

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ ТА НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»
ІНДУСТРІАЛЬНИЙ ІНСТИТУТ**

ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ

ЗБІРНИК НАУКОВИХ ПРАЦЬ

**Покровськ
ІІ ДВНЗ «ДонНТУ»
2018**

УДК 622 (06)
П78

Рекомендовано для видання Вченою радою Донецького національного технічного університету (протокол № 11 від 29 листопада 2018).

Редакційна колегія:

д-р техн. наук І.О. Єфремов (відповідальний редактор);
канд. техн. наук М.О. Рязанцев (відповідальний секретар);
д-р техн. наук О.В. Агафонов;
д-р техн. наук С.В. Подкопаєв;
проф. Ю. Парханські (Силезьський технічний ун-т – Політехніка Шльонська);
канд. техн. наук О.К. Носач;
д-р техн. наук С.М. Александров;
д-р геол. наук В.І. Альохін;
д-р техн. наук О.Е. Кіпко.

Рецензенти: Окаєлов В.М.- д.т.н., проф., зав.кафедри гірництва Східно-українського національного університету ім.В.Даля;
Кружилко О.Є.- д.т.н., с.н.с. Державна установа «Національний науково-дослідний інститут промислової безпеки та охорони праці» Держпраці та національної академії наук.

Проблеми гірничої технології: збірник наукових праць. - Покровськ: ДВНЗ
П 78 «ДонНТУ», 2018. - 91 с.

ISBN 978-966-377-204-2

До збірника увійшли матеріали, в яких розглянуто питання технології розробки родовищ корисних копалин, геомеханічні проблеми та основні небезпечності вугільних шахт; проблеми охорони праці, гірничої механіки, соціально-економічні та організаційні проблеми вуглевидобутку.

Для інженерно-технічних робітників вугільної галузі, наукових співробітників, викладачів та студентів гірничих вузів.

ISBN 978-966-377-204-2

УДК 622 (06)
© Автори статей, 2018

ЗМІСТ

<i>НОСАЧ О.К. (ІІ ДонНТУ)</i> КРОКИ РЕФОРМУВАННЯ ВУГІЛЬНОЇ ГАЛУЗІ УКРАЇНИ	5
<i>ЧОРНОКНИЖНА І.М., РЯЗАНЦЕВ М.О. (ІІ ДонНТУ)</i> ГІДРОГЕОДЕФОРМАЦІЙНІ ХВИЛІ ЯК ЧИННИК МЕХАНІЗМУ КОЛИВАННЯ ПРИРОДНОЇ ГАЗОНОСНОСТІ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ	7
<i>РЯЗАНЦЕВ М.О., КРАСНОЩОК Е.П. (ІІ ДонНТУ)</i> ПЕРЕДВІСНИКИ РАПТОВИХ ВИДАВЛЮВАНЬ ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА ТА ІНШИХ ГЕОДИНАМІЧНИХ ЯВИЩ	13
<i>РЯЗАНЦЕВ А.М., РЯЗАНЦЕВ М.О., НОСАЧ О.К. РЯЗАНЕВА Н.А. (ІІ ДонНТУ)</i> АУКСЕТИЧНІ ВЛАСТИВОСТІ ГІРСЬКИХ ПОРІД	18
<i>НОСАЧ О.К., АЛЕКСЄЄНКО О.В. (ІІ ДонНТУ)</i> СТІЙКІСТЬ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК – ЗАПОРУКА ЇХ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ	29
<i>БРАТАШ О.О. (ІІ ДонНТУ)</i> ІННОВАЦІЇ ЯК НЕОБХІДНІСТЬ У ВУГІЛЬНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ УКРАЇНИ	39
<i>СЕРГІЄНКО О.І., АЛЕКСЄЄНКО О.В. (ІІ ДонНТУ)</i> ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ВОЛОГОСТІ НА ПИТОМИЙ ЕЛЕКТРИЧНИЙ ОПІР ГІРСЬКИХ ПОРІД	42
<i>НИКИФОРОВ Д.Е., ПРИДАТЬКО І.В., ЗІНОВ'ЄВ С.М. (ІІ ДонНТУ)</i> ПИТАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ УТИЛІЗАЦІЇ ШАХТНОГО МЕТАНУ	46
<i>АНТОНЕНКО Д.О., ЗІНОВ'ЄВ, С.М. (ІІ ДонНТУ)</i> ВИКОРИСТАННЯ ГІДРОУДАРНИХ МЕХАНІЗМІВ ДЛЯ МЕХАНІЗАЦІЇ РОБІТ У НІШАХ ОЧИСНИХ ЗАБОЇВ	49
<i>РЯЗАНЦЕВ Н.А., КРАСНОЩОК Э. П., ИСАЕВА А.А. (ІІІ ДонНТУ)</i> ЧЕМ ОБУСЛОВЛЕН ЭФФЕКТ АНОМАЛЬНО НИЗКОГО ТРЕНИЯ?	53
<i>ПУХАНОВ О.О. (ІІ ДонНТУ)</i> МОДЕЛЮВАННЯ ВАНТАЖОПОТОКУ ВУГІЛЛЯ В СИСТЕМАХ ШАХТНОГО ТРАНСПОРТУ	61
<i>КОДУНОВ Б.О., КОВАЛЬОВ В.Д. (ІІ ДонНТУ)</i> БЕЗЛЮДНА ВИЙМКА - ОСНОВНА ПЕРСПЕКТИВА ВУГЛЕВИДОБУТКУ В УМОВАХ ДОНБАСУ	67

<i>КЕРНІС П.С., ПРИДАТЬКО І.В., ЗІНОВ'ЄВ С.М. (ІІ ДонНТУ)</i> ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ГАЛЬМУВАННЯ ШАХТНОЇ ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ	78
<i>СЕРГІЄНКО Л.Г. (ДонНТУ)</i> МЕТОДОЛОГІЧНІ ПРИНЦИПИ ПРОБЛЕМНОГО НАВЧАННЯ СУЧАСНОГО ФАХІВЦЯ У ВИЩОМУ ТЕХНІЧНОМУ НАВЧАЛЬНОМУ ЗАКЛАДІ	82
<i>ІЛЯШЕНКО Ю. П., НОСАЧ О. К. (ІІ ДонНТУ)</i> ПОРОДНІ ВІДВАЛИ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ І ШЛЯХИ ЇХ ВИКОРИСТАННЯ	84
ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ	90

ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ



УДК334.021:622.33

НОСАЧ О.К. (П ДОННТУ)

КРОКИ РЕФОРМУВАННЯ ВУГІЛЬНОЇ ГАЛУЗІ УКРАЇНИ

Розглянуті деякі напрямки реформування вугільної галузі і продовження «життя» гірничого підприємства.

Вугільна промисловість України була однією із базових галузей економіки країни. В даний час вона перебуває у стані посиленої кризи.

За останні п'ять років, починаючи з 2013 року, видобуток вугілля на державних підприємствах на підконтрольних Україні територіях зменшився з 8,9 млн.т рядового вугілля до 4,8 млн.т у 2017 році.

Основними причинами такого стану вугільних підприємств є: погіршення гірничо-геологічних умов залягання пластів з глибиною; практична відсутність капітальних вкладень на покращення стану основних фондів; відсутність механізму стимулювання впровадження високопродуктивної техніки з видобутку вугілля; недосконалість цінової і тарифної політики; відсутність фінансування програм розвитку галузі.

Згідно Концепції Державної цільової економічної програми реформування вугільної галузі до 2020 року варіантом реформування галузі є прискорення підготовки шахт до приватизації, визначення заходів до зниження собівартості вугілля, доведення ціни до економічно обґрунтованого рівня. Це дозволить вивести вугільну галузь на беззбитковий рівень і створити умови для залучення приватних інвестицій [1]

Провідні вчені на цей час ведуть дискусії відповідно форм державно-приватного партнерства. Одна група науковців [2] до державно- приватного партнерства в вугільній галузі відносять концесію і корпоративну розробку шахтного поля (КРШП) – тобто об'єднання державного і приватного секторів економіки для реалізації інноваційних проектів.

КРШП була створена [3] у 1990-х роках на шахті «Красноармійська-Західна №1». Приватна фірма мала ліцензію на власний відвід у шахтному полі, сама здійснювала видобування вугілля, використовуючи власне вугільне обладнання в межах видобувної ділянки, а державна шахта надавала послуги фірмі з транспорту, підйому, вентиляції, побутовому обслуговуванні. Це дозволило зняти з державного підприємства тягар придбання висококоштовного обладнання для очисних вибоїв.

Така форма співпраці державного підприємства і приватної фірми була впроваджена в умовах відробки вугільних пластів на шахтах «Капітальна» (І.Г. Стаханова) ДП «Мирноградвугілля» і ДП ВК Шахта «Краснолиманська». На даний час така форма розглядається як перспективна співпраця.

Водночас дослідження, проведені іншою групою науковців інституту економіки промисловості НАН України «Розвиток публічно-приватного партнерства в процесі модернізації вугільної промисловості і теплової енергетики» [3] показали, що розробка

родовищ за формулою КРШП у жодному разі не можна називати державно-приватним партнерством. З їх точки зору справжнім партнерством вважають спільну діяльність, коли приватна фірма здійснює модернізацію та експлуатацію технологічних комплексів державного підприємства або їх групи за договором оренди або концесії.

З метою забезпечення діяльності вугільних підприємств в умовах вітчизняного паливно-енергетичного комплексу [4] пропонується об'єднання у синдикат великих вертикально інтегрованих компаній (які одночасно є виробниками та споживачами вугільної продукції) та окремих державних вугледобувних підприємств.

Ці пропозиції дозволяють подолати негативні наслідки, які зумовлені нестабільністю попиту на вугільну продукцію, що дають змогу своєчасно одержувати інформацію про попит на вугільну продукцію серед різних груп споживачів, забезпечити гарантовані канали збуту продукції для державних шахт, забезпечення безперервного постачання вугілля на ТЕС.

В рішенні технічних, економічних і соціальних проблем вугільної галузі заслуговує уваги пропозиції щодо реорганізації вугільних шахт в гідроакумуючі електростанції [5], створення енергетичних хабів в районах зосередження глибоких шахт Донбасу. За даними авторів першочерговими кандидатами на перевтілення в ГАЕС (сховища електричної енергії) могли би стати шахти міст Мирнограда, Селидово, Добропілля.

«Дніпровська політехніка» (Національний гірничий університет України) з 2010 року проводить дослідження, спрямовані на розробку концепції, що продовжує «життя» гірничого підприємства (Synchro-minning) [6] – створення водоочисного комплексу підземної гідроакумуючої електростанції, агрокомплексу, парку-музею «Техноленд», промислового туризму та ін.

Першою ластівкою такого проекту є відкриття індустріального парку «Павлоград» у Дніпропетровській області – 18-й в Україні [7]

В даний час перед органами влади і приватними компаніями піднімається проблема сумісного рішення пролонгації життєвого циклу шахти на умовах державно-приватного партнерства.

Література

1. Концепція Державної цивільної економічної програми реформування вугільної промисловості на період до 2020 року. [Електронний ресурс]// Офіц. сайт Мін.-во енергетики та вугільної промисловості України.-режим доступу <http://mpc.kmu.gov.ua/minugol/doccatalog/document?=245127740>.
2. А.І. Кабанов, Ю.С. Залознова, Ю.З. Драчук, Н.В. Трушкіна. Інвестування інноваційного розвитку вітчизняної вугільної промисловості: проблеми та перспективи// Уголь Украины,-2016.-№4-5-с.12-18.
3. Д.Ю Черевачкий, І.В. Фокіна. Про можливість віднесення спільної розробки вугільних родовищ до державно-приватного партнерства// Уголь Украины,-2016.-№4-5-с.19-22.
4. Ю.С. Залознова, Н.В. Трушкіна. Організація збутової діяльності вугледобувних підприємств України в умовах нестабільності попиту: проблеми та перспективи// Уголь Украины, 2017.-№1-2-с.14-20.

5. А.И. Амоша, К.Пайонк, Д.Ю. Черевачкий, А.В. Стеблій. Опыт реорганизации шахт в гидроаккумулирующие электростанции // Уголь Украины,-2018.-№6-с.3-7.
6. Н.В. Хозяйкина. Технологии Synchro-minning на базе угольных шахт, подлежащих закрытию // Уголь Украины,-2016.-№6-с.8-14.
7. Г.Г. Пивняк, М.В. Барабаш, А.Н. Шашенко, М.С. Пашкевич, С.Н. Гапеев. Пути повышения эффективности угледобывающих предприятий в современных экономических условиях // Уголь Украины,-2018.-№7-8-с.4-13

УДК 622.411.33

ЧОРНОКНИЖНА І.М., РЯЗАНЦЕВ М.О. (ІІ ДонНТУ)

ГІДРОГЕОДЕФОРМАЦІЙНІ ХВИЛІ ЯК ЧИННИК МЕХАНІЗМУ КОЛИВАННЯ ПРИРОДНОЇ ГАЗОНОСНОСТІ В ГІРСЬКОМУ МАСИВІ

У статті показано, що фактичний розподіл виходу летючих, природної метаносності і абсолютного метановиділення на виймальних ділянках має хвилювий характер і по площі, і по глибині. Також періодична залежність метановиділення спостерігається із зростанням добового видобутку. З метою вдосконалення існуючого нормативного документу по прогнозу метановиділення на ділянках пропонується враховувати його хвилювий характер.

Гідрогеодеформаційні хвилі, що діють в земній корі зареєстровані ще у 1982 році, а їх наявність була відома раніше. На думку авторів [1] сутність хвиль полягає у тому, що їх періодична зміна викликає зміни дебіту флюїдів (рідин і газу) в свердловини і природні тріщини.

В межах ділянок навіть одного шахтного поля зміна виходу летючих має хвилювий характер з амплітудою до 5-10% як за простяганням, так і по падінню. Довжина хвилі від 0,5 до 2 км. Аномально низькі значення виходу летючих характерні для зон тектонічних порушень [2]. На рис. 1 показані зміни виходу летючих в межах шахтних полів Донбасу згідно з [2]. На рис. 2 наведені сучасні дані для ПрАТ «ШУ «Покровське».

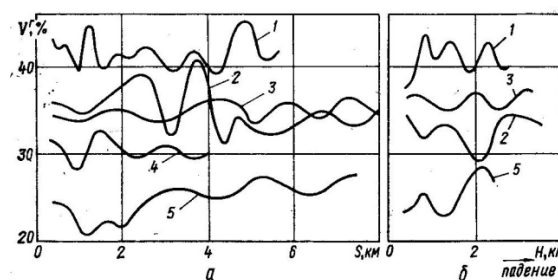
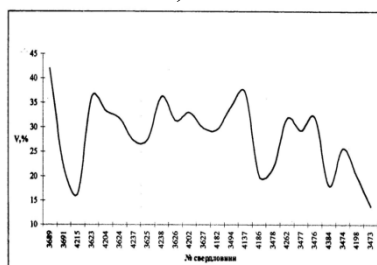


Рисунок 1 – Характер змін виходу летючих вугільних пластів в межах шахтних полів: а – за простяганням; б – по падінню;

1 – пласт с₆ шахти «Західно-Донбаська» ДТЕК «Павлоградвугілля»; 2 – пласт ℓ_7 шахти «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля»; 3 – пласт ℓ_1 шахти «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля»; 4 – пласт h₈ шахти ім.Г.Ф. Засядько; 5- пласт k₂ шахти «Суходольська-Східна» ДТЕК «Кранодонвугілля»

а)

б)



7

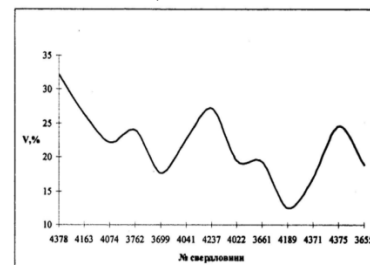


Рисунок 2 – Зміни виходу летючих в межах шахтного поля ПрАТ ШУ «Покровське»:
а) за простяганням; б) по падінню

Аналогічні хвилеподібні зміни, але в протифазі до виходу летючих, характерні для природної газонасності. Нажаль, системних досліджень природної газонасності на стадії геологорозвідувальних робіт і під час експлуатації не проводилось. Інформація отримана по окремим свердловинам, тому побудувати ізогази в межах шахтного поля досить складно. На рис. 3 показана залежність природної метаносності вугільного пласта d₄ в залежності від виходу летючих для прирізаної ділянки «Красноармійська-Західна №2-3».

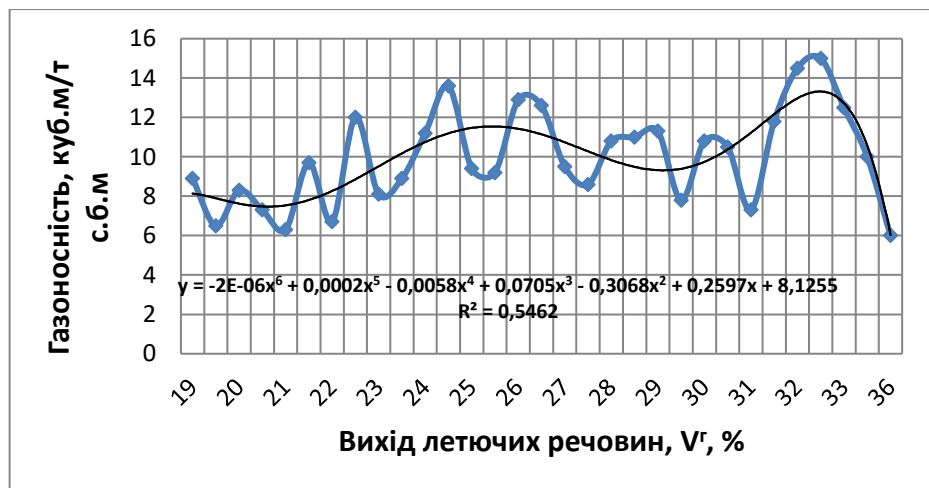
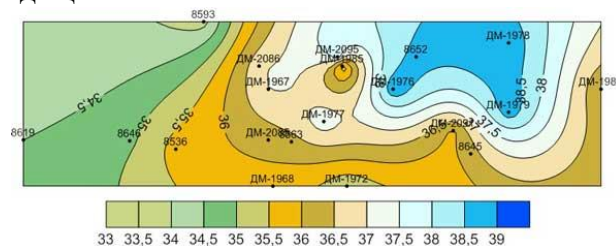


Рисунок 3 – Залежність природної газонасності пласта d₄ ПрАТ «ШУ «Покровське» від виходу летючих

На рисунках 4 і 5 показані фрагменти карт-схем розподілу виходу летючих і природної газонасності вугільного пласта [3], які свідчать про те, що природна газонасність і вихід летючих змінюються в протифазі: максимумам природної газонасності відповідають мінімуми виходу летючих. Коефіцієнт зворотної кореляції – 0,603. Вказані закономірності є підставою стверджувати, що на разі природна газонасність слабо корелює з виходом летючих. Можливо в доінверсійний період зв'язок був набагато сильнішим, але на сучасному етапі утворення і розподіл газу по глибині і площині підкоряється дещо іншим законам.



начити, що періодична залежність спостерігається так само і на глибини (рис. 6).

Природна метанованість, куб.м/т с.б.м

Глибина, м

$y = 6E-08x^6 - 5E-06x^5 + 0,000x^4 - 7E-05x^3 - 0,066x^2 + 1,010x + 7,008$
 $R^2 = 0,403$

Разом з тим, дослідження фактичного метановиділення з пласта і на виймальних дільницях в цілому по ПрАТ «Покровське» дає зовсім інші результати. На рис.7 наведені дані щодо метановиділення з пласта від глибини робіт, а на рис.8 загальне метановиділення на дільницях в залежності від глибини і добового видобутку по всіх відпрацьованих лавах.

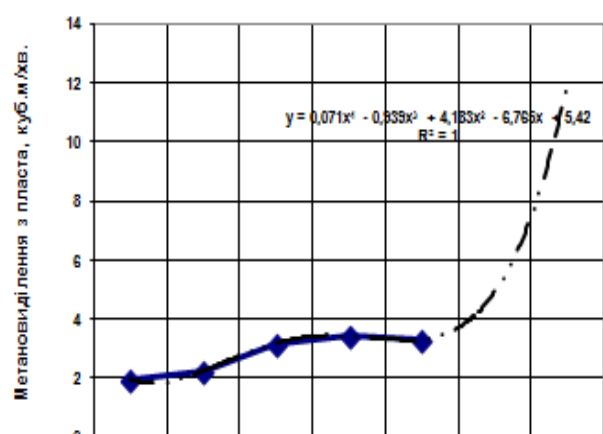
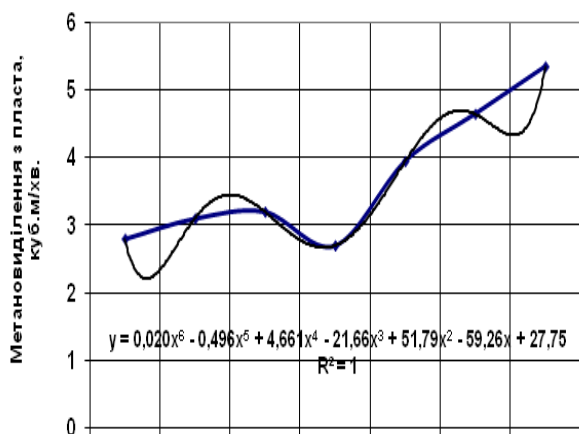


Рисунок 7 – Абсолютне метановиділення з пласта від глибини робіт (а) і добового видобутку (б)

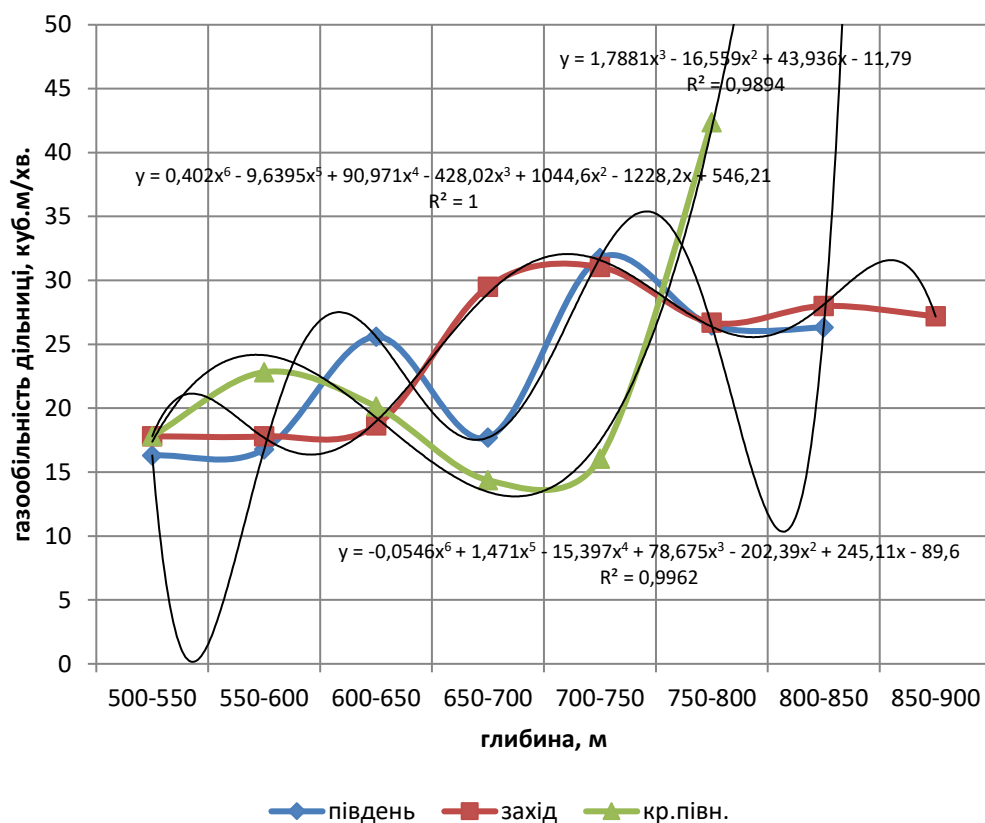


Рисунок 8 – Залежність абсолютного метановиділення на ділянках від глибини по окремих лініях

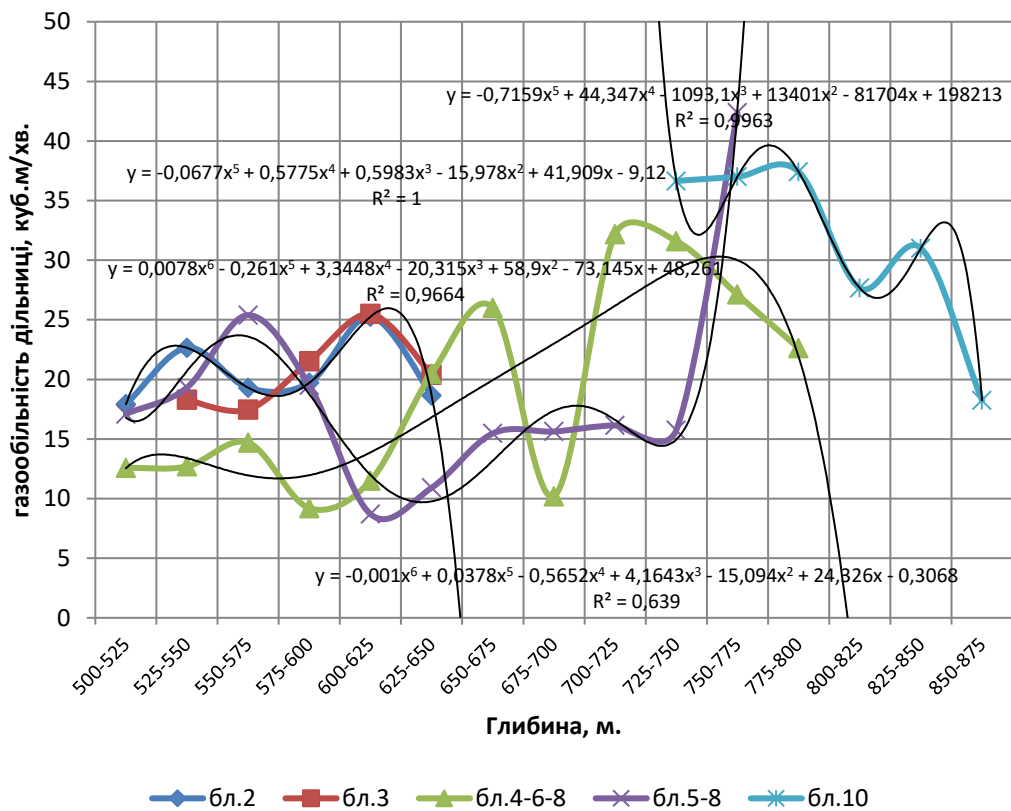


Рисунок 9 -Залежність абсолютного метановиділення на ділянках від глибини по окремих блоках

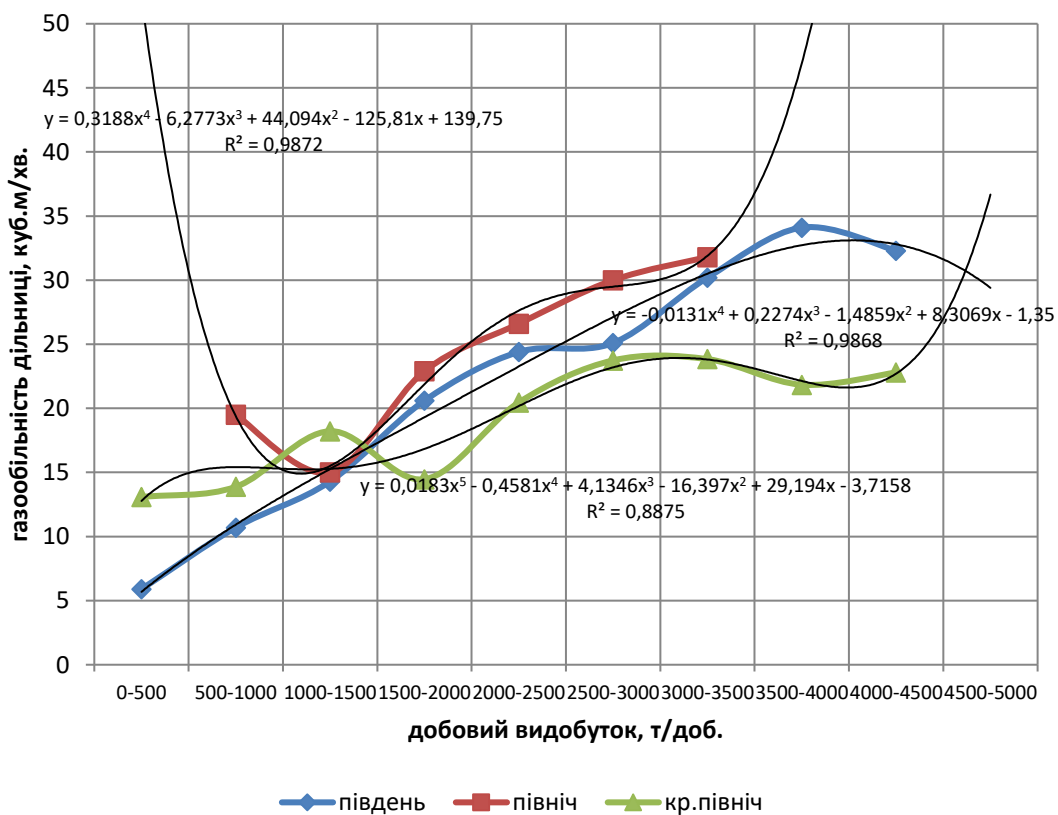


Рисунок 10 – Залежність абсолютного метановиділення на дільницях від добового видобутку по окремих лініях

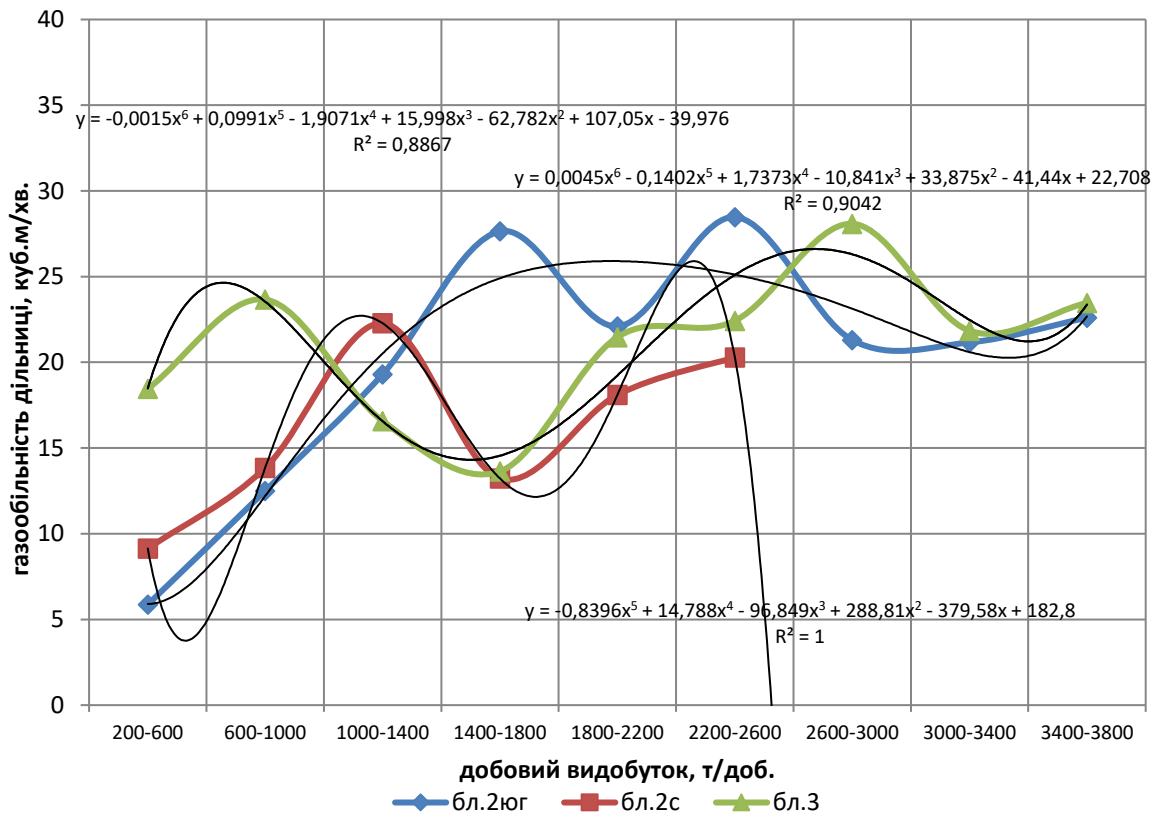


Рисунок 11 – Залежність абсолютного метановиділення на дільницях від добового видобутку для західного крила шахти (блоки 2 і 3)

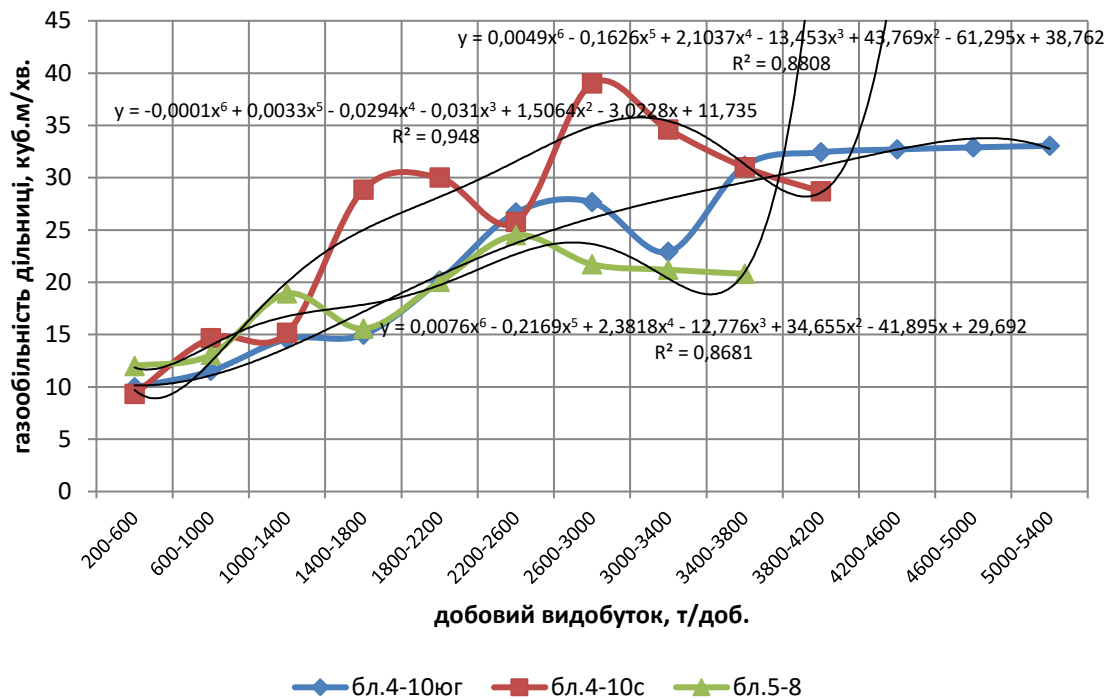


Рисунок 12 – Залежність абсолютного метановиділення на дільницях від добового видобутку для східного крила шахти (блоки 4, 5, 6, 8, 10)

Слід відзначити, що всі залежності є періодичними і описуються поліномом шостого- четвертого ступеня з коефіцієнтом кореляції близьким до одиниці, що дає можливість використовувати отримані залежності для прогнозу. Для кращого розуміння причин хвилеподібних змін метановиділення передбачається провести додатково гармонійний аналіз. Але вже сьогодні можна зтверджувати, що нормативний документ по прогнозу метановиділення за природною метаноносністю дає завищені результати. Значного зростання метановиділення від глибини і добового видобутку не спостерігається. Фактичне метановиділення з пласта не перевищує 6 м³/хв., а загальне метановиділення на ділянці – 45 м³/хв. Аномально високе метановиділення спостерігається в зоні Котлинського насуву. При віддаленні від зони Котлинського насуву вверх і вниз по падінню метановиділення не перевищує 35 м³/хв.

Таким чином мозаїчний і періодичний розподіл метану по площі і з глибиною, та аналогічна залежність від добового видобутку викликає сумнів щодо складеного прогнозу метанообільності за нормативним документом і вимагає подальших досліджень флюїдогеодеформаційних хвиль, адже судячи з усього саме хвильовий характер викликає нерівномірність метановиділення і їх аномальні значення.

Література

1. Вартанян Г.С., Куликов Г.В. Гидрогеодеформационное поле Земли // Докл. АН СССР. 1982. Т. 262. № 2. - С. 310—314.
2. Рязанцев Н.А., Носач А.К., Нестеренко В.Н. Характер изменения физико-технических параметров горных пород в массиве. /Разработка месторождений полезных ископаемых. Республиканский межведомственный научно-технический сборник. Киев: Техника, 1991.- С.41-46.
3. Петрова Ю.Э. Закономерности распределения углеводородных газов в угольных бассейнах в связи с перспективой их промышленного освоения. Автореф. дис. канд. г-м. н. Снкт-Петербург: ВНИГРИ, 1993.-25с.
4. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт 1993.-311с.

УДК 622.023.001.57

РЯЗАНЦЕВ М.О., КРАСНОЩОК Е.П. (ІІ ДонНТУ)

ПЕРЕДВІСНИКИ РАПТОВИХ ВИДАВЛЮВАНЬ ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА ТА ІНШИХ ГЕОДИНАМІЧНИХ ЯВИЩ

У статті розглянуто проблему прогнозу руйнування твердих тіл і динамічного руйнування гірських порід на прикладі явищ, що трапились у 2-й лаві центрального бремсбергу пласта ℓ_1 шахти «Стаханова»ДП «Красноармійськвугілля» (нині шахта «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля»).

Ключові слова: геодинамічне явище, структурно-фазовий перехід, напружений стан, приріст деформацій, ротаційні деформації, передвісник руйнування, лазерний дальномір.

Проблема прогнозу руйнування твердих тіл і динамічного руйнування гірських порід зокрема існує не одне століття, але і сьогодні надійні методи прогнозу аномальних геодинамічних явищ відсутні. Ні одне геодинамічне явище в Донбасі не було запрогнозовано.

Як справедливо відзначається в [1], ні одна з класичних теорій (теорія максимальних нормальних напружень, теорія максимальних відносних лінійних деформацій, теорія максимальних дотичних напружень, енергетична теорія міцності) непридатна для опису поведінки реальних матеріалів.

Одним з прикладів, коли досвід вітчизняної науки і практики в рішенні проблем, так званих, аномальних гео- і газодинамічних явищ з важкими наслідками виявився безсилим, є група явищ, що трапились у 2-й лаві центрального бремсбергу пласта ℓ_1 шахти «Стаханова»ДП «Красноармійськвугілля» (нині шахта «Капітальна» ДП «Мирноградвугілля») у 2003 році.

Не дивлячись на те, що в розслідуванні, прогнозуванні і попередженні цих явищ прийняли участь всі спеціалізовані інститути України (МакНДІ, ДонНДІ, УкрНДМІ НАН України, ІГТМ НАН України, ІФГП НАН України тощо), всі зусилля виявилися марними, в кінці кінців, після піврічних спроб розібратися і подолати ці явища, вибій було зупинено і закрито.

Перше, найінтенсивніше і найнесподіваніше явище відбулося 28 лютого 2003 року у 13 годин 18 хвилин. Без будь-яких попереджувальних ознак, при підході очисного комбайну 1K101У до верхньої ніші, відчувся сильний удар у масиві, схожий на вибух, виникла повітряна ударна хвиля, зметнулася хмара пилу, спрацювали світильники-сигналізатори СМС ГРОВ, що працювали у верхній ніші, і сигналізатор «Сигнал-2» над верхнім приводом конвеєра СПЦ-261, і всі механізми зупинились.

Датчик АГЗ на вентиляційному штреку показав збільшення концентрації метану до 0,5-0,7% . Робітники, що знаходились у радіусі 30 м від виконавчого органу комбайну, відчували удар, повітряну хвилю, дію вологого штибу, незрозумілий запах і кислуватий присмак у роті. На більшій відстані відчували тільки удар і рух хмари пилу. Люди, що знаходились у радіусі 15 м від комбайну отримали різного роду травми, в тому числі одна смертельна (МГВМ біля шнеків комбайна).

При обстеженні наслідків явища виявлено наступне: вал верхнього шнеку комбайна діаметром 150 мм зрізаний наче бритвою; з'єднувальні шпильки між двигуном і подавальною частиною зрізані; ріжуча частина комбайну зміщена відносно подавальної частини в горизонтальній площині на 0,8 м; комбайн в цілому скинутий з конвеєра на завальну сторону; рештачний став конвеєра розірваний; верхня привідна головка розвернута відносно лінії вибою на 20^0 ; гідростійки шести верхніх секцій механізованого кріплення вирвані з посадочних гнізд, болтові з'єднання зруйновані, стойки нахилені у бік вибою під кутом $45-60^0$ і секції зміщені у бік виробленого простору на 0,9-1,1 м; козирки деформовані і нахилені, над козирками впресоване вугілля; індивідуальне кріплення верхньої ніші і на сполученні лави з вентиляційним штреком зруйноване.

Верхня частина лави на ділянці 30 м заповнена роздрібленим вугіллям і штибом, викинуте вугілля припорошене світло-сірим пилом, схожим на інертний пил; покрівля верхньої частини лави представлена пісковиком потужністю до 38 м; у 5,6 м від кутка лави під самою покрівлею (напроти секції №226) виявлено канал круглого перетину діаметром 120 мм, розташований перпендикулярно вибою, який в глибині масиву переростає у порожнину розмірами по падінню до 1-1,5 м і за простяганням 2-3 м, канал порожнини забитий пробкою з вологого штибу ; від порожнини до шнеків комбайну і нижче по падінню на 20 м (до секції №210) вугільний масив висунутий як єдине ціле, без зміни структури і видимих порушень на величину 0,8-0,9 м; верхня частина вугільного пласта і прошарок аргіліту потужністю 0,05 м роздавлені і викинуті у приви́бійний простір; між покрівлею і вугільним пластом спостерігається характерна щілина розкриттям кілька сантиметрів, що затухає з глибиною; на пісковіку покрівлі

спостерігаються краплі води у вигляді конденсату «випаровування»; по площинах зсувів у вугільному пласті – рудуватий порошок кольору вугільного попелу; після ліквідації наслідків явища на ділянці 20 м нижче комбайну встановлено зону роздавленого вугілля на глибину 4 м.

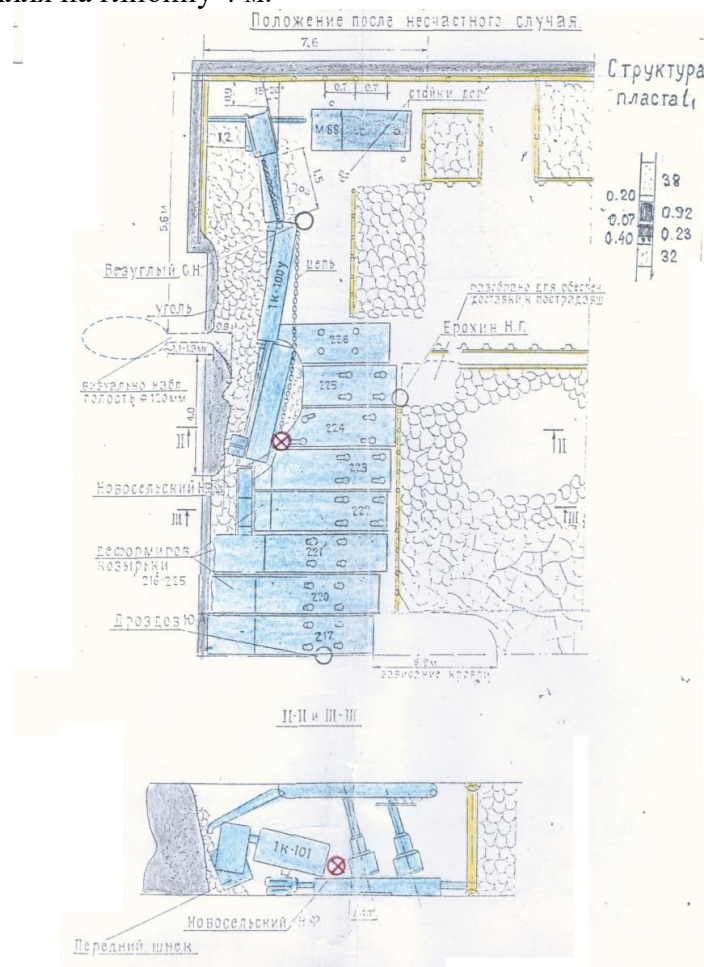


Рисунок 1 – Викопіювання з паспорту кріплення і керування покрівлею 2-ї лави центрального бремсберга пласта ℓ_1 після аварії 28.02.2003р.

Аналогічне явище на тій же ділянці лави відбулося 20 березня без присутності людей після проведення вибухових робіт у верхній ніші в режимі струсного підривання, введеного після першого явища. Спостерігалось Висування пласта на 0,8м, характерна щілина глибиною 2-3 м і роздавлення пласта на глибину 4 м .

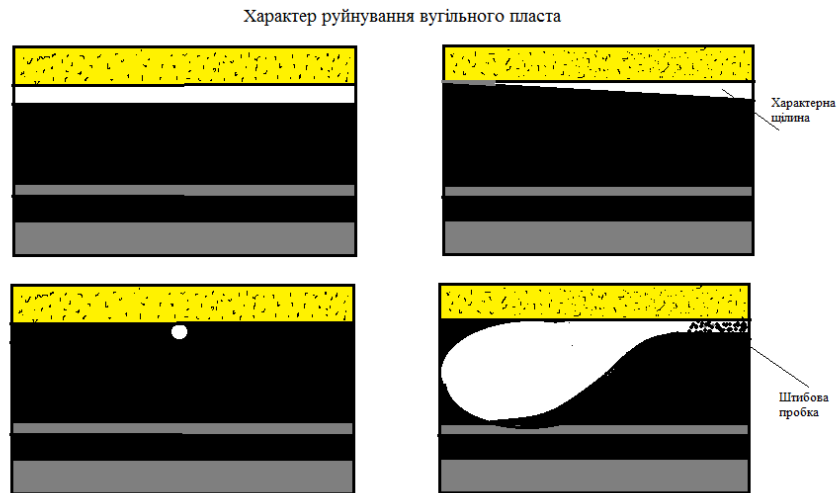


Рисунок 2 – Характер руйнування вугільного пласта на ділянці секцій №210-225 і напроти секції № 226

8 квітня о 18 годині 27 хвилин (через добу після проведення струсного підривання в ніші) під час прибирання вугілля на тій же ділянці лави відбулося ще одне явище з смертельним наслідком.

При розбиранні висунутого масиву вручну, в 10 м від кутка виявлено трубоподібну порожнину діаметром 300-350 мм, орієнтовану за простяганням від підшови до покрівлі під кутом 45° у бік виробленого простору. На стінках порожнини спостерігався рудий пил, аналогічний пилу в щілинах біля покрівлі і підшови. Рентгеноструктурний аналіз пилу, відібраного з щілин, показав повну відсутність в ньому органічної речовини і наявність спектральних ліній оксидів, характерних для вугільної золи.

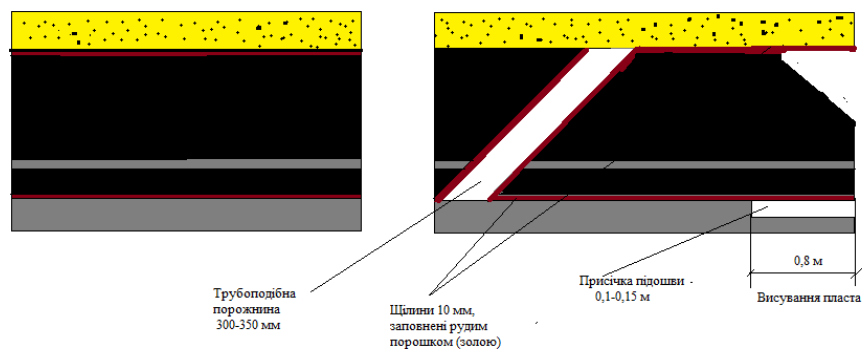


Рисунок 3 – Характер висування вибою і ознаки сублімації вугілля

Вказані результати свідчать про те, що в процесі висування пласта відбувається локальний розігрів вугільної речовини з її сублімацією.

Треба відмітити, що опорний тиск має динамічний характер і проявляється у вигляді затухаючої хвилі. За даними ДонФТІ, наявність мокрого штибу і краплинок води на покрівлі свідчить про перехід води із кристалогідратного стану у вільний, який відбувається при 250МПа, що і є індикатором тиску у верхньому кутку лави. Найбільш близьким до цього значення є оцінка величини напружень УкрНДМІ НАН України – 243МПа (рис.4).



Рисунок 4 – Розподіл гірського тиску по довжині вибою у 2-й лаві центрального бремсбергу пласта ℓ_1 за розрахунками на основі теорії пружності

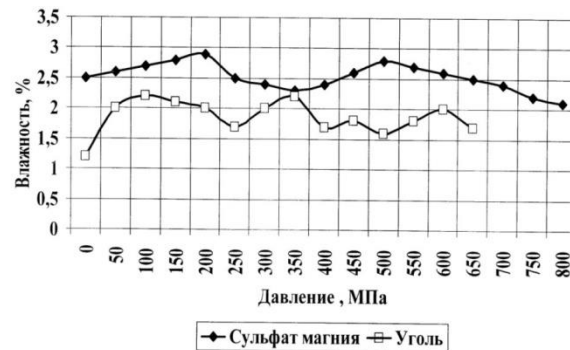


Рисунок 5- Залежність вмісту кристалогідратної води у вугіллі і сульфаті магнію від величини тиску

АГДЯ – це структурно-фазовий перехід третього роду із збільшенням об'єму у воді, вугільній речовині і пісковіку. Деформації порід мають хвильовий знакоперемінний характер, тому досліджувати необхідно поведінку їх приросту.

Про фазові переходи у вугіллі і пісковіку свідчать перелами на діаграмах «напруження деформація». Перелами означають, що стрибком змінюються модулі паружності, а при досяганні межі стискання відбувається критичний перехід третього роду.



Рисунок 6- Діаграма «середнє напруження-об'ємна деформація» при критичному переході третього роду

Дослідження в об'ємному полі стискаючих напружень показали, що і в аргілітах і пісковиках, і у вугіллі до межі стискання спостерігається від'ємний коефіцієнт

поперечної деформації, особливо в пісковнику та вугіллі. Речовини з від'ємним коефіцієнтом поперечної деформації отримали назву ауксетиків [2], і породи є класичними їх представниками.

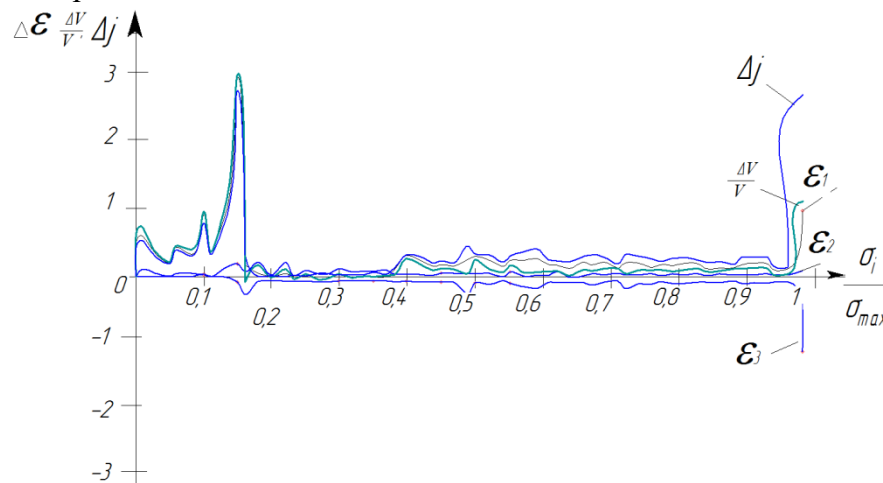


Рисунок 7- Зміни приросту деформацій у вугільному зразку при нерівнокомпонентному стисканні $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ ($\mu_0=0,4$; $\sigma_3=2,5$ МПа)

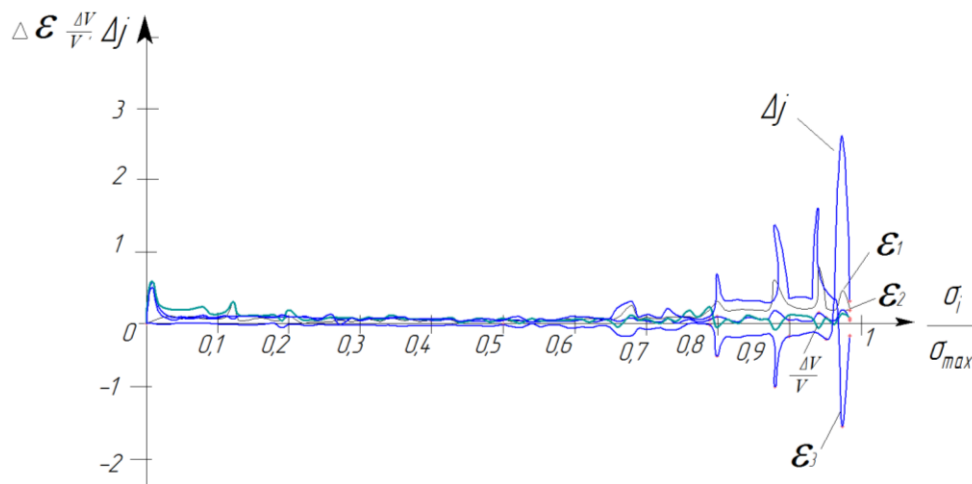


Рисунок 8- Зміни приросту деформацій у вугільному зразку при нерівнокомпонентному стисканні $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ ($\mu_0=0,33$; $\sigma_3=2,5$ МПа)

Як показують діаграми, наведені на рис.7,8 при моделюванні приви́бійної зони вугільного пласта, зміни приросту деформацій в процесі навантаження зразків вугілля можна виділити чотири етапи:

1 етап – інтенсивної об'ємної деформації. Спостерігається при навантаженнях до 0,2 від руйнуючих. На цьому етапі відбувається інтенсивне зменшення об'єму гірських порід і прояв їх ауксетичних властивостей.

2 етап – різке зменшення приросту об'ємної деформації і досягнення межі стискання (порогу дилатансії), решта деформацій коливається з амплітудою не більше 0,5%. Спостерігається при навантаженнях від 0,2 до 0,8 від руйнуючих.

3 етап – приріст об'ємної деформації коливається навколо нуля, приріст максимальної, мінімальної і зсувної деформації має знакоперемінний характер і зростає до кількох відсотків. Цей показник може бути середньостроковим передвісником руйнування вугілля.

4 етап – інверсія приросту максимальної, мінімальної, зсувної і об'ємної деформації. Спостерігається безпосередньо перед руйнуванням і не завжди. Відбувається різке зменшення приросту деформацій. Цей показник може бути короткостроковим передвісником руйнування гірських порід.

В зв'язку з тим, що 4 етап спостерігається безпосередньо перед руйнуванням, то в якості передвісника планується 3-й етап. Приріст максимальної і мінімальної деформацій досягає 1,5-3% і більше.

В натурі величину приросту деформацій можна зафіксувати за допомогою лазерного дальноміру або сканеру, точність яких ± 3 мм. Поза зонами підвищеного тиску приріст деформацій знаходиться поза чутливістю вказаних приборів, а в подвійній зоні ПГТ «дихання» вибою досягає 10-20 мм і більше. Таким чином амплітуда приросту деформації може бути передвісником руйнування.



Рисунок 1.8 – Вибухобезпечний сканер IMAGER 5006EX та лазерний дальномір DeWalt DW040P

Література

1. Литвинский Г.Г. Аналитическая теория прочности горных пород и массивов. Донецк: Норд-Пресс, 2008.-207с.
2. Надаи А. Пластичность и разрушение твердых тел. /Пер.сангл. – М.: Иностран. литература, 1954.- 647с.

УДК 534.1: 539.375

**РЯЗАНЦЕВ А.М., РЯЗАНЦЕВ М.О., НОСАЧ О.К., РЯЗАНЦЕВА Н.А.
(П ДОННТУ)**

АУКСЕТИЧНІ ВЛАСТИВОСТІ ГІРСЬКИХ ПОРІД

В работе показано, что несмотря на огромное количество экспериментальных и теоретических работ, подтверждающих нелинейный характер зависимости деформаций от загрузки, большинство исследователей используют математический аппарат линейной теории упругости, считая упругие параметры константами материалов. Приводятся экспериментальные данные, позволяющие утверждать, что горные породы, наряду с композитами, поропластами и другими веществами, являются классическими ауксетиками, в которых упругие модули и коэффициент поперечной деформации в процессе нагружения скачкообразно

изменяются, принимая в том числе и отрицательные значения. Для описания свойств горных пород предлагается кусочно-линейная зависимость.

При решении задач геомеханики большинство исследователей используют математический аппарат теории упругости. Убежденность в том, что упругие параметры являются константами материалов, настолько глубоко внедрена в сознание, что сомневаться в этом считается неприличным. Линейный закон изменения смещений от внешней нагрузки был предложен Р. Гуком в 1678 году, а в 1694 году Я. Бернулли, вопреки этому закону, предложил степенную зависимость:

$$\Delta l = aP^n,$$

где Δl – удлинение образца; P – продольное усилие; a и n – экспериментальные параметры.

Вся последующая история исследования и малых, и больших деформаций была историей периодического переоткрытия степенной зависимости Я. Бернулли, потому в научной литературе она имеет имена разных ученых. Открытие в середине XX века материалов с отрицательным коэффициентом поперечной деформации вызвало очередную волну сомнений в правомочности применения линейной теории упругости для решения задач геомеханики. Для исследования закономерностей поведения горных пород и изучения связи деформаций с внешней нагрузкой в объемном поле сжимающих напряжений необходимо было проведение специальных экспериментов.

Детально результаты работ европейских научных школ, начиная с Р. Гука и до 60-х годов XX века, рассмотрены в монографии Дж. Ф. Белла [1], где показано, что уже в 1835 году стала очевидной нелинейность зависимости и больших, и малых деформаций от внешних нагрузок. В 1849 году Британская королевская комиссия по железу даже «отменила» закон Гука и предложила своим инженерам в расчетах пользоваться зависимостью в виде квадратичной параболы. В 1824-1844 г.г. И. Ходкинсон на экспериментах показал, что для дерева, железа, чугуна, камня зависимость не только нелинейная, но и что сама нелинейность при растяжении проявляется сильнее, чем при сжатии. Для реальных материалов коэффициент нелинейности изменяется от 0,02 до 0,7.

Несмотря на огромное количество экспериментальных и теоретических работ, подтверждающих нелинейный характер зависимости деформаций от нагрузки, единственным учебником для инженеров, основанном на нелинейной зависимости, является «Сопромат» Карла фон Баха [2], изданный в Германии на рубеже XIX и XX веков. В современном сопромате [3] введено понятие о трех пределах в области малых деформаций (предел пропорциональности, предел упругости и предел текучести). При этом, за предел текучести была принята остаточная деформация 0,2%. Для целого ряда высокопрочных и хрупких материалов диаграмма является нелинейной на всем протяжении, потому было введено понятие «секущий модуль», который равен тангенсу угла наклона секущей, проведенной из начала диаграммы через точку предельной нагрузки, которая не имеет однозначности, а сам модуль теряет физический смысл. В экспериментальной механике деформируемого твердого тела показано, что, независимо от того удастся или не удастся наблюдать остаточные деформации, они существуют при любых малых деформациях (все зависит только от возможностей используемой измерительной аппаратуры).

Явление прерывистого деформирования известно еще с 1813 года [4]. Ступенчатое (эффект Савара-Массона) и зубчатое (эффект Портвена-Ле Шетелье) изменение деформаций сегодня известны всем [4-8]. Скачком изменяется остаточная деформация и в природных условиях (различного рода геодинамические явления). Но физический аспект этих явлений практически не изучен. В [9] была выдвинута концепция

деформационных переходов, под которыми автор понимает перестройку структуры вещества. Вынужденный объемный переход при этом ассоциируется с пластическим течением, фронтальный переход – с прерывистым деформированием, а лавинный переход – с динаическими явлениями. Остаточная деформация, по мнению автора, возникает за счет изменения формы, а изменение объема остается упругим. Преобразование упругой деформации в остаточную возникает, когда амплитуда колебаний атомов и молекул достигает определенного предела. Понятия предельных напряжений, деформаций не имеют физического смысла. В работе [10] Давиденков М.М. делает вывод об отсутствии предела пропорциональности (вернее, что он равен нулю). В [11] А.Филлипс утверждает, что критерием определения текучести является не уровень фиксированной остаточной деформации, а смена характера ее возрастания.

Подытоживая сказанное выше, следует признать, что большой объем экспериментальных и теоретических исследований уже к середине XX века заставлял окончательно усомниться в правомочности применения линейной теории упругости при деформировании и разрушении материалов, особенно при объемном или сложном напряженном состоянии. Американским физиком Джеймсом Фредериком Беллом [1] было показано, что модуль сдвига материалов в процессе нагружения изменяется по зависимости:

$$G = G_0 \left(\frac{2}{3}\right)^{\ell/2+p/4},$$

где $G_0 = 2,89 \cdot 10^5$ МПа – линейный модуль сдвига для изотропного твердого тела в нулевой точке;

$\ell = 1, 2, 3 \dots$ – любое целое число;

$p = 0$ или 1 – коэффициент структуры (0 – для монокристаллов, 1 – для поликристаллов).

Дискретный ряд сдвиговых деформаций, при которых модуль сдвига изменялся скачком, для всех испытанных поликристаллических твердых тел (в основном для 54-х металлов и сплавов) имел вид: $\gamma_N = 0,046; 0,127; 0,232; 0,350; 0,520; 0,780; 1,176; 1,765$ и описывался формулой

$$\gamma_N = \left(\frac{2}{3}\right)^{\ell/2+p/4}.$$

Получен также дискретный ряд восьми линейных осевых деформаций перехода

$$\varepsilon_N = \frac{\gamma_N}{m},$$

где $m = 3,06$ – безразмерная константа, зависящая от отношения касательного напряжения в монокристалле к осевому напряжению в поликристалле.

Ряд линейных деформаций имеет вид: $\varepsilon_N = 0,015; 0,041; 0,076; 0,114; 0,171; 0,256; 0,385; 0,577$. Для деформаций кручения этот ряд выглядит следующим образом: $s_N = 0,026; 0,072; 0,132; 0,198; 0,294; 0,444; 0,667; 1,00$ и описывается формулой:

$$s_N = \frac{\gamma_N}{n},$$

где $n = 1,765$ – коэффициент поликристалличности.

При рассмотрении лишь активной части деформации (только при возрастании нагрузки)

$$\varepsilon_N \sigma = \gamma_N \tau = s_N S.$$

По традиции диаграммы «нагрузка-деформация» изображают в виде плавных кривых. Однако, как показано в [12], пластическая деформация – это последовательный ряд структурных переходов в твердом теле. Изображение диаграмм гладкими предполагает, что этот ряд непрерывный. Квантование же модулей упругости по Дж.Ф. Беллу

предполагает кусочно-линейную упругость, а форма диаграмм должна иметь вид ломаной кривой.

Новые данные, полученные во второй половине XX, начале XXI века, связанные с обнаружением веществ – ауксетиков, только укрепили эти предположения.

В 1948-1955 г.г. под руководством О.Я. Берга [13] были проведены исследования на бетонных призмах и установлено, что при нагрузках 0,75 от разрушающих коэффициент поперечной деформации превышает 0,5 и достигает 0,75-0,76. Первые достоверные экспериментальные данные об отрицательных значениях коэффициента поперечной деформации в кристаллах кварца в области высоких температур опубликованы в 1962 году [14]. Потом, в 1963 году А. Гарбер зарегистрировал отрицательные значения коэффициента поперечной деформации в модифицированном пиролитическом графите [15]. Позже описаны анизотропные армированные композиты с коэффициентом поперечной деформации $\nu \sim -2$ [16,17].

Хотя, на первый взгляд, отрицательность коэффициента поперечной деформации противоречит здравому смыслу, возможность существования таких материалов подтверждается известным соотношением теории упругости [18]:

$$\nu = (3K - 2G) / (6K + 2G),$$

где K и G – соответственно модули объемного сжатия и сдвига.

Из этого соотношения следует, что отрицательные значения коэффициента поперечной деформации возможны при условии $G > 3/2K$, когда модуль сдвига превышает модуль объемного сжатия больше, чем на 50%. Это возможно, когда материал при деформации сохраняет геометрические пропорции (форму), но изменяет свой объем. Понятно, что классическая теория упругости этого не допускает. Предполагается, что модуль объемного сжатия всегда больше модуля сдвига, а скорость продольной и объемной волн всегда больше скорости поперечной волны.

Вместе с тем, накопилось настолько большое количество экспериментальных данных об отрицательной величине коэффициента поперечной деформации, что игнорировать это явление стало невозможным. Детальный обзор о материалах с отрицательным коэффициентом поперечной деформации, которые названы ауксетиками, дан в [19].

Особое место среди ауксетиков занимают пороматериалы. В [20] показано что с увеличением объемного сжатия коэффициент поперечной деформации уменьшается до $-0,7$. При больших сжимающих деформациях начинается процесс схлопывания пор и ячеек, вызывая несоответствие между линейной теорией и экспериментальными данными [21,22].

Среди ауксетических пористых материалов следует выделить класс анизотропных пористых полимеров с размером пор меньше 150 мкм, выявленных К. Евансом [23,24]. При относительной деформации образцов политетрафторэтилена (ПТФЭ) около 15% он получил $\nu \sim -12$. Как будет показано ниже, к классическим поропластам относятся и угольные пласты с ν до -8 .

Среди кристаллических веществ выделяют аксиально- и неаксиально-ауксетические монокристаллы. Аксиально-ауксетическими называют монокристаллы, в которых отрицательные значения коэффициента поперечной деформации наблюдаются вдоль кристаллографического направления $\langle 100 \rangle$. Неаксиально-ауксетическими называют моно-кристаллы, в которых отрицательные значения коэффициента поперечной деформации наблюдаются по другим направлениям, не совпадающим с $\langle 100 \rangle$. К аксиально-ауксетическим относятся монокристаллы ромбоэдрических фаз мышьяка и висмута [25], гексагональных фаз цинка, кадмия, бериллия [26,27]. Гранецентрированные кубические (ГЦК) и объемноцентрированные кубические (ОЦК)

фазы простых металлов имеют обычно неаксиально-ауксетические свойства [28-30]. Нужно отметить, что 67% кубических кристаллов таблицы Менделеева имеют отрицательный коэффициент поперечной деформации (литий – 0,54; натрий – 0,44; калий – 0,42; кальций – 0,27; медь – 0,13 и т.д.) [31] и очень жаль, что эта информация замалчивается. В ауксетиках модули упругости в процессе нагружения изменяются в пять и более раз.

Ауксетическими свойствами обладают не только металлы и сплавы. Отрицательные значения коэффициента поперечной деформации обнаружены в более чем 10 полиморфных модификациях SiO_2 , в частности в тетрагональных монокристаллах кристобалита [32,33]. Как будет показано ниже, классическим ауксетиком являются песчаники, алевролиты, аргиллиты, основным породообразующим минералом которых является кварц. Есть сведения об ауксетических свойствах гранитов, кварцитов, порфириров [34,35]. К ауксетикам относятся цеолиты [36], а также многокомпонентные системы, в которых отрицательные значения коэффициента поперечной деформации обусловлены не структурно-механическими особенностями строения материалов, а физико-химическими взаимодействиями и являются следствием фазовых переходов (гидрогели, жидкие кристаллы и др.) [37].

Для описания упругих свойств неупорядоченных систем с хаотичной структурой, к которым относятся композиты, горные породы, а также фазовых переходов, в настоящее время широко используют перколяционные модели [38–40]. Показано, что если линейный размер перколяционной решетки $L < 0,2 \xi$ (где ξ – длина корреляции), то коэффициент поперечной деформации отрицательный, а если $0,2L > \xi$, то положительный. При $L/\xi \rightarrow \infty$ коэффициент поперечной деформации принимает граничное значение 0,08...0,04 и не зависит от соотношения локальных упругих характеристик; при $L/\xi \rightarrow 0$ получаем $\nu = -1/3$, а при $L/\xi = 5$ $\nu = 0$. Для установления связи макроскопических упругих параметров среды со структурой материала была постулирована зависимость [41]:

$$G/K = Z/8,$$

где Z – координационное число перколяционной решетки.

Для d - мерной изотропной среды формула имеет вид [42]:

$$\nu = (dK - 2G) / (d(d-1)K + 2G),$$

где d - интегральная размерность пространства.

Анализ этой формулы предусматривает, что во фрактальных средах при $Z < 4d$ коэффициент поперечной деформации должен быть положительным, при $Z = 4d$ – равен нулю, а при $Z > 4d$ – должен быть отрицательным.

В [43] для адекватного определения коэффициента поперечной деформации предлагается его связь с параметром Грюнайзена, который является мерой ангармонизма колебаний атомов и молекул твердых тел. Авторами получены следующие формулы:

$$\gamma = \frac{3(1+\nu)}{2(2-3\nu)}; \quad \nu = \frac{\frac{4}{3}\gamma-1}{2\gamma+1};$$

где ν – коэффициент поперечной деформации;

γ – параметр Грюнайзена.

Указанные зависимости свидетельствуют о том, что степень ангармонизма колебаний атомов в положении равновесия (γ) определяет механизм поперечной деформации (ν). При $1,29 \leq \gamma \leq 2,63$ имеем интервал значений коэффициента поперечной деформации $0,2 \leq \nu \leq 0,4$, что соответствует наиболее часто встречающимся экспериментальным величинам параметра Грюнайзена. При $\gamma = 0,75$ $\nu = 0$ (продольное сжатие не сопровождается поперечным растяжением). При $\gamma = 0$ $\nu = -1$ – соответствует

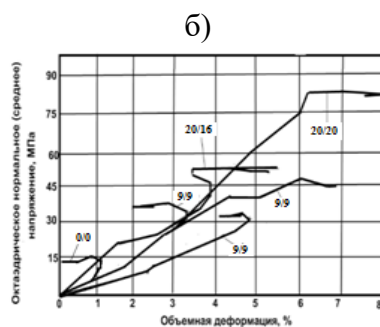
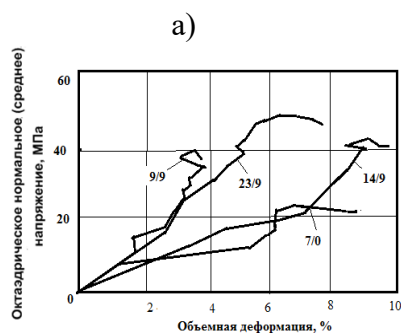
«гармоническому кристаллу» без затухания колебаний. Максимально возможное положительное значение $\nu = 0,67$ может быть достигнуто в условиях «неограниченного» ангармонизма $\gamma \rightarrow \infty$.

Таким образом, непостоянство упругих параметров твердых тел и наличие в них ауксетических свойств доказано и экспериментально и теоретически. В связи с этим, возникает необходимость детального изучения этих свойств в осадочных породах Донбасса в условиях неравнокомпонентного объемного сжатия.

ЦЕЛЬ РАБОТЫ. Проведение лабораторных экспериментов на образцах осадочных пород Донбасса с детальным исследованием упругих характеристик в процессе нагружения.

МАТЕРИАЛЫ И РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ.

Для исследования характера изменения упругих характеристик в горных породах проведены испытания призматических образцов угля, аргиллитов, алевролитов и песчаников на установке неравнокомпонентного трехосного сжатия конструкции ДонФТИ АН Украины при изменении внешней нагрузки ступенями 2 МПа. На рис. 1 показано изменение модуля объемного сжатия горных пород, как тангенса угла наклона диаграммы «среднее напряжение – объемная деформация». Аналогично на рис. 2 показано изменение модуля сдвига горных пород как тангенса угла наклона диаграммы «октаэдрическое касательное напряжение – октаэдрическая касательная (сдвиговая) деформация».



в)

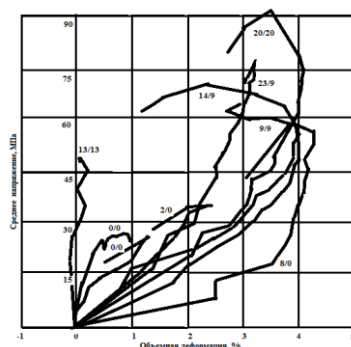
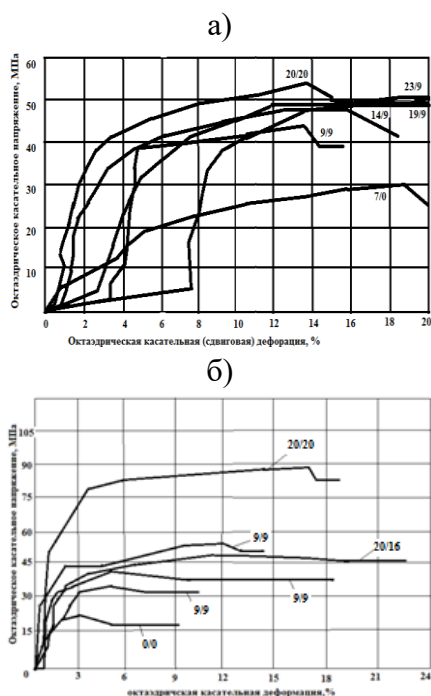


Рисунок 1 - Диаграммы «среднее напряжение – объемная деформация» для угля (а), аргиллита (б), песчаника (в) – через дробь показано соотношение промежуточного σ_2 и минимального σ_3 напряжений

Приведенные диаграммы хорошо отражают изменения относительных деформаций в процессе нагружения. На них хорошо видны переломы со скачкообразным изменением модулей упругости, свидетельствующих о структурно-фазовых переходах в минералах, составляющих горные породы. На рис.1 хорошо видны структурно-фазовые переходы первого и третьего рода. Переходы первого рода идут с уменьшением объема при постоянном давлении, а третьего рода (так называемые критические переходы) – с увеличением объема при нарастающем давлении. Интересно поведение некоторых образцов угля и аргиллита на рис.1а и 1б, когда видимая дилатансия (увеличение объема при структурно-фазовом переходе третьего рода) отсутствует. На самом деле на этих участках наблюдается знакопеременная объемная деформация практически при постоянном давлении. О структурно-фазовых переходах второго рода свидетельствуют скачкообразные изменения модуля всестороннего сжатия на рис.1 и модуля сдвига на рис.2.



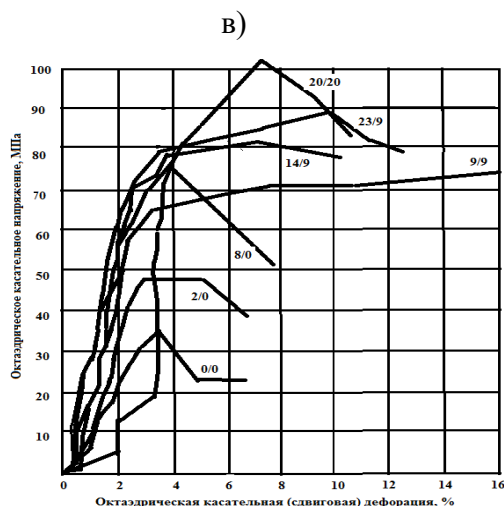


Рисунок 2 – Диаграммы «октаэдрическое касательное напряжение – октаэдрическая касательная (сдвиговая) деформация» для угля (а), аргиллита (б), песчаника (в)

Рассмотрим более детально начальную и конечную стадии деформирования образцов. На начальной стадии деформирования объемная деформация в большинстве случаев идет с интенсивным уменьшением объема. Перемена знака деформаций наблюдается после достижения предела сжимаемости. Интенсивное уменьшение объема идет за счет уплотнения межслоевых расстояний в слоистых, ленточных и цепочечных силикатах, залечивания имеющихся пор и трещин, поэтому сдвиги не выражены и их величина не превышает 2% (рис.3). Поэтому на начальной стадии деформирования модуль сдвига больше модуля объемного сжатия и коэффициент поперечной деформации имеет отрицательные значения (рис.4). После достижения порога дилатансии (предела сжимаемости), происходит структурно-фазовый переход третьего рода с (уменьшение объема сменяется увеличением). При этом модуль объемного сжатия претерпевает разрыв и меняет знак). Что касается сдвиговой деформации, то знакопеременная деформация наблюдается вначале деформирования (рис.3), а после достижения предела сжимаемости (на предразрушающей стадии) она неуклонно нарастает (рис.2). В момент перехода структура крайне разупорядочена, поэтому вероятность и интенсивность сдвигов резко возрастает, что приводит к пластическому течению и разрушению, либо, в начале, к структурно-фазовому переходу первого рода с уменьшением объема, а потом к изобарному пластическому течению.

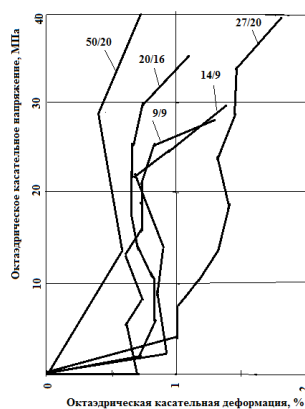


Рисунок 3 – Знакопеременная сдвиговая деформация в аргиллитах на начальной стадии деформирования

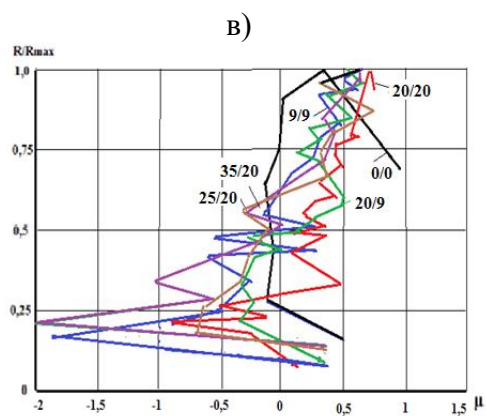
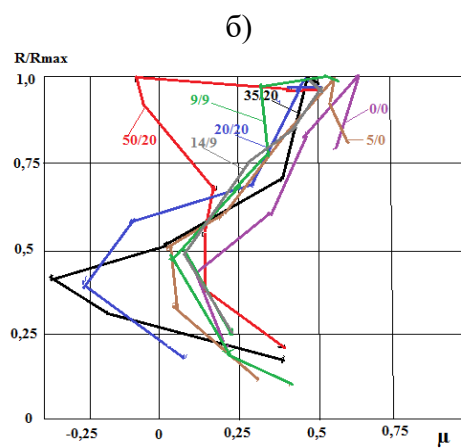
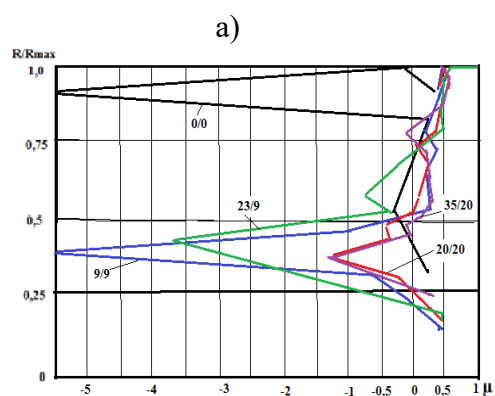


Рисунок 4 – Отрицательные значения коэффициента поперечной деформации в горных породах: а – уголь; б – аргиллит; в - песчаник

Таким образом, упругие параметры горных пород и ряда других веществ не являются константами материалов, а являются их структурно-чувствительными характеристиками. Их скачкообразные изменения в процессе механического нагружения свидетельствуют о структурно-фазовых переходах второго рода. Отрицательные значения модуля объемного сжатия и коэффициента поперечной деформации больше 0,5 свидетельствуют о структурно-фазовом переходе третьего рода (уменьшение объема при сжатии сменяется его увеличением). Знакопеременные значения модуля сдвига и отрицательные значения коэффициента поперечной деформации свидетельствуют об отсутствии формоизменения (или очень большом сопротивлении сдвигу), а также о структурно-фазовом переходе первого рода (изобарном уменьшении объема).

На начальной стадии деформирования при нагрузках 0,1...0,2 от разрушающих коэффициент поперечной деформации горных пород положительный и колеблется в пределах 0,37-0,42. При дальнейшем нагружении он начинает уменьшаться, принимая в том числе и отрицательные значения. До предела сжимаемости (порога дилатансии) породы ведут себя как классические ауксетики. На пределе сжимаемости при нагрузках 0,7-0,8 от разрушающих происходит структурно-фазовый переход третьего рода (с увеличением объема) либо первого рода (с уменьшением объема), коэффициент поперечной деформации снова приобретает положительные значения, быстро возрастает до 0,5 и больше, после чего наступает разрушение. В угольных пластах, как классических поропластах, после структурно-фазового перехода третьего рода сразу происходит схлопывание пор с уменьшением объема и уголь разрушается, потому отрицательные значения коэффициента поперечной деформации до -8 могут наблюдаться непосредственно перед разрушением.

ВЫВОДЫ.

Таким образом, осадочные горные породы являются классическими ауксетиками и ведут себя аналогично композитам, поропластам (уголь) или веществам с полиморфизмом (песчаник). Диаграмма «нагрузка- деформация» имеет вид кусочно-линейной кривой. Отрицательность коэффициента поперечной деформации в горных породах связана с ангармонизмом колебаний атомов и молекул, когда параметр Грюнайзена меньше 0,75, с фрактальностью горных пород, когда изменение объема возможно без изменения формы (порода ведет себя как конденсатор тепловой энергии). Характерно, что ряд дискретных деформаций, установленный Дж.Ф. Беллом, при которых происходят структурно-фазовые переходы второго рода со скачкообразным изменением модулей упругости, наблюдается и в горных породах. В связи с изменением деформационного состояния в процессе нагружения при объемном неравнокомпонентном сжатии, дискретный ряд деформаций является смешанным и представляет собой чередование нормальных, сдвиговых деформаций и деформаций кручения: 0,57; 1,1; 1,5; 2,4; 3,0; 3,7; 4,2; 4,9; 6,3; 7,9; 10,1; 11,2; 12,7; 13,7; 16,4; 20,9%. Однако этот ряд является единым и подчиняется универсальному проявлению структурной гармонии – закону золотого сечения:

$$\gamma_N = \left(\frac{1}{\Phi}\right)^{\ell/2+1/4}; \quad s_N = \Phi \left(\frac{1}{\Phi}\right)^{\ell/2+1/4};$$

$$\varepsilon_N = \Phi^2 \left(\frac{1}{\Phi}\right)^{\ell/2+1/4};$$

где $\Phi = 1,618$ – число Фидия (золотое число). Деформирование и разрушение горных пород идет, в основном, за счет реализации сдвиговых и вихревых деформаций,

линейные (объемные) разрушающие деформации оказываются очень большими и потому энергетически невыгодными.

В процессе деформирования горных пород в объемном поле сжимающих напряжений сообщаемая породе энергия изотермического и адиабатического сжатия (теплота) достигает критических значений, при которых происходят структурно-фазовые переходы 1-го, 2-го и 3-го рода, сопровождающиеся разрушением пород. При этом, сообщенная породе теплота совершает работу по перемещению частиц разрушенной породы. При достижении скорости перемещения частиц скорости звука в среде возникает ударная волна и геодинамические явления.

Литература

1. Белл Дж.Ф. Экспериментальные основы механики деформируемых твердых тел. В 2-х частях. Часть I. Малые деформации: Пер. с англ. под ред. А.П. Филина.- М.: Наука, Гл.ред. физ.-мат.лит.-ры, 1984.- 600с. Часть II. Конечные деформации: Пер. с англ. под ред. А.П. Филина.- М.: Наука, Гл.ред. физ.-мат.лит.-ры, 1984.- 432 с. (Encyclopedia of physics, v. /a/1, Mechanics of solids, Springer - Verlag, Berlin-Heidelberg - New York, 1973.)
2. Bach C. Elasticital und Festigkeit. 4-te edition.- Berlin: J. Springer, 1902.
3. Александров А.В., Потапов В.Д., Державин Б.П. Сопротивление материалов: Учебн. для вузов.- М.: Высш. шк., 2000.- 560с.
4. Гиндин И.А., Лазарев Б.Г., Стародубов Я.Д. О прерывистом характере пластической деформации при низких температурах. - ФТТ, 1961, т.3, в.3.- С. 920-925.
5. Бриджмен П. Исследование больших пластических деформаций и разрыва. М.: ИЛ, 1955.- 444 с.
6. Надаи А.Н. Пластичность и разрушение твердых тел. М.: ИЛ, 1954.- 647 с.
7. Надаи А.Н. Пластичность и разрушение твердых тел (Том 2), М: Мир, 1969.- 863с.
8. Воларович М.П., Томашевская И.С., Будников В.А. Механика горных пород при высоких давлениях. М.: Наука, 1979.- 152 с.
9. Востриков Ю.Н. О формах и механизме образования остаточной деформации (концепция деформационных переходов и новая парадигма сейсмологии). Депонирована в ВИНТИ 21.04.11, №189. Новосибирск: 2011.-286с.
10. Давиденков Н.Н. К вопросу об основах математической теории пластической деформации // Сб. тр. Института строительной механики. - 1949.- № 10.- С. 3-8.
11. Phillips A., Tang J-L. The effect of loading path on the yield surface at elevated temperatures // Intern. J. Solids and Structures. - 1972. - 8. - № 4. - P. 463-474.
12. Пресняков А.А. Локализация пластической деформации /А.А. Пресняков.- Алма-Ата: Наука, 1981.-122с.
13. Берг О.Я. Некоторые физические обоснования теории прочности бетона // Теория расчета и конструирования железобетонных конструкций. - М.: Госстройиздат, 1958. - С. 14-22.
14. Зубов В.Г., Фирсова М.М. Об особенностях упругого поведения кварца в области α - β перехода. /Кристаллография, 1962, т.7, № 3- С. 469-471.
15. Garber A.M. Pyrolytic materials for thermal protection systems. Aerospace Engng., 1963, v. 22, pp.126-137.
16. Clark S.K. The plane elastic characteristics of cord-rubber laminates. Textile Res. J., 1963, v. 33, pp. 295-313.
17. Акасака Т. Эластичные композиты. / Тканые конструкционные композиты / Пер с англ. под ред. Т.-В. Чу и Ф. Ко. М.: Мир, 1991.- 432 с.

18. Ландау Л.Д., Лившиц Е.М. Теория упругости. М.: Наука, 1965.- 204 с.
19. Конек Д.А., Войцеховски К.В., Плескачевский Ю.М., Шилько С.В. Материалы с отрицательным коэффициентом Пуассона (обзор). //Механика композитных материалов и конструкций.- М.: 2004.- Том 10, №1.- С.35-69.
20. Choi J.B. Lakes R.S. Nonlinear analysis of the Poisson's ratio of negative Poisson's ratio foams. J. Composite Materials, 1995, v.29, № 1, pp. 113-128.
21. Choi J.B. Lakes R.S. Nonlinear properties of polymer cellular materials with a negative Poisson's ratio. J. Mater. Sci.,1992. v. 27. pp. 4678-4684.
22. Choi J.B. Lakes R.S. Nonlinear properties of metallic cellular materials with a negative Poisson's ratio J. Mater. Sci., 1992, v. 27, pp.5373-5381.
23. Caddok B.D., Evans K.E. Microporous materials with negative Poisson's ratios: I. Microstructure and mechanical properties. J. Phys. D: Appl. Phys. 1989, v. 22, pp. 1877–1882.
24. Evans K.E., Caddok B.D. Microporous materials with negative Poisson's ratios: II. Mechanisms and interpretation. J. Phys. D: Appl. Phys., 1989, v. 22. pp. 1883-1887.
25. Gunton D.J., Saunders G.A. The Young's modulus and Poisson's ratio in arsenic, antimony and bismuth. J. Mater. Sci., 1972. v. 7. pp.1061-1068.
26. Lubarda V.A. Meyers M.A. On the negative Poisson ratio in monocrystalline zinc. Scripta materialia, 1999, v. 40, № 8, pp. 975-977.
27. Li Y. The anisotropic behavior of Poisson's ratio, Young's modulus and shear modulus in hexagonal materials. Phys. Stat. Sol. Ser. A., 1976, v. 38. pp. 171-175.
28. Turley J. Sines J. The anisotropy of Young's modulus, shear modulus and Poisson ratio in cubic materials. J. Phys. D., 1971, v. 4, pp.264-271.
29. Светлов И.Л., Епишин А.И., Кривко А.И., Самойлов А.И., Одинцев И.Н., Андреев А.П. Анизотропия коэффициента Пуассона монокристаллов никелевого сплава. ДАН СССР, 1988, т. 302, № 6.- С.1372-1375.
30. Jain M., Verma M.PP. Poisson's ratios in cubic crystals corresponding to (110) loading Indian J. Pure and Appl. Physics, 1990. v. 28, № 1, pp. 178-182.
31. Гольдштейн Р.В., Городцов В.А., Лисовенко Д.С. Модуль Юнга кубических ауксетиков. //Письма о материалах. М.: ИПМ им.А.Ю. Ишлинского РАН, 2011.- Т.1.- С.127-132.
32. Amir Y-H., Weidner D.J., Parise J.B. Elasticity of α -cristobalite: a silicon dioxide with a negative Poisson's ratio. Science, 1992, v. 257, pp. 650-652.
33. Kimizuka H., Kaburaki H., Kogure Y. Mechanism for negative Poisson ratios over the a-b transition of cristobalite, SiO₂: a molecular-dynamics study. Phys. Rev. Lett. 2000, v. 84, № 24, pp. 5548-5551.
34. Lakes R. S. Advances in negative Poisson's ratio materials. Advanced Materials, 1993, v. 5, pp. 293-296.
35. Кулиев Г.Г. Определение коэффициента Пуассона в напряженных средах. ДАН РАН, 2000, т. 370, № 4.- С.534-537.
36. Overaker D.W., Lagrana N.A., Cuitiño A.M. Finite element analysis of vertebral body mechanics with a nonlinear microstructural model for the trabecular core J. Biomech. Eng., 1999, v. 131, pp. 542-550.
37. Smirnov M.B., Mirgorodsky A.P. Lattice-dynamic study of the *a-b* phase transition of quartz: soft mode behavior and elastic anomalies. Phys. Rev. Lett., 1997, v. 78, № 12, pp. 2413-2416.
38. Де Жен П. Идеи скейлинга в физике полимеров, М., Мир, 1979.- 368 с.

39. Дзенис Ю.А. Влияние агрегирования жесткого дисперсного наполнителя на характеристики упругости полимерного композита. Мех. композиц. матер., 1986, № 1.- С. 14-22.
40. Соколов И.М. Размерности и другие геометрические критические показатели в теории протекания / Успехи физ. наук, 1986, т. 150, № 2.- С. 221-255.
41. Arbabi. S., Sahimi. M. Elastic properties of the three-dimensional percolation networks with stretching and bond-bending forces. Phys. Rev. B., 1988, v. 38, pp. 7173- 7176.
42. Milton G.W. Cherkaev A.V. Which elasticity tensors are realizable? J. Engng. Mater. and Techn., 1995, v. 117, pp. 483-493.
43. Wojciechowski K.W. Negative Poisson ratios at negative pressures. Mol. Phys. Reports, 1995, v. 10. pp. 129-136.
44. Беломестных В.Н., Теслева Е.П. Коэффициент Пуассона и параметр Грюнайзена твердых тел. /Известия Томского политехнического университета, 2003.- Т.306.- №5.- С.8-12.

УДК 622.261.2:622.831.3

НОСАЧ О.К., АЛЕКСЕЄНКО О.В. (ІІ ДонНТУ)

СТІЙКІСТЬ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК – ЗАПОРУКА ЇХ ПОВТОРНОГО ВИКОРИСТАННЯ

Розглянуто періоди підтримання гірничих виробок під час ведення очисних робіт, засобів і способів забезпечення їх стійкості з метою їх повторного використання.

Однією із складових витрат на видобуток вугілля є витрати на проведення і підтримання гірничих виробок. Тому, одним із рішень проблеми економії та позбавлення від багатокілометрової системи виробок є їх повторне використання. Повторне використання гірничих виробок [1] являє собою комплекс заходів з їх проведення, кріплення, підтримання, які дозволяють забезпечити виконання їх технологічних функцій і стану відповідно до вимог правил безпеки при відробці суміжних очисних вибоїв. Повторне використання дільничної гірничої виробки дозволяє не тільки позбутися від ціликів між суміжними ділянками, але і уникати перерв у роботі лав, пов'язаних з несвоєчасною підготовкою та зменшити довжину виробок на лаву майже в 2 рази. Позитивним є можливість застосовувати прямоісний провітрювання з повним розбавленням метану за джерелами його надходження

У період експлуатації гірничих виробок, деформаційний процес інтенсивно зростає, особливо у зоні впливу очисних робіт. Це пов'язано з механічними процесами, які відбуваються у породах навколо виробок. Вони викликають деформації гірських порід, які можуть затухати чи зростати, призводять до зменшення площі поперечного перерізу виробки, руйнування гірських порід за їх контуром.

Під час проведення виробок у прилеглих породах відбувається перерозподіл напружень, що призводить до розвитку зміщень порід в середину виробки. Характер і величини зміщень визначаються в основному фізико-механічними властивостями бокових порід і рівнем їх напруженого стану. Руйнування масиву гірських порід навколо гірничих виробок, вже розпочинається під час їх проведення. Деформування порід починається поблизу вибою виробки (від 0 до 5 м), де відмічено найбільші зсуви [2]. При

відході вибою швидкість зсувів порід значно зменшується. Затухання частіше відбувається на відстані 60-80 м за прохідницьким вибоєм. Залежно від властивостей порід відмічено їх пружне відновлення, повільне видавлювання, розшарування. Деформації непластичних порід відбуваються у вигляді їх прогинання і крихкого руйнування. Видавлювання пластичних порід відбувається без порушення суцільності. Процеси проведення виїмкових виробок та початок відпрацювання першої лави, а потім підготовки другої, умовно поділяються на п'ять принципово відмінних один від одного періодів (рис.1; 2): під час проведення виробки та поза зоною впливу очисних робіт (1); у зоні впливу опорного тиску першої лави (2); у зоні активного зсуву й обвалення покрівлі (3); у зоні стабілізації гірського тиску (4); активного зрушення покрівлі другої лави (5).

У початковому періоді відбувається підтримання ділянки виробки від моменту її проведення до місця, де утворюється зона тимчасового опорного тиску від відробки першого очисного вибою.

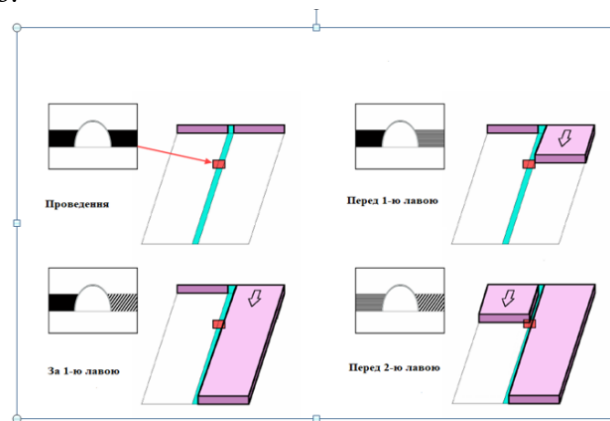


Рисунок 1 - Етапи експлуатації виробки

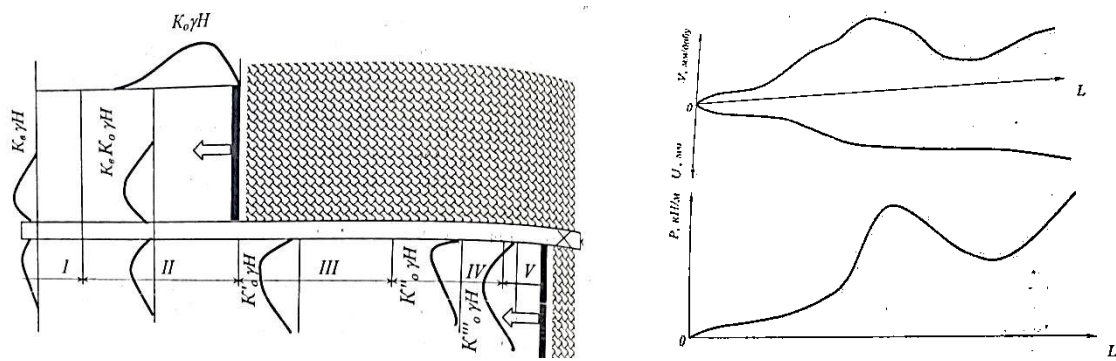


Рисунок 2 - Основні періоди підтримання у повторно використовуваних виїмкових виробках.

Для ефективності підтримання проведеної виробки необхідно забезпечити її стійкість перед гірським тиском та деформаціями у масиві. Характер розвитку зони зруйнованих порід навколо виробки залежить від глибини ведення робіт, фізико-механічних властивостей породи, форми виробки та ін. Згідно даних [3] раціональною є не склепінчаста, а трапецієвидна форма поперечного перерізу виробки. Перевага полягає

в тому, що покрівля виробки оголена тільки в площині нашарування. Плоска покрівля дозволяє уникнути залишених порожнин в закріпленому просторі. Доцільно застосовувати трапецієвидне комбіноване кріплення-поєднання рам зі спецпрофілю піддатливістю до 400мм та анкерів, підвищуючих суцільність та стійкість техногенно оголених та порушених порід покрівлі. Комбіноване кріплення повинне одразу ж включитися у роботу та створювати опір руйнуванню породам в межах зони непружної деформації. Прямолінійний верхняк зі спецпрофілю, прилеглий до оголених порід покрівлі, притискають гідростояками з великим попереднім розпором і “пришивають” до покрівлі двома чи трьома комплектами анкерів. Верхняк підшивають після створення попереднього розпору, зменшуючи його прогин. Бокові стінки виробки необхідно ретельно оконтурювати, аби стояки рами безпосередньо або при застосуванні прокладок щільно контактували з оголеними породами та створювали хороший бічний підпір. У просвітах між кріпильними рамами оголену покрівлю армують анкерами.

Численними дослідженнями [4] встановлено, що монолітний масив “кріплення-порода” в декілька раз підвищує несучу здатність кріплення. Він створюється за допомогою заповнення закріпленого простору дробленою породою або твердіючими сумішами (рис.3).

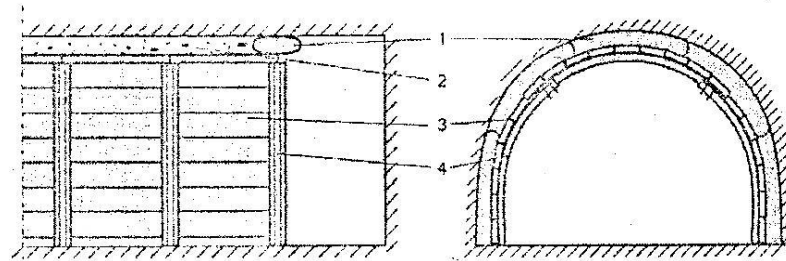


Рисунок 3 - Схема установки торцевої опалубки:

1- пневматична опалубка; 2 – твердіюча суміш; 3 – залізобетонна затяжка;
4 – аркове кріплення

Останній метод-найбільш прогресивний та вигідний з технологічної та технічної точки зору, тому що дозволяє довше зберегти монолітність масиву, завдяки твердіючим сумішам, які заповнюють зазори між встановленим кріпленням та покрівлею.

Виявлено [5], що в умовах слабких порід в покрівлі та підшві виробок субперпендикулярно нашаруванню виникають клини видавлювання шаруватих порід.

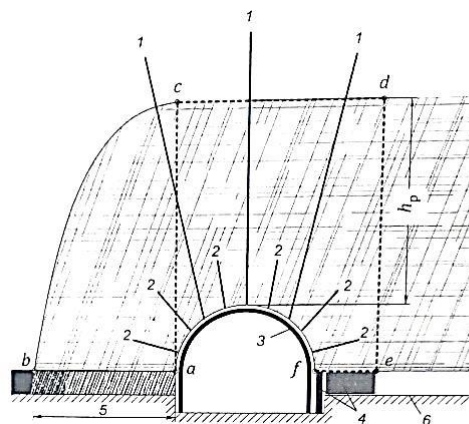


Рисунок 4 - Схема навантаження на кріплення виробки за очисним вибоєм та
 рекомендована схема встановлення канатних анкерів
 1, 2-канатні штангові анкери; 3-рамне кріплення; 4-охоронна споруда; 5-зона
 руйнування масиву; 6-вироблений простір

Виходячи з цього, для підтримання порід в прогнозованій зоні порушень необхідно застосовувати канатні анкери до прояву порушень, при тому, що їх потрібно закріплювати поза прогнозованого клина видавлювання не менш ніж на $1/3$ їх довжини. Тому є необхідність використовувати систему глибокого анкерування, яка складається з анкерів 1-го рівня (довжина 2-3м) та 2-го рівня (довжина більше анкерів 1-го рівня) (рис.4). Світовий досвід показує, що система канатних анкерів дозволяє ефективно підтримувати штрек до підходу лави, у зоні опорного тиску попереду лави, та на сполученні з нею і за очисним вибоєм.

Охорона гірничих виробок проводиться шляхом нарізання в них компенсаційних щілин (рис.5).

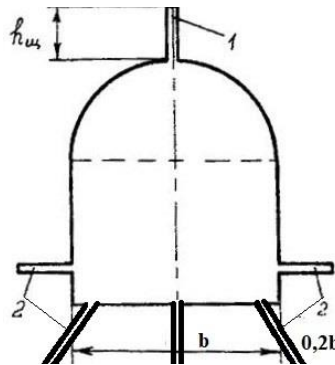


Рисунок 5 - Спосіб розвантаження масиву компенсаційними щілинами:
 1-щілина у покрівлі виробки; 2-щілини у боках виробки; h -глибина щілини;
 b -ширина виробки

Згідно даних [6] наявність щілин забезпечує зниження напружень на контурі виробки і зміщення їх до кінців щілин. Дослідження щілинного розвантаження на шахтах Донбасу показало, що цей спосіб дозволяє повністю виключити здимання порід підшви, або зменшити його величину в 2,5-3 рази. В першу чергу щілини прорізують в покрівлі і слідом за тим (при необхідності) в боках і підшві виробки. У виробках, що підлягають кріплення анкерами, щілину проводиться після зведення кріплення. Допускається зміщення вертикальної щілини в покрівлі від осі виробки не більше 0,5 м. Щілини в покрівлі і боках заповнюються піддатливим матеріалом. При глибині менше 800м у виробках завширшки 3,0-3,2 м вертикальні щілини допускається залишати незаповненими. Дерев'яні бруси, які використовуються в якості заповнювача, встановлюють в щілинах з кроком - 1,0-1,5 м, розрив між прорізкою щілин і їх заповнення не повинен перевищувати однієї доби.

Дослідження використання підривання комуфлектних зарядів для утворення порожнин у підшві гірничих виробок на шахтах №3, №9 «Нововолинська» і №6 «Великомостівська» з метою зниження напружень в масиві порід підшви показав, що комуфлектні порожнини поглинають до 20-30% випнутої гірничої породи. Утворення

порожнин можливе як при проведенні гірничих виробок, так і перед потраплянням їх в зону впливу очисних робіт [2].

Одним з методів розвантаження масиву порід є гідрообробка крайових частин вугільного пласта і здійснюється бурінням свердловин довжиною 6-7м і діаметром 42-43мм. Відстань між скважинами 4-6м [7]. Внаслідок гідрообробки під опорного тиску зменшується за величиною і переміщується в глибину масиву (рис.6).

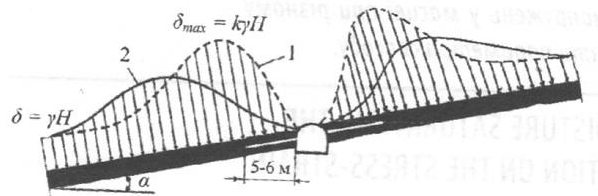


Рисунок 6 - Схема розвантаження масиву шляхом зволоження крайових частин пласта:

1,2 – епюри розподілу напружень до і після зволоження відповідно.

Зміщення підшви при цьому на рівні лави і швидкість зміщень зменшуються більш ніж у 2,6 рази (рис.7).

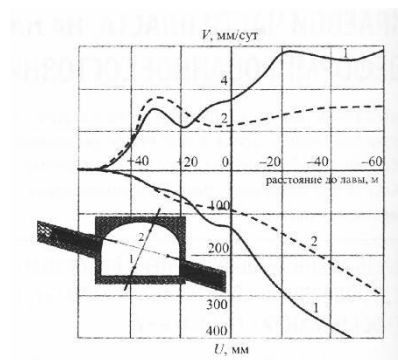


Рисунок 7 - Графіки зміщень і швидкості зміщення бокових порід при гідрообробці крайових частин водними розчинами ПАР: 1-перпендикулярно нашаруванню; 2- за шаруванням.

У зоні активного впливу очисних робіт [8] під кожен верхняк штрекового кріплення рекомендовано встановлювати кріплення посилення-гідрравлічні або дерев'яні стояки відповідної довжини та діаметру 20-30 см. Кут нахилу β центрального стояка кріплення посилення до горизонтальної вісі виробки має важливе значення, оскільки косонаправлене навантаження зі сторони порід покрівлі (позацентрове стискання) активізує втрату її стійкості і несуча здатність різко знижується (рис.8).

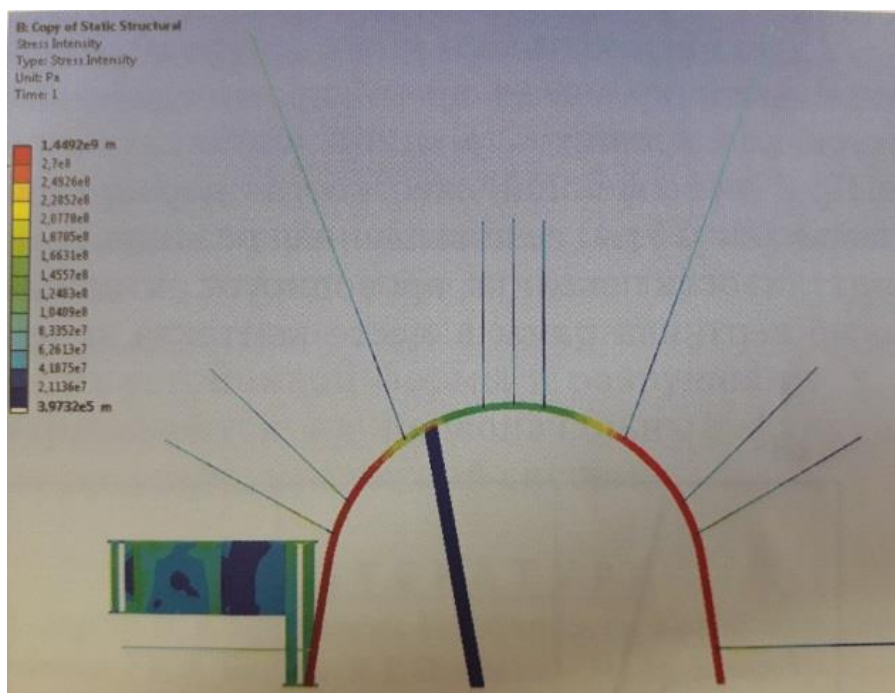


Рисунок 8 - Епюри наведених напружень σ у кріпильній системі виїмкової виробки при помірній жорсткості дерев'яних стояків кріплення посилення рами.

Аби уникнути позacentрового стиску, поздовжня вісь стояку повинна співпадати з напрямком вектору переміщень порід покрівлі у місці їх сполучення. Значення β коливається у межах 75° - 85° . Значення $\beta=80^\circ$ рекомендоване при встановленні центральних стояків кріплення посилення незалежно від їх конструкції та гірничо-геологічних умов експлуатації виробки

У виробках, які підтримуються на межі з виробленим простором, вторинний тимчасовий опорний тиск збільшує зсуви порід в 1,3-1,5 рази більше, ніж первинне. Викликано це тим, що первинний тимчасовий опорний тиск діяв на виробки, які знаходяться в непорушеному масиві, а вторинний - на виробки, які розташовані в зоні проявів залишкового опорного тиску. У четвертому періоді підтримання кріплення повинно забезпечити підтримання зруйнованих порід в покрівлі виробки, які втратили власну несучу здатність. При цьому на допомогу кріпленню необхідно застосувати спосіб охорони виробки смугами змінної жорсткості, що забезпечує зсування зруйнованих порід по зовнішньому контуру виробки у розвантажену зону за межами виробки (рис.9) [2]

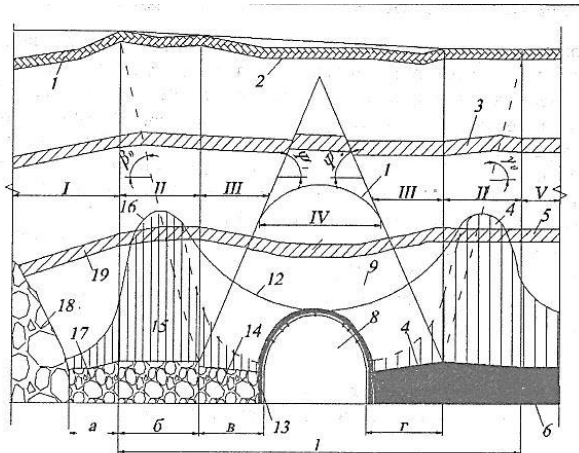


Рисунок 9 - Схема охорони підготовчої виробки елементами змінної жорсткості з цементно-бутових конструкцій і вугільних смуг.

1-просідаюча поверхня землі над виробленим простором лави; 2 — поверхня землі, що розміщується над зоною склепіння природної рівноваги; 3- не порушений верхній прошарок породи в недоторканому масиві; 4 — епюра опорного тиску над міцним масивом вугілля; 5 — не порушений нижній прошарок породи в недоторканому масиві; 6- не порушений міцний масив вугільного пласта; 7- відшарований піддатливий стрічковий цілик вугілля; 8- підтримувана виробка для повторного використання; 9- розвантажений масив гірських порід під склепінням природної рівноваги; 10 — контур склепіння природної рівноваги; 11 — плавний прогин прошарку породи без розриву суцільності у зоні склепіння природної рівноваги; 12 — сумарний опорний тиск над виробкою; 13 — подовжена ніжка арочного кріплення; 14 - приштрекова піддатлива бутіва смуга; 15 — жорстка ін'єкційна смуга в забутівці; 16 — епюра опорного тиску над жорсткою ін'єкційною смугою; 17- бутіва піддатлива смуга з боку виробленого простору; 18 - обвалені породи у виробленому просторі; 19 - прогин товщі порід із розкритом суцільності порід над виробленим простором; а — ширина піддатливої бутівої смуги на межі з виробленим простором; б — ширина жорсткої ін'єкційної смуги; в — ширина приштрекової піддатливої бутівої смуги; г - ширина піддатливого стрічкового вугільного цілика; І — зона шкідливого впливу опорних тисків на підшву виробки; І - зона повних зсувів і поступового ущільнення осілих порід; ІІ — зона стиснення порід-впливу тимчасового опорного тиску; ІІІ — зона спільного впливу вигину порід і тимчасового опорного тиску; ІV - зона знижених напружень; V - зона гірського тиску в недоторканому масиві; $\beta_0 \gamma_0$ — кути зсуву порід навхрест простягання, відповідно, з боку падіння та підняття від межі жорстких опор; $\Psi_1 \Psi_2$ — кути, що обмежують повні зсуви порід

Одним з найбільш поширених і перспективних способів охорони виїмкових виробок, з метою їх повторного використання є підтримання їх штучними спорудами або інакше - безцілікова охорона виробок. Штучні споруди підрозділяють на жорсткі (смуги з швидкотвердіючих матеріалів, тумби з залізобетонних блоків (БЗБТ), органне кріплення) та піддатливі (бутіві смуги та костри) (рис.10).

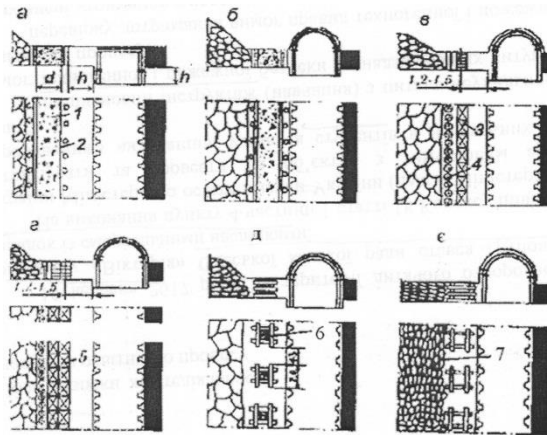


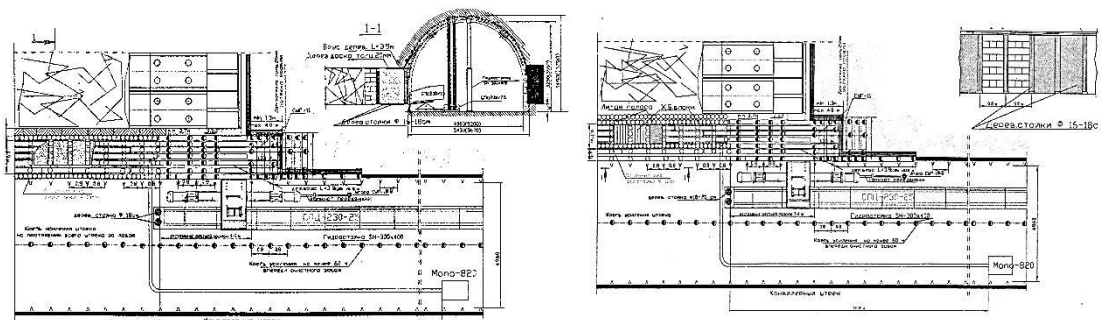
Рисунок 10 - Охорона виробок штучними спорудами:

1-лита смуга; 2-опалубка; 3-ряд залізобетонних тумб; 4-органный ряд; 5-два ряди залізобетонних тумб; 6-бутокостер; 7-бутова смуга.

а, б-лита смуга; в-один суцільний ряд залізобетонних тумб і дерев'яна органка; г-два ряди залізобетонних тумб; д –один ряд бутюкострів; е- породні полоси в поєднанні з кострами.

Жорсткі спорудження призначені для забезпечення невеликого опускання порід покрівлі над виробкою зі сторони виробленого простору. Однак ці споруди не рекомендуються при слабких вміщуючи породах. У різні періоди на шахтах галузі в якості охоронних споруд випробовувалися і застосовувалися: костри з шпального бруса, кругляка, рейок та інші (в тому числі з породним заповненням); чуракові стінки (у тому числі з органного кріплення) бутові смуги; смуги з швидкотвердіючих матеріалів; розбірні тумби (у тому числі з бетонних плит); пневмокостри; металеві обичайки з породним заповненням (у тому числі сітчасті та ін); різні їх комбінації.

Охорона литими смугами з твердіючою сумішшю -є універсальним способом охорони виробок в порівнянні з іншими [9]. Литя смуга надає велику несучу здатність і, як наслідок, зменшення величини деформації покрівлі та навантаження на кріплення, а надійна ізоляція виробленого простору перешкоджає небажаного витоку повітря. Дуже добре проявляє себе комбінований спосіб, який включає поєднання литої смуги та залізобетонних блоків (рис 11.а,б).



а)

б)

Рисунок 11 - Технологічні схеми охорони виїмкових штреків:

- а) литі смуги з викладкою зі сторони виробленого простору стінки із залізобетонних блоків
- б) з чергуванням литої смуги та залізобетонних блоків

Комбінована охоронна конструкція, яка складається з литої смуги та швидкотвердіючих матеріалів та бетонної стінки шириною 0,4-0,5 м. Лита смуга розташовується безпосередньо біля штреку, бетонна стінка поза неї зі сторони лави. Механізм роботи комбінованої охоронної конструкції складається в тому, що бетонна стінка приймає тиск покрівлі практично одразу і захищає бетонну литу смугу до затвердіння її матеріалу. У подальшому, бетонна стінка та лита смуга, разом деформуючись, забезпечать опір осідаючих порід покрівлі, захищаючи виробку, що охороняється.

Схема (рис.11 б) відрізняється тим, що залізобетонна частина смуги сприймає тиск покрівлі одразу і захищає литу смугу до її затвердіння.

Згідно пропозицій [10] для повторного використання виробок при кроці кріплення 0,8 м слід застосовувати два ряди стояків посилення діаметром до 30 см (рис.12,13). Підвищена щільність установки ремонтних органних рядів підвищує опір охоронної конструкції, а їх винесення з виробленого простору на штрек та розміщення за стояками рамного кріплення виключає сповзання разом з породами підшви пласту по бровці лави. Позаду лави підняття підшви виробки досягає приблизно 0,3 м, а середня висота складає 3-3,2 м. Охоронне спорудження виробки збоку виробленого простору відсутнє. Стан виробки, що підтримується, не потребує додаткових ремонтних робіт та дозволяє ввести в експлуатацію сусідню лаву з повторним використанням дерев'яних стояків. Кріплення посилення у виїмковій виробки зберігається.

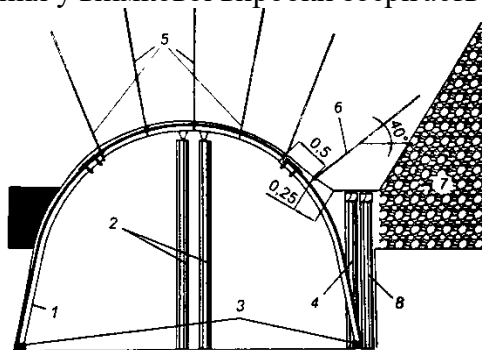


Рисунок 12 - Удосконалений паспорт підтримання штреку:

1-аркове кріплення; 2-стояк посилення; 3-підп'ятники; 4-стояк органного ряду між покрівлею пласту та підшвою виробки по бровці лави, встановлений між арками кріплення; 5-штангові анкери; 6-анкер для посилення покрівлі; 7-зона зрушення порід за очисним вибоєм; 8-стояк органного ряду між покрівлею пласту та підшвою виробки по бровці лави, встановлений за стояком аркового кріплення.

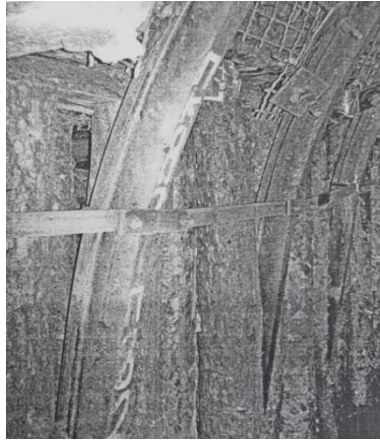


Рисунок 13 - Органий ряд по бровці лави

З метою підвищення стійкості виробки для повторного її використання [9] було запропоновано спорудження опорної смуги у боку виробки зі сторони масиву вугілля попереду зони тимчасового опорного тиску, яка створюється діючою лавою (рис.14).

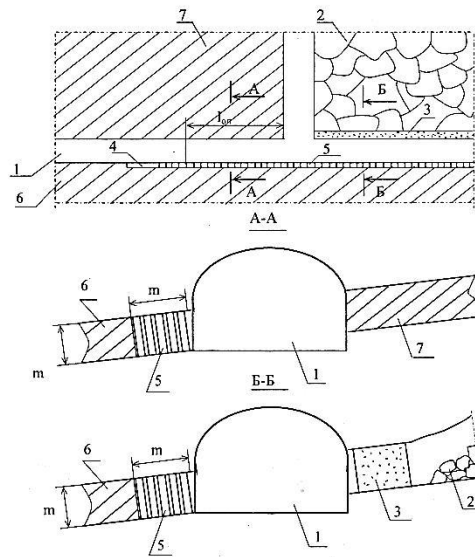


Рисунок 14 - Схема охорони виробки за допомоги опорної смуги.

1-штрек; 2-вироблений простір; 3-лита смуга; 4-смуга вийнятого пласта; 5-опорна смуга; 6-виїмкове поле суміжне по падінню ярусу; 7-пласт, який відпрацьовує дійсна лави

Для спорудження опорної смуги зі сторони масиву, проводять виймання смуги вугілля, ширина якої дорівнює потужності пласта. Опорна смуга формується з залізобетонних блоків або тубінгів, органного кріплення або кострів. При відробці другої лави, в міру її посування, попередня опорна смуга ліквідується, а на її місці зводиться індивідуальне кріплення.

Враховуючи вище викладене, при виборі засобів підвищення стійкості виїмкових виробок, з метою їх повторного використання, необхідно враховувати конкретність гірничо-геологічних умов залягання вугільних пластів.

Література

1. Вивчаренко А.В., Снегур В., Прихорчук А. Система обеспечения устойчивости повторно используемых участковых выработок при отработке тонких пологих угольных пластов//Матер. XII Міжнар. науково-практичної конференції «Школа підземної розробки», Бердянськ 4-8 вересня 2018 р.-Дніпро «Лізунов Прес», 2018.- с.33-34.
2. Бондаренко В.І., Бузило В.І., Табаченко М.М., Медяник В.Ю. Геомеханічні основи підвищення стійкості підготовчих виробок: Навч. посібник.- Дніпропетровськ: ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2010.-406 с.
3. Зборщик М.П. Преодоление кризиса подземного горного хазайства.// -Уголь Украины, -2015.-№1-2.-с.40-43.
4. Харченко В.В., Овчинников Н.П., Сулаев В.И., Гайдай А.А., Русских В.В. Процессы очистных работ на пологих пластах угольных шахт: Уч. пособие.- Днепропетровск: НГУ, 2011.-148 с.
5. Халимендик Ю.М., Барышников А.С. Обоснование параметров канатных анкеров в условиях слабых слоистых пород.// Уголь Украины, -2016.-№11-12-с.3-9.
6. Геомеханика взаимодействия анкерной и рамной крепей горнах выработок в единой грузонесущей системе/ В.И. Бондаренко, Ю.Я. Чередниченко, А.И. Ковалевская, Г.А. Симонович, А.В. Вивчаренко, В.В. Фомичов//Монография.- Днепропетровск: «Лизунов Прес», 2010.-174с.
7. Касьян Н.Н., Носач А.К., Сахно И.Г. Исследование влияния степени влагонасыщения угля при гидрообработке краевой части пласта на напряженно-деформированное состояние массива. Щорічний науково-технічний збірник «Розробка родовищ».-Дніпропетровськ: ДВНЗ «Національний гірничий університет», 2015.-с.335-340.
8. Ковалевская И.А., Симонович Г.А., Барабаш М.В. Анализ режимов работы центральных стоек крепи усиления в выемочных выработках. //Уголь Украины,- 2016.-№8-с.8-13.
9. Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Демченко А.И. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых горных выработок: Днепропетровск, Лира, 2005.-239 с.
10. Снегур В.Г., Лазуренко С.И., Халимендик Ю.М., Барышников А.С. Поддержание выработок для повторного использования в шахтоуправлении «Терновское» // Уголь Украины, -5.-№12-с.21-26.

УДК 001.895:622

БРАТАШ О.О. (П ДонНТУ)
ІННОВАЦІЇ ЯК НЕОБХІДНІСТЬ У ВУГІЛЬНІЙ ПРОМИСЛОВОСТІ
УКРАЇНИ

Розглянуто основні проблеми сучасного гірничого виробництва та шляхи їх вирішення із залученням геотехнологій та впровадженням відповідних інновацій.

У гірничодобувній промисловості існує ряд певних проблем, які необхідно вирішувати, щоб знизити собівартість вугілля та підвищити рентабельність галузі, яка вже давно знаходиться в кризовому стані: основні фонди зношені, на більшості шахт досі дуже велика частка ручної праці, недостатній обсяг інвестицій. Через поганий технічний стан шахти працюють з низькою продуктивністю, вугілля має велику собівартість.

Крім того, вугільна галузь України має високий рівень травматизму і смертності на підприємствах та є найбільш небезпечним для здоров'я працюючих виробництвом. За офіційною статистикою, кожен видобутий мільйон тонн вугілля забирає життя двох шахтарів. Це пов'язано не тільки зі складними умовами, гірничих робіт (велика глибина, небезпека вибухів метану і вугільного пилу, викидів вугілля та газу та ін.), але і з незадовільним станом обладнання, що не дозволяє гарантувати високу якість вугілля.

Останнім часом у вугільній галузі України спостерігається тенденція до збільшення частки приватних шахт і зменшення державних. Також негативно на вугільну промисловість України впливає нерегульований видобуток вугілля. Тому для усунення негативних факторів, що впливають на рівень видобутку вугілля, слід проводити певні заходи з реконструкції, модернізації та оптимізації шахт [1].

Вугілля залишається одним з основних джерел в енергопостачанні України, і повинне бути основним гарантом енергетичної безпеки держави. Зараз для України більш вигідним є імпорт вугілля, особливо коксівного, так як собівартість видобутку українського вугілля перевищує ціну імпортованого вугілля з країн Європи, якість якого не поступається українському, а собівартість видобутку значно менше через більшу модернізацію шахт і кращі умови видобутку. Тому пріоритетним напрямом державної політики має бути зниження залежності країни від імпортованого палива і одночасне збільшення видобутку вугілля.

Україна має значний потенціал розвитку вугільної промисловості та володіє великими запасами високоякісного енергетичного вугілля, тому в перспективі завдяки певним заходам з розвитку вугільного комплексу України, наша країна може отримати значні переваги.

До таких заходів відносяться: поступовий перехід на енергетичне вугілля як джерело енергії, будівництво заводів з газифікації вугілля, широкомасштабне використання водовугільного палива з урахуванням зарубіжного досвіду [2].

Для інноваційного розвитку вугільної промисловості України велике значення мають наукові дослідження. Впровадження ефективних енергозберігаючих технологій з метою заміщення імпорту газу повинні стати пріоритетом сучасної енергетичної політики.

Крім вугілля, гірничо-промисловість володіє також величезним енергетичним потенціалом, який включає метан вугільних родовищ, теплову енергію шахтних вод, а демінералізація шахтних вод дозволить забезпечити водопостачання шахтарських регіонів. Тому, за умови відповідного розвитку вугільної промисловості, країна може стати енергетично незалежною та розширити можливості експорту вугілля і продуктів його перетворення, за умови створення виробничих потужностей, які відповідатимуть світовим та європейським стандартам.

Для цього необхідно проводити певні заходи: реструктуризацію шахт, інтенсифікацію процесів модернізації шахтного фонду і технічного переоснащення виробництва на основі прогресивних технологій вуглевидобування; складання і впровадження програми наукового забезпечення розвитку вугільної промисловості;

створення наукових центрів із залученням фундаментальної науки, цільової підготовки наукових кадрів, розвитку системи науково-технічної інформації; підготовку нових виїмкових горизонтів, будівництво нових шахт на ділянках родовищ з кондиціями вугілля, які затребувані на ринку; оснащення вугледобувних шахт інноваційною технікою з максимальним рівнем механізації і автоматизації технологічних процесів; реалізацію проектів на основі технологій глибокої переробки вугілля і видобуток газу-метану в промислових цілях; розширене відтворення виробництва у вугільній галузі на базі безперервного впровадження інноваційних технологій; забезпечення європейських стандартів охорони праці та промислової безпеки, підвищення рівня промислової безпеки та охорони праці, а також відповідних екологічних стандартів; створення всіх необхідних умов для гарантованого забезпечення нешкідливих і безпечних умов праці шахтарів, зниження професійної захворюваності; розвиток соціально-трудових відношень на основі підвищення результативності соціального партнерства, корпоративної соціальної відповідальності вугільних компаній і шахт, вдосконалення системи оплати праці.

Роль науки суттєва і полягає у формуванні галузевих науково-технічних програм, у розробці нових методів, технологій, у проведенні різного роду аналізів, необхідних досліджень, технічної допомоги підприємствам тощо. Інноваційний розвиток діючих вугільних підприємств необхідно здійснювати шляхом упровадження засобів і технологій, які відповідають сучасному рівню науково-технічного розвитку. При цьому вугільне виробництво повинно застосовувати досягнення у галузі машинобудування, інформаційних технологій та інших наукомістких виробництв.

Основні етапи робіт і досліджень, які необхідно здійснити: аналіз стану шахтного фонду та розробка можливих напрямків оновлення; аналіз техніко-економічного рівня засобів і технологій вуглевидобутку; прогнозування техніко-економічного розвитку основних процесів вуглевидобутку; відбір пріоритетних проблем і заходів, спрямованих на інноваційний розвиток вугільного виробництва; формування інноваційних програм, оцінка їх ефективності та наукове супроводження; економічний аналіз діяльності підприємств, визначення «вузьких місць» у технологічному ланцюзі вугільного виробництва, вибір науково-технічних заходів, їх економічне обґрунтування, питання інвестиційного забезпечення, ціноутворення, маркетингу, управління, контроль і облік результатів.

Всі ці питання повинні вирішуватися як на верхніх рівнях управління, так і конкретними підприємствами шляхом коротко та довгострокового планування технічного розвитку виробництва. До річних програм варто включати ті заходи, що реалізуються і дають віддачу в найближчий час. До яких відносяться заходи щодо введення нових лав з високопродуктивним обладнанням, прохідницьких вибоїв з комбайнами нового технічного рівня та ін.

Взагалі для якісного та ефективного розвитку вугільного комплексу держави забезпечити координацію і взаємозв'язок стратегій національної безпеки і енергетичної політики; провести модернізацію вугільних шахт; зменшити ризики, пов'язані з наявністю метану в шахтах; розробити і реалізувати програми економічного розвитку вугільних регіонів України.

На даному етапі видобуток українського вугілля є неприбутковим для держави, проте країна має всі перспективи для збільшення рентабельності вугільного промисловості. Після усунення існуючих проблем вугільної галузі для України видобуток власного вугілля стане ефективніше не тільки в рамках

внутрішньодержавного використання, але і для міжнародного експорту. Для цього необхідно проводити подальші дослідження в даному напрямку.

Таким чином, для нашої держави зараз важливішим є розвиток видобутку українського вугілля і мінімізація його імпорту з країн Європи та основною метою політики держави у вугільній промисловості є зниження собівартості видобутку вугілля та модернізація шахт.

Література

1. <http://old.niss.gov.ua/MONITOR/desember08/5.htm> / Вугільна галузь України: проблеми та перспективи сталого розвитку.
2. <http://modern.science.triacon.org/ru/issues/2010/files/papers/3/70-72.pdf> / О новых технологиях сжигания водоугольного топлива как альтернативы природному газу.

УДК 622.02(075.8)

СЕРГІЄНКО О.І., АЛЕКСЕЄНКО О.В. (П ДОННТУ)

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ВОЛОГОСТІ НА ПИТОМИЙ ЕЛЕКТРИЧНИЙ ОПІР ГІРСЬКИХ ПОРІД

Представлені лабораторні дослідження електричних властивостей гірських порід, та вплив їх вологості на величину питомого електричного опору.

Здатність гірських порід пропускати електричний струм, характеризується питомим електричним опором. Величина, зворотна питомому електричному опору, називається питомою електричною провідністю.

Питомий електричний опір відноситься до найважливіших електричних властивостей гірських порід і мінералів. На відмінності електричного опору засновані методи електророзвідки і пошуку рудних мінералів.

Всі гірські породи в залежності від величини питомого електричного опору поділяють на провідники ($\rho_v < 10 \text{ Ом}\cdot\text{м}$), напівпровідники ($\rho_v = 10^2 \dots 10^7 \text{ Ом}\cdot\text{м}$) та діелектрики ($\rho_v > 10^8 \text{ Ом}\cdot\text{м}$) [1-3].

Для провідників характерна електронна провідність, для напівпровідників і діелектриків – іонна. Питомий електричний опір порід залежить від питомого опору складових їх мінералів; питомий електричний опір обернений пропорційно об'ємному змісту мінералів, що добре проводять електричний струм.

До провідників відносяться самородні метали, сульфіди, графіт і багато глин, до напівпровідників – бурий і кам'яний вугілля. Високим опором характеризуються кам'яна сіль, гіпс, кристалічні вапняки, доломіт. Наявність води в породах знижує їх електричний опір.

Визначення питомого електричного опору зразків порід можна здійснити, використовуючи джерело змінного або постійного струму. Вимірювання з

використанням джерела постійного струму проводять за допомогою двох– і чотирьохелектродних методів.

Двохелектродний метод заснований на вимірюванні сили струму, що проходить через випробуваний зразок при певній величині напруги між електродами. Чотирьохелектродний метод полягає у визначенні різниці потенціалів між двома точками породи, що знаходяться між живлячими електродами.

Питомий електричний опір визначається за формулою [1]

$$\rho_s = R \cdot \frac{S}{l} \quad (1)$$

де S – площа поперечного перерізу зразка; l – відстань між електродами, R – опір зразка, Ом.

У лабораторних умовах визначення питомого опору проводиться за допомогою мегомметра (рис. 1).



Рисунок 1 - Мегомметр – прибор для визначення електричного опору.

При підключенні зразка до приладу в ньому протікає струм, в результаті чого на поверхні зразка з'являються невідновлені заряди – струми зміщення. Щоб виключити вплив зовнішніх факторів, вимірювання опору зразка проводять, змінюючи напрямок струму, що протікає через зразок. Тоді опір зразка визначається наступним чином: [2]

$$R_o = \frac{2R_+ \cdot R_-}{R_+ + R_-}, \quad (2)$$

де R_+ – опір зразка при прямій полярності, Ом; R_- – опір зразка при зворотній полярності, Ом.

Підвищення температури супроводжується збільшенням опору у провідників з електронною провідністю за рахунок зростаючого хаотичного руху електронів. Наявність хімічних домішок також викликає збільшення ρ . У зв'язку з цим питомий опір мінералів змінюється на два – три порядки.

Опір гірських порід залежить від властивостей мінералів, їх процентного вмісту, пористості, вологості. Так як питомий електричний опір мінералізованих розчинів на кілька порядків нижче, ніж для води, вони мають найбільший вплив на величину ρ для сильно-пористих порід. Зі збільшенням температури питомий опір води, а отже, і водонасичених порід, падає.

Для шаруватих порід – осадових і метаморфічних (глинисті сланці, кристалічні сланці, гнейси тощо) – спостерігається анізотропія електричного опору. При цьому, опір $\rho_{\perp}$ порід перпендикулярного нашарування завжди більше опору $\rho_{\parallel}$ паралельного нашарування. Коефіцієнт анізотропії електричного опору визначається [3]:

$$\lambda = \sqrt{\frac{\rho_{\perp}}{\rho_{\parallel}}} \quad (3)$$

і змінюється в межах 1,05–1,2.

Водонасичення характеризується заповненням всіх пір, тріщин і інших пустот в зразку породи водою, що нагнітається під тиском до 15 МПа. Кількісно водонасичення характеризується коефіцієнтом водо насичення [2]:

$$k_{\text{вн}} = \frac{m_{\text{в}}}{m_{\text{с}}} \quad (4)$$

де $m_{\text{в}}$ – маса води у порах зразка, $m_{\text{с}}$ – маса сухого зразка.

Приведемо результати досліджень (декілька зразків) впливу коефіцієнту водонасичення на питомий електричний опір гірських порід.

Оброблений зразок породи (пісковик) має розмір приблизно 5×5×5 см. Вимірювання електричного опору здійснювалося у 9 точках на кожній грані зразка по 3-ом координатним осям.

На рисунку 2, 3, 4 зображено розподілення електричного струму при коефіцієнті водонасичення відповідно $k_{\text{вн}} = 0,006, 0,0008, 0,00004$.

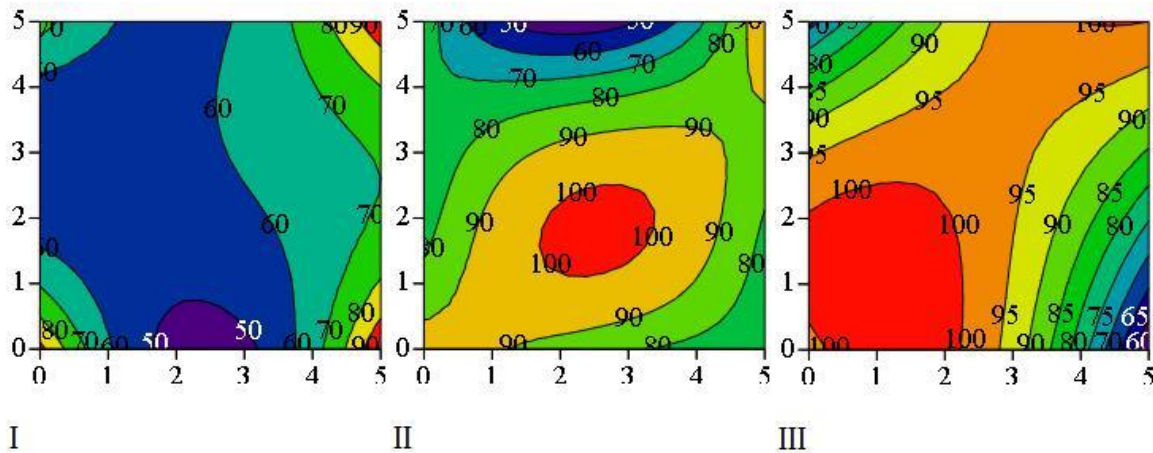


Рисунок 2 - Розподіл електричного струму (мкА) на грані зразка при максимальному коефіцієнту водонасичення $k_{\text{вн}} = 0,006$.

I – перпендикулярно нашаруванню, II - III – паралельно нашаруванню.

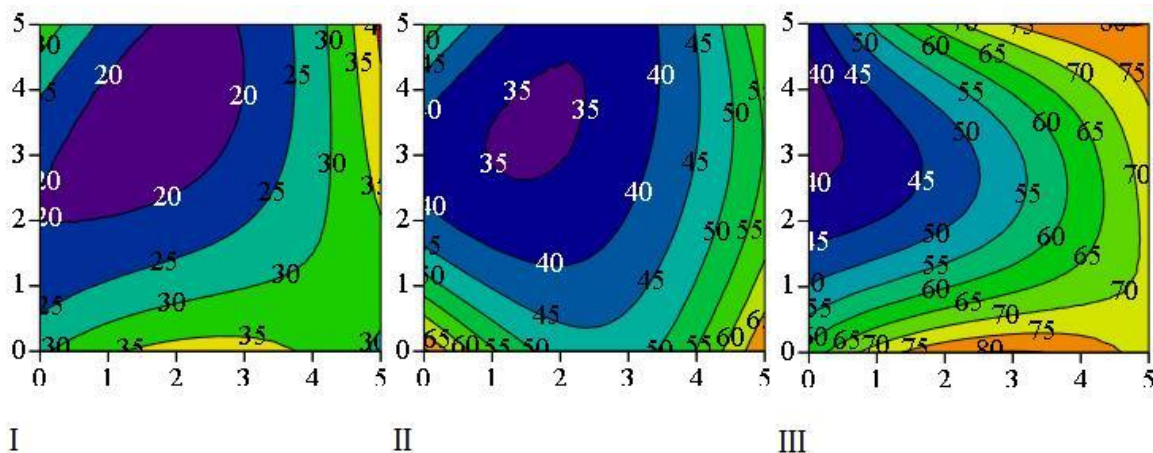


Рисунок 3 - Розподіл електричного струму (мкА) на грані зразка при середньому

коефіцієнту водонасичення $k_{вн} = 0,0008$.

I – перпендикулярно нашаруванню, II - III – паралельно нашаруванню.

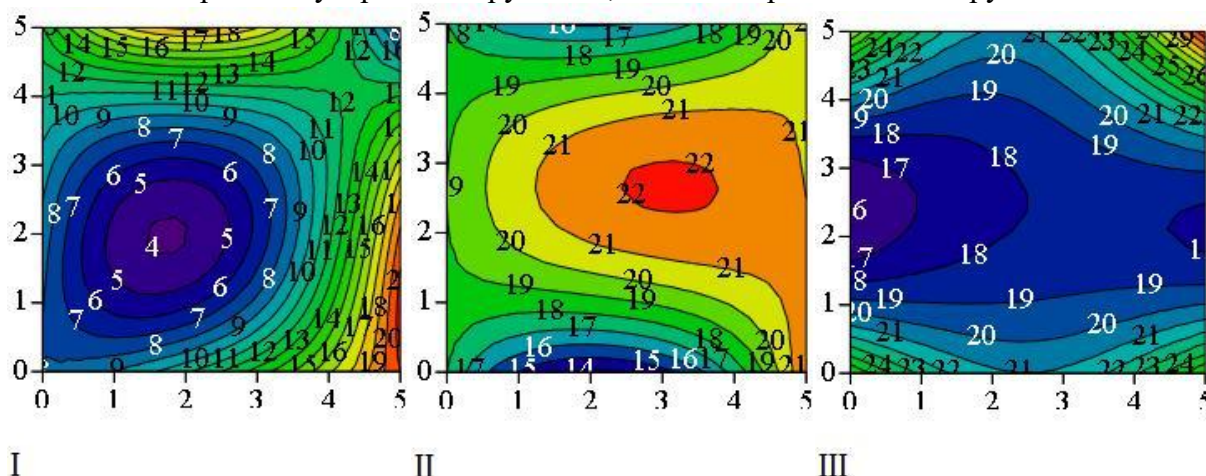


Рисунок 4 - Розподіл електричного струму (мкА) на грані зразка при мінімальному коефіцієнті водонасичення $k_{вн} = 0,00004$.

I – перпендикулярно нашаруванню, II - III – паралельно нашаруванню.

Отже, маємо картину розподілу електричного струму на грані зразка, та змінення його величини при зміні вологості. Бачимо, що ізолінії електричного струму на кожній грані при зміні вологості незначно змінюються по характеру розподілення, але змінюється величина струму. Електричний струм зменшується, тобто збільшується електричний опір при зменшенні вологості зразка.

Така картина розподілу електричного струму на грані зразка дає нам можливість побачити характер розподілу самої вологості у самих зразках. Де більше електричний струм, там більше насичений зразок рідиною.

На рисунку 5 зображений графік залежності питомого електричного опору від коефіцієнту водонасичення зразка породи.

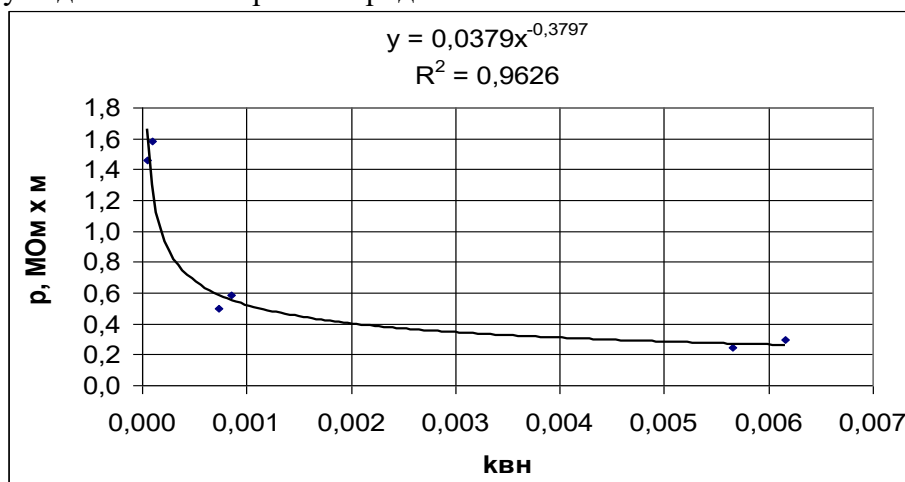


Рисунок 5 - Залежність питомого електричного опору від коефіцієнту водонасичення зразка породи.

Побудована крива регресійного аналізу і встановлена залежність у вигляді степеневі функції:

$$\rho = 0,0379 \cdot k_{\text{вн}}^{-0,3797}.$$

Отже, при збільшенні вологості гірської породи питомий електричний опір зменшується по степеній залежності.

На рисунку 6 зображена зміна коефіцієнту анізотропії електричного опору від коефіцієнту водонасичення для зразка породи.

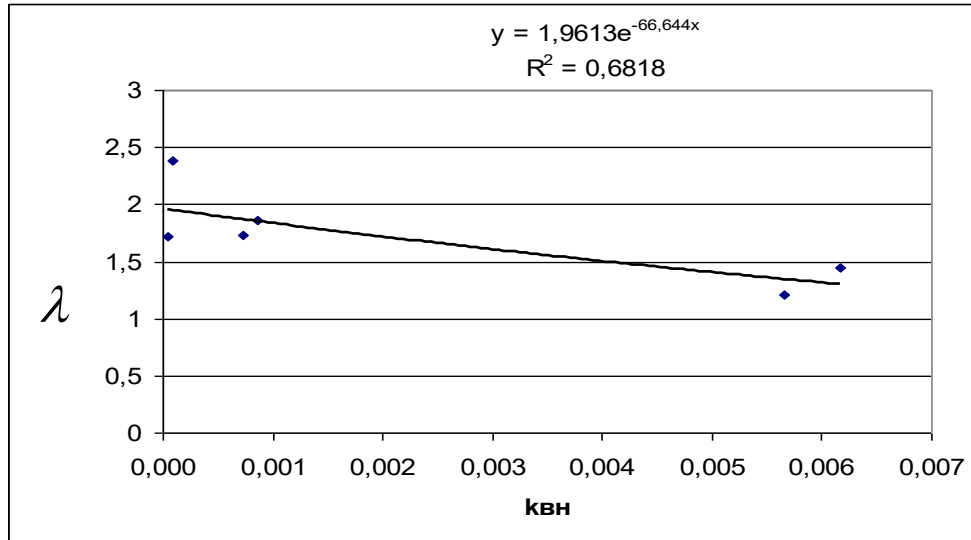


Рисунок 6 - Залежність коефіцієнту анізотропії електричного опору від коефіцієнту водонасичення для зразка породи.

Отже, при збільшенні вологості гірської породи коефіцієнт анізотропії електричного опору зменшується по експоненціальній залежності:

$$\lambda = 1,96 \cdot e^{-66,64 \cdot k_{\text{вн}}}$$

Величина коефіцієнту анізотропії найбільш сухих зразків більш ніж 1.2, але при збільшенні вологості ця величина зменшується до заявлених величин.

Таким чином, лабораторні дослідження показали, що на питомий електричний опір впливає вологість породи. Чим більш коефіцієнт водонасичення зразка породи, тим менше питомий електричний опір. Цю залежність можна описати, як степеневу функцію. По характеру розподілу електричного струму на грані зразка можна судити про характер розподілення самої вологості. Отже, при вимірі питомого електричного опору порід, можна встановити її вологість.

Література

1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1984. – С. 106–109.
2. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. Горное давление. – К.: Вища шк. Головное изд-во, 1987. – С. 122–128.
3. Ямщиков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982. – С. 85–87.

ПИТАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ УТИЛІЗАЦІЇ ШАХТНОГО МЕТАНУ

В роботі розглянуті існуючі варіанти утилізації отриманого з шахт метану від факельного спалювання до продажу метану високої концентрації. При використанні застарілого обладнання та технологій дегазації гірничих підприємств отримують невелику концентрацію метану, що дозволяє використовувати суміші для спалювання в топках котлів. За сприятливих умов ефективними є когенераційні технології, які дозволяють отримувати теплову і електричну енергію.

Робота гірничих підприємств з видобутку вугілля супроводжується багатьма негативними факторами, один з яких – виділення в рудникову атмосферу метану. При змішуванні з киснем він залежно від концентрації може утворювати легкозаймисту або вибухову суміш. Метан вугільних пластів більш ніж на 90% складається з метану і в деяких родовищах може бути отриманий незалежно від вугільних розробок. Склад газу, як правило, стабільний, так що газ може подаватися в існуючі газопроводи.

Газ метан екологічно чистіший енергоносіє, ніж вугілля. активний учасник глобального потепління, причому кожна його одиниця в два рази сильніше сприяє цьому процесу, ніж одиниця вуглекислого газу, який вважається головним винуватцем негативних змін клімату планети. Теплота згоряння метану 50-56 МДж/кг. Спалювання 1000 м³ метану еквівалентно по теплотворній здатності спалюванню 1,3-1,5 т вугілля. З точки зору екологічної безпеки та парникового ефекту, переробка шахтного метану є дуже актуальною.

Середні значення газоносності порід навколо вугільних пластів коливаються в межах від 0,2-0,3 до 1,0-1,5 м³/т, а максимальні значення досягають 1,6-3,6 м³/т. З огляду на велику товщину пластів порід, загальний вміст метану в них може бути досить значним і представляти промисловий інтерес для його видобутку. Вважається встановленим, що до глибин 1200-1300 м природний вміст метану в вугільних пластах робочої потужності становить 40-50% загального обсягу ресурсів метану, на частку вугільних пластів і прошарків неробочий потужності (менше 0,5 м) припадає 20-30% ресурсу і на частку порід – 30-40% [2].

Вугільні пласти з високою газоносністю можуть розглядатися і розроблятися як комплексні родовища вугілля і газу, так як кількість газу, що виділяється в ряді випадків наближається до 100 м³/т, що в перерахунку на теплотворну здатність становить понад 10% калорійності вугілля.

До останнього часу добування метану вугільних пластів визначалося виключно вимогами безпеки. Витяг метану здійснюється системами підземної і поверхневої дегазації через свердловини, пробурені з підземних гірничих виробок і з поверхні землі. У 80-ті роки минулого століття в Донецькому басейні дегазія постійно здійснювалася на 115-120 шахтах з 272, ефективність вилучення метану не перевищувала 25%. З 800 млн.м³ метану, який щорічно видобувають з вугільних пластів використовувалося не більше 10%, в основному для опалення шахтних котелень. Аналіз діяльності об'єднання «Донецьквугілля» за 10 років показав, що з усієї кількості метану, що виділювався при видобутку вугілля, 80% викинуто в атмосферу системами вентиляції шахт, 18% вилучено системами підземної дегазації шахт і 2% – через свердловини, пробурені з поверхні. Метан, що міститься у вентиляційній суміші, має концентрацію 0,2-0,6%. Така суміш може використовуватися для дуття повітря енергетичних установок, однак ця технологія

не знайшла практичного застосування. В отриманих в процесі підземної дегазації метаноповітряної суміші його концентрація досягає на деяких шахтах 60%, але зазвичай знаходиться в межах 25-30%, що обмежує її використання в енергетичних цілях [2].

В Україні можливий рівень видобутку шахтного метану оцінюється в 6-7 млрд.м³. Територіально родовища шахтного метану знаходяться поблизу потенційних споживачів теплової і електричної енергії, що збільшує перспективність його використання, зокрема в децентралізованій енергетиці. Незважаючи на те, що запаси даного типу газу в Україні оцінюються на рівні 12-13 трильйонів метрів кубічних, його практичний дебіт в процесі дегазації шахт в 2016 році склав 370 млн м³, з яких утилізовано всього 160 млн м³. Одночасно, прогнози майбутнього видобутку метану вугільних родовищ становлять від 1 до 10 млрд м³ на рік вже в 2030 році.

Рудничний газ (CH₄) в два рази більше шкідливий для навколишнього середовища, ніж двоокис вуглецю (CO₂). Якщо ж його використовувати на електростанціях, можливо генерування електричної і теплової енергії. Енергетична утилізація рудничного газу вносить істотний внесок у скорочення викидів парникових газів.

Питання зниження емісії метану має енергетичні, економічні переваги, а також переваги пов'язані з питаннями безпеки вуглевидобування і охорони навколишнього середовища. У гірничій промисловості України потокова дегація має і свої негативні сторони. Багато шахт, газ з пластів витягають, але потім просто викидають в атмосферу. А тим часом Україна посідає п'яте місце в світі за обсягами викидів метану з вугільних родовищ [3]. Ось коли вираз "Гроші на вітер" набуває буквально значення.

Здатність метану вугільних родовищ витримувати економічну конкуренцію зі звичайним природним газом залежить від таких основних взаємопов'язаних чинників, як:

- комплексне видобування метану на всіх етапах освоєння вугільного родовища або шахтного поля;
- достатній дебіт і продуктивне життя дегазаційних свердловин;
- низькі капітальні та експлуатаційні витрати;
- наявність надійного і конкурентоспроможного ринку метану вугільних родовищ;
- значні обсяги видобування метану вугільних родовищ, тобто масштаби видобутку з площі ділянки або шахтного поля.

Для виконання цих умов необхідно впровадження сучасних технологій газовидобутку, перш за все гідравлічного розриву пласта (ГРП) – або крекінгу. Сутність крекінгу заключається в тім, що в пробурену з поверхні до пласта і далі по пласту свердловину під високим тиском закачують рідину (воду). Необхідний тиск розриву знаходиться в межах 2–15 МПа. В результаті в пласті розкриваються вже існуючі тріщини і утворюються нові. Для розклинювання тріщин до робочої рідини додають крупнозернистий пісок. Витрати рідини при закачуванні складають 0,013– 0,200 м³/с. Для однієї операції крекінгу використовують 80–100 м³ води і 13–16 м³ піску або іншого агенту для розклинювання. ГРП здійснюється в горизонтальній (пластовій) частині свердловини, яку не укріплюють обсадними трубами. Стійкість їх стінок підтримується за рахунок утворення глинистої корки від промивної рідини в процесі буріння, а також внутрішньопорової глини.

Після утворення тріщин здійснюється подача піску в свердловину і продувка його в тріщини для підтримки їх в розкритому стані протягом всього періоду вилучення метану.

Приклади з практики ряду основних вугледобувних країн світу показують, що добування метану з вироблених просторів ліквідованих шахт ведеться протягом 20-

25 років з сумарними обсягами видобутого метану 300-400 млн / м³ і отриманий прибуток становить до 100 млн дол.

Досвід використання шахтного метану в світі добре відомий і досить представницький. При закритті шахт в старих вироблених просторах залишається значна кількість метану (за прогнозами, обсяги метану у вироблених просторах в 2-3 рази перевищують обсяг газу, що виділився при видобутку). У нашій країні досвід видобутку метану з відпрацьованих полів відсутній, але світова практика підтверджує економічну ефективність відсмоктування газу з виробок закритих шахт

Спалювання шахтного метану в факелі є одним з варіантів скорочення викидів, який може бути привабливим в тому випадку, якщо утилізація шахтного метану не представляється можливою. Серед різних варіантів утилізації шахтного метану раніше активно використовувались декілька. Перший – кондиційну метаноповітряну суміш з концентрацією метану більше 25% спалюють в топках котлів, повністю замінюючи вугілля. При цьому потрібне переобладнання котлів, установка газової регулюючої і контрольно-вимірювальної апаратури, прокладка трубопроводів від вакуум-насосної станції до котельні. Другий – суміш: розбавляється до 2,5% атмосферним повітрям або вихідним струменем шахти використовується для дуття при спільному спалюванні з вугіллям економія твердого палива досягає 25-30%. Третій – використовується некондиційна суміш з концентрацією 18-30%. Обсяг некондиційних сумішей досягає 60%. Останнім часом поширюються ще два варіанти утилізації метану, але вони потребують досить великої його концентрації. Використання метану в когеренаційних установках для вироблення теплової та електричної енергії. Вже декілька гірничих підприємств встановили та використовують когеренаційні технології, які дозволяють не тільки раціонально утилізувати шахтний метан, але й отримувати дохід у виді незрасходуваних коштів оплати за електроенергію та економії вугілля на отримання теплової енергії. При великих промислових концентраціях можливе використання вугільного метану в якості моторного палива. А це вже прямий дохід.

Поки всі оцінки метанового потенціалу України приблизні, але оптимісти кажуть про те, що в ідеалі країна могла б забезпечувати себе газом власного видобутку, щонайменше, сторіччя. Витягти шахтний метан з-під землі – складно і важко. Однак альтернатива ще сумніше – думати про те, що наше завтра залежить від імпортерів газу в Україні і від їх настрою.

Література

1. Булат А.Ф., Чемерис И.Ф. Перспективы создания энергетических комплексов на базе угледобывающих предприятий // Уголь Украины. – 2006. – №2. – С. 3-6.
2. Енергетика: Від вогню та води до електрики [Електронний ресурс] // Історія, сучасність і майбутнє – Режим доступу до ресурсу: <http://energetika.in.ua/ru/books/152-entsiklopediya>.
3. Астахова С. А. Утилизация шахтного газа. Перспективы развития // Уголь. – 2006 – № 8. – С. 63 – 65.
4. Логачова Л.М. Використання механізмів Кіотського протоколу для реалізації проектів утилізації метану // Геотехнології та управління виробництвом ХХІ сторіччя: монографія за заг. ред. О.В. Мартякової. – Донецьк: Вид-во ДонНТУ, 2006. – Т. 2. – С. 50–55.

АНТОНЕНКО Д.О., ЗІНОВ'ЄВ, С.М. (ІІ ДонНТУ)

ВИКОРИСТАННЯ ГІДРОУДАРНИХ МЕХАНІЗМІВ ДЛЯ МЕХАНІЗАЦІЇ РОБІТ У НИШАХ ОЧИСНИХ ЗАБОЇВ

В роботі проведено порівняння ударних механізмів перфораторів та відбійних молотків з живленням від різних видів джерел. Порівняні переваги та недоліки використання гідро-, пневмо- та електроживлення приводів механізмів. Описано конструкцію та робочий процес гідромолотка, на основі яких вибрано параметри, що впливають на робочий процес. Запропоновано представити багатфакторний експеримент, як серію однофакторних експериментів з вибором на кожному етапі найбільш прийнятних значень та запропонований порядок проведення експериментальних досліджень.

Історія використання відбійних молотків почалася ще на початку минулого століття. Відбійні молотки використовувалися в основному в шахтах. В ті роки це був незамінний агрегат при видобуванні вугілля. Технології видобування вугілля із часом змінились і на зміну відбійному молотку прийшли високопродуктивні машини. Спочатку «відбійники» виконували електричними. Електродвигун обертав вал, який надавав бійку поступальний рух. Однак у електричного двигуна є один серйозний мінус – він іскробезпечний. Це виключає його використання в тих місцях де є небезпека вибуху або пожежі. У бензинового відбійного інструменту так багато недоліків, що ми навіть не будемо намагатися їх всі перераховувати, але є перевага – цим молотком можна працювати там де відсутнє будь-яке джерело енергії [1, 3].

Ведення гірничих робіт та видобуток корисних копалин неможливий без руйнування гірничих порід. Велику частку в об'ємах руйнування приходить на механізми та обладнання, в яких наявні ударні механізми. В останні роки широкого розповсюдження набувають гідравлічні механізми та обладнання для руйнування гірничих порід за допомогою ударних пристроїв. Гідроударні машини мають широке розповсюдження не тільки в гірничій справі, а і в важкій промисловості. Широкий діапазон використання гідравлічних машин ударної та ударно-обертальної дії обумовлений тим, що за допомогою таких механізмів можливо досягти зростання всіх виробничо-технічних показників.

У гідравлічних відбійних молотків багато переваг. Довговічність. Висока надійність, менша вартість. Простота конструкції роблять їх до цих пір дуже привабливими, в особливості у порівнянні з електричним інструментом такого ж призначення. Гідравлічний відбійний молоток має суттєві відзнаки від свого електричного аналога. По-перше, з причини очевидної простоти конструкції механізму він надійніший та легший. По-друге, гідравлічний молоток має вбудований захист від вібрації та функції (глушник шуму), які роблять його експлуатацію зручною та, що не менше важливо, безпечною для здоров'я. Завдяки захисту від вібрації, встановленому в гідравлічних відбійних молотках, рівень вібрації змінюється на $\frac{3}{4}$. Говорячи про стан агрегату, не варто забувати про безпеку користувача. Тут «гідравліка» також дає фору «електриці». По-перше, виключена ймовірність ураження електричним струмом – при виконанні робіт в умовах із підвищеною вологістю, що є досить важливим фактором. По-

друге, тут немає утворення іскр і ймовірності появи пожежі. По-третє – це ергономічність: при однаковій потужності гідравлічний інструмент звичайно тихіший, компактний та легший, до того ж ним легше працювати. Як наслідок, при роботі з ним у робітника виникає менша напруженість та втома – основні джерела травматизму [5].

У порівнянні з пневматичними ударними механізмами гідравлічні мають більшу енергію удару, вищій ККД отримання гідравлічної енергії і значно тихіше працюють, однак більшу тривалість робочого циклу, а отже і меншу частоту ударів в одиницю часу. У даному випадку неможливо зробити однозначний вибір на користь якогось інструменту, тому при виборі мають значну вагу супутні умови такі як: відстань від джерела енергії; щільність, міцність та об'єм ґрунту для подрібнення; вид ударних механізмів, розповсюджених на підприємстві та ін.

Гідравлічний ударний механізм, який працює в системі об'ємного гідроприводу представляє собою складну гідродинамічну систему, яка характеризується більшим числом (більше 20) факторів. Для всебічного дослідження її функціонування, вибору основних конструктивних і робочих параметрів, для виявлення раціональних режимів роботи, необхідне проведення великої кількості експериментів. Причому проведення кожного досліду буде необхідно виготовлення окремих вузлів та деталей пристрою. Найбільше ефективним шляхом розв'язання є математичне, а точніше, імітаційне моделювання робочого процесу установки. У зв'язку з цим є актуальним завдання математичного опису робочого процесу. Даний підхід дозволить дослідити великий об'єм варіантів і виконати вибір оптимальних параметрів кожної із систем без проведення затратних експериментів.

В якості схеми, прийнятої за основу при моделюванні гідравлічного ударника бурильної машини і відбійного молотка була прийнята схема зображена на рис.1. На схемі показані основні вузли пристрою: вузол ударника з робочим інструментом 1 і поршнем-бійком 3 в корпусі механізму 2 ; вузол управління 5 з поршнем-клапаном 6 і гідропневмоакумулятором гідравлічного ударного механізму 4, опорний елемент 7 і рукоятка 8 та елементи гідроенергетичного постачання: насос об'ємного принципу дії 13 із запобіжним клапаном 15 і ємністю для робочої рідини 14, гідропневмоакумулятор системи живлення 12 і напірною 11 і зливною 10 магістралями, які з'єднані з гідравлічним ударником у місцях 9. Латинськими літерами В, С, D, Е, К, М позначені камери поршня-бійка та вузла управління поршнем.

При розробці математичної моделі були прийняті наступні допущення: у вхідному перерізі напірної магістралі передбачаються постійні витрати робочої рідини; маси рухомих елементів (поршня-бійка та поршня-клапана) вважаються зосередженими; хвильові процеси у з'єднувальних каналах не враховуються, гідравлічні опори каналів вважаються зосередженими у відповідних камер; зміни значень тиску і об'єму повітря в ГПА підпорядковуються адіабатному закону; витоки рідини в системі відсутні; хвильові процеси, які відбуваються в робочому інструменті і бійку не враховуються [2, 4].

Гідромолоток, як об'єкт дослідження, можна представити як деякий блок з набором вхідних і вихідних змінних. Вихідні змінні визначають якість функціонування цього блоку при заданому наборі вхідних. Для гідромолотків показниками якості є енергія одиничного удару і частота. Енергія одиничного удару розраховується по формулі:

$$E = \frac{m_{\delta} v^2}{2},$$

де v – швидкість поршня-бійка,

m_b – маса поршня-бойка.

Ударна потужність

$$N_y = E \cdot f ,$$

де f – частота ударів, $f = \frac{1}{T}$,

T – час циклу.

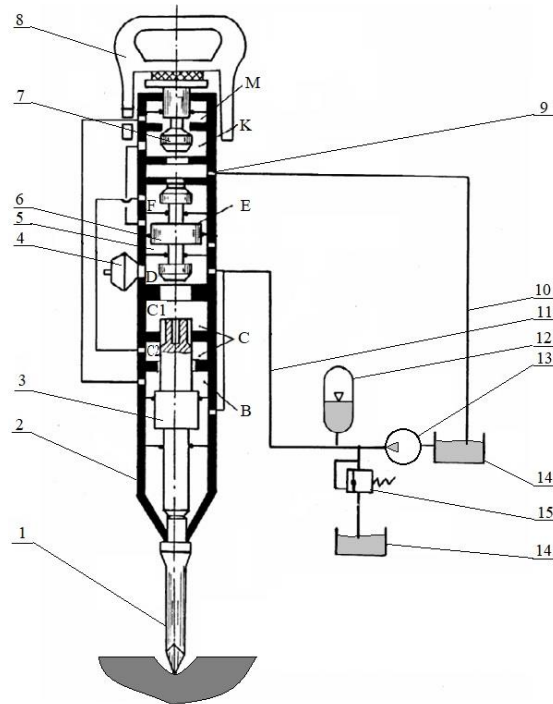


Рисунок 1 – Принципова схема гідравлічного ударного механізму

А також комплексний показник – ударна потужність, рівний твору вищезгаданих величин.

На цьому етапі досліджується модель гідромолота, що ідеалізується, параметри якої мають бути покладені в основу принципової схеми.

Як видно з приведених вище рівнянь математичної моделі робочий процес гідромолота, навіть при введенні ідеалізації робочого процесу (миттєве перемикання облаштування управління), на робочий процес впливають конструктивні параметри, маса поршня-бойка, його діаметри, хід, гідравлічні опори ліній, параметри гідропневмоакумулятора, параметри потоку рідини, що підводиться ($d_1, d_2, d_3, x_0, m_b, a_1, a_2, a_{сб}, P_{оз}, W_{оз}, Q_o$).

Проаналізуємо їх з метою вибрати основні для дослідження і зафіксувати ті, що залишилися, надавши їм найбільш прийнятні значення.

Так, можливо зафіксувати гідравлічні опори каналів, що підводять і відводять, параметри гідропневмоакумулятора. Найбільший інтерес уявляє вивчення питання про вплив на енергію одиничного удару і частоту ходу і маси бойка, діаметрів поршня-бойка,

продуктивність насосу. Для проведення дослідження робочого процесу гідромолотків запропоновано проводити дослідження в наступному порядку:

1. Дослідити вплив на робочий процес маси поршня-бойка.
2. Дослідити вплив на робочий процес ходу поршня-бойка для обраного значення маси.
3. Вибрати діаметри, що визначають робочі поверхні поршня-бойка.
4. Дослідити вплив продуктивності живлячого насоса на робочий процес.

Планується проводити моделювання робочого процесу гідромолотка при різних значеннях маси бойка в діапазоні від 10 до 50 кг та ходу поршня-бойка в межах його значень від 10 до 50 мм. Для діаметрів можна оперувати коефіцієнтом співвідношення діаметрів.

Згідно запропонованому плану проведення дослідження робочого процесу гідромолотків можна представити багатофакторний експеримент, як серія однофакторних експериментів з вибором на кожному етапі найбільш прийнятних значень. Перепланувати таким чином проведення дослідження можливо при відсутності або незначному впливі всіх факторів друг на друга та на показники робочого процесу гідромолотків.

Література

1. Тимошенко Г.М., Яценко А.Ф., Селивра С.А. Гидравлический ударный механизм исполнительного органа буровых машин // Уголь Украины, - 1984. -№11. -с. 24-25.
2. Селивра С.А. Разработка гидравлических устройств ударного действия для разрушения горных пород. Дисс. канд. техн. наук:05.05.06.-Донецк, 1986.-194 с.
3. Яценко А.Ф., Селивра С.А., Коваленко В.И. Испытание экспериментального гидравлического устройства ударного действия // Изв.вузов. Горный журнал.- 1995 - №7.-с.109-111.
4. Коваленко В.И. Разработка и обоснование рациональных параметров гидроударных устройств шахтных бурильных машин.: Автореф. Дис.канд. Техн. Наук. Донецк: ДПИ, 1996.
5. Трофимова Ю. О. Вибір та дослідження принципової схеми гідромолоту з метою визначення оптимальних параметрів [Електронний ресурс] / Юлія Олександрівна Трофимова // Автореферат кваліфікаційної роботи магістра. – 2010. – Режим доступу до ресурсу: <http://masters.donntu.org/2010/fimm/trofimova/diss/indexu.htm>.

УДК 622.349.5.012.2: 622.235

РЯЗАНЦЕВ Н.А., КРАСНОЩОК Э. П., ИСАЕВА А.А. (ИИ ДОННТУ)

ЧЕМ ОБУСЛОВЛЕН ЭФФЕКТ АНОМАЛЬНО НИЗКОГО ТРЕНИЯ?

Приведен анализ работ, опубликованных исследователями Сибирского отделения РАН по вопросу аномально низкого трения и маятниковых волн. Показано, что для объяснения установленных авторами экспериментальных данных нет необходимости придумывать новый вид волн. Эффект аномально низкого трения обусловлен резонансными явлениями при импульсном возбуждении блочной системы, а медленные маятниковые волны есть результат сложения разнонаправленных векторов продольных и поперечных составляющих объемной волны.

В последние годы исследователями Сибирского отделения РАН опубликован ряд работ [1-5], в которых обсуждаются прикладные аспекты современных представлений о блочно-иерархическом строении массивов горных пород, феноменологических основ теории волн маятникового типа применительно к формированию и реализации очаговых зон катастрофических событий в природных и горнотехнических системах, вводится ряд новых понятий, эмпирических зависимостей и представлений. Учитывая важность вопроса изучения фундаментальных физико-механических процессов в очаговых зонах будущих катастрофических событий естественного и техногенного происхождения, следует рассмотреть указанные работы более детально и критически. В [5] авторами предпринята попытка представить в систематизированном виде ряд достижений для обоснования целесообразности развития нового подхода в решении ключевой проблемы — трансформации упругой энергии очаговых зон катастрофических событий в кинетическую энергию движения их структурных элементов. Приведенные экспериментальные данные являются нетривиальными, но не бесспорными, поэтому требуют глубокого анализа.

При изучении механизма возникновения, так называемых, волн маятникового типа (μ -волн) в [1-4] авторами был отмечен эффект «исчезновения» трения между взаимодействующими блоками из геоматериалов при определенных энергетических уровнях импульсного воздействия на модели блочных сред. Для изучения механических условий и особенностей проявления эффекта аномально низкого трения авторы провели комплекс исследований на двух моделях. Модель 1 представляла собой вертикальную систему из шести блоков, изготовленных из органического стекла с размерами 250x125x85 мм и массой 3,25 кг каждый. Модель 2 представляла собой аналогичную систему, изготовленную из силикатных кирпичей такого же размера, но массой 5,43 кг каждый. Скорости распространения продольных волн в оргстекле – 2814 м/с, в силикатных кирпичах – 2662 м/с. Исследования проводились по двум схемам:

Схема 1 – изучение поперечной импульсной реакции блока 3 в условиях статически приложенных к этому блоку горизонтальных усилий и вертикального импульсного воздействия на поверхность блока 1 (рис.1а). К блоку 4 при помощи винтов жестко крепится платформа с динамометром. В блоке III закрепляется винт, который при помощи регулятора усилия соединяется с динамометром. Этим регулятором создается необходимое горизонтальное усилие для блока 3 относительно блоков 2 и 4. Для исключения движения блока 2 совместно с блоком 3 служит упор на платформе. В точке «а» блока 1 по центру установлен закаленный винт, который является «точкой» вертикального импульсного возбуждения. Роль вертикального импульсного воздействия выполняет боек из закаленной стали массой 82,71 г. Для задания различного уровня энергетического воздействия на блочную систему боек сбрасывается с разных высот по отношению к точке «а» блока 1. С учетом величины отскока вычисляется доля кинетической энергии, передаваемой блочной системе.

Схема 2 - изучение поперечной импульсной реакции блока 3 (абсолютные сдвиги) в условиях совместного действия горизонтального импульсного воздействия на блок 3

(вместо горизонтального статического воздействия в схеме 1) и вертикального импульсного воздействия на поверхность блока 1 (также как в схеме 1). Регулятор усилия с динамометром исключен. Динамическое горизонтальное возбуждение блока 3 задается стальным шариком массой 226, 9 г, подвешенным на нити. Меняя угол отклонения шарика, можно изменять энергию импульсного горизонтального возбуждения. В точке «b» блока 3 установлен такой

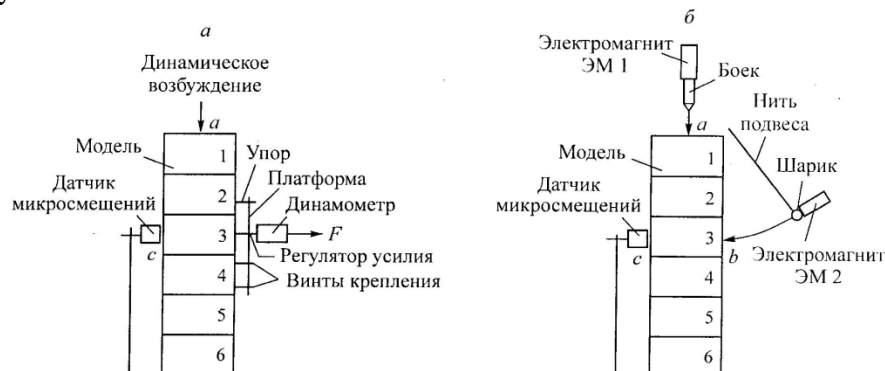


Рисунок 1 – Схема изучения аномально низкого трения в блочных средах

же винт, как и на блоке 1, который является «точкой» горизонтального импульсного возбуждения. Электромагниты ЭМ-1 и ЭМ-2 удерживают боек и стальной шарик в исходном состоянии и управляются специальной схемой временной задержки, которая задает задержку во времени δt между началом свободного падения бойка и началом движения стального шарика, т.е. между вертикальным и горизонтальным импульсным возбуждением. Регистрация абсолютных смещений блока 3 производилась оптическим датчиком микросмещений.

На первом этапе экспериментов производилось измерение пороговых значений статической горизонтальной силы F^0 для преодоления покоя блока 3 в моделях 1 и 2 в условиях, когда отсутствует вертикальное импульсное возбуждение блочных систем. Соответствующие результаты приведены в таблице 1.

Таблица 1

Пороговые значения статической горизонтальной силы F^0 , Н

Материал модели	Схема движения блоков				
	Без платформы			С платформой	
Схема	1	2	3	4	5
Оргстекло	11,76	22,54	36,26	33,32	64,68
Силикатный кирпич	36,26	70,56	98,00	94,08	191,1

Зависимости поперечных смещений блока № 3 при совместном действии статического горизонтального усилия F и вертикального импульса энергией W для моделей № 1 (оргстекло) и № 2 (силикат) показаны на рис.2, цифры у кривых — энергия удара (мДж). В схемах 2,3 блок 3 сдвигается вместе с блоками 2 или 2 и 1. Коэффициент трения между силикатными блоками примерно в три раза больше, чем

между блоками из оргстекла. На втором этапе исследований производилась регистрация величин сдвига блока 3 для моделей 1 и 2 при совместном действии статической горизонтальной силы F и вертикального импульсного возбуждения с энергией W . Полученные результаты показали, что при совместном действии статической горизонтальной силы F на работающий блок и вертикального импульсного воздействия с энергией W_v на блочную систему, включающую этот блок, горизонтальные (поперечные по отношению к W_v) смещения последнего происходят при значениях в 3,8 раза меньших F_o — пороговой величины статической горизонтальной силы по преодолению трения покоя работающего блока в стесненных условиях, и $W_v = 0$.

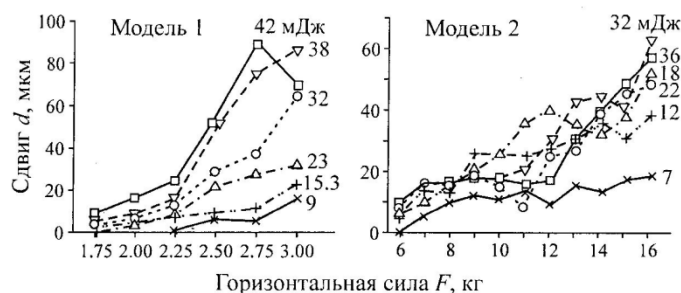


Рисунок 2- Эффект anomalously низкого трения

Наблюдается практически монотонное возрастание смещений d по мере увеличения энергии вертикального импульса W_v при фиксированных горизонтальных усилиях F ; зависимость возрастания сдвиговых смещений d по мере увеличения горизонтальных усилий F при фиксированных W_v близкая к параболической (рис.2). Осциллограммы смещений (зависимость амплитуды сигнала от времени) только при вертикальном импульсном воздействии показаны на рис.3а,б, при дополнительном горизонтальном статическом воздействии – на рис.3в,г.

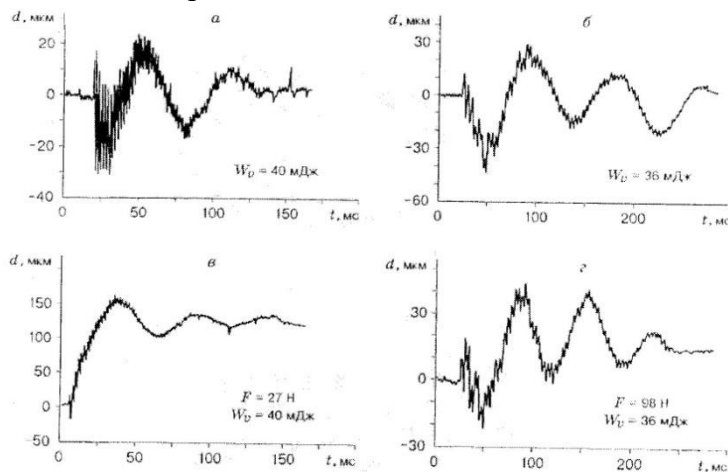


Рисунок 3 – Временная зависимость поперечных смещений блока 3 для системы из оргстекла (а,в) и силикатных блоков (б,г): только при вертикальном импульсном воздействии (а,б) и дополнительно при горизонтальном статическом воздействии (в,г)

Из приведенных данных следует, что смещения блока 3 имеют знакопеременный (волновой) затухающий характер. Величина смещений в оргстекле при наложении горизонтального статического усилия существенно возрастает. В силикатных блоках смещения возрастают незначительно. И в системах из оргстекла, и из силикатных блоков знакопеременный характер смещений сохраняется, но периоды колебаний не соответствуют периодам продольных волн. Для системы из трех блоков оргстекла

период первой гармоники продольных колебаний $T_p = \frac{2h}{v_p} = 2 * 0,255/2814 = 181,2$ мс; для силикатных блоков – 191,6 мс, а периоды волн отклика систем на вертикальное импульсное воздействие соответственно 55 мс и (90...100) мс (рис.3а,б). При дополнительном наложении горизонтального статического усилия периоды уменьшаются до 40..45 и 75 мс соответственно.

Измерения смещений блока 3 с использованием узла горизонтального импульсного воздействия проводились только на модели из силикатных кирпичей при совместном действии различных по величине энергии вертикального и горизонтального импульсных возбуждений (рис.4). Анализ приведенных данных позволил авторам установить важную, с их точки зрения, особенность – каноническую соподчиненность значимых локальных максимумов поперечных смещений блока 3 по модулю $\sqrt{2}$ в шкале относительной временной задержки вертикального и горизонтального импульсных воздействий. За базовую задержку δt_0 принято 5,4 мс (ярко выраженный максимум на кривой 2 – $d = 23$ мкм). При этом получен следующий канонический ряд: $\delta t_0 = 5,4$ мс; $\delta t_1^- = \frac{1}{\sqrt{2}} \delta t_0 = 3,8$ мс; $\delta t_2^- = \frac{1}{2} \delta t_0 = 2,7$ мс; $\delta t_3^- = \frac{1}{2\sqrt{2}} \delta t_0 = 1,9$ мс; $\delta t_4^- = \frac{1}{4} \delta t_0 = 1,4$ мс; $\delta t_6^- = \frac{1}{8} \delta t_0 = 0,7$ мс; $\delta t_1^+ = \sqrt{2} \delta t_0 = 7,6$ мс; $\delta t_2^+ = 2\delta t_0 = 10,8$ мс; $\delta t_3^+ = 2\sqrt{2} \delta t_0 = 15,3$ мс. Из полученных данных авторы делают вывод, что аномально низкое трение наблюдается при обязательном выполнении канонического по модулю $(\sqrt{2})^i$ соотношения интервалов задержки между вертикальным и горизонтальным импульсным возбуждением. При этом базовую задержку авторы предлагают определять по эмпирической формуле:

$$\delta t_0 = 2\chi\Delta/V_p; \quad \chi = (\sqrt{2})^9 = 22,63;$$

где Δ - характерный линейный размер блоков; V_p - скорость распространения продольных волн в геоматериалах блоков.

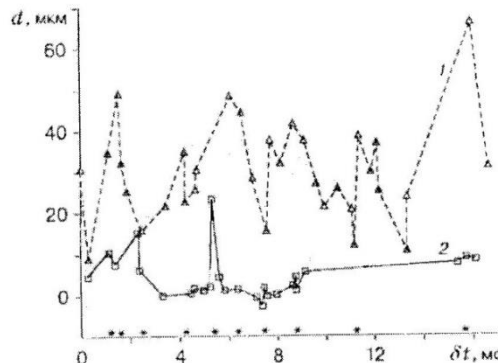


Рисунок 4 – Зависимость поперечных смещений блока 3 от временной задержки вертикального и горизонтального импульсных воздействий: 1 – $W_v = 73$ мДж, $W_h = 106$ мДж; 2- $W_v = 37$ мДж, $W_h = 24$ мДж;

За базовую частоту колебаний поперечных смещений силикатных блоков авторы принимают частоту монохроматора

$$f_0 = V_p/2\Delta.$$

Поскольку силикатный кирпич имеет три характерных размера, при $V_p = 2662$ м/с, длине кирпича 250 мм, ширине 125 мм и толщине 85 мм, получаем:

$$f_{01} = f_M^1 = 2662/2*0,25 = 5,324 \text{ кГц}; \quad (T_1 = 187,8 \text{ мс});$$

$$f_{02} = f_M^{11} = 2662/2*0,125 = 10,648 \text{ кГц}; \quad (T_2 = 93,9 \text{ мс});$$

$$f_{03} = f_M^{111} = 2662/2*0,085 = 15,658 \text{ кГц}; \quad (T_3 = 63,8 \text{ мс}).$$

Для системы из 3-х блоков $f_M^{1-3} = 2662/2*0,085*3 = 5,22$ кГц. ($T^{1-3} = 191,6$ мс).

Время прохождения вертикального импульса через систему из трех блоков составит

$$t_b = 0,085 \cdot 3 / 2662 = 95,8 \text{ мс.}$$

Время прохождения горизонтального импульса через блок 3

$$t_r = 0,25 / 2662 = 93,9 \text{ мс.}$$

Разница времен – 1,9 мс. При задержке горизонтального импульса на $\delta t = 1,9$ мс, амплитуды вертикального и горизонтального импульсов складываются и на кривых 1 и 2 рис.4 наблюдается первый максимум. Остальные резонансные задержки распространением продольных импульсов объяснить не представляется возможным.

Однако следует помнить, что любое воздействие на вещество или систему в целом вызывает в них отклик в виде затухающего периодического сигнала (волны) – косинусоиды (синусоиды) или суммы гармонических колебаний. Периодические колебания сложнейшей формы можно представить в виде конечного числа элементарных гармонических колебаний, а непериодические (импульсы) – бесконечным их количеством (теорема Фурье) [6-9], имеющих комплексный характер. Поскольку импульс всегда конечен во времени, получаем широкополосный сигнал. Комплексный характер гармонической функции предполагает наличие реальной и мнимой составляющей (продольной и поперечной). Наличие двух составляющих приводит к появлению двух резонансов: параллельный и последовательный. Все вещества и системы при параллельном резонансе проявляют свойства монохроматора (полное пропускание сигнала без отражения при нормальном падении волны на границу раздела). Это явление аналогично резонансу токов в электродинамике. Резонансная частота монохроматора определяется скоростью продольной волны и характерным размером системы (диаметром или толщиной).

$$f_m = \frac{V_p}{2h} n,$$

где V_p - скорость продольной составляющей деформационной волны;

h - толщина (длина, ширина, диаметр) системы;

n – порядок гармоники.

Явление монохроматора свойственно всем материалам, однако классическими монохроматорами являются органическое стекло и другие пластмассы, уголь, жидкости, газы и др.

В материалах (системах) с границами раздела и переходными приповерхностными (приграничными) зонами, в которых скорость продольной волны изменяется плавно, возникает также последовательный резонанс или антирезонанс (аналог резонансу напряжений). При этом возникает эффект акустического резонансного поглощения (АРП). При ортогональном падении волны на границу раздела, ее преломленная часть преобразуется в поперечную, и распространяется ортогонально продольной составляющей вдоль системы и границ раздела, не выходя за их пределы. По истечению одного периода, эта составляющая превращается в волну собственных колебаний системы и распространяется со скоростью поперечной волны. Резонансная частота эффекта АРП определяется скоростью поперечной волны и характерным размером системы.

$$f_o = \frac{V_s}{h} n.$$

Классическими резонаторами являются металлы и сплавы, минералы и горные породы, керамика, минеральное стекло и др. Материалы этого класса часто называют геоматериалами. К ним относится и силикатный кирпич. Характерной особенностью геоматериалов является относительное постоянство скорости поперечной волны $V_s = 2500 \text{ м/с}$ ($\pm 10\%$).

Исходя из выше сказанного, период продольной волны, возникающей при действии вертикального импульса на систему из трех силикатных блоков, составит

$$T_b = 1/f_m^{1-3} = 1/5220 = 191,6 \text{ мс.}$$

Период продольной волны, возникающей в блоке 3 при действии горизонтального импульса

$$T_r = 1/f_m^1 = 1/5324 = 187,8 \text{ мс.}$$

Разница периодов – 3,8 с. При задержке горизонтального импульса на 3,8 мс, начальные фазы вертикальной и горизонтальной косинусоид продольных волн совпадают, и наблюдается второй максимум на кривой 1 рис.4.

Как видно, ни один из этих периодов на временной зависимости смещений рис.3б не наблюдается. Это свидетельствует о том, что на рис. 3б изображен отклик не продольной, а поперечной волны.

Каждый блок системы и система в целом являются резонаторами. В таблице 2 приведены резонансные частоты и периоды продольных и поперечных колебаний системы из силикатных блоков при воздействии вертикального импульса, а также в блоке 3 при воздействии горизонтального импульса. Из таблицы видно, что период колебаний смещений на рис.3б хорошо совпадает с периодом поперечных колебаний системы из трех верхних блоков, возбуждаемых вертикальным импульсом (102мс) и периодом поперечных колебаний

Таблица 2

Резонансные частоты и периоды колебаний для колебательной системы из силикатных блоков

Состав системы (блоки)	Характерный размер Δ , м	Скорость продольной волны V_l , м/с	Период колебаний, T_l , мс	Скорость поперечной волны V_s , м/с	Период колебаний, T_s , мс
Вертик. импульс 1	0,085	2662	63,9	2500	34
1+2	0,17	2662	127,7	2500	68
1+2+3	0,255	2662	191,6	2500	102
1+ 2+3+4	0,34	2662	255,4	2500	136
1+ 2+3+4+5	0,425	2662	319,3	2500	170
1+ 2+3+4+5+6	0,51	2662	383,2	2500	204
Гориз. импульс 3	0,25	2662	93,9	2500	100

блока 3, возбуждаемых горизонтальным импульсом (100 мс). Характерно, что очередной резонансный максимум на рис.4 кривая 1 наблюдается при задержке на 6,1 мс, что является разницей между периодом продольных и поперечных колебаний блока 3. Кстати, первый пик, скорее всего, тоже связан с разницей периода поперечных колебаний, возникающих от вертикального и горизонтального импульсов (2 мс). Учитывая, что резонанс на поперечных волнах возникает только при нечетных гармониках, на третьей гармонике возникает задержка 2,7 мс (второй пик на кривой 2).

Таким образом, величина абсолютного сдвига блока 3 определяется интерференцией падающих, преломленных и отраженных волн, возникающих в системе под действием вертикального и горизонтального импульсов. При этом продольная волна от горизонтального импульса блока 3 распространяется вдоль блока в сторону регистратора смещений, в ту же сторону распространяется одна из компонент поперечных колебаний от вертикального импульса блока 1, векторы смещений и их

скорости сонаправлены, потому складываются. Волна становится бегущей, обеспечивая энерго- и массоперенос. Векторы вертикальных смещений от вертикального импульса блока 1 и горизонтального импульса блока 3 противоположно направлены, разница скоростей $\Delta V = V_p - V_s = 2662 - 2500 = 162 \text{ М/с}$. Поперечная волна отражается синфазно, продольная – в противофазе, потому в зависимости от задержки во времени между вертикальным и горизонтальным импульсами смещения имеют ряд экстремумов. Максимумы наблюдаются на нечетных гармониках при отставании поперечной волны в блоке 3 за счет вертикального импульса от продольной волны от горизонтального импульса на 6,1 мс. Поэтому на третьей гармонике задержка 2 мс, а при интерференции с отраженной волной – 4,1; 8,2; 12,2; 16,3 мс. Минимумы связаны с четными гармониками и отставанием поперечной волны от вертикального импульса от поперечной волны от горизонтального импульса. Минимумы смещений наблюдаются при задержках горизонтального импульса от поперечного на 0,7; 2,7; 3,8; 5,4; 7,6; 10,8 мс.

Следует отметить, что скорости продольной и поперечной волн определяются в режиме стоячих волн (явление монохроматора и АРП), потому являются фазовыми скоростями и характеризуют только ортогональное падение, когда эти волны распространяются не-зависимо (разница в частотах 10-15%). Характеризовать процесс переноса массы и энергии они не способны. В общем случае, когда падение произвольное и обе составляющие присутствуют одновременно, реальная скорость в блочной среде определяется суммированием векторов и может быть любой, в зависимости от геометрии и свойств системы. Именно эти волны исследователи и назвали маятниковыми. Для простейшей модели – цепочки масс и пружин молучены скорости порядка 160 м/с [10]. Если же учесть, что поперечная волна вихревая (имеет две взаимно перпендикулярных составляющих – вертикальную и горизонтальную), то вектор деформации может как отставать от вектора внешнего воздействия, так и опережать его (полная аналогия с электромагнетизмом). Поэтому, вместо понятия продольная и поперечная волна, правильнее было бы говорить активная и реактивная (мнимая) составляющая. При этом за активную волну следовало бы принять – поперечную, которая распространяется практически без затухания. Увеличение прироста амплитуды деформации на резонансе в несколько раз может быть предвестником (критерием) разрушения вообще, и динамического разрушения горных пород в частности.

Характерно, что, из-за нарушения сплошности системы в местах контакта силикатных блоков, период колебаний отклика (рис.3б) меньше расчетного для утроенной толщины блока (табл.2), соответственно (90-100) и 102 мс соответственно. При наложении статического горизонтального усилия на блок 3 (деформации скольжения), период поперечных волн уменьшается до 75 мс (частота возрастает с (10-11) кГц до 13,3 кГц, а амплитуда горизонтальных смещений возрастает с 30 до 45 мкм. В оргстекле частота возрастает с 18 до (20-22) кГц, а амплитуда – с 20-30 до 150 мкм. Это говорит о том, что блоки из оргстекла, которые по отдельности являются классическими монохроматорами, при объединении в систему становятся резонаторами. При этом скорость поперечной волны в оргстекле 1500 м/с. Аналогичная картина наблюдается с угольным пластом в горном массиве.

ВЫВОДЫ.

Таким образом, привлечение понятия «маятниковые волны» обусловлено тем, что продольные и поперечные волны являются стоячими, характеризуются фазовыми скоростями, которые являются константами только на параллельном и

последовательном резонансах (резонансе и антирезонансе). В общем случае скорости являются бегущими, определяются векторной суммой продольной и поперечной составляющих и могут быть любыми. Эффект аномально низкого трения возникает вследствие резонанса. Не зависимо от того, какие эффекты лежат в основе колебательных процессов, в горном массиве, рост деформаций и разрушение горных пород связано с резонансными явлениями, возникающими при внешнем воздействии на горный массив, который является широкополосным колебательным контуром, и в котором каждый структурный блок имеет свою резонансную частоту. Так называемый феномен «акустической радуги» обусловлен именно этим. Конвергенция резонансных частот акустических колебаний в блоках на стадии предразрушения, существенно разнящихся между собой на начальных этапах нагружения, обусловлена переходом деформации на уровень фрактального кластера, размер которого для горных пород находится в пределах $(2,6...3,8) \cdot 10^{-6}$ м, что соответствует частоте ~ 1 ГГц. Вследствие двойного вихре-волнового резонанса по частоте, размерам структурных частиц и скорости волны [11,12] амплитуда колебаний возрастает на один-два порядка и наступает разрушение. По увеличению амплитуды деформационной волны можно судить об этапе предразрушения. Поскольку сдвиговую деформацию можно только рассчитать, в качестве предвестника разрушения следует принять многократный прирост амплитуды максимальной и минимальной деформации (более 10-20 мм). Это единственная величина, которую можно измерить на метрологически приемлемом уровне.

Литература

1. Курленя М.В., Опарин В.Н., Востриков В.И. Волны маятникового типа. Ч.1. Состояние вопроса и измерительно-вычислительный комплекс // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. 1996, №3. -С.3-8.
2. Курленя М.В., Опарин В.Н., Востриков В.И. Волны маятникового типа. Ч.2. Основные результаты физического моделирования //Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. 1996, №4. -С.3-39.
3. Курленя М.В., Опарин В.Н., Востриков В.И. Об эффекте аномально низкого трения в блочных средах // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. 1996, №1. -С.3-16.
4. Курленя М.В., Опарин В.Н., Востриков В.И. Эффект аномально низкого трения в блочных средах //Прикладная механика и техническая физика.-Новосибирск: ИГД СО РАН, 1999. т.40, №6. -С.133 -138.
5. Адушкин В.В., Опарин В.Н. От явления знакопеременной реакции горных пород на динамические воздействия – к волнам маятникового типа в напряженных геосредах. Ч. III// Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. 2014, №4. -С.10-38.
6. Гликман А.Г. Физика и практика спектральной сейсморазведки /НТФ «Геофизпрогноз», Санкт-Петербург: 2013.- 26с.
7. Гликман А.Г. О новом принципе сейсморазведки. Геофизика XXI столетия: 2002 год. /Сб.трудов Четвертых геофизических чтений им. В.В. Федынского. М.: Научный мир, 2003.- С.345-352.
8. Гликман А.Г. Эффект акустического резонансного поглощения (АРП) как основа новой парадигмы теории поля упругих колебаний. Геофизика XXI столетия: 2003-2004 годы. Сб. трудов Пятых и Шестых геофизических чтений им. В.В. Федынского. М., Тверь: ООО «Издательство ГЕРС», 2005.- С.293-299.
9. Бишоп Р. Колебания. Пер. с англ.. М.: Наука, 1979.-160с.
10. Айзенберг-Степаненко М.В., Шер Е.Н. Моделирование волновых явлений в структурированных средах /Физическая мезомеханика.- 2007.- Т.10.- №1.- С.47-57.

11. Басина Г.И., Басин М.А. Синергетика. Вселенная резонансов. СПб.: Норма, 2008.- 144с.
12. Кумченко Я.А. Технология и обоснование необходимости мониторинга космической погоды для прогнозирования локальных земных катастроф /Авиационно-космическая техника и технология, 2009.- №4 (61).- С.95-104.

УДК 622.647.2

ПУХАНОВ О.О. (ІІ ДонНТУ)

МОДЕЛЮВАННЯ ВАНТАЖОПОТОКУ ВУГІЛЛЯ В СИСТЕМАХ ШАХТНОГО ТРАНСПОРТУ

Побудована логістична модель визначення параметрів основного вантажопотоку при застосуванні конвеєрного та локомотивного транспорту на основі балансу технологічних транспортних процесів в умовах невизначеності.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними задачами. Сьогодення вимагає на рівні підприємства досить тісного переплетення завдання технологічного і економічного управління виробництвом. Ця тенденція пов'язана перш за все з двома чинниками: стратегічною взаємодією підприємств та формуванням «мережевих» міжорганізаційних структур. Зокрема, для гірничовидобувного підприємства споживачеві необхідно доставити товар – вугілля потрібної якості, необхідної кількості, в потрібне місце, в певний час з мінімальними витратами.

Сучасний стан вугільної промисловості характеризується недостатнім рівнем наукової організації управління виробництвом. При цьому питання дослідження процесів формування, перетворення і руху вантажопотоків відходить на другий план не дивлячись на те, що 80% загальної вартості продукту та економічна стабільність підприємства в цілому визначається ефективністю управління логістичною інфраструктурою шахти.

Ланцюг постачань гірничовидобувних підприємств є складною багаторівневою системою, ланки якої функціонують в умовах постійного змінення зовнішнього середовища. Тому результат діяльності ланцюга постачань підприємств даної галузі в значній мірі залежить від чинників невизначеності і чинників ризику. Зумовленість ланцюга постачань гірничовидобувних підприємств чинниками невизначеності потребує розробки та модифікації логістичних методів оптимізації параметрів моделей управління матеріальними вантажопотоками. Це дає підстави стверджувати про актуальність досліджень зазначеного напрямку.

Аналіз досліджень і публікацій. Питанням розробки логістичних моделей вантажопотоків в ланцюгах постачань, використання методів імітаційного моделювання, розвитку логістичних підходів при вирішенні проблем оптимізації запасів і управління обліку витрат присвячені дослідження багатьох зарубіжних і вітчизняних учених [1]. Проте, в цих роботах, не вирішена проблема роботи транспортної мережі в умовах

невизначеності, що є важливим економічним чинником ефективного управління матеріальними вантажопотоками, що значно впливає на собівартість вугілля [3].

Слід підкреслити, що існуючі аналітичні методи технологічних розрахунків не в повній мірі відображують економічні показники технологічних процесів, що протікають в транспортних системах, і не забезпечують їх прогнозування; практично не приділяється увага розробці логістичних моделей управління вантажопотоками в транспортній системі гірничодобувного виробництва; не розглядаються питання щодо невизначеності і ризику функціонування транспортної мережі; не вирішується проблема прогнозування економічних показників роботи транспортної мережі. Зазначені чинники істотно впливають на фінансову стабільність підприємства та є важливою умовою зниження собівартості вугілля.

Постановка задачі. Розглянути один із методів сучасних технологій утворення і управління логістичною інфраструктурою, який забезпечує модифікацію існуючих методів в модель, що враховує чинники невизначеності.

Розв'язування зазначеної задачі будемо здійснювати шляхом побудови математичної моделі у вигляді системи взаємопов'язаних балансових співвідношень. Балансові співвідношення запишемо рівняннями та нерівностями відповідно до збалансованої роботи ланок транспортного мережі шахти.

Викладення матеріалу та результатів. Розглянемо балансові співвідношення основних технологічних процесів: завантаження, перевантаження і акумуляція основного вантажопотоку конвеєрного транспорту та локомотивної відкатки шахти. Розв'язування поставленої задачі зводиться до визначення параметри сумарних вантажопотоків, що надходять до вузла злиття.

Досліджуючи зміну параметрів вантажопотоків вугілля *конвеєрно-бункерної системи* зі впливом робочого часу, вважаємо, що перевантаження з конвеєра в бункер або на завантажений конвеєр є збільшенням величини вантажопотоку відповідно в бункері або на конвеєрі, а розвантаження – зменшенням. Виходячи з цього, визначаємо величину основного вантажопотоку $x_{p_i l_n}$, що надходить конвеєрною стрічкою до пункту l_n – бункер або проміжний пункт вантаження, – рівнянням:

$$x_{p_i l_n}(t) = \sum_{l_n \in L_T^+} f_{p_i l_{n-1} l_n}(t), \quad (1)$$

де $\sum_{l_n \in L_T^+} f_{p_i l_{n-1} l_n}(t)$ – основний сумарний вантажопотік, що надходить до вузла l_n

конвеєром з виробничих елементів m_i (лави, проходки) та інших транспортних вузлів по комунікації $(l_{n-1}, l_n)_T$ і розвантажується в цьому вузлі.

Для визначення величини основного вантажопотоку $x_{p_i l_n}$ у будь-який момент часу t , що проходить через транспортний вузол l_n з врахуванням вантажно-розвантажувальних операцій, складемо рівняння

$$\dot{x}_{p_i l_n}(t) = \sum_{l_n \in L_T^+} f_{p_i l_{n-1} l_n}(t) + g_{p_i l_n}(t) - f_{p_i l_n l_{n+1}}(t), \quad (2)$$

де $\dot{x}_{p_i l_n}(t)$ – поточна величина основного вантажопотоку $x_{p_i l_n}$, що проходить через транспортний вузол l_n , з врахуванням вантажно-розвантажувальних операцій зі впливом часу;

$g_{p_i l_n}(t)$ – поточний запас основного продукту, що знаходиться в

резервуючому елементі (бункері) транспортного вузла l_n ;

$f_{p_l l_{n+1}}(t)$ – основний вантажопотік, відправлений з пункту l_n по конвеєру в пункт l_{n+1} по комунікації $(l_n, l_{n+1})_T$;

$L_T^\pm$ – транспортний вузол транспортної мережі T паливно-енергетичного комплексу L , в який прибуває або з якого убуває конвеєрна стрічка.

Основне положення модифікованої моделі – збалансована робота ланок підземного транспорту – вимагає виконання системи обмежень:

$$x_{p_l l_n}(t) \geq 0, \quad f_{p_l l_{n-1} l_n}(t) \geq 0, \quad f_{p_l l_n l_{n+1}}(t) \geq 0, \quad g_{p_l l_n}(t) > 0, \quad g_{p_l l_n}(t) = \text{fix}.$$

Таким чином, формула (1) описує параметри основного вантажопотоку, що надходить до бункеру або проміжного транспортного вузла вантаження, а формула (2) визначає параметри основного вантажопотоку, що проходить через бункер або проміжний вузол вантаження, зі впливом робочого часу в системі збалансованої роботи ланок підземного транспорту.

Величина основного вантажопотоку, відправленого у момент t з транспортного вузла l_n в l_{n+1} , дорівнює при відсутності втрат величині основного вантажопотоку, доставленого конвеєром в l_{n+1} з l_n , але в пізніший момент часу $t + \theta_{l_n l_{n+1}}$. Оскільки, тривалість переміщення вантажопотоків по конвеєрній стрічці обмежена, то ця обставина дає можливість фіксації величини основних вантажопотоків на стартових інтервалах відповідної довжини.

Запишемо баланс транспортних процесів для випадку, коли пункт l_n є транзитним в мережі переміщення основного вантажопотоку конвеєрно-бункерної системи. Таким транспортним вузлом може бути вузол, в якому не передбачено злиття вантажопотоків і здійснюється лише перевантаження з одного конвеєра на інший без використання бункерів.

Маємо:

$$\sum_{l_n \in L_T^+} f_{p_l l_{n-1} l_n}(t) + g_{p_l l_n}^+(t) = \sum_{l_n \in L_T^-} f_{p_l l_n l_{n+1}}(t) \quad (3)$$

У формулі (3) доданок $g_{p_l l_n}^+(t)$ буде відсутнім, якщо відбувається перевантаження основного продукту на не завантажений конвеєр.

Складемо баланс вантажопотоків основного продукту p_i , що проходять через транспортний акумулюючий вузол l_n (бункер).

Отримасмо рівняння:

$$\sum_{l_n \in L_T} g_{p_l l_n}^\pm(t) = \sum_{m_i \in E_{p_i}^-} v_{p_l m_i}^+(t) - v_{p_i}^-(t), \quad (4)$$

де $\sum_{l_n \in L_T} g_{p_l l_n}^\pm(t)$ – основний сумарний вантажопотік, який акумулюється в бункері транспортного вузла l_n ;

$\sum_{m_i \in E_{p_i}^-} v_{p_l m_i}^+(t)$ – сумарний вхідний основний вантажопотік, що надійшов з виробничих елементів m_i (лави або проходки);

$v_{p_i}^-(t)$ – вихідний потік основного продукту (убуваючий з пункту l_n), тобто розвантаження бункера;

$E_{p_i}^-$ – сукупність виробничих елементів m_i , в яких формуються вантажопотоки основного продукту (лава або проходка);
 p_i – основний продукт – вугілля, що акумулюється в пункті l_n ;
 $x_{p_i l_n}(t) = \text{fix}, g_{p_i l_n}(t) \geq 0$.

Розглянемо баланс основних технологічних процесів основного вантажопотоку для *локомотивної відкатки*. Слід підкреслити, що організація роботи локомотивної відкатки визначається як технологічною схемою пристовбурового двору, так і схемою відкаточних доріг з механізмами маневрових і вантажно-розвантажувальних робіт у відповідних вузлах l_n мережі підземного транспорту.

Перетворення вантажопотоків у системі локомотивної відкатки досліджуємо при наступних загальних припущеннях [2]:

- рух вагонеток по ділянках маршрутів між вузлами, в яких відбувається перетворення вантажопотоків, здійснюється строго детерміновано;
- вантажопотік, що надходить до вантажно-розвантажувального вузла, незалежно від складності попередньої конвеєрно-бункерної системи є перервним випадковим процесом, який описується n -вимірним вектором з однаковими для кожного випадкового параметру законами розподілу щільності ймовірностей;
- вантажопотокам потягів притаманні наступні властивості: потоки стаціонарні і ергодичні, оскільки стаціонарними і ергодичними є генеруючі їх вантажопотоки. Вони ординарні в силу неможливості одночасної появи двох і більше потягів. Властивість відсутності післядії, яка передбачає взаємну незалежність впливу процесу в неперекриваючі проміжки часу, є менш очевидною. Однак, завжди існує мінімальний часовий інтервал між двома потягами. Після проходження чергового потягу можна вказати відрізок часу, протягом якого не може з'явитися наступний потяг. Якщо цей відрізок сумірний з середнім інтервалом між потягами, поява наступної події залежить від попередньої події. В цьому випадку потік потягів можна вважати потоком з післядією;
- тривалість періоду завантаження кожного потягу дорівнює сумі періодів (або їх частин), які розподілені за показниковим законом, неперервного надходження вугілля, кількість якого дорівнює вантажопідйомності потягу, плюс тривалість розташованих між ними періодів його відсутності.

Складемо рівняння, яке визначає параметри основного вантажопотоку $x_{p_i l_n}$, що знаходиться в скиповому бункері пристовбурового двору:

$$\dot{x}_{p_i l_n}(t) = \sum_{l_n \in L_T^+} f_{p_i l_{n-1} l_n}(t + \theta_{p_i l_n}^-) + g_{p_i l_n}(t) - g_{p_i l_n}^-(t) \quad (5)$$

де $x_{p_i l_n}$ – величина основного вантажопотоку, що проходить через скиповий бункер l_n пристовбурового двору;

$\dot{x}_{p_i l_n}(t)$ – поточна величина основного вантажопотоку $x_{p_i l_n}$, що проходить через скиповий бункер пристовбурового двору l_n зі впливом часу;

$\sum_{l_n \in L_T^+} f_{p_i l_{n-1} l_n}(t + \theta_{p_i l_n}^-)$ – величина сумарного вантажопотоку основного продукту, який прибуває вагонетками в скиповий бункер пристовбурового двору l_n і

знаходиться під розвантаженням;

$g_{p,l_n}(t)$ – поточний запас основного продукту, що знаходиться в резервуючому елементі транспортного вузла l_n (скиповий бункер пристовбурового двору);

$g_{p,l_n}^-(t)$ – вихідний потік основного продукту з пункту l_n – бункера пристовбурового двору;

θ_{p,l_n}^- – тривалість розвантаження основного вантажопотоку в скиповому бункері пристовбурового двору;

p_i – основний продукт – вугілля, що перевозиться локомотивною відкаткою.

Виходячи з основних положень логістичної моделі, рівняння (5) має виконуватися за умови:

$$x_{p,l_n}(t) = \text{fix}, \quad x_{p,l_n}(t) \geq 0; \quad f_{p,l_{n-1},l_n}(t) = \text{fix}, \quad f_{p,l_{n-1},l_n}(t) \geq 0; \\ p_i \neq 0; \quad g_{p,l_n}(t) \geq 0; \quad g_{p,l_n}(t) = \text{fix}; \quad g_{p,l_n}^-(t) \geq 0; \quad g_{p,l_n}^-(t) = \text{fix}.$$

Перетворення вантажопотоку на вантажно-розвантажному пункті має задовольняти принципу збереження. Виходячи з цього, визначимо поточну величину сумарного вантажопотоку, що проходить через бункер, який поєднує конвеєрний транспорт і систему локомотивної відкатки, за допомогою балансового співвідношення:

$$\int_t^{t+t_c} q(t)dt = k(t_c) \cdot n(t, t+t_c) \cdot G_c, \quad (6)$$

де $q(t)$ – величина сумарного вантажопотоку, що надійшов на вантажно-розвантажувальний пункт l_n ;

$\int_t^{t+t_c} q(t)dt$ – поточна величина сумарного вантажопотоку, що проходить через бункер l_n ;

$k(t_c)$ – коефіцієнт відповідності, залежний від наявності ємкості на вантажному пункті та часу спостережень;

$n(t, t+t_c)$ – кількість потягів, завантажених на вантажному пункті за час спостереження;

G_c – вантажопідйомність потягу;

t_c – час спостереження.

За результатами дослідження маємо:

- у випадку стаціонарності зазначеного процесу, рівняння (6) матиме вигляд $q(t) = k(t) \cdot n(t) \cdot G_c$; (7)
- для достатньо малих проміжків спостереження t_c параметр $k(t)$ є випадковою величиною;
- при великих інтервалах спостереження t_c , сумірних з тривалістю робочої зміни, матимемо $k(t) = 1$.

Розглянемо потік порожнього транспорту, що чекає відправки в пункті l_n (скиповий бункер пристовбурового двору). Складемо рівняння балансу:

$$\dot{x}_{0l_n}(t) = \sum_{l_n \in L_T^+} f_{0l_{n-1}l_n}(t) + \sum_{l_n \in L_T^-} f_{0l_n l_{n-1}}(t) + \sum_{p_i} a_{p_i} [g_{p_i l_n}^+(t) - g_{p_i l_n}^+(t + \theta_{p_i l_n}^-)], \quad (8)$$

де x_{0l_n} – потік порожніх вагонеток в пункті l_n (скиповий бункер пристовбурового двору), що чекають відправки;

$\dot{x}_{0l_n}(t)$ – поточна величина потоку порожніх вагонеток в пункті l_n (скиповий бункер пристовбурового двору), що чекають відправки зі спливом часу;

$\sum_{l_n \in L_T^+} f_{0l_{n-1}l_n}(t)$ – сумарний вантажопотік порожніх вагонеток, що прибуває до

скипового бункера пристовбурового двору з пункту l_{n-1} ;

$\sum_{l_n \in L_T^-} f_{0l_n l_{n-1}}(t)$ – вантажопотік порожніх вагонеток відправлений від скипового

бункера l_n пристовбурового двору в пункт l_{n-1} ;

$\sum_{p_i} a_{p_i} [g_{p_i l_n}^+(t) - g_{p_i l_n}^+(t + \theta_{p_i l_n}^-)]$ – вантажопотік завантажених вагонеток, що

розвантажилися в скиповий бункер l_n пристовбурового двору;

a_{p_i} – число транспортних одиниць, займаних одиницею основного продукту;

$\theta_{p_i l_n}^-$ – тривалість розвантаження вантажопотоку в скиповий бункер пристовбурового двору транспортного вузла l_n ;

$l_n \in L_T^\pm$ – транспортний вузол (скип) транспортної мережі T паливно-енергетичного комплексу L , в який прибуває або з якого убуває порожній транспорт;

p_i – основний продукт: вугілля [3].

За результатами дослідження, що у формулі (8) сенс доданків $g_{p_i l_n}^+(t)$ і $g_{p_i l_n}^+(t + \theta_{p_i l_n}^-)$ зосереджений на вантажно-розвантажувальних компонентах. Пояснюється це тим, що величина поточного запасу порожніх вагонеток змінюється за рахунок поповнення вагонетками, які після закінчення розвантаження перестають бути завантаженими, тобто переходять в категорію порожніх.

Висновки та напрямки подальших досліджень. Науковий підхід до практичного управління матеріальними вантажопотоками в інтегрованих логістичних ланцюгах паливно-енергетичного комплексу сприяє істотному впливу на рівень обслуговування споживачів та величину витрат всієї логістичної системи. Побудова логістичної моделі управління вантажопотоками внутрішньошахтного транспорту базується на вивченні концентрації вантажопотоків виробництва, які пов'язані з видачею вугілля на поверхню і є основними в транспортній системі шахти, та встановленні ітераційних узгоджень і балансування пропускної спроможності транспортних комунікацій, вузлів, акумулюючих елементів системи підземного транспорту з врахуванням потужностей навантажувально-розвантажувальних механізмів.

Використання логістичних підходів дозволяє: зменшити транспортні витрати на перевезення вугілля від постачальника сировини до кінцевого споживача; визначити концентрацію вантажопотоків вугілля у будь-який момент часу в будь-якому транспортному вузлі логістичного ланцюга в умовах невизначеності; прогнозувати роботу транспортної мережі; підвищити ефективність управління ланцюгами постачань на конкретній ділянці ланцюга; підвищити продуктивність і безпеку гірничого виробництва.

Перераховані застосування не вичерпують можливості розробленої моделі. Практика показує, що на основі даної імітаційної моделі можна вирішувати більшість логістичних завдань. Подальше вдосконалення моделі шляхом апробації на вирішенні нових задач дозволить окреслити ширший круг можливих застосувань.

Перспективами подальших наукових досліджень є розробки логістичних моделей, що будуть забезпечувати значне зниження об'єму оперативних витрат в ланцюгах створення вартості постачань.

Література

1. Буэрскос Доналд Дж., Клосс Дейвид Дж. Логистика. Интегрированная цепь поставок / Буэрскос Доналд Дж., Клосс Дейвид Дж.; пер. с англ. – М.: «Олимп-Бизнес», 2005. – 640с. – Библиогр.: с. 635–638. – ISBN 5-3522-0222-2.
2. Резниченко С.С. Математические методы и моделирование в горной промышленности: учеб. Пособ / С.С. Резниченко, А.А. Ашихмин. – М.: Московский государственный горного университет, 2001. – 404с. – Библиогр.: с. 397–399. – ISBN 5-7418-0051-3.
3. Уотерс Д. Логистика: управление цепью поставок / Д. Уотерс; пер. с англ. – М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2003. – 503с. – Библиогр.: с. 499–501. – ISBN 5-6933-0101-2.

УДК 622.272

КОДУНОВ Б.О., КОВАЛЬОВ В.Д. (ІІ ДонНТУ)

БЕЗЛЮДНА ВІЙМКА - ОСНОВНА ПЕРСПЕКТИВА ВУГЛЕВИДОБУТКУ В УМОВАХ ДОНБАСУ

Розглянуто технології безлюдної виїмки вугільних пластів, виконано порівняння отриманих результатів.

Праця гірників на всіх етапах розвитку техніки та технології очисних робіт завжди була нелегкою і супроводжувалась частковою або повною втратою здоров'я та працездатності під негативним впливом природних і технологічних чинників, які були і є складовими традиційного процесу виїмки вугілля.

Однією з головних причин порушення здоров'я шахтарів є недосконалі технологія очисних робіт. Заходи, призначені для боротьби з шкідливими факторами у шахті, найчастіше не забезпечують їх зниження до допустимих рівнів.

До одних з основних шкідливих технологічних чинників належить виробничий пил. В шахтах України концентрація пилу перевищує гранично допустимий рівень у десятки разів навіть за ефективного комплексного знепилювання і у сотні разів - без нього.

З підвищенням потужності техніки зростає вплив шуму та вібрації, які також належать до головних шкідливих технологічних чинників.

До природних чинників, що негативно впливають на здоров'я шахтарів і навіть призводять до втрати життя, належать температурний вплив, обвалення порід та газодинамічні явища.

Найскладніші мікрокліматичні умови створюються в очисних і підготовчих вибоях глибоких шахт. У зв'язку з перевищенням температури вміщуючих порід вище допустимої санітарної норми в Україні з 1996 року заборонено проектування і експлуатацію вибоїв на глибинах більше 1000 м.

Серед інших природних негативних чинників, що супроводжують працю шахтарів є обвалення порід, раптові викиди вугілля, породи та газу, пожежі в шахтних виробках, які забирають десятки і сотні життів.

Отже, технологічні і природні чинники виявляють невідповідність існуючої технології видобутку вугілля з присутністю людини в очисному вибої до нормальних умов праці, що диктує необхідність розвитку технологій безлюдної виїмки вугілля.

Іншим чинником, який об'єктивно визначає доцільність впровадження технології безлюдної виїмки вугілля, є суттєві обмеження існуючої традиційної технології при виїмці тонких і надто тонких вугільних пластів.

Загальновідомі підрахунки свідчать, що запаси вугільних пластів потужністю більше 0,7 м будуть відроблені на протязі 20 – 30 років. Інша частина вугільних запасів, що складають близько 80% всіх запасів при застосуванні традиційних технологій видобутку назавжди залишаться у надрах землі. Запаси вугілля у пластах потужністю менше 0,5 – 0,6 м вважаються некондиційними, в першу чергу, у зв'язку з неможливістю перебування людини в такому обмеженому просторі при застосуванні традиційних способів видобутку вугілля.

Отже, для виїмки основних запасів вугілля, які знаходяться у пластах потужністю 0,7 м та менше, традиційна технологія видобутку, що передбачає присутність людей в очисному вибої, неприйнятна. У зв'язку з цим виникає необхідність у впровадженні технології безлюдної виїмки.

Таким чином, актуальність питання необхідності впровадження технології безлюдної виїмки вугільних пластів обґрунтовується двома умовами:

1- тяжкі умови праці гірників потребують радикальної зміни технології видобутку вугілля;

2 – для видобутку вугілля з тонких і надто тонких пластів, які становлять більшу частину запасів вугілля, традиційна технологія видобутку з присутністю людини в очисному вибої є неприйнятною.

Безлюдне виймання вугілля – узагальнена назва способів виймання вугілля, при яких робітники у вибоях відсутні (окрім виконання допоміжних робіт: монтажу, демонтажу і ремонту устаткування). Управління устаткуванням – дистанційне, з підготовчих виробок. Розрізняють дві групи способів безлюдної виїмки вугілля:

- хімічні;
- механічні.

Хімічними способами безлюдного виймання вугілля називають способи виймання вугілля, при яких воно змінює свій агрегатний стан. Поки що ці способи не набули широкого використання як в Україні так і в світі. До хімічних способів відносять:

- підземне спалювання вугілля;
- підземну газифікацію вугілля.

З 1930 по 1941 роки в СРСР вперше були здійснені дослідження з підземної газифікації вугілля (ПГВ) для отримання генераторного газу і було побудовано 6 станцій "Підземгаз". Результати цих робіт, які здійснювалися з метою отримання горючих газів

були достатньо успішні і в деяких випадках конкурентоспроможні з підземним видобутком вугілля, але у зв'язку з тим, що в післявоєнний час набрав величезні темпи розвитку і широке поширення видобуток природного висококалорійного газу, інтерес до підземної газифікації вугілля ослабнув.

Підземна газифікація вугілля стала нерентабельною для більшості країн через низьку калорійність газу ($500-1200 \text{ ккал/м}^3$), високих втрат і неефективності спалювання газу в котельних. В даний час діючі станції «Підземгаз» збереглися в Кузбасі і в Ангрені.

Ангренська станція відпрацьовує пологі пласти бурого вугілля потужністю до 15 м, що залягають на глибині 120-250 м. Середня теплотворна здатність генераторного газу, що виробляється станцією, складає $3,36 \text{ МДж/м}^3$. У порівнянні з шахтним видобутком вугілля продуктивність праці на Ангренській станції «Підземгаз» в 4 - 5 разів вища, а собівартість знаходиться на рівні відкритого способу (у перерахунку на 1 т. у. п.). При підземній газифікації в процесі горіння неминуче залучаються вуглевмісні породи в покрівлі і ґрунті відпрацьованих пластів, а також невраховані в балансових запасах прошарки вугілля, що містяться у вміщуючих породах, спалювання яких дозволяє витягнути з надр додаткову кількість енергії. При виробництві електричної енергії з газів ПГВ собівартість складає 0,18 грн./кВт.г, що відповідає рівню її собівартості при спалюванні рядового вугілля на ТЕЦ (0,22 грн./кВт.г).

Принципова схема підземної газифікації вугілля зображена на рис. 1.

Підготовка підземних газогенераторів проводиться шляхом буріння на вугільний пласт (2) з денної поверхні повітряподаючих і газовідвідних (продуктивних) свердловин (3), що збиваються між собою вогнеvim способом. Нагнітання в газогенератор повітря (5) здійснюється повітродувною машиною (7) під тиском 3 - 5 атм в процесі газифікації і 35 - 40 атм в процесі вогневої збіжки свердловин. Генераторний газ з продуктивних свердловин поступає на сухе очищення (6), а згодом в установку (7) для мокрої очистки і охолодження [1].

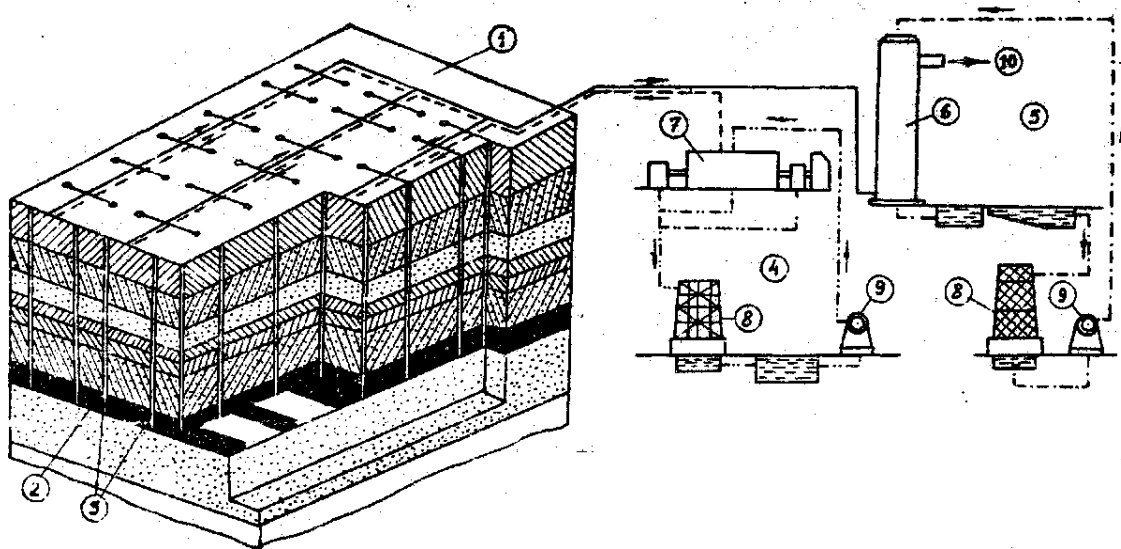


Рисунок 1 – Принципова схема підземної газифікації вугілля: 1- підземний газогенератор; 2 - вугільний пласт; 3 - вертикальні свердловини; 4 - цикл умовно чистих вод; 5 - цикл газових вод; 6 - скруббер; 7 - повітродувна машина; 8 - градирні; 9 - насоси; 10 - газ споживачеві

Переваги технології підземної газифікації вугілля:

- всі технологічні операції по газифікації вугільного пласта виконуються на поверхні;

- відробляються пласти зі складними гірничо-геологічними умовами, при цьому газифікуються не тільки пласти, що розробляються але й пропластки вугілля;
- сприятливий вплив глибини робіт на протікання процесів газифікації;
- відсутність териконів, хвостосховищ, золосховищ і вугільних складів.

Недоліки:

- транспортування газу в процесі підземної газифікації вугілля не є простим та нешкідливим, так як цей газ являє собою агресивне середовище і містить велику кількість смоли;

- негативний вплив газифікації на природне середовище (деформація порід, теплові і хімічні, гідрогеологічні негативні зміни);

- хімічне забруднення води (органічне, неорганічне і токсичне яке розповсюджується на відстань до 30 км від джерела забруднення).

Іншим хімічним методом розробки вугільних родовищ є технологія підземного спалювання вугілля (ПСВ). Використання цієї технології планується в залишених ціликах, а також забалансових і некондиційних запасах.

Сутність її полягає в підземному спалюванні залишених в надрах ціликів вугілля з отриманням на поверхні нових видів енергоносіїв при використуванні всмоктуючого способу подачі повітря у вогнище горіння [2].

Застосування всмоктуючого способу подачі повітря в підземний теплогазогенератор і відведення з нього високотемпературного газу-теплоносія при ПСВ дозволяє забезпечити практично повне вигорання відпрацьованих вугільних блоків, вищу в порівнянні з ПГВ повноту спалювання вугілля, усунути непродуктивні витрати повітря і втрати газів, що генеруються, в процесі їх витягання на денну поверхню, забезпечивши при цьому керованість процесу. Даний спосіб дозволяє і передбачає використання існуючих виробок, що знижує витрати на підготовку вугільних блоків до спалювання, а так само забезпечує можливість відробки глибоко залягаючих запасів вугілля.

Спостереження за станом екологічної обстановки на ділянках і на примикаючих до них територіях показали, що забруднююча дія димових газів, що викидаються в атмосферу при ПСВ навіть за відсутності очищення набагато нижча, ніж при спалюванні еквівалентних кількостей вугілля аналогічної якості в топках котельних, теплоелектростанцій і побутових печах. У газі, що викидається, відсутні токсичні оксиди азоту, практично відсутній сірководень, а зміст твердих частинок і діоксиду сірки не перевищує ПДВ. Забруднення повітря фенолами при ПСВ не виявляється на відстані 750 м від димарів і не перевищує ПДК.

Схема відробки пластів з використанням підземного спалювання вугілля представлена на рис. 3.

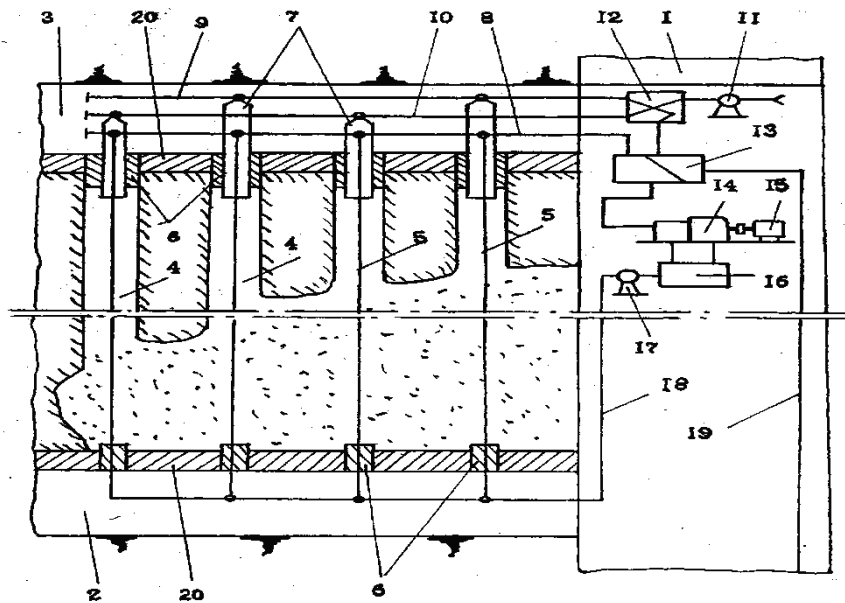


Рисунок 3 - Схема підземного спалювання вугілля: 1 - капітальна (польова) гірнича виробка; 2, 3 – дільничні підготовчі гірничі виробки (штреки); 4 - технологічні свердловини по пласту; 5 - теплообмінники свердловин; 6 - герметизатори гирл свердловин ; 7 - газодуттєві патрубки; 8 - збірний трубопровід гарячого теплоносія (води); 9, 10 - газодуттєві трубопроводи; 11 - дуттєвий вентилятор; 12 - блок пристроїв димосос-комутатор; 13 - казан – утилізатор; 14, 15 - парова турбіна з електрогенератором; 16 - конденсатор; 17 - живлячий насос; 18 - розподільний живлячий трубопровід холодного теплоносія; 19 - газовідвідний трубопровід; 20 - герметизуючі перемички

Переваги ПСВ:

- відсутність людей при спалюванні вугілля (окрім підготовчих робіт);
- централізація видобутку вугілля і виробництва електроенергії;
- зола, яка залишається після спалювання грає роль повної закладки виробничого простору;
- відсутність забруднень навколишнього середовища вугіллям, породою, зольними залишками;
- відсутність териконів, хвостосховищ, золосховищ і вугільних складів.

Недоліки:

- процеси спалювання повинні підконтрольно управлятися;
- усі роботи пов'язані з обслуговуванням устаткування віднесені до особливо небезпечних;
- підвищення температури гірських порід може приводити до спікання вміщуючих порід і втрати первинних властивостей.

Хімічні способи видобування вугілля не отримали широкого застосування. Більш розповсюдженими є механічні способи.

Механічними способами безлюдного виймання вугілля називають такі способи, при яких вугільний пласт руйнується під фізичним впливом, а агрегатний стан вугілля при цьому не змінюється.

Механічні способи можна розділити на способи безлюдного виймання на пологих та похилих пластах.

Для пологих це:

- бурошнекове виймання вугілля;
- гідравлічне виймання вугілля;
- коротковибійна технологія;
- видобуток автоматизованими вугільними агрегатами;

Для похилих це:

- видобуток вугільними пилами та таранами;
- підривний спосіб виймання вугілля;
- клиновий спосіб виймання вугілля;

Виймання вугілля стругами та скреперостругами використовується як на пологих так і на похилих пластах.

У рамках даної статті розглядаються механічні технології безлюдної виїмки для пологих пластів.

Бурошнековий спосіб виймання вугілля має більш ніж півстолітню історію свого розвитку. Початок створення і вживання його засобів і технології в шахтних умовах були покладені в США. Технологія бурошнекового виймання це виймання вугілля з пологих пластів без кріплення і присутності людей в очисному вибої шляхом послідовного буріння в одну або обидві сторони від підготовчої виробки, в якій розміщуються одна або дві бурошнекові установки, свердловин діаметром декілька менше потужності пласта, відокремлених одна від одної вугільними ціликами, що залишаються для управління покрівлею пласта, з транспортуванням вугілля від вибою до гирла свердловини періодично нарощуванням і потім витягуванням шнековим ставом.

У вітчизняній практиці бурошнековий спосіб випробуваний в 1958 р. при виїмці вельми тонкого (0,58-0,63 м) пологого (1-2°) пласта П₈ шахти №7 «Нововолинська» в Львівсько-волинському кам'яновугільному басейні. Для цього використовувалася одношпиндельна установка КОВ-50 фірми «Корфман» (ФРН).

Бурошнекові установки для підземних розробок застосовуються для відробки пластів пологого падіння потужністю 0,45—1,5 м. Діаметр бурових коронок установок змінюється від 0,4 до 1,45 м, довжини шнекових секцій змінюються від 1,2 до 1,9 м, а потужність приводів — від 30 до 150 кВт.

В результаті промислової експлуатації машин, починаючи з першої вітчизняної ШН-55 (1959 р.) і завершуючи бурошнековим комплексом БШК-2ДМ (рис. 4), встановлено, що їх вживання забезпечує в порівнянні з існуючими струговою і комбайновою технологіями при виїмці малопотужних пластів зменшення витрат на видобуток 1 т вугілля в 1,5 рази; підвищення продуктивності праці робітників в 2 - 2,5 рази; скорочення витрати лісу, металу приблизно в 10 разів; підвищення комфортності праці і рівня безпеки робіт [4].

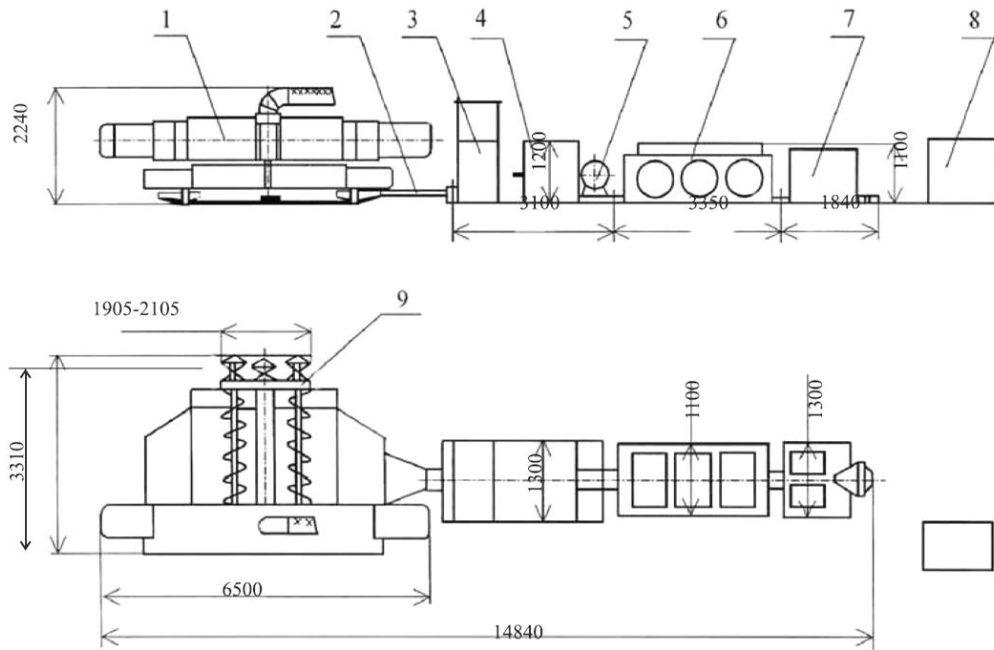


Рисунок 4 – Склад комплексу БШК – 2ДМ: 1 – машина бурошнекова; 2 – траверса; 3 – пульт управління; 4 – станція гідравлічна; 5 – блок силовий; 6 – станція управління СУВ – 350АВ; 7 – агрегат пусковий шахтний АПШ; 8 – система вентиляції з вентилятором ВМ – 6; 9 – бур шнековий

Основні переваги бурошнекового виймання вугілля:

- повна відсутність робітників в робочій зоні, навіть при ремонтних роботах;
- невеликий обсяг підготовчих робіт (достатньо однієї виробки);
- достатньо 3 робітників обслуговуючого персоналу для роботи установки, що в свою чергу дає значно більшу продуктивність ніж при інших технологіях;

Недоліки:

- неможливість використання при великій геологічній порушеності ділянки шахтного поля;
- мала сортність видобутого вугілля;
- постійний діаметр шнеків обумовлює виймання вугілля в окремому діапазоні потужності пласта.

Бурошнекова технологія може ефективно застосовуватись при відробці пластів з некондиційною потужністю та при вилученні ціликів.

Незаслужено забутою технологією є гідравлічне виймання вугілля.

Як показує досвід експлуатації гідрошахт, відносно просто і ефективно можна вирішити питання безлюдного виймання вугілля при гідравлічному способі вуглевидобування. Основним показником гідровидобутку є повна механізація всіх основних процесів по видобутку вугілля.

При відповідному тиску води і міцності вугілля ефективне руйнування вугілля гідромонітором можна вести з відстані 8 – 10 м. Це дає можливість робітникам, які ведуть роботи з видобутку вугілля, в процесі гідровідбійки знаходитися в закріпленій частині підготовчих виробок, а самотічний гідротранспорт вугілля з очисного вибою забезпечує повну відсутність людей у виробленому просторі.

Схему ділянки при гідровидобутку підповерховою системою розробки показано на рис. 5.

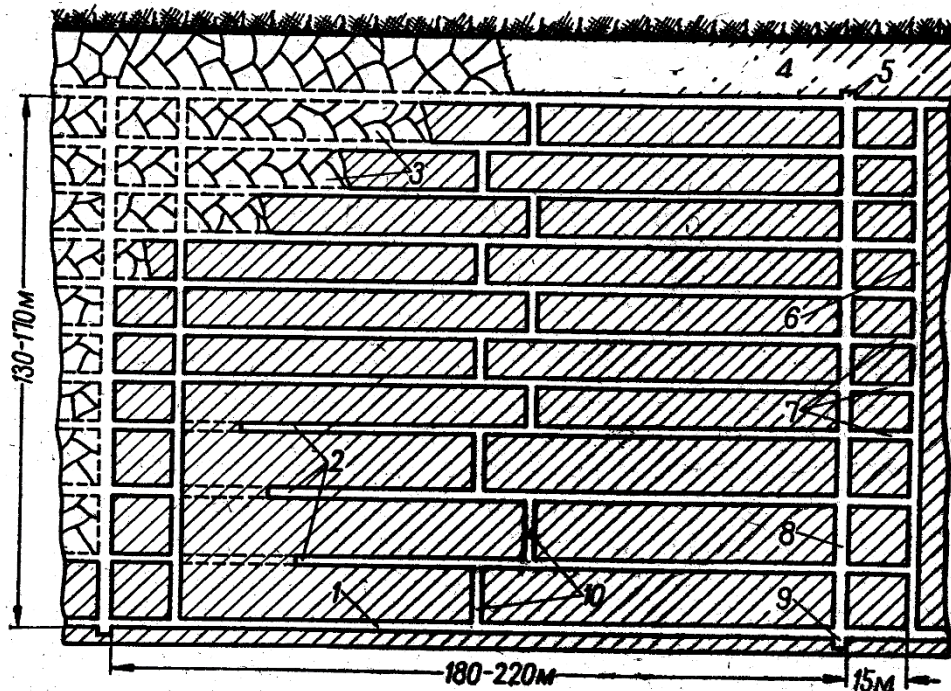


Рисунок 5 - Схема виймальної ділянки при гідровидобутку: 1 - акумуляуючий штрек; 2 - підповерхові штреки; 3 - очисні вибої; 4 - вентиляційний штрек; 5 - камера експлуатаційної лебідки; 6 - ходова піч; 7 - просіки; 8 - пульпопускна піч; 9 - камера прохідницької лебідки; 10 - міжповерхові печі

Шахтне поле відпрацьовується окремими виймальними ділянками від кордонів до ствола (рис. 5). Ходова і пульпопускна піч проходяться заздалегідь по повстанню пласта з використанням вибухових матеріалів. Печі через 10—15 м збиваються із застосуванням напірної води, для чого по ходовій печі тимчасово прокладається водовідний став. Заздалегідь настеляються водні і пульпопускні труби, встановлюються вентилятори місцевого провітрювання на просіках і обладнується ходова піч. Таким чином, проходка і оснащення цих печей абсолютно не впливають на роботу очисних і підготовчих вибоїв попередньої виймальної ділянки. Після цього починається нарізка підповерхових штреків.

При гідровидобутку дотримується незалежність операцій по проходженню підготовчої виробки, з одного боку, і доставці лісу і допоміжних матеріалів — з іншого.

Гідровідбійка вугілля здійснюється за допомогою дистанційних гідромоніторів. Пульпа подається в акумуляуючих штреках по трубах діаметром 300 мм, а в пульпопускних печах по трубах 200 мм. Поки гідромоніторщик проводить відбій, решта членів бригади доставляє ліс, жолоби і труби. На проходження 3 - 4 м підповерхового штреку витрачається всього 30 - 50 хв., на кріплення — 80-90 хв.

Підземний гідровидобуток вугілля в окремих умовах має переваги перед звичайними технологіями видобутку вугілля. Пояснюється це тим, що кількість основних операцій в порівнянні з звичайною технологією добутку вугілля скорочується до двох - відбійки і транспортування вугілля; скорочується також число допоміжних операцій.

При гідровидобутку нижча собівартість вугілля, більш висока продуктивність праці і менша витрата кріпильного лісу, ніж при видобутку вугілля звичайним способом в однакових умовах. Крім того, в гідрошахті майже ліквідується запиленість повітря.

Коротковибійна технологія, тобто технологія вуглевидобутку в коротких вибоях (камерах, заходках, коротких стовпах) істотно відрізняється від технології у довгих вибоях. Основна особливість і перевага коротковибійної технології полягає в спрощенні або навіть у повному усуненні робіт з кріплення і управління покрівлею. Ця перевага створює сприятливі умови для комплексної механізації і автоматизації всіх робіт в очисному вибої. Весь технологічний комплекс вуглевидобування при камерно-стовповій системі розробки передбачає процес проведення камер і відробку ціликів (стовпів) між ними.

Виймковий комплекс складається з комбайна, телескопічного конвеєра, самохідної вагонетки і самохідного верстата для буріння шпурів під анкерне кріплення.

Технологічна схема коротковибійної технології наступна. Спочатку здійснюється виймання вугілля в камері, що проводиться від конвеєрного штреку до вентиляційного. Потім в зворотному порядку заходками відпрацьовується міжкамерний стовп шириною 10...15 м. Ширина заходок 3,5...4 м, ширина ціликів, що залишаються між заходками, в межах 1,0 м. Кріплення в заходках відсутнє. Камери кріпляться анкерним або легким стоечним кріпленням. Комбайн фронтальної дії обробляє виконавчим органом весь перетин камери або заходки без перестановок і маневрів.

При даній технології стовпи, тобто більшу частину запасів, виймають машинами з дистанційним керуванням з камери, без присутності робітників, управління покрівлею, як процес, відсутнє. Покрівля поступово опускається на цілики вугілля, що залишаються між заходками, що не вимагає прямих трудових витрат. У цьому полягає висока ефективність коротковибійної технології вуглевидобування.

Втрати вугілля в технологічних ціликах між заходками дорівнюють 20%, При відробці цілої лави стовпів фактичні втрати складають 16...17%. Такий рівень втрат економічно виправдовується підвищенням продуктивності праці по ділянці, в порівнянні із звичайною технологією.

Принципово новим способом виїмки є агрегатний спосіб, при якому всі операції по виїмці вугілля в очисних вибоях, а також по кріпленню привибійного простору і управлінню покрівлею комплексно механізовані і відбуваються за допомогою єдиної машини (агрегату).

На рис. 5 показаний агрегат фронтальної шнекової виїмки АФШВ [5]. Агрегат має багатофункціональний робочий орган і транспортний пристрій, виконані як єдине ціле у вигляді послідовно розташованих вздовж вибою лави шнекових секцій з валом, на лопатях яких встановлені шарошки дискового або циліндричного типу. Для створення зусиль напору на вибій і фронтального переміщення, агрегат забезпечений рушієм у вигляді приєднаного до кожної шнекової секції приводного валу, на якому розташовані напірні котки.

Швидкість фронтального переміщення агрегату вздовж штреку коливається в межах 0,5...2 м/с, кількість видобутого вугілля в залежності від потужності пласта і швидкості обертання шнекових секцій може коливатися в широких межах. Так, для потужності пласта 0,5 м технічна продуктивність агрегату становить 50...100 кг/с і більше (або 180...360 т/год).

Агрегат АФШВ вирішує поставлену технічну задачу: забезпечує безлюдну технологію виїмки тонких та надтонких пластів вугілля; задовольняє принципу багатофункціональності, коли шнекові секції виконують функції руйнування, навантаження, доставки вугілля; вирішує проблему безпеки праці гірників очисного

вибою, знімає загрозу вибуху метану; ліквідує "метановий бар'єр", який значно стримує видобуток вугілля на газових шахтах, здійснює найбільш прогресивну потокову систему організації робіт, коли видобуток вугілля ведеться безперервно, значно знижує собівартість видобутку вугілля; усуває непродуктивні витрати часу на проведення розрізної печі спеціальним обладнанням, на монтаж устаткування в новій лаві, зміну ріжучого інструменту, тому що шарошки з сотні разів стійкіші різців; здійснює перехід на більш безпечний і надійний принцип управління гірським тиском в лаві плавним опусканням, використовує гірський тиск для руйнування кромки вугільного пласта за рахунок збільшення опорного тиску.

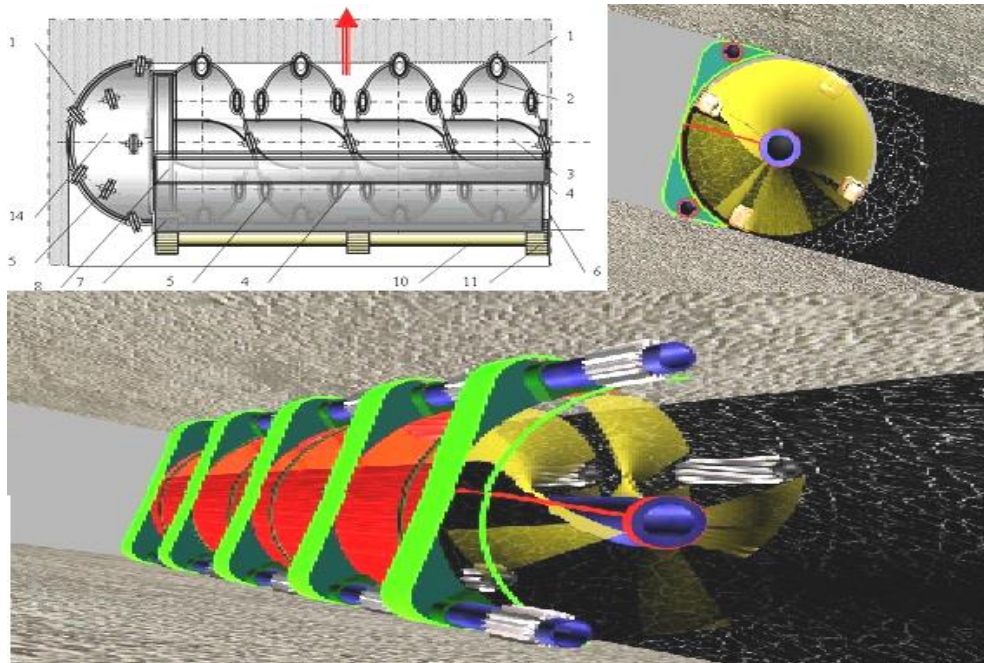


Рисунок 5 - Агрегат фронтальної шнекової виїмки (АФШВ) з дисковими шарошками

Необхідно зауважити, що незважаючи на перераховані достоїнства, проект агрегату АФШВ існує тільки на папері у вигляді свідчення на винахід. Є багато заперечень про можливість втілення його у життя.

Агрегатний спосіб виїмки вугільних пластів без присутності людей в очисному вибої з великим успіхом може впроваджуватись і впроваджується у практику завдяки використанню автоматизованих стругових комплексів.

На одному з перших місць серед світових лідерів по виготовленню обладнання для стругової виїмки вугілля стоїть фірма Cat [6].

Світове лідерство стругів компанії Cat визначається рядом відмінностей, які не можуть запропонувати інші виробники. Крім того, на пластах малої і середньої потужності струг значно перевершує очисний комбайн по питомим витратам на тону вугілля. Тому струги використовують в надійних, високопродуктивних системах розробки довгими очисними забоями на пластах малої і середньої потужності.

Раніше можливість застосування стругових установок обмежувалася твердістю вугілля, що видобувається. Стругові комплекси Cat усувають всі обмеження. Вдосконалені системи контролю та управління, потужні приводні системи (з більш

потужним двигуном, посиленням ланцюгом струга, збільшеною швидкістю руху струга і великим зусиллям пересування, забезпечуванням механізованим кріпленням, точним настроюванням глибини стружки і оновленої конструкцією стругових різців) поєднуються в стругових комплексах Cat, здатних добувати вугілля будь-якої міцності і забезпечують більш високу ефективність у порівнянні з іншими методами виїмки на пластах малої і середньої потужності. Це забезпечується за рахунок більшої встановленої потужності, ніж у устаткуванні інших виробників - до 1600 кВт для GH1600.

На рис. 6 зображена стругова установка з опорною плитою RHH800, що використовується для пластів дуже малої потужності від 0,6 м з практичної потужністю близько 0,8 м. Ця система використовує сторону завалу для розташування ланцюга струга, що значно полегшує доступ до неї. Під час роботи опорна плита ковзає над ґрунтом і нижче лінійного риштака. Інтегроване лезо чищення зіштовхує вугілля з-під вибійного конвеєра назад в смугу руху струга. Литя напрямна струга приварена до завальної сторони вибійного конвеєра. Ланцюги струга діаметром до 42 мм допускають встановлену потужність до 2 x 400 кВт.

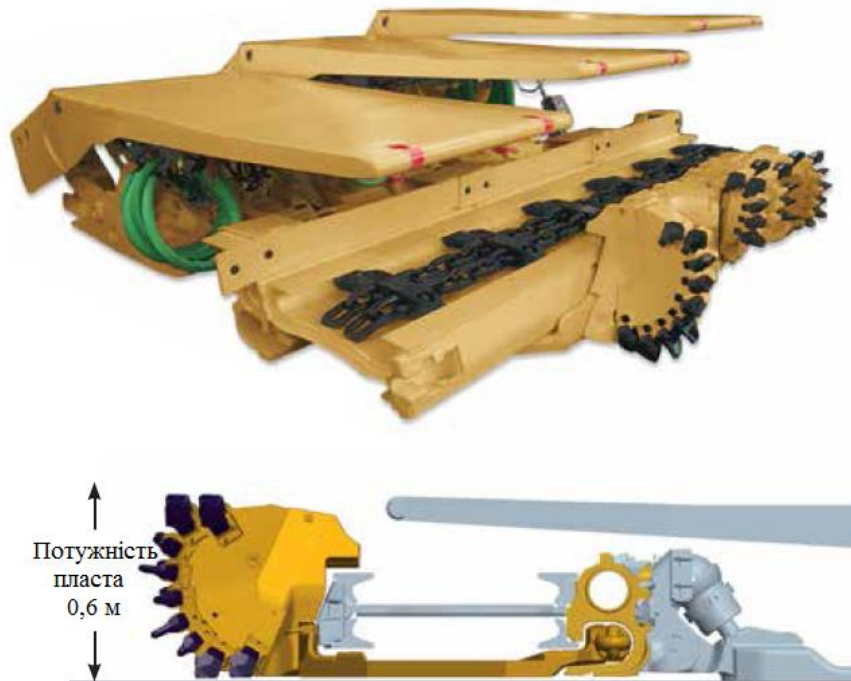


Рисунок 6 - стругова установка RHH800

Переваги стругових установок Cat:

- Високі швидкості пересування забезпечують найвищу продуктивність, навіть на дуже тонких пластах і дуже твердому вугіллі.
- Використання стругових установок на середніх і малопотужних пластах забезпечують роботу системи довгого очисного вибою з мінімальними витратами.
- Максимальна потужність по відношенню до потужності пласта, наявна в процесах видобутку вугілля.
- Максимальна глибина стружки при високій швидкості струга забезпечує високу продуктивність.

- Виключається присічка вміщуючих порід.
 - Швидкість і зручність будь-якого техобслуговування, необхідного в процесі виїмки, так як струг доступний на всьому протязі вибою.
 - Виключена небезпека аварії при знаходженні механізму в середині вибою, яка обумовить тривалі простої під час виробничої зміни.
 - Мінімальні експлуатаційні витрати.
 - Регулювання висоти зрізу струга за допомогою різцевих блоків та регулювання вежі, що забезпечує дуже швидке регулювання з боку завалу.
 - Зручне і швидке регулювання при зміні потужності вугільного пласта або для ділянок з порушеннями та включеннями породи.
 - Високі стандарти безпеки завдяки дистанційному управлінню.
- Загальна характеристика стругових установок приведена у табл. 1.

Таблиця 1 – Характеристики стругових установок Cat

Системи стругових установок	Стругова установка з опорною пластиною RHH800	Струг ковзаючої дії GH800	Струг ковзаючої дії GH800B	Струг ковзаючої дії GH1600
Висота корпусу	0,6 – 1, 6 м	0,9 – 2,0 м	0,75 – 2,0 м	1,0 – 2,3 м
Звичайна висота різання	0,8 – 1, 6 м	1,0 – 2,0 м	0,8 – 2,0 м	1,1 – 2,3 м
Твердість вугілля	М'яке - тверде	М'яке - тверде	М'яке - тверде	Середнє – дуже тверде
Максимальне падіння пласта	До 60°	До 60°	До 60°	До 60°
Максимальна встановлена потужність	2 x 400 кВт	2 x 400 кВт	2 x 400 кВт	2 x 800 кВт
Максимальна швидкість різання	2,5 м/с	3,0 м/с	3,0 м/с	3,6 м/с
Максимальна робоча глибина різання	150 мм	180 мм	205 мм	250 мм

Наступним кроком у досягненні мети про майже повну відсутність людей при підземній розробці вугільних родовищ є концепція професора Г. Г. Литвинського «Шахта майбутнього» [7], згідно з якою очисні роботи та проведення гірничих виробок будуть проводитись за допомогою автоматизованих агрегатів, під керівництвом обмеженої кількості операторів. При цьому передбачається відмовитися від провітрювання і створити в шахті природне інертне газове середовище з метану концентрації вище 14 -16%, де виключена можливість його вибуху. Гірники будуть знаходитися в герметичній кабіні мобільного тягача, розрахованого на перебування, роботу і дихання двох людей.

Для забезпечення дихання при виході гірника в нейтральне газове середовище використовується спеціальний дихальний апарат.

Система провітрювання шахти майбутнього зводиться тільки до організованого відведення по вертикальному стволу надлишку метану, який утилізується на поверхні.

Висновки. Серед розглянутих способів безлюдної виїмки вугілля найбільш прийнятними для реального впровадження на діючій шахті в умовах розробки пологих вугільних пластів у діапазоні потужностей 0,6 – 1,0 м, без корінної зміни загальношахтного технологічного процесу, можуть бути рекомендовані бурошнекова технологія – для відробки забалансових запасів та ціликів і стругова технологія із застосуванням автоматизованих стругових комплексів. Впровадження вказаних технологій дозволить підвищити повноту виїмки запасів вугілля з надр та збільшити навантаження на очисні вибої при розробці тонких пластів.

Література

1. А. с. 1348346 СССР, МКИ С 10 I 5/00. Способ подземной газификации угля.
2. А. с. СССР № 1647125, кл. E21 В 43/295, 1991. Способ подземного сжигания угля.
3. Основы проектирования технологии безлюдной выемки угля: Учебн. пособие / К.Ф. Сапицкий, В.Д. Мороз. - К.: УМКВО, 1991. - 132 с.
4. Полтавец В.И. и др. Бурошнековые комплексы нового технического уровня – ключ к решению проблем разработки маломощных пластов. - Донецк: Издательство Донбасс, 2008.-108 с.
5. Литвинский Г.Г. Агрегат для безлюдной выемки тонких пластов угля // Уголь Украины. – 2006, №3. – С. 16-19.
6. <http://www.mining.cat.com>
7. Литвинский Г.Г. Научная доктрина «Шахта XXI века». // Уголь. – 2006, № 10. – С. 44–46.

УДК 622.673.1

КЕРНІС П.С., ПРИДАТЬКО І.В., ЗІНОВ'ЄВ С.М. (П ДонНТУ)

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ГАЛЬМУВАННЯ ШАХТНОЇ ПІДЙОМНОЇ УСТАНОВКИ

В роботі обґрунтована можливість та необхідність підвищення ефективності гальмування шахтної підйомної установки за рахунок встановлення на підйомних судинах додаткового допоміжного пристрою підгальмовування. Пристрій не буде підвищувати навантаження на підйомний канат і непризначений підвищувати середню величину уповільнення, а лише дозволить здійснити зниження динамічних навантажень в канаті знизивши вплив динамічних явищ при гальмуванні тим самим підвищивши ефективність гальмування шахтної підйомної установки.

При роботі шахтних підйомних установок кожен з елементів, що рухається або обертається, володіє інерційністю в залежності від маси, конструкції та характеристики руху. Коли необхідно провести гальмування сили інерції барабану підйомної машини,

підйомного сосуду, шківів, що направляють канат та самого канату діють в протилежному напрямку силам гальмування [1-3]. При надзвичайних ситуаціях проводиться різке аварійне гальмування. Сили інерції підйомного сосуду та канату не дозволяють різко зменшити швидкість руху, так як канат сприймає тільки навантаження, які розтягують його та майже не

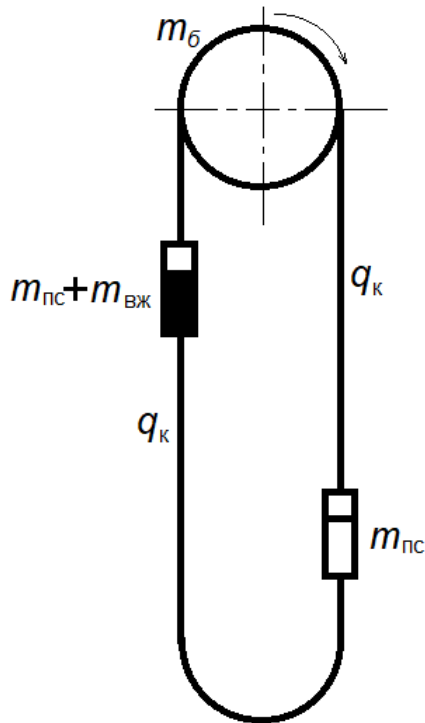


Рисунок 1— Схема багатоканотної підйомної установки

сприймає навантажень стискання. Тому при різкому гальмуванні барабан підйомної машини скидає швидкість трохи бистріше ніж канат та підйомний сосуд. Це призводить до незначного набігання каната на приводний барабан та зменшення сили притискання каната до футеровки барабана [4]. У випадку використання одноканатних підйомних установок в яких канат навівається на барабан це не призводить до негативних явищ. Але при використанні багатоканатних підйомних установок зі шківками тертя це призводить до зменшення сили тертя між канатами та футеровкою барабанів, що в свою чергу може привести до негативних наслідків. На рисунку 1 позначено m_b , $m_{пс}$, $m_{вж}$, — маси приводного барабану, підйомного сосуду та вантажу відповідно; q_k — погонна маса канатів.

Для одно- та багатоканатних підйомних установок однаково постає питання зменшення впливу сил інерції на процеси гальмування. Одним з технічних рішень вказаної проблеми є встановлення додаткових допоміжних гальм на підйомному сосуді. Таке рішення дозволить значно знизити прослаблення натягу канату [4].

Однак для проведення процесу гальмування необхідно додаткове оснащення тормозними елементами як підйомних сосудів так і елементів армування шахтного ствола. Встановлення додаткового обладнання та механізмів не повинно впливати на безпеку експлуатації підйомних установок [5].

Вздовж траєкторії руху підйомного сосуду встановлені елементи конструкції ствола, що направляють рух сосудів. Ці елемента армування ствола теоретично можна використати у якості гальмівного полотна, а на сосуді встановити гальмівні колодки. Якщо використані у якості напрямних канати, то як вказувалось раніше, вони сприймають лише розтягуючи навантаження, і гальмувати можна лише на сосуді, що рухається униз. Але біль навантажений випадок (більша сила інерції) трапляється коли сосуд з вантажем рухається угору і для нього бажано знизити вплив сил інерції. Також за умовами безпеки заборонені такі дії зі ствольними канатами, що направляють рух сосудів. Отже, в таких випадках необхідно встановлення додаткових елементів армування.

У випадках використання рейкового прокату бажано розглянути можливість використання поверхні шийки рейків. При використанні у якості напрямних квадратного профілю також бокові сторони можна використати у якості гальмівного полотна. Але

при експлуатації напрямні необхідно змащувати, що не дозволить створити необхідну силу тертя.

Розглянувши можливості встановлення допоміжних гальм на підйомному сосуді та з огляду на безпеку експлуатації підйомних установок необхідно додаткове оснащення тормозними елементами, як підйомних сосудів так і елементів армування шахтного ствола.

Пристрій гальмування посудини з вантажем в процесі запобіжного гальмування запропонував Кускільдін Р.Б. З його роботи [4] слід, що гальмування підйомної машини здійснюється звичайним способом, прийнятим для підйомних установок без пригальмовування судини з вантажем. Пригальмовування судини здійснюється лише з метою зниження динамічних навантажень в канаті, а не підвищення середньої величини уповільнення.

На рисунку 2 представлена структурна схема гальмівної системи шахтної підйомної установки з додатковими допоміжними гальмами – керування запобіжним гальмуванням з підгальмовуванням судини. Згідно [4] на блок керування запобіжним гальмуванням надходить сигнал про необхідність швидкої і повної зупинки шахтної підйомної установки від систем захисту і блокувань. Блок керування запобіжним гальмуванням починає здійснювати гальмування підйомної машини і одночасно передає радіосигнал про початок запобіжного гальмування на блок керування гальмівним пристроєм судини. Надалі блок керування запобіжним гальмуванням управляє тільки гальмівною системою підйомної машини, здійснюючи заданий режим гальмування. Блок керування гальмівної системи судини здійснює регулювання гальмівною системою судини до кінця запобіжного гальмування і плавно знижує гальмівне зусилля до нуля.

При розробці системи необхідно враховувати конкретні умови підприємства. Одне з питань – яким чином організувати передачу сигналу на судини: контактними елементами, кабелем або ж радіосигналом. Кожен з варіантів має як недоліки, так і переваги. Головними факторами при виборі потрібно встановити безпеку та надійність. Навіть рівень надійності допоміжного обладнання на судинах менш важливий, ніж вказані фактори. Навіть, якщо допоміжна гальмівна установка не буде працювати, це не призведе до тяжких наслідків у порівнянні з і зменшенням безпеки та надійності роботи обладнання підйомної установки.

Для роботи нового пристрою достатньо сигналу о початку роботи гальмівного пристрою. Встановлення контактних елементів вздовж ствола потягне за собою потребу з іскробезпеки а навіска кабелю – встановлення кабелеукладача. Надійність цих технічних рішень в умовах високих швидкостей руху судин в стволах викликає великі запитання.

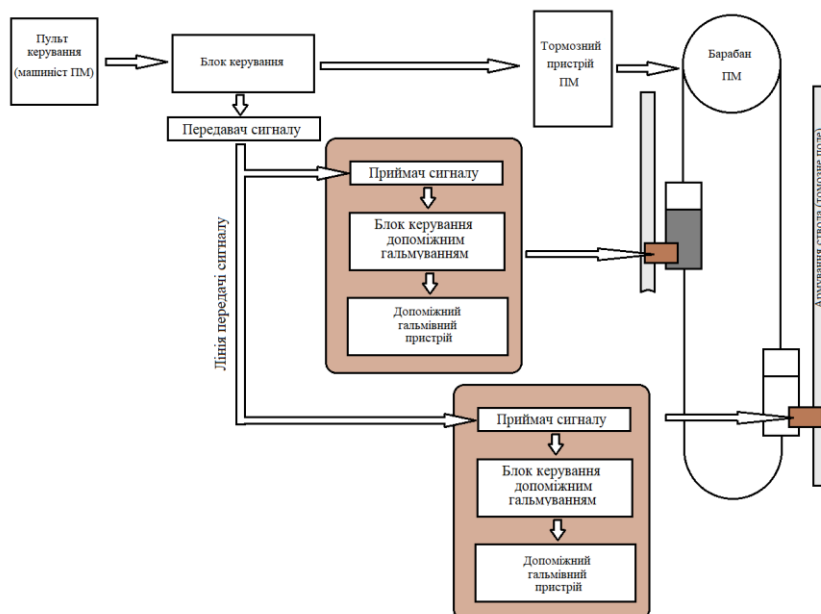


Рисунок 2 – Структурна схема гальмівної системи шахтної підйомної установки з додатковими допоміжними гальмами

Тому в роботі [4] запропоновано встановлення над шахтним стволом недалеко від блоку керування радіопередавача, а на підйомних судинах – радіоприймачів. Радіоприймач прийнявши сигнал початку гальмування передає сигнал блоку керування допоміжним гальмуванням, який повинен увімкнути у роботу допоміжний тормозний пристрій та поступово зменшувати зусилля гальмування таким чином, щоб пригальмовування посудин не викликало збільшення зусилля в канаті. Блок керування повинен аналізувати отриманий сигнал, врахувати час холостого ходу гальмівної установки підйомальної машини і час підгальмовування допоміжним пристроєм. Необхідно передбачити встановлення акселерометра, який буде передавати величину уповільнення на аналізатор. Аналізатор за показаннями таймера визначає момент початку гальмування і перевіряє свідчення акселерометра, якщо уповільнення судини підтверджує початок гальмування підйомної установки, то на клапан подається напруга і спрацьовує гальмівна система судини. Також, згідно з показаннями акселерометра можна корегувати зусилля та час підгальмовування.

В якості автономного джерела енергії (доволі складно підводити енергію – ті ж проблеми, що і з передачею сигналу керування) пропонується встановлення балонів зі стисненим повітрям. На усіх гірничих підприємствах є повітряні компресори де є можливість заряджати балони. Кількість балонів збільшить автономність роботи системи допоміжного гальмування, однак збільшить масу додатково встановлююмого пристрою.

Однак, даний пристрій має ряд недоліків, які необхідно мінімізувати:

1. Збільшує власну масу вантажного підйомної посудини.
2. Вимагає збільшення несучої здатності армування ствола.
3. У ньому відсутній контроль кількості джерела енергії, що може привести до неможливості використання пристрою під час роботи підйомної установки.
4. Виконавчий механізм можна ставити всередину черевика так, як між корпусом черевика і провідником встановлено змінний вкладиш, що стирається і який забезпечує нормативні зазори.

Запропоновані удосконалення система гальмування шахтної підйомної установки дозволить зменшити вплив динамічних явищ при гальмуванні, а для багатоканатних підйомних установок підвищити зчеплення канатів з барабаном, тим самим знизити ймовірність прослизання каната на приводному барабані, таким чином підвищивши ефективність гальмування шахтної підйомної установки

Література

1. Бежок В.Р. Шахтный подъем: Научно-производственное издание / В.Р. Бежок, В.И. Дворников, И.Г. Манец и др. – Донецк: ООО «Юго-Восток, Лтд», 2007. – 624 с.
2. Белобров В.И. Тормозные системы шахтных подъемных машин / В.И. Белобров, В.Ф. Абрамовский, В.И. Самуся. – Киев: Наукова Думка, 1990. – 176 с.
3. Васильев В.И. Обоснование рациональных динамических параметров предохранительного торможения шахтных подъемных установок: дис. канд. техн. наук: 05.02.09 / Васильев В.И. – Киев, 2012. – 208 с.
4. Кускильдин Р.Б. Снижение динамических нагрузок на канат при осуществлении предохранительного торможения на шахтных подъемных установках: автореф. дис. докт. техн. 05.05.06 / Кускильдин Р.Б. – Санкт- Петербург, 2015. – 21 с.
5. Манец И. Г. Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов / И. Г. Манец, Б. А. Грядущий, В. В. Левит; под ред. С. А. Сторчака. – В 2-х т. – Донецк: Світ книги, 2012. –Т. 1. – 419 с.; Т. 2. – 418 с.

УДК 378.147

СЕРГІЄНКО Л.Г. (ДонНТУ)

МЕТОДОЛОГІЧНІ ПРИНЦИПИ ПРОБЛЕМНОГО НАВЧАННЯ СУЧАСНОГО ФАХІВЦЯ У ВИЩОМУ ТЕХНІЧНОМУ НАВЧАЛЬНОМУ ЗАКЛАДІ

В даній роботі розглянуті питання методологічного поняття та змісту проблемного навчання у вищому технічному навчальному закладі.

В умовах сучасного науково-технічного та інформаційного прогресу першорядна роль належить рівню розвитку методології [1]. Саме вдосконалення методології визначає інтенсивність і ступінь прогресу в будь-якій області теоретичної та практичної діяльності майбутнього інженера. Очевидно, що досконалість методології і в галузі освіти, і ступінь її відповідності всьому досягнутому науково-технічному та економічному потенціалу суспільства, визначають якісний рівень підготовки молодих фахівців (бакалаврів, магістрів), а це, в свою чергу, - весь подальший хід розвитку науки, культури, виробництва. Тому дане питання на сьогоднішній день є **актуальним**.

Сьогодні є всі підстави стверджувати про наявність протиріччя методологій в науковій і практичній діяльності суспільства, з одного боку, і в галузі освіти - з іншого. Необхідно відзначити, що домінуючою ланкою в освіті залишається методологія, заснована на принципі, який освячений століттями: передача тим, кого ми навчаємо, певного, передбаченого навчальною програмою, обсягу інформації. Даний обсяг

інформації повинен поєднуватися з контролем відповідності переданих знань, вмінь та навичок, тим, кого ми навчаємо [2].

Недоліки інформативної методології викладання багато в чому вдається подолати - це вже доведено практикою великого числа педагогів вищої школи - на базі методології проблемного навчання [3]. Основні методичні положення її реалізації базуються на власному досвіді викладачів і вивченні матеріалів дискусії, що йде на сторінках методичних видань, в наступному:

- системний підхід до вирішення проблем, що передбачає дотримання логіки від постановок і рішень загальних проблем до постановок і рішень приватних, але інформативно більш складних підпроблем і завдань;
- аналіз проблемної ситуації з подальшим синтезом загального вирішення проблеми;
- обмеження розвитку приватних проблем на рівні інформації досить тривалої корисності для самостійного використання її на практиці.

Для викладача ж найважливішими і в той же час найбільш важкими діями на шляху реалізації проблемного викладання є:

- представлення всього інформативного змісту дисципліни у вигляді комплексу логічно (причинно-слідуючих) взаємопов'язаних процесів, явищ або елементів (блоків, модулів) абстрактних моделей;
- розробка евристичної моделі змісту дисципліни, тобто послідовної системи питань, що розвиваються від більш загальних до більш приватних, відповідь на які вимагає мінімум логічних міркувань, але в той же час допускає деяку варіативність;
- організація на заняттях вільної, творчої атмосфери, де, навіть, й невірне рішення аналізується цілком серйозно і відкидається лише з повним обґрунтуванням.

Реалізація таких принципів викладання досягається розвитком у студента інтересу до самого процесу сприйняття та самостійного формування запасу нових знань шляхом його підключення до активного, творчого пошуку вирішення проблем, у вигляді комплексу яких формується зміст всієї або частини дисципліни, активізація мислення і розвитку творчих здібностей студентів; збереження в пам'яті фундаментальної інформації на більш тривалий період, а також природне виключення інформації другорядної, приватної, швидкоплинної, що носить багато в чому довідковий характер, виховання у майбутнього фахівця почуття внутрішньої потреби правильного витрачання свого часу [4]. Всі ці узагальнення знайшли для нас підтвердження в процесі викладання фундаментальних дисциплін. Ці курси особливо потребують проблемного викладання, оскільки традиційно насичені різноманітною інформацією, яка вимагає логічного осмислення, механічного запам'ятовування, бо внутрішні логічні взаємозв'язки в них дуже складні. У той же час дана інформація, представляючи собою плід різнобічної дослідної та інженерної творчості, в проблемному викладанні стає відмінним матеріалом для формування у студентів будь-якої спеціальності інженерно-дослідного стилю мислення. Нами розкриті логічні взаємозв'язки основоположного інформативного змісту наших дисциплін, побудована їх структура (структурно-логічні схеми - СЛС) на базі системного та структурно-логічного підходів, що було необхідною передумовою реалізації принципів проблемного викладання. Особливості побудови курсів фундаментальних дисциплін в його нинішньому вигляді можуть бути сформульовані таким чином:

- 1) уявлення завдання загального вигляду з розшифровкою основних її елементів (мета, засоби, методи) як методологічного підходу до освоєння відповідної дисципліни;
- 2) уявлення всього змісту дисципліни у вигляді комплексу постановки та вирішення дослідницьких, технологічних і конструкторських прикладних (а також професійно

спрямованих) завдань; причому рішення дослідницьких завдань досягається шляхом логічного аналізу-синтезу досліджуваних процесів з наступною експериментальною перевіркою отриманих теоретичних висновків, а рішення інженерних (технологічних, конструкторських) завдань - шляхом логічного висновку оптимального рішення або порівняльного аналізу інтуїтивно висунутих варіантів і вибору оптимального по заздалегідь обґрунтованим критеріям;

3) застосування системного підходу в самій послідовності навчання - від загальних формулювань і рішень проблем, що становить теоретичні основи курсу, до формулювань і рішенням системної ієрархії приватних завдань окремих розділів курсу.

Висновки. Широке впровадження принципів проблемного навчання в практику пов'язано з ламанням певних традицій, поглядів, звичок і є процесом складним, не короткочасним [5]. Декларативні установки тут до успіху не приведуть. Істотно в зв'язку з цим відзначити, що хоча саму по собі корисність проблемного навчання стало вже неможливим доказово оскаржувати, приховані його противники ставлять питання так: «А який практичний висновок проблемного навчання, тобто наскільки студент стає краще? І чи не стає гірше? Адже просто передати інформацію за ті ж години можна в значно більшому обсязі, ніж дати її проблемно! І як бути з затвердженою програмою?»

Тому очевидно, що для дійсно широкого впровадження проблемного навчання необхідно розробити об'єктивні критерії порівняльних оцінок якості результатів проблемного та інформативного навчання; скласти експериментальні програми, що відповідають проблемним принципам викладання, які будуть реалізовуватися поступово, в міру оволодіння викладачем новою методикою; приступити до створення нових навчальних посібників, проблемно розвиваючих фундаментальну інформацію навчальних дисциплін і стимулюючих творче мислення студентів; створити методичні посібники, що відображають психологічні аспекти евристичного спілкування викладача з аудиторією і містять формулювання конкретних проблем з можливими варіантами оптимальних і неоптимальних (тобто обґрунтовано відкинутих) відповідей-рішень.

Таким чином, запропонована методика в поєднанні з традиційною значно активізує процес сприйняття та навчання студентів у вищому технічному закладі.

Література

1. Атанов Г.А. Деятельностный подход в обучении / Г.А. Атанов .— Донецк: ЕАИ-пресс, 2001 .— 158 с.
2. Вербицкий А. А. Новая образовательная парадигма и контекстное обучение. / А.А. Вербицкий. – М. : Просвещение, 1999.
3. Оконь В. Основы проблемного обучения / В. Оконь. – М. : Просвещение, 1968. – 208 с.
4. Семеріков С. О. Комбіноване навчання: проблеми і перспективи застосування в удосконаленні навчально-виховного процесу й самостійної роботи студентів / Семеріков С. О., Стрюк А. М. // Теорія і практика організації самостійної роботи студентів вищих навчальних закладів : монографія / кол. авторів; за ред. проф. О. А. Коновала. – Кривий Ріг : Книжкове видавництво Кирєєвського, 2012. – С. 135-163.
5. Талызина Н. Ф. Педагогическая психология / Н. Ф. Талызина. – М. : Академия, 1998. – 288 с.

ПОРОДНІ ВІДВАЛИ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ І ШЛЯХИ ЇХ ВИКОРИСТАННЯ.

Розглянуто технологічні схеми і способи переробки породних відвалів з вилученням з них корисних компонентів.

Відчутної шкоди навколишньому середовищу завдають відвали вугільної промисловості - терикони, особливо палаючі. У вугільних відвалах Донбасу накопичилися сотні мільйонів тонн породи, які займають величезні території. Велика кількість відвалів в Донбасі (1257) обумовлена як великою глибиною залягання вугільних пластів, так і переважною потужністю пластів в межах 0,6-1,5м, при відпрацюванні яких породи від проведення підготовчих гірничих виробок практично повністю видаються на поверхню. За даними [1] за період 1981-2000 р.р. на поверхню видано понад 50% породи від обсягу видобутого вугілля. Щорічно на поверхню видавалося понад 100 мільйонів тонн породи. У відвалах і териконах вугільних шахт Донбасу накопичено понад 8 мільярдів тон породи [2]. Просто рекультивувати породні відвали недоцільно, так як вони є багатими джерелами цінної сировини - техногенні родовища (рис.1).



Рисунок 1 - Способи зниження техногенного навантаження, що формується териконами

Негативні сторони породних відвалів вугільних шахт: екологічний фактор забруднення середовища, займають великі площі (150 тис. га) родючих земель, пилові замети знижують якість ґрунту. Позитивна сторона - ці непридатні на перший погляд і небезпечні відкладення можна утилізувати використавши їх в різних галузях промисловості. Породна маса відвалів шахт містить до 46% вугілля, до 20% глинозему (сировини для отримання алюмінію і силуміну) і до 20% оксидів кремнію і заліза.

У світі на сьогоднішній день найчастіше використовуються горілі породи з мінімальним (менше 5%) вмістом вуглистих домішок і мінеральної глинисто-піщаної частини, обпаленої в тій чи іншій мірі. Такі породи містяться в старих або повністю перегорілих териконах і утворюються в результаті природного випалу під впливом високих (до 1000⁰ С) температур.

Особливість горілих порід полягає в їх високій мікропористості і адсорбційної активності, завдяки чому вони є хорошими наповнювачами для різних мастик. Фізико-механічні властивості таких порід дозволяють використовувати їх як сировину для будівельних матеріалів.

Горілі породи териконів придатні для виготовлення керамзиту, насипних ґрунтів і цегли. Цегла, саме з відвальних порід, має високі показники міцності, морозостійкості і водонепроникності.

Розроблено способи переробки горілої породи з отриманням заповнювача для бетонної суміші з відходів вуглевидобувної галузі, що використовуються для виготовлення штучних каменів. Відкинуту дроблену горілу породу можна використовувати в якості матеріалу для підсилення доріг, за рахунок чого можна домогтися повної утилізації горілої породи.

З породи відвалів виробляють: будівельну кераміку (рис.2) методом пластичного формування з частковою заміною глинистого компонента вихідної шихти на гірську породу[3], плити, перекриття, стінні панелі, сходові марші, ліфтові шахти та інший будматеріал. Це дозволяє здешевити вартість будівництва, як мінімум, на 15-20% виробництва.

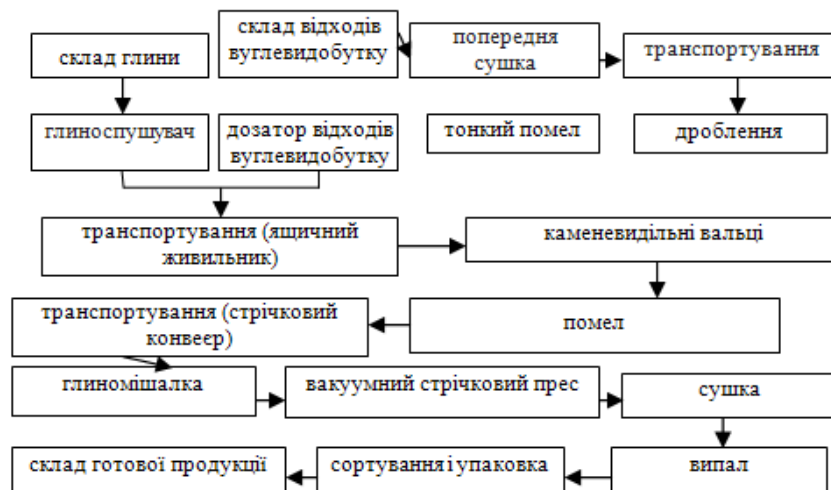


Рисунок 2 – Технологічна схема виготовлення будівельної кераміки з використанням відходів вуглевидобутку методом пластичного формування

Але використання відвальних порід в якості будівельного матеріалу – не найефективніший спосіб переробки такої значної, з виробничої та економічної точки зору, сировини.

Породні відвали, віднесені до техногенних родовищ корисних копалин, мають досить високий вміст алюмінію, галію, германію, вісмуту і інших хімічних елементів. Рідкоземельні елементи породних відвалів містяться в кількості близько 230-260 г на тону породи. Відомо [4], що в кожному відвалі, яких в Україні нараховується більш ніж 1800, є до $400 \cdot 10^3$ т залізної руди, до $300 \cdot 10^3$ т алюмініємісткої сировини, до $100 \cdot 10^3$ т оксиду германію загальною вартістю біля 100 млн. дол. та супутніх йому рідкоземельних металів масою до 500 т (галій, скандій, ітрій, цирконій).

За даними [5] в 1 т породи відвалів Донбасу міститься: вуглецю - 16-32 кг; азоту - 0,2-12,1; фосфору - 0,4-19; калію - 4,7-37; кальцію - 4,8-11, 4; міді - 0,5-20; сірки - 0,1-85; цинку - 0,1-20; молібдену - до 1; галію - до 5, кремнію - 35,7-740; алюмінію - 54-343; титану - 2,0-21,4; нікелю - 0,1-2; кобальту - 0,1-0,3; барію - 0,3-8; берилію - 0,5-1; скандію - до 3; свинцю - до 0,3; олова - до 0,3, хрому - 0,2-3; ванадію - 0,4 - 1; цирконію - 0,1-3; стронцію - 0,1-6; магнію - 2 - 22,4; лантану - 0,1-0,5, заліза - 14,5 -156,8; натрію - 4-95 і ін.

Германій як метал з дуже високим електричним опором, використовується у виробництві побутових пластмас, як каталізатор в металургії і електричній промисловості, в медицині, оптиці. Германієві скла і лінзи застосовують в приладах нічного бачення, у військових системах наведення.

Скандій, м'який метал, який в чистому вигляді досить легко піддається обробці (куванню, прокатці, штампуванню), незамінний в авіаційній і космічній промисловості, автопромі (мотори), кріогенній техніці, галогенних лампах і навіть в зубному протезуванні. Додатки скандію в сталь і чавун підвищують їх якість до статусу "Спецметал високої міцності".

Сфера застосування галію досить специфічна - виробництво мастильних і клеючих матеріалів, конструювання напівпровідникових лазерів, термоелементів для сонячних батарей. Світова потреба галію перевищує його видобуток.

Цирконій застосовують в атомній енергетиці (використовують для виготовлення ядерних реакторів). Легування сталей цирконієм підвищує їх механічні властивості і оброблюваність. Застосовують у виробництві хімічних джерел світла (факели, освітлювальні бомби), а також для створення кісткових, суглобових, зубних протезів та хірургічних інструментів.

Один з напрямків отримання металів з відвалів породи (галію, германію, вісмуту) - з сульфідів, які містяться в породах, шляхом колективної (рис.3) та селективної флотації, так як сульфіди добре флотуються [1,2].

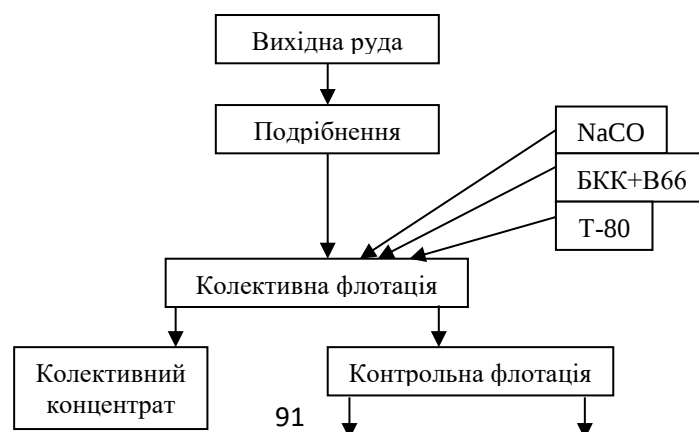




Рисунок 3 - Схема процесу колективної флотації.

Галій і германій входять до складу каолінітів порід відвалів і, за методом Зубової Л.Г., [6] в присутності піриту їх можна отримати хімічним і бактеріальним окисленням і переведенням галію і германію в сульфіти.

Алюміній, що міститься в породах відвалів, може бути витягнутий з використанням бактеріального вилуговування [6].

Поповнити ресурси алюмінію, кадмію, германію та інших рідкоземельних елементів, які вичерпуються, можна використавши техногенні відходи - відвали і терикони вугільних шахт.

Існує альтернативний спосіб використання териконів - розібрати їх дощенту, застосувавши в промисловості всі, без винятку, складові породного відвалу. У Макіївському НДІ з безпеки робіт у гірничій промисловості (МакНДІ) розроблений унікальний проект, згідно з яким на базі шахт, що закриваються можна побудувати міні-заводи з комплексної стовідсоткової переробки накопиченої породної маси. Для подрібнення гірської маси пропонується використовувати так званий електровибух. З використанням магнітної сепарації (рис.4), спочатку відділяється залізо та його сполуки. Потім - сплав алюмінію з кремнієм, далі - германій, скандій та інші рідкісні метали.

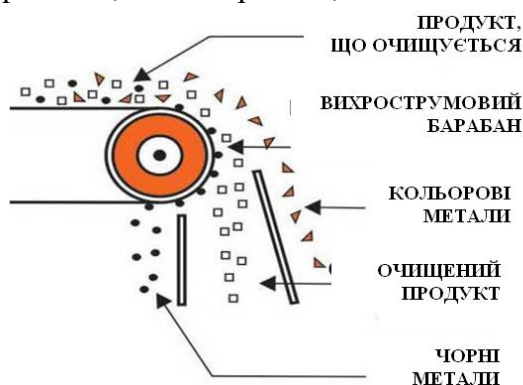


Рисунок 4 - Магнітна сепарація.

У 2009 р у Львівській обл. був запропонований інвестиційний проект з переробки відходів, учасниками якого виступили Львівська ОДА та німецька компанія Allmineral (один зі світових лідерів за технологією сухої переробки відходів вугільних підприємств). Проект передбачав залучення 250 млн. грн. інвестицій на усунення екологічної загрози, викликаній накопиченням не утилізованих 42 млн. куб. м вугільних відходів області [7]. Однак до теперішнього часу практичної реалізації цього проекту немає.

У Донецькій області роботи в цьому напрямку почалися раніше і просунулися далі. В рамках програми поліпшення екологічного стану гірничодобувних регіонів України ТОВ "Антрацит" в 2004 році ввело в експлуатацію збагачувальну установку "Сніжнянська №1" (м Сніжне Донецької обл.). До листопада 2008-го ця установка переробила 3 млн. т гірської маси - три породних відвала. З них видобули 115 тис. т

вугільного концентрату марки "А". Породою з перероблених териконів заповнили кар'єр, а територіальна громада отримала 18 га нової землі для будівництва [8].

Підприємство «НПК «Гравікон» - інжинерингова компанія, протягом 25-ти років проектує, виготовляє і впроваджує модульні збагачувальні комплекси для збагачення родовищ мінеральної сировини, териконів і техногенних відвалів.

За останні роки компанією були проведені дослідження на обогатимість гравітаційними методами близько 50-ти териконів і техногенних родовищ в Україні, Казахстані, Росії та Польщі. Деякі дані з результатами цих досліджень наведені в таблиці (табл. 1) [9].

	Вихід, %	Зольність, %	Сірка, %	Теплотв. сп-ть, кДж
Антрацит, терикон шахти «Глибока», м. Шахтарськ Україна				
Концентрат	18,8	10,7	0,67	н/д
Підграт. продукт	3,8	81,4	н/д	н/д
Порода	77,4	93,1	н/д	н/д
Вихідний	100,0	77,15	н/д	н/д
Марка Г, терикон об'єднання Львіввугілля Україна				
Концентрат	20,4	22,1	1,9	н/д
Підграт. продукт	3,1	77,0	н/д	н/д
Порода	76,5	86,1	н/д	н/д
Вихідний	100,0	72,8	н/д	н/д
Марка Ж, терикон м. Караганда, республіка Казахстан				
Концентрат	23,8	8,1	н/д	н/д
Промпродукт	8,9	70	н/д	н/д
Підграт. продукт	11,9	80,4	н/д	н/д
Порода	55,4	93,2	н/д	н/д
Вихідний	100,0	69,4	н/д	н/д

Табл. 1 - Дані з результатами досліджень на обогатимість гравітаційними методами

Для прикладу економічної ефективності такого рішення наведено варіант переробки терикона об'ємом в 5 млн. т із застосуванням двох ліній з продуктивністю 100 т / год. кожна. Сумарна продуктивність складе таким чином 200 т / год. Для розрахунку прийняті наступні допущення: середній вміст вугілля в вихідному продукті 18% і його вартість 80 \$ за тону. При цьому досягається такий орієнтовний економічний ефект (табл. 2) [8]:

Прод-ть комплексу, т/год	За місяць вихідної сировини, т	Вміст вугілля, %	Вугілля за місяць, т
200	100 000	18	18 000
Дохід	Ціна тони вугілля, \$	Концентрата в місяць, т	Ітого, \$
	80	18 000	1 440 000
Витрати	На тону вихідної сировини, \$	За міс. вих. сировини, т	Ітого, \$
	3,5	100 000	350 000
Дохід, \$	Витрати, \$	Прибуток в міс	
1 440 000	350 000	\$1 090 000	

Табл. 2 – Приклад економічної ефективності переробки терикону об'ємом в 5 млн. т

Незважаючи на труднощі і ризики, перспективність використання сировини породних відвалів очевидна, тому що їх утилізація дозволяє вирішувати одночасно цілий ряд економічних, соціальних і екологічних проблем. Тим паче, що однією з умов Угоди про асоціацію між Україною та ЄС є запровадження екологічно безпечних технологій, зменшення негативного впливу від діяльності підприємств вугільної галузі з урахуванням принципів економічної доцільності і охорони довкілля.

Вищевикладене вказує на актуальність і важливість проблеми переробки та повної утилізації відходів вуглевидобувної галузі. Однак, як показав досвід, без підтримки держави освоїти таке прибутковий напрямок, досить складно.

Література

1. Прогрессивные технологии подземной отработки запасов месторождений полезных ископаемых с закладкой в выработанном пространстве. С.С.Гребёнкин, В.В.Мельник, В.И.Бондаренко и др. под общей редакцией С.С.Гребёнкина и В.В.Мельника – Донецк «ВИК», 2013 – 752с.
2. Зубова Л.Г. Получение металлов из терриконов угольных шахт Донбасса: монография / Л.Г. Зубова, А.Р. Зубов, К.И. Верех-Белоусова, Н.В. Олейник. – Луганск: Изд-во ВНУ им. В.Даля, 2012. – 144 с.
3. Гайдай М. Ф. Геоэкологические аспекты рационального использования ресурсного потенциала терриконов угледобывающих предприятий (на примере Кизеловского угольного бассейна): Дис. канд. техн. наук. – Пермь: Горный институт Уральского отделения Российской академии наук, 2016. – 160 с.
4. Мнухин А. Г. Новые методы сейсморазведки как один из путей оптимизации переработки породных отвалов угольных шахт//Уголь Украины. – 2017. – с. 62-64
5. Породные отвалы шахт как техногенные месторождения.//Лебеденко Е.Е., Артамонов В.М. Джерело: Екологічні проблеми паливно-енергетичного комплексу / II Регіональна наукова конференція аспірантів і студентів. - Донецьк, ДонНТУ - 2011, с.112-114.
6. Л.Г. Зубова. Породы отвалов угледобычи как сырье для металлургии – Изд-во Уголь Украины, 2016. – 45-53 с.
7. <https://www.minprom.ua/news/17463.html>.
8. Мусич Е.Г., Демихов Ю. Н. Утилизация отходов урано- и горнодобывающей промышленности методами биометаллургии. Збірник наукових праць Інституту геохімії навколишнього середовища 2014 випуск 23.

ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

Алексєєнко Олександр Володимирович – студент групи ГС-16Б II «ДонНТУ»

Антоненко Дмитро Олександрович - магістрант групи ГМБм-17 II «ДонНТУ»

Браташ Олена Олексіївна – ст. викладач кафедри геотехнологій і охорони праці II «ДонНТУ»

Зінов'єв Сергій Миколайович – к.т.н., доцент кафедри електромеханіки і автоматики II «ДонНТУ»

Ісаєва Олександра Олександрівна – магістрант групи ГСм-18Б ІІ «ДонНТУ»
Іляшенко Юлія Павлівна – студентка групи ГС-16Б ІІ «ДонНТУ»
Керніс Павло Сергійович - магістрант групи ГМБм-17 ІІ «ДонНТУ»
Ковальов Владислав Дмитрович - магістрант групи ГСм-17Б ІІ «ДонНТУ»
Кодунов Борис Олексійович – к.т.н., доцент, доцент кафедри розробки пластових родовищ ІІ «ДонНТУ»
Краснощок Елла Павлівна - магістрант групи ГСм-17Б ІІ «ДонНТУ»
Никифоров Денис Едуардович - магістрант групи ГСм-17Б ІІ «ДонНТУ»
Носач Олександр Костянтинович – к.т.н., доцент, завідувач кафедри розробки пластових родовищ ІІ «ДонНТУ»
Придятько Ігор Валентинович – ст. викладач кафедри ЕМА, заступник т.в.о. декана ФТОВ
Пуханов Олександр Олександрович – к.е.н., доцент кафедри інженерної механіки ІІ «ДонНТУ»
Рязанцев Антон Миколайович – асистент кафедри розробки пластових родовищ ІІ «ДонНТУ»
Рязанцев Микола Олександрович – к.т.н., доцент, доцент кафедри розробки пластових родовищ ІІ «ДонНТУ»
Рязанцева Надія Арсентіївна – ст. викладач кафедри розробка пластових родовищ ІІ «ДонНТУ»
Сергиєнко Олександр Іванович – к.т.н., доцент, доцент кафедри управління виробництвом і охорони праці ІІ «ДонНТУ»
Сергієнко Людмила Григорівна – к.п.н., доцент, доцент кафедри вищої математики і фізики «ДонНТУ»
Чорнокнижна Ірина Миколаївна – магістрант групи ГСм-17Б ІІ «ДонНТУ»

Наукове видання

ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ

Збірник наукових праць

Комп'ютерна верстка *А.М.Рязанцев*

Формат 60х84/8
Ум. друк. арк. 25
Тираж 100 прим.

Видавець та виготовлювач: Державний вищий навчальний заклад «Донецький національний технічний університет», пл. Шибанкова, 2, м. Покровськ, 85300, Україна

Свідоцтво про державну реєстрацію суб'єкта видавничої справи: серія ДК №4911 від 09.06.2015