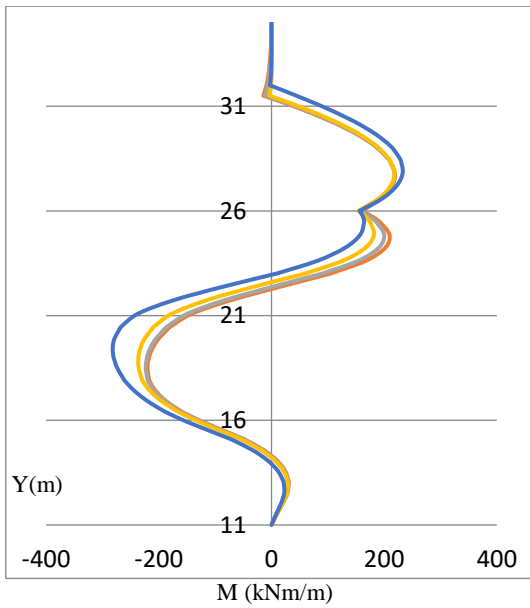
$\xi () = d/H$

C. Changing The Angle of the applied Anchors

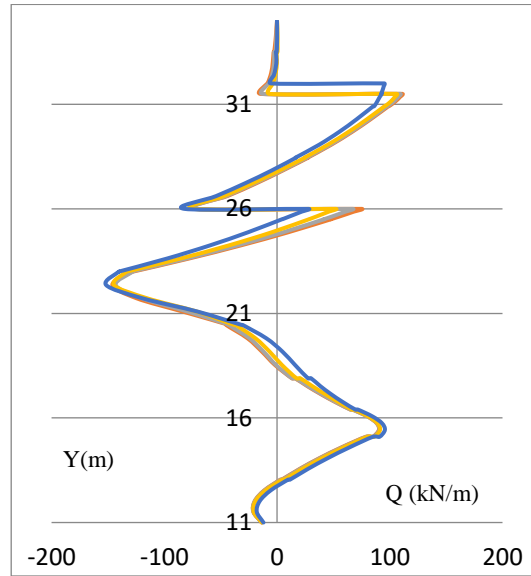
- ❖ Anchors with the 15° Angle
- ❖ Anchors with the 25° Angle
- ❖ Anchors with the 35° Angle
- ❖ Anchors with the 45° Angle
- ❖ Results Comparison
 - Total displacement



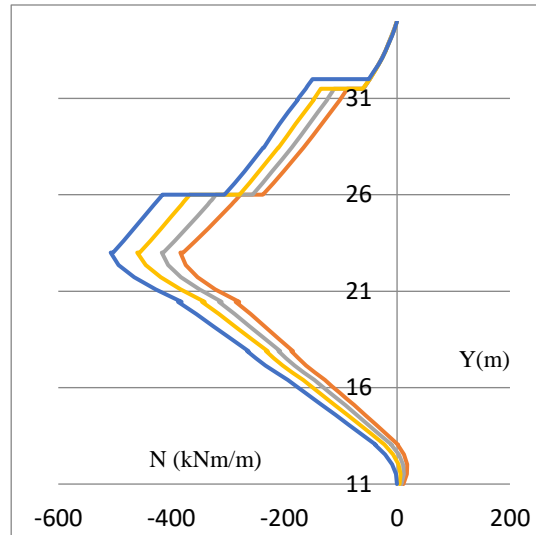
• Bending Moment



• Shear Force



• Axial Force



• Analysis

Displacements in First Plate wall (left)				Displacements in second Plate wall (right)			
	Total Displacement	Horizontal Displacement	Vertical Displacement		Total Displacement	Horizontal Displacement	Vertical Displacement
15° Anchor	29.87 * 10 ⁻³ m	18.22 * 10 ⁻³ m	23.68 * 10 ⁻³ m	15° Anchor	29.93 * 10 ⁻³ m	-19.36 * 10 ⁻³ m	22.89 * 10 ⁻³ m
25° Anchor	29.45 * 10 ⁻³ m	18.25 * 10 ⁻³ m	23.12 * 10 ⁻³ m	25° Anchor	29.57 * 10 ⁻³ m	-19.39 * 10 ⁻³ m	22.41 * 10 ⁻³ m
35° Anchor	29.07 * 10 ⁻³ m	18.5 * 10 ⁻³ m	22.52 * 10 ⁻³ m	35° Anchor	30.69 * 10 ⁻³ m	-21.62 * 10 ⁻³ m	21.9 * 10 ⁻³ m

45° Anchor	32.21 * 10 ⁻³ m	23.83 * 10 ⁻³ m	21.81 * 10 ⁻³ m	45° Anchor	35.42 * 10 ⁻³ m	-28.47 * 10 ⁻³ m	21.21 * 10 ⁻³ m
------------	----------------------------	----------------------------	----------------------------	------------	----------------------------	-----------------------------	----------------------------

Bending Moment in First Plate wall (left)				Bending Moment in second Plate wall (right)			
	Bending Moment	Shear Force	Axial Force		Bending Moment	Shear Force	Axial Force
15° Anchor	220.17 kNm/m	-146.05 kN/m	-383.76 kN/m	15° Anchor	242.93 kNm/m	152.86 kN/m	-412.06 kN/m
25° Anchor	223.16 kNm/m	-143.25 kN/m	-416.67 kN/m	25° Anchor	243.7 kNm/m	150.03 kN/m	-445.1 kN/m
35° Anchor	235.92 kNm/m	-144.75 kN/m	-460.23 kN/m	35° Anchor	236.74 kNm/m	150.16 kN/m	-487.49 kN/m
45° Anchor	281.36 kNm/m	-151.66 kN/m	-507.2 kN/m	45° Anchor	289.16 kNm/m	159.03 kN/m	-536.33 kN/m

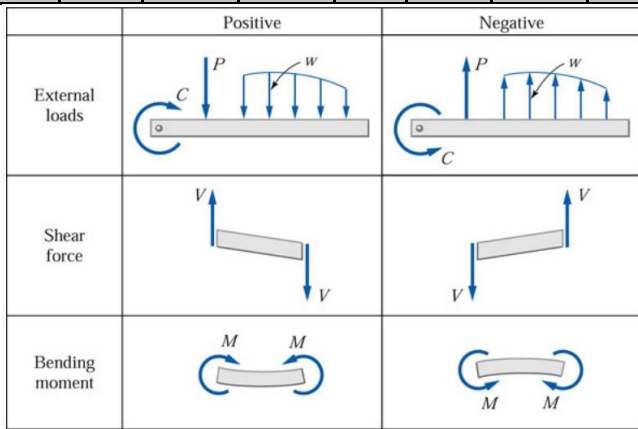


Figure 2 Sign Convention

According to the Resolutions from plaxis simulations:

- 1- Plate Displacements are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was for both Retaining walls are:
 - Horizontal Displacement in 45° Anchor Angle > 35° Anchor Angle > 25° Anchor Angle > 15° Anchor Angle.
- 2- Bending Moments are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was for both Retaining walls are:

- Bending moment In 45° Anchor Angle > 35° Anchor Angle > 25° Anchor Angle > 15° Anchor Angle.
- Bending moment In all different anchor angles were positive that cause sagging of the Retaining wall.

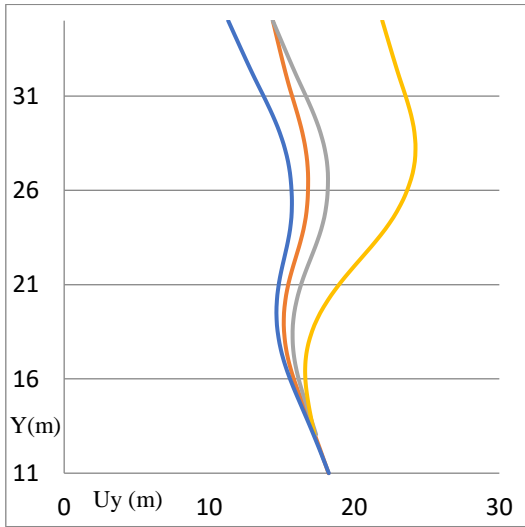
- 3- Shear forces are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was for both Retaining walls are:
 - Shear force In 45° Anchor Angle > 35° Anchor Angle > 15° Anchor Angle > 25° Anchor Angle
 - Shear force in all anchors of the left side were negative
 - Shear force in all anchors of the right side were positive
- 4- Axial forces are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was for both Retaining walls are:
 - Axial force In 45° Anchor Angle > 35° Anchor Angle > 25° Anchor Angle > 15° Anchor Angle
 - Axial force In all different anchor angles were Negative

• Recommendation And Conclusion

The typical Angle for the soils types and distributed load according to the simulations and results data are (15°) is the best angle and to finding the typical length of anchor for this angle in next phase in this research we make simulation of changing anchor length.

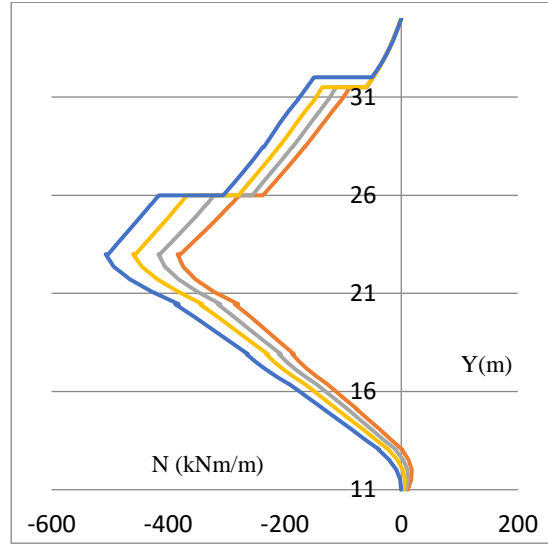
D. Changing the Length of the Applied Anchors

- ❖ 15° Angle Anchors with the Length (15-10)m
- ❖ 15° Angle Anchors with the Length (12-7)m
- ❖ 15° Angle Anchors with the Length (8-3)m
- ❖ 15° Angle Anchors with the Length (18-13)m
- ❖ Results Comparison
 - Total displacement

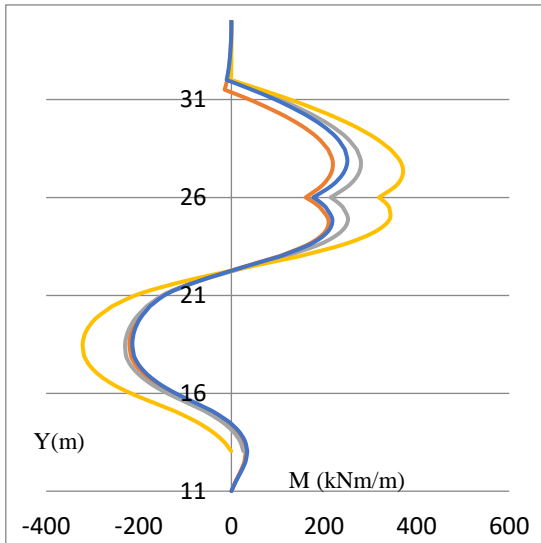


• Bending Moment

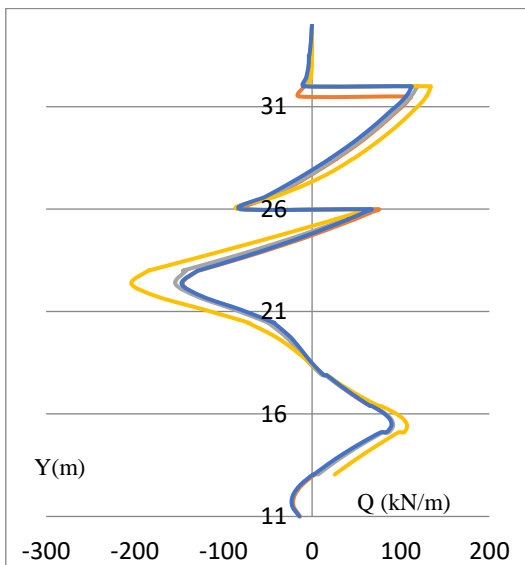
• Axial Force



• Analysis



• Shear Force



Displacements in First Plate wall (left)				Displacements in second Plate wall (right)			
	Total Displacement	Horizontal Displacement	Vertical Displacement		Total Displacement	Horizontal Displacement	Vertical Displacement
Anchor Length(15-10)	29.87 * 10 ⁻³ m	18.22 * 10 ⁻³ m	23.68 * 10 ⁻³ m	Anchor Length(15-10)	29.93 * 10 ⁻³ m	-19.36 * 10 ⁻³ m	22.89 * 10 ⁻³ m
Anchor Length(12-7)	29.83 * 10 ⁻³ m	18.19 * 10 ⁻³ m	23.66 * 10 ⁻³ m	Anchor Length(12-7)	30.96 * 10 ⁻³ m	-20.93 * 10 ⁻³ m	22.89 * 10 ⁻³ m
Anchor Length(8-3)	33.37 * 10 ⁻³ m	42.44 * 10 ⁻³ m	23.04 * 10 ⁻³ m	Anchor Length(8-3)	35.79 * 10 ⁻³ m	-28.01 * 10 ⁻³ m	22.37 * 10 ⁻³ m
Anchor Length(18-13)	29.99 * 10 ⁻³ m	18.24 * 10 ⁻³ m	23.81 * 10 ⁻³ m	Anchor Length(18-13)	29.49 * 10 ⁻³ m	-18.16 * 10 ⁻³ m	23.24 * 10 ⁻³ m

Bending Moment in First Plate wall (left)			Bending Moment in second Plate wall (right)				
	Bending Moment	Shear Force	Axial Force		Bending Moment	Shear Force	Axial Force

Anch or Length h(15-10)	220.1 7 kNm/ m	-146.05 kN/m	- 383.7 6 kN/m	Anch or Length h(15-10)	242.9 3 kNm/ m	152.86 kN/m	- 412.0 6 kN/m
Anch or Length h(12-7)	- 279.6 6 kN/m	-154.31 kN/m	-384.1 kN/m	Anch or Length h(12-7)	315.6 7 kNm/ m	164.63 kN/m	-414.1 kN/m
Anch or Length h(8-3)	- 370.3 7 kNm/ m	-203.88 kN/m	-407.7 kN/m	Anch or Length h(8-3)	421.1 5 kNm/ m	222.3 5 kN/m	- 443.3 1 kN/m
Anch or Length h(18-13)	- 250.3 6 kNm/ m	-147.27 kN/m	- 385.4 4 kN/m	Anch or Length h(18-13)	277.0 6 kN/m	152.84 kN/m	- 413.7 4 kN/m

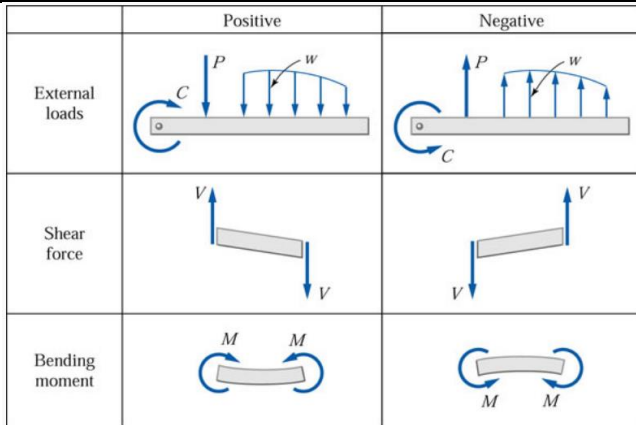


Figure 3 sign convention

According to the Resolutions from plaxis simulations:

- 1- Plate Displacements are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was:

- For the left Retaining wall

Horizontal Displacement in Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(18-13)m > Anchor Length(15-10)m > Anchor Length(12-7)m

- For the right Retaining wall

Horizontal Displacement in Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(18-13)m > Anchor Length(12-7)m > Anchor Length(15-10)m

- 2- Bending Moment s are in Different Length of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was for the both Retaining Wall:

- Bending moment In Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(12-7)m > Anchor Length(18-13)m > Anchor Length(15-10)m.

- Bending moment In the Anchor Length(15-10) of the left side was positive that cause sagging of the retaining wall, while in the other anchor lengths were negative that cause hogging of the Retaining wall.

- Bending Moment in all the Anchor lengths of the right side were positive that cause sagging of the retaining wall.

- 3- Shear forces are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was:

- For the left retaining wall:

Shear force In Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(12-7)m > Anchor Length(18-13)m > Anchor Length(15-10)m

- For the right retaining wall:

Shear force In Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(12-7)m > Anchor Length(15-10)m > Anchor Length(18-13)m

- Shear force For the left Retaining wall of all anchor lengths were negative

- Shear force For the right Retaining wall of all anchor lengths were positive

- 4- Axial forces are in Different angle of Anchor Installation for this type of soil layers and distributed load was:

- For the left retaining wall:

Axial forces In Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(18-13)m > Anchor Length(12-7)m > Anchor Length(15-10)m

- For the right retaining wall:

Axial forces In Anchor Length(8-3)m > Anchor Length(12-7)m > Anchor Length(18-13)m > Anchor Length(15-10)m

- Axial forces For the all Retaining wall of all anchor lengths were negative

- Recommendation And Conclusion

The typical Anchor Length for the soils types and distributed load according to the simulations and results data in (15°) Anchor Angle is (15-10)m anchor length.

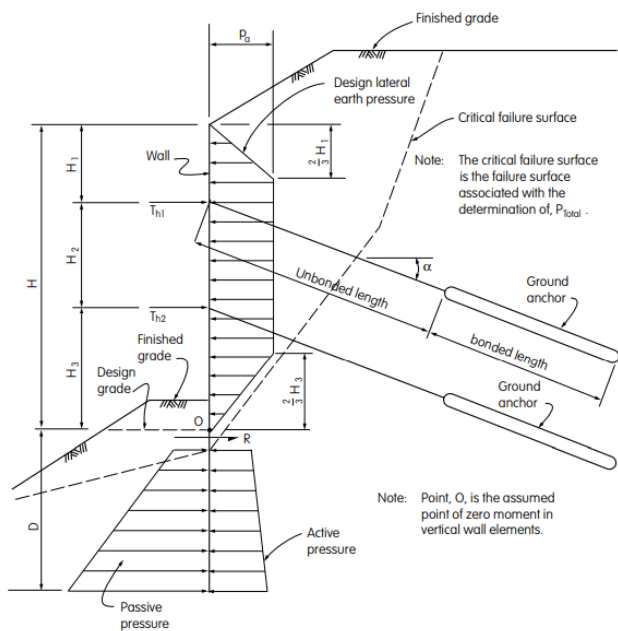


Figure 4 Anchored Wall with Multiple Levels of Ground Anchors and Critical Failure Surfaces

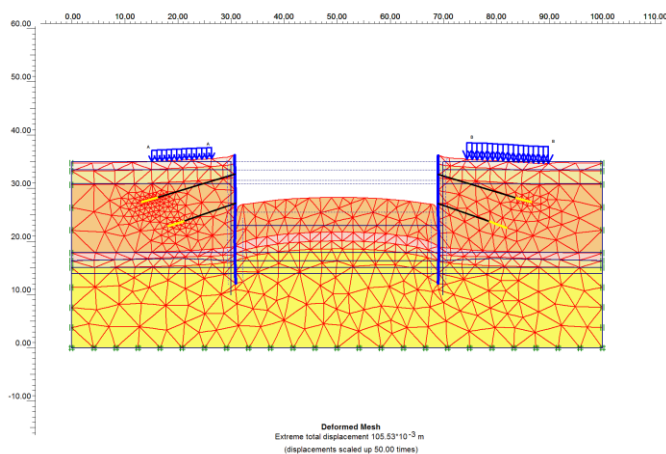


Figure 5 Simulation Result

Deformations	
Deformed Mesh	105.53 * 10 ⁻³ m
Total Displacement	105.53 * 10 ⁻³ m
Horizontal Displacement	19.36 * 10 ⁻³ m
Vertical Displacement	105.53 * 10 ⁻³ m
Total Phase Displacement	30.36 * 10 ⁻³ m
Horizontal Phase Displacement	8.92 * 10 ⁻³ m

Vertical Phase Displacement	30.05 * 10 ⁻³ m
Total increments	6.09 * 10 ⁻³ m
Horizontal Increments	2.52 * 10 ⁻³ m
Vertical Increments	6.04 * 10 ⁻³ m
Total Strains	%3.19
Horizontal Strains EPS – XX	% 1.62
Vertical Strains Eps – yy	%2.04
Shear Strains Gam – xy	%-6.57
Incremental Strains	%946.24* 10 ⁻³
Incremental Cartesian Strains deps- xx	%-218.24* 10 ⁻³
Incremental Cartesian Strains deps- yy	%542.9* 10 ⁻³
Incremental Cartesian Strains dgam- xy	%-2.02

Stresses	
Effective Stresses	-516.19 kN/m ²
Total Stresses	-654.13 kN /m ²
Cartesian Effective Stresses sig'-xx	-253.74 kN /m ²
Cartesian Effective Stresses sig'-yy	-518.16 kN /m ²
Cartesian Effective Stresses sig'-zz	-243.35 kN /m ²
Cartesian Effective Stresses sig'-xy	-94.86 kN /m ²
Cartesian Total Stresses sig'-xx	-383.32 kN /m ²
Cartesian Total Stresses sig'-yy	-658.16 kN /m ²
Cartesian Total Stresses sig'-zz	-383.35 kN /m ²
Cartesian Total Stresses sig'-xy	-94.86 kN /m ²

Over consolidation Ratio	4.19
Active Pore Pressure	-140 kN /m ²
Excess Pore Pressure	0
Ground Water Head	35 m
Flow Field	0
Degree of Saturation	%100
State Variable 1	365.32
State Variable 2	22.83 * 10 ⁻³

VII. CONCLUSION

A. Anchoring system advantages

Advantages of anchored systems for cut slope retaining structures include: (Winterkom 1991):

1. Incorporation of the temporary excavation support system in the permanent facility.
2. Reduction in the amount of excavation and the concrete work required for footings.
3. Elimination of backfilling behind the wall.
4. Elimination of foundation piles to support the wall structure in mountainous areas with unstable slopes or sites underlain by compressible soils.
5. Reduction in quantities of reinforced concrete required for the construction of the retaining wall.
6. Reduction in construction disturbance and right-of-way acquisition, which, in urban sites, may eliminate the need for underpinning nearby structures.
7. Adaptability to different site conditions and soil profiles, allowing for cost-effective use in repair and reconstruction of existing structures.

Tiebacks offer other advantages. One is the ability to support a temporary construction excavation without the need for cumbersome bracing that obstructs workspace. Anchors may be proof tested to guarantee their capacity. Tiebacks are cheaper than conventional bracing in cuts of more than 4.6 to 6.1 m (15 to 20 ft) and/or widths of greater than 18.3 m (60 ft), and construction is not impeded by cross-bracing. Finally, there is an increase in public safety since less construction area is required.¹⁰

B. Anchoring system disadvantages

Despite these advantages, anchors are not the solution for all situations. Some disadvantages include (Winterkom 1991):

1. Permanent underground easements are required.
2. In fine-grained soils, effective groundwater drainage systems may be difficult to construct and to maintain.
3. In plastic clayey soils, creep can significantly affect long-term performance and structure displacements.
4. In soft cohesive soils, pull-out capacity of tiebacks cannot be economically mobilized.
5. Durability considerations may impose severe limitations on the use of metallic inclusions in aggressive, corrosive environments.
6. Nearby construction may change soils stresses, decreasing tieback capacity possibly leading to failure.

Other disadvantages include potentially increased costs over more conventional walls, an uncertainty regarding their performance over time, and a lack of a standard design procedure.

VIII. RECOMMENDATION

- Constructing in deep pits vertically downward depending on modern constructing method such Anchorage result of better transmitting system in the cities and giving impression of modern future cities
- Constructing in deep pit allows for further distribution of Urban system facilities as electricity line, pipe line, and sewer
- Constructing in deep pit also is a keystone for skyscrapers and other tremendous construction complexes
- Developing and make use of existence computer programming system such as (Plaxis) for the best result and simulation before translating it into the real ground
- Providing supports at the same time for urban infrastructure due to methods of deep pit construction
- Saving time and cost is another important point
- Making use of the constructed ground as it is possible for further multipurpose constructing thru deep pit technology and being more efficient

as it is instead of dealing the underground of urban just simply foundation of complexes

- Promoting the united anchor unit length for every use for constructions that according to this research the length of anchor variation may not result of big different incomes as compare to the high cost at some anchor lengths and spend time for installing them.
- The typical anchor angle how ever the angle was high, it resulted in high displacement so depending on this research for changing both lengths and angles the typical anchors length was (15-10)m while the angle (15°) was the best simulated result of bearing with less displacement.
- Promoting ideas for further constructing in deep pit which by means especially in horizon as respond for sustainability demand and also climate change that earth is going toward intense warmth and giant hurricane and tornados that withstanding inside deep pits is higher, at the same time providing medium climate eco system for hot and cold air inside the complex within deep pits require minimum power and energy consumption.
- Construction in deep pits is less expose to the air and climate effects from corrosion due to rain water, wind friction, sun shine...etc that how life expectancy will be higher.

4- You, Weibao & Wang, Jianbo & Zhang, Wei & Liu, Fangmeng & Yang, Diying. (2018). *Construction risk assessment of deep foundation pit in metro station based on G-COWA method*. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 153. 052018. 10.1088/1755-1315/153/5/052018.

5- Zheng-jun, HUANG & Lei, ZHANG & Shen-hua, JIAO & Yu, LIU & Dong, ZHANG & Liang, ZHANG. (2018). *Application of intelligent anchor cable axial force monitoring system in foundation pit support engineering*. MATEC Web of Conferences. 175. 03019. 10.1051/mateconf/201817503019.

6- Montazerolhodjah, Mahdi & Pourjafar, M & Taghvaei, Ali. (2015). *Urban underground development; An overview of historical underground cities in Iran*. International Journal of Architectural Engineering & Urban Planning.. 25. 53-60.

7- Croome, D.; Jackson, A (1993). *Rails Through The Clay — A History Of London's Tube Railways (2nd ed.)*. Capital Transport. ISBN 1-85414-151-1.

8- *The Repertory of Patent Inventions, And Other Discoveries and Improvements in Arts, Manufacturers, and Agriculture*. Repertory of Arts and Manufacturers. July–December 1847. p. 116.

9- Bruce, D.A. (2000). *An Introduction to the Deep Mixing Method as Used in Geotechnical Applications*, Report No. FHWA-RD-99-138, Federal Highway Administration, Washington, DC.

10- PileBuck, Inc. (1990) *Sheetpile Wall Design Manual*, PileBuck, Inc, Jupiter, FL

REFERENCES

1- Ellis, Iain W (2015). *Ellis' British Railway Engineering Encyclopaedia (3rd Revised ed.)*. Lulu.com. ISBN 978-1-326-01063-8.

2- Dapeng, Zhu & Liangkai, Qin & Yundian, Lin. (2015). *Analytical Study on Dynamic Response of Deep Foundation Pit Support Structure under the Action of Subway Train Vibration Load: A Case Study of Deep Foundation Pit of the New Museum Near Metro Line 2 in Chengdu, China*. Shock and Vibration. 2015. 1-10. 10.1155/2015/535196.

3- Weiyi, Xie & , Pengcheng. (2018). *Monitoring of Deep Foundation Pit Support and Construction Process in Soft Soil Area of Pearl River Delta*. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 128. 012097. 10.1088/1755-1315/128/1/012097.

I. Evtushenko, student of third year, O.Lunytsh, student of fifth year? I.Kopka, magister, A.Shukurov, post-graduate, V.Kravets, prof. NTUU «Ihor Sikorsky Kyiv Politechnical Institute»

THE MANAGEMENT BY THE BORDER EFFECT OF EXPLOSION IN THE BLAST HOLE BOTTOM

The possibilities of controlling the boundary effect of an explosion at the level of the ledge tip are considered. The data of experimental researches devoted to the formation of embryonic disturbances in the angular zone of the bottom of the well is given. The perspectives of using an intermediate cone shaped detonator as a means of orientation of the force field in the lower end of the well bore are discussed.

Розглянуто можливості управління крайовим ефектом вибуху на рівні підшови уступу. Наведено дані експериментальних досліджень, присвячених формуванню зародкових порушень в кутовій зоні дна свердловини. Обговорюються перспективи застосування проміжного детонатора конічної форми як засобу орієнтації силового поля в нижньому торці свердловинного заряду.

Introduction. The technique of blasting in mining is based mainly on the use of elongated charge systems. Their main function is the destruction of the surrounding rock massif. In addition, a blast of charge should ensure proper processing of the array at the level of the ledge to prevent the so-called "rapids". Their appearance is the result of insufficient saturation with the energy of an explosion array in the bottom of the blast hole or in the lower end part of the charge. The reason for this phenomenon is the extreme conditions for explosion in a clamped environment at the level and below the foot of the ledge. In addition, the force field outside the charge in the axial direction loses 35-40% of energy due to the degeneration of the cylindrical force field in the spherical [1]. It is for these reasons that we have to increase the mass of the lower part of the charge, extending it to the size of the overdrill. To reduce the cost of drilling and explosive materials, it is necessary to apply certain means for controlling the direction of the crack embryo at the level of the ledge.

The purpose of the work is to study the possibilities of directing the deformation process in the bottom part of the well in the direction of the plane of the sole of the ledge at the stage of origin and "dispersal" of detonation in an industrial well bore to shorten the length or eliminate the overlap.

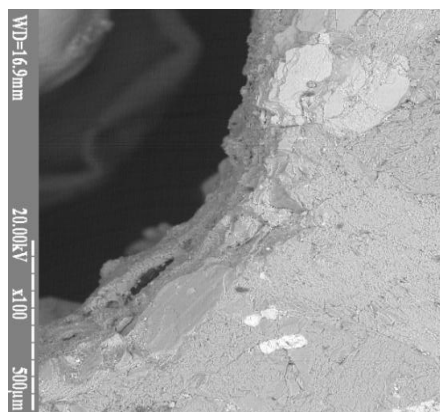
Analysis of literary sources. Traditionally, for the reorientation of the deformation process in this zone, methods based on the application of an elongated cylindrical charge of an explosive of high power [2] are used at the bottom, the end portion of the borehole charge of a conical shape [3], a charge replacement in the air gap [4], etc. . In modern studies attention is paid to the shape of the bottom part of the well and its effect on the weakening of the massif in the plane of the tip of the ledge [5].

Creation of a germline cracks in a horizontal plane at the level of the end of the hole is possible by various methods - by using inert conical inserts with an optimal angle of opening of the cone [6], with the cutting of the germline cracks in the plane of the bottom of the hole with special incisors.

Materials of researches. Several series of laboratory experiments on granite models have been conducted to study the possibility of controlling the quality of the soles of the ledge. In the simulation of the deformation conditions of the array in the bottom of the well in a granite sample a rectangular cutout was created, imitating the conditions of the explosion in the corner of the bottom of the blast hole. To simplify the experimental conditions, the axial symmetry of "charge" is taken. Model elongated "charges" were made of different intersections and linear mass.

Considering the nature of the deformation of the angular part of the fine-crystalline granite sample, the influence of the shape of charge on the nature of deformations in the corner zone (Fig. 1,a, b) was noted.

a)



b)

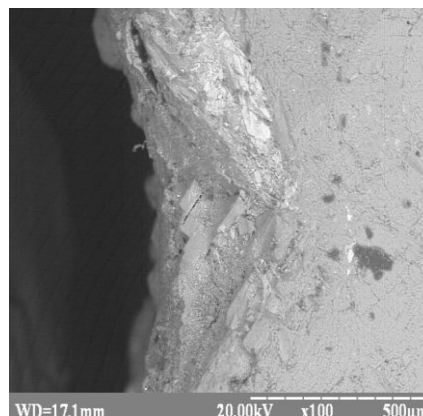


Fig.1 The shape and width of the zone of abrasion from the explosion of charge: a) cylindrical, b) – prismatic

Technologically, the wedge-shaped charge is more focused on determining the direction of development of the zone of deformation in the corner zone.

One of the effective methods of reorientation of the stress field and, respectively, the field of deformation in the plane of the soles of the ledge in the bottom of the well can be a bottom passive gasket, which allows to change the direction of energy flow by the explosion (Fig.2a,b).

Deformation phenomena are observed predominantly on the lateral surface of the model, although it is obvious that the products of the explosion, flowing around the edge of the plate, deform the angular zone of the gland of its edge. The depth of the formed zone of deformation on the lateral surface of the model at a constant magnitude of charge increases with an increase in the thickness of the gasket to 3 mm.

The 3 mm thick gasket in the experimental conditions is sufficient to provide maximum deformation effect on the lateral surface of the model.

In order to simplify the implementation of the idea of a lateral source of dynamic perturbations at the bottom of the well, in our view, rational solution is to improve the mandatory element of the design of the well bore - an intermediate initiator (InIn). The problem of the militant is always considered in terms of the reliability of the transfer of the process of its detonation in the extended charge and completeness of the explosive charge decomposition. Along with this, changing the shape of a rifle patron, you can achieve a reorientation of the flow of energy in its explosion in a given direction. In particular, if the InIn is made in the form of a cone and placed in the bottom of the borehole charge coincident with it, the lateral spillage of the explosion products can greatly enhance the deformation phenomena described above.

Conclusions

Known technological solutions are intended to create conditions for changing the direction of the energy flow at the level of the tip of the ledge. The performed experimental research on granite models allowed to determine the nature of the deformation of the angular zone of the sample under the influence of explosion of elongated microcharge of different cross section and linear mass. The deformed zone consists of three sections - a zone of ash, a zone of hardening and a zone of microdeformations. It is established that the geometry of the spalling

and crumbling zones varies depending on the shape of the cross-section of the charge; the more distant zone of microdeformations is limited by a surface close to the cylinder.

An effective way of controlling the direction of development of the force field in the plane of the sole of the ledge is the use of bottom passive linings of conical or flat form. In experiments, a metal gasket was used, which flows through the product of the explosion, creating an expressive angle field of deformation. This area can serve as the embryo of the fracture of the separation along the plane of the sole of the ledge.

The lateral source of damage at the level of the tip of the ledge can be substantially strengthened by the use of the lower potent conic shaper initiator. To do this, it is necessary to investigate the rational parameters of the conical militant, the influence of the orientation and the location of its location in the well, the conditions for detonation excitation in the borehole charge, the possibility of forming a wave front in the inter-bore hole to achieve a directed impact on the array in the area of the tip of the ledge.

References

1. Fizika vzryva /Pod red. L.P.Orlenko// Izd. 3-e pererab..-M.: Fizmatlit, 2002. –T.2-656 s.
2. Kochanov A.N. Nekotoryje sovremennyye aspekty problem vzryvnogo razrusheniya gornyykh porod/ A.N. Kochanov// Fizicheskije problemy vzryvnogo razrusheniya gornyykh porod.- M. IPKON, 2004.-C.214-216.
3. Markovskiy N.P.,Tshikunov V.I. A.S.11023, Ukraina, MKI5 SO6 V31/38 Sostav vzryvchatogo veshchestva KS-1/ №.93006I78, zajavl. 8.06.93, opubl. 25.12.96, Bjul. №4. –s. 3.1.274.
4. Gaponenko I.L. Pidvyshchennya efektyvnosti vidbijky girskikh pored zaryadamy z povitryanoyu porozhnynoyu v donnij chastyni sverdlodyn na zalizorudnykh karjerach. Avtoreferat dissertacyi kand. techn. nauk /I.L. Gaponenko //Kryvyj Rig: Kryvorizkyj Nacionalnyj Universytet, 2016.- 20s.
5. Modelirovanije dinamicheskogo razrusheniya donnoj chaste skvazhiny s uchetom kontsentratora naprjazhenij /V.V.Vorobjov, M.V.Pomazan,S.V.Shlyk, L.D.Vorobjova //Vostochno-Evropejskiy Zhurnal Peredovykh Technologyi. - 2017, -3/1(87).- S.53-62.
6. Peev A.M. Doslidzhennja ta rozrobka ratsionalnykh konstrukcyi sverdlodynnykh zarjadiv z reguljuvanniam dynamitshnykh navantazhen donnoi thastyny sverdlodynny. Avtoreferat dissertacyi kand. techn. nauk /A.M.Peev// Kremenshuk: Kremenchutski Derzh. Politechnitshny Universytet, 2005.-21s.

СПОСІБ ЕКРАНУВАННЯ ПРИРОДНИХ ГАЗОВИДІЛЕНЬ МЕТАНОГІДРАТІВ ЧОРНОГО МОРЯ

Запропоновано спосіб екранування природних газовиділень метаногідратів з дна Чорного моря. Проаналізовані основні переваги способу, серед яких забезпечення енергетичних потреб прибережних районів та зручне транспортування газу.

A method of shielding natural gas discharges of methanhydrates from the bottom of the Black Sea is proposed. The main advantages of the method are analyzed, among which provision of energy needs of coastal areas and convenient gas transportation.

Вступ. Сумарні запаси метану газогідратів на порядок перевищують відомі запаси конвенціональних родовищ природного газу й потенційно являють найпотужніше джерело мінеральних енергетичних ресурсів світу. Питання енергетичної безпеки України значною мірою пов'язане з нарощуванням видобутку газу українських родовищ, до числа яких можуть бути залучені розвідані поклади донних газогідратів Чорного моря. За прогнозними оцінками ресурси метану газогідратів у чорноморській акваторії України оцінюються в 20–25 трильйонів м³ (загальні запаси в покладах Чорного моря – 45–60 трильйонів м³). Метою роботи є обґрунтування способів уловлювання та використання природного газовиділення метаногідратів для газозабезпечення прибережних районів.

Аналіз літературних джерел. Газові факели північно-західної частини Чорного моря сягають висоти 100–200 м (вище – дифузно розпилюються), локалізуються на шельфі, зовнішньому шельфі та материковому схилі і зустрічаються на глибинах від 50 до 700 м. Зазвичай це поодинокі газові струмені незначної інтенсивності, проте зустрічаються численні групи (до 10–12) потужних струменів, які утворюють великі «хмари» газу неподалік від дна. Моніторинг кількох потужних груп підводних газових факелів, проведених українськими дослідниками протягом десятиріччя (1994–2004 рр.) засвідчив повне збереження інтенсивності газовиділення, кількості газових струменів та інших ознак. Більш того, дослідження карбонатних утворень, що виникають на усті факелів, дозволило «датовати» вік їх сталої діяльності тисячоліттями [1, 2].

Метою роботи є розробка способу видобутку газогідратів Чорного моря, шляхом екранування природних газовиділень.

До теперішнього часу газові факели використовують лише як геолого-розвідувальні ознаки для пошуку покладів вуглеводнів. Розроблені авторами способи екранованої розробки донних газогідратів [3, 4] відкривають можливість використання донного газовиділення як ефективного джерела газозабезпечення прибережних районів.

Матеріали і результати досліджень. На відміну від складних і масивних газозбірних конструкцій локальної дії, які потребують постійно задіяного судна на поверхні, розроблені способи передбачають уловлювання газу на значних площах донної поверхні і задіяння плавзасобів лише на період монтажу устаткування. Газозбірну конструкцію виконують як екрануючу еластичну оболонку, яку закріплюють на дні якорями, розміщеними по контуру оболонки (рис. 1).

Від берегової смуги вздовж продуктивної ділянки донного газогідратного покладу 1, проводять по дну стаціонарний трубопровід із замкненим кінцем – теплопровід 3 для

подачі теплоносія (для екранування природних газовиділень – не є обов’язковим) та – газопровід 4 для відведення газу. Плавзасобами до місця сталого природного газовиділення доставляють еластичні оболонки 7, які оснащують по контуру якорями 8 (наприклад, сталевими брусками в карманах оболонки) і послідовно погружають на дно одна біля одної, накриваючи ними газові факели. У середині газозбірної оболонки знаходиться отвір з муфтою 9 (може оснащуватися фільтром, що пропускає газ і не пропускає воду), до якої приєднують гнучкий газопровід 10, що підключають до стаціонарного газопроводу 4. На час транспортування та монтажу обладнання можуть бути задіяні плавзасоби, підводний модуль, водолази. У разі необхідності додаткового впливу на газогідратний пласт тепловим полем в теплопровід 3 подають теплоносій (наприклад, нагріту воду, або морську прибережну воду, температура якої може на 15-20⁰С перевищувати температуру донного газогідрату), що пришвидшує процес дисоціації газогідрату. Метан газових факелів накопичується в покрівлі газозбірної оболонки у вигляді потужних лінз 12, з яких його відводять гнучким газопроводом 10 до стаціонарного донного газопроводу 4.

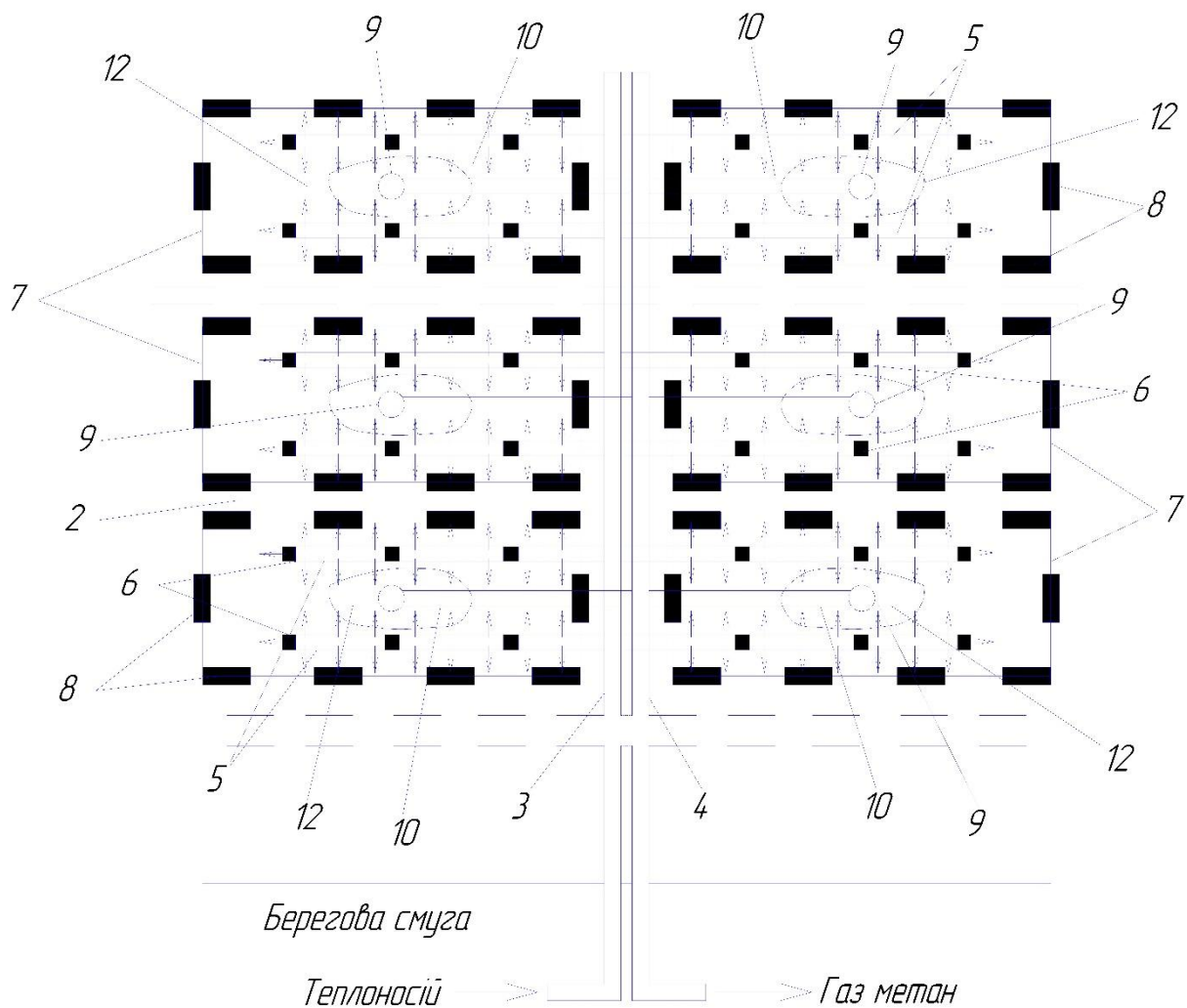


Рис. 1. Екрануючі оболонки над зонами природних газовиділень

Відстань між поверхнею дна і оболонкою регулюють системою грузил і поплавків змінної вантажопідймальності, що закріплені на оболонці. Послідовне розміщення еластичних газозбірних оболонок забезпечує протяжну систему екранування донної поверхні й одночасне збирання великих об'ємів вивільненого газу з багатьох газових факелів. Накопичення вивільненого газу під газозбірним екраном відбуватиметься у вигляді великих газових лінз, які будуть консолідуватися в центральній випуклій частині оболонки, звідки гнучкими трубами будуть відводитися до стаціонарного донного трубопроводу й далі – на берегову газорозподільну станцію й споживачам. Оскільки понад 50% газових факелів зосереджені на глибинах 50–100 м, монтаж і обслуговування екранів може бути виконаний звичайними водолазними роботами, на значних глибинах будуть задіяні мобільні підводні модулі.

Висновок. Таким чином, значні обсяги природного газу, що сьогодні розсіюються з газових факелів у морських шарах, можуть бути зібрані під еластичними оболонками й транспортовані для вирішення енергетичних потреб прибережних районів.

Література.

1. Бондаренко В.І. Газогідрати. Гідратоутворення та основи розробки газових гідратів/В.І. Бондаренко, О.Ю. Витязь, М.Л. Зоценко та ін. – Дніпропетровськ: Літограф, 2015.– С.26–27.
2. Шнюков Е.Ф., Коболев В.П. Грязевулканические залежи газогидратов метана в Черном море// Геология и полезные ископаемые Мирового океана. – 2018. – №1. – с. 4-35.
3. Гайко Г., Пиґа Л. Екранована розробка донних газогідратів //MINING OF MINERAL DEPOSITS. – 2017. – Volume: 11, Issue: 3. – P. 117-123.
4. Haiko H. Shielded Development of Marine Bottom Gas Hydrates by Fracking a Layer/ Hennadii Haiko, Yevhen Ogorodnyk , Lyubov Pyha, Juraj Durove// Non-Traditional Technologies in the Mining Industry// Solid State Phenomena, Vol. 277, pp. 27-35, 2018.

Tuganov G. K., stud. gr. OS-81mp, Shaidetska L.V., Ph.D., Senior Lecturer National Technical University of Ukraine "Igor Sikorsky Kiev Polytechnic Institute", Kyiv, Ukraine

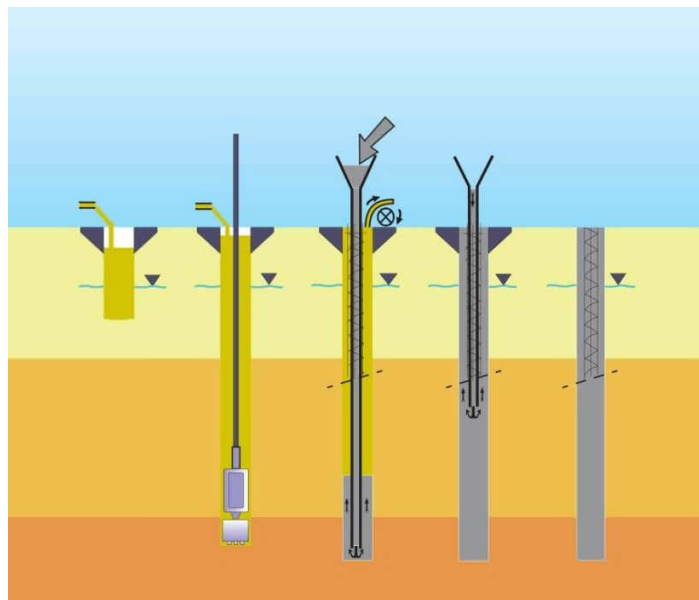
ACTUALIZATION OF PROBLEM OF HIGH-ELEVATION CONSTRUCTION

High-rise buildings going beyond the clouds are the symbol of most major cities in the world. The reason for their occurrence is known - the high cost of land and the number of inhabitants in metropolitan areas. You want more premises in the center - to grow up, and in Ukraine still so few.

Ukrainian legislation is not very stimulating the construction of skyscrapers. Until recently, all buildings above 73.5 m fall into the category of experimental, that is, their projects required additional approvals and expertise. Only in 2010, the government of the country raised this bar to 26.5 m - up to 100 m, although this did not really change the situation. The builder is still more profitable to build two houses up to 99 m without additional approvals than one two-hundred-meter skyscraper.

This problem can be solved by using the technology of deep foundation foundations (barrettes).

The barrett is a kind of piling pile of increased bearing capacity, due to the large lateral surface. For their arrangement with a grab under the protection of the suspension, a trench is formed, which subsequently drops the reinforcing frame (in the case of the construction of reinforced barrettes) and concreting is carried out. The technology of placing a barret corresponds to the technology of a single wall grab in the ground.



Picture 1. Development of a slot for the baret and pouring of the concrete mix

Barrett foundations are used in the event of large loads that are characteristic of high-rise construction, and can serve as an alternative to drill bits, especially when a large number of large diameter piles is needed.

In most cases, the use of baret is particularly useful in combination with the foundations built in the way "wall in the ground", as they require the equipment and mechanisms (grab, silos for suspension, etc.) are already on the construction site and for their construction the same manufacturing technology is used.

Since building skyscrapers requires massive and deep foundations, it is expedient to use space between them under underground structures in the form of underground car parks, shopping malls, etc. At the same time, it is efficient to apply for their arrangement the construction of "top-down" [1], whose work is carried out in the following sequence:

- placement of the walls of the protective walls from the surface of the earth from the bored piles by the method of "wall in the soil" or their combinations under the curvilinear configuration of the underground part;

- arranging trenches in the soil for the barrette, which are then concreted with the installation of reinforcement or fill the solution and install columns of prefabricated reinforced concrete. The supporting part of the columns is concrete to a level that is 1 m in excess of the depth of the bottom of the foundation pit;

- successive installation of monolithic overlappings starting from above with their connection with barrettes and arrangement of technological openings in slabs of overlappings for removal of soil;

- consistent removal of soil from the inter-tidal space under the overlay after the concrete having the required strength to the level of the overlap, located below, and so on the level of the base plate;

- installation of waterproofing or drainage (if necessary);

- installation of a base plate, which is simultaneously a grill, a stove-floor of the lower floor depending on the design scheme.

The erection of the underground part in such a way allows simultaneous execution of work in parallel with the construction of the above-ground part of the building.

The combination of works on the construction of underground and above ground parts in a "up-down" way allows you to optimize the timing of work.

The problems that may arise during the construction of high-rise buildings in the metropolis can be solved by introducing new construction, innovative technologies, or a combination of well-known existing technologies. One of the options is the "barrette" technology, as the most economically feasible, reliable and innovative way to lay the foundations of deep laying.

The economic feasibility of this technology consists of three main aspects:

1. More rapid construction and commissioning of construction with the introduction of technology "up-down", which will improve the economic performance, reduce payments to builders and accelerate the implementation of the facility.

2. The introduction of "barrette" technology at the legislative level will improve the conditions for the construction of high-rise buildings and will transfer them from the class "experimental" to ordinary, which is cheaper in terms of organization of works.
3. The equipment used on the construction site for the excavation of the pits can be used for the introduction and erection of the "barrett" by the method of "wall in the soil", without spending money on the additional.

BIBLIOGRAPHIC LIST

1. GBS B 2.1.- 10: 2018 Basics and foundations of buildings and structures. Substantive provisions. K .: Minregion of Ukraine, 2018.- 35 c.

Ган А.Л., к.т.н., доц., Шайдецька Л. В., к.т.н., старший викладач, Кондратюк В.В., студ. гр. ОС-81мп

Національний технічний університет України «Київський Політехнічний Інститут імені Ігоря Сікорського», м. Київ, Україна

ОСОБЛИВОСТІ БУДІВНИЦТВА ПІДЗЕМНИХ АВТОМАТИЗОВАНИХ ПАРКІНГІВ

У щільно забудованих центральних районах великих міст гостро постає питання зберігання автомобілів. Через відсутність вільних ділянок в центральних районах міста та з причини зростання орендної плати на землю, організація автостоянок на відкритій площі у великих містах України є нерентабельною.

Враховуючи досвід розвинутих країн можна стверджувати, що розвиток надземних та підземних автоматизованих багатоповерхових паркінгів відбувається за рахунок застосування автоматизованих пристроїв.

Проектування автоматизованих паркінгів починається зі збору та аналізу таких відомостей:

- вихідні дані;
- визначення найбільших навантажень на паркувальний простір, детальний аналіз всіх компонентів будівлі і його призначення;
- аналіз посадки споруди, а також проведення навколо нього транспортних шляхів;
- дослідження обмежень ділянки, визначення гранично допустимих параметрів відхилень від заданих показників [1].

Будівництво підземних автоматизованих паркінгів дає змогу з економити підземний простір та значно зменшити процес розміщення автомобіля на місці паркінгу.

Розглянемо будівництво підземного паркінгу, який зображений на рис. 1.

Це унікальне технологічне рішення – паркінг який займає на поверхні площу не більше 26 м². Він являє собою «колодязь» Ø7,2 м, глибиною до 25 м, у який опускається штабелем, що розставляє автомобілі симетрично наліво та направо. Місткість такого паркінгу – до 20 автомобілів, орієнтовний час отримання авто – 60 сек.

Будівництво такого паркінгу може здійснюватись способом «стіна в ґрунті».

Найбільш ефективний даний спосіб у складних геологічних умовах, при високому рівні ґрунтових вод. Застосування способу «стіна в ґрунті», замість традиційних способів (відкритий котлован, опускний колодязь) скорочує терміни і вартість будівництва, крім того, виключається можливість зависання і крену споруди.



Рис. 1. Частково заповнений модуль підземного паркінгу

Сутність способу «стіна в ґрунті» полягає в розробці під захистом глинистого розчину вузьких (10—80 см) траншей різної глибини з наступним їхнім заповненням монолітним бетоном, залізобетоном чи збірними залізобетонними панелями (при зведенні несучих конструкцій) і різними сумішами глин з цементом чи глин з ґрунтом (при пристрої протифільтраційних завіс).

Стійкість ґрунтових стінок забезпечується підвищеним гідростатичним тиском глинистого розчину, його здатністю кольматувати пори ґрунту й утворювати на стінках траншеї глинисту кірку.

Будівництво способом «стіна в ґрунті» виконується в наступній послідовності [2]:

- влаштування кільцевої форшахти з монолітного бетону;
- розробка під глиняним розчином у шаховому порядку траншейних захваток;
- встановлення армокаркасу в кожному захватку;
- бетонування захваток методом вертикально переміщуючої труби (ВПТ);

- влаштування обв'язувального поясу по периметру підземної частини на відмітці 0,5м;
- розробка ґрунту з-під води усередині колодязя грейфером;
- влаштування гідроізоляції, армування і бетонування днища;
- торкретування стін станції;
- здача в експлуатацію об'єкту.

Автоматизовані багатоповерхові гаражі та паркінги забезпечують транспортування автомобілів за допомогою механізованих пристроїв і ліфтових підйомників. Планування паркінгу залежить від використовуваної схеми механізації.

У пересуванні машин беруть участь конвеєри, ліфти, самохідні візки, транспортери і т.п. Засобом горизонтального переміщення автомобілів служать рухомі підлоги, транспортери, пересувні майданчики, автоматичні самохідні візки і піддони.

Враховуючи проблематику великих міст саме організація підземних автоматизованих автостоянок може вирішити задачу паркування автомобілів у центральних районах міста.

Спорудження такого типу підземних паркінгів дозволить зекономити дуже багато місця в умовах щільної міської забудови, а також дасть можливість значно зменшити площу поверхні, яку будуть займати такі парко місця, що є дуже важливою характеристикою для великих міст а особливо для центральних районів, де вартість землі є дуже дорогою.

В нашій країні ці типи паркінгів не є широко розповсюдженими, їх можна зарекомендувати великим київським забудовникам, що призведе до інвестицій у перспективну технологію.

У майбутньому ціни на м² у центрі міста будуть тільки зростати, рішення впровадження такої концепції вирішить проблему раціонального, з економічної точки зору, освоєння забудованого простору. Загальні витрати на впровадження цієї технології швидко окупаються тим, що забудовник економить гроші на квадратурі, а вартість кожного парко місця залишається колишньою.

Тому, з економічної точки зору, дана концепція спорудження підземного паркінгу є дуже вигідною.

БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. <http://www.igb-parkings.com/services/proektuvannia-parkovki/>
2. Механіка ґрунтів, основи та фундаменти : підручник / Л. М. Шутенко, О. Г. Рудь, О. В. Кічаєва та ін. ; за ред. Л. М. Шутенка ; пер. з рос. ; Харків. нац. ун-т міськ. госп-ва ім. О. М. Бекетова. – Харків : ХНУМГ ім. О. М. Бекетова, 2017. – 563 с.

V. Pykalo, D.Andriytschuk, students of third year, S.Turbinsky, magister, A.Shukurov, post-graduate, A.Han, ass.prof. NTUU «Ihor Sikorsky Kyiv Politechnical Institute»

TECHNOLOGICAL PECULIARITIES OF ROCK DESTRUCTION AT THE LEVEL OF TAMPING

The mechanism of destruction of the mountain range over the end of the well bore is considered. Methods of preventing the uneven destruction of the array in the layer between adjacent wells at the level of loading are established. The parameters of the borehole charge and the application of a new multi-row short-range burst scheme are substantiated.

Keywords: edge effect, tamping, oversized, indicator of explosion, switching circuit

ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКОГО МАСИВУ НА РІВНІ НАБІЙКИ

Розглянуто механізм руйнування гірського масиву над торцем свердловинного заряду. Встановлено способи попередження нерівномірного руйнування масиву в шарі між суміжними свердловинами на рівні набійки. Обґрунтовано параметри свердловинного заряду та застосування нової схеми багаторядного короткосповільненого підривання.

Ключові слова: торцевий ефект, забивка, негабарит, показник дії вибуху, схема комутації

Вступ. Проектування параметрів розташування системи вертикальних свердловинних зарядів при масовому вибуху поєднує кілька завдань. Основним з них є розпушування масиву порід на рівні свердловинних зарядів, тобто в міжзарядному масиві. Вторинним завданням є руйнування верхнього шару вибухом системи торцевих частин свердловинних зарядів для отримання мінімального виходу негабаритної фракції з цієї області масиву. Успішне вирішення цього завдання потребує розробки методів управління взаємодією як торцевих частин суміжних свердловинних зарядів, так і силових та деформаційних полів, генерованих цими зарядами [1,2].

Мета роботи полягає у вивченні ролі торцевої частини свердловинного заряду та розробці ефективного способу якісного руйнування шару порід на рівні набійки під впливом взаємодіючих силових та деформаційних фронтів.

Матеріали дослідження. Оцінити дію торцевої частини свердловинного заряду можна знаючи масу заряду, яка відповідає за торцевий ефект вибуху. Фактично торцеву частину лінійного заряду довжиною h_t можна представити у вигляді зосередженого заряду (рис.1) з радіусом r_0 , який руйнує масив над верхнім кінцем заряду.

На верхньому кінці циліндричного заряду на відстані $h_t/2$ від торця знаходиться центр півсферичної області руйнування радіусом R_{ps} як результат дії торцевого відрізка циліндричного заряду.

Прирівнюючи радіуси сферичної R_{ps} і циліндричної R_{pc} зон деформованої області на рівні цього центру, тобто в точках з'єднання цих зон, можна відповідно прирівняти маси циліндричного заряду довжиною h_t з радіусом r_c і однакового за масою віртуального сферичного заряду радіусом r_0 .

Вирази для рівноцінних мас цих зарядів можна записати в наступному вигляді:

- маса циліндричного відрізка (торця) визначиться з виразу:

$$Q_T = \rho h_t, \quad (1)$$

- маса сферичного аналога торцевого заряду, що працює на викидання або спущення:

$$Q^p = \frac{q_a^H}{3} W^3 n^2. \quad (2)$$

Тут параметр p - лінійна маса подовженого заряду, який залежить від його діаметра і щільності BP , n - показник дії вибуху, q_n - питома витрата заряду нормального викидання ($n = 1$).

Оскільки маси циліндричного відрізка (торця) і сферичного аналога однакові (рис.1), прирівнюємо праві частини в (1,2) :

$$ph_T = q_n^3 / 3 W^3 n^2.$$

Ця рівність вирішується відносно лінії найменшого опору W з урахуванням співвідношення, введеного на основі рис.1:

$$h_T = 2 (W - l_{заб}). \quad (3)$$

Відповідно :

$$W^3 n^2 \times q_n / 3 - 2W + 2 l_{заб} = 0 \quad (4)$$

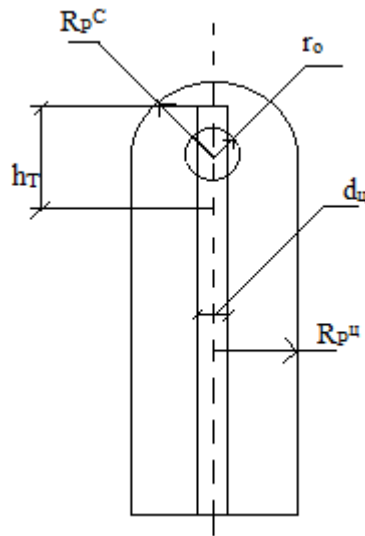


Рис.1 Схема переходу циліндричної зони руйнування в півсферичну в торці заряду

Вирішуємо цю рівність відносно глибини закладання центра сферичного заряду W з урахуванням параметрів, що беруться або з таблиць (q_n), або приймаються за технологічним завданням (n), або розраховуються ($l_{заб} = 1/3 l_{св}$):

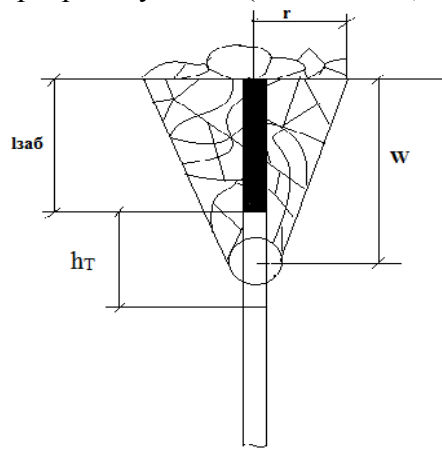


Рис.2 Дія умовного сферичного заряду нормального спущення

Зокрема, визначивши з (4) шукану ЛНО (W), можна розрахувати довжину і масу торцевої частини свердловинного заряду, від якої залежить якість дроблення шару породи на рівні $l_{заб}$. Запропонований підхід до вивчення механізму деформування шару породного масиву над торцями свердловинних зарядів збагачує методику розрахунку параметрів масового вибуху новим параметром - довжиною і масою торця свердловинного заряду, відповідального за дроблення породи на рівні набійки.

Розглянемо приклад застосування запропонованої методики.

У розрахунках прийємо параметри масового вибуху для умов розробки Човдарського родовища сульфідних і окислених кварцитів: висота уступу складає 10м, діаметр свердловин $d_{св} = 200\text{мм}$, використовується ВР щільністю 1200кг/м^3 з місткістю свердловини $p = 37,7\text{кг/м}^3$, питома витрата заряду нормального викидання в кварциті $q_n = 1,0\text{кг/м}^3$, показник дії вибуху заряду нормального розпушування $n = 0,6$; величина набійки визначається із співвідношення (3.5), при цьому з урахуванням гористості, тобто небезпеки посиленого розльоту окремих шматків, приймається більше значення коефіцієнта $n = 0,75$. Коефіцієнт зближення зарядів $m = 1$.

Виходячи з прийнятих вихідних параметрів $W_{під} = 6,7\text{м}$. Величина набійки $l_{аб} = 4,47\text{м}$. Глибину закладення зосередженого заряду (аналога торцевої частини) визначимо з співвідношення (12):

$$1/3 \times W^3 n^2 q_n - 2W + 2 l_{аб} = 0 \text{ або } 0,1188 W^3 - 2 W + 8,94 = 0$$

$$\text{Дійсний корінь цього рівняння } W = 4,65\text{м}$$

Довжина торцевої частини свердловинного заряду, відповідальна за розпушування верхнього шару завтовшки $l_{наб}$:

$$h_T = 2 (W - l_{наб}) = 2 (4,65 - 4,47) = 9,3 - 8,94 = 0,36\text{м}$$

$$\text{Маса торцевого заряду } Q_T = p h_T = 0,36 \times 37,7 = 13,6\text{кг}$$

Радіус воронки розпушування при $n = 0,6$ становить:

$$r = nW = 0,6 \times 4,65 = 2,8\text{ м.}$$

При відстані між рядами свердловин $a=5\text{м}$ поверхні суміжних воронок накладаються ($a < 2r$), тобто частина міжсвердловинного шару під поверхнею в межах цих воронок руйнується. Однак необхідно перевірити умови руйнування масиву на рівні торців заряду, тобто в нижній частині шару (рис.3). Згідно з [] суміжні воронки пересічуться на глибині $l_{наб}$ за умови:

$$b_p \leq W n^2 / 3. \quad (5)$$

В цьому випадку весь шар на рівні набійки буде зруйнований без утворення негабариту.

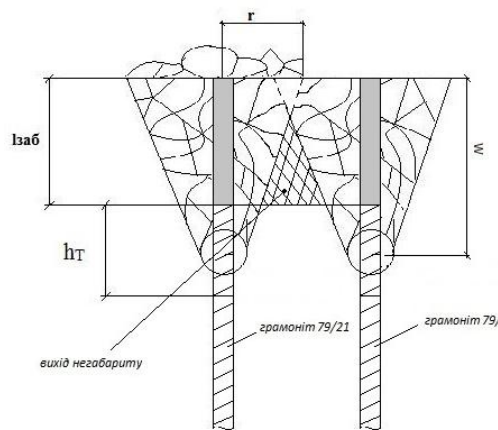


Рис.3 Взаємодія суміжних зарядів на рівні набійки

Користуючись цією умовою, визначимо необхідну відстань між суміжними зосередженими зарядами нормального розпушування при співвідношенні:

$$b_p \leq W n^2 / 3 = 4,65 \times 0,62 / 3 = 3,3\text{ м}$$

Оскільки фактична відстань між суміжними зарядами $a=5,0\text{м}$, цей параметр в 1,51 рази менше від a , центральна зона шару породи між свердловинами під дією торцевих частин розпушується не повністю, тобто є джерелом виходу негабариту.

Розглянемо можливість конструювання системи свердловинних зарядів для ліквідації незруйнованої зони в шарі набійки.

В якості одного з прийомів можна посилити заряд торцевої частини шляхом застосування в ній більш потужної ВР. При цьому ускладнюється конструкція заряду і параметри набійки, причому необхідно верхній торець заряду поглибити нижче

(збільшити величину набійки), оскільки це може привести до збільшення показника дії вибуху з відповідним збільшенням небезпеки розлітання окремих шматків породи.

Можливий варіант зменшення діаметра свердловин разом зі зменшенням відстані між ними. Відповідні розрахунки показують, що при діаметрі свердловини 105мм з застосуванням емульсійної ВР відстань між зарядами $a=3,3$ м, лінійна маса заряду становить 10,4 кг/м, $l_{заб} = 3,17$ м, довжина торцевої частини $h_t=0,46$ м, її маса $Q_t = 4,78$ кг, необхідна відстань між свердловинами за фактором повного дроблення середньої області між суміжними зарядами $b = 2,414$ м, тобто менша в 1,37 рази від a .

Розглянемо варіант зменшеного діаметра свердловин до 105мм та більш слабкої ВР в заряді - ANFO. В цьому варіанті проектна відстань між свердловинами $a=3,0$ м, лінійна маса заряду $p=7,8$ кг/м, $l_{наб} = 3,17$ м, довжина верхньої торцевої частини $h_t = 0,76$ м, її маса $Q_t = 5,93$ кг. Виходячи з цих параметрів, необхідна відстань між свердловинами для повного подрібнення надторцевого шару між суміжними зарядами $b = 2,61$ м, що менше прийнятого значення a в 1,15 рази, тобто значення цього параметра максимально наближується до необхідного. Останній варіант як найбільш прийнятний, застосовано для конкретних умов Човдарського родовища рудних кварцитів.

В продовження цих досліджень відзначимо, що поряд з ефектом взаємодії торцевих зарядів нормального розпушування слід враховувати механізм взаємодії детонаційних і хвильових процесів в міжсвердловинному просторі, що впливає на кінцевий ефект вибуху.

Попередні полігонні спостереження свідчать, що на управління деформаційними явищами як в міжсвердловинному цілику, так і в надторцевому шарі впливають не тільки безпосередньо торцеві частини зарядів. Певним чином на ці процеси можуть впливати такі фактори як інтенсивність і напрямок вектора переміщення енергетичного поля навколо подовженого заряду і відповідні масові переміщення, а також взаємодія зустрічно спрямованих енергетичних потоків від суміжних свердловинних зарядів розпушування. На рис.4 умовно зображено схему взаємодії зустрічних силових фронтів від суміжних зарядів (за умови їх одночасного підривання)

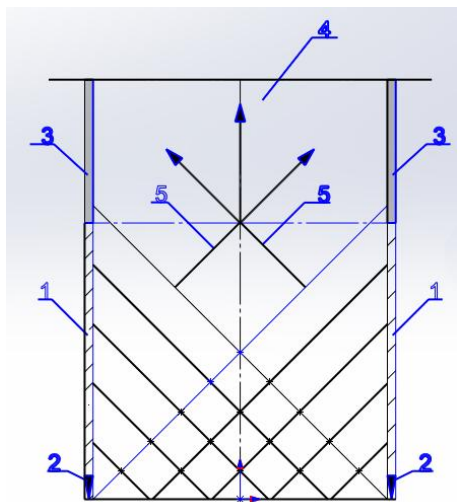


Рис.4 Послідовність випромінювання фронтів хвиль напружень в міжсвердловинному породному масиві при $D = C_p$: 1 - свердловинний заряд, 2 проміжний бойовик, 3 - набійка, 4 - нейтральний надторцевий шар породи, 5 - вектори переміщення взаємодіючих фронтів;

Таким чином, зміна основних параметрів розташування системи свердловинних зарядів (діаметра свердловин d_0 , відстані між свердловинами a та типу ВР в заряді) без збільшення потужності заряду торця практично забезпечує обробку міжсвердловинного цілика над торцями зарядів. З розрахунків слідує, що зменшення діаметра заряду і застосування низькодетонаційної ВР максимально зближує порівнювані параметри b і a .

Однак виконані вище розрахунки базуються на припущенні, що суміжні воронки формуються одночасно, тобто одночасно підриваються суміжні ряди свердловинних зарядів. В сучасній практиці ведення БВР із застосуванням технології КЗВ динамічні процеси між двома суміжними свердловинними зарядами відбуваються послідовно з мілісекундним сповільненням. Щоб створити відповідні умови для гарантованого руйнування шару порід на рівні набійки, слід застосувати комбіновану схему комутації мережі зарядів, яка полягає в групуванні кількох рядів (двох-трьох) для одночасного підривання та коротких сповільнень між такими групами.

Одночасне нижнє ініціювання об'єднаних в групу кількох суміжних рядів зарядів породжує зустрічні похилі хвильові і деформаційні фронти, звернені результуючим вектором у бік верхньої горизонтальної поверхні уступу. Ці фронти взаємодіють у вигляді стикання мас в режимі вертикального клинового врубів. Механізм дії такого врубів подібний до дії звичайної врубівної схеми комутації вибухових мереж, лише масовий рух спрямовано не вбік, а вгору до поверхні уступу. Пропонована схема, успішно апробована в промисловому масштабі та рекомендована для умов, коли або відсутні обмеження за сейсмікою, або за умови застосування спеціального контурного підривання [3].

Висновки

Встановлення закономірностей прояву крайових ефектів вибуху свердловинного заряду сприяє розробці способів управління силовими і деформаційними процесами на рівні набійки та забезпечує підвищення якості подрібнення гірської маси за рахунок добору параметрів зарядів та умов їх ініціювання.

Встановлено, що за умови одночасного нижнього ініціювання об'єднаних в групу кількох суміжних рядів зарядів породжуються зустрічні похилі хвильові і деформаційні фронти, звернені результуючим вектором у бік верхньої вільної поверхні і взаємодіючі в режимі зустрічного стикання.

Рекомендації з управління торцевим ефектом вибуху подовженого заряду в поєднанні із застосуванням схеми вертикального стикання дозволяють вирішити проблему ефективного і безпечного розпушування приповерхневого шару породи на рівні набійки практично з нульовим виходом негабариту.

Список джерел

1. Авдеев В.А. Производство массовых взрывов /В.А.Авдеев, В.Л.Барон, И.Л.Блейман//, М.: Недра, 1977.-312с.
2. Кравець В.Г.Фізичні процеси прикладної геодинаміки вибуху/В.Г.Кравець, В.В.Коробійчук В.В.Бойко.- Житомир: ЖДТУ, 2015.- 408с.
3. Explosive wave propagation in the presence of protective antiseismic curtain/V.Kravets,N.Remez, A.Kovtun, A.Shukurov//Published online E35WEB Conf. Ukrainian School of Mining Engineersng,60,October 2018.- Article Number of pages 8. Doi <https://doi.org/10.1051/e3sconf/20188000011/>

Нестерчук Д.Л., аспірант, Толкач О.М., к.т.н., доцент, доцент кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Колодій М.А., ст. викладач кафедри розробки родовищ корисних копалин ім. проф. Бакка М.Т., Житомирський державний технологічний університет

СИСТЕМНО-ДИНАМІЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ЕКСКАВАТОРНО-АВТОМОБІЛЬНОГО КОМПЛЕКСУ ГІРНИЧИХ ПІДПРИЄМСТВ ІЗ ВИРОБНИЦТВА ЩЕБЕНЮ

В ході виконання роботи була побудована імітаційна модель екскаваторно-автомобільного комплексу гірничого підприємства ПАТ «УКСМ» в програмному середовищі Vensim 5.0 PLE. На основі такої дійсної моделі можна проводити експерименти, спрямовані на вивчення можливостей підвищення ефективності функціонування гірничого підприємства.

During the execution of the work, an imitation model of the excavator-automobile complex of the mining enterprise PJSC "UCSM" was constructed in the software environment Vensim 5.0 PLE. On the basis of such a real model, it is possible to conduct experiments aimed at studying the possibilities of increasing the efficiency of the operation of a mining enterprise.

Вступ. Кризова ситуація в економіці країни відображається також і на більшості вітчизняних промислових підприємств із виробництва щебеню. Наявність налагодженої системи виробничо-господарської діяльності, планування та обліку не завжди надає перевагу у швидкому реагуванні на мінливі умови зовнішнього середовища через відсутність необхідних для цього нових інструментів і механізмів управління. Тому одним із центральних завдань в управлінні підприємствами є впровадження сучасних інформаційних технологій, що передбачають, зокрема, застосування методів імітаційного моделювання.

Аналіз літературних джерел. Імітаційне моделювання є засобом вирішення завдань аналізу, планування та реконструкції виробничих і логістичних систем. Уже кілька десятиліть тому склалися два підходи до створення імітаційних моделей, що відображають процеси в таких системах: безперервний підхід у формі системної динаміки по Форрестеру і дискретно-подієвий підхід.

Системна динаміка - метод розробки моделей потокового типу. Він був створений в кінці 1950-х років Дж. Форрестером в Массачусетському технологічному інституті. Уже тоді концепція системної динаміки була застосована Дж. Форрестером для моделювання процесів на великих промислових підприємствах. Цей напрямок одержав назву індустріальної (промислової) динаміки. Алгоритми системної динаміки знаходить своє застосування у гірничій галузі через прикладні програми. Однією із успішних таких інформаційних систем є система імітаційного моделювання Vensim, яка була створена в 1985 р на фірмі Ventana Systems (США).

В даний час існують наступні версії цієї системи: Vensim PLE, Vensim PLE Plus, Vensim Standard, Vensim Professional і Vensim DSS. Безкоштовна версія Vensim PLE (Vensim Personal Learning Edition) призначена для роботи індивідуальних користувачів, конструюють щодо нескладні моделі. Ця версія широко застосовується в багатьох країнах світу вже з 1996 року. В системі імітаційного моделювання Vensim 5.0 PLE існує п'ять основних типів елементів: Box Variable (накопичувач або рівень), Rate (темп або потік), Variable (константа, допоміжна змінна, дані), Arrow (потоковий

зв'язок) і Shadow variable (прихована змінна). Вирішенням гірничих прикладних завдань в системі Vensim займалися багато науковців, а саме: К. Дребенштедт, П. Сонтаміно, В. Хаструлід, М. Кучта, П. Дарлінг та ін. У своїх дослідженнях вони проводили оцінку ефективності взаємозв'язків між складовими у вантажопотоці гірничої маси.

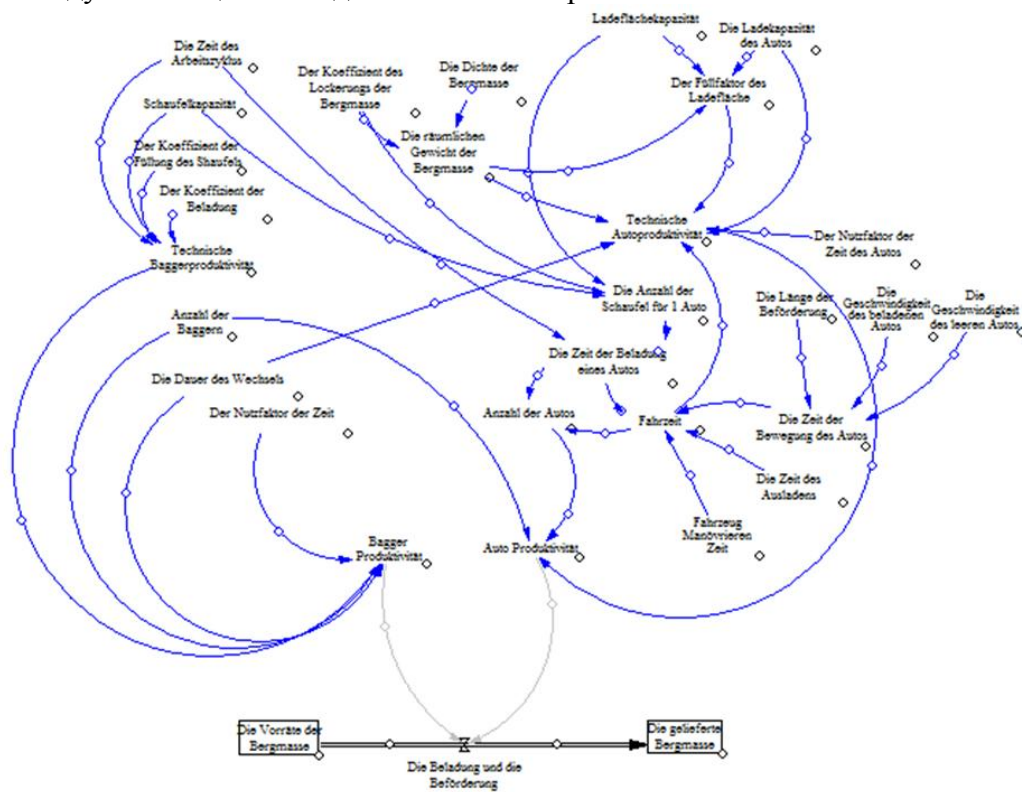
Мета роботи - побудувати імітаційну модель гірничого підприємства, яка дозволить розраховувати основні техніко-економічні показники роботи підприємства і оцінювати заходи, спрямовані на підвищення ефективності його функціонування.

Матеріали і результати досліджень. У даній роботі наводиться опис як імітаційної моделі екскаваторно-автомобільного комплексу гірничого підприємства з виробництва щебеню, так і результатів, отриманих шляхом проведення експериментів. Дана робота реалізована в системі імітаційного моделювання Vensim 5.0 PLE.

Структура імітаційної моделі гірничого підприємства з виробництва щебеневої продукції являє собою набір накопичувачів, пов'язаних між собою потоками. З поняттям «накопичувач» пов'язана категорія запасів, обсяги яких змінюються в залежності від вхідних і вихідних потоків. Потік - це сполучна ланка між накопичувачами, що показує рух відповідного субстрату від одного накопичувача до іншого. Розташування потоку визначає напрямок переміщення субстрату, в той час як темп потоку визначає швидкість (інтенсивність) цього переміщення.

Об'єктом дослідження в даній роботі є ПАТ «УКБМ» - типове гірниче підприємство середньої потужності з виробництва будівельних матеріалів. Основний вид діяльності підприємства - виробництво щебеню різних фракцій. Так як підприємство має власний парк спеціальної техніки, воно надає послуги з оренди обладнання, а також займається продажем продукції власного виробництва. Продаж виробів здійснюється як юридичним, так і фізичним особам. Зі сторонніми юридичними особами з продажу щебеневої продукції підприємство працює як на замовлення, так і за договорами на поставку. Відповідно метою моделювання є побудова імітаційної моделі гірничого підприємства.

Модуль імітаційної моделі показано на рис. 1.



Деменко А.В., магистрант, Прокудин А.З., соискатель, Солодянкин А.В., проф., д.т.н., профессор каф. СГГМ, НТУ «Днепровская политехника», г. Днепр, Украина

ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАБОТЫ РАМНО-АНКЕРНОЙ КРЕПИ В СЛАБЫХ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОДАХ ШАХТ ЗАПАДНОГО ДОНБАССА

Виконано комплекс шахтних досліджень з оцінки ефективності застосування анкерного кріплення в складних умовах шахти імені Героїв космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградугілля». Наведено результати візуального обстеження та інструментальних вимірювань деформацій масиву порід у виробках закріплених анкерним кріпленням.

A complex of mine research was carried out to assess the efficiency of use of roof bolting in the difficult conditions of the mine Geroyev kosmosa of JSC DTEK Pavlogradugol. The results of visual inspection and instrumental measurements of deformations of rock mass in workings fixed with roof bolting are presented.

Введение. Опыт поддержания выработок на больших глубинах и в сложных горно-геологических условиях свидетельствует, что их устойчивость обеспечивается применением комбинированных систем крепи, использующих эффективные элементы управления состоянием массива: полное заполнение закрепного пространства, тампонаж приконтурного слоя пород, анкерное крепление, инъекционное упрочнение пород.

Условия добычи угля на шахтах Западного Донбасса являются сложными: слабые породы, склонность кровли к обрушению, пучение пород почвы, нарушенность массива пород. Эти факторы предопределили необходимость применения для крепления протяженных выработок замкнутых конструкций металлической или комбинированных конструкций крепи с тампонажем закрепного пространства.

Широкое внедрение анкерной крепи на шахтах Западного Донбасса началось в 2006 г. С этого времени была реализована целевая программа по распространению анкерной крепи, внедрению канатных анкеров. Тем не менее, имеется ряд вопросов, связанных с обоснованием параметров этих крепей для конкретных условий шахт. Так, на шахте имени Героев космоса анкерная крепь на момент проведения настоящих исследований не применялась и каких-либо результатов или опыта ее использования не было.

Анализ литературных источников. Не смотря на короткий срок применения на шахтах компании «ДТЭК Павлоградуголь», анкерная крепь показала свою высокую эффективность [1-3]. Она использовалась как в качестве усиливающих элементов рамной, так и в чистом виде. При существенном уменьшении металлоемкости крепей, снижении трудоемкости ее возведения и расходов денежных ресурсов, устойчивость выработок не снизилась. Однако, в ряде случаев отмечен отрицательный результат [3, 4], что говорит о необходимости тщательного анализа горно-геологических условий, обоснования рациональной области применения крепи, эффективности ее работы.

Цель работы. Целью исследований, приведенных в статье, являлась оценка эффективности применения анкерной крепи в сложных условиях шахт Западного Донбасса.

Материалы и результаты исследований. Результаты обследования выработок, закрепленных анкерными и рамно-анкерными конструкциями крепи на шахтах Западного Донбасса показали, что в ряде случаев установка анкерной крепи не дает достаточного эффекта. Например, наблюдается выдавливание и опускание анкерной крепи вместе с породами кровли (рис. 1). Иногда имеет место проскальзывание анкеров вглубь породного массива с деформированием и срывом шайб.

При использовании рамно-анкерных конструкций, требуется более детальное изучение процесса совместной работы анкерной и рамной крепи. Например, при нали-

чий забученных при проходке пустот между рамой и сводом выработки, анкерная крепь работает самостоятельно. Только после прекращения работы анкеров в опорном режиме, породы кровли с анкерами опускаются на рамную крепь. Рамная крепь, установленная с нарушением паспорта крепления уже не способна удержать отслоившийся вместе с анкерами приконтурный массив.

В местах установки анкеров без подхватов обнаружены признаки «обыгрывания» анкеров в кровле выработки (рис. 2). Для уменьшения эффекта «обыгрывания» анкеров между сеткой и шайбами устанавливаются куски подхватов (рис. 3). Местами анкера не забурены на проектную глубину – длина хвостовиков составляет до 0,5 м. Отмечено неплотное затягивание гаек анкеров.

В большинстве случаев анкера заводятся с нарушением технологии, в первую очередь – с отставанием установки анкеров от забоя выработки. Также нарушается комплектность ампул химического закрепителя в шпуре, степень затягивания гайки.



Рис. 1. Опускание анкерной крепи



Рис. 2. «Обыгрывание» анкеров боковыми породами

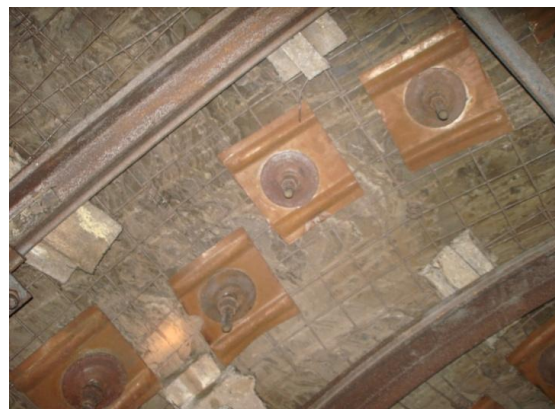


Рис. 3. Установка анкеров с подхватами

В связи со значительным увеличением трудоемкости работ по возведению анкерной крепи, необходимо пересмотреть сменное задание и количественный состав звена проходчиков, для стимулирования качества возведения рамно-анкерной крепи.

Состояние большинства выработок, закрепленных рамно-анкерной крепью в целом хорошее. Пучение наблюдается по трассе выработки на отдельных участках.

Таким образом, применение анкерной крепи для повышения устойчивости боковых пород не всегда эффективно по следующим причинам.

1. Низкое качество установки анкеров из-за несоблюдения технологии крепления.
2. Недостаточная несущая способность комплекта анкеров при высокой величине горного давления, в т.ч. в зоне влияния очистных работ.
3. Постепенное снижение прочности пород, в результате чего происходит их расслаивание, выдавливание в промежутках между анкерами («обыгрывание» анкеров), даже если анкера устанавливаются с подхватами.

Оценка эффективности работы анкерной крепи в условиях шахты имени Героев космоса проводилась как визуально, так и с помощью инструментальных измерений. В качестве объекта исследований принят сборный штрек 1052 лавы пласта C_{10}^B , гор. 370 м.

Сборный штрек проводился проходческим комбайном ГПКС по пласту угля с присечкой боковых пород. Крезь – металлическая арочная КШПУ-11,7 из СВП-22 без анкеров, шаг крепи – 0,8 м. Затяжка деревянная. Замки М-24, с упорными хомутами, подпятники не используются.

В целом выработка находится в хорошем состоянии, крезь укомплектована, количество рам и их шаг соответствует паспорту значению, деформированных рам нет.

Переборы породы, незначительные – расстояние между рамой и сводом обнажения 10-15 см. Состояние кровли усугублялось тем, что образовавшиеся пустоты не забучиваются и не расклиниваются. Это приводит к тому, что обрушение пород (опускание пород на верхняк крепи) происходит практически непосредственно в забое.

На протяжении выработки деревянные затяжки в своде выработки часто деформируются под действием обрушенных пород кровли. Начиная с отметки 150-200 м от забоя, наблюдается незначительное пучение (рис. 4). В обнажении забоя видны отслаивания породы.



Рис. 4. Состояние выработки в районе ПК 78

На экспериментальном участке в сводчатой части выработки устанавливались 9 анкеров с металлической сеткой, расклинкой и установкой подпятников.

Сравнивая состояние выработки с участком, закрепленным по принятому шахтой паспорту крепления необходимо отметить следующее.

Состояние выработки значительно улучшилось. Установка анкеров позволила предупредить расслаивание пород, предупредило обрушение кровли на раму крепи и пучение почвы. Высота выработки увеличилась в среднем на 20-25 см (рис. 5).

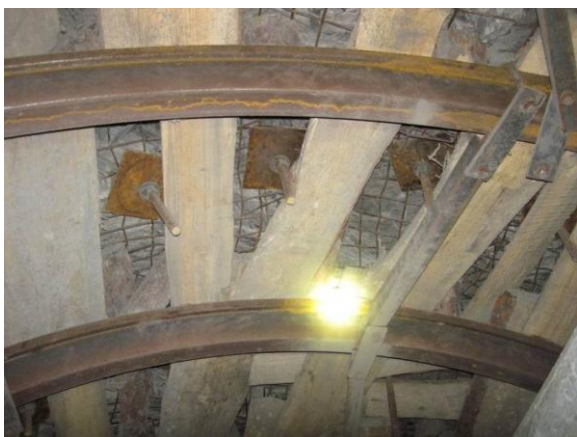


Рис. 5. Экспериментальный участок с анкерами



Рис. 6. Деформация шайб анкера в правосторонней части выработки

Лишь спустя 30-45 дней после проведения и крепления экспериментального участка стало заметно явно выраженное проявление правостороннего деформирования массива, но использование сетки в качестве затяжки не допустило вывалов горной породы. После этого была отмечена стабилизация смещений контура крепи. Деформация шайб анкеров в правосторонней части выработки составило 25-30% (рис. 6).

Обследование состояния экспериментального участка после отработки пласта лавой показало следующее. Количество деформированных левых ножек рам на данном

участке составило около 90%. Но использование анкеров было достаточно эффективным, породный массив был устойчивым по всему контуру выработки.

Разрушение затяжки на участке отсутствовали, лишь на некоторых пролетах прослеживалась ее деформация. Замки не были деформированы и не разрушились. После отработки пласта, состояние данного участка практически не изменилось, присутствовало незначительное пучение.

Для проведения инструментальных измерений были установлены контурные и глубинные замерные станции. Каждый замерный пункт контурной станции представлял собой три репера, два из которых установлены в противоположных боках выработки соосно, на высоте 1,8-2,0 м от почвы выработки (выше пласта), и один в кровле выработки по ее вертикальной оси.

Для изучения характера деформирования приконтурного породного массива в выработке устанавливались замерные станции, состоящие из двух глубинных реперов, установленных с противоположных сторон в одном сечении на расстоянии 1 м от замков (рис. 7).

Расстояние замерной станции от забоя выработки на момент ее установки не превышало шага установки крепи. Установка замерных станций проводилось в следующей последовательности.

С помощью буровой установки MQT производилось бурение шпуров $\varnothing = 30$ мм, длиной 6...7 м. Далее, на якорном репере закреплялся трос, после чего он устанавливался в специальный паз досыльника (рис. 8). Досыльник представлял собой сборный трубчатый стержень, изготовленный из отрезков металлопластиковой трубы $\varnothing = 16$ мм, соединяемых с помощью муфт $\varnothing = 26$ мм.

Длина отрезка трубы с муфтой составляла 1 м, позволяло точно контролировать глубину установки репера. С помощью досыльника с периодическим наращиванием его длины путем подсоединения необходимого количества отрезков металлопластиковой трубы, якорный репер устанавливался на требуемую глубину. После установки каждого репера на его тросе закреплялась пластиковая бирка с номером.

По результатам исследований были получены зависимости изменения объемного расширения ε_v^* пород, упрочненных анкерами

Величину объемного расширения приконтурного слоя пород, определяли следующим образом. Поскольку любой произвольный объем породы у контура выработки может деформироваться только в одном направлении – в сторону обнажения, выразим объемное разрыхление участка породного массива через изменение смещений соответствующих точек (реперов) в пределах рассматриваемого направления.

Так величину объемного расширения пород кровли определим по формуле

$$\varepsilon_v^{*N(n-1)-n} = \frac{(U_{n-1}^N - U_{n-1}^{N-1}) - (U_n^N - U_n^{N-1})}{h_n}, \quad (1)$$

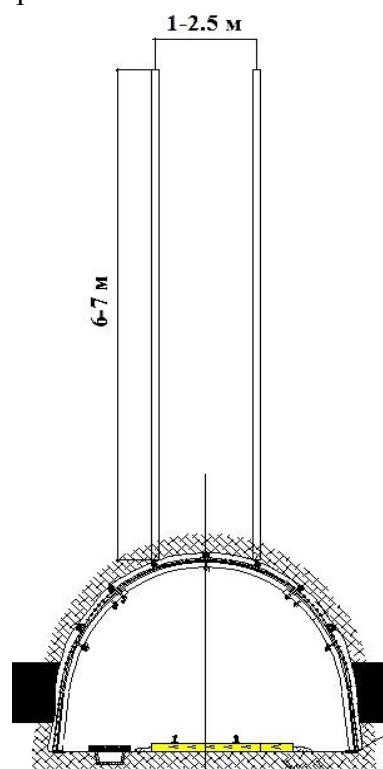


Рис. 7. Состояние выработки в районе ПК 78



Рис. 8. Якорный репер в досыльнике

где $\varepsilon_v^{*N(n-1)-n}$ – объемное расширение пород на момент замера N (между рассматриваемой парой смежных реперов, имеющих номера $(n-1)$ и n); U_{n-1}^N, U_n^N – абсолютные смещения рассматриваемых реперов на момент текущего замера N ; U_{n-1}^{N-1}, U_n^{N-1} – абсолютные смещения рассматриваемых реперов на момент предыдущего замера $(N-1)$; h_n – базовое расстояние между реперами.

Величины объемного расширения пород между парами смежных реперов приконтурного массива для одного из замерных глубинных пунктов, показаны на рис. 9.

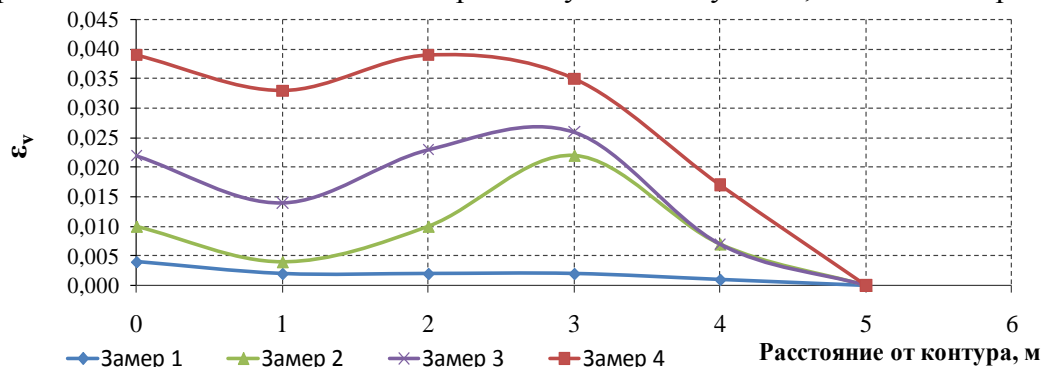


Рис. 9. Объемное расширение пород между парами смежных реперов приконтурного массива на замерном репере 1 (станция 1)

Выводы. Наиболее эффективным для поддержания выработки оказалось применение анкерной крепи в комбинации с рамной металлической. Применение анкеров, направленное на предупреждение расслаивания приконтурных пород, улучшило состояние всего приконтурного массива пород, предупредило обрушение пород кровли и пучение почвы. Инструментальные измерения показали увеличение высоты выработки в среднем на 20-25 см, снижение несимметрии загрузки рамы. Объемное расширение приконтурного массива, закрепленного анкерной крепью составляет $\varepsilon_v^* = 0,03 \dots 0,05$ с небольшим увеличением вблизи контура выработки и на уровне концевой части анкера. На протяжении периода наблюдений, в т.ч. и в зоне отработки угольного пласта, отслоения пород кровли не зафиксировано. Более длительный период эксплуатации анкерной крепи в ряде случаев снижает ее эффективность по причинам ошибок на этапе проектирования, низкого качества установки анкеров, а также вследствие постепенного снижения прочности пород.

Библиографический список

1. Вивчаренко А.В., Лядецкий А.Н. Интенсивная отработка тонких угольных пластов в горно-геологических условиях Западного Донбасса // Школа подземной разработки: Материалы междунар. конференции. – Днепропетровск. – 2009. – С. 18-22.
2. Определение параметров рамно-анкерной крепи в подготовительной выработке вне зоны влияния лавы / Гапеев С.Н., Мартовицкий А.В., Терещук Р.Н. // Вісті Донецького гірничого інституту.– Донецьк: ДонНТУ. 2011.– №1.- С.121-128.
3. Оптимизация паспортов комбинированной рамно-анкерной крепи / Пилюгин В.И., Колесниченко Е.А., Григорьев А.Е.// Уголь Украины, – 2015, – №4. – С. 72-74.
4. Халимендик Ю.М., Барышников А.С. Использование канатных анкеров при креплении выработок в слоистых породах // Розробка родовищ. – 2014. – С. 105-114.

Шуляк Я.О. магістр,
Науковий керівник: Сахно І.Г., професор, д.т.н.
Донецький національний технічний університет

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ДІАМЕТРУ ШПУРА НА ШВИДКІСТЬ ГІДРАТАЦІЇ НЕВИБУХОВОГО РУЙНУЮЧОГО СОСТАВУ

У статті наведені результати лабораторних досліджень впливу діаметру шпура на швидкість гідратації невибухового руйнуючого составу

The article presents the results of laboratory studies of the influence of the diameter of the hole on the rate of hydration of the non-explosive fracture composition

Вступ. Сучасні умови видобування природного каменю, вугільних пластів, і проведення гірничих виробок складаються так, що застосування вибухових речовин (ВВ) для руйнування гірських порід, не завжди забезпечує безпеку робіт. Незважаючи на незаперечні переваги вибухового способу руйнування, його застосування призводить до додаткових витрат, пов'язаних зі втратами корисних копалин, та зменшенням якості видобутих блоків, що потребує додаткової обробки. У зв'язку з цим з'являється необхідність розробки і впровадження нових способів руйнування гірських порід.

Аналіз літературних джерел. Одним з перспективних напрямків, є застосування невибухових руйнівних складів (НРС). Відомо, що невибухові руйнують склади [1,2] застосовуються в будівельній індустрії, наприклад для невибухового руйнування фундаментів будівель, де були досягнуті позитивні результати.

На сьогоднішній день НРС в гірській промисловості практично не застосовуються. Це пов'язано з невирішеністю ряду практичних питань пов'язаних з приготуванням суміші в шахтних умовах, приміщенням її в шпури, тривалим часом руйнування порід в порівнянні з вибуховим способом. Однією з основних завдань, вирішення якої дасть можливість широкого впровадження НРС в підземних гірничих виробках є скорочення часу руйнування порід в 10-20 разів.

Мета роботи. У зв'язку з цим була поставлена мета вивчення факторів, що впливають на швидкість руйнування об'єкта.

Матеріали і результати досліджень. Досвід застосування НРС при руйнуванні гірських порід в підземних умовах показує, що час руйнування об'єкта неоднаково і збільшується при зменшенні діаметра шпуру. Так, наприклад, авторами статті були проведені шахтні експерименти по руйнуванню гірського масиву шпуровими зарядами НРС, при цьому діаметр шпурів змінювався від 36 мм до 50 мм, причому довжина шпуру і гір-но-геологічні умови були однакові. Аналіз показав, що руйнування шпуровим зарядом більшого діаметра відбувалося завжди швидше.

Відомо [3] що збільшення обсягу НРС, що викликає руйнування вміщує об'єкта, відбувається в результаті протікання реакції гідратації, таким чином за часом руйнування можна зробити висновок про швидкість протікання реакції.

Для дослідження впливу діаметра шпурів на швидкість гідратації НРС авторами статті було проведено кілька лабораторних експериментів.

Для першого експерименту було виготовлено чотири склянки з газетного паперу. Склянки були однакової висоти рівною 4 см, діаметр яких становив 15 мм, 25 мм, 30 мм, 40 мм відповідно, таким чином, покривався діапазон діаметра шпурів в підземних гірничих виробках. Далі склянки поміщали в ємність з піском донної частиною вниз так, як показано на малюнку 1. Після цього була приготовлена невибухова руйнуюча суміш, яку розподілили по склянках так, щоб відстань від дна

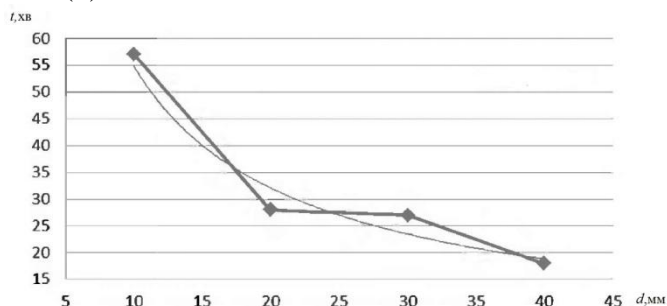
склянки до поверхні суміші було однаковим. Загальний вигляд експерименту представлений на малюнку 1.



Малюнок 1. Загальний вид першого експерименту.

Результати експерименту представлені на малюнку 2 у вигляді графіка. З малюнка видно, що реакція гідратації НРС прискорюється при збільшенні діаметра (d) шпуру. Отриманий графік явно показує, що залежність часу (t) протікання реакції гідратації виражається ступеневою функцією виду:

$$t = 324.46d^{-0.772}, \text{ хв} \quad (1)$$



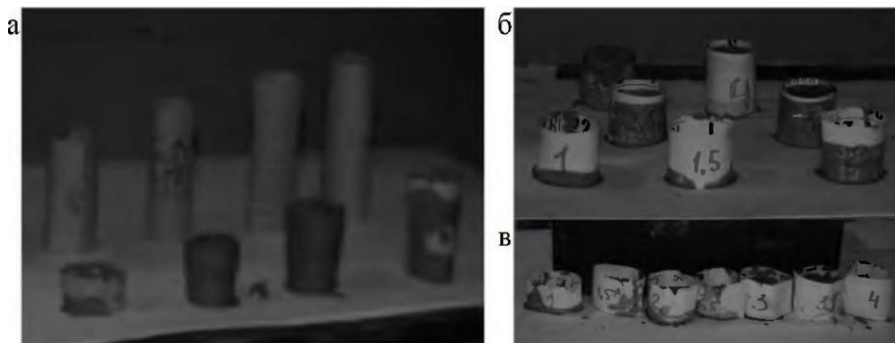
Малюнок 2. Залежність часу руйнування паперового стаканчика, поміщеного в пісок від його діаметра.

Це підтверджує висунуту раніше гіпотезу про залежність швидкості реакції гідратації від діаметра шпуру, в який поміщений склад.

Так як в експерименті, описаному вище, крім величини діаметра склянок змінювався і обсяг залитої в них НРС, була проведена наступна серія експериментів.

В паперові склянки містилася невибухова руйнуюча суміш об'ємом 20 мл, 30 мл, 40 мл, 50 мл, 60 мл, 70 мл, 80 мл відповідно. При цьому склянки виконувалися діаметром 20 мм для першого експерименту (мал. 3а), 30 мм для другого (мал. 3б) і 40 мм для третього (мал. 3в). Для реалізації дослідження готувалася НРС по 350 мл для кожного з експериментів. Після чого за допомогою шприца суміш заливалася по черзі в кожну склянку. Далі проводилось вимірювання часу від перемішування складу до початку його розширення, що сигналізувало про другу стадію протікання реакції гідратації [3].

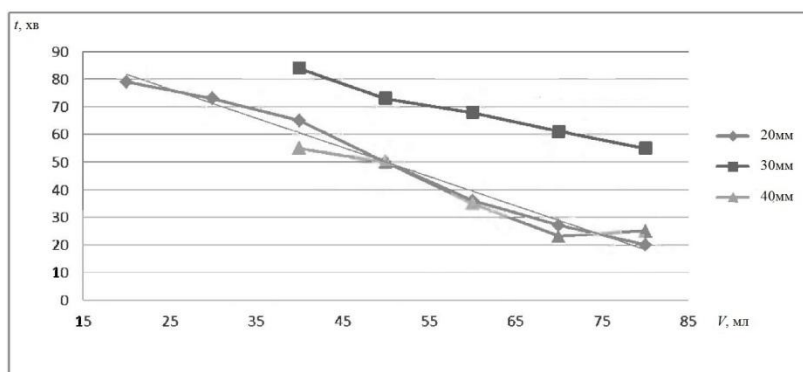
Графічне зображення результатів показано на малюнку 4, на якому видно, що від збільшення обсягу суміші в шпурі незалежно від діаметра реакція гідратації прискорюється.



Малюнок 3. Загальний вигляд другого дослідження:
а - склянки діаметром 20мм; б-30мм; в -40мм

З отриманої графіки можна отримати лінійну залежність часу (t) протікання реакції гідратації від поміщеного в шпур обсягу (V) НРС такого вигляду:

$$t = -1,0643V + 103,21, \text{ хв} \quad (2)$$



Малюнок 4. Залежність часу руйнування паперової склянки від обсягу НРС, що вміщують у неї.

Крім цього, графік відповідний експерименту №3, де діаметр склянки дорівнював 40 мм, не такий однозначний. Тут видно, що зразок в який було поміщено 80 мл суміші розширився пізніше, ніж зразок з 70 мл суміші. Це може пояснюватися тим, що крім діаметра і об'єму речовини в шпурі, на швидкість реакції може впливати довжина робочого об'єму шпуру.

Висновок. Таким чином, проведені дослідження дозволяють зробити висновок, що на швидкість реакції гідратації впливають діаметр шпуру, обсяг розміщеної в нього суміші, і її висота щодо порожнини шпуру.

Бібліографічний список

1. Руководство по применению невзрывчатого разрушающего средства (НРС-1) при разрушении прочных хрупких материалов. — М.: Изд. ВНПО стеновых и вяжущих материалов, 1986. — 17 с.

2. ТУ У БВ 2.7.00030937.09-97. Невзбухова руйтвна речовина. Телтхт у моей. — Введена вперше. Введ. 05.12.97. Без обмеження термту ди. — Харьков: Госстандарт. Харьковский центр стандартизации и аэрологии, 1997. — 14 с.

3. Касьян Н.Н., Сахно И.Г., Шуляк Я.О. Обоснование методов управления скоростью роста распорно-компрессионных характеристик невзрывчатых разрушающих веществ /Вгстг Донецького глрнычого тституту. - 2010. - №2.- 0.218-228.

Д. Р. Закусило, магістрант першого року навчання, Р. В. Закусило, к.т.н., доцент кафедри ХТВМС, Шосткинський Інститут Сумського державного університету

РИЗИКИ ЛОГІСТИКИ ЕМУЛЬСІЙНИХ ВИБУХОВИХ РЕЧОВИН В УКРАЇНІ ТА ЄС

Issues related to the safety assessment during transportation and in the process of charging low-speed emulsion explosives are considered. A typical scenario of the emergence and development of an emergency situation during the transport of emulsion explosives is developed and risk factors are identified. Conclusions are made regarding the high safety of the use of emulsion explosives of local preparation for open mining operations.

Key words: emulsion explosives; transportation; charging; risk; safety.

Розглянуто питання пов'язані з оцінкою безпеки при транспортуванні та в процесі заряджання низькошвидкісних емульсійних вибухових речовин. Розроблено типовий сценарій виникнення і розвитку аварійної ситуації при транспортуванні емульсійних вибухових речовин та виокремлено фактори ризику. Зроблено висновки, щодо високої безпеки використання емульсійних вибухових речовин місцевого приготування для відкритих гірничих робіт.

Ключові слова: емульсійні вибухові речовини; транспортування; зарядка; ризик; безпека.

Вступ. Перевезення небезпечних вантажів, у тому числі вибухових речовин, компонентів вибухових матеріалів і систем ініціювання для гірничодобувної промисловості - актуальна практична і науково-логістична задача. В Україні існує ряд правил, більшість з яких дісталися їй з часів СРСР, що регламентують даний небезпечний і вимагає особливої ретельності процесу.

Аналіз літературних джерел. В рамках Євроінтеграційних процесів останніх років Україна має намір підвищити безпеку логістики перевезень небезпечних вантажів автомобільним, залізничним, морським і річковим транспортом, а також в мультимодальному плані відповідно до міжнародних норм і стандартів Європейського Союзу [1-2].

Емульсійні вибухові речовини (ЕВР) - однорідні суміші, що в якості окиснювача, як правило, містять пересичений водний розчин нітрату амонію з добавкою нітрату натрію або кальцію, рідше - перхлоратів. Для підвищення вибухових характеристик можуть містити добавки бризантних вибухових речовин - гексоген, або солі азотної (хлорної) кислоти і органічних амінів (нітрати метиламіна, етілендіаміна і т.і.). Пальним служать різні синтетичні мастила, дизельне паливо, віск, парафін і інші невибухові матеріали [3].

Існує тверде переконання, що в зв'язку з відсутністю в складі емульсійних вибухових речовин будь-яких вибухонебезпечних компонентів, наявністю значної кількості води і текучої консистенції, це виробництво буде мати надзвичайно високий рівень безпеки [4]. Незважаючи на видиму безпеку емульсійної технології, важливо пам'ятати, що будь-яка суміш окиснювача і палива потенційно вибухонебезпечна і ймовірність виникнення небезпечної ситуації, і тяжкість її наслідків залежить від чутливості продукту до різного роду впливів, включаючи випадкові, хімічної сумісності компонентів, характеру і інтенсивності технологічних дій, конструкції обладнання, змішувально-зарядних машин (ЗЗМ) і прийнятих проектних рішень [5]. Як показує аналіз, статистики аварій на виробництві водоміських вибухових речовин, більшість випадків пов'язані з процесами перекачування емульсійної матриці.

Відомі випадки загоряння ЕВР, які не призвели до тяжких наслідків, вигорання ущільнення в насосі для перекачування розчину окиснювача, загоряння колеса змішувально-зарядної машини при транспортуванні компонентів ЕВР та інше. Як правило, аварія не є наслідком однієї причини. Звичайно, виявляється цілий комплекс чинників технічного, організаційного та психологічного характеру, які викликали аварію та визначили тяжкість її наслідків [6].

Метою роботи є визначення факторів ризику при логістиці і в процесі заряджання низькошвидкісних емульсійних вибухових речовин.

Матеріал і результати досліджень. Найбільш поширеними в Україні ЕВР являються «Україніт ПП-2Б», «Анемікс» і «Емонал». Їх загальне виробництво перевищує 100 тисяч тон на рік. По ступеням небезпеки (зберігання, перевезення, доставка на місце ведення вибухових робіт) ЕВР відносяться до класу I, підкласу 1.5, групи сумісності «D», що передбачає ризики по пожежонебезпеці при транспортуванні і зарядці свердловин [7].

Транспортування емульсії ЕВР здійснюється при температурі в ЗЗМ близько 70-80 °С. Слід враховувати, що температура екзотермічної розкладання ЕВР становить, як правило, 180-190 °С.

Для розуміння спрямованості факторів ризику слід скласти типовий сценарій виникнення і розвитку аварійної ситуації при завантаженні, транспортуванні і зарядці емульсії ЕВР (табл. 1).

Таблиця 1 - Фактори ризику при перевезенні і зарядці ЕВР

Вид ризику	Об'єкт ризику	Джерело ризику	Небажані події
1	2	3	4
Індивідуальний	Людина	Умови життєдіяльності людини	Захворювання, травма, інфекція, смерть
Технічний	Технічні системи та об'єкти	Технічне недосконалість, порушення правил експлуатації технічних систем і об'єктів	Аварія, вибух, катастрофа, пожежа, руйнація
Екологічний	Екологічні системи	Антропологічне втручання в природне середовище, техногенні надзвичайні ситуації	Антропогенні, екологічні катастрофи, екологічні лиха
Соціальний	Соціальні групи	Надзвичайна ситуація, зниження якості життя	Групові травми, захворювання, загибель людей, зростання смертності
Економічний	Матеріальні ресурси	Підвищена небезпека виробництва або природного середовища	Збільшення витрат на безпеку. Збиток від недостатнього захисту

Вражаючі фактори великомасштабної аварії можуть мати негативні наслідки на об'єкти «турботи» суспільства.

В даному випадку, з огляду на зони дії вражаючих факторів ризику, об'єктом «турботи» є людина або соціальна група, для яких індивідуальний або соціальний ризик досягає певного травмування, загибелі людини, яка знаходиться в даному регіоні, від можливих джерел небезпеки об'єкта підвищеної небезпеки.

Соціальний ризик - ймовірність загибелі людей понад певну кількість (або очікувана кількість загиблих) в даному регіоні протягом року від можливих джерел небезпеки з урахуванням ймовірності їх перебування в зоні ураження.

Так як дія вражаючих факторів великомасштабної аварії при перевезенні, завантаженні, зарядці емульсії ЕВР (загоряння всього обсягу емульсії, з можливим переходом у вибухове горіння) здатних привести до смертельного результату, поширюється тільки по території підприємства або кар'єра і не зачіпає об'єкти «турботи» суспільства - соціальний ризик від аварії даного типу дорівнює 0.

Перехід до стандартів ЄС збільшить контроль за процесом перевезення ЕВР та приблизить до нуля не тільки соціальні, але й індивідуальні ризики.

Висновки. З розглянутих аварій під час перевезення, завантаження, зарядці ЕВР, що виникають в результаті зовнішніх впливів, найімовірнішою є аварія змішувально-зарядної машини, пов'язана з її експлуатацією. Чим ближче до кар'єру знаходиться виробник емульсії, тим нижче ризики при її транспортуванні. Чим менше населених пунктів і об'єктів «турботи» по логістичному шляху руху, тим нижче фактор ризику.

Так як дія вражаючих факторів великомасштабної аварії при перевезенні, завантаженні, зарядці емульсії ЕВР (загоряння всього обсягу емульсії, з можливим переходом у вибухове горіння), здатних привести до смертельного результату, поширюється тільки по території підприємства або кар'єра і не зачіпає об'єкти «турботи» суспільства - соціальний ризик від аварії даного типу дорівнює 0. Перехід до стандартів ЄС збільшить контроль за процесом логістики ЕВР.

Література

1. Рекомендации по перевозке опасных грузов. Руководство по испытаниям и критериям. / ST/SG/AC. 10/1 I/Rev. 2. ООН, Нью-Йорк и Женева, 1995.
2. Recommendations on the Transport of Dangerous Goods: Manual of Tests and Criteria (2009) ST/SG/AC. 10/1 I/Rev. 5. UN, New York and Geneva., 456 p.
3. Guang Wang Xu. Emulsion explosives.– Beijing: Metallurgical Industry Press, 1994. – 388 p.
4. Колганов Е.В., Соснин В.А. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества В 2 кн. Кн. 1. Составы и свойства.– Дзержинск: ГосНИИ «Кристалл», 2009. – 592 с.
5. Основные конструктивные особенности смесительно-зарядной машины «Украинит» / Крысин Р.С., Колесаев М.Б., Небогин В.З. и др. // Разработка и изготовление смесительно-зарядной техники: сб. тр. междунар. конф. – Белгород, 2005. – С. 66–69.
6. Control of the seismic effect of mass explosions using low-speed means of initiation / R.V. Zakusylo, V.G. Kravets, V.V. Boiko // Journal "Metallurgical and mining industry", "Materials science", №3. – 2016. – P.99–104.
7. Определение рисков при транспортировке и зарядке эмульсионных взрывчатых веществ местного приготовления в соответствии со стандартами Евросоюза / Закусилло Р.В. // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського. – Кременчук: КНУ, 2017. – Вип. 6/2017 (107). – С.105-109.

В.В. Назаренко, студент, Н.І. Жукова, к.т.н., ст.викладач, Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського», м. Київ, Україна

УДОСКОНАЛЕННЯ ВИБУХОВОГО СПОСОБУ РУЙНУВАННЯ ЗАКАРСТОВАНИХ ГІРСЬКИХ МАСИВІВ НА КАР'ЄРАХ

Запропоновано вдосконалений спосіб дроблення закарстованих гірських масивів вибухом свердловинних зарядів на кар'єрах, в основі якого закладено умову підвищення ефективності руйнування закарстованих гіпсових масивів за рахунок перерозподілу енергії вибуху за глибиною свердловини, розміщення заряду вибухової речовини в місцях залягання корінних порід та її відсутності в місцях розташування карстових порожнин. Наведено розрахункові дані щодо проведення промислового експерименту з визначення інтервалів сповільнення верхнього та нижнього детонаторів, які забезпечують одночасну дію хвиль напружень на нижню та верхню межі карстової порожнини.

An improved method for crushing karsted rock mass by the blast hole explosions in quarries is proposed. It is based on the condition of increasing the efficiency of destruction of karst gypsum arrays due to the redistribution of the explosion energy over the depth of the well, the placement of an explosive charge in the bedrock and the absence of it in the locations of the karst cavities. The calculated data on the conduct of an industrial experiment to determine the deceleration intervals of the upper and lower detonators, which provide the simultaneous action of stress waves on the lower and upper boundaries of the karst cavity, are given.

Вступ. Забезпечення ефективності вибухових робіт є одним з основних напрямків при видобуванні корисних копалин на кар'єрах в умовах закарстованих масивів. На практиці, у зв'язку з відсутністю детальних геологічних даних щодо структур колонок свердловин, які на підриваємому блоці підлягають заряджанню вибуховими речовинами (ВР), конструкцію свердловинного заряду формують без урахування зон перетину корінних порід з карстовими порожнинами, що призводить до непрогнозованих і небезпечних проявів вибуху. Зокрема, значно збільшується неякісний вихід гірничої маси (викиди негабаритних блоків) та проявляється сейсмонебезпечна дія вибуху на навколишні споруди. У зв'язку з цим, встановлення раціональних параметрів буропідливних робіт (БПР) на кар'єрах в умовах гірського масиву з карстовими порожнинами та вдосконалення і впровадження ефективних способів дроблення цих порід з конструкціями свердловинних зарядів ВР, які б відповідали геологічній структурі колонок свердловин, і забезпечували якісне подрібнення гірського масиву є актуальним науковим завданням.

Аналіз літературних джерел. Одним із методів управління промислових вибухів на відкритих гірничих роботах є розробка та практична реалізація конструкцій свердловинних зарядів ВР та схем їх розташування на блоці [1]. Особливостями конструкцій зарядів є застосування зменшеного діаметру, розосереджених проміжків, схем розташування та підривання зарядів з поздовжнім проміжком, різноманітні варіанти ініціювання зарядів.

У роботі [2] рекомендовано перерозподіляти енергію вибуху за рахунок зміни спрямованості розташування та ініціювання рядів свердловинних зарядів різної конструкції. Під час вибуху заряду ВР в напрямку від нього до вільної поверхні

гірського масиву формується первинне поле напружень як наслідок прямих хвиль стиснення. Одним із способів керування полем напружень є спосіб керування фронтом детонаційних хвиль, які залежать від параметрів ініціатора (тип ВР, геометрія, маса, кількість і місце розташування) [3].

Петряшин Л.Ф. в своїх дослідженнях для досягнення якісного подрібнення гірських порід визначив інтервали часу сповільнення при підриванні верхнього та нижнього проміжних детонаторів у заряді. Запропоновано розрахункові формули та зазначив межі зміни часу уповільнення при підриванні верхнього заряду по відношенню до нижнього. Аналогічна межа обґрунтована також для розосереджених зарядів ВР з рекомендацією використовувати у практиці нижнє ініціювання.

У роботі [4] вказані елементи раціонального розміщення у конструкції свердловинного заряду. При цьому за довжиною колонки заряду бойовик може розташовуватись у будь-якій частині заряду, але не менше 0,5 м від верхнього його торця і не нижче рівня підшви уступу. У разі забійки більше 0,75W (лінія опору по підшві уступу) рекомендується розосередження заряду різними проміжками. Верхня частина забійки повинна бути не меншою 0,5W, а довжина нижньої частини заряду – не менш 1,2W. Сумарна довжина повітряних проміжків повинна відповідати 0,15-0,2 довжини заряду. Маса ВР у верхній частині заряду приймається в межах 0,25-0,35 від загальної маси заряду в свердловині. Кожна частина заряду ініціюється окремим бойовиком.

Слід зазначити, що до теперішнього часу опублікована значна кількість робіт з теорії та практики застосування подовжених зарядів, розосереджених різноманітними проміжками. Однак, вони не відображають особливостей руйнування закарстованих масивів вибухами свердловинних зарядів. Тому розроблені рекомендації щодо застосування розосереджених зарядів в зазвичай мають частковий характер та не є достатньо універсальними [5].

Мета роботи. Метою роботи є вдосконалення способу дроблення та конструкції свердловинних зарядів ВР для якісного ефективного вибухового руйнування закарстованих гірських масивів.

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

Руйнування закарстованих масивів гірських порід вибухом свердловинних зарядів рекомендовано здійснювати наступним чином. Для визначення геологічної структури пробурюють вертикальні свердловини за паспортом буропідривних робіт для даного масиву. Аналізуючи діаграму зміни потужності при бурінні свердловин встановлюють місце розміщення та геометричні параметри карстів. Згідно цього приймають конструкцію заряду, розділеного повітряним проміжком в частині свердловини з карстовою порожниною [6].

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

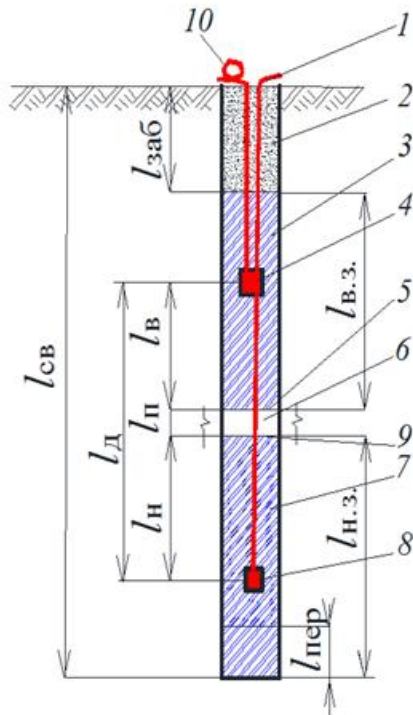


Рис. 1. Конструкція подовжених зарядів ВР у свердловині з карстовою порожниною: 1 – нитка хвилеводу нижнього бойовика (8); 2 – забивка; 3, 7 – верхній та нижній подовжені заряди ВР, відповідно; 6 – карстова порожнина; 4, 8 – верхній та нижній бойовики, відповідно; 5, 9 – стеліна та підшва карстової порожнини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

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

Для перевірки ефективності даного способу в кар'єрі родовища гіпсів проведено промислові експерименти з визначення у процесі обурювання блоку кількості та глибини залягання карстів у кожній свердловині. Для них виконано розрахунок інтервалів сповільнення верхнього ($t_{в}$) та нижнього ($t_{н}$) детонаторів, які забезпечують одночасну дію хвиль напружень на нижню та верхню межі карстової порожнини [7].

Прийнято наступні умови: порода – гіпс; довжина свердловини – 12,5 м; тип ВР – ігданіт ($D_{вр} = 3200$ м/с); $q = 0,78$ кг/м³ – питома витрата ВР; довжина забійки – 4,7 м; довжина перебуру – 2,5 м.

Загальна довжина заряду з карстовою порожниною, м:

$$l_{зар} = l_{св} - l_{заб} = 12,5 - 4,7 = 7,8.$$

Загальна довжина заряду без карстової порожнини, м:

$$l_{зар} = l_{св} - l_{заб} - l_{п} = 12,5 - 4,7 - 1,0 = 6,8$$

де $l_{п} = 1,0$ – потужність карстової порожнини в свердловині, м.

Довжина верхнього заряду, м:

$$l_{в.з.} = h_{кк} - l_{заб} = 7,24 - 4,7 = 2,54$$

де $h_{кк} = 7,24$ – глибина залягання покровілі карстової порожнини, м.

Довжина нижнього заряду, м:

$$l_{н.з.} = l_{св} - l_{заб} - l_{в.з.} - l_{п} = 12,5 - 4,7 - 2,54 - 1,0 = 4,26$$

Довжину нижнього та верхнього зарядів по блоку, що підривається, розраховано для 28 свердловинних зарядів (табл.1) [7].

Відстань від нижнього бойовика до підшови карстової порожнини:

$$l_n = l_{н.з.} - l_{пер} - c = 4,26 - 2,5 - 0,3 = 1,46 \text{ м,}$$

де $c=0,3$ – відстань від підшови уступу до нижнього бойовика, м.

Таблиця 1

Довжина верхнього та нижнього зарядів, м

№ ряду	Номер свердловини											
	1	2		3		4		5		6		7
		верхнього	нижнього	верхнього	нижнього	верхнього	нижнього	верхнього	нижнього	верхнього	нижнього	
1	7,8	2,54	4,26	0,56	6,34	2,2	5,32	2,21	4,89	3,69	3,81	7,8
2	7,8	2,67	4,28	0,73	6,24	2,2	5,2	2,23	4,83	3,55	3,98	7,8
3	7,8	3,22	3,88	0,91	6,14	1,9	5,4	2,23	4,97	3,55	3,91	7,8
4	7,8	3,22	3,84	0,91	6,29	1,9	5,45	2,23	4,95	3,55	3,85	7,8

Час приходу детонаційної хвилі від нижнього бойовика до підшови порожнини:

$$t_n = (l_n / D_{BP}) + t_n^d = (1,46 / 3200) + 450 = 450,46 \text{ мс,}$$

де $D_{BP}=3200$ – швидкість детонації ігданіту, м/с.

Час приходу детонаційної хвилі від верхнього бойовика до покрівлі порожнини:

$$t_b = (l_b / D_{BP}) + t_b^d = 1,27 / 3200 + 450 = 450,397 \text{ мс,}$$

де $l_b=1,27$ м – відстань від верхнього бойовика до покрівлі карстової порожнини, м.

З урахуванням результатів розрахунків та заданих умов визначається відстань між бойовиками:

$$l_d = l_d + l_n + l_b = 1,46 + 1,0 + 1,27 = 3,73 \text{ м.}$$

Результати розрахунків відстані між бойовиками для кожної свердловини наведено в табл. 2 [7].

Таблиця 2

Відстань між бойовиками у свердловинах, м

№ ряду свердловин	Номер свердловини						
	1	2	3	4	5	6	7
1	0	3,73	4,72	3,9	3,89	2,11	0
2	0	3,33	4,62	3,8	3,97	2,45	0
3	0	2,78	4,55	4,05	3,89	2,45	0
4	0	2,78	4,55	4,05	3,89	2,25	0

Визначався додатковий час сповільнення ($t_{\text{дод}}$) верхнього бойовика по відношенню до нижнього, щодо дотримання умов одночасного приходу детонаційних хвиль напружень до покрівлі та підшви карстової порожнини для її змикання: $t_{\text{дод}} = 0,063$ мс. Додатковий час сповільнення верхнього проміжного бойовика конструктивно виконували за рахунок створення петлі в хвилеводі верхнього бойовика.

Висновки. При підриванні традиційних та експериментальних конструкцій свердловинних зарядів було доведено їх ефективність з внутрішнім ініціюванням, коли спочатку ініціювався нижній детонатор, а для верхнього інтервал розраховувався для забезпечення зустрічного ініціювання. Це сприяло створенню умов направленої тиску по нижній та верхній границях карстової порожнини, який діяв на її змикання, що дозволило знизити поля напружень в зоні карстової порожнини і посилити в корінних породах, забезпечити руйнування підшви уступу та верхньої частини свердловини [7].

Розроблений вище вибуховий спосіб руйнування закарстованих породних масивів із застосуванням подовжених зарядів, розділених повітряним проміжком в частині свердловини з карстовою порожниною потребує обґрунтування як параметрів конструкцій свердловинних зарядів ВР, так і сітки їх розташування. При цьому розрахункові значення параметрів повинні відповідати умовам підривання за геометричними характеристиками розташування в плані підірваного об'єму порід та за витратами енергії вибуху на їх подрібнення.

Бібліографічний список

1. Исследования влияния конструкции скважных зарядов водоземulsionных взрывчатых веществ на параметры сейсмических колебаний при массовых взрывах в карьерах [Текст] / А.М. Ромашко, В.А. Сокурено, И.Э. Пеева, Я.С. Долударева // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. – Кременчук: КДПУ ім. Михайла Остроградського, 2011. – Вип. 1/2011(7). – С. 80–88.
2. Малеев Е.В. Направления сокращения сейсмического воздействия на окружающую среду при массовых взрывах [Текст] / Е.В. Малеев // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ: ИГТМ НАН України ім. М.С. Полякова, 2014. – Вип. 58(99) – 59(100). – С. 36–45.
3. Норов Ю.Д. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда при дроблении разнопрочных горных пород [Текст] / Ю.Д. Норов, Ш.Ш. Заиров // Сучасні ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. – Кременчук: КДПУ ім. М. Остроградського, 2012. – №2/2012(10). – С. 30–34.
4. Клишин И.В. Разработка конструкций скважных зарядов ВВ при обрушении горных пород на карьерах [Текст] / И.В. Клишин, В.У. Пашко // Горный информ. - аналит. бюллетень. – М.: 2012. – №9. – С. 95–98.
5. Скважинные заряды с воздушными промежутками [Текст] / М.С. Акаев, Б.Г. Трегубов, А.А. Крутилин, А.Г. Трофимович. Отв. ред. Е.П. Рябченко. – Новосибирск: Наука СО АН СССР, 1974. – 91 с.
6. Пат. 93234 України, МПК E21C 41/26. Спосіб сейсмотехнічного короткосповільненого підривання в тріщинуватих гірських породах [Текст] / В.В. Бойко, С.Ю. Богуцький, Д.В. Хлевнюк, Н.І. Жукова (Україна). – Заявл. 03.04.2014; опубл. 25.09.2014, Бюл. №18. – 4 с.
7. Жукова Н.І. Обґрунтування сейсмотехнічних параметрів буропідривних робіт на кар'єрах в умовах закарстованих породних масивів / Дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. – К., 2017. – 144 с.

В.В. Стретович, студент, Т.В. Косенко, ст. викладач, Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського», м. Київ, Україна

ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ КОНТУРНОГО ПІДРИВАННЯ НА КАР'ЄРАХ

Досліджено сукупний вплив відстані між свердловинами в контурному ряді, діаметра свердловини і типу вибухової речовини на лінійну масу контурного свердловинного заряду. Встановлено, що кожному типу конструкції свердловинного заряду, який характеризується усередненою лінійною масою, відповідає оптимальне значення відстані між контурними свердловинами, яка повинна забезпечити розвиток мережі тріщин між зарядами контурного ряду. Доведено, що зі збільшенням відстані між зарядами контурного ряду лінійна маса збільшується по параболічній залежності.

The joint effect of the distance between the wells in the contour row, the diameter of the well and the type of explosive on the linear mass of the contour well charge is investigated. It was established that each type of wellbore design, which is characterized by an average linear mass, corresponds to the optimal value of the distance between the contour wells, which should ensure the development of a network of cracks between the charges of the contour row. It is proved that with an increase in the distance between the charges of the contour series, the linear mass increases in a parabolic dependence.

Вступ. Одним з негативних наслідків при проведенні масових вибухів на кар'єрах є руйнування законтурного масиву гірських порід. Це спричиняє зниження стійкості відкосів уступів, приводить до виположування укосів у порівнянні із проектом і вимагає додаткових витрат на штучне зміцнення укосів уступів або рознесення бортів з метою відновлення транспортних берм на граничному контурі кар'єру, а також значно ускладнює наступне виконання буропідривних робіт. Для усунення вказаних недоліків застосовують метод контурного підривання, який, за рахунок створення екрануючої площини, дозволяє отримати відносно рівну і стійку поверхню відкосу уступу та зменшити об'єм руйнування за проектним контуром [1].

На даний час досягнуто значного прогресу в області застосування контурного підривання на відкритих гірничих роботах. Однак не вирішені питання щодо вибору раціональних параметрів контурного підривання і вибором методів підвищення ефективності технології формування кутів укосів уступів. Це визначає актуальність досліджень, спрямованих на розробку методів керування процесом руйнування гірських порід при контурному підриванні і визначення раціональних параметрів контурного підривання, що дозволяють одержувати стійкі круті укоси уступів.

Аналіз літературних джерел. Дослідженням встановленню параметрів контурного підривання присвячена велика кількість наукових праць. Зокрема, автори роботи [2] пропонують використовувати для розрахунку параметрів контурного підривання залежність, одержану на припущенні розвитку по лінії зарядів суцільної магістральної тріщини. В основі розрахунку покладено перехід від стискаючих напружень до розтягуючих, які повинні перебільшувати міцність породи на розрив.

Кутузов Б.Н. пропонує розрахунок параметрів оконтурюючих зарядів робити на припущенні одночасності підривання по всій поверхні контуру, що припустимо лише при дуже малих відстанях між зарядами.

У роботі [3] приведені орієнтовні параметри оконтурюючих свердловинних зарядів, які отримані в результаті узагальнення фактичних промислових даних.

Рекомендовано приймати діаметр оконтурюючих свердловин у межах 100-150 мм. В той же час відмічається, що позитивні результати контурного підривання можуть бути досягнуті і при більшому діаметрі свердловини.

В більшості випадків обґрунтування способу контурного підривання на кар'єрах полягає у виборі раціональної конструкції свердловинних зарядів ВР при фіксованому значенні відстані між ними [1] або в оптимальному розташуванні контурних свердловин різних діаметрів зі зменшеним вмістом ВР в свердловинних зарядах [4]. Властивості гірського масиву, що підлягає руйнуванню, враховуються здебільшого, опосередковано, через виробничий досвід на гірничому підприємстві.

Найбільш повно проведені дослідження в роботі [5]. Автор встановлює критерій оцінки ефективності контурного підривання з позиції умови формування розвитку мережі тріщин між зарядами при їх підриванні.

Слід зазначити, що якість виконання робіт з контурного підривання залежить насамперед від відстані між свердловинами в контурному ряді, щільності заряджання ВР в свердловині, діаметра свердловини і конструкції заряду. Для отримання необхідних результатів вибуху необхідно розглядати сукупний вплив цих факторів. В цілому ж ефективність контурного підривання залежить від оптимальної відстані між свердловинами контурного ряду, яка повинна забезпечувати таку взаємодію енергетичних потоків вибуху, при якій руйнується гірський масив тільки в певному шарі породи визначеної ширини.

Мета роботи. З огляду на аналіз літературних джерел встановлена мета наукового дослідження, яка полягає у встановленні раціональних параметрів вибухових робіт з контурного підривання на основі сукупного впливу відстані між свердловинами в контурному ряді, лінійної маси контурного заряду вибухової речовини (ВР) в свердловині, діаметра свердловини і конструкції заряду.

Матеріали і результати досліджень. Розглянемо підривання сусідніх циліндричних зарядів ВР (рис. 1). Для оцінки напруженого стану в точці B вважаємо $\sigma_{\theta}^B = 0$. Тангенціальні напруження τ_{xy}^B в точці B від вибуху сусідніх зарядів рівні за величиною, але зворотні за напрямком і результуюче їх значення буде $\tau_{xy}^B = 0$.

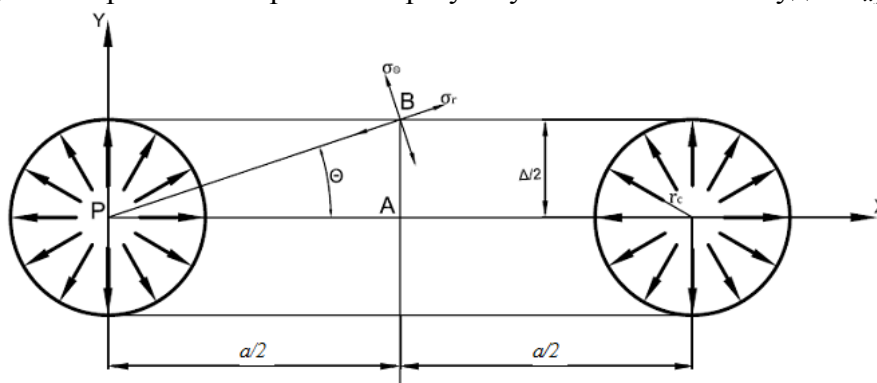


Рис. 1. Схема визначення параметрів контурного підривання

В результаті сумування радіальних напружень в B рівняння будуть мати вигляд:

$$\sigma_x^B = 2\sigma_r \cos^2 \theta; \sigma_y^B = 2\sigma_r \sin^2 \theta; \tau_{xy}^B = 0, \quad (1)$$

де $\sin\theta$ і $\cos\theta$ – параметри, які визначаються співвідношеннями:

$$\cos^2 \theta = \frac{a^2}{a^2 + \Delta^2}; \sin^2 \theta = \frac{\Delta^2}{a^2 + \Delta^2}. \quad (2)$$

При руйнуванні масиву гірських порід в контурі уступу визначальними є напруження розтягнення, які в точці B визначаються залежністю:

$$\sigma_p^B = \sigma_y^B - \nu \sigma_x^B, \quad (3)$$

де ν – коефіцієнт Пуассона.

В результаті математичних і фізичних перетворень отримана формула для визначення необхідної лінійної маси свердловинного заряду ВР, яка забезпечує умову розвитку мережі тріщин між контурними свердловинами [6]:

$$q = \frac{\pi \sigma_{кр}^t}{4 \omega \eta} \sqrt{d_c^3} \frac{\sqrt[4]{(a^2 + \Delta^2)^5}}{\nu a^2 - \Delta^2} \exp \left[\alpha \frac{\sqrt{a^2 + \Delta^2}}{d_c} \right]. \quad (4)$$

де $\sigma_{кр}^t$ – межа міцності породи на розтягнення, Па; ω – питома енергія ВР, Дж/кг; η – коефіцієнт, що враховує втрати енергії; Δ – ширина зони руйнування, м; a – відстань між свердловинами, м; d_c – діаметр свердловини, м; α – коефіцієнт поглинання;

Для гірських порід, які представлені в межах кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК», були проведені розрахунки по встановленню графічної залежності між q і a при наступних параметрах контурного свердловинного заряду ВР: діаметр свердловини – $d_c = 0,25$ м; питома енергія вибуху ВР – $\omega = 4285$ кДж/кг; коефіцієнт, що враховує втрати енергії – $\eta = 0,7$. Показники, які характеризують властивості порід, наведені в [7].

На рис. 2 та 3 представлені графічні залежності зміни лінійної маси заряду q від відстані між свердловинами контурного ряду a при руйнуванні гірських порід кар'єру ПрАТ «Полтавський ГЗК» [8].

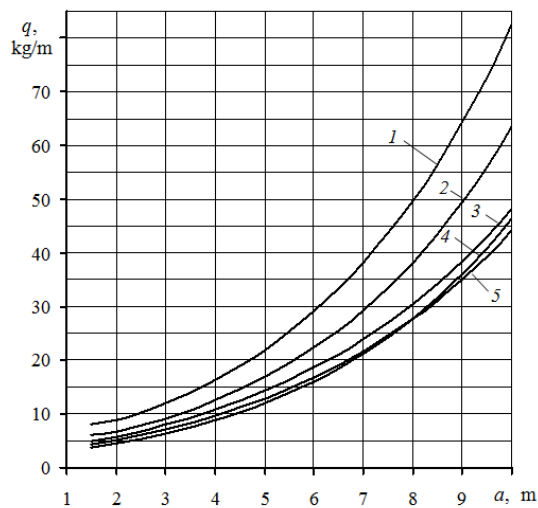


Рис. 2. Залежність лінійної маси заряду q від відстані між свердловинами контурного ряду a при руйнуванні гірських порід: 1 – сланець кварц-біотитовий; 2 – сланець кварц-слюдистий; 3 – кварц магнетитовий; 4 – кварц безрудний; 5 – кварц кумінгтоніто-магнетитовий

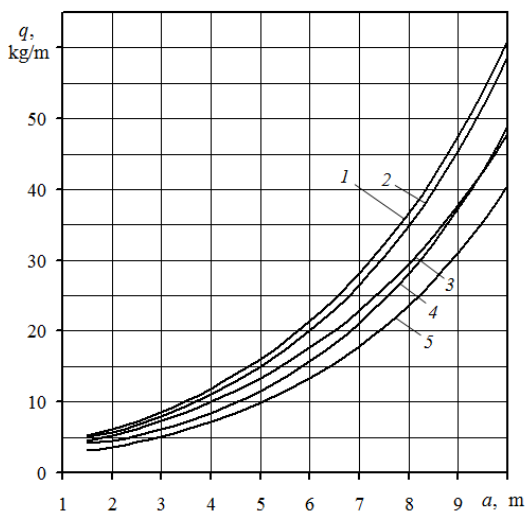


Рис. 3. Залежність лінійної маси заряду q від відстані між свердловинами контурного ряду a при руйнуванні гірських порід: 1 – плагіограніт, мігматит; 2 – сланець вивітрилий; 3 – амфіболіти; 4 – гранітоїди; 5 – кварц залізистий вивітрилий

Висновки. Встановлено, що кожному типу конструкції контурного свердловинного заряду ВР, який характеризується усередненою лінійною масою, відповідає оптимальне значення відстані між контурними свердловинами, яка повинна забезпечити розвиток мережі тріщин між зарядами ВР контурного ряду. Зокрема для створення мережі тріщин при відстані між свердловинами 3 м найбільша кількість вибухової речовини на 1 м заряду становить 12 кг при руйнуванні сланців кварц-біотитових, а найменша – 5 кг при руйнуванні кварцу залізистого вивітрилого. В цілому ж, слід зазначити, що зі збільшенням відстані між зарядами контурного ряду лінійна маса збільшується по параболічній залежності.

Аналіз отриманих розрахункових значень з точки зору можливості розміщення вибухової речовини в поліетиленовому рукаві діаметром 100 мм по осі свердловини (лінійна маса заряду становить 7,46 кг/м) показав, що найбільш оптимальна відстань між зарядами контурного ряду, яка забезпечить розвиток мережі тріщин, для різних гірських порід змінюється в межах від 1,5 м для сланця кварц-слюдистого до 4,2 м для кварцу залізистого вивітрилого.

Бібліографічний список

1. Косенко Т.В. Аналіз методів визначення параметрів контурного підривання для формування постійних бортів кар'єрів при розробці скельних порід / Є.А. Загоруйко, Т.В. Косенко, О.О. Фролов // Вісник ЖДТУ / Технічні науки. – 2008. – №1(44). – С. 144-147.
2. Шекун О.Г. Распределение напряжения в горном массиве при взрыве контурных скважин / О.Г. Шекун, В.И. Савитюк, Б.И. Захарчук // Разработка рудных месторождений. Респ. межвед. научн.-техн. сб. Киев, Техника, 1977, вып. 23, с.41-44.
3. Романчук О. В. Конструктивные особенности оконтуривающих скважинных зарядов / О. В. Романчук, А. А. Фролов // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. –2008. – Вип. 20. – С. 18-21.
4. Обоснование и отработка рациональных параметров взрывания приконтурных блоков с применением отбойных скважин уменьшенного диаметра / [В. А. Фокин, Г. Е. Тарасов, М. Б. Тогунов, А. А. Данилкин, Ю. А.Шитов] // Сб. «Взрывное дело». – М, 2007. –№97/54. – С. 32-39.
5. Граур М. И. Управление процессом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов в карьерах/ М. И. Граур // Дис. ... канд.техн.наук: 01.04.07. – М., 1981. –201 с.
6. Загоруйко Є.А. Встановлення закономірностей між властивостями гірського масиву і параметрами контурного підривання за умови розвитку екрануючої тріщини / Є.А. Загоруйко, Т.В. Косенко, А.А. Фролов // Вісник КТУ: Зб. наук. праць. – 2009. – Вип. 23. – С. 190–193.
7. Фролов О. О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різномісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.
8. Косенко Т.В. Обґрунтування параметрів контурного підривання на кар'єрах / О. О. Фролов, Т.В. Косенко, Ю.О. Бритвин // Гірничі вісті : Зб. наук. праць. – Криий Ріг: КТУ –2013. – Вип. 96. – С. 29–32.

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

ОБГРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОГО ДІАМЕТРУ СВЕРДЛОВИН ДЛЯ БУРОПІДРИВНИХ РОБІТ НА КАР'ЄРАХ

Запропоновано методику визначення раціонального діаметру свердловинного заряду вибухової речовини на кар'єрах на основі техніко-економічної оцінки буропідричних робіт. Представлено вираз для визначення раціонального діаметру свердловин, в якому характеристики скельного гірського масиву пов'язані з вартісними показниками буріння і підривання. Для випадку буріння свердловин верстатами типу СБШ встановлені оптимальні діаметри свердловинних зарядів для гірських масивів різної категорії тріщинуватості.

The method of determination of rational diameter of borehole charge of explosives on quarries is proposed on the basis of technical and economic evaluation of drilling and blasting works. An expression is proposed for determining the rational diameter of wells, in which the properties of rock mass are related to the cost of drilling and explosion. For the case of drilling of wells with typewriters, the optimum diameter of well boreholes for rock masses of different fracture category is established.

Вступ. До основних параметрів регулювання ступеня дроблення належать діаметр заряду, величина лінії опору по підшві уступу, відстань між зарядами, довжина і маса заряду, які взаємопов'язані між собою через розрахункову питому витрату вибухової речовини (ВР). Основними з них є розрахункова питома витрата ВР і діаметр заряду, інші параметри є похідними і залежать від величини витрати ВР. Зміна одного з параметрів тягне за собою зміну інших, які можуть вплинути на результат вибуху. Змінюючи діаметр заряду, можна досягнути такого розміщення свердловин, при якому усі окремі тріщинуватого масиву попадуть в зону регульованої дроблення [1-3]. Тому діаметр заряду відноситься до одного з найбільш важливих параметрів регулювання ступеня дроблення. Тому обґрунтування раціонального діаметру вибухових свердловин на кар'єрах є актуальною науковою задачею. Доцільність використання певного діаметру свердловин повинна обґрунтовуватися у кожному конкретному випадку техніко-економічним розрахунком з урахуванням необхідного ступеня дроблення гірської породи, проробки підшви уступу, продуктивності бурового устаткування та інших гірничо-технічних факторів.

Аналіз літературних джерел. Ціла низка дослідників вважають, що для отримання заданого ступеня дроблення скельних порід найбільш економічним є підривання свердловин малого діаметру. До таких висновків приходили на підставі експериментів, що проводилися в лабораторних і промислових умовах при підриванні одиночних зарядів або при однорядному розташуванні свердловин на уступі. Крім того, ці дослідження проводилися в різних умовах: зокрема, у мармурових блоках, гранітах, кварцитах та інших скельних породах різної міцності і ступеню тріщинуватості.

Однак, за результатами однорядного і багаторядного короткосповільненого підривання на гірничих підприємствах залізорудної та інших галузей промисловості доведено, що збільшення діаметра заряду покращує дроблення гірських порід і підвищує загальні техніко-економічні показники бурових та підричних робіт. Так, у роботах з вивчення дії вибуху в скельних породах [4, 5] показано, що збільшення тривалості її дії на масив є позитивним для руйнування масивів.

Виробничі дослідження впливу діаметра заряду на ефективність дроблення скельних гірських порід вибухом були проведені на кар'єрах Докучаєвського флюсоделомітного комбінату. Діаметр свердловин на цих кар'єрах за період їхнього існування зазнавав значних змін. Зокрема діаметр свердловини збільшився з 75 до 250 мм, що істотно вплинуло на техніко-економічні показники роботи підприємства, а саме продуктивність бурових верстатів підвищилась у два рази, вихід гірничої маси з 1 п.м свердловини зріс у три рази, вихід гірничої маси на один верстат на рік збільшився у чотири рази. Також покращився ступінь подрібнення гірських порід.

Таким чином, в результаті експериментальних досліджень і аналізу виробничого досвіду гірничих підприємств встановлено, що для покращення дроблення і підвищення загальних техніко-економічних показників буропідричних робіт доцільно переходити на свердловини більшого діаметру (230-450 мм). Однак, така закономірність зберігається тільки для тріщинуватих і крихких скельних порід (які мають високу швидкість розвитку тріщин).

В той же час науковцями відмічається [6], що для крупноблокових і малотріщинуватих гірських порід збільшення діаметра свердловини призводить до погіршення рівномірності дроблення і підвищує кількість виходу негабаритних фракцій. Такі породи, як показує практика, доцільно руйнувати свердловинними зарядами діаметром 100-200 мм.

У роботах Кутузова приведені наступні рекомендації щодо вибору необхідного діаметра заряду. У крупноблокових породах при однаковій питомій витраті ВР із зменшенням діаметра свердловинного заряду ступінь дроблення гірничої маси підвищується; у мілкоблокових породах зміна діаметра заряду істотно не впливає на ступінь дроблення. Тому при виборі діаметра заряду необхідно більш ретельно і зважено підходити до цього питання, оскільки одночасно визначається як спосіб буріння, так і тип бурового верстата, тобто ті фактори, що впливають на ефективність і вартість буріння. Зазвичай, витрати на бурові роботи зі збільшенням діаметру знижуються, а економія коштів, яку можна отримати від застосування свердловин меншого діаметру (на дробленні негабариту і екскавації), зазвичай перебивається здорожчанням бурових робіт.

При проектуванні БПР слід зважати на наступні дані практичного досвіду. У породах I-II категорій тріщинуватості діаметр заряду повинен вибиратися з великим (300-350 мм) і обмежуватися лише технологічними міркуваннями (потужністю кар'єра, продуктивністю верстата та ін.).

У породах III-IV категорій діаметр свердловинних зарядів може бути прийнятий 200-250 мм зі збереженням необхідного ступеня дроблення.

У породах V категорії, а також при БПР в складних гірничо-геологічних умовах рекомендовано приймати діаметр свердловинного заряду 100-160 мм.

Зменшення діаметра заряду необхідно обґрунтовувати техніко-економічними розрахунками та виробничим досвідом ведення буропідричних робіт. Основною причиною неширокого поширення свердловин зменшеного діаметру є висока загальна вартість обурювання гірського масиву для існуючого застарілого парку бурових верстатів. Хоча зі зменшенням діаметра зарядів відбувається більш рівномірний розподіл ВР по гірському масиві, що обумовлює кращу якість вибухового дроблення гірських порід [6]. Це послаблює вплив тріщинуватості гірського масиву на розподіл енергії вибуху і покращує його якісні показники. Таким чином, застосування зарядів зменшеного діаметру є досить ефективним і відповідає вимогам забезпечення високого ступеня дроблення порід вибухом.

Мета роботи. За результатами аналізу наукових досліджень і публікацій встановлено, що діаметр свердловинного заряду відноситься до одного з найбільш

важливих параметрів регулювання ступеня дроблення, а його вибір суттєво залежить від міцності та тріщинуватості гірських порід. Однак, існуючий стан досліджень не надає однозначного обґрунтованого теоретичного рішення щодо визначення раціонального діаметру свердловинного заряду. Тому на кар'єрах зазвичай користуються даними практичного досвіду, що є прийнятними для конкретних умов. У зв'язку з цим метою роботи є встановлення найбільш раціонального діаметра свердловинного заряду вибухової речовини для конкретних гірничо-геологічних умов відпрацювання родовища.

Матеріали і результати досліджень. Для отримання раціональних значень діаметрів свердловинних зарядів для ведення вибухових робіт на кар'єрах запропонована методику, в основі якої закладена техніко-економічна оцінка параметрів буропідривних робіт [7, 8].

В цілому загальні питомі витрати на буропідривні роботи становлять

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

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

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

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

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

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

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

де γ – щільність породи, т/м³; f – коефіцієнт міцності за шкалою Протождяконова; d_o – середній розмір природної окремоті в масиві, м; d – діаметр свердловинного заряду, мм; $d_{\text{н}}$ – максимально допустимий розмір шматка зруйнованої гірничої маси, мм.

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

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

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

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

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

Значення середнього розміру природної окремоті в масиві d_0 від категорії тріщинуватості становлять: для I категорії тріщинуватості – $d_0=0,1$ м; для II категорії – $d_0=0,3$ м; для III категорії – $d_0=0,75$ м; для IV категорії – $d_0=1,25$ м; для V категорії тріщинуватості – $d_0=2,0$ м.

Усереднені техніко-економічні показники буропідривних робіт кар'єру прийємо наступні:

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

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

середня щільність заряджання ВР Анемікс 70 – $\Delta=1250$ кг/м³;

вартість ВР Анемікс 70 – $c_{ВР}=16,1$ грн/кг.

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

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

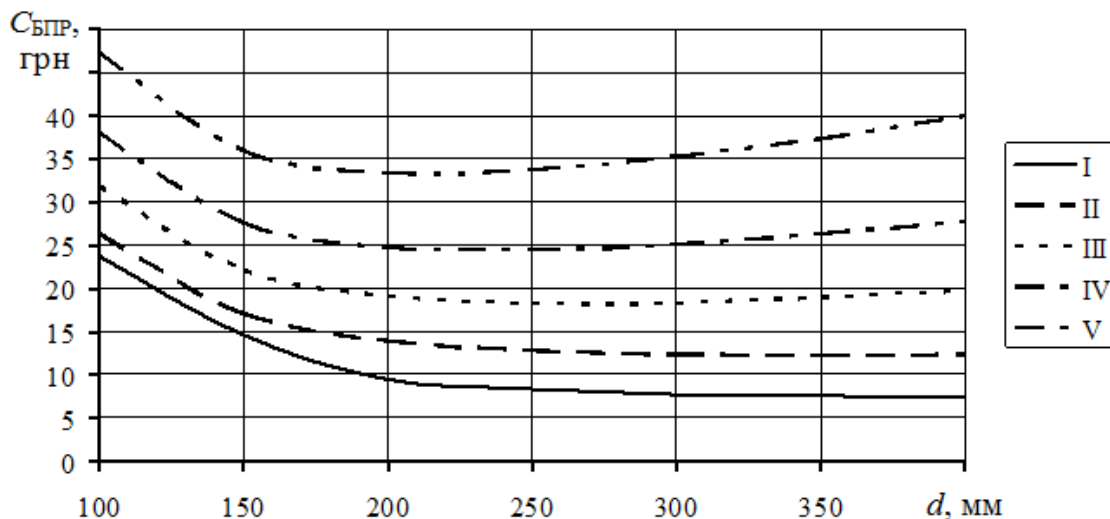


Рис. 1. Залежність питомої вартості буропідривних робіт від діаметру свердловини в магнетитових кварцитах при різній категорії тріщинуватості

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

$C_{БРР}=18,21$ грн; для IV категорії тріщинуватості порід – $d=250$ мм, $C_{БРР}=24,37$ грн; для V категорії – $d=200$ мм, $C_{БРР}=33,33$ грн.

Висновки. За результатами досліджень:

запропоновано удосконалену методику визначення оптимального діаметру свердловинного заряду на кар'єрах на основі техніко-економічної оцінки буропідричних робіт;

представлено вираз для визначення оптимального діаметру заряду ВР, в якому характеристика гірського масиву пов'язана з вартісними показниками буріння і підривання;

при бурінні свердловин верстатами типу СБШ-250 для усіх порід залізородного кар'єру встановлено, що для I категорії тріщинуватості масивів для переважної більшості порід найбільш доцільним буде діаметр заряду $d=400$ мм, для II категорії – $d=350$ мм, для III категорії тріщинуватості – $d=250$ мм, для IV категорії тріщинуватості діаметр становить $d=250$ мм, V категорії тріщинуватості (малоблочних практично монолітних) – $d=200$ мм.

Представлені результати наукових досліджень дозволяють продовжити вивчення впливу діаметру свердловинних зарядів вибухових речовин на результати дроблення скельних гірських масивів з різним ступенем тріщинуватості. при проведенні буропідричних робіт на кар'єрах

Бібліографічний список

1. Тищенко С.В. Особенности механизма разрушения горных пород дифференцированными скважинными зарядами взрывчатых веществ / С.В. Тищенко, Г.И. Еременко, К.А. Федин // Вісник Криворізького національного університету: зб. наук. праць. – 2012. – № 32. – С. 25 – 28.
2. Фролов О. О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різноміцнісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.
3. Шапурін О.В. Оптимізація комбінованого буріння свердловин з утворенням котловин великого діаметру / О.В. Шапурін, П.М. Синичич // Вісник Криворізького національного університету: Зб. наук. праць. – 2015. – Вип. 39. – С. 107-113.
4. Волов А. Т. Рациональные схемы замедления при массовых взрывах на гранитных карьерах / А.Т. Волов, В. Ф. Деравчук // Техническая информация ВНИИЭСМ МПСМ СССР. Вып. 10. – Москва, 1968. – 91 с
5. Естропов Н. А. Некоторые вопросы короткозамедленного взрывания / Н. А. Естропов, Ю. В. Колобов. – М.: Недра, 1962. – 274 с.
6. Кутузов Б.Н. Взрывные работы / Б.Н. Кутузов. – М.: Недра, 1974. – 368 с.
7. Фролов О. О. Проблема вибору діаметру свердловинних зарядів для ведення буропідричних робіт на кар'єрах / О. О. Фролов, Ю. С. Мальцева // Матеріали конференції “Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі” - Кривий Ріг: ДВНЗ “Криворізький національний університет”. – 2017. – С. 37 - 38.
8. Фролов О. О. Визначення ефективного діаметру свердловинного заряду з урахуванням техніко-економічної оцінки буропідричних робіт / О. О. Фролов, Ю. С. Мальцева // Вісник Криворізького національного університету: Зб. Наук. Праць. – 2018. – Вип.46. – С. 9 – 14.

М.І. Бельтек, студент, О.О. Фролов, д.т.н., проф., Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського», м. Київ, Україна

ВСТАНОВЛЕННЯ ВПЛИВУ ШВИДКОСТІ ПОШИРЕННЯ ХВИЛЬ НАПРУЖЕНЬ У ПРИРОДНО ПОРУШЕНОМУ МАСИВІ НА РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД ВИБУХОМ

Представлені дослідження по вивченню характеру зміни об'єму руйнування скельних гірських порід вибухом залежно від швидкості поширення поздовжніх хвиль напружень у порушених гірських масивах. Встановлено, що зі збільшенням швидкості поширення поздовжніх хвиль напружень в порушеному масиві, а саме наближенні до значення паспортної швидкості хвиль у монолітному середовищі, збільшується об'єм їхнього руйнування. Наведено графічні залежності зміни об'єму руйнування скельного масиву вибухом свердловинного заряду від швидкостей поширення хвиль напружень для гірських порід різної міцності.

The research is devoted to the study of the nature of the change in the volume of destruction of rocky rock by explosion, depending on the propagation velocity of longitudinal stress wave in disturbed mountain massifs. It is established that with the increase of the propagation velocity of longitudinal stress waves in a disturbed massif, namely, the approximation to the value of the passport velocity of waves in a monolithic medium, the volume of their destruction increases. The graphic dependences of the change in the volume of destruction of a rock massif by blasting a well discharge charge from the stresses propagation rates for rocks of varying strength are given.

Вступ. Використання буропідричних робіт на кар'єрах зумовлює необхідність постійного вдосконалення технології руйнування гірських порід вибухом. Для тріщинуватих і порушених гірських породах ефективно використання енергії вибуху має дуже важливе значення. Правильний розрахунок і вибір параметрів буропідричних робіт (БПР) при дробленні природно порушених гірських порід дозволяє покращити техніко-економічні показники процесу видобутку корисних копалин. Також слід зважати на те, що при розробці корисних копалин відкритим способом на великих глибинах спостерігається постійне ускладнення гірничо-геологічних і технологічних умов та підвищується міцність гірських порід. Тому розробка та вдосконалення нових технологічних методів ведення вибухових робіт в природно порушених гірських породах, які дозволять підвищити ступінь використання енергії вибуху є актуальною науково-технічною задачею.

Аналіз літературних джерел. Вивченню механізму руйнування природно порушених порід присвячена значна кількість наукових робіт, в яких зазначається, що тріщинуватість гірських порід суттєво впливає на результати їх вибухового дроблення. При цьому руйнування таких середовищ обумовлено як дією хвиль напружень, що розповсюджуються в середовищі, так і поршневою дією продуктів детонації.

Особливість дії вибуху в природно порушених породах полягають у тому, що енергія хвилі напруження зменшується за рахунок відбиття від поверхонь тріщин. Водночас тиск продуктів детонації, що проникають в існуючі тріщини, швидко падає, тим самим скорочуючи тривалість їхньої дії на масив і погіршуючи руйнування [1]. Таким чином, наявність тріщин в гірському масиві суттєво послаблює вплив вибуху на скельну породу. Зокрема, Ханукаєв О.М. довів, що тріщина шириною 2 мм, яка

заповнена повітрям, знижує інтенсивність хвиль напружень в 25 разів порівняно з монолітним середовищем. При заповненні тріщини водою напруження складають 0,85-0,9 величини напружень в монолітному середовищі і 0,7-0,75 – при ширині тріщини порядку 20 мкм. Мікротріщини і площини спайності легко долаються хвилями напружень при підриванні зарядів великої маси і важче – малою. Зі збільшенням радіусу заряду і зменшенням відстані від місця вибуху до тріщини інтенсивність і тривалість взаємодії хвилі на тріщину збільшується, в результаті чого величина зміщень зростає. У цьому випадку хвиля поширюється по масиву без великих втрат.

Результати теоретичних досліджень підтверджені експериментами на тріщинуватих моделях, що проведені Л.І. Бароном. Встановлено, що в залежності від розміру необхідного куска породи оцінка впливу ступеня тріщинуватості порід на результат дроблення під час вибуху може бути як позитивною, так і негативною.

У роботі [2] відзначається, що в масиві, розділеному тріщинами на окремі частини, дія вибуху локалізується тією окремістю, через яку проходить заряд вибухової речовини (ВР). Отже, при руйнуванні вибухом масиву тріщинуватих гірських порід дробленню піддаються тільки ті його окремісті, розміри яких дорівнюють або перевищують половину відстані між зарядами.

Величина розкриття тріщин в породах, що розробляються на кар'єрах, досягає 5-20 мм, а їхня кількість між свердловинними зарядами діаметром 200-320 мм зазвичай більше двох. Таке розкриття забезпечує екранування хвиль напружень поблизу заряду. У цьому зв'язку дроблення найбільш віддалених окремістей відбувається за рахунок зіткнення, яке забезпечується квазістатичним тиском продуктів детонації [3, 4].

Вищенаведений аналіз літературних джерел свідчить про те, що ефективність вибухового руйнування природно порушених скельних масивів залежить насамперед від міцнісних і структурних характеристик гірських порід (параметрів тріщинуватості, просторового розміщення межі поділу порід різної міцності) та особливостей формування та поширення хвиль напружень в середовищі.

Мета роботи. Метою роботи є встановлення впливу швидкості поширення хвиль напружень в природно порушеному скельному масиві на об'єм руйнування гірських порід вибухом.

Матеріали і результати досліджень. Одним з головних параметрів, що характеризує фізичні властивості гірських порід, є швидкість поширення поздовжніх хвиль напружень в масиві. У зв'язку з цим можна припустити, що своєю інформативністю ця характеристика середовища зберігає і в порушених гірських породах.

Виходячи з даного припущення, в роботі [5] виконано дослідження по вивченню характеру зміни швидкості поширення поздовжньої хвилі напружень у непорушених і порушених гірських масивах. За результатами досліджень встановлено загальні закономірності зміни фізичних властивостей порушених гірських порід. Встановлено, що різке згасання параметрів хвиль напружень в сильнотріщинуватих неоднорідних порушених середовищах зі збільшенням кількості таких неоднорідностей і їх ширини виключає можливість обґрунтованого розрахунку процесу руйнування таких середовищ, виходячи з пружних хвильових процесів, так само як і розробку інженерних методів управління енергією вибуху з урахуванням параметрів хвиль. Однак це не виключає необхідності врахування хвиль напружень взагалі.

Для встановлення об'єму руйнувань порушених скельних порід вибухом для різних значень швидкостей поширення хвиль напружень в гірському масиві використовуємо рішення просторової задачі про поширення хвиль напружень, утворених при вибуху подовжених зарядів ВР [6]. Прийнято, що природно порушений скельний масив руйнується вибухом свердловинного заряду вибухової речовини

середньою щільністю заряджання 950 кг/м^3 і швидкістю детонації 3600 м/с . Діаметр заряду ВР – 200 мм . Свердловина має довжину 14 м .

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

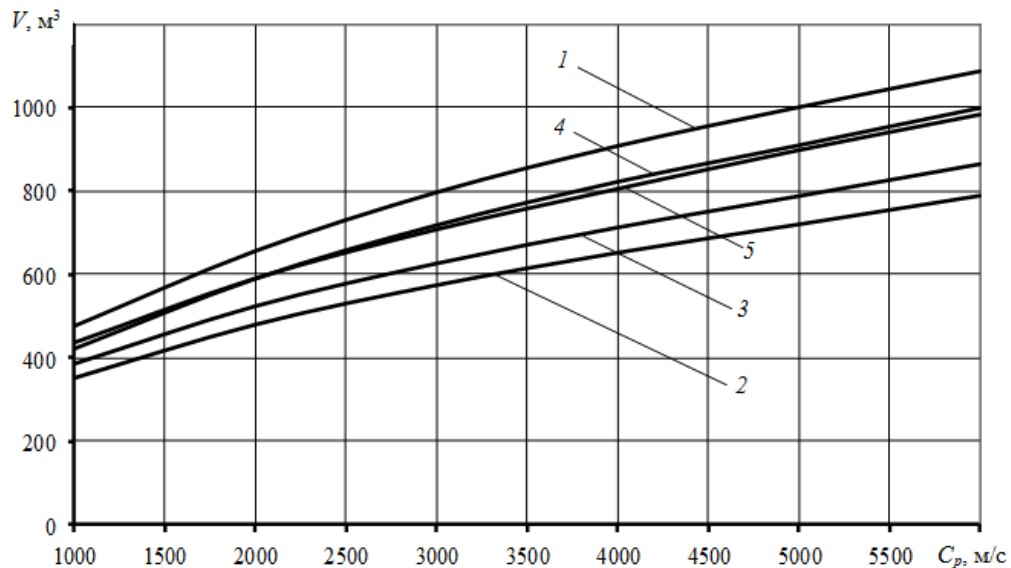


Рис. 1. Зміна об'єму руйнування масиву V залежно від середньої швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень C_p : 1 – сланець кварц-слюдистий; 2 – кварц магнетитовий; 3 – кварц кумінгтоніто-магнетитовий; 4 – сланець кварц-біотитовий; 5 – кварцит безрудний

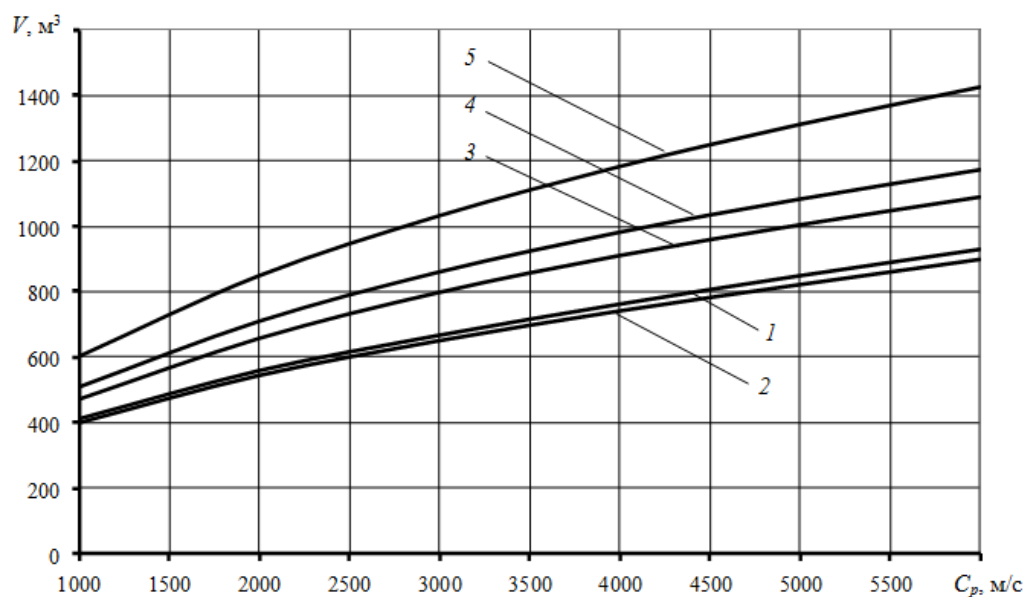


Рис. 2. Зміна об'єму руйнування масиву V залежно від середньої швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень C_p : 1 – плагіограніт, мігматит; 2 – амфіболіти; 3 – сланець вивітрилий; 4 – кварцит залістий вивітрилий; 5 – гранітоїди

Висновки. Таким чином, на основі наведених наукових досліджень встановлено, що зі збільшенням швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень в скельному масиві з 1000 м/с до 6000 м/с об'єм руйнувань середовища збільшується в 2,2...2,4 рази залежно від типу гірської породи. Зокрема, для магнетитового кварциту збільшення об'єму руйнування є найменшими (2,2 рази), а для гранітоїдів – найбільшими (2,4 рази).

При цьому відзначимо, що при значенні швидкості хвиль 1000 м/с діапазон зміни об'єму руйнування для досліджуваних гірських масивів становить 233,2 м³ (від 369,2 м³ для магнетитового кварциту до 602,4 м³ для гранітоїдів), а при швидкості 6000 м/с цей діапазон змін дорівнює 607,8 м³ (від 817,4 м³ для кварцу магнетитового до 1425,2 м³ для гранітоїдів).

Вищенаведені дослідження свідчать про те, що зі збільшенням швидкості поширення повздовжніх хвиль напружень в природно порушеному масиві (тобто наближення значення до паспортної швидкості хвиль у монолітному середовищі) збільшується об'єм їхнього руйнування.

Графічні залежності зміни об'єму руйнування від швидкостей поширення хвиль напружень для гірських порід різної міцності мають однаковий для одного типу застосовуваного ВР, змінюються лише чисельні значення об'ємів руйнування.

Бібліографічний список

1. Фролов О.О. Сучасний стан досліджень механізму руйнування тріщинуватих скельних гірських масивів вибухом / О. О. Фролов, В.Т. Моденко / II міжнародна науково-технічна інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», грудень 2017 р./ Державний вищий національний заклад «Криворізький національний університет.– м. Кривий Ріг: ДВНЗ «КНУ», 2017. – С. 17-18.
2. Турута Е.У. Разрушение трещиноватых горных пород взрывом при различных параметрах зарядов ВВ / Е.У. Турута, А.В. Бруякин // Взрывное дело, № 57/14. –М.: Недра, 1965, с. 82-90.
3. Вовк А.А. О двух составляющих поля напряжений вблизи заряда ВВ / А.А. Вовк, А.Г. Смирнов, Ю.А. Благодаренко // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых, 1976, № 6, с. 28-31.
4. Сеинов Н.П. О путях повышения механической работы взрыва / Н.П. Сеинов // Взрывное дело, № 73/30. – М.: Недра, 1974, с. 80-88.
5. Мосинец В. Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / В. Н. Мосинец, А. В. Абрамов. – М.: Недра, 1982. – 248 с.
6. Фролов О. О. Керування енергетичними потоками при вибуховому руйнуванні різноміцнісних масивів гірських порід на кар'єрах / Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.03. – К., 2014. – 369 с.

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

ВСТАНОВЛЕННЯ ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНИХ КРИТЕРІЇВ ОЦІНКИ ШАРОШЕЧНОГО БУРІННЯ НА КАР'ЄРАХ

Встановлено, що на кар'єрах спостерігаються великі економічні втрати через значне відставання існуючої практики у застосуванні наукових методів оптимізації процесів виробництва. Запропоновано в якості критеріїв оцінки техніко-економічних показників шарошечного буріння використовувати функціональні залежності стійкості доліт, швидкості буріння і питомі витрат на буріння від міцності гірських порід. Наведені формули для визначення техніко-економічних показників буріння дозволять в подальшому виконати процес оптимізації режиму буріння та бурової техніки.

It has been established that there are large economic losses in quarries due to a significant lag of the existing practice in the application of scientific methods for optimizing production processes. It is proposed to use functional dependences of the stability of bits, drilling rates and specific drilling costs on the strength of rocks as criteria for evaluating the technical and economic indicators of roller cone drilling. The above formulas for determining the technical and economic indicators of drilling will allow you to further perform the process of optimizing the drilling mode and drilling equipment.

Вступ. Вибір раціонального типу бурового обладнання для конкретних гірничо-геологічних умов застосування є однією з проблем відкритої розробки родовищ корисних копалин. На кар'єрах України переважає шарошечний спосіб, на частку якого припадає до 95% всього об'єму буріння. Для буріння свердловин використовуються різноманітні моделі бурових верстатів. Зокрема, верстати шарошечного буріння – СБШ-200 і СБШ-250 (Росія), Sandvik (Швеція), Atlas Copco (Швеція, США), Terex SKS (Великобританія, США) та ін. Верстати цих виробників виготовляються в різних модифікаціях, що визначає їх конструктивний вигляд і технологічні можливості.

Аналіз виробничих даних показує значні економічні втрати, що спостерігаються на кар'єрах через неврахування техніко-економічних методів оптимізації процесу виконання бурових робіт. Тому це визначає актуальність теми науково-технічних досліджень, особливо для виробничих умов кар'єрів, де реалізуються усі досягнення бурової техніки і технології.

Аналіз літературних джерел. Бурова техніка та технологія на кар'єрах представляють собою значну і складну систему. Її вивченню присвячена велика кількість досліджень, які спрямовані на вдосконалення бурового обладнання, інструментів і процесу буріння [1].

Ударно-обертальний спосіб найбільш поширений на кар'єрах будівельних матеріалів і має тенденцію до збільшення обсягів буріння в дуже міцних породах, при підвищених вимогах до крупності підірваної гірничої маси, а також в глибоких кар'єрах. На кар'єрах найміцніших залізистих кварцитів застосовують комбіновану технологію буріння: піонерні свердловини діаметром 160-170 мм проходять шарошечним або ударно-обертальним способом, а потім проводять термічне розширення котельної частини свердловин до діаметра 370-400 мм за допомогою вогняних верстатів [2].

Продуктивність верстатів шарошечного буріння СБШ-200 і СБШ-250 в 3-5 разів менше, ніж у бурових верстатів інших фірм. Більш висока продуктивність таких верстатів досягається перш за все за рахунок якості виготовлення, надійності, ефективності технічного обслуговування і експлуатації, застосування електронних систем управління і діагностики. Однак вони мають високу вартість в 3,5-4 рази більшу, вартості верстатів типу СБШ. Тому, на думку ряду фахівців, незважаючи на більш високу продуктивність і надійність в експлуатації закордонних машин (не менше ніж в 4-5 разів) в порівнянні з верстатами СБШ витрати на буріння 1 м³ порід будуть приблизно однаковими, а в деяких випадках і вищими. Тут підтверджується відоме положення про те, що підвищення надійності, а, отже, продуктивності, обладнання пов'язано, як правило, зі значними витратами і має раціональні економічні межі.

Також важливим аспектом бурової технології є встановлення і підтримання раціональних режимів буріння. Найбільш повно ця задача вирішується визначенням апріорних програм оптимального управління процесом буріння, що реалізуються бортовими системами автоматичного управління (САУ). Параметри режиму буріння (осьове навантаження на долото P , швидкість обертання долота ω) за допомогою САУ регулюються автоматично. Дослідженнями роботи САУ в [3, 4] встановлено, що перехід на автоматичне керування процесом буріння в порівнянні з ручним керуванням підвищує продуктивність бурових верстатів на 15-18%, знижує собівартість буріння на 10%, збільшує термін служби (стійкість) бурового інструменту. Такі результати досягаються при виборі шарошкових доліт відповідно до міцності порід. В іншому випадку економічні втрати САУ, як правило, не компенсують. Вибір типу долота здійснюється незалежно від САУ.

На практиці вибір типів доліт і режимів буріння для верстатів типу СБШ залежить від компетенції інженерного персоналу кар'єрів, досвіду машиністів бурових верстатів і здійснюється наближено ті орієнтуються на проектні та довідкові рекомендації. Періодично проводять порівняльні випробування за заводськими методиками, приймаючи рішення за двома показниками – стійкості доліт і швидкості буріння, що не є достатньою підставою без економічної оцінки. При виборі параметрів режиму буріння різниця між заводськими рекомендаціями (зазначеними в паспорті шарошкових доліт) і довідковими досягає 18-20% за максимальними осьовим навантаженням і 80% по швидкості обертання долота [3, 5, 6].

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

Метою роботи є аналіз техніко-економічних критеріїв оцінки шарошечного буріння на кар'єрах для встановлення найбільш раціонального типу бурового обладнання.

Матеріали і результати досліджень. Складовою частиною технології буріння є режим буріння, що включає в себе параметри, які можуть бути змінені оператором безпосередньо в процесі буріння. До них відносяться осьове навантаження на долото P , швидкість його обертання ω , а також витрата Q і тиск стисненого повітря, що підводиться до долота. Найважливішим у технології буріння є вибір типомоделі бурового інструменту відповідно до гірничо-геологічних умов буріння. У більш широкому сенсі поняття технології охоплює не тільки технічні дії, спрямовані на забезпечення оптимального функціонування засобів буріння (долота і верстата), але і методи проектування і розробки математичних моделей об'єктів з оптимізацією

процесів їх роботи за обґрунтованими критеріями. Таке розуміння технології відображає системний підхід і відповідає сучасним методологічним концепціям [7].

Для аналізу техніко-економічних показників шарошечного буріння в першу чергу необхідно мати функціональні залежності стійкості доліт, швидкості буріння і питомих витрат на буріння (S -критерій) від міцності гірських порід [1].

В результаті обробки значної кількості експериментальних даних встановлена функціональна залежність стійкості шарошкових доліт від коефіцієнта міцності порід, яка задовільно описується наступним рівнянням

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

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

В [1] зазначено, що теоретична залежність визначення залежності стійкості шарошкових доліт відповідає умовам ефективного руйнування порід шарошечним долотом тієї чи іншої конструкції.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Висновки. Розрахунки за вищенаведеними формулами для конкретних гірничо-геологічних умов родовища нададуть чисельні значення техніко-економічних показників шарошечного буріння, що дозволить в подальшому виконати процес оптимізації режиму буріння та бурової техніки. Таким чином, виконані дослідження вказують на складність процесу буріння свердловин і значну кількість факторів, що впливають на результати буріння.

Бібліографічний список

1. Выбор и рациональная эксплуатация буровых инструментов и станков на карьерах : монография / под общ. ред. В. Д. Буткина, А. В. Гилёва. – Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2010. – 236 с.
2. Викторов С. Д. Сдвигение и разрушение горных пород [Текст] / С. Д. Викторов, М. А. Иосиф, С. А. Гончаров; отв. ред. К. Н. Трубецкой. – М.: Наука, 2005. – 277 с.
3. Буткин В. Д. Проектирование режимных параметров автоматизированных станков шарошечного бурения [Текст] / В. Д. Буткин. – М.: Недра, 1979. – 208 с.
4. Буткин В. Д. Управление процессом бурения взрывных скважин. [Текст] / В. Д. Буткин // Развитие техники и технологии открытой угледобычи под ред. М. И. Щадова. – М.: Недра, 1987. – С. 145–153.
5. Буткин В. Д. Проектирование буровых долот для открытых, земляных и строительных работ [Текст] / В. Д. Буткин, А. В. Гилев [и др.]. – М.: МАКС Пресс, 2005. – 240 с.
6. Открытые горные работы [Текст]: справ. / К. Н. Трубецкой [и др.]. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
7. Сырцова Е. Д. Математические методы в планировании и управлении строительным производством [Текст] / Е. Д. Сырцова. – М.: Высш. шк., 1972. – 336 с.

УДК 622.323

Гайко Г.І., доктор технічних наук, професор кафедри геоінженерії КПІ імені Ігоря Сікорського

Живков О.П., кандидат технічних наук, доцент кафедри фізико-технічних засобів захисту інформації КПІ імені Ігоря Сікорського

Пиґа Л.М., аспірант кафедри геоінженерії КПІ імені Ігоря Сікорського

Камаралі Р.В., аспірант кафедри фізико-технічних засобів захисту інформації КПІ імені Ігоря Сікорського

РЕЗОНАТОР ГЕЛЬМГОЛЬЦА І РЕЗОНАНС ФАНО В ПРОЦЕСАХ НАФТОГАЗОВИДОБУВАННЯ

Розглядається нове застосування акустичних резонаторів Гельмгольца для процесів нафтогазовидобування, зокрема для видобутку метану газогідратів. Для ефективного хвильового збурення нафтогазових покладів рекомендується в конструкції резонатора використовувати генерацію високочастотних коливань типу «ротатор». Запропоновано використовувати цей тип коливань при проектуванні пристроїв для резонансного руйнування кольматанта нафтових колекторів чи клатратів газогідрату.

A new application of Helmholtz acoustic resonators for the processes of self-extraction, in particular for extraction of methane gas hydrates, is considered. For effective wave perturbation of oil and gas deposits, it is recommended in the construction of a resonator to use the generation of high-frequency oscillations of the rotator type. It is recommended to use this type of oscillation when designing devices for resonant destruction of oil reservoir colmatant or gas hydrate clathrates.

Вступ. Акустичні впливи на нафтові поклади та колектори руху флюїдів для інтенсифікації надходження вуглеводнів у свердловини успішно використовують у нафтогазовидобуванні [1,2]. Одним з найбільш перспективних напрямків розвитку цього напрямку є застосування акустичних резонаторів (зокрема, потокового резонатора Гельмгольца) [3], які здатні різко (в десятки й сотні разів) збільшити амплітуди стаціонарних коливань у разі збігання частоти коливань зовнішнього впливу із значеннями, характерними для даної системи. Зазвичай метою цих впливів у нафтогазовидобуванні є декольматація (очищення) колектору та збільшення рухливості флюїду в тріщинуватому гірському масиві. На думку авторів, резонатор Гельмгольца можна успішно застосовувати за новим призначенням – для дисоціації газогідратів (вивільнення метану з газогідратного клатрату), оскільки інтенсивні хвильові збурення газогідратного покладу призводять до коливального процесу збільшення й зменшення тиску, підвищення температури й можуть створити умови для фазового переходу газогідрату в газ і воду, причому швидкість дисоціації буде залежати від амплітуди коливань. Це відкриває нові перспективи застосування акустичних резонаторів і потребує аналізу їх роботи та вдосконалення конструкцій.

Аналіз літературних джерел. Для моделювання резонансу коливальних процесів можна розглядати об'єм резонатора Гельмгольца (РГ), властивості якого добре вивчені [4]. Зазвичай коливання повітря в шийці РГ представляють у вигляді механічного аналога – «вантаж на пружині» (рис. 1 а). З огляду на теорію подібності, зокрема на те, що акустичні (механічні) і електричні коливання описуються подібними диференціальними рівняннями [5], коливання в РГ можна представити також у вигляді коливань послідовного електричного контуру (рис. 1 б).

Мета полягає в обґрунтуванні ефективного хвильового збурення нафтогазових покладів шляхом використання генерації високочастотних коливань типу «ротатор» в конструкції резонатора Гельмгольца.

Матеріали і результати досліджень. Зазначені уявлення дозволяють досить точно обчислити резонансну частоту РГ, однак не пояснюють його властивостей як елементарної комірки акустичних метаматеріалів. В роботі [6] відзначається, що поряд з коливаннями типу «осцилятор» (протифазне коливання) в осередку метаматеріалу має тим чи іншим чином порушувати і коливання типу «ротатор» (синфазне). І такі коливання дійсно збуджуються при впливі на РГ потоку повітря [7]. У шийці РГ збуджуються так звані «вихори» (рис. 2), що представляють собою не що інше, як коливання типу «ротатор». У роботі [8] відзначається можливість збудження РГ подібними вихровими коливаннями, однак спроби встановити будь-які аналітичні співвідношення між частотами і амплітудами власних коливань РГ і збуджуючих коливань «ротаторів» не проводились.

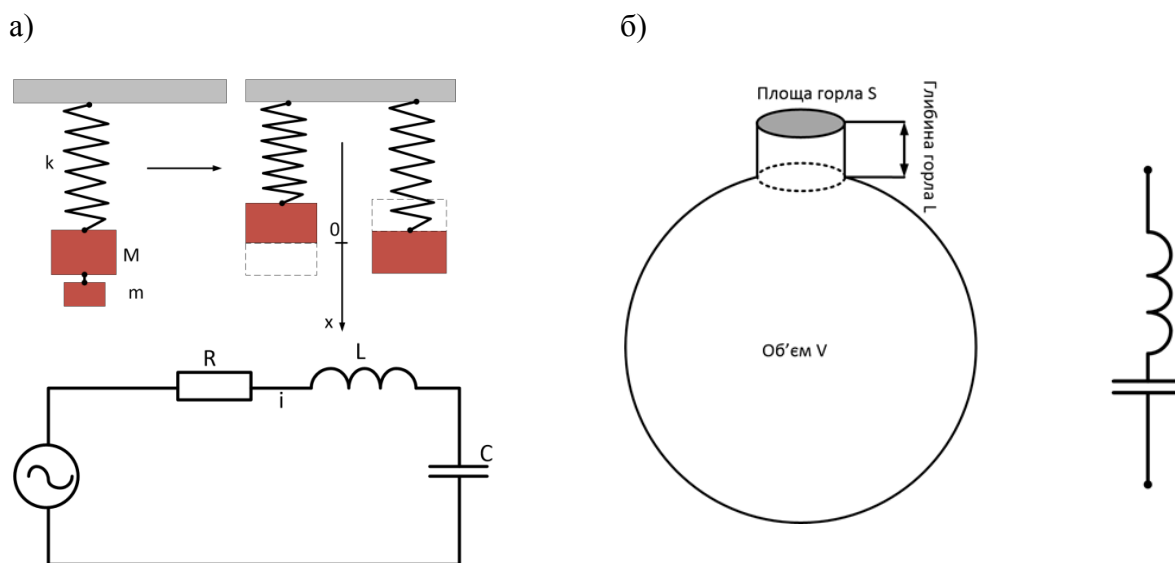


Рис. 1. Аналогії коливань у шийці резонатора Гельмгольца.

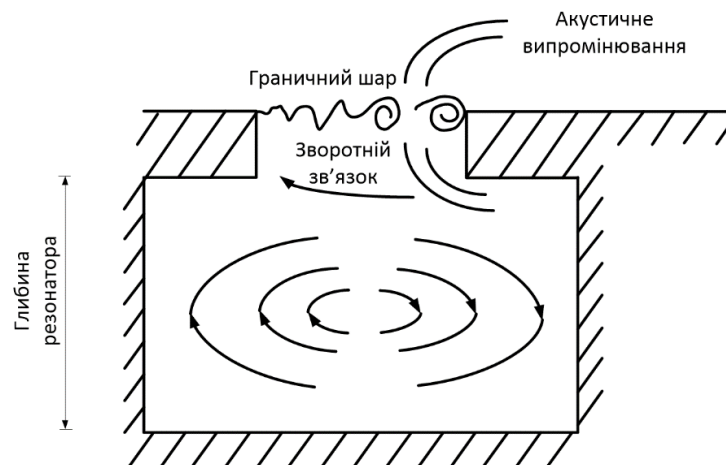


Рис. 2. «Вихори» в шийці резонатора Гельмгольца, збуджені потоком повітря в граничному шарі.

Тим часом подібні взаємодії двох коливань різного типу в межах одного й того ж об'єкту є предметом сучасних досліджень процесів в оптиці та мікрохвильовій техніці, які відносять до класу коливань типу «резонансу Фано» (РФ) [9]. Основні характерні особливості РФ – несиметрична резонансна крива, наявність різного типу коливань або хвильових процесів, наявність двох незалежних шляхів передачі енергії, наявність так званої «точки Фано», при якій досягається повне поглинання переданої зі входу на вихід енергії («нуль» передачі або «нескінченне» згасання).

У цьому випадку, як зазначається в [10], еквівалентна схема РГ, що збуджується потоком, може бути представлена не у вигляді послідовного коливального резонатора (як показано на рис. 1 б), а у вигляді мостової схеми (рис. 3), в якій паралельні плечі описують коливання типу «ротатор» (синфазні), а схрещені – коливання типу «осцилятор» (протифазні).

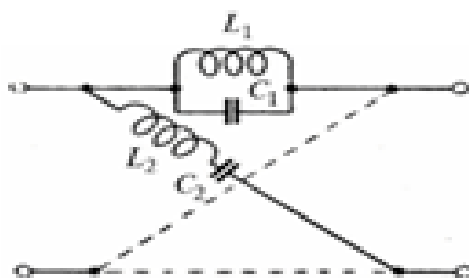


Рис. 3. Мостова схема заміщення збуреного потоком повітря резонатора Гельмгольца.

Істотною особливістю РФ є порушення резонансів різного типу з різною добротністю. Саме в цьому випадку виникає «точка Фано», при якій здійснюється повне поглинання енергії сигналу, а в нашому випадку – інтенсивне збурення нафтогазовмісних об'ємів породного масиву, що ефективно «руйнує» кольматацийні перегородки (або газогідратні клатрати). Зазначимо, що подібне руйнівне резонансне коливання будівельних конструкцій стало широко відоме під ім'ям «Tacoma Narrows Bridge» (руйнування будівельної конструкції вантового мосту потоком вітру) [11].

За версією авторів, для ефективного хвильового збурення нафтогазових покладів можна в конструкції резонатора використовувати генерацію високочастотних коливань типу «ротатор». Слід зазначити, що добротність коливань в об'ємі збуреного пласта може змінюватись з відстанню через втрати в «механічних перегородках». З огляду на правомірність аналогії механічних і електричних моделей, скористаємося попередніми теоретичними напрацюваннями [10] і розглянемо два резонанси, добротність яких відрізняється в 50 разів, а рівень збудження «ротатора» по відношенню до осцилятора – у три рази. На рис. 4-а представлені амплітудно-частотні характеристики трьох коливань: «зелена» крива - це резонанс збуджуючих коливань (ротатор), «червона пунктирна» - власних коливань РГ, «синя» крива, що має яскраво виражену несиметричну форму РФ з практично нескінченним (- 70 дБ) загасанням в точці відносного розладу $F_{\text{отн}} = -3$ (точка Фано) – характеристика сумарного процесу, що виникає в збудженому об'ємі. Саме на цій частоті й буде здійснюватися максимально ефективно поглинання енергії та відбуватися очікуване руйнування кольматанта. Слід зазначити, що при збігу резонансних частот збуджуючого коливання («зелена» крива) і власних коливань РГ (коливань збудженого об'єму) – «червона пунктирна» крива)

рівень сумарних коливань на цій частоті може бути нижчим від рівня кожного з вихідних коливань (рис. 4 б).

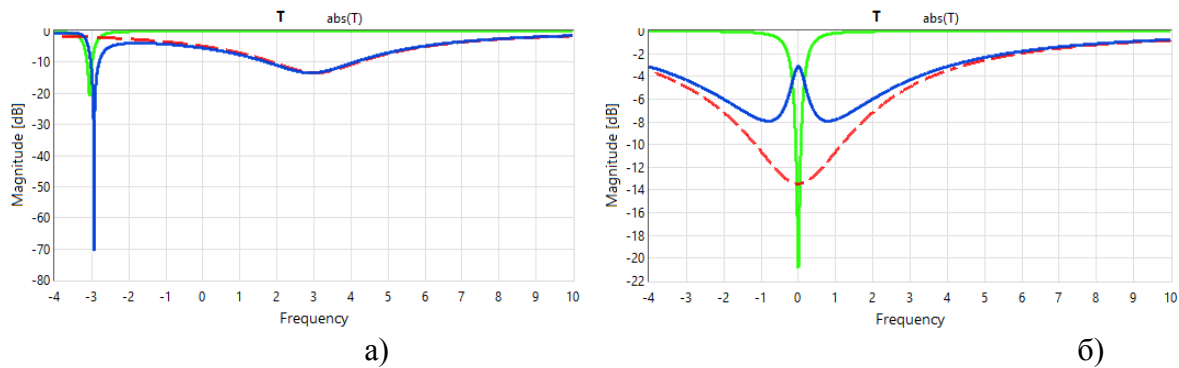


Рис. 4. Коливання в збуреному об'ємі при розладі частот власних коливань резонатора та збуджуючих коливань (а) та співпадіння цих коливань за частотою (б).

Висновки. Таким чином при проектуванні пристроїв для резонансного руйнування кольматанта нафтових колекторів чи клатратів газогідрату, резонансні параметри яких можуть відрізнятися, слід передбачити можливість збурення коливань типу «ротатор» з амплітудою та частотою, обґрунтованими в роботі [10]. Потужний потенціал резонансних коливальних систем мусить стати складовою нових хвильових технологій нафтогазовидобування.

Література.

1. Кузнецов О.Л. Физические основы вибрационного и акустического воздействия на нефтегазовые пласты / О.Л. Кузнецов, Э.М. Симкин, Дж. Чилингар – Москва: Мир, 2001. – 260 с.
2. Білецький В.С. Історія та перспективи нафтогазовидобування / В.С. Білецький, Г.І. Гайко, В.М. Орловський – Львів: «Новий світ-2000», 2019. – 302 с.
3. RU 2544200. Способ и устройство для генерирования волнового поля на забое нагнетательной скважины с автоматической настройкой резонансного режима генерации/ А.А. Абдрашитов, С.Я. Коханова, Я.И. Кравцов, Е.А. Марфин. МПК E21B 43/25. Опубл. 20.07.2014.
4. Formulas of Acoustics Editors: Mechel, F.P. (Ed.) Springer, 2008.
5. W. Mason. Electromechanical Transducers Wave Filters. 1943.
6. М. Е. Ilchenko and А. Р. Zhivkov, “Areas of degeneration oscillations in metamaterial cells,” in 2017 International Conference on Information and Telecommunication Technologies and Radio Electronics (UkrMiCo), 2017, pp. 1–4.
7. F. Ghanadi, M. Arjomandi, B. Cassolato, A. Zander Interaction of a flow-excited Helmholtz resonator with a grazing turbulent boundary layer. Experimental Thermal and Fluid Science 58 (2014), pp. 80-92.
8. Пимштейн В.Г. Аэроакустические взаимодействия в турбулентных струях: Учебное пособие. – Москва: ФИЗМАТЛИТ, 2010. – 84 с.
9. E. Kamenetskii, A. Sadreev, A. Miroschnichenko. Fano Resonances in Optics and Microwaves. Springer, 2018.
10. М. Ilchenko, L. Uryvsky, L. Globa. Advances in Information and Communication Technologies. Springer, 2019
11. [https://en.wikipedia.org/wiki/Tacoma_Narrows_Bridge_\(1940\)](https://en.wikipedia.org/wiki/Tacoma_Narrows_Bridge_(1940)).

А. М. Шукюров, аспірант НТУУ «КПІ» ім. І. Сікорського. Ю. І. Войтенко, д.т.н. Український державний геологорозвідувальний інститут

ПРО ФІЗИЧНІ ПРИНЦИПИ ДЛЯ ПРОЕКТУВАННЯ БОЙОВИКІВ СВЕРДЛОВИННИХ ЗАРЯДІВ

В роботі розглянуто методи управління потоками енергії при підриванні зарядів вибухових речовин і основні чинники, які впливають на передачу детонації від активного до пасивного заряду. Намічено напрямки подальшого вдосконалення конструкцій бойовиків.

We consider methods of controlling energy flows in the blasting of explosives and the main factors affecting the transmission of detonation from active to passive charge. Directions of further improvement of the designs of militants are outlined.

Вступ.

Сучасні досягнення в галузі фізики вибуху та його дії в твердих деформованих середовищах, зокрема в гірських породах (ГП), дозволяють сформулювати наступні основні методи управління потоками енергії при підриванні зарядів вибухових речовин (ВР):

- зміна швидкості виділення енергії в осередку вибуху;
- зміна величини питомої енергії на контакті ВР – ГП і напрямку передачі енергії в масив;
- кумуляція частини енергії вибухового перетворення в осередку вибуху і спрямування її в потрібному напрямку;
- коротко-сповільнене підривання розосереджених частин свердловинних зарядів і груп зарядів.

Управління потоками енергії дозволяє успішно вирішувати основні виробничі задачі: забезпечення рівномірного дробіння, зменшення величини перебуру тощо. Однією з найважливіших задач при веденні вибухових робіт в гірничому виробництві є забезпечення стабільності і повноти детонації свердловинних зарядів. Воно досягається, як правило, застосуванням проміжних бойовиків.

Мета даної роботи – аналіз сучасних найбільш суттєвих досягнень в області збудження детонації пасивного заряду активним проміжним бойовиком (ПБ).

Аналіз досліджень і публікацій. Сформульовані (принципи) методи управління потоками енергії носять загальний характер і стосуються зарядів різної геометричної конфігурації. В даній роботі увагу буде приділено переважно задачам фізики вибуху зарядів, близьких до зосереджених. Такі заряди використовують в якості проміжних бойовиків (ПБ) для стабілізації детонаційного процесу свердловинних зарядів (сумішевих ВР), в окремих випадках – для дробіння негабаритних фракцій, а деякі конструкції зарядів спрямованої дії, зокрема кумулятивні – для ведення спеціальних вибухових робіт в геологорозвідувальній та нафтогазовидобувній промисловості, в будівельній справі, інколи – в металургії та військовій справі [1- 8].

Величина енергії вибуху, швидкість її виділення та швидкість її передачі на гірську породу визначаються наступними чинниками:

- швидкість детонації та питома теплота вибуху;
- розмір радіального зазору між стінками заряду та свердловини;
- акустичні та енергетичні властивості речовини, яка заповнює радіальний зазор і контактує з активним зарядом (ПБ);

- розмір забійки та фізико-механічні властивості її матеріалу [1- 5].

Матеріали і результати досліджень. У разі використання заряду ВР в якості ПБ можливі два сценарії розвитку детонаційного процесу: режим недостисненої або перестисненої детонації основного заряду. На думку авторів роботи [2] не має особливого значення, який із вказаних режимів буде реалізований у свердловинному заряді, тому що довжина ділянки виходу детонації на стаціонарний режим приблизно однакова. Проте, з точки зору механічної дії ПБ та частини основного заряду, який знаходиться біля нього, реалізація режиму перестисненої детонації ВР у міцних породах, які складаються із високомодульних мінералів, має перевагу.

Ця перевага заключається в тому, що у разі режиму перестисненої детонації основного свердловинного заряду біля ПБ ($D \sim 3,5 - 7$ км/с) разом з детонацією ПБ ($D \sim 5,0 - 7$ км/с) реалізується посилена ударно-хвильова дія на породу, яка призводить не лише до утворення радіальних тріщин, а й до утворення мікродефектів в породах з високо модульними мінералами (кварц та ін.) на відстанях до $(\sim 30 - 60)r_3$ (r_3 – радіус зосередженого заряду [3]). Тобто, за межами радіальних тріщин. Періодичне ослаблення монолітних і мало тріщинуватих міцних порід мікро- і макротріщинами за межами радіальних тріщин разом з дією сусідніх зарядів призводить до покращення ступеня дробіння та зменшення виходу негабаритних фракцій. В режимі недостисненої детонації частина ВР свердловинного заряду детонує із швидкістю $< 3500...4000$ м/с, що з позицій сучасної фізики детонації і механіки вибухового руйнування вважається високошвидкісним горінням з відповідними наслідками для руйнування гірської породи (зменшення кількості радіальних тріщин, відсутність зони перед руйнування порід тощо). Щодо впливу геометричних параметрів і форми ПБ, то на думку авторів роботи [2] оптимальною формою ПБ є зрізаний конус з кутами конусності в сторону пасивного заряду від 15° до 45° , що сприяє концентрації імпульсу хвилі детонації вздовж його осі. Необхідно зауважити, що результат щодо впливу кінчної форми ПБ на стабільність детонації основного свердловинного заряду не зовсім очевидний. Згідно сучасним уявленням для стабільності детонації вибухового матеріалу мають значення два параметри: енергія, яку виділяє ПБ та її перевищення критичної мінімальної енергії ініціюючого імпульсу

$$e_{\min}^* = \int_0^{\tau} p_1 u_1 dt,$$

де τ, p_1, u_1 - повний час дії, тиск і швидкість поверхні прикладення початкового імпульсу в ПБ; критичне значення площі плями прикладення початкового імпульсу s_{cr} [4].

Тиск і швидкість поверхні на контакті ПБ – ВР або накладний заряд – гірська порода залежать від енергетичних характеристик вибухівки. Величина τ , крім того залежить від швидкості бокових і поздовжньої хвиль розвантаження c_s . Очевидно, що чим більші габарити ПБ при одному й тому ж значенні c_s , тим більше значення τ й величина плями прикладення початкового імпульсу.

Залежність критичних параметрів ініціюючої ударної хвилі (ІУХ) від діаметра плями d_c носить характер близький до гіперболічного $\left(\approx \frac{1}{d_i} \right)$ (див. рис. 8.16 [4]).

Тобто, при значеннях, більших деякого критичного d_i не так важливо яка форма активної частини ПБ (конус, сфера, парабола тощо), а важливо, які параметри ударно-хвильової дії ПБ і його поперечний розмір. При цьому на кривій $u_i^*(d_i)$ ($u_i^*(d_i)$ – масова швидкість за фронтом ініціюючої ударної хвилі, d_i – діаметр плями прикладення початкового імпульсу) є дві критичні точки d_{i1} і d_{i2} . Величина $d_{i1} \sim 2 d_{cr}$ (d_{cr} – критичний діаметр ВР в ПБ); d_{i2} визначається за умови, що при $d_i/d_{cr} > 8...10$, $u_i^* = u_{lim}^*$ (u_{lim}^* - мінімальна масова швидкість в ІУХ). При $d_i \geq d_{i2}$ критичні параметри

ініціюючої ударної хвилі мало залежать від розміру ПБ. Фактично $d_{i2} \sim (8...10) d_{cr}$. Виходячи з цих даних та фізичних міркувань оптимальною формою ПБ, який може реалізувати режим перестисненої детонації, є зрізаний конус, повернутий більшою основою в сторону пасивного заряду (рис. 1). Можливо, що деяке значення має форма основи конуса. Вона може бути криволінійною і співпадати з формою фронту детонаційної хвилі.

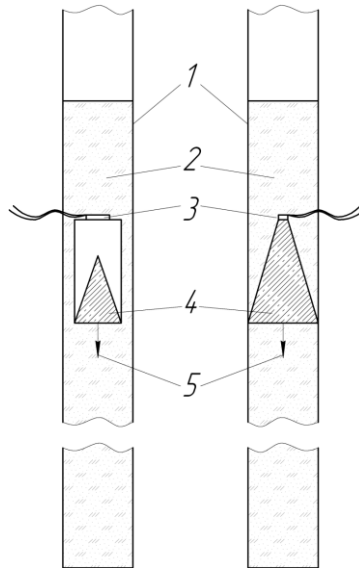


Рис.1. Зіставлення проміжних детонаторів по «активній» масі: а - свердловинний заряд з «ідеальним» циліндричним бойовиком; б - заряд з конічним бойовиком. 1 - свердловина; 2 - свердловинний заряд; 3 - капсуль-детонатор; 4 - проміжний бойовик; 5 - напрямок детонації свердловинного заряду.

Цей висновок було перевірено в експериментах з накладними конічними та циліндричними зарядами, які встановлювались на пластини – свідках [5].

Основним результатом експериментів з зарядами гексогену флегматизованого (ГФ) та суміші аміачна селітра (АС) – нітрометан (НМ) (85% - 15% мас.) показаним на рис. 1 є те, що найбільшу ефективність мають конічні заряди, розташовані більшою основою на мішені. Тобто в сторону пасивного заряду. Це підтверджує викладені вище оцінки.

Виходячи з отриманих оцінок, діаметр верхньої грані ПБ з АС-НМ у вигляді зрізаного конуса – 12 – 15мм, нижньої грані – 50 – 70мм. Для випадку ГФ – відповідно 3 – 4мм та 15 – 20мм.

Перевагою ПБ, в яких використовують ВР місцевого приготування є безпека робіт, тому що низькочутливі компоненти ВР (аміачна селітра, нітрометан, алюміній тощо) транспортуються окремо [2]. Посилити дію конічного чи циліндро-конічного заряду можна не лише рецептурою (складом) ВР, але й його конструкцією. Тиск детонаційної хвилі на виході з заряду та масову швидкість матеріалу в мішені (ВР або гірська порода) можна змінювати за допомогою двохшарової конструкції заряду та різних видів кумуляції енергії вибуху. Кумулятивні течії якісно і кількісно можна характеризувати на основі фундаментальної енергетичної ознаки за допомогою безрозмірного коефіцієнта кумуляції $k = \frac{\varepsilon - \varepsilon_m}{\varepsilon_m}$, де ε - максимальна питома енергія у

фокусі руху; ε_m - середня питома енергія. За допомогою спеціальних схем кумуляції енергії в роботі [6] при розльоті плазми в повітря при нормальних умовах отримана швидкість ударної хвилі 43 км/с (число Маха 120) і температура 10^5 К°. Коефіцієнт кумуляції 300. Унікальність таких параметрів підкреслює порівняння їх із звичайним кумулятивним зарядом, коефіцієнт кумуляції якого не перевищує 2...4 [7]. Коефіцієнт кумуляції трубчастого, або газокумулятивного заряду також не перевищує кількох одиниць [5]. І тим не менше конструкції зарядів на їх основі успішно використовують в якості каналних бойовиків [8]. Цей короткий аналіз показує, що можливості вдосконалення конструкцій зарядів для використання їх в якості ПБ і забезпечення стабільності детонації ВР у свердловині далеко не вичерпані.

Висновок. Найбільш ефективними конструкціями ПБ, які використовують у виробництві є ті, які відповідають критеріям простоти, економічності, безпеки робіт і надійності детонації пасивного (свердловинного) заряду. Це прості за формою конструкції з використанням ВР місцевого приготування і каналні ПБ. Перспективними є конструкції, в яких будуть використані кумулятивні ефекти з підвищеним коефіцієнтом кумуляції.

Література

1. Войтенко Ю.І. Про енергоємність руйнування гірських порід та шляхи її зменшення / Ю.І. Войтенко, А.М. Шукюров // Вісник НТУУ «КПІ» Серія «Гірництво» - 2016. – Вип. 31. – С. 11 – 24.
2. Закусило Р.В. Влияние конической формы промежуточных детонаторов на их инициирующую способность/ Р.В Закусило. В.Р Закусило // Вісник НТУУ «КПІ» Серія «Гірництво» - 2017. – Вип. 32. – С. 27 – 33.
3. Кочанов А.Н. Волновое предразрушение монолитных горных пород при взрыве/ А.Н.Кочанов, В.Н. Одинцов // Физ.- техн. пробл. разработки полез. ископаемых. – 2016. - №6. – С. 38 – 48.
4. Физика взрыва /под ред. Л.П. Орленко.- Изд. 3-е, испр. – в 2. т. Т.2 – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2004. – 656 с.
5. Войтенко Ю.І. Ефективність зарядів різних конструкцій при деформуванні та руйнуванні металевих перепон/ Ю.І. Войтенко, В.Г. Кравець, А.М. Шукюров та ін. // ВІСНИК ЖДТУ. - 2018. - № 1 (81). – С. 223-231.
6. Войтенко А. Е. Газодинамические методы кумуляции энергии и применение взрыва в физических экспериментах: автореферат дис. ... доктора физ.-мат. наук: 01.02.05 / Войтенко Анатолий Емельянович; Московский университет. – М.: 1977, 24с.
7. Voitenko Yu. I. New Functional Materials in Mechanical Engineering and Geology/ Y.I. Voitenko, R.V. Zakusylo, A.T. Wojewodka, P.A. Gontar, M.M. Gerlich, O.G. Drachuk // Cent. Eur. J. Energ. Mater.– 2019. - 16(1). – С. 135-149
8. Комащенко В.И. Повышение эффективности взрывной отбойки на основе новых способов инициирования скважинных зарядов на карьерах /В.И. Комащенко, В.И. Голик, В.А. Белин, А.Л. Гапоненко. // <https://cyberleninka.ru/article/n/povyshenie-effektivnosti-vzryvnoy-otboyki>.

УДК 622:662.221.4

Бойко В.В., д.т.н, проф.

*Науково-дослідна лабораторія з проблем сейсмічної безпеки технологічних вибухів
Інститут гідромеханіки Національної академії наук України*

Кравець В.Г., д.т.н, проф., Ган А.Л., к.т.н., доц., Вапнічна В.В., к.т.н., доц.,
Ган О.В., інженер.

*Національний технічний університет України «Київський політехнічний
інституту ім. Ігоря Сікорського»*

ЗМІНА ПОРИСТОСТІ ТА УТРИМУЮЧОЇ ЗДАТНОСТІ АМІАЧНОЇ СЕЛІТРИ ПІД ВПЛИВОМ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ОПРОМІНЕННЯ

Анотація

Приведені мікроскопічні дослідження по зменшенню пористості аміачної селітри. Встановлено відсотковий склад нереалізованої пористості аміачної селітри, покращення утримуючої здатності аміачної селітри відносно рідкого палива. Експериментально отримано залежність утримуючої здатності від часу обробки її ультразвуком для щільної та пористої аміачної селітри, виявлено зміну пористості АС під впливом ультразвуку.

Annotation

Microscopic studies on reducing the porosity of ammonium nitrate are presented. The percentage composition of the unpolished porosity of ammonium nitrate has been established, and the ammonium nitrate retaining capacity for liquid fuel has been improved. The dependence of the retaining ability on the time of processing by ultrasound for dense and porous ammonium nitrate has been experimentally obtained, the change in the porosity of the AN under the influence of ultrasound has been detected.

Вступ

В Україні аміачна селітра (АС) широко використовується в гранульованих ВР як речовина безпечна та ефективна при видобутку корисних копалин. Значною перевагою вибухових речовин (ВР) на основі АС є їх дешевизна. Вони не містять індивідуальних ВР і характеризуються високою енергією вибуху. Така сумішева ВР отримала назву ігданітів. Основним недоліком ігданітів є поступове стікання з поверхні гранул рідкого палива. Через деякий час після змішування дизельного палива і аміачної селітри, вміст рідкого компонента знижується на 30–70 %, оскільки паливо стікає в нижню частину свердловини (шпура), що може призвести до зниження ефективності вибуху або до повної відсутності детонації. Забезпечення тривалої утримуючої здатності для створення стабільної системи надасть можливість подальшого застосування даного класу ВР як при видобутку корисних копалин, так і для ущільнення нестійких просадних ґрунтів у будівництві.

Аналіз літературних джерел

Практика використання безтритилових ВР на основі аміачної селітри має широке застосування як при видобутку корисних копалин [1] так і при ущільненні нестійких просадних лесових ґрунтів в умовах міської забудови [2]. Дослідження по зменшенню пористості АС в роботі [3] автором було виявлено що при тривалій дії ультразвуку починають руйнуватись самі гранули. Для підвищення утримуючої здатності в роботі [4] автором була запропонована технологія термо-вакуум-імпульсного просочення аміачної селітри дизельним паливом, що збільшує утримуючу здатність АС різних марок за рахунок видалення повітря і водяного пару з дрібних капілярів, за рахунок цього збільшується питома поверхня АС і зусилля абсорбційних зв'язків з необхідною кількістю ДП на збільшення активної поверхні АС. Процес сушіння АС дозволяє збільшити активну

площу поверхні через збільшення кількості капілярів АС, що призводить до видалення вологи і збільшення вбираючої здатності гранул.

В роботі [5] автори пропонують перед змішуванням аміачної селітри з дизельним паливом оброблювати гранули АС розчином ортофосфорної кислоти, що підвищує її пористість при подальшому нагріванні до 60–65 °С з одночасним змішуванням гарячої АС з дизельним паливом, після чого суміш охолоджується. Значна кількість досліджень присвячена виготовленню та вдосконаленню вибухових речовин, але вплив ультразвукового випромінювання на утримуючу здатність аміачної селітри з дизельним паливом розглянутий недостатньо.

Мета роботи

Зменшення пористості аміачної селітри. Мікроскопічні дослідження які допоможуть встановити відсотковий склад нереалізованої пористості аміачної селітри, покращити утримуючу здатність аміачної селітри відносно рідкого палива. Експериментально отримати залежність утримуючої здатності від часу обробки її ультразвуком для щільної та пористої аміачної селітри, вивчити зміну пористості АС під впливом ультразвуку.

Матеріали і результати досліджень

Покладена мета вирішується тим, що встановлено вплив ультразвукового випромінювання на показники пористості АС та досліджено ефект від ультразвукового випромінювання на утримуючу здатність аміачної селітри відносно дизельного палива. Мікроскопічні дослідження зовнішньої та внутрішньої структури сколу гранул аміачної селітри виконано в Інституті надтвердих матеріалів імені В.Н. Бакуля завдяки застосуванню мікроскопу METAM P-1 та відеокамери Digital КОСОМ, що дозволило спостерігати на дисплеї комп'ютеру при збільшенні у 176, 360 та 900 разів об'єкт, що підлягає дослідженню [3]. Дослідження утримуючої здатності відносно дизельного палива проводили за найбільш поширеною в країні методикою визначення залишку рідкого пального (зокрема, ДП) в суміші з АС під дією сил тяжіння – статичний метод.

Дослідження проводилися в наступній послідовності: спочатку пробу АС масою 100 г засипали в склянку ємність 600 см³. ДП масою 20 г наливали в хімічний стакан і переносили в склянку з аміачною селітрою таким чином, щоб рідина рівномірно змочила всі гранули. Для цього аміачну селітру і дизельне паливо ретельно перемішували. Просочення гранул ДП тривало протягом 20 хв, після чого суміш розміщували на сито і не вбране гранулами дизельне паливо вільно стікало з сита протягом 1 доби [3].

Утримуючу здатність аміачної селітри після обробки її ультразвуком досліджували аналогічним чином.

Джерелом акустичного випромінювання є ультразвуковий генератор УЗГ5-1,6/22.

Аміачна селітра (нітрат амонію) NH₄NO₃ має молекулярну масу 80,043. Тіло гранули являє собою полікристалічну структуру білого кольору, яка вміщує в собі 60 % кисню, 35 % азоту і 5 % гідрогену. Відкриті пори складають 3-8 %. Проте ця пористість залишається не реалізованою.

Гранули АС без дизельного палива, оброблені УЗ хвилями, на поверхні мають гладку поверхню, яка обумовлене тим, що за рахунок тертя між гранулами селітри відбувається відділення часток від гранул, які слабо з'єднані з гранулою.

За результатами експериментальних досліджень було побудовано залежності утримуючої здатності АС від часу її обробки ультразвуком відносно дизельного палива (рис. 1).

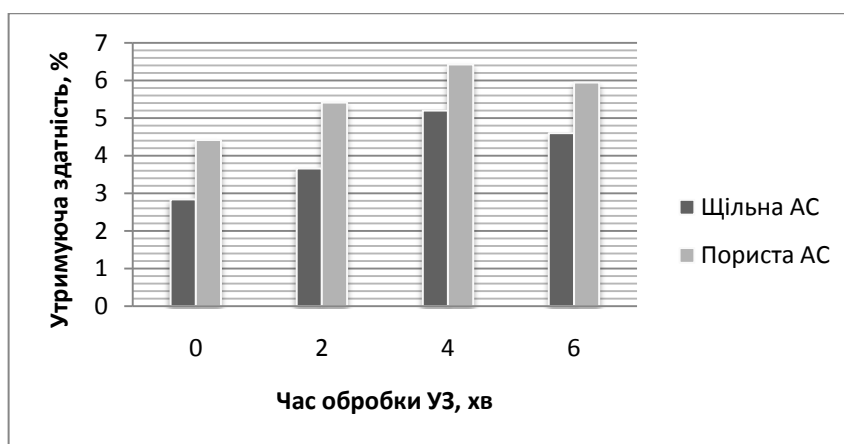


Рис. 1 - Аналіз впливу ультразвукової обробки на утримуючу здатність щільної та пористої АС відносно ДП

Досить низькі показники має утримуюча здатність щільної та пористої аміачної селітри без ультразвукової обробки: для щільної АС – 2,84 %, для пористої АС – 4,416 %, що значно менше від необхідної кількості, (становить 5,5–6 % дизельного палива в капілярах). Після ультразвукової обробки значення утримуючої здатності для щільної АС після 2 хвилин обробки становить 3,66 % та після 6 хвилин обробки становить – 4,6 %, найбільш оптимальне значення утримуючої здатності для щільної АС після 4 хвилин обробки, що становить 5,2 %. Для пористої АС утримуюча здатність після обробки її протягом 2, 4, 6 хвилин становить відповідно: 5,415 %, 6,424 %, 5,944 % [3].

Аналіз експериментальних досліджень свідчить про те, що обробка АС ультразвуком дозволяє суттєво збільшити її утримуючу здатність. Водночас ці результати мають нелінійний характер. Тобто, на першому етапі при збільшенні часу обробки ультразвуком до 4 хвилин утримуюча здатність АС збільшується і становить максимум. Подальше збільшення часу обробки АС ультразвуком призводить до зменшення її утримуючої здатності. Ця закономірність спостерігається як для пористої, так і для щільної АС.

Зниження утримуючої здатності АС при обробці її ультразвуком протягом понад 4 хвилин можна пояснити тим, що при тривалій дії ультразвуку починають руйнуватися самі гранули, що призводить до збільшення щільності самої АС, а відповідно, зменшення її активної поверхні.

Результати мікроскопічних досліджень зразків аміачної селітри, не обробленої ультразвуком (без дизельного палива), показали, що значення відкритої пористості для щільної селітри більша на 4,3 % і для пористої селітри більша на 6 %, ніж для селітри, обробленої ультразвуком (табл. 1).

Таблиця 1 - Результати досліджень пористості аміачної селітри

Селітра	Повна пористість, %	Відкрита пористість, %	Закрита пористість, %
Гранульована (щільна) АС	51	7,575	43,425
Пориста АС	50,5	7,14	43,36
Гранульована (щільна) АС після ультразвукової обробки	51	7,26	43,74
Пориста АС після ультразвукової обробки	50	6,73	43,27

Вплив ультразвукових хвиль на оброблювану аміачну селітру супроводжується наступними ефектами: інтенсифікуються процеси перенесення маси, підвищується температура оброблюваного матеріалу, розподіл тиску і щільності за обсягом пресування стає більш рівномірним через зниження пристінного тертя, а за рахунок тертя між

гранулами селітри відбувається руйнування гранул, але досягається більш висока щільність аміачної селітри.

Пористість АС обробленої ультразвуком більша на 4,3 % для щільної селітри і на 6 % для пористої селітри порівняно з селітрою обробленою ультразвуком. Встановлено, що при впливі ультразвукового випромінювання на аміачну селітру протягом 4 хвилин спостерігається її максимальна утримуюча здатність. Це зумовлено тим, що частина гранул руйнується, збільшується активна площа, яка утримує дизельне паливо.

Висновки

1. Гранули АС без дизельного палива, оброблені УЗ хвилями, на поверхні мають гладку поверхню, це обумовлене тим, що за рахунок тертя між гранулами селітри відбувається відділення часток від гранул, які слабо з'єднані з гранулою.

2. Відкрита пористість для зразків аміачної селітри, не обробленої ультразвуком (без дизельного палива), для щільної селітри більша на 4,3 % і для пористої селітри більша на 6 %, ніж для селітри, обробленої ультразвуком. Вплив ультразвукових хвиль на оброблювану аміачну селітру супроводжується наступними ефектами: інтенсифікуються процеси переносу ваги, підвищується температура оброблюваного матеріалу, відбувається розподіл тиску і щільності за обсягом пресування стає більш рівномірним через зниження пристінного тертя.

3. За рахунок тертя між гранулами селітри відбувається руйнування гранул, але досягається більш щільна упаковка і, відповідно, більш висока щільність аміачної селітри.

4. Після ультразвукової обробки значення утримуючої здатності для щільної АС після 2 хвилин обробки становить 3,66 % (збільшується на 28,8 % в порівнянні з початковою) та після 6 хвилин обробки становить – 4,6 % (збільшується на 62 % в порівнянні з початковою), що також не задовольняє вимогам фізичної стабільності даної простої вибухової речовини АС/ДП. Найбільш оптимальними значеннями утримуючої здатності для щільної АС після 4 хвилин обробки, є 5,2% (збільшується на 83,1 %). Для пористої АС утримуюча здатність після обробки її протягом 2, 4, 6 хвилин становить відповідно: 5,415 %, 6,424 %, 5,944 % (утримуюча здатність збільшується на 22,62 %, 45,5 %, 34,6 % відповідно).

БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Бойко В.В., Кузьменко А.О., Чала О.М., Хлевнюк Т.В., Хлевнюк Д.В. Дія вибуху розосередженого заряду в скельних ґрунтах — Вісник Житомирського державного технологічного університету. Серія : Технічні науки. – Житомир. – 2013. – № 1 (79). – С. 153–159.

2. Бойко В.В. Ган А.Л. Ган О.В. Ущільнення просядкових ґрунтів вдосконаленими зарядами малої щільності — Збірник наукових праць Національного гірничого університету. – 2018. – № 55 – С. 152–161.

3. Ган А.Л., Вапнічна В.В., Васильчук О.С. Вплив ультразвукового опромінення на утримуючу здатність аміачної селітри — ВІСНИК Житомирського державного технологічного університету. Серія: Технічні науки. – № 2 (80). – 2018. – С. 181–188.

4. Игнатьева С.Ю., Базотов В.Я., Мадякин В.Ф. и др. Изучение удерживающей способности аммиачной селитрой дизельного топлива — Вестник технологического университета. – 2016. – № 5 – С. 52–55.

5. Пат. 106118 Україна, МПК С06В31/28, F42D3/04. Спосіб виготовлення гранульованих вибухових сумішей для пневматичного заряджання із аміачної селітри і рідкого палива / В.П. Купрін, О.В. Купрін, М.І. Іщенко, М.В. Савченко, І.Л. Коваленко. – № u 2015 13112 ; заявл. 30.12.2015 ; опубл. 11.04.2016, Бюл. № 7.

Shevchuk N.A. Ph.D., Associate Professor, National Technical University of Ukraine «Igor Sikorsky Kyiv Polytechnic Institute»

EXTRACTION AND UTILIZATION OF COAL MINES METHANE IN UKRAINE

The factors are analysed that have influence to the efficiency of coal mines methane utilization in order to provide the degasation of the mining outputs. It is determined the necessity of creating the favorable conditions for attracting investors, as well as the development and adoption of a number of laws. This will reduce the emergency modes in the mines. The development of the methane industry is an opportunity in providing of the energy independence in Ukraine.

Проаналізовано фактори, які впливають на ефективність використання шахтного метану з метою дегазації шахтних виробок. Визначено необхідність створення сприятливих умов для залучення інвесторів, а також розроблення та прийняття ряду законів. Це дозволить зменшити аварійні режими на шахтах. Розвиток метанової індустрії - це можливість забезпечення енергетичної незалежності України.

Introduction

Today, the extraction of methane is very relevant for Ukraine. The need to develop new, more efficient ways of producing energy carriers and replenish raw materials has become particularly relevant in the context of the energy crisis of Ukraine, which every year more and more leads to serious social and financial and economic consequences. Extraction of methane from mine workings will solve the problem of degassing and ensure the safe development of deposits, as well as provide the country with a valuable energy source.

The analysis of researches and publications.

This problem is very important for Ukraine, it is devoted to a number of scientific publications and research works. A lot of research is carried out to ensure the safety of operation of mines, the integrated development of mineral resources and environmental protection. The study was conducted by scientists from the USA, Canada, Great Britain, Australia, Germany, Poland and Ukrainian scientists Konarev V.V., Bulat A.F., Boyko V.A., Karp V.N. and many others [1,2,3].

The purpose of this work

Analysis of the prospects for the efficiency of mining of methane using for the purpose of degassing of mining virobok and procuring energy independence of Ukraine.

Materials and research results

The topic is relevant at the current stage of development of energy, since today there is practically no methane industry in Ukraine, and in the structure of greenhouse gas emissions, methane occupies about 35%. In the process of coal mining, methane emissions account for 80% of all methane emissions in the energy sector of Ukraine.

From the resources of coal mine methane Ukraine ranks fourth in the world. According to the latest data, it is 12 trillion m³, which is 3-3.5 times higher than natural gas reserves. According to the estimations of Ukrainian experts (in particular, IGTМ NAS of Ukraine), the resources of methane sorbed in coal seams with a thickness of more than 0,3 m, which lie at a depth of 500-1800 m, make 1400 ... 2500 billion m³. Extraction and utilization of methane from coal deposits will largely satisfy the needs of energy carriers. Currently, Ukraine annually consumes about 75 billion m³ of natural gas, of which only about 18 billion cubic meters of gas are produced in the country itself. There are 102 state mines in Ukraine, but only 33 mines are outside the ATO zone. Today degassing exists on most mines in Ukraine. Of the total amount of methane produced, 80 million m³ of cubic meters of waste are utilized, which is only 4% of the total gas output. And this is almost 4-5 times lower than European indicators. The main obstacles to such use are the inadequate concentration of shaft gas, the inaccessibility of the gas pipeline in the immediate vicinity of the mine [4].

In general, in order to address the obstacles that arise before the development of the methane industry, the most important thing is to engage in state support, create favorable conditions for foreign investors, and develop and adopt a number of laws. Adoption of such methane extraction and utilization projects will reduce emergency regimes and accidents in mines, which in turn will reduce the cost of extraction and increase the productivity of the mine. The development of the methane industry is the opportunity to obtain additional fuel for Ukrainian consumers, and the chance to reduce Ukraine's dependence on imported fuels.

The process of degassing, through which mine gas is extracted, was originally developed to improve the safety of coal mines. The ratification of the Kyoto Protocol has led to an increased interest in the problem of mine gas utilization and today it is one of the most effective methods to overcome the energy and economic crisis in Ukraine.

The development of the methane industry will reduce the cost of the budget by:

- reduction of financing for the payment of insurance compensations to victims, as a result of an accident at the mines;
- reduction of natural gas import volumes;
- sale of alternative fuels and raw materials;
- reduction of expenses for purchase of energy resources for communal needs;
- creation of new jobs.

Conclusions

The development of such an industry requires the attraction of investment. One of the possible solutions may be the following scheme: an investor pays funds for the modernization or replacement of equipment for the extraction and utilization of methane from the mine, thus obtaining electric and thermal energy, which is realized at the mine to meet its needs. The emission reduction units are sold in accordance with the Kyoto Protocol mechanisms, and the revenue is distributed in accordance with the concluded agreements. Today in Ukraine there are real preconditions and certain developments for the practical solution of the problem of coal mine methane extraction and utilization.

References

1. Konarev V.V. Methane of coal deposits - time to take them seriously / VV Konarev // Coal of Ukraine. - 2000. - No. 2. - P. 3 - 7.
2. Bulat A.F. Directions of energy technological processing of methane of coal deposits / AF Bulat, I.F. Chemeris // Geotechnical mechanics: intercity. Sat scientific tr // IGTM NAS of Ukraine. - D., 2005. - Issue 32. - P. 67 - 74.
3. Extraction of coal mine methane and environmental protection / S.V. Kuzar, I.D. Drozник, Yu.S. Kaftan [and other] // Coal of Ukraine. - 2005. - No. 6. - P. 13 - 15.
4. Vovk O.O., Pechak O.O., Sidorenko N.A. Impact of Ukraine's Mining Complex on the state of the environment // Visnyk NAU 2008 №1 p. 131-134.

М.Ю. Мусихін, студ., Л.В. Діхтяренко, студ., Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ПЕРСПЕКТИВНІСТЬ ЗАСТОСУВАННЯ ДВОРІВНЕВОГО МЕТОДУ БУДІВНИЦТВА ЛІНІЙ МЕТРОПОЛІТЕНУ

Представлена технологія та особливості спорудження дворівневого методу будівництва лінії метрополітену у порівнянні з однорівневим. Встановлені головні переваги двоярусної лінії метрополітену (інтеграція станцій в тунельний простір, посадкових платформ, вентиляційних шахт та інших допоміжних приміщень в простір тунелю) та зазначені її недоліки.

The technology and features of construction of a two-level method of construction of the metro line in comparison with one-level are presented. The main advantages of the two-tier line of the underground (integration of stations into tunnel space, landing platforms, ventilation mines and other auxiliary premises into the tunnel space) are established and its defects are indicated.

Вступ. До 90-х років минулого століття у багатьох країнах світу проектування нових ліній метрополітену в цілому відповідало типовій конфігурації з двома перегінними тунелями. Вважалося, що таку лінію легше побудувати. Однак, як показує практичний досвід, крім основних геометричних обмежень, два перегінних тунелі явно дорожче одного [1]. Також слід зазначити, що прохідницький комплекс з діаметром, достатнім для розміщення в ньому двох залізничних колій на різних рівнях (зовнішній діаметр близько 9,5 м), може добре контролюватися при будівництві. У передових країнах звичайний традиційний метод будівництва тунелю метрополітену в даний час практично не використовується через ризики, пов'язані з безпекою для будівельників і суміжними конструкціями, які не є повністю контрольованими.

Мета роботи. Метою роботи є доведення переваг дворівневого методу будівництва метрополітену у порівнянні з традиційним однорівневим.

Матеріали і результати досліджень. Аналіз закордонної науково-технічної літератури показав, що після багаторазового використання прохідницьких комплексів великого діаметра для будівництва двоколієних транзитних тунелів європейськими інженерами було прийнято рішення помістити станції в тунель, трохи збільшивши його діаметр [2, 3]. Ця революційна концепція була застосована в Барселоні в тунелі довжиною 28 км з використанням щита діаметром 12 м Della Valle 2003 [2]. Це свого роду завод з будівництва тунелів. Він може проходити тунель і встановлювати опорні стіни зі швидкістю близько 100 метрів в тиждень (рис. 1) [3].

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

Що стосується тунелів, то вони проходять досить глибоко, нижче решти інфраструктури. Це означає, що вони можуть проходити в основному куди завгодно, не порушуючи існуючі структури і легко досягати станцій, де б вони не були побудовані. Така технологія забезпечує більшу гнучкість в розташуванні станцій, тому міські планувальники можуть зосередитися на обслуговуванні населення вздовж лінії,

забезпечуючи адекватні перевезення і оптимізуючи лінію, щоб зменшити трафік на інших перевантажених лініях метро.

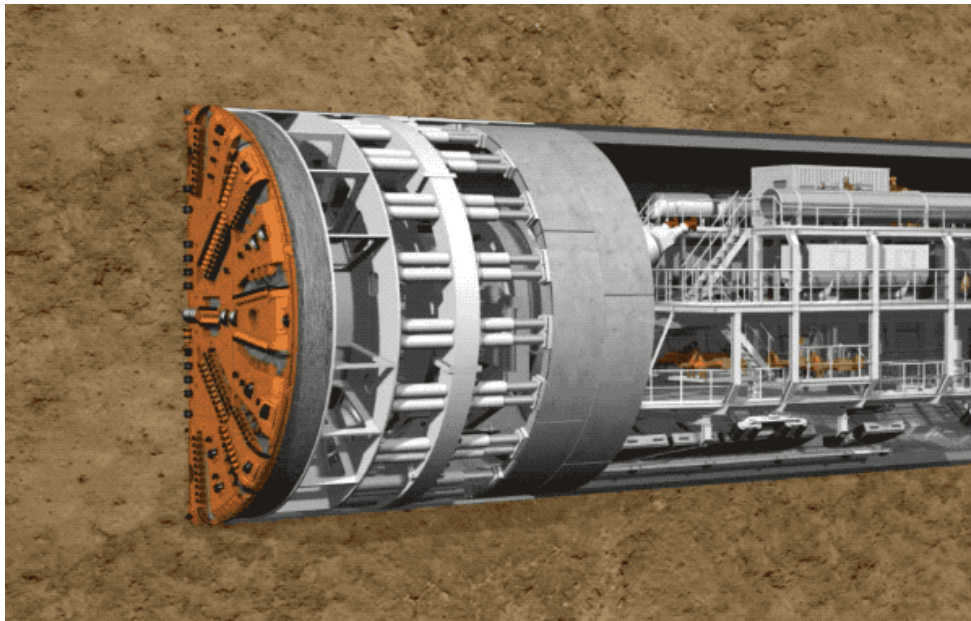


Рис. 1. Тунельний прохідницький комплекс

Тунельні ділянки будівництва приймаються у двокільному виконанні діаметром вчорні 11,6 м (як у Мадриді, Іспанія) або 12,5 м (як у Єкатеринбурзі, Росія) [4]. При цьому в цьому ж перерізі облаштовуються бічні посадочні платформи, на перегонах потяги рухаються в одному рівні, переходячи в різні рівні в зонах станцій (рис. 2, 3). На саму платформу залишається близько шести метрів. Такий підхід також сильно економить час, адже будівельникам не доведеться витратити його на спорудження класичної величезної платформи, з боків яких йдуть шляхи.

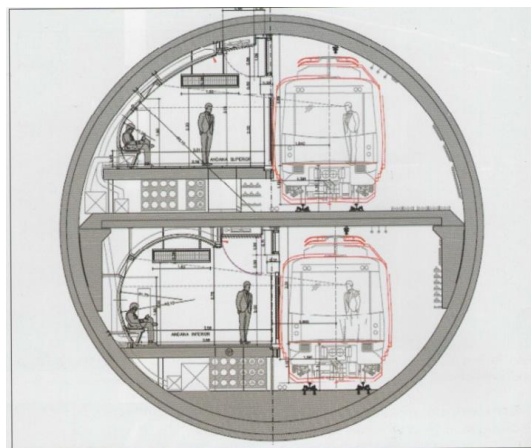


Рис. 2. Типовий переріз дворівневої станції

При спорудженні тунелів використовується високоточна обробка. Кільце обробки складається з восьми блоків. Поздовжні зв'язки між блоками забезпечуються за допомогою шпильок. Жорстка основа шляху виконується як з блоків заводського виконання, так і заливкою безпосередньо в тунелі (рис. 4).



Рис. 3. Дворівневий тунель метрополітену



Рис. 4. Будівництво дворівневого тунелю

Будівництво станцій метрополітену для двох тунелів зазвичай заважає руху автотранспорту та пішоходів і вимагає значних витрат на будівництво, спеціальної технології і поетапного виконання проекту. Це збільшує тривалість будівництва через обмеженість робочого простору.

Оскільки посадкова платформа станції інтегрована в тунель, то інші підземні роботи обмежені тільки котлованами доступу і короткими сполучними тунелями. Тому конфігурація станції може бути розроблена з урахуванням критеріїв і вимог, що пред'являються на транспорті щодо вентиляції та пожежної безпеки. Кожна зі станцій метро складається з вхідної конструкції і вентиляційних шахт (рис. 5). Вони також служать запасними виходами. Будівництво виконуються на одній стороні вулиці без шкоди для руху транспорту і комунікацій. Шахти доступу можуть бути обладнані ліфтами великої вантажопідйомності і аварійними сходами. Ліфти можуть бути синхронізовані з прибуттям поїзда, щоб мінімізувати час очікування. Кількість ліфтів варіюється в залежності від очікуваної кількості пасажирів.

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

можливості і наявності фінансування вже ввести в експлуатацію станції і в інших місцях.



Рис. 5. Конструкція станції дворівневої лінії метрополітену

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

На рівні землі вплив будівництва станцій невеликий – в основному тільки круглі 25-метрові ями. Тому їх можна будувати в місцях, обмежених щільною міською забудовою (рис. 6).



Рис. 6. Будівництво станції дворівневої лінії метрополітену

Виходячи з досліджень, проведених автором роботи [5], тривалість будівництва явно менше для варіанту з одним тунелем. Також устрій платформи може бути завершено відразу після проходження щита. Ці дослідження показують, що розрахункова вартість будівництва для одного двоярусного тунелю явно нижче.

Хоча наявність станцій глибоко під землею це відмінний спосіб уникнути роботи з усією інфраструктурою, яка вже є в місті, але це також означає, що пасажиром необхідно пройти досить далеко, щоб дістатися до метро. Навіть із швидкими ліфтами це може зайняти час. Тому станції повинні бути побудовані як можна ближче до поверхні, щоб мінімізувати час, необхідний для того, щоб дістатися до поїзда.

Відповідно, завдяки єдиному доступу область, яка знаходиться в межах пішої досяжності, менше в порівнянні з двома точками доступу, по одній на кожному кінці станції як на однорівневих лініях метрополітену. Знову ж таки, якщо станції менш глибокі, доступ дешевше побудувати.

Висновки. За результатами порівняння двох методів тунелювання (двох однарусних перегінних тунелів та одного дворівневого) встановлено, що головною перевагою двоярусного тунелю є інтеграція станцій, посадкових платформ, вентиляційних шахт та інших допоміжних приміщень в простір тунелю. Це дозволяє:

- спростити процес проектування;
- знизити терміни будівництва;
- значно зменшити об'єми будівельних робіт;
- отримати значну економію витрат при будівництві метрополітену в порівнянні з традиційним способом;
- значно зменшити порушення земної поверхні і обмеження автомобільного і пішохідного руху.

При проектуванні та будівництві продовження Сирецько-Печерської лінії метрополітену доцільність застосування дворівневого способу будівництва повинна обґрунтовуватися технологічною та техніко-економічною доцільністю.

Бібліографічний список

1. Della Valle, N. 2003, "The New Line 9 of Barcelona Metro." Rapid Excavation and Tunneling Conference 2003, New Orleans, LA, June 16–18, pp. 1280–1293.
2. Herrenknecht, M. and Bäßler, K. 2008, Tunnel Boring Machine Development. "North American Tunneling Conference 2008," San Francisco, June 8–11, 2008, pp.52–57.
3. <http://www.cat-bus.com/2017/10/barcelonas-line-9-inspiring-montreals-pink-line>.
4. <http://asmetro.ru/news/current/--/id/2648>
5. Verya Nasri, «Single bore solution for transit tunnels». Tunneling & Underground construction, Vol. 4, N. 3, September 2010, pp. 26-31

Д.А. Зуй, студент, А.Л. Ган, к.т.н., доц.
Національний технічний університет України
«Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ СТІЙКОСТІ СХИЛІВ ЗА ДОПОМОГОЮ АНКЕРУВАННЯ ТА ГРУНТОЦЕМЕНТНИХ ПАЛЬ В УМОВАХ ЩІЛЬНОЇ МІСЬКОЇ ЗАБУДОВИ

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

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

Спорудження підпірних стін потребує здійснення додаткових підготовчих будівельних робіт, таких як розробка котловану або траншеї з використанням великогабаритної техніки та виділенням значної території. Альтернативним способом забезпечення стійкості схилів є анкерування ґрунтових основ, який не вимагає додаткових підготовчих робіт. Існують наступні основні способи анкерування основ: за допомогою буро-ін'єкційних палів або застосування технології jet grouting (струменева цементация).

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

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

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

Для даної конструкції довжина анкера обов'язково повинна перебільшувати (з запасом) відстань зумовлену площиною сксування (рис. 1)

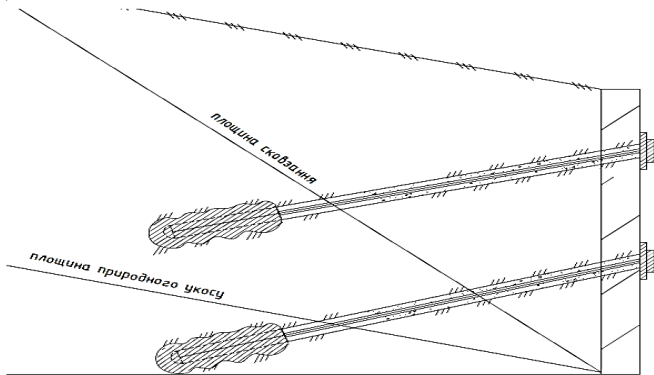


Рис. 1. Розрахункова схема анкерування

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

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

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

Технологія jet grouting (струменева цементація) полягає у використанні кінетичної енергії струменя цементного розчину, яка спрямовується на руйнування і перемішування ґрунту в масиві без створення в ньому надлишкового тиску (рис. 2).

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

В наступному етапі насосом високого тиску подається водоцементний розчин під тиском 450-500 атм. За рахунок цього перекривається канал зрошення і відкриваються 2 отвори, в яких встановлені сопла діаметром 0.8–3.0 см. Повільно обертаючи (оберти в

межах 10–25 об/хв) і висовуючи бурову колону, відбувається розрізування і перемішування ґрунту з цементним розчином за рахунок високої кінетичної енергії. Виготовлені за цією технологією палі можуть додатково армуватися.



Рис. 2. Технологія jet grouting

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

Переваги технології:

- висока швидкість спорудження ґрунтоцементних паль;
- можливість роботи в обмежених умовах – в підвальних приміщеннях, поблизу існуючих будівель і т. д. В цьому випадку на об'єкті встановлюється тільки малогабаритна бурова установка, а весь ін'єкційний комплекс розташовується на більш зручному віддаленому майданчику;
- армування каркасом арматури;
- відсутність ударних навантажень, так як на відміну від забивання залізобетонних паль пристрій ґрунтоцементних паль не супроводжується негативним ударним впливом на фундаменти близько розташованих будівель і споруд.

Область застосування ґрунтоцементних паль:

JET палі мають широкий спектр застосування не тільки для спорудження укріплюючих споруд на схилах:

- пристрій одиночних палювих фундаментів;
- пристрій стрічкових фундаментів і суцільних фундаментних плит з взаємо пересічних ґрунтоцементних паль;

- спорудження підпірних стін для підвищення стійкості схилів і укосів;
- закріплення слабких і обводнених ґрунтів навколо споруджуваних поземних міських споруд—колодязів, колекторів, тунелів;
- спорудження протифільтраційних завіс.

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

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

Відомості про авторів

Зуй Дарія Анатоліївна – студентка, Інститут енергозбереження та енергоменеджменту Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського», V курс, гр. ОС-81мп.

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

Наукові інтереси:

– геотехнічне і міське підземне будівництво.

Тел.: +38(095)-471-74-33

E-mail: dariia.zui@outlook.com

ANALYSIS OF THE TECHNOLOGICAL SCHEME FOR THE PROCESSING OF BASALTIC SEEDS

D.I. Andriychuk, V.V. Vapnichna (National Technical University of Ukraine «Igor Sikorsky Kyiv Polytechnic Institute»)

З розвитком ресурсномістких технологій все більшу важливість набувають проблеми раціонального природокористування. Йдеться про досить повне використання видобутих природних ресурсів і, відповідно, зменшення кількості їх споживання, забезпечення відновлення, а також повне використання відходів виробництва.

Ключові слова: *гранулометричний склад, просіювання, частота дроблення, конусна інерційна дробарка.*

With the development of resource-intensive technologies, environmental management problems are becoming increasingly important. It implies a fairly full use of the extracted natural resources and, accordingly, a decrease in the amount of their consumption, ensuring recovery, as well as the full use of production wastes.

Keywords: *granulometric composition, screening, frequency of crushing, tapered inertial crusher.*

Introduction. One of the main modern trends in the development of world industry is the desire to maximize the use of waste in any industry. The mining and concentrating industry in general, as well as extraction and processing of basalt rubble, in particular, is no exception. The main waste in the extraction and processing of basalt rubble is the withdrawal (size class -5 + 0 mm). Its storage for decades has led to the formation of huge man-made deposits that pollute the soil, sources of fresh water and air. To date, the withdrawal of basalt rubble was used mainly for ornamental purposes, and not received a wide industrial application, mainly because of its low cost. However, the profitability of recycling of basalt rubble gravel can be significantly increased. In several areas of the construction industry, the basalt rubble removed can successfully replace sand as a material with better performance properties.

Analysis of research and publications. Company "Transstroy" [1] Three technological schemes were proposed, aimed at obtaining cube-shaped crushed stone of different quality: - To reduce the content of bark grains up to 15 %, a technological scheme, consisting of a receiving hopper with a feeder, a special cone crusher operating in a closed cycle with vibrating gravity, is proposed. To reduce the content of bark beetles to 10-12 %, the crushing and sorting plant includes a feeding bin feeder, two parallel working crushers (special taper and impact) and vibrating screen.

If the content of the grains of the lamellar (swallow) and needle shapes in the finished product should be reduced to 5-7 %, then it is possible to recommend a scheme that includes two successively working crushers: a special taper and impact action. There are also technologies for obtaining cube-shaped crushed stone based on the use of Titan D crushers [2]. The purpose of these technologies is to obtain a cubic rubble with a crush less than 7 %. The advantages of this technology is that it allows:

- to establish production of cuboid gravel (the percentage of grains of the lamellar and needle form is from 2 to 7 %);
- increase durability of structures 2-3 times when using cubic rubble in the production of concrete structures and asphalt coatings;
- to reduce the cost of abrasive materials in the production of asphalt concrete by 30 %;
- reduce the time and labor costs of laying asphalt concrete coatings up to 50 %;
- Ensure the production of cobweave aggregate with a low content of dust particles (about 1 %).

Disadvantages of this scheme are:

- high metal capacity, the installation of three stages of crushing requires more additional equipment;
- high load on the crusher Titan D in the third stage of crushing.

Purpose and tasks. The purpose of the work is to systematize the calculation methods, in relation to the improvement of technologies for the recycling of basaltic gravel withdrawals.

Research results. It is known that from the withdrawal of basalt rubble is obtained artificial sand, which exceeds the natural sand in terms of strength of indicators by 3-4 times. To do this, you should use a tapered inertia crusher with the control of the frequency of oscillations of the moving cone, with the previous sifting, and also with precise mixing of the material by fractions.

It is rational to apply a preliminary sifting for the class allocation of -0.16 mm, since it can not serve as a filler for fine-grained concrete.

DSTU B V.2.7-32-95[3] regulates the permissible limits of the change in granulometric composition of fillers for fine-grained concrete.

According to the existing method, the average output granulometric composition of basaltic gravel withdrawal was determined. The size of the material ($-5 + 2.5$ mm) was determined, in which the requirements of DSTU B V.2.7-32-95 [3] were violated.

The second operation will be checking sifting with the allocation of two classes of size $-5 + 2.5$ mm and $-2.5 + 0.16$ mm. And the third operation will be crushing the upper product ($-5 + 2.5$ mm).

Dodging was carried out at three frequencies of the oscillations of the mobile cone of 35, 50, 60 Hz cone inertial crusher KID-300. The final granulometric composition was compared in accordance with the requirements of DSTU B V.2.7-32-95 [3] on building sands, and it was found that the optimum fragmentation frequency is 50 Hz.

It remains to evaluate the change in the shape of the grains at different frequency variations of the moving cone KID-300 and over time, simulating the process of natural sealing by means of vibration. The optimum frequency of fragmentation was adopted at a frequency of 50 Hz.

Conclusions. The structural feature of the conical inertial crushers is the destruction of the layer, therefore, in addition to the deformations of the compression of the grain of the material subjected to landslide deformations. As a result, the aggregates of the material grains on the surfaces of cleavage occur, which causes not only mechanical damage, but also the breakdown of chemical bonds. It turns out mechanoactive artificial sand, using which as a filler for fine-grained concrete in 1,5 times increases the speed of preparation of concrete mix, confirming the study [4].

References

1. Yumashev V.M.. Manufacture of crushed stone. Technology and equipment for the production of crushed stone of narrow fractions of a cuboidal form / V.M. Yumashev, F.V. Panfilov // Construction techniques and technologies. 2002, No. 4, p. 21-23.
2. CJSC "New Technologies" [Electronic resource] - Access mode: <http://www.drobilka.ru>.
3. DSTU B V.2.7-32-95. Dense natural sand for building materials, products, structures and works. Specifications. - Instead of DSTU B V.2.7-32-95; Introduction 01/01/1996: Publishing of Standards, 1995.- 2 p.
4. M.O. Bachinskiy (2018), *Udoskonalennya malovidkhodnoyi tekhnolohiyi vydobutku shchebenevoyi syrovyny*, Dyss. of magistranta, spec. 184 *Girnyctvo*, Kyi'v, 111 p.

Дужникова Екатерина Валерьевна, докторант, Карагандинский государственный технический университет

Кряжева Татьяна Владимировна, кандидат геолого-минералогических наук, доцент, Карагандинский государственный технический университет

Зуевская Наталья Валериевна, доктор технических наук, профессор, Национальный технический университет Украины «Киевский политехнический институт им. Игоря Сикорского»

МИНЕРАЛОГИЯ КОКТАСЖАЛЬСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

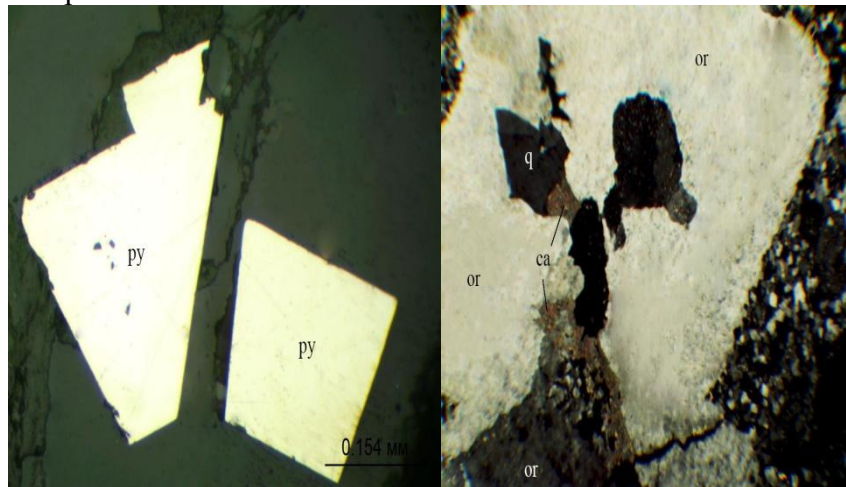
Анотація. У доповіді викладені проміжні результати досліджень проб Коктасжальського рудного поля. Було досліджено 10 проб кам'яного матеріалу з найбільш перспективних ділянок. Основними мінералами є пірит і халькопірит.

Abstract. The report outlines the interim results of studies of samples Koktaszhalskogo ore field. 10 samples of stone material from the most promising areas were examined. The main minerals are pyrite and chalcopyrite.

В прогнозно-поисковых исследованиях наиболее важную роль играет промышленная идентификация исследуемого объекта со всеми исходными параметрами оруденения. Это формы нахождения и содержания полезных компонентов, ценные и вредные примеси руд, определяющие качество и полноту извлечения добываемого минерального сырья. Исследование проб каменного материала Коктасжальского рудного поля поможет типизировать руды, построить предварительную минералогическую модель участков оруденения.

На начальной стадии исследования были изучены 10 проб керн. По проведенным лабораторным исследованиям керн были получены следующие результаты.

Проба №1. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, магнетитом. Пирит присутствует в виде идиоморфных, гипидиоморфных зёрен, размером от 0.01x0.02 до 0.2x0.5мм (рисунок 1). В ассоциации с пиритом в виде мелких гипидиоморфных включений встречается халькопирит. Размер зёрен не превышает 0.03x0.05мм. Магнетит образует самостоятельные изометричные зёрна в нерудной массе. Содержание минералов в аншлифе: пирит 7%, халькопирит менее 1% , магнетит 1%, нерудные минералы 92%.



а

б

Рисунок 1 а) увеличение в 20 раз, ашлиф с анализатором; б) увеличение в 5 раз, шлиф с анализатором

Проба №2. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, магнетитом. Пирит присутствует в виде идиоморфных, гипидиоморфных зёрен, размером от тысячных долей мм до 2.0х3.0мм. В ассоциации с пиритом в виде мелких (0.01х0.02мм) гипидиоморфных включений встречается халькопирит. Магнетит образует самостоятельные изометричные зёрна в нерудной массе, размер которых изменяется от тысячных долей до 0.03х0.04мм. В пирите в единичных знаках наблюдаются ксеноморфные зёрна гидроокислов железа (гётит, лимонит) (рисунок 2). Содержание минералов в ашлифе: пирит 5%, халькопирит менее 1% , магнетит 1%, нерудные минералы 93%.

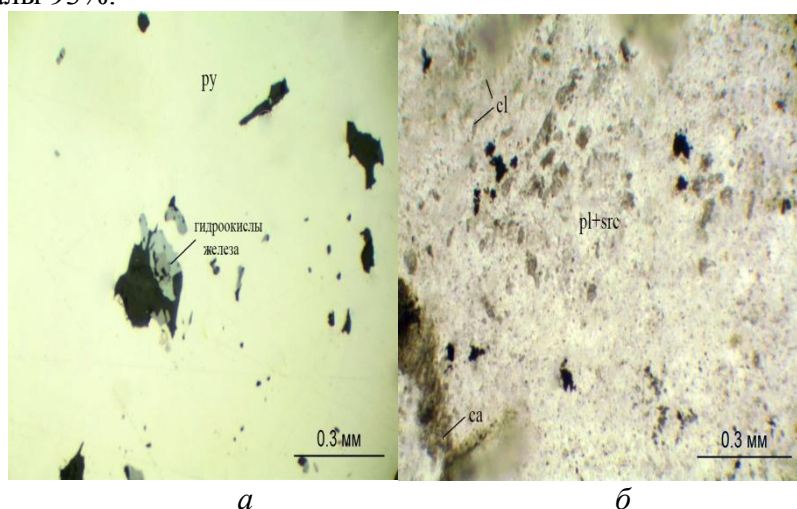


Рисунок 2 а) увеличение в 10 раз, ашлиф с анализатором; б) увеличение в 10 раз, шлиф без анализатора

Проба №3. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, магнетитом. Пирит присутствует в виде идиоморфных, гипидиоморфных зёрен, размером от тысячных долей мм до 0.2х0.3мм. В ассоциации с пиритом в виде мелких (0.01х0.02мм) гипидиоморфных включений встречается халькопирит, а также халькопирит наблюдается в нерудной массе образуя скопления из мелкозернистых агрегатов. Магнетит образует самостоятельные изометричные зёрна в нерудной массе, размер которых изменяется от тысячных долей до 0.03х0.04мм. Содержание минералов в ашлифе: пирит 7%, халькопирит 2%, магнетит 1%, нерудные минералы 90%.

Проба №4. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, магнетитом. Пирит присутствует в виде идиоморфных, гипидиоморфных зёрен, размером от тысячных долей мм до 0.3х0.4мм (рисунок 3). В ассоциации с пиритом наблюдаются ксеноморфные агрегаты халькопирита, средний размер составляет 0.02х0.03мм. Магнетит образует самостоятельные изометричные зёрна в нерудной массе, размер которых изменяется от тысячных долей до 0.09х0.1мм. Содержание минералов в ашлифе: пирит 7%, халькопирит 1% , магнетит 2%, нерудные минералы 90%.

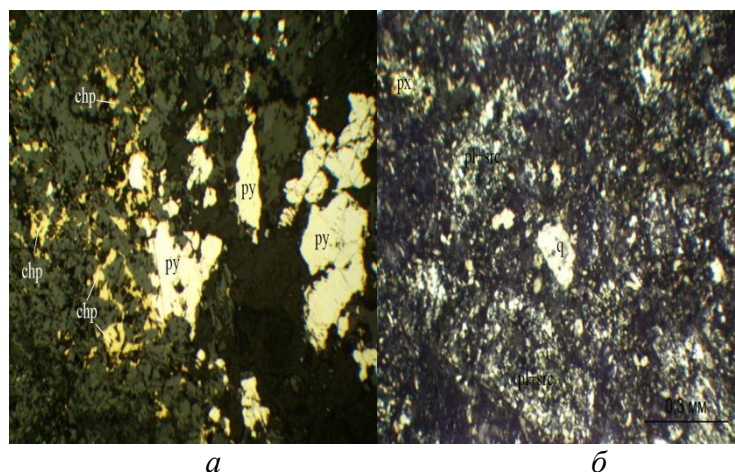


Рисунок 3 а) увеличение в 10 раз, анишлиф с анализатором; б) увеличение в 10 раз, шлиф с анализатором

Проба №5. Рудная минерализация представлена пиритом и магнетитом. Пирит присутствует в виде идиоморфных зёрен в нерудной массе. Средний размер составляет 0.03x0.04мм. Магнетит образует самостоятельные изометричные, ксеноморфные зёрна в нерудной массе, размер которых изменяется от тысячных долей до 0.09x0.1мм (рисунок 4). Содержание минералов в анишлифе: пирит 2%, магнетит 2%, нерудные минералы 96%.

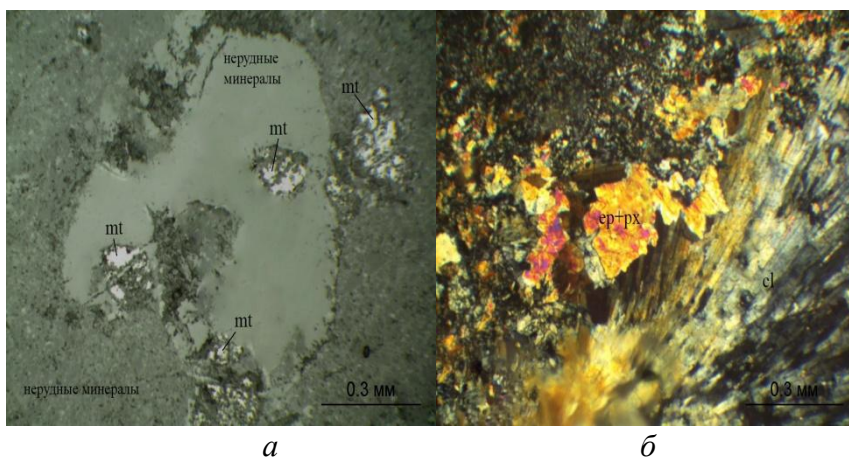


Рисунок 4 а) увеличение в 10 раз, анишлиф с анализатором; б) увеличение в 10 раз, шлиф с анализатором

Проба №6. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, магнетитом. Наиболее распространенный минерал - халькопирит. Присутствует в виде ксеноморфных агрегатов, размер зёрен изменяется от тысячных долей до 0.2x0.3мм. Пирит представлен призматическими кристаллами, размером от 0.02x0.03мм до 0.5x0.6мм. Магнетит образует самостоятельные изометричные зёрна в нерудной массе, размер зёрен изменяется от тысячных долей до 0.1x0.2мм (рисунок 5). Содержание минералов в анишлифе: пирит 2%, халькопирит 5% , магнетит 3%, нерудные минералы 90%.

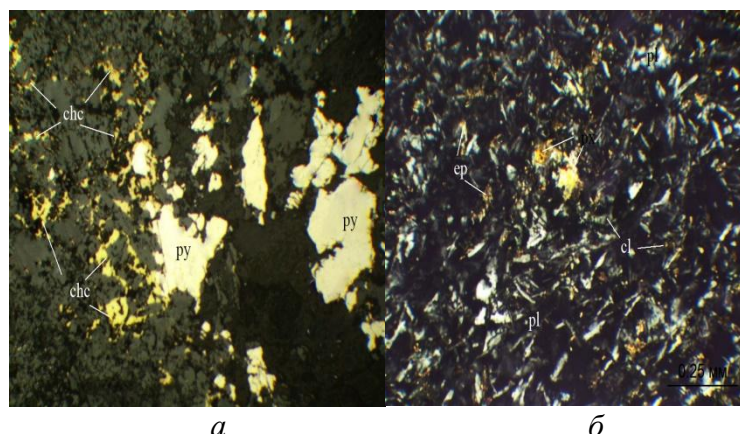


Рисунок 5 а) увеличение в 10 раз, анилиф с анализатором; б) увеличение в 10 раз, шлиф с анализатором

Проба №7. Рудная минерализация представлена мелкозернистым агрегатом пирита, халькопирита, в единичных знаках наблюдается магнетит, сфалерит. Халькопирит присутствует в виде ксеноморфных агрегатов, размер зёрен изменяется от тысячных долей до 0.05x0.06мм. Пирит представлен призматическими кристаллами, средний размер зёрен составляет 0.05x0.06мм. Магнетит образует самостоятельные изометричные зёрна в нерудной массе, размером 0.02x0.03мм. Сфалерит представлен аллотриоморфными агрегатами, с характерными бесцветными внутренними рефлексами. Размер зёрен 0.03x0.05мм (рисунок б). Содержание минералов в анишлифе: пирит 2%, халькопирит 2%, магнетит, сфалерит менее 1%, нерудные минералы 96%.

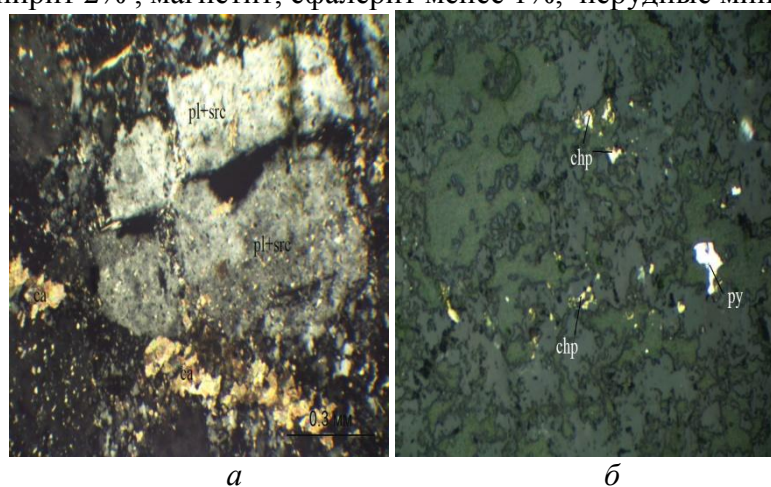


Рисунок 6 а) увеличение в 10 раз, шлиф с анализатором; б) увеличение в 20 раз, анилиф с анализатором

Проба №8. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом. Наиболее распространенный минерал - халькопирит. Присутствует в виде ксеноморфных агрегатов, равномерно рассеянных по породе, размер зёрен в среднем составляет 0.02x0.03мм. Пирит представлен призматическими самостоятельными кристаллами, размером 0.02x0.03мм, расположенными в нерудной массе (рисунок 7). Содержание минералов в анишлифе: пирит менее 1%, халькопирит 2%, нерудные минералы 98%.

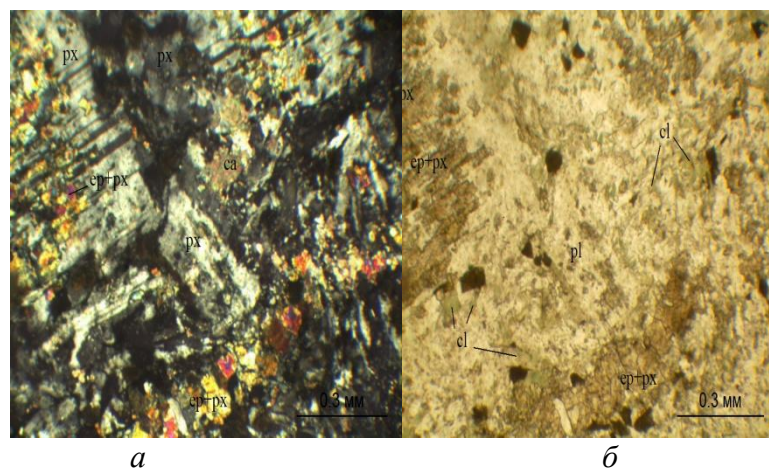


Рисунок 7 а) увеличение в 10 раз, шлиф с анализатором; б) увеличение в 10 раз, шлиф без анализатора

Проба №9. Рудная минерализация представлена пиритом, халькопиритом. Пирит присутствует в виде изометричных зёрен размером от 0.02x0.03 до 0.1x0.1мм. Халькопирит представлен аллотриоморфными зёрнами, средний размер зёрен 0.01x0.02мм. Равномерно по всей площади шлифа распределен тонкодисперсный агрегат магнетита (рисунок 8). Содержание минералов в шлифе: пирит 2%, халькопирит менее 1%, магнетит -3%, нерудные минералы 95%.

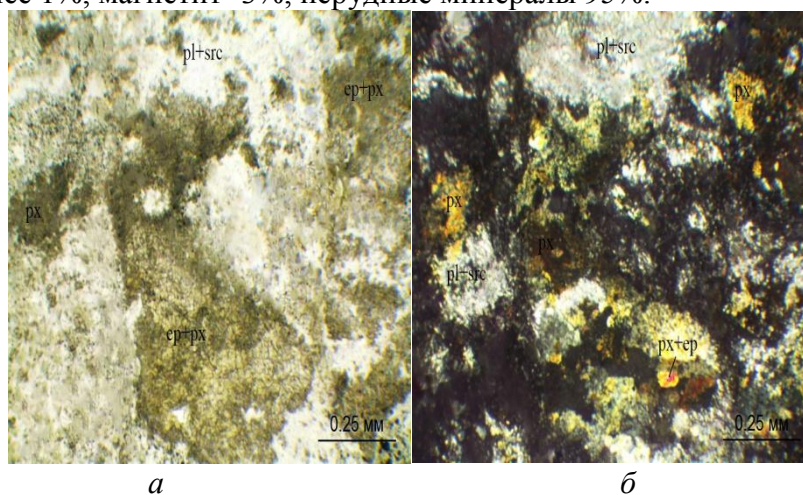


Рисунок 8 а) увеличение в 10 раз, шлиф без анализатора; б) увеличение в 10 раз, шлиф с анализатором

Проба №10. Рудная минерализация представлена пиритом. Пирит присутствует в виде идиоморфных, гипидиоморфных зёрен размером от тысячных долей мм до 0.2x0.2мм. Содержание в шлифе не превышает 5%.

Выводы. Минералогия руд по результатам анализов довольно проста. Основными рудообразующими минералами являются пирит и халькопирит, в значительно меньших количествах в рудах присутствуют халькозин, блеклая руда, молибденит, борнит, магнетит и др. Наличие в пробах данных минералов говорит об медно-порфировом типе рудного поля.

Библиографический список

1. Бекбулатов В.С., Шакенова К.Т. Проект разведки меди (поисковые работы) на месторождении Коктасжал в Карагандинской области на 2011-2017 гг., Алматы, 2017. – 162 с.

2. Бекбулатов В. С., Шакенова К. Т., Утегенева М. У. и другие. Предварительная геолого-экономическая оценка меднопорфирового месторождения Коктасжал в Карагандинской области с подсчетом запасов по состоянию на 01.01.2011 г., Караганда, 2011. – 190 с.

3. Е.В. Дужникова, Т.В. Кряжева, Б.М. Кенжин Минеральный состав руд и условия их образования на месторождении Коктасжал // Вестник Восточно-Казахстанского государственного технического университета им. Д. Серикбаева. – Усть-Каменогорск. - №1 (83), март, 2019. С.3-8.
https://www.ektu.kz/files/vestnik/geo1_2019.pdf

С.І. Гончаренко, студент; І.А. Дем'янов, студент, Н.А. Шевчук, канд. техн. наук, доцент
Національний технічний університет України "Київський політехнічний інститут ім. Ігоря Сікорського"

АНАЛІЗ ДАНИХ ЕКОНОМІЧНИХ ПОКАЗНИКІВ РОБОТИ ПІДПРИЄМСТВА « ПЕРВОМАЙСЬК ВУГІЛЛЯ »

Проаналізовано основні показники фінансового благополуччя гірничого підприємства. Визначено, що основою діяльності гірничого підприємства є оцінка фінансового стану, яка повинна бути пов'язана з величинами бухгалтерських показників і їх зміною в часі.

Analyzed the basic indicators of financial well-being of a mining enterprise. It is determined that the basis of the activity of a mining enterprise is an assessment of the financial state, which should be related to the values of accounting indicators and their time change.

Вступ. Фінансовий стан гірничого підприємства є найважливішим результатом діяльності, як в сфері його виробничої діяльності, так і в сфері управління грошовими потоками, регулювання їх величин, а також їх розподілу і використання.

Аналіз літературних джерел. Дослідження та вивченням аналізу економічних показників в гірничій промисловості з метою визначення їх впливу на фінансовий стан підприємства проводили відомі вчені-економісти. В аналізі було використано праці вчених економістів і науковців Міщенко В., Левченко О., Моссаковский Я., Веткин А.

Мета роботи. Проаналізувати фінансові показники підприємства «Первомайськ вугілля», які впливають на його економічний стан, та оцінити стан підприємства в ринковому середовищі, запропонувати шляхи підвищення виробничої діяльності.

Матеріали і результати досліджень. Поряд з аналізом величин основних показників виробництва та діяльності підприємства, було здійснено цілеспрямований аналіз активів і пасивів підприємства, притоків і відтоків грошових коштів.

За використанням методом аналізу бухгалтерської звітності розрізняють:

- горизонтальний аналіз;
- вертикальний аналіз;
- трендовий аналіз.

Об'єктами такого аналізу є розділи активу і пасиву. Становище балансу підприємства, що враховують наявність власних і позикових джерел фінансування активів підприємства, а також структуру готівки активів підприємства.

У числі економічних показників слід відзначити показники, які характеризують економічну ефективність виробничо-господарської діяльності, оцінивши ділову активність підприємства.

Горизонтальний метод передбачає порядковий аналіз величин, що фіксуються в звітності, з оцінкою їх зміни за проаналізований період.

Вертикальний метод аналізу передбачає вивчення і оцінку структури (частини окремих частин у підсумку) розділів бухгалтерського балансу і її зміну за проаналізований період.

Трендовий метод передбачає виявлення загальної тенденції зміни розглянутих показників у часі.

При використанні зазначених методів можуть залучатися і дані по досліджуваним позиціям за попередні календарні періоди.

При оцінці проаналізованих показників, вони можуть порівнюватися з аналогічними показниками інших однотипних підприємств, з урахуванням ступеня досягнутого ними фінансового стану.

З використанням цих методів проводиться аналіз складу і структури необоротних та оборотних активів підприємства, наявних запасів товарно-матеріальних цінностей, величин дебіторської заборгованості та готівкових коштів і збитків, а також величин структури джерел фінансування.

У числі основних показників, що характеризують фінансову активність на одну гривню витрат підприємства, слід зазначити:

- зміну обсягу реалізованої продукції за проаналізований період;
- зміна величини валового і чистого прибутку;
- обсяг реалізації продукції відносно активів підприємства;
- обсяг реалізації продукції у відповідності до основних засобів;
- обсяг реалізації продукції до власних капіталовкладень;
- обсяг реалізації продукції та власних оборотних коштів;
- обсяг реалізації продукції на одну гривню вартості запасів товарно-матеріальних цінностей на підприємстві;
- обсяг реалізації продукції, що припадає на одиницю дебіторської заборгованості.

Висновок. Аналіз фінансового стану підприємства «Первомайськ вугілля» свідчить, що тільки чистий прибуток проаналізованих показників характеризує позитивні результати виробничої діяльності підприємства, економічні зміни можна вважати вдалими і позитивними тільки після сплати всіх податків і рентних платежів, що у випадку даного підприємства є негативним, але з огляду на те, що видобуті запаси використовуються для виробництва електроенергії на ТЕС, фінансовий стан даного підприємства вважається задовільним.

Список використаної літератури

1. Міщенко В. Гірнична рента і платежі за надра / В. Міщенко // Геолог України. –2004. – № 4. – С. 28-34.
2. Левченко О.І. Формування рентних платежів за користування надрами (концептуальний підхід) / Левченко О.І., Малюк Б.І., О.М. Підтілок // Збірник наукових праць Українського державного геологорозвідувального інституту. – 2007. – № 2. – С. 214-220.
3. Моссаковский Я. В. Экономика горной промышленности : учебник для вузов / Я. В. Моссаковский. – 3-е изд., стер. – Москва : Горная книга, 2014. – 526 с.
4. Веткин А.С. Мировой опыт налогообложения и правового регулирования горной деятельности: моногр. / А.С. Веткин, Н.В. Жикаляк / НАН Украины, Ин-т экономики пром-сти. – Донецк, 2010. – 236 с.
5. Веткін А.С. Принципи оподаткування мінеральних ресурсів в умовах України / А.С. Веткін, М.В. Жикаляк // Вісник нац. ун-ту водного господарства та природокористування МОН України: зб. наук. праць. – 2006. – № 4 (36). – С. 85-92.

ДИСКРЕТИЗАЦІЯ СИГНАЛІВ ОДЕРЖАНИХ АНАЛОГО-ЦИФРОВИМ КОМПЛЕКСОМ ДО ПОКАЗНИКІВ АВТОНОМНОГО КОМПЛЕКСУ MINI MATE PLUS

Проведені дослідження з підвищення точності сейсмічних вимірів від стандартного сейсмоприймача SM-3 і аналого-цифрового перетворювача E14-440 до показників автономного комплексу Mini Mate Plus.

Studies have been conducted to improve the accuracy of seismic measurements from the standard seismic receiver SM-3 and analog-to-digital converter E14-440 to the indicators of the autonomous complex Mini Mate Plus.

Вступ. Щільна забудова території України, велика кількість кар'єрів і постійне прагнення до підвищення потужності масових вибухів - ось основні передумови робіт по підвищенню точності результатів сейсмічних вимірів, бо по ним, в кінцевому підсумку, розраховуються потужності зарядів і схеми їх підривання.

Аналіз літературних джерел. Проведено аналіз літературних джерел з проблем створення апаратури для сейсмічних спостережень. В [1] авторами підняті питання дискретизації і фонових перешкод при вимірюванні сигналу, що проходить через нелінійне середовище. Питання чисельної корекції сейсмограм розглянуті в [2]. В [3] авторами побудована шкала інтенсивності сейсмічних хвиль в залежності від періоду власних коливань споруд і декременту загасання.

Мета роботи. Порівняльний аналіз існуючої сейсмівимірювальної апаратури.

Матеріали і результати досліджень. Надалі проведемо дослідження з вибору дискретизації сигналів від стандартного сейсмоприймача SM-3 і аналого-цифрового перетворювача E14-440 до показників автономного комплексу Mini Mate Plus для побудови схеми його подальшої обробки.

На рисунку 1 представлено сімейство осцилограм, отримане за допомогою датчиків SM-3 і аналого-цифрового перетворювача E14-440, з дискретністю вибірки $dt = 0,0005$ с під час промислового вибуху в Рокитнянському кар'єрі гранітів.

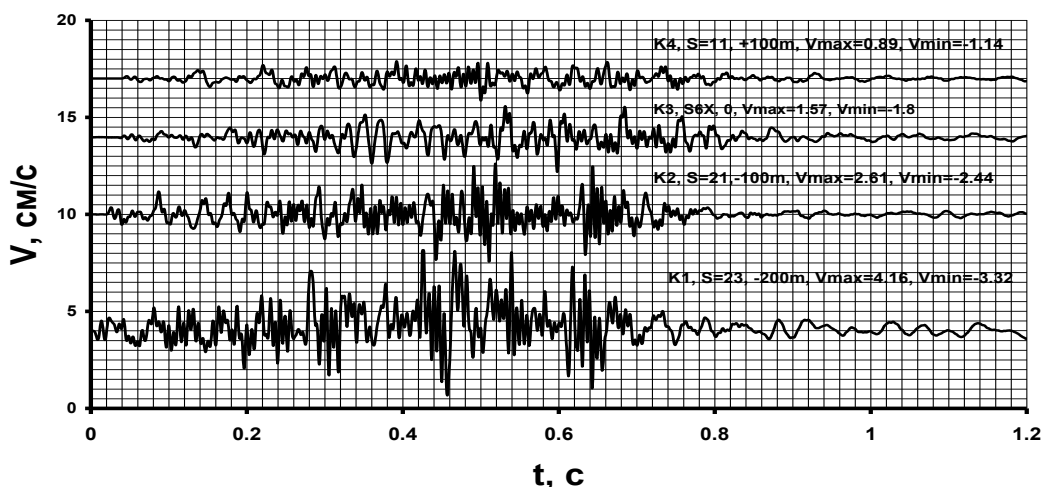


Рис. 1. Сімейство осцилограм

Крім цих датчиків в точці "0" (біля житлового будинку) було встановлено автономний комплекс Mini Mate Plus, укомплектований трьох координатними геофонами з наступними характеристиками: роздільна здатність – 0,127 мм/с; дискретизація 4096 опитувань в 1 секунду. Крім цього комплекс укомплектований фільтром низьких частот, тобто придушуються високі частоти. На рисунку 2 представлені осцилограми, отримані за допомогою цього комплексу.

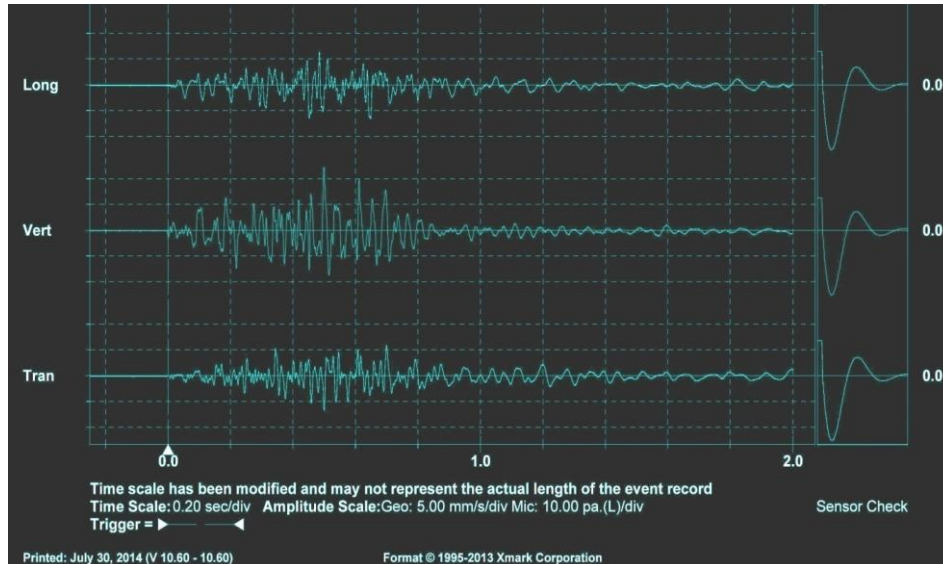


Рис. 2. Осцилограми, отримані за допомогою комплексу Mini Mate Plus, встановленого в точці "0" під час промислового вибуху в Рокитнянському кар'єрі

На осцилограмах, представлених на рисунку 1, явно присутні високочастотні складові, що підтверджується спектральним аналізом для цих осцилограм (рис. 3). Друга відмінність - це збільшене значення амплітуд швидкостей на рисунку 1 в порівнянні з рисунком 2, що може бути прояснено накладенням високочастотних сигналів на низькочастотні.

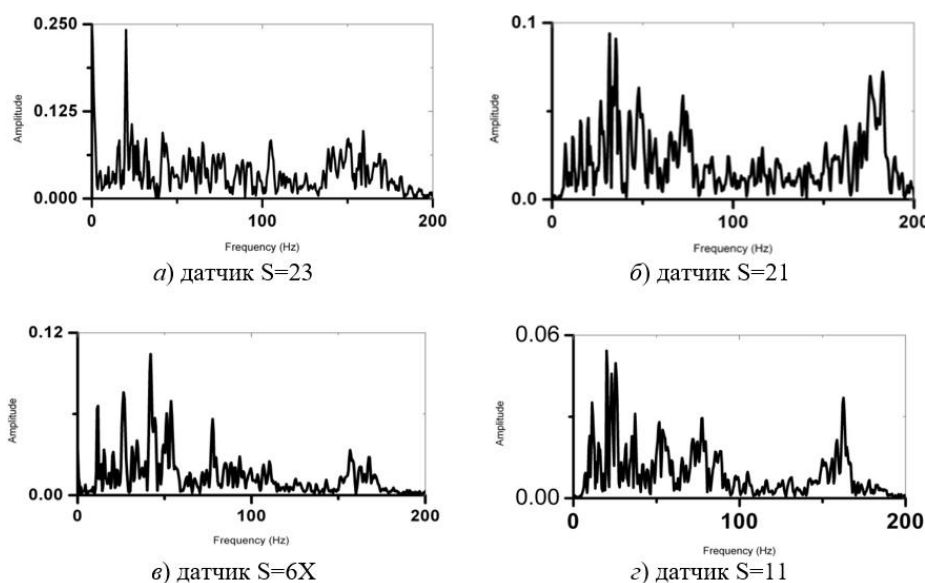


Рис. 3. Спектральний аналіз осцилограм отриманих за допомогою датчиків СМ-3 і аналого-цифрового перетворювача Е14-440 від дії промислового вибуху

Проведемо фільтрацію сигналів від датчика СМ-3, встановленого в точці "0" (рис. 3). Як частоти зрізу, тобто граничні частоти, будемо вибирати відповідно частоти 100, 50, 25 і 12 (Гц). Результати представлені на рисунку 4.

Неважко помітити, як зменшуються значення одного і того ж сигналу в залежності від граничної частоти фільтра.

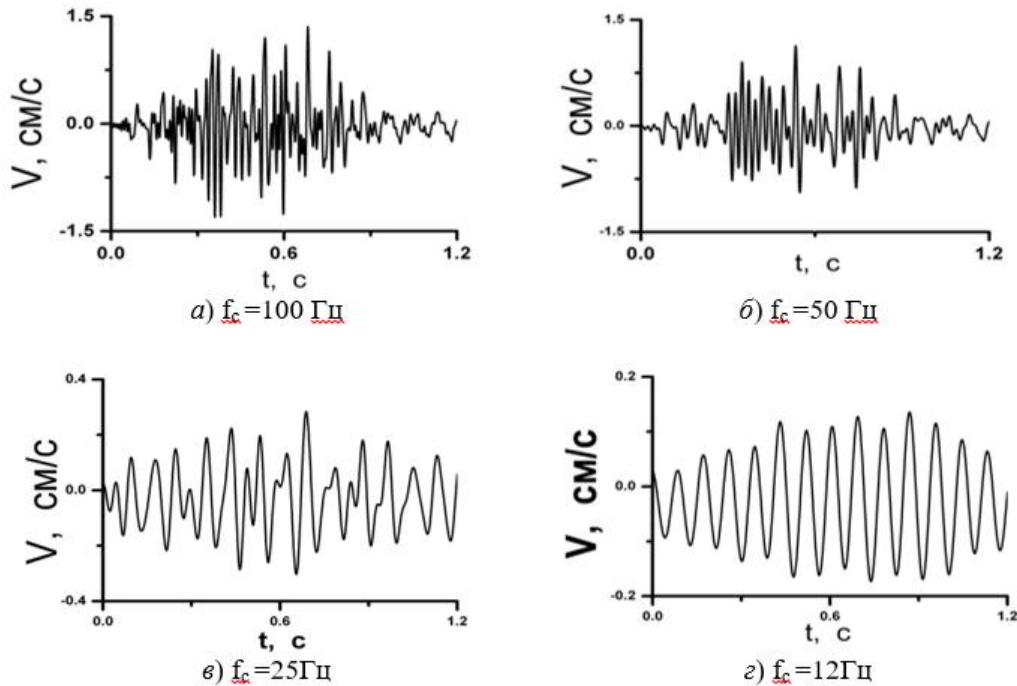


Рис. 4 Результати проведеної фільтрації сигналу

Висновки. Отже, задавати частоту фільтрації вище 50 Гц немає сенсу, оскільки датчик СМ-3 призначений для роботи в частотному діапазоні від 0,5 до 50 Гц. З іншого боку може бути доцільно, аналізуючи дії від промислових вибухів на об'єкт, що охороняється, обмежувати частоту фільтрації в залежності від частоти власних коливань об'єкту, що охороняється. І тоді приймати рішення про допустимість вибуху.

Список літератури.

1. Николаев А.В. Заметки на полях. *Сб. научн. трудов ИДГ РАН*. 2012. Вып.3. С.172-175.
2. Беседина А.Н., Кабыченко Н.В., Кочарян Г.Г., Павлов Д.В. Численная коррекция сейсмограмм и шумы измерительного канала. *Сб. научн. трудов ИДГ РАН*. 2011. Вып.2. С.100-107.
3. Бойко В.В., Кузьменко А.А., Хлевнюк Т.В. Оценка сейсмобезопасности сооружений при воздействии на них взрывных волн с учетом их спектральных характеристик. *Вісник НТУУ "КПІ". Серія "Гірництво": Зб. наук. праць*. Київ, 2008. Вип.16. С.3-13.
4. Руководство по эксплуатации MiniMatePlus. Версия программного обеспечения 4.3. www.instantel.com

Аль-Султан Мохаммед Бассам, аспірант НТУ «ХП»
(керівник – к.т.н. Фик Михайло Ілліч, доцент)

**ВПЛИВ ЗМІН ТЕРМОБАРИЧНИХ ПАРАМЕТРІВ СВЕРДЛОВИНИ НА ДЕБІТ З
ВИСНАЖЕНОГО ГАЗОКОНДЕНСАТНОГО ПОКЛАДУ**

**THE EFFECT OF THE CHANGE IN WELL THERMOBARIC PROPERTIES ON
THE FLOW RATE FROM EXHAUSTED GAS-CONDENSATE RESERVOIR**

АНОТАЦІЯ

Мета роботи: проаналізувати спільну роботу пласта і свердловини при розробці газоконденсатного родовища з теоретичним розрахунком ефекту Джоуля-Томсона при пластовій фільтрації та свердловинній евакуації флюїду, застосуванні різної теплоізоляції ліфтових труб, регулюванні протитиску. Методи дослідження: Уточнення вихідних і результуючих даних при модельному проектуванні режимів роботи свердловин, газодинамічних розрахунках експлуатаційного об'єкта обраного родовища для можливих варіантів, систематизований і порівняльний аналіз інженерних варіантів регулювання видобутку свердловин. Сутність оригінального дослідження та елементи наукової новизни: проведено багатовимірне моделювання режимів роботи свердловин у поєднанні з продуктивним покладом родовища при змінах термобаричних даних флюїду та теплотехнічних параметрів свердловини. В цих умовах оцінювався дебіт свердловини. Пропозиції щодо реалізації результатів: використання розробленої математичної моделі в інженерній практиці оцінки продуктивності свердловини для нафтових і газових компаній.

ABSTRACT

Purpose: To analyze the joint work of the reservoir and the well in the development of a gas field with a theoretical account of the Joule-Thomson effect in the formation and well, the application of different heat-insulating coating of the lift pipes, regulation of the mouth counterweight. Methods of research: Clarification of output and resultant technical and economic data in the design of operating modes of wells, gas dynamic calculations of the operational object of the selected field for possible options, systematized and comparative analysis of engineering options for the regulation of well production. The essence of the original research and elements of scientific novelty: a multivariate modeling of the operating modes of wells in conjunction with the productive layer of the deposit was performed, thermobaric data and thermo-technical parameters of the wells changed. Under these conditions the discharge of the well was evaluated. Proposals for the implementation of the results: the use of the developed mathematical model in the engineering practice of valuation calculations for oil and gas companies.

Keywords: gas field, mine working pressure, depression on the reservoir, nonisothermal flow, flood flow inflow modeling, well pressure control

1. INTRODUCTION

At the last stage of gas field exploitation, non-isothermality more actively affects the mass flow rate of the well. It is proposed to take into account the integral heat transfer in the production string of the well and the choke effect on the bottom of the well. The authors proposed a refined mathematical model and showed its effectiveness in assessing the thermal insulation of a column, when the deposit was depleted, and the change in reservoir temperature and pressure.

2. REVIEW AND ANALYSIS OF SCIENTIFIC SOURCES

At the last stage of exploitation of gas condensate deposits there are characteristic changes in the thermohydraulic processes during filtration of fluidways through the formation and lifting of fluids in wells [1]. Typically, in the calculations of the regime parameters of the well at this stage, take into account the reduction of the flow velocity of the fluid, reducing the formation pressure [2]. But the nonisothermicity factor of the flow of the fluid in the reservoir, the hollow zone and the production column in the modern methods is taken into account nonsystemically, therefore, the mechanism of the nonisothermal flow in the specified areas is different [3]. For example, the Velsis program calculates a non-isothermal flow on a productive column, but is not taken into account in the productive stratum [4]. The Eclipse program takes into account the non-isothermal flow in the formation and gravity zone, but is not taken into account in the productive column. This situation complicates the calculations of the mass flow rate of the well, since obtaining the most accurate result requires the consistent application of a number of separate calculation resources (eg, Eclipse and Velsis) [5]. Current is the development of the integration method for estimating the mass flow rate of the gas condensate well, taking into account the processes of non-isothermal flow of the fluid in all areas from the long-range zone to the well mouth [6].

At the end of their field life cycle, refined methods for estimating well production rate are required. In this study, we set the goal to take into account the heat transfer processes along the productive column of the well [4], characteristic of the end of the life of the deposits [5], to take into account the effect of throttling.

3. PURPOSE

To analyze the joint work of the reservoir and the well in the development of a gas field with a theoretical account of the Joule-Thomson effect in the formation and well, the application of different heat-insulating coating of the lift pipes, regulation of the mouth counterweight.

4. MATERIALS AND RESEARCH RESULTS

Units: (Typical parameter value)

C_p : specific heat capacity (J/kg K);	2500
D : pipe diameter (m);	0.1
K_t : total heat transfer coefficient (W/m ² K);	2
R_k : fluid drainage diameter across the reservoir (m);	300
k : permeability of reservoir layer (m ²);	10e-12
L : length (m);	1000
M_q : mass flow rate (kg/s);	3
Nu : Nusselt number;	100
Pr : Prandtl number;	1
Q_w : power – heat flow rate (J/s);	100000
Re : Reynolds number;	1000000
F : cross-sectional area (m ²);	1
t : time (s);	2400
T : temperature (K);	300
V : volume (m ³);	100
w : flow velocity of the fluid (m/s);	10
λ_t : thermal conductivity of material (W/m K);	2
ρ : density (kg/m ³);	30
ρ_{st} : density under standard conditions (kg/m ³);	1
x : distance (m);	1000
P_u : absolute upstream pressure (Pa);	1000000
P_d : absolute downstream pressure (Pa);	10000000
L_p : length of pipe (m);	1000
d : inside diameter of pipe (m);	0.1
z : factor of compressibility;	0.9

Δ : specific gravity, relative density;	0.6
λ : factor of hydraulic resistance;	0.01
H : a difference of heights (m);	3000
P_{pl} : rock layer pressure (Pa);	20000000
T_{pl} : rock layer temperature (K);	350
D_j : Joule-Thomson coefficient (K/MPa);	3
R : gas constant (J/(kg·K));	400
T_o : ground temperature (K);	320
P : pressure (Pa);	1000000
T : temperature, K;	300
P_1 : pressure absolute the source (Pa);	10000000
P_2 : pressure absolute the receiver (Pa) ;	1000000
Re : Reynolds number;	1000000
μ : dynamic viscosity (Pa·S);	10e-5
M : molar mass (kg/mol);	20
k_e : roughness inside the pipe (m);	0.0003
ϕ_t : nonisothermal correction factor;	0.8
h : high of layer (m);	100
P_{at} : atmospheric pressure (Pa);	100000
T_{at} : atmospheric temperature (K);	290
A : linear coefficient of reservoir filtration resistance ((MPa ²)/(Th-nd.m ³ / day));	0.7
B : second coefficients of reservoir filtration resistance (((MPa ²)/(Th-nd.m ³ / day) ²));	0.005
C : constant coefficients of reservoir filtration resistance (MPa ²);	0.0005
P_{pc} : pseudocritical pressure (Pa);	1200000
T_{pc} : pseudocritical temperature (K);	100
R_c : radius off well productive pipe (m);	0.1
P_b : borehole pressure (Pa);	<u>10000000</u>
P_w : wellhead pressure (Pa);	<u>1000000</u>
S : skin factor;	<u>2</u>
z_{st} : compressibility under standard conditions;	<u>0.9</u>
k_o : coefficient of accommodation;	<u>0.022</u>
j, n : degree parameters in the Newselt number equation.	
P_{rav} : avarage pressure of rock layer (Pa);	<u>0.5</u>
T_{rav} : average temperature of rock layer (K);	<u>200000000</u>
R_{air} : gas constant air (J/kg K);	<u>350</u>
R_μ : universal gas constant (J/Kmol K);	<u>2870</u>
α : coefficient of thermal expansion.	<u>8314</u>

Full math-model construction consist from 6 fundamental equation (1)-(6) and 6 empirical functions (7)-(12) by [1-6]:

$$P_2 = \sqrt{P_1^2 e^{-\frac{2gH}{ZRT_o\phi_t}} - \frac{8M_q^2 \lambda z^2 R^2 T_o^2 \phi_t}{D^5 \pi^2 g} (1 - e^{-\frac{2gH}{ZRT_o\phi_t}})}; \text{ Adamova} \quad (1)$$

$$\frac{2}{3} \cdot (P_1 + \frac{P_2^2}{P_1 + P_2}) = \rho \cdot z \cdot R \cdot T_o \cdot \phi_t; \quad \text{Station low} \quad (2)$$

$$M_q \cdot C_p \cdot (T_2 - T_1) = K_t \cdot \pi \cdot D \cdot \int_0^H (T_0 - T(x)) dx; \quad \text{Heat low} \quad (3)$$

$$P_{pl}^2 - P_1^2 = A \cdot \frac{M_q}{\rho} + B \cdot \left(\frac{M_q}{\rho}\right)^2 + C \quad \text{Reservoir equation} \quad (4)$$

$$T_{pl} - T_1 = D_j (P_{pl} - P_1); \quad (5)$$

$$Nu = 0.021 \cdot Re^{0.8} \cdot Pr^{0.4} \quad (6)$$

$$\phi_t(T_1, T_2, T_o) = \left(1 + \frac{T_1 - T_2}{T_o \cdot \ln\left(\frac{T_1 - T_o}{T_2 - T_o}\right)}\right); \quad (7)$$

$$\lambda(Re) = 0.067 \left(\frac{158}{Re} + \frac{2k_e}{D}\right)^{0.2} \quad \text{VNIIGas} \quad (8)$$

$$z(P, T, \rho_{st}) = \frac{0.1 \cdot P}{P_{pc}} + \left[0.4 \times \log\left(\frac{T}{T_{pc}}\right) + 0.73\right] \frac{P}{P_{pc}}; \quad \text{Latonova-Gurevicha} \quad (9)$$

$$\mu(P, T, M) = \frac{(9.41 + 0.02 \cdot M) \cdot (1.8 \cdot T)^{1.5}}{(209 + 19 \cdot M + 1.8 \cdot T) \cdot 10^7} \times \left(\left(3.5 + \frac{547.8}{1.8 \cdot T} + 0.01 \cdot M\right) \times \exp\left(\frac{2.4 - 0.2 \left(3.5 + \frac{547.8}{1.8 \cdot T} + 0.01 \cdot M\right)}{\left(\frac{P \cdot 10^3}{z(P, T, \rho_{st}) \cdot \frac{8314.3}{M} \cdot T}\right)}\right) \right); \quad (10)$$

$$T_{pc} = 88.25 \cdot (0.9915 + 1.759 \cdot \rho_{st}) \quad (11)$$

$$P_{pc} = 2.9585 \cdot (1.608 - 0.05994 \cdot \rho_{st}) \quad (12)$$

where A, B, C are coefficients of centripetal fluid filtration through the rock (13, 14), all other parameters are named and explained in the unit section.

$$A = \frac{z \cdot \mu \cdot P_{at} \cdot T_{rav}}{\pi \cdot k \cdot h \cdot T_{at}} \cdot \ln\left(\frac{R_k}{R_c}\right) \quad (13)$$

$$B = \frac{z \cdot \beta \cdot P_{at}^2 \cdot T_{rav}}{2 \cdot \pi^2 \cdot \sqrt{k} \cdot h^2 \cdot T_{at}^2 \cdot z_{st} \cdot R} \cdot \ln\left(\frac{1}{R_c} - \frac{1}{R_k}\right) \quad (14)$$

According to the laws of Newton and Fourier [7], we will improve the well-known relationship (3) taking into account the temperature distribution of rocks $T_o(x)$ and the actual fluid temperatures at different depths $T(x)$, take into account the longitudinal effect of throttling:

$$M_q \cdot C_p \cdot ((T_2 - T_1) - D_j \cdot (P_1 - P_2)) = K_t \cdot \pi \cdot D \cdot \int_0^H (T_o(x) - T(x)) dx. \quad (15)$$

In order to take into account the different degrees of accommodation during the collision of molecules with the walls, the degrees with the Reynolds and Prandl numbers (6) should be chosen on the basis of industrial experiments:

$$Nu = K_t \cdot D / \lambda_T = k_o \cdot Re^j \cdot Pr^n. \quad (16)$$

With a low content of nitrogen and carbon dioxide in natural gas, expressions (11) and

(12) can be written in terms of the molar mass M and compressibility under standard conditions z_{st}

$$T_{pc} = 88.25 \cdot \left(0.9915 + 1.759 \cdot \frac{M}{24.05525 \cdot z_{st}} \right) \quad (17)$$

$$P_{pc} = 2.9585 \cdot \left(1.608 - 0.05994 \cdot \frac{M}{24.05525 \cdot z_{st}} \right) \quad (18)$$

For natural gases with methane content above 75% according to [8] on average

$$C_p(P, T, \Delta) = \left(900 \cdot 1.014^{T-273} \cdot T^{-0.7} + 2170 \cdot 1.015^{P \cdot 10^{-6}} \cdot P^{0.0214} \right) \cdot \left(\frac{\Delta}{0.6} \right)^{0.025} \quad (19)$$

In the formula (18) replace the specific density of the molar mass by $\Delta = R_{air} \cdot M / R_{\mu}$

$$C_p(P, T, M) = \left(900 \cdot 1.014^{T-273} \cdot T^{-0.7} + 2170 \cdot 1.015^{P \cdot 10^{-6}} \cdot P^{0.0214} \right) \cdot \left(\frac{R_{air} \cdot M}{0.6 \cdot R_{\mu}} \right)^{0.025} \quad (20)$$

The Joule-Thomson D_j ratio depends on the classical value of the heat capacity C_p and density ρ . Therefore, it also depends on the working pressure, temperature and molar mass of the fluid in the reservoir [9]:

$$D_j(P, T, M) = \frac{1 - \alpha \cdot T}{C_p(P, T, M) \cdot \rho(P, T, M)} \quad (21)$$

Using the refined analytical model (15) - (18) instead of (3), (6), (11), (12) and (20)-(21) allowed us to obtain the dependence of the mass flow rate of the well on the parameters of the reservoir, gas and the pressure at the wellhead Figures. Based on the constructed model and graphs, the following conclusions are made.

5. CONCLUSIONS

1. During the extraction of gas condensate hydrocarbon mixtures, the non-isothermal nature of the flow regime is manifested in the reservoir and productive lift column.
2. In the reservoir, the throttling effect causes the wet gas to cool, but this effect may be minimal or reverse with the influx of fluid.
3. In an elevator production well column, gas can be cooled and heated. This is due to the temperature gradient of rocks at depth and heat transfer when the gas-condensate mixture moves along the productive column.
4. A two-fold change in heat transfer along the productive column leads to a 15-27% change in gas production.
5. Gas cooling due to the throttle effect in the reservoir and near-well zone leads to a 3-7% change in daily production.
6. A change in the molar mass with an increase in the gas humidity (an increase in the content of higher hydrocarbons) does not significantly affect the well production.
7. A change in the permeability or effective thickness of the formation doubles over time with a 10–15% change in the mass production of the well.

REFERENCES

- 1 Craft, B.C., and Hawkins, M. (revised by Terry, R.E.), Applied Petroleum Engineering, 2nd ed., Prentice Hall, Englewood Cliffs, NJ, 1991.
- 2 Dake, L.P., Fundamentals of Reservoir Engineering, Elsevier, Amsterdam, 1978.
- 3 Amyx, J.W., Bass, D.M. and Whiting, R.L., 1960. Petroleum Reservoir Engineering - Physical Properties, McGraw-Hill: 176-196.
- 4 Fyk M. I. Gas well production enhancement on the application of innovative structural and thermal insulation nano-coatings / Fyk M. I., Palis S. F., Kovalchuk Ju. I. // Вісник

Харківського Національного Університету ім. В. Н. Каразіна, 2016. - №45. – р. 80-85.

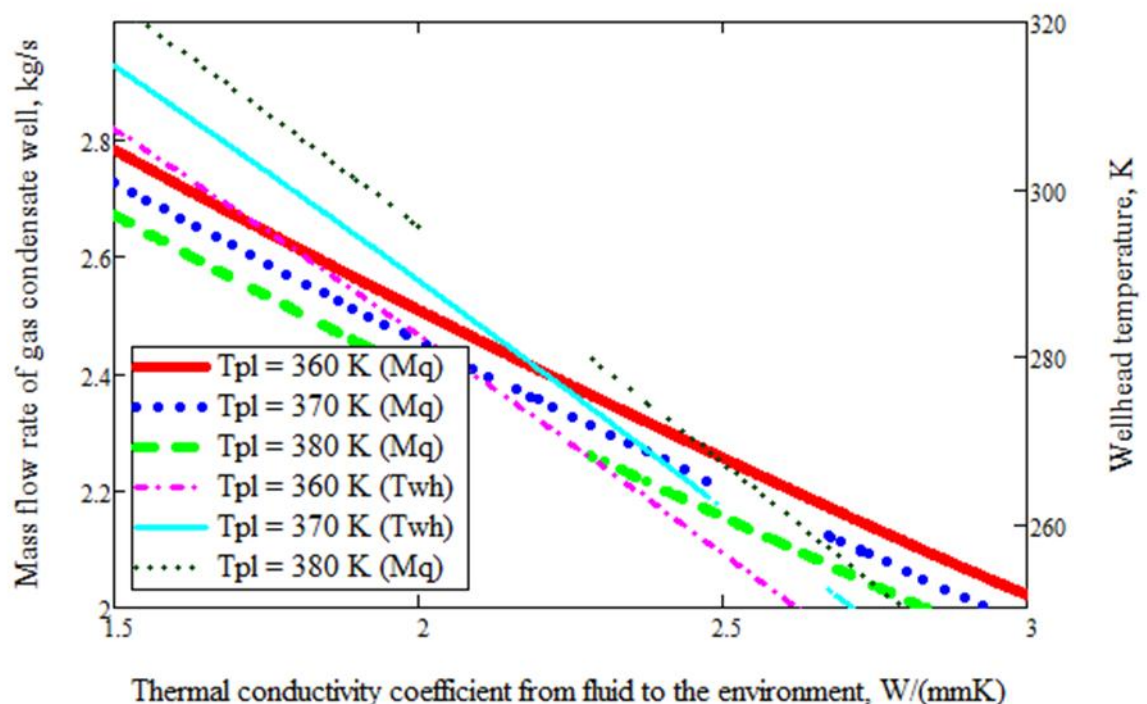
5 IMPROVEMENT OF TECHNOLOGICAL-MATHEMATICAL MODEL FOR THE MEDIUM-TERM PREDICTION OF THE WORK OF A GAS CONDENSATE FIELD
Mykhailo Kutia, Mykhailo Fyk, Oleg Kravchenko, Stefan Palis, Ilya Fyk/ Eastern-European Journal of Enterprise Technologies 5 (8 (83)), 40-48.

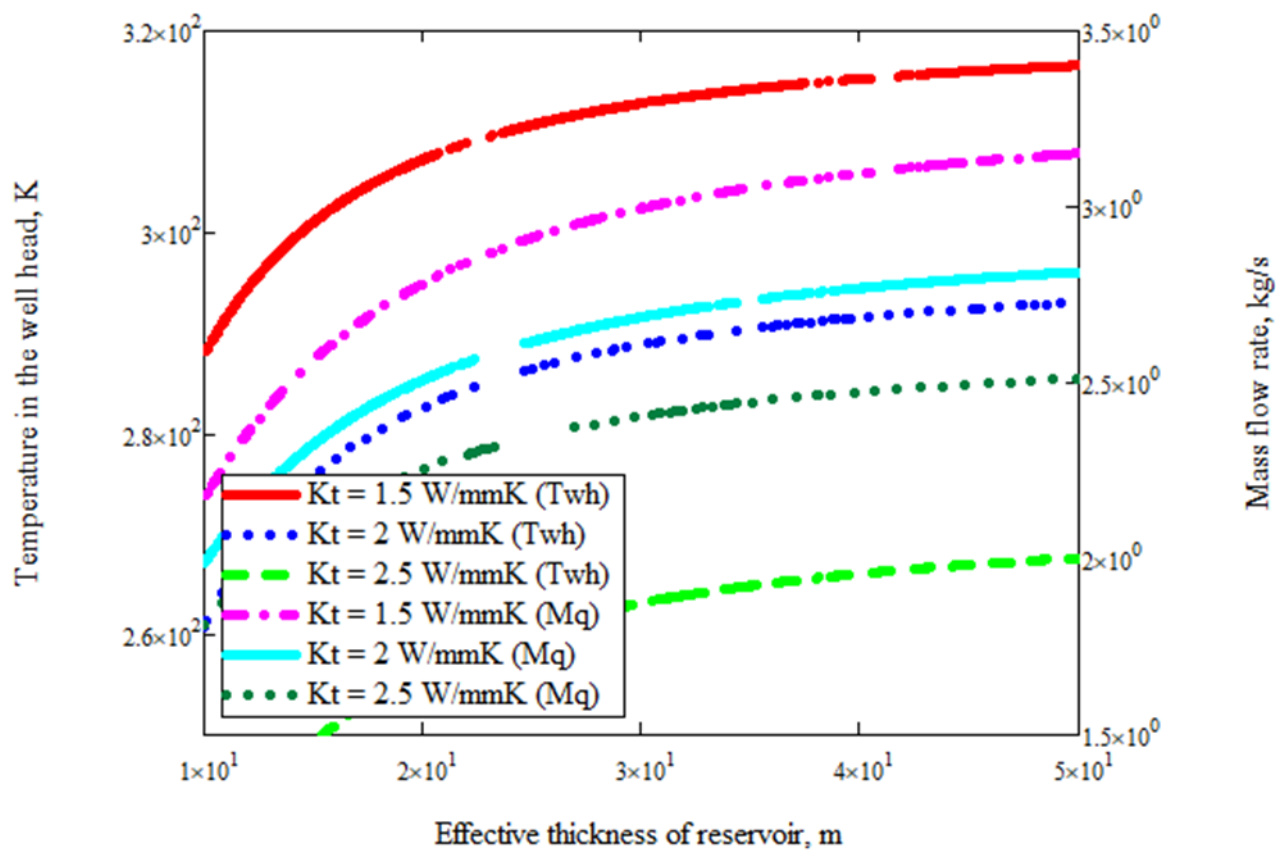
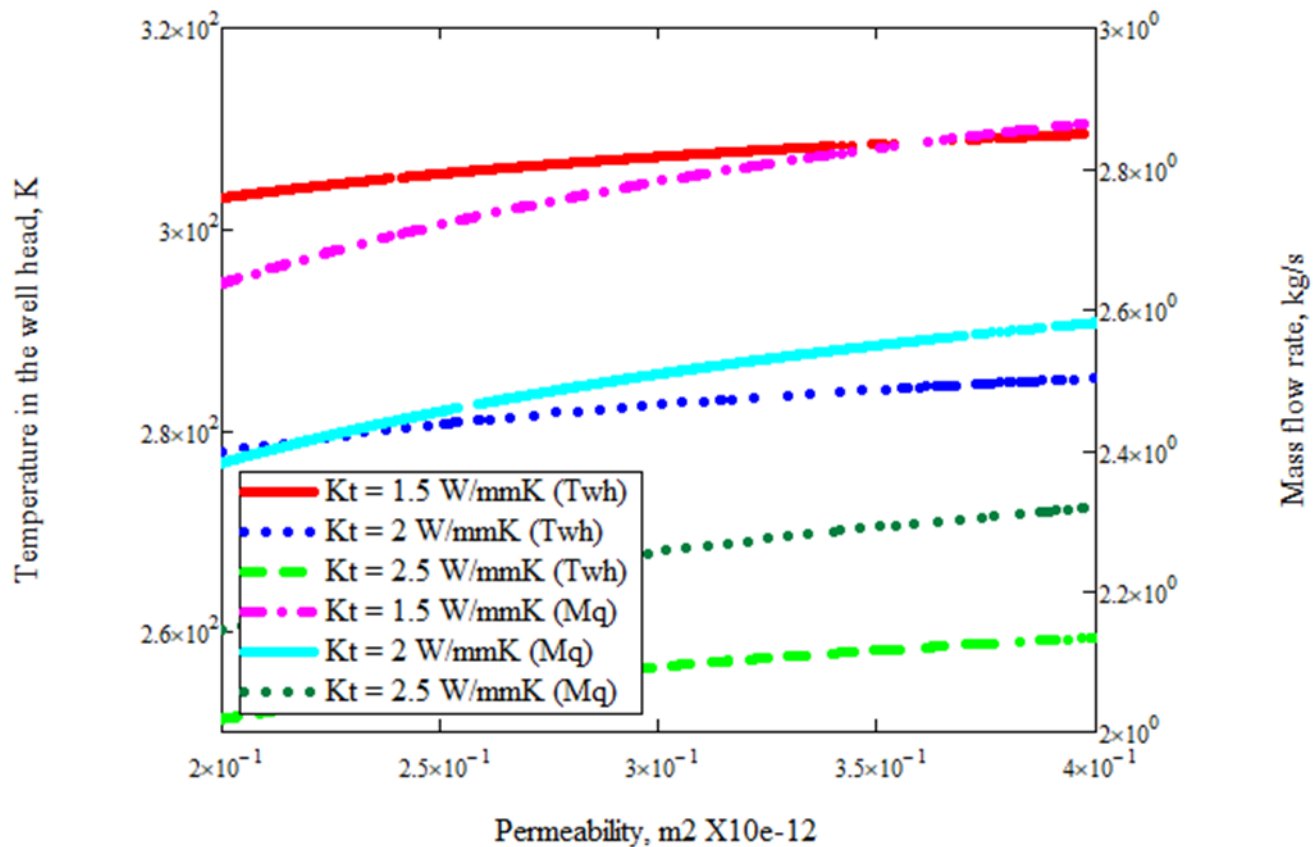
6 Фик М.І. Уточнення розрахунку ефективності роботи ДКС в умовах фактичних термоградієнтів та сучасних покриттів НКТ / М.І. Фик// Нафтогазова промисловість України. – 2014. №1. – С. 25-28.]

7 Mahmood Moshfeghian (2009) Variation of Natural Gas Heat Capacity with Temperature, Pressure, and Relative Density, Posted on July 1, 2009 at 10:23 pm. <http://www.jmcampbell.com/tip-of-the-month/2009/07/variation-of-natural-gas-heat-capacity-with-temperature-pressure-and-relative-density/>

8 Ohio University (2015) Engineering Thermodynamics by Israel Urieli is licensed under a Creative Commons Attribution-Noncommercial-Share Alike 3.0 United States License https://www.ohio.edu/mechanical/thermo/Intro/Chapt.1_6/Chapter2b.html (<https://www.ohio.edu/mechanical/thermo/>)

9 Tarnowski, E. I. (2002) Calculation of gas-condensate field multicomponent hydrocarbonic mixture thermodynamic characteristics
Bulletin of Tomsk Polotech. Institute, 1/ 13, 166-178.





Міщенко О.С., магістрант, Вапнічна В.В., к.т.н., доц.

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інституту ім. Ігоря Сікорського»

ОГЛЯД СПОСОБІВ СПОРУДЖЕННЯ ТУНЕЛІВ В УМОВАХ ВИСОКОГО РІВНЯ ГРУНТОВИХ ТА ПІДЗЕМНИХ ВОД

Вступ. Проблема наявності ґрунтових вод є досить актуальною навіть на сьогоднішній день, адже вода – є найсильнішим природним явищем. Не дивлячись на те, що технології і способи підземного будівництва продовжують розвиватися із часом, будівництво за наявності або в умовах високого рівня ґрунтових вод завжди потребує додаткових засобів захисту конструкцій. Вода, особливо в породах з великими фільтраційними характеристиками, може спричиняти різний вплив на підземні виробки, як за короткий час, так і на протязі кількох років. Для запобігання впливу води на виробки, а також захисту самої виробки від води застосовують певні заходи щодо закріплення конструкції в підземному просторі, нагнітання через свердловини хімічних сумішей, гідроізоляції, тощо. Також існують і деякі спеціальні заходи щодо запобігання впливу води на підземні конструкції.

Матеріали і результати дослідження. Для обирання заходів щодо захисту від впливу води необхідно визначити рівень дзеркала ґрунтових вод та швидкість її просочування через ґрунт. Це необхідно як із конструктивної, так і з економічної точки зору. Захист від ґрунтових вод повинен розроблятися під час проектування тунелів та підтримуватися протягом всього періоду її експлуатації, але існують і випадки, коли необхідно посилити захист від впливу води для тунелю метро, який вже експлуатується. В Україні більшість способів захисту від ґрунтових вод прийняті ще з часів СРСР. Не дивлячись на те, що вони були розроблені досить давно, вони є актуальними і на наш час. Наприклад спеціалізоване виробниче геологічне об'єднання по тампонажним і геологорозвідувальним роботам "Спецтампонажгеологія" у далекому 1984 році представила спосіб захисту виробок від підземних вод [1], метою якого є підвищення ефективності та надійності водоізоляції виробок шляхом забезпечення стійкості протифільтраційних завіс в умовах підвищеного припливу високомінералізованих підземних вод і циклічної зміни температури. Постановку протифільтраційних завіс за пропонуваним способом здійснюють наступним чином. Спочатку бурять свердловини на проектну глибину, в яких виконують комплекс досліджень для визначення характеристик водоносного горизонту. У свердловинах виконують такі види досліджень: акустичний каротаж, гамма-каротаж, гамма-гамма-каротаж, кавернометрія, термометрія, витратометричні дослідження, по інтервальні дослідження виявлених проникаючих інтервалів водоносних горизонтів методом відновлення тиску. Паралельно з бурінням свердловин і проведенням в них досліджень готується глинистий розчин. Готовий глинистий розчин складається в бункер-накопичувач. У 1998 році Чернухін О.М., Федченко О.П. та Галінський О.М. [2] розробили спосіб будівництва протифільтраційно-дренажної конструкції. В основу винаходу покладена мета підвищити надійність будівництва протифільтраційно-дренажної конструкції. Технічний результат винаходу досягається тим, що у відомому способі, що об'єднує в собі розробку траншеї під захистом глиняного розчину способом "стіна в ґрунті", опускання полімерного протифільтраційного екрану, розділення траншеї на захватки за допомогою пустотілих розділових елементів, укладання дренажного матеріалу, насиченого речовиною, що запобігає дифузії глиняного розчину і видаляється фільтруючою рідиною, заміну глиняного розчину водою, розглинизацію стінки траншеї, укладання сипкого дренажного матеріалу і улаштування глиняного замка, згідно з винаходом, насосна станція улаштовується в порожнині розділового елемента, для чого попередньо в його корпусі утворюють дренажні отвори, а після укладання дренажного матеріалу внутрішня частина розділового елемента промивається водою і в його порожнині монтують насосне обладнання. У 2006 році Цимбал В.А. [3] презентував спосіб зниження рівня ґрунтових вод. Завданням корисної моделі було створення способу зниження рівня

грунтових вод, спрощеним, дешевим, з меншим об'ємом проведених робіт способом. Поставлена задача вирішується тим що, пробурюють щонайменше одну свердловину від поверхні землі до верхнього склепіння нижче розташованого водоносного комплексу, з відкачуванням води за допомогою потужних насосів безперервної дії та скидання води в зони менш схильні до ризику підтоплення. Завдання зниження рівня ґрунтових вод та ліквідації підтоплення підземних виробок здійснюється наступним способом: пробурюють свердловини до верхнього зводу сарматського водоносного комплексу, що дає змогу значно підвищити перелив води з одного водоносного обр'ю в інший, і таким чином здійснити розвантаження ґрунтових вод через роздільний шар (водоупор) у сарматський водоносний комплекс та здійснення з нього вертикального дренажу потужними насосами безперервної дії, та скиду води в існуючі дренажні системи, водоймища, зони менш підвержені ризику підтоплення. У 2004 році Спічак Ю.М. та Костів П.М. [4] презентували спосіб зміцнення нестійких порід над тунелем. Алгоритм наступний: спочатку на ділянках над початковим та кінцевим порталами тунелю розміщують бурові станки і бурять з обох сторін назустріч один одному по осі тунелю з одбором керна довгі горизонтальні розвідувальні свердловини до їх пересічення. Розвідувальні і наступні ін'єкційні свердловини бурять вище тунелю на відстані від його склепіння рівної величині радіусу поширення бентонітоцементного складу з окремої свердловини. Довжина розвідувальних і ін'єкційних горизонтальних свердловин залежить від довжини тунелю, і як правило складає 100-200 м. Свердловини бурять з зенітним кутом 5-10°. Після проведення гідродинамічних досліджень в розвідувальних свердловинах і фізико-механічних досліджень відібраного керну уточнюють фільтраційні властивості і міцнісні параметри нестійких порід. По завершенні досліджень розвідувальні свердловини використовують як ін'єкційні. Після закінчення помпування проектного обсягу бентонітоцементного складу в розвідувальні свердловини починають бурити з обох порталів тунелю веєром з розрахованої кількості довгих горизонтальних ін'єкційних свердловин, через які в такому ж порядку помпують задані обсяги бентонітоцементного складу з розрахованим тиском. У випадку зміцнення нестійких обводнених порід над криволінійним тунелем, горизонтальні ін'єкційні свердловини також бурять веєром з обох порталів тунелю назустріч один одному, але під різними кутами в плані. Засіб, що пропонується відрізняється від прототипу тим, що з метою поліпшення способів стабілізації слабких гірничих масивів над діючими транспортними тунелями пропонується зміцнювати нестійкі обводнені породи в склепінні тунелів через два веєри довгих горизонтальних свердловин, пробурених понад тунелем назустріч один одному зі сторони обох порталів, шляхом помпування через ці свердловини проектного обсягу бентонітоцементного складу. У 2008 році Федоренко П.П. [5] презентував спосіб влаштування паль у водонасичених піщаних ґрунтах. Винахід може бути використаним при улаштуванні горизонтально навантажених паль в водонасичених піщаних ґрунтах підпірних стін та фундаментів будівель. Відомий спосіб улаштування паль в ґрунтах, в тому числі і в нестійких водонасичених, який включає улаштування свердловин за допомогою бурової колони, оснащеної бетонолітною трубою на задану глибину, подачу піщано-цементної суміші в забій через відкривний башмак бетонолітної труби, бетонування палі від кінця оголовка з синхронним вийманням бетонолітної труби з свердловини та занурення армокаркасу в піщано-цементну суміш.

Недоліком цих способів є те, що вони передбачають армування паль в важкому бетоні армокаркасами лише на частину висоти паль або окремими арматурними стрижнями, що не забезпечує сприйняття значних згинальних моментів від бокового тиску ґрунту при улаштуванні горизонтально навантажених паль підпірних стін або колон, що опираються через ростверки на палі.

Розглянемо перегінний тунель метро між станціями «Грушевка» та «Михалово», що був спроектований та споруджений в Мінську в 2012 році [6]. Перегінний тунель проходив під місцем, де раніше знаходився струмок. Хоча струмок і був відведений, проте в породах залишався високий рівень ґрунтових вод. Найбільш інтенсивний рівень надходження води всередину під час проведення будівельних робіт спостерігалось в лівому перегінному тунелі. Усунути проблему течі намагалися всіма можливими традиційними способами: результату не вдалося досягти. Цементні суміші розмивало водою до їх затвердіння. Організація

водостічних лотків в цьому місці також була неможливою з огляду на занадто великий обсяг води, що поступає - близько 13м³ на добу. За допомогою фахівців, запрошених з Польщі, була складена оптимальна рецептура бентонітової глиняної суміші для цього випадку. Спочатку було взято дослідну ділянку довжиною 14 м, відпрацювавши саму технологію, було отримано досить хороший результат. Після цього було зроблено нагнітання суміші на всій проблемній ділянці тунелю, повністю ліквідувавши течі, що проникають крізь шви чавунного оброблення. Загальна довжина обробленої ділянки - близько 90 м. Роботи з нагнітання ізоляційного матеріалу тривали протягом 2,5 місяців. В основі використаного ізоляційного матеріалу - бентонітові гранули. Це природний матеріал, що володіє здатністю полімеризації. При контакті з водою він поглинає її, збільшуючись в обсязі в 20-30 разів. Перетворюючись в гелеподібну речовину, бентоніт заповнює собою всі пори і тріщини матеріалу конструкції, а також порожнечі в прилеглому ґрунтовому шарі. Після того як матеріал набуває тверду пластичну форму, утворюється повністю водонепроникний і водостійкий ізоляційний шар. Основна відмінність методики ін'єктування цього матеріалу в тому, що він вводиться за поверхню конструкції, по її периметру. VentogROUT створює зовнішню ізоляцію, запобігаючи безпосередньому руйнівному впливу води на ізольований об'єкт. Цикли заморозки та відтавання не впливають на його довговічність. Власне, термін служби ізоляції дорівнює терміну служби самої конструкції, обробленої їй.

Зрозуміло, області застосування матеріалу не обмежуються гідроізоляцією тунелів метрополітену. Використовувати бентонітові глини можливо при реставрації підземних частин будівель, для ізоляції колодязів і резервуарів, підземних переходів, технологічних швів, фундаментів і підлог будівель. Проте, цей приклад являє собою проблему впливу води на виробку, яка знаходилася вже на стадії будівництва, тобто попередньо були обрані заходи щодо захисту від впливу ґрунтових вод ще аж на стадії проектування, проте виникли складності під час безпосереднього будівництва.

Розглянемо перегінний тунель від станції метро «Сирець» до станції «Мостицька», що проектується в місті Києві. Тунель, що проходить під струмком під назвою Брод, розміщується нижче рівня ґрунтових вод в дрібних пісках та пісках середньої крупності. Крім того, під самим струмком споруджується вентиляційний вузол, який розширює підземний простір виробки на певну площу і має ризик так званого спливання конструкції. Будівництво проходить в міських умовах, тому застосування осушення масиву за допомогою опускних свердловин не є досить доцільним. Крім того, струмок також залишається досить важливою проблемою щодо впливу на виробку. Конструктивно проблема вирішується наступним чином: для струмка, що протікав на поверхні конструюють відвід, що переведе течію по західній стороні від вентиляційного вузла. Русло відведеної течії засиплюють та вирівнюють з метою переведення води до відводу. Проте, як було сказано раніше, залишається проблема спливання конструкції. Вентиляційний вузол знаходиться на 16 метрів нижче дзеркала ґрунтових вод, тому є досить можливим підсилити конструкцію відкритим способом. Після того, як струмок був відведений, розробка котловану позбавлена впливу поверхневих вод. Після розкриття вентиляційного вузла з поверхні, в першу чергу розширюють його фундамент. Так як подібні конструкції мають монолітний фундамент з плити, останню розширюють на 1,2 м від стін конструкції. На всю цю площину нарощують залізобетонні плити висотою по 6 м, які і слугують противагою щодо спливання. З однієї сторони вони опираються на стіни вентиляційного вузла, проте з іншої залишається ґрунтовий масив, який під впливом ваги плит може деформуватися, змусивши «противагу» змінити своє положення і центр навантаження. Це питання вирішується встановленням стіни в ґрунті зі зворотної сторони кожної з плит [7].

Висновок. Таким чином, ми маємо конструкцію, що захищена від спливання під дією тиску ґрунтових вод. Для захисту вентиляційного вузла від просочування води встановлюють ґрунтоцементні протифільтраційні завіси. Отже, ми маємо підземну конструкцію, яка розміщена в умовах високого рівня ґрунтових вод і не потребує осушення, спорудження опускних свердловин, дренажних комплексів, тощо.

БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. Захист гірничих виробок від підземних вод [Електронний ресурс] / Е. Я. Кіпко та інші. – Режим доступу до ресурсу: <http://uapatents.com/2-11566-sposib-zakhistu-girnichikh-virobitok-vid-pidzemnikh-vod.html>
2. Пат. 24792 Україна, МПК E02B 3/16. Спосіб будівництва протифільтраційно-дренажної конструкції / О.М. Галінський, О.М. Чернухін, О.П. Федченко. – заявл. 06.10.1998 ; опубл. 25.12.1998, Бюл. № 6.
3. Пат. 14967 Україна, МПК E21B 43/00. Спосіб зниження рівня ґрунтових вод / В.А. Цимбал. – заявл. 27.10.2005 ; опубл. 15.06.2006, Бюл. № 6.
4. Пат. 69926 Україна, МПК E21D 11/38. Спосіб зміцнення нестійких порід над тунелем / Ю.М. Спічак, П.М. Костів. – заявл. 22.06.2004 ; опубл. 15.09.2004, Бюл. № 4.
5. Пат. 82752 Україна, МПК E02D 5/34. Спосіб улаштування паль в водонасичених піщаних ґрунтах / П.П. Федоренко. – заявл. 17.07.2006 ; опубл. 12.05.2008, Бюл. № 9.
6. Гідроізоляція перегінного тунелю між станціями Грушевка-Михалово в м. Мінську [Електронний ресурс] – Режим доступу до ресурсу <https://www.proektant.by/content/3153.html>.
7. Кучер С.А. Обґрунтування підтримуючої конструкції кріплення котловану при будівництві станції метрополітену : дис. ... магістранта : 184 Гірництво / Кучер Сергій Анатолійович. – Київ, 2018. – 137 с.

УДК 622.648

Світлий Ю.Г., к.т.н., с.н.с.,

Білецький В.С., д.т.н., проф., НТУ «Харківський політехнічний інститут»

ГІДРОТРАНСПОРТНІ СИСТЕМИ ГІДРОЗАКЛАДАЛЬНИХ КОМПЛЕКСІВ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ

АНОТАЦІЯ

Мета роботи: Системний розгляд питання гідротранспортних систем гідрозакладальних комплексів вугільних шахт і введення у науковий обіг основних положень гідравлічного розрахунку цих систем. Методи дослідження: виконаний огляд і аналіз відомих інженерних рішень гідрозакладального комплексу шахти, зокрема, з урахуванням вітчизняного досвіду. Показано комплекс поверхневих та підземних споруд, механізмів і обладнання, призначених для закладання виробленого простору вугільних шахт. Описана технологія гідравлічного закладання, яка включає такі операції: підготовку та акумулювання закладальних матеріалів у заглиблених або поверхневих бункерах; дозоване вивантаження матеріалу з бункерів; утворення гідросуміші у змішувальних жолобах або воронках; гідравлічне транспортування трубопроводами до виробленого простору лав; спорудження закладального масиву та управління відпрацьованою водою. Сутність оригінального дослідження та елементи наукової новизни: подано математичний апарат та алгоритм гідравлічного розрахунку гідрозакладального комплексу. Пропозиції щодо реалізації результатів: використання гідравлічного розрахунку при проектуванні гідрозакладального комплексу.

Ключові слова: гідрозакладальний комплекс, вугільна шахта, гідротранспортні системи, гідравлічний розрахунок.

ABSTRACT

The purpose of the work: System consideration of the issue of hydrotransport systems of hydrocarbon complexes of coal mines and the introduction into scientific circulation of the basic provisions of the hydraulic calculation of these systems. Methods of research: a review and analysis of well-known engineering solutions of the hydropower complex of the mine, in particular, taking into account national experience. The complex of surface and underground structures, mechanisms and equipment, intended for laying the produced space of coal mines, is shown. The technology of hydraulic laying, which includes the following operations is described: preparation and accumulation of laying materials in dipped or surface bunkers; dosed unloading of material from bunkers; formation of hydro-mix in the mixing trenches or funnels; hydraulic transportation by pipelines to the produced lava space; construction of the laying array and management of waste water. The essence of the original research and the elements of scientific novelty: the mathematical apparatus and the algorithm of hydraulic calculation of the hydrostatic complex are given. Proposals for the implementation of the results: the use of hydraulic calculation in the design of water supply complex.

Key words: hydroaccumulation complex, coal mine, hydrotransport systems, hydraulic calculation.

1. ВСТУП

Гідрозакладальний комплекс (ГЗК) – це комплекс поверхневих та підземних споруд, механізмів і обладнання, призначених для закладання виробленого простору вугільних шахт. Технологія гідравлічного закладання включає такі операції: підготовку та акумулювання закладальних матеріалів у заглиблених або поверхневих бункерах;

дозоване вивантаження матеріалу з бункерів; утворення гідросуміші у змішувальних жолобах або воронках; гідравлічне транспортування трубопроводами до виробленого простору лав; спорудження закладального масиву та управління відпрацьованою водою.

2. ОГЛЯД ТА АНАЛІЗ СТАНУ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОБЛЕМИ

Необхідність застосування закладання виробленого простору при розробці вугільних родовищ спричинена, насамперед, гірничотехнічними умовами. В ряді країн обов'язковість закладання регламентована чинним законодавством, правилами безпечного ведення гірничих робіт, правилами технічної експлуатації і таке інше. Найбільше розповсюдження у світовій практиці отримали механічні засоби закладання гідравлічним та пневматичним трубопровідним транспортом. Сьогодні існує вже усталена техніка та технологія гідрозакладальних робіт з використанням для гідротранспорту природного напору. Її характеризує висока продуктивність (понад 500 м³/год.) і підвищені концентрації гідросуміші [1]. Загальні вимоги, що висувуються до З.м.: можливість створення стійкого і щільного масиву з мінімальною усадкою; надійність і безпека транспортування; стійкість до самозаймання (вміст горючих домішок не повинен перевищувати 20%, сірчистих сполук 5-8%); мінім. злежуваність і стійкість до змерзання при зберіганні на складах; невисока вартість [2]. У якості закладального матеріалу використовують: гірські породи, що видобуваються в спеціальних кар'єрах: пісок, галька, гравій, дроблені корінні породи (глинисті і піщанисті сланці, пісковики, вапняки, горільники), а також відходи виробництва: порода, одержувана при розробці корисної копалини (порода шахтних відвалів), відходи збагачення корисних копалин, котельні шлаки та шлаки металургійних заводів, попіл [2-4].

3. МЕТА. Системний розгляд питання гідротранспортних систем гідрозакладальних комплексів вугільних шахт і введення у науковий обіг основних положень гідравлічного розрахунку цих систем.

3. МАТЕРІАЛИ ТА РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ

В Україні, на Донбасі перший гідрозакладальний комплекс було введено до експлуатації на шахті "Красний Октябрь" з метою захисту заводів міста Єнакієве при вийманні під ними вугільних пластів крутого падіння (рис. 1). Як закладальний матеріал використовують пусту породу, яку видають з шахти або отримують від інших постачальників.

Надійна експлуатація гідротранспортних систем ГЗК забезпечується застосуванням швидкорознімних з'єдин труб, підсиленням гідроабразивно зношених кінців ланок труб манжетами, застосуванням плавно вигнутих колін, шиберів переключення потоку гідросуміші на розгалуження трубопроводів та вдосконаленням іншого закладального обладнання.

При застосуванні відцентрових насосів та гідроелеваторів максимальний розмір зерен не повинен перевищувати 0,8 розміру прохідних отворів цих установок.

Неприпустиме використання закладальних матеріалів, від контакту з якими вода набуває агресивних кислотних або лужних властивостей.

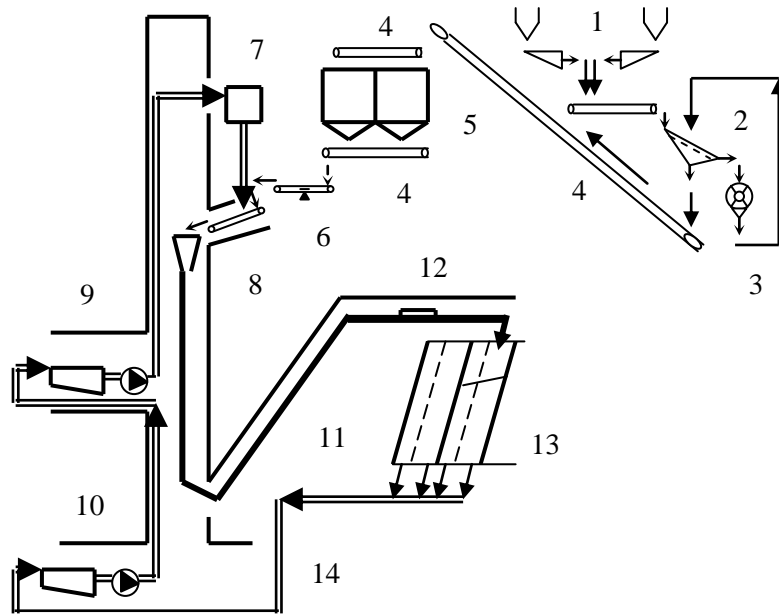
Основними характерними особливостями трубопровідного гідротранспорту закладальних матеріалів з природним напором є:

- * залежність параметрів гідротранспорту від співвідношення довжини вертикальної та горизонтальної ділянок трубопроводу;

- * саморегулювання напору у залежності від гідравлічного опору трубопроводу у межах можливої зміни висоти стовпа гідросуміші у низхідному поставі;

* можливість використання при транспортуванні закладального матеріалу потенційної енергії потоку гідросуміші;

* виникнення нестабільного режиму руху трьохфазної системи (при роботі з незаповненим вертикальним поставом) внаслідок підсмоктування повітря у змішувальній воронці.



- 1 – бункери скіпового підйому та приймальний; 2 – грохот;
 3 – дробарка; 4 – конвеєри; 5 – акумулюючий багатосекційний бункер; 6 – стрічковий конвеєр з вагами; 7 – резервуар; 8 – змішувальна воронка; 9, 10 – насосні станції;
 11 – закладальний трубопровід; 12 – установка зневоднення; 13 – лінія водовідливу.

Рис. 1. Схема ГЗК з природним напором на шахті "Красний Октябрь"

Трубопровід гідротранспортної системи, що працює у складі гідрозакладального комплексу під природним напором, можна розподілити на активну та пасивну частини. До активної частини треба віднести всі низхідні ділянки, при наповненні яких рідиною або гідросумішшю остання набуває енергії, достатньої для подолання власного опору руху. До пасивної частини відносять решту ділянок, тобто горизонтальні, висхідні похилі та вертикальні ділянки, а також слабо похилі спадні ділянки, що є споживачами енергії, яку набуває гідросуміш у активній частині.

Основними характеристиками гідротранспортної закладальної системи є: внутрішні розміри та форма перерізу труб, шорсткість стінок труб, кількість і величина місцевих опорів, профіль лінії трубопроводів та співвідношення довжини до висоти (L/H).

Траса трубопроводів гідротранспортної системи ГЗК повинна задовольняти умові, за якою при роботі у режимі повного живлення лінія напорів ніде не перетинає лінію АВСДЕ (рис. 2.). У протилежному випадку на ділянках трубопроводу, які прокладено вище лінії напорів, створюється розрідження, можливі підсмоктування повітря, розриви суцільності, нестабільний режим гідротранспортування, закупорка труб.

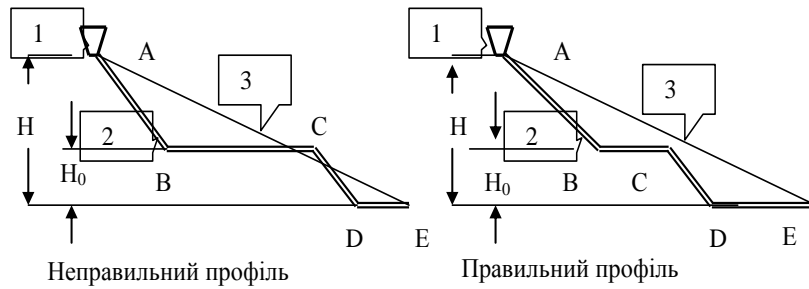


Рис. 2. Неправильний та правильний профілі трубопроводних ліній.

Робота гідрозакладальних установок здійснюється як з заповненим вище горловини воронки ставом, так і з мінливим рівнем гідросуміші в системі, що має свої як позитиви, так і негативи. У режимі повного живлення всмоктування повітря у трубопровід не відбувається, що знижує втрати напору при руху гідросуміші та запобігає утворенню закупорок. При роботі з незаповненим ставом рівень гідросуміші в ньому встановлюється спонтанно на певній висоті, яка потрібна для створення напору. Це забезпечує транспортування гідросуміші з максимально можливою концентрацією.

У останньому випадку можливе створення резерву висоти (напору), який використовується для подолання опору руху гідросуміші. Цей опір змінюється внаслідок коливання витрат рідини та твердого матеріалу, зміни його складу та стану системи трубопроводів. Резерв напору сприяє самоліквідації накопичень твердого матеріалу в окремих місцях системи трубопроводів, що передує виникненню закупорок.

Вибір того чи іншого режиму роботи гідротранспортної системи ГЗК для різного співвідношення L/H здійснюється на основі дослідження транспортної здатності закладальних трубопроводів та встановлення раціональних параметрів гідротранспортування.

Зупинимося на основних положеннях гідравлічного розрахунку гідрозакладальних установок. Вихідні дані для гідравлічного розрахунку такі:

G_S (кг, т); Q_S (m^3) – кількість транспортованого матеріалу. G_S (кг/год, т/год);

V_S (m^3 /год) – продуктивність ГТС по твердому матеріалу.

G_{cm} (кг/год, т/год); Q_{cm} (m^3 /год) – продуктивність ГТС по гідросуміші (тверда фаза).

ρ_S , ρ_0 , ρ_{cm} – густина твердого матеріалу, несучої рідини та гідросуміші, відповідно.

V_0 (m^3 /год) – кількість несучої рідини (рідка фаза гідросуміші).

q_0 (m^3 /т) – кількість несучої рідини на 1 т твердого матеріалу.

Основні формули для гідравлічного розрахунку:

Об'ємна концентрація гідросуміші

$$S = \frac{V_S}{V_S + V_0} = \frac{\frac{G_S}{\rho_S}}{\frac{G_S}{\rho_S} + q_0} = \frac{\rho_{cm} - \rho_0}{\rho_S - \rho_0}.$$

Масова концентрація гідросуміші

$$C = \frac{G_S}{G_S + G_0} = \frac{\rho_{cm} - \rho_0}{\rho_S - \rho_0} \cdot \frac{\rho_S}{\rho_{cm}}.$$

Густина гідросуміші $\rho_{cm} = \rho_0 + S(\rho_S - \rho_0)$.

Продуктивність гідротранспортної системи (ГТС):

$$Q_{cm} = V_s + V_0.$$

Гідравлічна крупність – кінцева швидкість вільного падіння окремої зернини під дією сили тяжіння у практично незбуреному (спокійному) середовищі.

При турбулентному падінні у рідині великих кулеподібних частинок діаметром більше 2,5 мм при $Re > 240$ гідравлічну крупність розраховують за формулою Рітгінгера:

$$w = \sqrt{\frac{2gd_{cp}(\rho_s - \rho_0)}{1,75\rho_0}} = 0,105\sqrt{d_{cp}(\rho_s - \rho_0)}.$$

Для великих частинок будь-якої форми рекомендують формулу А.Є.Смолдирева:

$$w = \sqrt{\frac{2gd_{cp}(\rho_s - \rho_0)}{3\rho_0\psi}}.$$

Ефективна в'язкість несучого середовища.

При $d < 0,15$ мм і $S = 0,1-0,2$ загальна ефективна в'язкість несучого середовища

$$\mu_c = \mu_n + \mu_{ст}; \quad \mu_n = \mu_0(1 + 2,5S)$$

$$\text{при } S > 0,1 \quad \mu_n = \mu_0(1 + 2,5S + 10,05S^2 + 0,0027e^{16,6S}); \quad e = 2,718.$$

Нормальна в'язкість несучих середовищ, схильних до структуроутворення

$$\mu_n = \mu_0 \frac{1}{(1 - 1,35S)^{2,5}}.$$

Питомий гідравлічний опір при транспортуванні чистої води.

$$i_o = \lambda_0 \frac{u^2}{2gD}.$$

Коефіцієнт опору для гідравлічно гладких труб

$$\lambda_0 = \frac{1,1}{(1,8 \lg Re - 1,5)^2}.$$

Коефіцієнт опору для шорстких труб

$$\lambda_0 = 0,24 \left(\frac{1,9 \cdot 10^6}{D} + \frac{1}{Re} \right)^{0,226}.$$

При наявності зазорів у стиках та недостатній відшліфованості (експлуатація менше 100-150 годин):

$$\lambda_0 = \frac{1}{\left(1,8 \lg \frac{Re}{10}\right)^2} = \frac{0,309}{(\lg Re - 1)^2}.$$

Згідно узагальнених експериментальних даних поверхня труб після транспортування гідросумішей протягом 100-150 годин набуває гідравлічно гладкого стану.

Для нових шорстких та дуже кородованих труб (формула Ф.А. Шевельова):

$$\lambda_0 = \frac{0,0159}{D^{0,226}} \left(1 + \frac{0,684}{u} \right)^{0,226}$$

У транспортних трубопроводах, армованих базальтовими вкладками, гідравлічні опори приймають як мінімум на 50 % вище, ніж у гідравлічно гладких трубах того ж діаметра.

Коефіцієнт гідравлічного опору для будь-якого стану внутрішньої поверхні труб можна визначити за допомогою формули А.Д. Альтшуля:

$$\lambda_0 = 0,11 \left(\frac{K_e}{D} + \frac{68}{Re} \right)^{0,28};$$

де K_e – еквівалентна рівнозначна шорсткість – висота виступів шорсткості, складена з піщинок однакового розміру, яка відповідає однаконому з заданою шорсткістю значенню коефіцієнта гідравлічного опору тертя λ_0 .

Число Рейнольдса – міра відношення сили інерції до сили внутрішнього в'язкого тертя в потоці (сили в'язкості):

$$Re = \frac{\rho l^2 u^2}{\mu \nu l} = \frac{\rho l u}{\mu} \text{ або } Re = \frac{u D}{\nu};$$

де ρ – густина рідини, кг/м³; l – характерний лінійний розмір уперек потоку, м; μ – динамічний коефіцієнт в'язкості рідини (газу), Па·с; u – середня швидкість потоку, м/с; d – внутрішній діаметр труби, м; ν – кінематичний коефіцієнт в'язкості рідини (газу), м²/с. Кінематична в'язкість води при температурі $t = 20$ °С: $\nu = 1 \cdot 10^{-6}$ м²/с.

Для в'язко-пластичних рідин число Рейнольдса є мірою відношення сил інерції до сил пластичності:

$$Re' = \frac{\rho l^2 v^2}{\tau_0 l^2} = \frac{\rho v^2}{\tau_0} \text{ або } Re = \frac{Re}{1 + \frac{\tau_0 d}{6\mu\nu}},$$

де τ_0 – динамічна напруга зсуву, Н/м².

Критичне число Рейнольдса – границя стійких режимів руху ньютонівських рідин, абсолютне визначення якої залежить від ступеня деформації русла, а саме: а) для круглих циліндричних труб $Re_{кр} = 2300-2320$; б) чим більший ступінь деформації русла, тим менше абсолютне значення критичного числа Рейнольдса $Re_{кр}$.

У випадку використання в якості закладального матеріалу гірських порід та ґрунтів особливості розрахунку гідрозакладальної системи такі.

Критична швидкість гідросуміші:

$$u_{кр} = 8,3 \sqrt[3]{D} \sqrt{S \cdot \psi_{ср}},$$

Де значення коефіцієнта ψ береться з таблиці 1:

Таблиця 1. – Коефіцієнт ψ

Крупність, мм	0,05-0,10	0,10-0,25	0,25-0,50	0,50-1,0	1,0-2,0	2,0-3,0	3,0-5,0	5,0-10,0	> 10,0
Коефіцієнт ψ	0,02	0,20	0,40	0,80	1,20	1,50	1,80	1,90	200

Швидкість транспортування гідросуміші

$$u_{см} = k_3 u_{кр}$$

де k_3 – коефіцієнт запасу швидкості: для дисперсної глини; $u_{кр} = 1,05 \div 1,1$; для піщано-гравійної суміші $k_3 = 1,1 \div 1,2$; $u_{кр}$ – критична швидкість потоку, м/с.

Діаметр трубопроводу визначають за формулою:

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{Q_{см}}{u_{кр}}}$$

І далі вибирають за каталогом найближчий менший розмір. $Q_{см}$ – продуктивність гідротранспортної системи, м³/год.

Загальні втрати напору для системи трубопроводів

$$H = h_{bc} + h_{нл,м} + h_{м,м} + h_{р,м} + h_{ост} + h_z$$

де $h_{bc} = h_6 + h_L + h_m$ – втрати напору на лінії всмоктування; $h_6 = \frac{h\rho_{cm}}{\rho_0}$ – втрати напору на висоту підйому гідросуміші від рівня води до осі насоса, м; h – висота осі

насоса над рівнем рідини, м; $h_L = \lambda L \frac{u^2 \rho_{cm}}{\rho_0 2gD}$ – втрати напору по довжині лінії всмоктування, м; ρ_{cm}, ρ_0 – густина гідросуміші та несучої рідини, відповідно; L – довжина трубопроводу, м; λ – коефіцієнт гідравлічного опору;

$$h_m = \zeta \frac{u^2 \rho_{cm}}{\rho_0 2g} \text{ – місцеві втрати напору, м. } \zeta \text{ – коефіцієнт місцевого опору.}$$

$$h_{нл,м} = \sum \zeta_{нл,м} \frac{u_{cm}^2 \rho_{cm}}{2g\rho_0} + i_{cm} L_{нл,м} \text{ – втрати напору у плавучому трубопроводі, м.}$$

При розрахунках можна прийняти, що втрати напору в одному шарнірному з'єднанні еквівалентні 10 і 5 м трубопроводу відповідно при відсутності або наявності прямої вставки.

Втрати напору у магістральному трубопроводі:

$$h_{м,м} = \sum \zeta_{м,м} \frac{u_{cm}^2 \rho_{cm}}{2g\rho_0} + i_{cm} L_{м,м}$$

Втрати напору у робочому трубопроводі:

$$h_{р,м} = \sum \zeta_{р,м} \frac{u_{cm}^2 \rho_{cm}}{2g\rho_0} + i_{cm} L_{р,м}$$

Втрати на залишковий напір $h_{ост}$ приймають у межах: при наливі для розведення гідросуміші – 3÷5 м; перед перекачувальною станцією – 8÷10 м; перед гідрокласифікатором – 10 м; у воду до згущувача – 20÷25 м.

Втрати напору на геодезичний підйом:

$$h_z = H_z \frac{\rho_{cm}}{\rho_0}$$

H_z – геодезична висота підйому гідросуміші, м.

Гранична дальність транспортування гідросуміші:

$$L_{max} = \frac{H_{зрп} - (H - h_{м,м})}{\frac{i_{cm} + \sum \zeta_{нл,м} u_{cm}^2 \rho_{cm}}{2g\rho_0}}$$

де $H_{зрп}$ – напір ґрунтового насоса, м;

$\sum \zeta_{нл,м} = \sum \zeta_{нл,м} + \sum \zeta_{м,м} + \sum \zeta_{р,м}$ – сума всіх коефіцієнтів місцевого опору транспортного трубопроводу.

5. ВИСНОВКИ

1. Розглянуто практику використання і схеми гідрозакладальних комплексів вугільних шахт, зокрема раціональний профіль трубопровідних ліній комплексу, його основні складові частини.
2. Подані основні формули для гідравлічного розрахунку трубопровідної системи гідрозакладального комплексу.

ЛІТЕРАТУРА

1. Світлий Ю.Г. Гідравлічний транспорт / Ю. Г. Світлий, В. С. Білецький ; Донецького Наук. т-ва ім. Шевченка. – Донецьк : Сх. вид. дім, 2009. – 436 с.
2. Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. — Д. : Східний видавничий дім, 2004—2013.
3. Бакка М. Т., Гуменюк І. Л., Редчиць В. С. Екологія гірничого виробництва. – Житомир: ЖДГУ, 2004. – 207 с.
4. Основи технології гірничих робіт / За ред. К. Ф. Сапицького. – К.: ІСДО, 1993. – 196 с.
5. Смолдырев А.Е., Сафонов Ю.К. Трубопроводный транспорт концентрированных гидросмесей. – М.: Машиностроение, 1989.

УДК 622.242:622.235

А. Остапчук, студент, І. Дем'янов, студент, О.С. Тарасюк, провідний інженер, кафедра геоінженерії Національного технічного університету України «КПІ ім. Ігоря Сікорського»

Д.В. Хлевнюк, пров. інженер, О.М.Чала, к.т.н., с.н.с., Інститут гідромеханіки НАН України

ФІЛЬТРАЦІЯ ЗАПИСУ ХВИЛЬОВИХ КОЛИВАНЬ

Розглянуто застосування фільтрації сейсмовибухових хвиль для усунення сторонніх шумів, що має важливе значення для подальшого розрахунку критеріїв сейсмобезпеки.

Application of filtration of seismic explosive waves for elimination of foreign noise is considered. This is important for further calculating the seismic safety criteria.

Вступ. Фільтрація записів хвильових коливань є одним із способів виділення з сейсмограми, що складається з численних накладених один на одного коливань з різними амплітудно-частотними характеристиками, основних (корисних) сейсмовибухових хвиль. Останні, в основному, являються хвилями більш низькочастотними, ніж хвилі, що виникають на шляху їх поширення. Тому польові магнітно-електричні сейсмоприймачі масового застосування типу СМ-3 налаштовані для запису хвильових коливань нижче 50 Гц.

Останнім часом проводяться роботи з вивчення фільтрації сейсмічних сигналів від проведення промислових вибухів [1, 2].

Мета роботи. Дослідження низькочастотної фільтрації сейсмовибухових хвиль.

Матеріали і результати досліджень. Сейсмограми, записані від промислових вибухів, без попереднього фільтрування не можливо коректно «прочитати» і використувати їх. Фільтри можуть бути заздалегідь вмонтовані в сейсмограф, наприклад канадський сейсмограф Mini Mate Plus [3], і фільтрація в цьому випадку відбувається одночасно з реєстрацією параметрів СВХ, або фільтрація проводиться під час обробки сейсмограм математичними методами.

Фільтри діляться на фільтри нижніх і верхніх частот. Перші ефективно пропускають частотний спектр сигналу нижче певної частоти (частоти зрізу) і пригнічують частоти сигналу вище цієї частоти. Другі - пропускають частоти сигналу вище частоти зрізу і пригнічують частоти сигналу нижче цієї частоти.

На рисунках 1 і 2 представлені сейсмограми відповідно МВ №4 і вибуху одиничного заряду №5 без фільтрації. Як видно з представлених сейсмограм, вони щільно забиті високочастотними хвильовими коливаннями, що виникли в результаті інтерференційних явищ. Виділити справжні видимі амплітуди швидкості зсуву ґрунту і періоди їх коливань неможливо і дуже важко із застосуванням спектрального аналізу для визначення максимуму амплітудного спектра і його періоду.

При наявності подібних сейсмограм використовується низькочастотна фільтрація. На рисунках 3 і 4 представлені ті ж сейсмограми, що розглядалися вище, але профільтровані на частоті 50 Гц. Як можна переконатися, навіть видимі значення амплітудо частотної характеристики параметрів СВХ будуть практично відповідати справжнім показникам коливань під час вибуху.

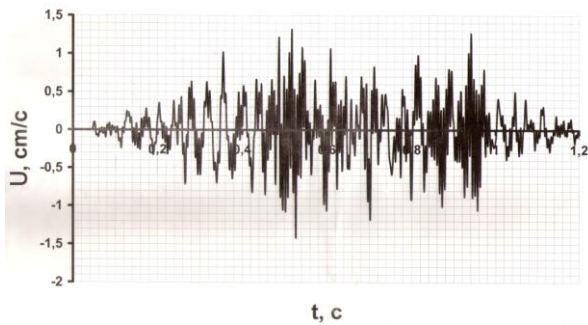


Рис. 1. Сейсмограма МВ № 4 (канал 2 без фільтра) по Z – складовій на відстані 370 м

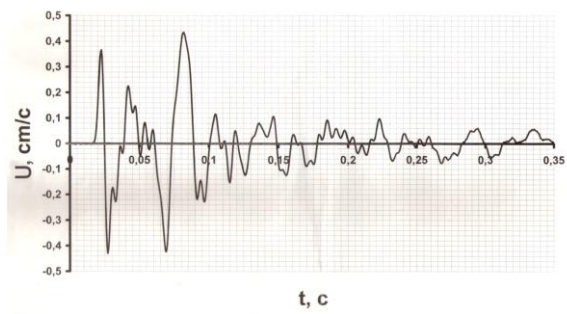


Рис. 2. Сейсмограма вибуху одиночного свердловинного заряду № 5 (канал 1 без фільтра) по Z – складовій на відстані 350 м

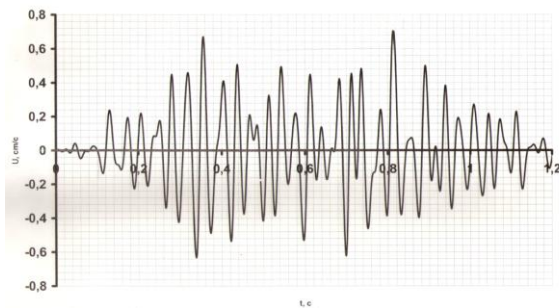


Рис. 3. Сейсмограма МВ № 4 (канал 2 фільтр 50 Гц) по Z - складовій на відстані 370 м

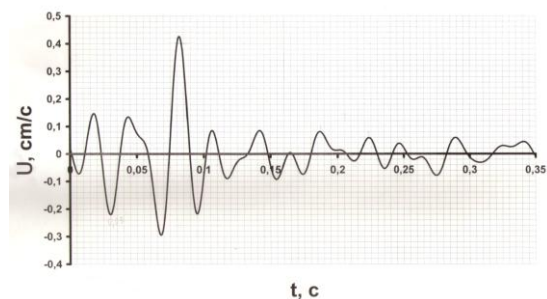


Рис. 4. Сейсмограма вибуху № 5 одиночного свердловинного заряду (канал 1 фільтр 50 Гц) по Z - складовій на відстані 350 м

Висновки. Проведення низькочастотної фільтрації СВХ має важливе значення при визначенні основних критеріїв сейсдобезпеки при вибухових роботах - швидкості зсуву ґрунту і частоти коливань.

Список літератури.

1. Беседина А.Н., Кабыченко Н.В., Кочарян Г.Г., Павлов Д.В. Численная коррекция сейсмограмм и шумы измерительного канала. *Сб. научн.трудов ИДГ РАН*. 2011. Вып.2. С.100-107.
2. Лемешко В.А., Бойко В.В., Кузьменко А.А., Хлевнюк Д. В. Дискретизация аналогового сигнала от сейсмического приемника см-3 при проведении промышленного взрыва. *Вісник НТУУ «КПІ». Серія «Гірництво»*. 2015. Випуск 27. С.97-104.
3. Руководство по эксплуатации MiniMatePlus. Версия программного обеспечения 4.3. www.instantel.com

Л.В. Степанюк, студентка 5 курсу, Л.В. Шайдецька, к.т.н., ст. викл. Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут імені Ігоря Сікорського»

ЕКСПЛУАТАЦІЯ КАНАЛІЗАЦІЙНИХ МЕРЕЖ

Розглянуто основні методи проведення санації систем водовідведення та характеристики закритого, відкритого та напіввідкритого способу будівництва систем водовідведення, стисло розкрито за якими параметрами вибирається метод будівництва санації.

The main methods of carrying out the sanitation of drainage systems and the characteristics of a closed, open and semi-open method of construction of drainage systems are considered and it is briefly disclosed on which parameters the method of construction of sanitation is chosen.

Вступ. На промислових підприємствах експлуатацію каналізаційної мережі здійснюють спеціальні служби, що входять зазвичай до складу відділу головного енергетика або головного механіка. Експлуатаційні служби кожного району можуть обслуговувати мережу протяжністю до 1000 км. Попередження старіння і оперативна ліквідація наслідків аварійних ситуацій - одна з головних задач служб експлуатації комунальних об'єктів. В даний час це питання набуває особливої актуальності в країнах СНД, де в комунальному секторі старіння трубопроводних комунікацій та іншого обладнання різного призначення досягло критичного рівня. Незважаючи на значні терміни служби підземних трубопроводів, виконаних з різних матеріалів, ознаки старіння і явних пошкоджень можуть виникати вже через 5-10 років після будівництва.

Аналіз літературних джерел. Сучасні технології відновлення колекторів закритими способами наведені в [1], а [2] встановленні правила проектування, монтажу, приймання й експлуатації внутрішніх та зовнішніх мереж водопостачання та каналізації будинків і споруд із використанням труб та фасонних виробів із полімерних матеріалів із врахуванням [3].

Метою даної роботи є аналіз основних методів проведення санації систем водовідведення, а саме оновлення за допомогою відкритих, закритих та напіввідкритих способів будівництва.

Матеріали і результати досліджень. Глибина закладення трубопроводів побутової каналізації повинна бути достатньою для запобігання замерзання і приймання стічних вод, що відводяться з підвальних приміщень.

Представлена на рис.1 схема показує структуру основних методів будівельної санації, таких, як ремонт, відновлення і оновлення.

При будівництві та оновленні каналізаційної мережі використовується закритий спосіб, так званий метод щитової проходки. Цей метод є раціональним і більш індустріальним. Характерною рисою його є те, що проведення робіт не залежить від пори року, скорочується обсяг земляних робіт в 2,5- 3 рази, витрата робочої сили знижується в 1,5-2 рази. Щитовий метод дозволяє розвивати темпи робіт і з успіхом може застосовуватися при будівництві каналізаційної мережі на будь-якій глибині закладення. Цей метод можна застосовувати для прокладки трубопроводів різного призначення як в межах міських проїздів і площ, так і при перетині залізничних і автомобільних доріг. Колектори, для спорудження яких передбачається використовувати закритий спосіб, будуються щитами діаметром 3,6 і 4,0 м

вітчизняного виробництва з переходом на застосування механізованих тунелепрохідних комплексів зарубіжних виробників.

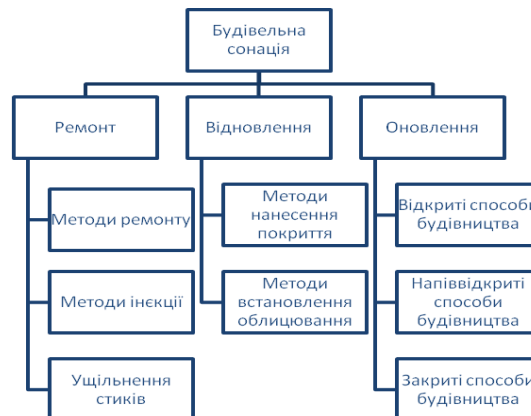


Рис.1. Основні методи будівництва санації систем водовідведення

Під час проектування і будівництва колекторів відкритим способом використовуються збірні залізобетонні конструкції, а також монолітний залізобетон. Огородження котлованів в цьому випадку проектуються як в традиційному виконанні, так і методом «стіна в ґрунті» або палями які перетинаються в залежності від глибини залягання колектора і впливу його будівництва на навколишню забудову.

Застосування напіввідкритого способу робіт дозволяє вести будівництво підземної споруди з меншою, порівняно з відкритим способом, перервою руху транспортних засобів на поверхні землі, а в деяких випадках дозволяє її взагалі уникнути.

Висновки. Аналіз основних методів будівництва санації систем водовідведення, дозволяє зробити висновки, що застосування кожної із цих схем проводиться за певними параметрами в залежності від гідрогеологічних умов та від умов забудови місцевості.

Список літератури.

1. Гончаренко Д.Ф., Коваленко А.Н., Коваленко А.В., Белецкий И.В. Восстановление канализационного коллектора закрытым способом с применением современных технологий // Ресурсоекономні матеріали, конструкції, будівлі та споруди: зб. наукових праць. – Рівне, 2008. – Вип. 16. – С. 324–329.
2. ДСТУ-Н Б В.2.5-40:2009. Проектування та монтаж мереж водопостачання та каналізації з пластикових труб. Київ Мінрегіонбуд України 2010.
3. ДБН 360-92** Містобудівництво. Планування та забудова міських та сільських поселень.

Радецька О. Й., студентка, О. Я. Тверда, доц., д. т. н., доцент, К. К. Ткачук, проф., д. т. н., зав. кафедри ІЕ КПІ ім. Ігоря Сікорського

ЕКСЕРГО-ЕКОЛОГІЧНИЙ АНАЛІЗ ТА ОПТИМІЗАЦІЯ ТЕПЛОЕЛЕКТРОЦЕНТРАЛІ

Робота присвячена підвищенню енерго- та ресурсоефективності теплоелектроцентралей, що утилізують тверді побутові відходи за допомогою ексерго-екологічного аналізу, який дозволив визначити обладнання, що здійснює найбільший вплив на довкілля в процесі експлуатації ТЕЦ, а також на етапах його виробництва та утилізації. Встановлено залежності концентрацій викидів від кількості води та витрати повітря у камері згоряння, а також залежності концентрацій вуглекислого газу та оксидів азоту від кількості метанолу у камері згоряння твердих побутових відходів.

The research is devoted to increase of energy and resource efficiency of heat and power plants, which utilize solid household waste using exergo-environmental analysis, which made it possible to identify the equipment that has the greatest environmental impact during the operation of the heat and power plants, as well as at the stages of its production and utilization. The dependences of the emission concentrations on the amount of water and air flow in the combustion chamber, as well as the dependence of the concentrations of carbon dioxide and nitrogen oxides on the amount of methanol in the combustion chamber of solid household waste were established.

Вступ. Сучасна екологічна політика України спрямована на трансформацію багатьох галузей промисловості та впровадження принципів, зазначених у Законі України «Про Основні засади (стратегію) державної екологічної політики України на період до 2030 року» та проекті Закону України «Про Стратегію сталого розвитку України до 2030 року», що підкріплені міжнародними зобов'язаннями нашої країни. Відповідно до завдань, визначених в цих стратегічних документах, суб'єкти господарювання мають впроваджувати більш екологічно чисте виробництво та здійснювати екологічні інновації, спрямовані на модернізацію промислових підприємств в цілях підвищення енерго- та ресурсоефективності, а також екологічної безпеки згідно з міжнародними стандартами [1, 2]. Для створення умов і реалізації принципів стійкого розвитку, країни та організації розробляють різні методи та інструменти оцінки впливу на довкілля.

Основним законодавчим актом в галузі екологічного оцінювання в Україні є Закон України «Про оцінку впливу на довкілля», прийнятий у 2017 році [3]. Відповідно до процедури, зазначеної в Законі України «Про оцінку впливу на довкілля», одним із розділів звіту є надання інформації про джерела та види можливого впливу на довкілля, яка надає загальну оцінку суб'єкта господарювання без деталізованої характеристики окремих установок і апаратів. На жаль, в Україні ОВД проводиться на етапі проектування та не може забезпечити оцінку та запобігання екологічним наслідкам, що суттєво відрізняється від світової практики, де передбачається екологічне оцінювання на всіх стадіях інвестиційного проекту. Для виконання міжнародних угод, що стосуються дотримання відповідних європейських екологічних нормативів та стандартів, необхідно провести оптимізацію процесів та систем виробництва.

Аналіз літературних джерел. На сьогоднішній день одним із найпоширеніших інструментів оптимізації є еколого-економічний аналіз, який полягає в знаходженні

науково-обґрунтованого співвідношення між матеріальними потребами розвитку та мінімізацією антропогенного навантаження. На практиці результатом проведення еколого-економічного аналізу, як правило, є економічна оцінка екологічних аспектів діяльності підприємства. Отже, існуючий підхід хоч і вирішує низку важливих еколого-економічних питань, проте він не дозволяє визначити можливості для підвищення екологічної ефективності, ресурсозбереження та утилізації вторинних енергоресурсів, що є актуальним питанням для об'єктів теплової електроенергетики. Вирішити це актуальне питання можна за допомогою аналізу та моделювання основних закономірностей змін екологічних показників залежно від технологічних параметрів об'єктів електроенергетики.

Разом з тим варто зазначити, що широкої розповсюженості в останні роки здобули методи аналізу, що базуються на понятті ексергії термодинамічних систем, які дають можливість для знаходження проблемних місць та підвищення ефективного функціонування теплоустановок. Даний метод аналізу визначає деструкцію ексергії для кожного устаткування системи, що показує можливості для ресерозбереження [4, 5]. Такі методи, у поєднанні із екологічними – ексерго-екологічні, надають змогу моделювати основні закономірності змін екологічних показників в залежності від технологічних процесів об'єктів теплової енергетики.

Метою роботи є підвищення рівня екологічної безпеки в районах забруднення атмосферного повітря викидами теплоелектроцентралей (ТЕЦ) за допомогою ексерго-екологічного аналізу.

Матеріали і результати досліджень. В рамках наукових досліджень проведено ексерго-екологічний аналіз із використанням програмного забезпечення Epsilon Professional ТЕЦ. Проводилось моделювання теплоелектроцентралі в програмному забезпеченні Epsilon Professional, що працює на твердих побутових відходах (ТПВ) та природному газі. Централь виробляє 190 МВт електроенергії та 50 МВт теплової енергії. Витрата ТПВ складає 30 кг/с, природного газу 3,19 кг/с. Використовувалась сучасна концепція для утилізації побутових відходів “WTE-GT cold windbox integration”. Перевагами даної конфігурації є зменшення капітальних та експлуатаційних витрат, а також зменшення впливу на довкілля, порівнюючи з традиційними системами термічного знешкодження. Технологічна схема змодельованої ТЕЦ наведена на рис. 1.

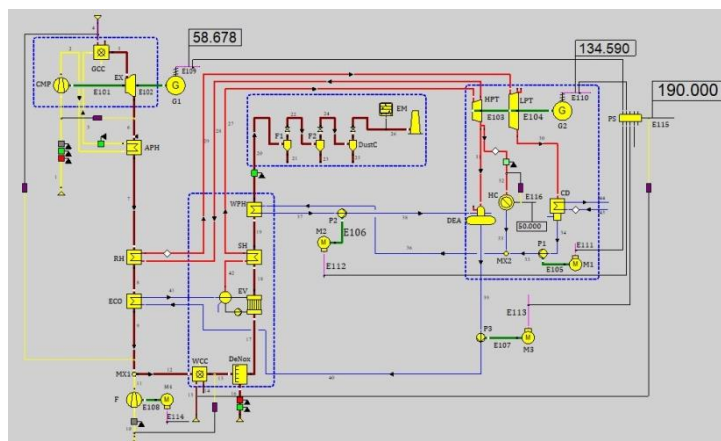


Рисунок 1 – Технологічна схема ТЕЦ

Користуючись термодинамічними показниками, отриманими в результаті моделювання системи, були складені ексергетичні баланси для обладнання та системи в цілому. Наприклад, ексергетичний баланс для теплообмінника (RH) має наступний

вигляд:

$$(E_7 - E_8) = (E_{29} - E_{28}) - E_D \text{ або } m_7(e_7 - e_8) = m_{28}(e_{29} - e_{28}),$$

де m_i – масова витрата i -го потоку речовини, кг/с; e_i – питома ексергія i -го потоку речовини, Дж/кг; E_i – ексергія i -го потоку речовини, Вт.

Оцінка життєвого циклу продукту проводилася за допомогою методології “Еко-індикатор 99”. Отримані результати використовувались для складання ексерго-екологічних балансів та додаткових рівнянь. Ексерго-екологічний баланс для теплообмінника (РН) має наступний вигляд:

$$b_7E_7 + b_{28}E_{28} + Y_5 = b_8E_8 + b_{29}E_{29},$$

де b_i – питомий вплив на довкілля ексергії, mPts/кВт*год; Y_5 – сумарний вплив на довкілля на стадіях виробництва, експлуатації та утилізації 5-го компонента, mPts/год.

Встановлено загальний ексерго-екологічний вплив системи на довкілля, що склав 8268,85 mPts/год. Визначено компоненти, що здійснюють найбільший вплив на навколишнє середовище, враховуючи весь життєвий цикл обладнання, а саме парові турбіни, котел для спалювання ТПВ та газова камера згоряння. За ексерго-екологічним показником сумарного впливу на довкілля, що враховує деструкцію ексергії та вплив обладнання на етапах виробництва, експлуатації та утилізації були отримані наступні дані: камера згоряння ТПВ – 1404,85 mPts/год, парові турбіни низького та високого тиску – 1527,48 та 1302,27 mPts/год відповідно.

Проведено також аналіз можливих напрямків підвищення екологічної безпеки ТЕЦ за допомогою управління технологічними параметрами. Основним компонентом, що здійснює найбільший вплив на навколишнє середовище від ТЕС або ТЕЦ, що працюють на ТПВ, є камера згоряння. За результатами апробації ексерго-екологічного аналізу встановлено, що вплив на довкілля через деструкцію ексергії від камери згоряння ТПВ складає 37 %, а разом з газовою камерою горіння – 54 % від загальної деструкції системи.

Для зменшення кількості викидів в процесі термічної утилізації ТПВ розглядається можливість подачі води до камери згоряння, ступеневе спалювання та подача метанолу безпосередньо в камеру згоряння. Для встановлення відповідних залежностей використано симуляцію ТЕЦ.

Додавання води до паливоповітряної суміші збільшує її теплоємність. Тому загальний рівень температури значно знижується за умови використання такої ж кількості палива. В табл. 1 наведено концентрації викидів за умови подачі води до камери згоряння ТПВ та загальний ККД системи.

Таблиця 1 – Концентрації викидів та ККД системи за умови різної подачі води до камери горіння

Кількість води (1)	CO ₂ , мг/м ³	NO _x , мг/м ³	HCl, мг/м ³	SO ₂ , мг/м ³	Ефективність системи, %
0 %	249251	125,34	8,26	32,1	47,4
0,1 %	249387	125,41	8,202	31,8	47,4
1 %	251687	126,15	8,18	29,1	47,4
2 %	250297	126,41	8,03	26,02	47,2

де (1) – частка від витрати палива.

Відповідно за умови додавання 2 % H₂O від загальної витрати палива концентрація SO₂ зменшиться на 19 %, HCl – на 3 %. Проте, як видно з табл. 1, є і негативні зміни. Такі як, збільшення концентрацій викидів вуглекислого газу та оксидів азоту, а також зменшення ефективності системи на 0,2 %. Аналіз таблиці показав, що найбільш доцільним є використання ТПВ з подачею до камери згоряння 2 % води.

Наступним етапом встановлено залежність зменшення концентрації NO_x та CO₂ від зміни процесу на ступеневе спалювання з подачею 2 % води від витрати палива. На рис. 2 наведено залежність концентрації викидів вуглекислого газу та оксидів азоту від додаткової витрати повітря в камері згоряння:

$$C_{CO_2} = 0,75 * m^2 - 8,65 * m + 250305,$$

$$C_{NO_x} = -0,155 * \ln(m) + 126,41.$$

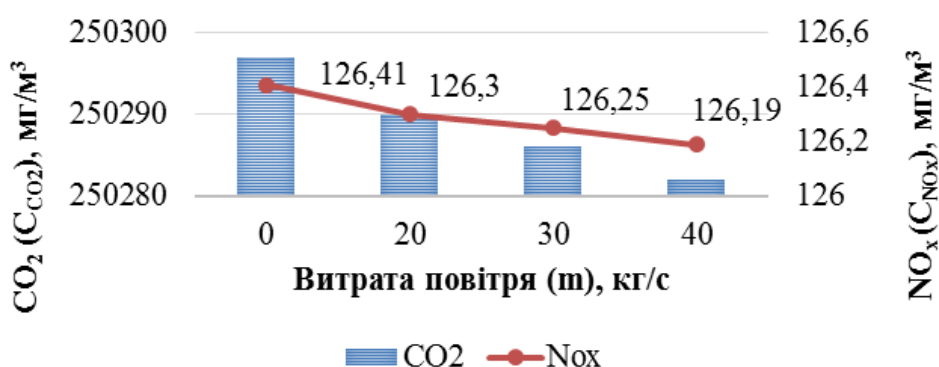


Рисунок 2 – Залежність концентрації викидів (CO₂ та NO_x) від ступеневого спалювання (ТПВ + 2 % H₂O)

Додавання метанолу до камери згоряння впливає найбільше на зменшення концентрацій викидів серед інших параметрів, що розглядалися (рис. 3). Окрім того, додавання метанолу зумовило значний еколого-економічний ефект (EEE), який розраховувався за формулою:

$$EEE = \text{Дохід від продажу електроенергії} - \text{Вартість метанолу} - \text{Екологічний податок за викиди у атмосферне повітря.}$$

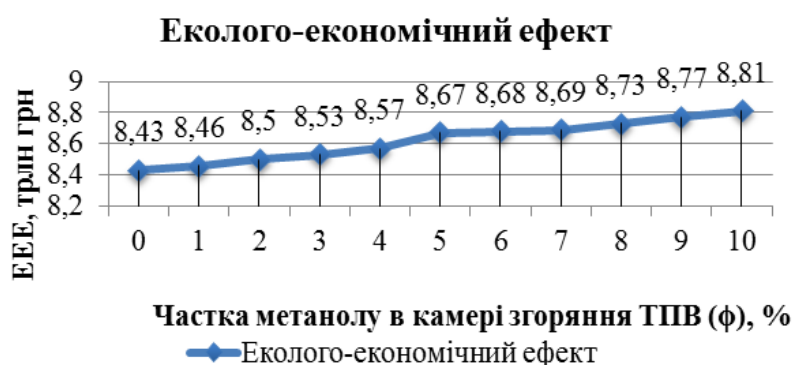


Рисунок 3 – Залежність еколого-економічного ефекту від частки використання метанолу в камері згоряння ТПВ

$$EEE = 0,0387 * \phi + 8,3895.$$

В результаті дослідження встановлено, що еколого-економічний ефект зростає зі

збільшенням частки метанолу в камері згоряння ТПВ. Проте, подальше збільшення частки метанолу (> 10 %) потребує збільшення витрати повітря для обмеження температури відхідних газів, яка знаходиться в межах 900–1100°C, для уникнення корозії в котлі, тому є недоцільним. При подальшому збільшенні частки метанолу потрібно зменшувати витрату ТПВ.

Висновки. Доведено, що ексергетичний аналіз дає можливість обирати параметри, зміна яких здійснює найбільший вплив на термодинамічну ефективність ТЕЦ. Зокрема визначено, що камера згоряння ТПВ, парові турбіни та газова камера згоряння мають найбільший вплив на довкілля.

Визначено можливості зменшення концентрацій викидів зі зміною хімічного складу палива внаслідок вприскування води, використання метанолу як добавки до ТПВ та впровадження процесу ступеневого спалювання з додатковою витратою повітря.

Встановлено залежності концентрацій вуглекислого газу та оксидів азоту від кількості метанолу у камері згоряння ТПВ. Визначено, що при подачі води до камери згоряння концентрація SO₂ значно зменшується, при вприскуванні 2 % H₂O від масової частки палива викиди діоксиду сірки скорочуються на 19 %. Обґрунтовано, що ефективним методом для зменшення викидів діоксиду вуглецю та оксидів азоту є підвищення коефіцієнта надлишку повітря з використанням технології ступеневого спалювання.

Встановлено залежності концентрацій вуглекислого газу та оксидів азоту від кількості метанолу у камері згоряння ТПВ. Виявлено, що при додаванні метанолу до камери згоряння ТПВ спостерігається більш рівномірне горіння, що призводить до зменшення всіх викидів та підвищення ефективності роботи системи. Встановлено, що найкращими технологічними умовами є додаткова витрата повітря та використання метанолу як добавки до ТПВ. Встановлено, що еколого-економічний ефект при додаванні CH₃OH зростає, тому запропоновано використання 10 % метанолу від частки витрати ТПВ. При додаванні > 10 % метанолу необхідно зменшувати витрату ТПВ для правильної експлуатації котла.

Список використаних джерел

1. Про Основні засади (стратегію) державної екологічної політики України на період до 2030 року: Закон України від 28 лютого 2019 р. № 2697 – VIII. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/2697-19> (дата звернення: 08.03.2019).
2. Про стратегію сталого розвитку України до 2030 року: Закон України від 7 серпня 2018 р. № 9015. URL: http://search.ligazakon.ua/l_doc2.nsf/link1/JH6YF00A.html (дата звернення: 10.03.2019).
3. Про оцінку впливу на довкілля: Закон України від 23 травня 2017 р. № 2059 – VIII. URL: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/2059-19> (дата звернення: 08.03.2019).
4. Tolga Balta M., Kalinci Y., Hepbasli A. Evaluating a low exergy heating system from the power plant through the heat pump to the building envelope. *Energy & Buildings*. 2008. V. 40. P. 141–147.
5. Favrat D., Marechal F., Epelly O. The challenge of introducing an exergy indicator in a local law on energy. *Energy*. 2008. V. 38. P.130–136.

Виноградова О.П., к.т.н., Інститут надтвердих матеріалів ім. В.М. Бакуля, НАН України; Стельмах О.У., д.т.н, Національний авіаційний університет; Манохін А.С., к.т.н.; Петасюк Г.А., д.т.н.; Васильчук О.С., аспірант першого року навчання; Майстренко А.Л., член-кореспондент НАН України, Інститут надтвердих матеріалів ім. В.М. Бакуля, НАН України

ГЕОМЕТРИЧНІ ПАРАМЕТРИ ЧАСТИНОК ПРОДУКТІВ ЗНОШУВАННЯ МАТРИЧНОГО МАТЕРІАЛУ У ПОРОДОРУЙНІВНИХ ЕЛЕМЕНТАХ ІЗ КОМПОЗИЦІЙНОГО АЛМАЗОВІСНОГО МАТЕРІАЛУ, ВИЛУЧНИХ МЕТОДОМ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ ЗІ ШЛАМУ

Анотація. В роботі досліджено отримані методом магнітної сепарації продукти зношування породоруйнівного елемента із композиційного алмазовмісного матеріалу (КАМ) із NiSn(6%) та алмазів марки АС 300Т зернистості 400/315 мкм при руйнуванні пісковика Торезького родовища. Зроблено висновок про відповідність форми частинок зношування матричного матеріалу із NiSn(6%) формі частинок продуктів руйнування гірської породи, про що свідчить ідентичність крихкого механізму їх відколювання

Annotation. In the paper the results of the magnetic separation of the products of the wear of the rock-cutting element from composite diamond-bearing material (KAM) from NiSn (6%) and diamonds of the brand AS 300T of 400/315 microns at destruction of the sandstone of the Torez deposit. The conclusion is drawn on the correspondence of the shape of the wear particles of the matrix material from NiSn (6%) the form of particles of rocks destruction, as evidenced by the identity of the fragile mechanism of their cracking

Вступ. Дослідження рельєфу робочої поверхні матриці бурового інструменту дозволяє оцінювати інтенсивність її зношування в залежності як від її хімічного складу, так і від режимних параметрів. Характер зношування матриці, ступінь її пошкодження, в залежності від зміни вищезазначених параметрів, відкривають нові можливості для вивчення механізму відколу одиничної частинки матриці.

Аналіз літературних джерел.

Втрата маси матричного матеріалу бурового інструменту, згідно з роботами [1,2] відбувається внаслідок одномоментного вдавлювання кулеподібних частинок шламу гірської породи, в результаті чого на робочій поверхні матриці утворюються подряпини. Про подібну дію абразивних частинок на існуючі тріщини та дислокації у металевому контртілі, вказано в роботах [3–8], причому напрямки розповсюдження тріщин, як вказують автори, остаточно, впливають на форму відокремлюваної частинки продуктів руйнування металевого зразка, рис.1, тобто, його зношування представлено хаотичним процесом.

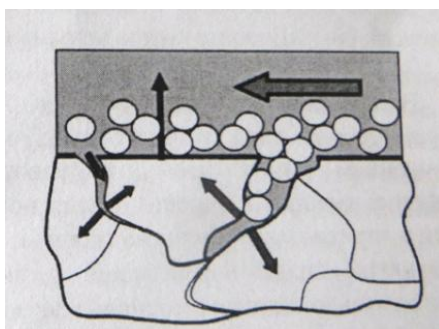


Рис. 1. Схема відколювання частинки металевого матеріалу частинками абразивної маси, згідно з [3–8]

Мікроскопічні дослідження робочої поверхні алмазного бурового інструменту [9–13] дозволили зробити висновок, що на ній утворюється не система подряпин, а система мікроборозенок, що складаються з мікролунок, які залишаються після крихкого відколювання одиничних частинок продуктів зношування матеріалу матриці, рис. 2а,б, незалежно від хімічного складу матеріалу матриці (WC+Co, Ni+Sn, Ni+Sn+Cu), конструкції бурового інструменту та режиму його експлуатації.

Представлений на рис.2в фрагмент продуктів руйнування твердосплавної пластини (матеріал матриці, WC+Co, у буровому інструменті) одиничним алмазним зерном [14] за конфігурацією ідентичний до конфігурації частинки продуктів руйнування гірської породи [15], з усіма характерними геометричними ознаками: зоною заглиблення індентору 1, боковими частинами 2, кінцевою зоною 3 та ядром 4.

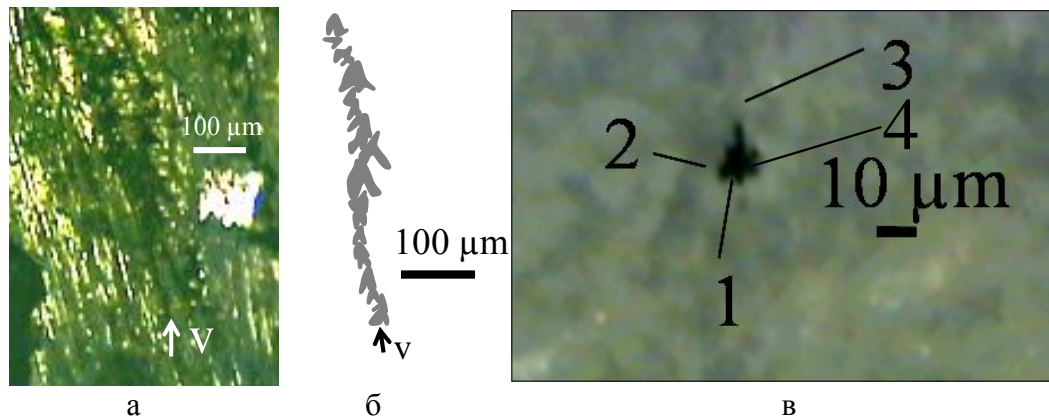


Рис. 2. Загальний вигляд: робочої поверхні матриці алмазного породоруйнівного елемента, виготовленого методом електроспінання з матрицею із NiSn(6%), V–напрямок відколювання частинок зношування матриці – а; схематичного зображення мікробиоїн у вигляді мікроборозенок на робочій поверхні інструменту – б, відколотого від пластини з твердого сплаву ВК6 фрагменту продуктів її руйнування одиничним алмазним зерном зернистості 800/630 мкм в породоруйнівному інструменті, 1 – зона заглиблення індентору (гострої кромки алмазного зерна), 2 – бокові частини, 3 – кінцева частина, 4– ядро – в

Незважаючи на хімічний склад матричного матеріалу (вольфрамо-кобальтовий сплав чи інтерметалід NiSn(6%)), мікроборозенки у вигляді з'єднаних мікролунок заповнюють всю робочу поверхню бурового інструменту. Проте відокремити продукти зношування матричного матеріалу до цього часу не вдалось.

Метв роботи полягає у відокремленні та дослідженні конфігурації частинок продуктів зношування матричного матеріалу NiSn(6%) породоруйнівного елемента від продуктів руйнування гірської породи.

Матеріали і результати досліджень.

Для проведення досліджень по вилученню матричної складової використовувалися продукти руйнування, отримані при точінні блоку (керну) пісковика Торезького родовища ІХ категорії буримости циліндричним породоруйнівним елементом діаметром 10 мм на спеціальному стенді, створеному на базі токарно-гвинторізного верстату мод.ДП-200, рис.3,а.

Породоруйнівний елемент, отриманий методом електроспінання, оснащений алмазами марки АС160Т 1 в матриці NiSn (6%) 2, на робочій поверхні якої утворюються мікроборозенки 3, рис. 3б, закріплювали у різцетримач для точіння керну зі швидкістю 2 м/с з метою відбору шламу гірської породи, в якому містяться продукти зношування матеріалу матриці.

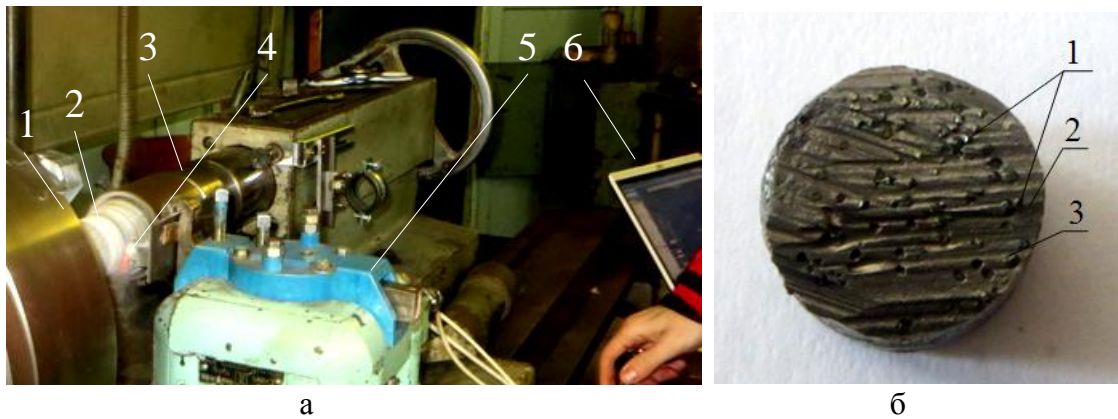


Рис.3. Загальний вигляд експериментального стану, створеного на базі токарно-гвинторізного верстату моделі ДІП-200 : 1–токарно-гвинторізний верстат 2–циліндричний блок пісковика Торезького родовища, 3–оправка для утримання блоку пісковика; 4– циліндричний породоруйнівний елемент, 5 – динамометричний пристрій, 6– дисплей ПЕОМ для реєстрації зусиль руйнування гірської породи–а; породоруйнівного елемента (вид зверху),оснащеного алмазами АС 300Т зернистістю 400/315 мкм : 1– алмазні зерна, 2–матриця із NiSn(6%), 3– мікробороздки на поверхні матричного матеріалу–б

Продукти руйнування гірської породи упереміш з продуктами зношування породоруйнівного інструменту піддали магнітній сепарації. Були відділені частинки матричного матеріалу та частинки гірської породи, з прожилками металевих сполучень, адже в пісковіку містяться: магнетити $FeO \cdot Fe_2O_3$; ільменіти, $FeO \cdot TiO_2$; залізисті карбонати та ін.

Морфометричні характеристики частинок продуктів зношування породоруйнівного алмазного елемента та продуктів руйнування гірської породи встановлювали за допомогою мікроскопа DiaInspect OSM фірми VOLLSTADT DIAMANT GmbH в діапазоні розмірів від 0 до 100 мкм. В зоні дослідження було визначено частинки з домішками та частинки зношеної матриці експериментального елемента, рис.4.



Рис. 4. Видалена методом магнітної сепарації низка продуктів руйнування гірської породи алмазним інструментом упереміш з продуктами зношування його матричного матеріалу, отримана за допомогою мікроскопа DiaInspect OSM фірми VOLLSTADT DIAMANT GmbH , мітка –200 мкм

Середній розмір, абсолютно, чорних, без домішок, трикутноподібних та сердечкоподібних частинок має значення 35 мкм, що цілком, відповідає розміру та формі мікролунок, що утворюють мікроборозенки на поверхні матриці із NiSn(6%) ,див. рис.2а,б.

Проте, магнетити, ільменіти, теж, чорного кольору. Тому було досліджено елементний склад деяких частинок отриманої суміші при застосуванні

мікрорентгеноспектрального аналізу за допомогою електронного скануючого мікроскопа «Zeiss EVO 50 XVP».

Конфігурація частинок зношеної матриці, рис.5., подібна до конфігурації частинок руйнування гірської породи алмазним інструментом [14] та відповідає за розмірами та формою відбиткам на робочій поверхні алмазного бурового інструменту з матрицею із NiSn(6%), див. рис.2а,б.

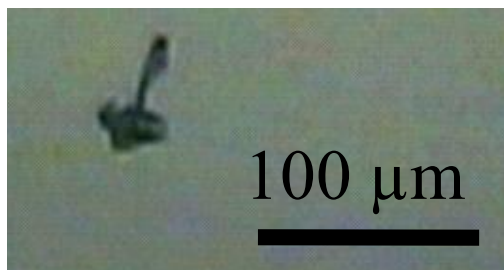


Рис.5. Частинка, шириною 30 мкм., продуктів зношування матричного матеріалу із NiSn(6%) експериментального породоруйнівного елемента

Висновки

1. Вилучені методом магнітної сепарації частинки зношування матеріалу матриці бурового інструменту змішані з частинками шламу гірської породи, насиченими залізовмісними домішками.
2. Конфігурація частинок зношеної матриці із NiSn. подібна до конфігурації частинок руйнування гірської породи алмазним інструментом, та відповідає за розмірами та формою відбиткам, що утворюють мікроборозенки на робочій поверхні алмазного бурового інструменту з алмазовмісною матрицею із NiSn(6%).
3. Вилучення частинок зношеного матеріалу матриці із шламу гірської породи потребує розробки нових методів, окрім магнітної сепарації: хімічної та фізико-хімічної.
4. Дослідження морфометричних характеристик частинок зношування матричного матеріалу дозволить летально досліджувати механізм відколу одиначної частинки зношування матриці та сприяти підвищенню зносостійкості алмазного бурового інструменту та ресурсозбереження.

Літературні джерела.

1. Исонкин А.М. Характер и степень воздействия частиц шлама разрушенной горной породы на матрицу алмазной буровой коронки / А.М. Исонкин // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент–техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – К.: ИСМ им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2010. – Вып. 13. – С. 182–187).
2. Исонкин А.М. Формирование рельефа рабочей поверхности алмазной буровой коронки / А.М. Исонкин // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент–техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – К.: ИСМ им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2012. – Вып. 15. – С. 63–68.
3. Чеповецкий И.Х. Механика контактного взаимодействия при алмазной обработке. / И.Х. Чеповецкий– Киев, «Наукова думка».–1978, 226 с.
4. Нетребко В.В. Наукові та технічні основи підвищення механічних і службових властивостей високо-хромистих чавунів. Автореферат дис. на здобуття вч. ступ. докт. техн. наук : спец. 05.02.01./ В.В. Нетребко.–Запоріжжя, 2019.– 36с.
5. Цветков Ю.Н. Пластичность низкоуглеродистой стали при кавитационном воздействии / Ю.Н. Цветков, Д.В. Третьяков //Трение и износ, 2004.– том 25.– №1, С. 48–56.
6. Оглезнева С.А. Алмазный инструмент с фазовыми превращениями/ С.А. Оглезнева //Трение и износ, 2004.– том 25.– №1, С. 79–84.

7. Барсуков В.Г. Особенности ударного взаимодействия твердых частиц с лопастями вентилятора / В.Г. Барсуков, Б. Крупич, А.И. Свириденюк // Трение и износ, 2004.– том 25.– №1, С.40–47.
8. Зыбинский П.В. Сверхтвердые материалы в геологоразведочном бурении / П.В. Зыбинский, Р.К. Богданов, А.П. Загора, А.М. Исонкин. – Донецк : Норд-пресс, 2007. – 244 с.
9. Виноградова О.П. Характер взаємного руйнування гірської породи та алмазного породоруйнівного інструменту/ Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва – Науково-виробничий журнал: Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2015. – Випуск 16(2).– С.49–57.
10. Виноградова О.П. Дослідження характеру руйнування алмазовмісної матриці бурового інструменту при зміні її хімічного складу / О.П. Виноградова, Р.С. Шмегера, М.В. Супрун // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент–техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – К.: ИСМ им. В.Н. Бакуля НАН Украины, 2016.– Вып. 19. –С.43–40.
11. Виноградова О.П. Дослідження інтенсивності зношування матриці композиційного алмазовмісного матеріалу при зміні конструкції бурових коронок / О.П. Виноградова// Матеріали VIII-ої Міжнародної науково-технічної конференції «ЕНЕРГЕТИКА. ЕКОЛОГІЯ. ЛЮДИНА» (секція «Перспективи розвитку гірничої справи та підземногобудівництва»). – Київ. – 2016.– С.46-54.
12. Виноградова О.П. Дослідження інтенсивності зношування бурового інструменту за характером руйнування матриці композиційного алмазовмісного матеріалу/ О.П. Виноградова //Теоретичні та експериментальні дослідження в технологіях сучасного матеріалознавства і машинобудування: Зб наук. пр. – Луцьк:ЛНТУ,–2016.–Вип.7.– С. 59–64.
13. Виноградова О.П. Сукупність геометричних параметрів мікрорельєфу на робочій поверхні алмазного породоруйнівного інструменту, як критерій його зносостійкості/ О.П. Виноградова// Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва – Науково-виробничий журнал: Кременчуцький національний університет ім. М.Остроградського. – Кременчук: КрНУ, 2017. – Випуск 19 (1).– С.33–42
14. Виноградова О.П. Геометричні параметри еталонного фрагменту продуктів руйнування твердих і надтвердих крихких матеріалів алмазним інструментом / О.П. Виноградова // Теоретичні та експериментальні дослідження в технологіях сучасного матеріалознавства і машинобудування: Зб. наук. пр. – Луцьк: ЛНТУ, – 2013. – Вип.4.– С. 45–52.
15. Виноградова О.П. Руйнування гірських порід інструментом з функціональними елементами із композиційних алмазовмісних матеріалів: дис. робота на здобуття ступеня кандидата техн. наук: спец. 05.15.09 / О.П. Виноградова. – Київ, 2015. –196с.
УДК 622.24.051, 622 ‘156
- Виноградова О.П., к.т.н., Стельмах О.У., д.т.н, Манохін А.С., к.т.н., Петасюк Г.А., д.т.н., Васильчук О.С., аспірант, Майстренко А.Л., член-кореспондент НАН України