

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
КРАСНОАРМІЙСЬКИЙ ІНДУСТРІАЛЬНИЙ ІНСТИТУТ**

## **ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ**

**ЗБІРНИК МАТЕРІАЛІВ  
РЕГІОНАЛЬНОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ**

**26 листопада 2010 року**

**Присвячується 90- річчю Донецького національного технічного університету**

**Красноармійськ-2010**

УДК 622 (06)

**Проблеми гірничої технології:** матеріали регіональної науково-практичної конференції, Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 26 листопада 2010 р.- Донецьк: Цифрова типографія, 2010.-

У збірнику представлені праці регіональної науково-практичної конференції, яку проводила кафедра розробки родовищ корисних копалин Красноармійського індустріального інституту ДонНТУ. Основні напрямки роботи конференції – перспективні технології розробки родовищ корисних копалин, технологічні проблеми та основні небезпечності вугільних шахт; геомеханічні проблеми розробки корисних копалин; соціально-економічні і організаційні проблеми вуглевидобутку. Матеріали віддзеркалюють рівень наукових інтересів, науковий та освітній потенціал спеціалістів і студентів Красноармійського регіону.

Комп'ютерна верстка      Рязанцев М.О.

## ЗМІСТ

СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНІ І ОРГАНІЗАЦІЙНІ ПРОБЛЕМИ  
ВУГЛЕВИДОБУТКУ

<b>Зазимко В.И., Климченко А.Н.</b> Перспективы развития шахт ГП «Красноармейскуголь»	<b>6</b>
<b>Скрипка В.М.</b> Загальні підходи до покращення фінансово-господарської діяльності вугільних підприємств України	<b>9</b>
<b>Бачурін Л. Л., Бачуріна Я. П.</b> 11-а Міжнародна спеціалізована виставка вугледобувних і переробних технологій і обладнання «Уголь/МайнИнг-2010»	<b>12</b>
<b>Пуханов О.О.</b> Управління запасами вугілля в транспортних системах паливно-енергетичного комплексу	<b>17</b>
<b>Сергієнко Л.Г.</b> Дидактичні проблеми формування та забезпечення якості фундаментальної інженерної освіти	<b>22</b>

## ГЕОМЕХАНІЧНІ ПРОБЛЕМИ РОЗРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН

<b>Лобков Н.И., Сергиенко А.И., Сергиенко Л.В., Поляков П.И.</b> Физико- механическая модель слоистой структуры горного массива	<b>26</b>
<b>Касьян Н.Н., Негрей С.Г., Мокриенко В.Н.</b> Исследование проявлений горного давления в условиях выемочных выработок пласта $m_3$ шахты «Щегловская-Глубокая»	<b>34</b>
<b>Касьян Н.Н., Сахно И.Г., Шуляк Я.О., Володьков А.А.</b> Лабораторные испытания патрона невзрывчатого разрушающего вещества	<b>39</b>
<b>Ревва В.Н., Молодецкий А.В., Кодберг Д.С.</b> Влияние глубины на поведение Углей при объемном неравнокомпонентном нагружении	<b>44</b>
<b>Сергиенко А.И., Подрухин А.А.</b> Компьютерное моделирование распространения геодинамических зон на земной поверхности в пределах горных отводов закрытых шахт	<b>51</b>
<b>Рязанцев Н.А., Рязанцева Н.А.</b> Современные представления о напряженном состоянии горного массива	<b>54</b>
<b>Кодунов Б.А.</b> Определение формы зоны полных сдвижений на земной поверхности	<b>61</b>
<b>Кодунов Б.А.</b> Особенности развития процес сов сдвижения при разработке угольных месторождений	<b>66</b>
<b>Болотов А.П.</b> Управление первичной посадкой труднообрушаемой кровли в лаве путем создания резерва раздвижности секций крепи	<b>70</b>
<b>Солодянкин А.В., Раскидкин В.В.</b> Эффективные решения по повышению устойчивости протяженных выработок с применением анкерных систем	<b>73</b>

<b>Брик В.А., Ляшок Я.А.</b> Опыт крепления сопряжений лав с помощью анкерov глубокого заложения	<b>78</b>
<b>Булатников А.А.</b> Поддержание подготовительных горнах выработок с использованием анкерно-рамного крепления	<b>82</b>
<b>Шестопалов И.Н.</b> О деформировании породного массива, вмещающего подготовительные выработки с рамно-анкерным креплением	<b>86</b>
<b>Питаленко Е.И., Крышнев А.С.</b> Комбинированная схема охраны вентиляционных штреков усеченными угольными целиками с дополнительной забутовкой межцеликового пространства	<b>92</b>
<b>Халимендик Ю.М., Чемакина М.В.</b> Повышение эффективности использования металлической крепи угольных шахт	<b>95</b>
<b>Носач А.К., Юсып А.Я.</b> Прогноз шага обрушения основной кровли 2-й северной лавы пласта $m_4^2$ ОП «Шахта «Пионер»	<b>99</b>
<b>Бачурін Л.Л.</b> Вплив похибки визначення ЕПЕ на прогноз викиднебезпечності пісковиків	<b>105</b>
<b>Васильковский В.А., Стариков Г.П., Шажко Я.В.</b> Распределение метана в угле и метод экспресс-диагностики метановой подсистемы в угольном пласте	<b>109</b>
<b>Рязанцев Н.А., Носач А.К., Кодунов Б.А., Рязанцев А.Н.</b> О причинах уменьшения метановыделения из пласта при высоких скоростях продвижения забоя	<b>116</b>
<b>Бондаренко Н.В., Юсипук Ю. О.</b> Математическая модель фильтрации газа в деформируемой газонасыщенной трещиновато – пористой среде	<b>125</b>
<b>Лобков М.І., Нестеренко В.М., Смірнова І.В.</b> Прогноз викиднебезпеки за спектром ЯМР	<b>127</b>
<b>Рязанцева Н.А., Рязанцев М.О., Перекупка І.М.</b> Закономірності водоприпливів у гірничі виробки шахт ДП «Красноармійськвугілля»	<b>129</b>
<b>Нагорна К.Д.</b> Проблеми підтримання підготовчих виробок, що повторно використовуються на прикладі шахт Красноармійського вугленосного району	<b>133</b>

## ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН

<b>Носач О.К., Ващенко В.І., Лященко М.О.</b> Перспективи безлюдного виймання вугілля у Красноармійському вуглепромисловому районі	<b>137</b>
<b>Ісаєнков О.О., Ляшок Я.О., Ісаєнкова Ю.В.</b> Можливість підземної газифікації вугілля стати промисловою технологією	<b>143</b>



<b>Кодунов Б.О.</b> Бурошековий спосіб видобутку вугілля та його перспективи для впровадження на шахтах Донбасу	<b>149</b>
<b>Макаров С.В.</b> Технология скоростного проведения подготовительных выработок	<b>155</b>
<b>Рязанцев Н.А., Ващенко В.И., Гончаров В.Н.</b> Прогрессивные системы разработки для шахт Донбасса и проблемы их применения	<b>159</b>

## ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ МЕХАНІКИ І ОХОРОНИ ПРАЦІ

<b>Юсипук Ю. О., Фурман Р. А.</b> Альтернативные способы снижения температуры воздуха в глубоких шахтах и рудниках	<b>165</b>
<b>Чеберячко С.И., Чеберячко Ю.И., Радчук Д.И., Наумов М.М.</b> Применение противопылевых респираторов на угольных предприятиях	<b>168</b>
<b>Кондратенко В.Г., Козлов А.О.</b> Розрахунок головної водовідливної установки	<b>174</b>
<b>Кондратенко В.Г., Воронов А.Г.</b> Контроль работы шахтного секционного насоса	<b>178</b>
<b>Нємцев Е.М.</b> Захист водовідливної установки від гідравлічного удару	<b>180</b>
<b>Батрак В.В.</b> Гідравлічний удар як перехідний процес роботи водовідливної установки	<b>186</b>
<b>Чернышев В.И., Королев А.И.</b> Ремонт и контроль вводов трансформатора в условиях горного предприятия	<b>191</b>
<b>Браташ О.О.</b> Людський чинник – основна причина аварійності і травматизму на вугільних шахтах України	<b>193</b>
<b>Корольов А. І., Лаппо І. М. , Вірич С.О.</b> Проблеми діагностування технічного стану гідравлічного механізованого кріплення	<b>197</b>
<b>Нестеренко В.М., Тимофєєнко О.В.</b> Взаємозв'язок режимів вентиляції і дегазації виймальних ділень	<b>199</b>
<b>Тимофєєнко О.В., Браташ О.О.</b> Нематеріальна мотивація як стимулювання престижності праці на вугільних шахтах України	<b>203</b>
<b>Браташ Е.А.</b> Система комплексной безопасности на шахте	<b>205</b>
<b>Коломоец А.В.</b> Элементы обучения будущих горных инженеров умению психофизического настроя для дальнейшей трудовой деятельности на примере некоторых фактов спортивной психологи	<b>207</b>
<b>Романій С.М.</b> Основи здорового способу життя людини – запорука Якісного існування вугледобувної галузі	<b>209</b>
<b>Лысенко С.Н., Себко К.С., Новицкая О.В., Ковтун Ю.В.</b> Обоснование важности использования показателей безопасности при технологическом аудите шахтных конструкций	<b>212</b>

## **СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНІ І ОРГАНІЗАЦІЙНІ ПРОБЛЕМИ ВУГЛЕВИДОБУТКУ**

УДК 553.93

ЗАЗИМКО В.И. (КИИ ДонНТУ), КЛИМЧЕНКО А.Н.(ГП «Красноармейскуголь»)

### **ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ШАХТ ГП «КРАСНОАРМЕЙСКУГОЛЬ»**

*Рассмотрено состояние шахтного фонда ГП «Красноармейскуголь» и перспективы его развития до 2015 года.*

Производственное объединение по добыче угля «Красноармейскуголь» в годы Советской власти было одним из крупнейших в СССР. После распада СССР производственные мощности и объем добычи на шахтах объединения (ныне государственное предприятие) существенно снизились. На рис.1 приведены данные о снижении производственной мощности ГП «Красноармейскуголь» за последние 20 лет по сумме четырех шахт, входящих ныне в ГП (ш-ты «Центральная», им. Г.М. Димитрова, «Родинская» и им. А.Г. Стаханова). Данные свидетельствуют о том, что снижение производственной мощности произошло почти в 2,5 раза, причем необратимо. Частично производственные мощности потеряны из-за передачи запасов другим предприятиям, частично из-за свертывания горных работ и уничтожения подготовленных лав, панелей, пластов и, даже, блоков из-за мнимой нецелесообразности их отработки. И это при том, что с 1992 года объем капитальных вложений в развитие предприятий практически прекратился, и они отстали в развитии горных работ на полтора десятилетия.

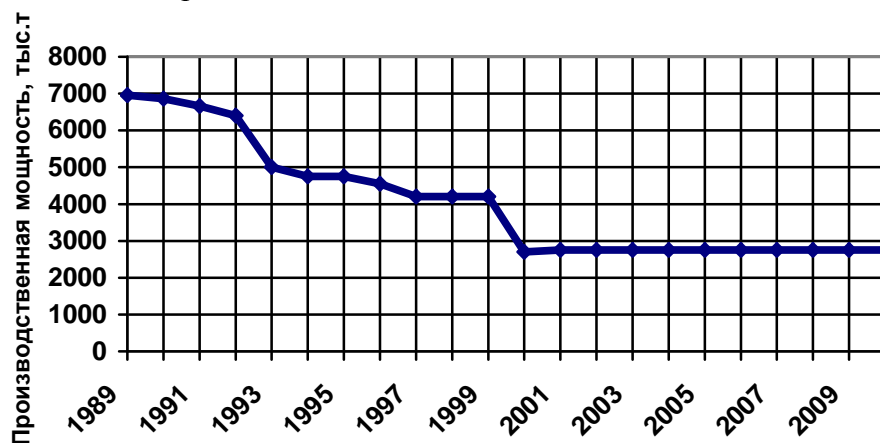


Рисунок 1 – Производственная мощность ГП «Красноармейскуголь» за последние годы

Однако еще более разительным является снижение объема добычи угля на шахтах ГП «Красноармейскуголь». На рис.2 приведены данные об изменении объема добычи за последние 21 год. Практически по всем шахтам и ГП объем добычи снизился почти в десять раз.

Анализу случившегося можно было бы посвятить многие тома, однако даже поверхностный анализ производственно-хозяйственной и финансово-экономической деятельности свидетельствует о том, что падение добычи обусловлено вымыванием оборотных средств, длительным недофинансированием капитального строительства и технического переоснащения. Особенно сложное финансово-экономическое состояние

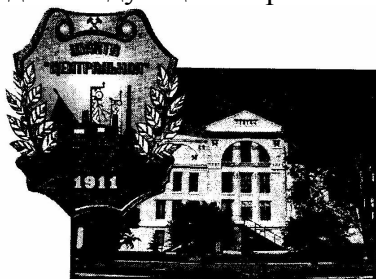
сложилось за последние 5 лет, когда основные потоки денежных средств направлялись на покрытие себестоимости. Убытки от выпуска угольной продукции составили сотни миллионов гривен. Поэтому в данной работе речь пойдет о том, есть ли будущее у ГП «Красноармейскуголь». И если есть, то каково оно.



Рисунок 2 – Добыча угля по ГП «Красноармейскуголь» за последние годы

Оценки перспектив развития шахт показывают, что рост цен на потребляемые ресурсы за эти годы в 60 раз привел к снижению их затрат в натуральном выражении в 4 раза, что негативно повлияло как на технологию добычи, так и на состояние охраны труда. Между тем, затраты на производство продукции за это же время возросли в 15 раз. Управление издержками в условиях постоянного непрогнозируемого роста цен становится невозможным. Поэтому основным инструментом улучшения финансово-экономического состояния шахт ГП «Красноармейскуголь» становится управление объемом добычи и достижения его оптимального уровня. Однако без привлечения инвестиций для технического перевооружения шахт ГП «Красноармейскуголь» выход на оптимальный объем добычи и рентабельную работу не представляется возможным.

Если рассматривать проблему по каждой шахте в отдельности, то ситуация выглядит следующим образом.



**Шахта «Центральная».**

Согласно указанию Минуглепрома шахта с 2011 года ставится на реконструкцию. Инвестиционным проектом предусматривается реконструкция водоотлива гор.622 м, энергоснабжения гор.622 м, подъемов и комплекса поверхности с одновременной подготовкой и вводом в работу 2-х ярусов южной панели пласта  $h_{10}$ <sup>1</sup>. Для

первоочередной подготовки 2-й северной и 2-й южной лав южной панели с суточной нагрузкой 970 т/сут. каждая, необходимо пройти в течение 2011-2013 г.г. 1100 м наклонных выработок (уклон с ходками) и 4120 м подготовительных выработок. 2-ю северную лаву предполагается ввести в работу в сентябре 2012 года, а 2 –ю южную – в сентябре 2013 года.

Необходимые капитальные вложения на реконструкцию шахты на период 2011-2013 г.г. составят 490 млн. грн. Привлеченные средства возвращаются в течение 2013-2015 г.г. В дальнейшем шахта работает прибыльно с объемом добычи 300 тыс.т в год.



### **Шахта «Димитрова».**

Инвестиции необходимы для ввода в эксплуатацию 9-й южной лавы южной панели пласта  $\ell_1$  с суточной нагрузкой 1800 т/сут. в сумме 171,5 млн.грн. С 13-го месяца после начала инвестирования шахта сможет за счет реализации продукции полностью покрывать свои расходы, а также в течение 24 месяцев возмещать привлеченные инвестиции. Ожидаемая прибыль от инвестиций составит 271,6 млн.грн.



### **Шахта «Родинская».**

В настоящее время институтом «Днепрогипрошахт» выполняется ТЭО «О нецелесообразности дальнейшей работы шахты «Родинская», в котором рассматриваются варианты ее закрытия.

Согласно перспективному плану, после ввода в эксплуатацию 3-й северной лавы уклона №1 пласта  $k_5^B$  ожидаемая добыча составит 15,5 тыс.т в месяц. Объем товарной продукции в денежном выражении составит 12,3 млн.грн. в месяц при издержках 7,7 млн.грн. После нее в 2014 году шахта отработывает южную коренную лаву пласта  $\ell_7$  и становится на закрытие.



### **Шахта «Стаханова».**

Является опорной шахтой ГП «Красноармейскуголь». Инвестиционные средства необходимы в сумме 1701,5 млн.грн. Из общего объема инвестиций 1406,9 млн.грн. – составляют средства на подготовку и ввод в эксплуатацию семи лав за период 2010-2013 г.г. Из них: 162,6 млн.грн. – 420-я южная лавы пласта  $\ell_3$  в 2010 году; 269,1 млн.грн. – 4-я южная лавы группового уклона пласта  $\ell_3$  в 2011 году; 36,9 млн.грн. – 4 –я южная лавы центрального уклона пласта  $\ell_1$  в 2011 году; 193,2 млн.грн. – 2-я южная лавы группового уклона пласта  $\ell_1$  в 2012 году; 80,4 млн.грн. – 1-я южная лавы центрального

уклона пласта  $\ell_1$  в 2012 году; 376,5 млн.грн. – 1-я южная лава уклона №1 пласта  $\ell_7$  и 288,1 млн.грн. – 3-я южная лава южного уклона пласта  $\ell_7$  в 2013 году.

Привлечение инвестиций позволит увеличить объем добычи до 2,2 млн.т в 2014 году. С 2014 года шахта имеет в работе 5 очистных забоев, работает прибыльно и возвращает инвестиции в течение 6 лет.

Таким образом, стратегия развития ГП «Красноармейскуголь» до 2015 года предусматривает привлечение инвестиций в 2010-2013г.г. в сумме 2363 млн.грн. В результате объем добычи должен возрасти: в 2011 году – до 1700 тыс.т; в 2012 году – до 1970 тыс.т; в 2013 году – до 2820 тыс.т; в 2014 году – до 2978 тыс.т; в 2015 году – до 3000 тыс.т. За счет снижения зольности и прироста добычи объем товарной продукции возрастет: в 2011 году – до 1152,1 тыс.т; в 2012 году – до 1381,2 тыс.т; в 2013 году – до 2020,5 тыс.т; в 2014 году – до 2201,4 тыс.т; в 2015 году – до 2215,6 тыс.т. Начиная с III квартала 2011 года ГП «Красноармейскуголь» полностью отказывается от господдержки на себестоимость.

Следует отметить, что эффективность инвестиций может резко возрасти при существенном возрастании нагрузки на очистной забой за счет применения прогрессивных систем разработки и схем дегазации. В этом случае увеличение объема добычи возможно без увеличения количества очистных забоев.

В любом случае без привлечения инвестиций некогда крупнейшее в Европе предприятие по добыче угля «Красноармейскуголь» обречено на уничтожение.

УДК 622:658.32.002.

СКРИПКА В.М. (КП ДонНТУ)

## **ЗАГАЛЬНІ ПІДХОДИ ДО ПОКРАЩЕННЯ ФІНАНСОВО-ГОСПОДАРСЬКОЇ ДІЯЛЬНОСТІ ВУГІЛЬНИХ ПІДПРИЄМСТВ УКРАЇНИ**

*Розглянуто основні чинники впливу на стан вугільної промисловості та запропоновані основні заходи підвищення ефективності роботи шахт.*

Вугільна промисловість у цілому як і основна частина діючих шахт стійко зберігають стан нерентабельних підприємств, і за показником рентабельності галузь варто було б віднести до економічно неефективних. Однак така однозначна і спрощена оцінка не характеризує належною мірою роль і ефективність вугільної промисловості як складової частини паливно-енергетичного комплексу і базової галузі економіки країни.

Основними чинниками, що впливають на стан вугільної промисловості є:

- відсутність механізму реалізації державної та цільової програми розвитку галузі;
- низька ефективність управління на всіх рівнях;
- зношеність основних фондів підприємств;
- складні гірничо-геологічні умови;
- низький рівень механізації гірничих робіт;
- недостатня чисельність кваліфікованих робітників гірничих професій.

При оцінці перспектив розвитку вуглевидобувних підприємств, обґрунтуванні інвестиційних механізмів відтворення шахтного фонду і потужності вугільних шахт необхідно враховувати такі важливі складові, як науково-технічний прогрес, безпека праці та екологія. Економіка всіх країн, особливо зі значним промисловим потенціалом,

до яких відноситься і Україна, рухається в напрямку високих технологій, і темп цього руху зростає. Вугільна промисловість, зважаючи на особливості структури основних фондів, не відноситься до галузей з високою технологією навіть за умови, що рівень механізації виробничих процесів буде істотно підвищено. Отже, витрачаючи значні ресурси, держава буде відтворювати галузь низького технічного рівня, що обтяжує економіку України.

Пошук грошових коштів може бути пов'язаний із зміною співвідношення основного та оборотного капіталу на користь останнього. При цьому неефективно реалізуються найбільш ліквідні види основних фондів (нова сучасна техніка, автомобілі, комп'ютери, окремі будівлі), а виторг зараховується на розрахунковий рахунок і використовується як обігові кошти. Доречним і суттєвим джерелом надходження коштів може бути здавання в оренду виробничих і складських приміщень, виробничих потужностей незадіяних на даний час. Це не змінює структуру капіталу, проте дає змогу за рахунок вільних потужностей одержати додаткові грошові надходження на розрахунковий рахунок.

Тимчасовим заходом стабілізації фінансового стану є одержання банківських позик. Однак у більшості випадків позичені кошти не вирішують фінансових проблем, а лише зволікають їх розв'язання у часі. До того ж, це дає змогу залучати в обіг підприємства кошти, коли фінансові негаразди незначні і є наслідком впливу в основному зовнішніх чинників. Підприємствам, що потерпають від фінансової скрути, банки вважають за краще позик не давати, бо не мають твердої гарантії їх повернення.

Недостатня державна підтримка капітального шахтного будівництва не дозволила своєчасно оновити та модернізувати шахтний фонд, тому сучасна структура шахтного фонду України є однією з найгірших серед вугледобувних країн.

У найближчі роки першочерговими мають стати заходи з використання наявних внутрішніх резервів, підвищення ефективності роботи шахт. До таких заходів можна віднести наступні:

- 1) підтримка виробничої потужності шахти шляхом технологічного оновлення виробництва, своєчасної заміни морально застарілого та фізично зношеного очисного і прохідницького обладнання. Внаслідок цього можна очікувати підвищення рівня використання виробничої потужності, збільшення обсягів видобутку вугілля і зменшення його собівартості. Саме цей напрям має значний резерв приросту обсягів видобутку вугілля, його практичне використання не потребує значних строків.

Водночас із переоснащенням очисних вибоїв для забезпечення своєчасної підготовки запасів для відпрацювання, необхідно використовувати високопродуктивні прохідницькі комбайни, які могли б забезпечити швидкість проведення підготовчих виробок не менше 100 м/міс.

Для створення нормальних та безпечних робіт на шахті потребує оновлення і стаціонарне обладнання. Заміна на більш сучасні види підйомних машин, вентиляторів головного провітрювання, компресорних та водовідливних установок, канатів також сприятиме підвищенню виробничої потужності.

Стан шахтного фонду, навіть попри закриття значної частини неперспективних шахт, залишається незадовільним – у його структурі переважають шахти з обмеженими виробничими можливостями, в яких через “вузькі” місця в технологіях не можна використовувати високопродуктивну техніку, що обмежує перспективи підвищення ефективності їх роботи. Такі шахти потребують реконструкції.[1, с. 24]

Певні недоліки мають і технології, що використовуються на більшості шахт України.. Це свідчить як про недостатній рівень планування технологічних рішень, так і про недостатню енергооснащеність і надійність вибійних машин і механізмів.

2) переорієнтація фінансових потоків на значне збільшення обсягів капітальних вкладень на підтримку виробничих потужностей діючих шахт, прискорення їх технічного переоснащення.

3) диверсифікація діяльності вугледобувних підприємств, перехід з однопродуктового на багатопродуктове виробництво (мається на увазі налагодження випуску продукції, що видобувається разом із вугіллям і вважається відходом виробництва: шахтні води, порідні відвали шахт і збагачувальних фабрик, шахтний метан).

4) покращення якості вугільної продукції. При відносно невеликих додаткових витратах завдяки цьому заходу суттєво збільшується ціна реалізації та підвищується конкурентоспроможність продукції. Для підвищення якості необхідно вдосконалити технології видобутку вугілля, впровадити прогресивну гірничу техніку, але основним першочерговим заходом має стати збільшення обсягів переробки рядового вугілля на збагачувальних фабриках із високим технічним рівнем збагачення.

Покращання якості вугільної продукції сприятиме не лише підвищенню ефективності функціонування вугільної галузі, а й зниженню обсягів використання природного газу і топкового мазуту в електроенергетиці, які застосовуються при спалюванні вугілля, зменшенню негативного впливу вугільних енерготехнологій на довкілля.

5) зменшення тіньових і бартерних операцій. Для цього необхідно створювати на шахтах та їх об'єднаннях власні маркетингові служби. Також треба усунути посередницькі організації від участі в матеріально-технічному постачанні, поставках та збуті вугілля. Ефективним для підприємства стане налагодження постійних прямих зв'язків із постачальниками матеріалів і обладнання та споживачами вугільної продукції.

Отже загальні цільові настанови розвитку шахт схожі між собою і передбачають:

- збільшення видобутку вугілля;
- поліпшення його якості (зольності, сортності);
- зниження виробничої собівартості вугілля;
- зростання прибутку;
- збільшення продуктивності праці;
- забезпечення комерційно вигідної реалізації на ринку продукції, що випускається;
- ефективне використання державних субсидій та комерційних кредитів та своєчасне їх повернення.

При використанні запропонованих рекомендацій та заходів, підприємство отримуватиме прибуток, та можливості для подальшого розвитку конкурентоспроможності в ринкових умовах. Все це обумовить правильну та ефективну організацію діяльності шахти. Таким чином, в умовах, що склалися у вугільній промисловості лише конкурентоспроможність гарантує виживання вугільних підприємств на внутрішньому, і на зовнішньому ринках.

## Література

1. Формування та реалізація річних програм техніко-економічного розвитку виробництва на вугільних шахтах України: Методичні рекомендації. -ГЦД ДОНВУГІ, 2001 – 64 с.

УДК 622:061.2/.4 + 622.002.5 (064) (477)

БАЧУРІН Л. Л., БАЧУРІНА Я. П. (КП ДонНТУ)

## 11-А МІЖНАРОДНА СПЕЦІАЛІЗОВАНА ВИСТАВКА ВУГЛЕДОБУВНИХ І ПЕРЕРОБНИХ ТЕХНОЛОГІЙ І ОБЛАДНАННЯ «УГОЛЬ/МАЙНИНГ-2010»

*Огляд експозиції 11-ї виставки «Уголь/Майнинг», що працювала в період з 7 по 10 вересня.*

Виставка «Уголь/Майнинг» це єдина в Україні міжнародна спеціалізована виставка вугледобувних та переробних технологій і обладнання, що охоплює всю структуру галузі – від розвідки до кінцевого споживача вугільної продукції, єдиний вугільний форум України і один з найбільших у країнах ближнього та дальнього зарубіжжя. Виставка проводиться в місті Донецьк у виставочному центрі «ЕкспоДонбасс» один раз на два роки і стає значимою подією в житті регіону і країни. Соорганізатором виставки є німецька компанія «Мессе Дюссельдорф». Виставку відвідують представники керівництва країни та галузі, Донецької облдержадміністрації, міста, представники закордонних представництв та асоціацій.

Участь у виставці приймають провідні компанії України, країн СНД і дальнього зарубіжжя, що розробляють, виробляють, постачають сучасне обладнання, інструмент, матеріали для гірничодобувного і переробного комплексу, надають послуги в сфері фінансування, страхування, впровадження передових технологій в галузі.



Рис. 1 – Вигляд одного з павільйонів виставки (фото: «ЕкспоДонбасс»)

Кількість учасників виставки зростає щороку і, відрядно відмітити, зростає також представництво вітчизняних експонентів (рис. 2). Збільшується також представництво зарубіжних країн – з 6 у 2002 році до 15 у 2010 році. Протягом чотирьох днів виставку відвідують близько 20 тис. відвідувачів. Серед них керівники, фахівці об'єднань, управлінь, шахт і крупних промислових підприємств; представники компаній країн дальнього зарубіжжя, науково-технічні робітники, викладачі та студенти гірничих вузів.

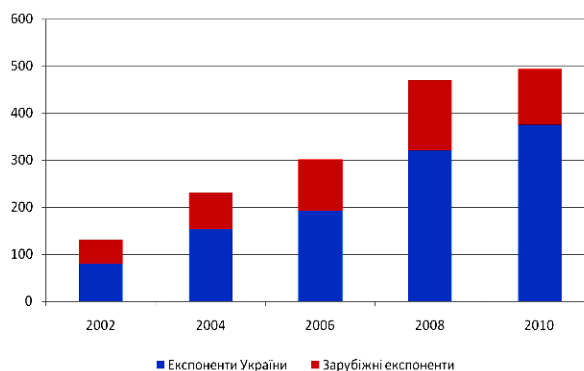


Рис. 1 – Зростання кількості учасників виставки по роках



Проведення виставки супроводжується діловою програмою: конференції, семінари, круглі столи торкаються самих важливих проблем вугільної галузі.

Конференція «Сучасні технології і обладнання для видобування вугілля підземним способом», круглі столи «Підвищення безпеки ведення гірничих робіт» і «Технічне переозброєння топливно-енергетичного комплексу України», семінари «Технології енергозбереження на підприємствах вугільної промисловості» та «Нове обладнання ГШО і сучасні технології його виготовлення» і багато інших завжди викликають інтерес учасників, запрошених і преси.

## Виставка 2010

У 2010 році участь у виставці «Уголь/Майнинг» прийняли 494 компанії з 16 країн – України, Росії, Казахстану, Білорусі, Німеччини, Польщі, Чехії, Великобританії, США, Турції, Словаччини, ПАР, Ізраїлю, Китаю, Норвегії, Данії – які на загальній площі 19310 м<sup>2</sup> продемонстрували свою продукцію, сучасні технології і промислові зразки, багато з яких були діючими. Виставка проходила у двох павільйонах і на відкритій площадці (рис. 3). За чотири дні виставку відвідали 18160 фахівців.



Рис. 3 – Павільйони та відкрита площа виставки

Вперше на цій виставці було організовано корпоративний стенд Міністерства вугільної промисловості, до складу якого увійшли провідні шахти і об'єднання (Макіївугілля, Добропіллявугілля, Селидіввугілля, ДУЕК та ін.), науково-дослідні інститути (ДонВУГІ, МакНДІ, Донгіпровуглемаш, Автоматгормаш, УКРНДІВЕ, УкрНДМІ та ін.). За підтримки Мінвуглепрому було оформлено спеціальну експозицію «Вугільна галузь: вчора, сьогодні, завтра».

На виставці були широко представлені українські підприємства: НПК «Гірничі машини», ВАТ «Дружківський машинобудівельний завод», ЗАТ «Горлівський машинобудівельник», ВАТ «Донецькгірмаш», ХМЗ «Світло Шахтаря», Ясинуватський машзавод, Луганський завод гірничого машинобудування, НГМЗ-БУР, Макіївський завод шахтної автоматики, Новогорлівський машзавод, Новокраматорський машзавод, а також багато компаній суміжних галузей. Російські виробники були представлені підприємствами: ВАТ «Каменський машзавод», Томський електромеханічний завод ім. Вахрушева, Юргінський машзавод, «Курскрезинотехника», Новосибірський механічний завод «Искра», Шахтинський завод ГШО і багатьма іншими.

Доволі широко представлені німецькі виробники, продукція яких користується стійким попитом на світових ринках гірничошахтного обладнання і набуває популярності й на вітчизняних гірничодобувних підприємствах: Becorit, Bucyrus Europe, Evonik New Energies, Hauhinc Maschinfabrik, Hazemag & EPR, Herrenknecht, Siemag Tecberg, Thiele та ін. Продукція польських виробників також не є новинкою для українських промисловців: Glinik, Famur Group, Korpex, Carboautomatyka, Polska Technika Gornicza та ін.

## Діючі зразки

Найбільшу цікавість відвідувачів викликали, звичайно, зразки діючої техніки, представлені на відкритій площадці експозиції. Традиційно широко представлена продукція ХМЗ «Світло Шахтаря», яка присутня, мабуть, на всіх шахтах України: скребкові конвеєри, перевантажувачі, струги та ін. (рис. 4).



Рис. 4 – Продукція ХМЗ «Світло Шахтаря» (зліва направо): перевантажувач СП 251.16, стругова установка комбінованого типу УСК30, шахтна малогабаритна дробарка ДШМ1, привід винесеної системи подавання комбайну ВСПК, скребковий забійний конвеєр серії СПЦ 230 з боковим розвантаженням

ЗАТ НВП «Спецвуглемаш» сумісно з ВАТ «Горлівський машинобудівельний завод «Універсал»» вперше представило «наживо» механізовані кріплення власної розробки для комбайнових лав – 1КТК, 2КТК, 2КТКУ, 3КТК, 4 КТК і КТ – для стругових лав (рис. 5). Серія КТ розроблена для виймання пластів товщиною від 0,85 до 3,2 м з важкими покрівлями, що забезпечується підсиленою конструкцією кріплення з питомим опором не менше 850 кН/м².



Рис. 5 – Механізовані кріплення ЗАТ НВП «Спецвуглемаш» (зліва направо): 4КТК, КТ, 2КТКУ (на задньому плані 1КТК)

НВК «Гірничі машини», що об'єднує та координує діяльність провідних заводів вугільного машинобудування України – ВАТ «Дружківський машинобудівельний завод», ЗАТ «Горлівський машинобудівельний завод», ВАТ «Донецькгірмаш», ВАТ «Донецький



енергозавод», а також ВАТ «Каменський машзавод» (Росія) – представило очисні комбайни для тонких та середньої товщини пластів (рис. 6), механізовані кріплення 09ДТ, ДМ, КД90.



Рис. 6 – Очисні комбайни ЗАТ «Горлівський машинобудівник»: УКД 200-250, УКД 200-400, КДК 400

Прохідницьке обладнання було представлено дещо в меншому обсязі, але значно більше, ніж на попередній виставці 2008 року. Новокраматорський машинобудівельний завод (НКМЗ) демонстрував комбайн П110-04 (рис. 7) та варіанти виконання стріли з виконавчим органом для серії П110. Комбайн П110-04 створений на базі основної моделі серії П110-01 і відрізняється від нього конструкцією виконавчого органу, який виконано з подовжньо-осьовою коронкою, що дозволяє проходити виробки з похилою покрівлею, зменшити присічку порід покрівлі. Виконавчі органи комбайнів П110-04 і П110-01 взаємозамінні. Всі інші вузли повністю уніфіковані з П110-01. Така компоновка дозволяє мати в шахтах один комбайн з різними модулями замість декількох комбайнів. Комбайн здатний здійснювати присічку порід міцністю до 8. ТОВ «Машинобудівник», підприємство, засноване на базі злиття двох крупних заводів – ТОВ МЗ «Титан» (раніше «Донецький машинобудівельний завод гірничо-прохідницької техніки» ВО «Донецьквугілля») та енергоремонтного підприємства ДП «Донбасенергоремонт» – виставило прохідницький комбайн КП-75Д (рис. 8), обладнаний засобами автоматизації процесу відбійки гірської маси, установником кріплення; може за необхідності комплектуватись розпірним пристроєм у вигляді плити або домкратів. Комбайн здатний здійснювати присічку порід міцністю до 6 (до 50% вибою). Російській «Юргінський машзавод» представив комбайн КПЮ-50 (рис. 9), призначений для проведення виробок кутом падіння до  $\pm 18^\circ$  з присічкою порід міцністю до 7. Енергоозброєність комбайну дозволяє досягти темпів проведення виробок до 500–700 м/місяць.



Рис. 7 – Прохідницький комбайн П110-04



Рис. 8 – Прохідницький комбайн КП-75Д



Рис. 9 – Прохідницький комбайн КПЮ-50

Привертала увагу незвичним виглядом піддирально-навантажувальна машина МПР (рис. 10), виробництва ЗАТ «Горлівський машинобудівник», призначена для механізації процесів піддирання підшви і навантаження гірської маси при відновленні перетину гірничих виробок з максимальною міцністю порід до 5 у виробках з кутом до  $\pm 12^\circ$ . Може використовуватись для проведення нарізних виробок. Виконавчий орган машин МПР має можливість розвороту відносно поздовжньої осі на  $180^\circ$  для підвищення ефективного підривання та навантаження породи. Кільцевий скребковий конвеєр має реверсивний режим і разом з поворотною і підйомною секціями забезпечує можливість заднього і бокового розвантаження породи в будь-які транспортні засоби.



Рис. 10 – Піддирально-навантажувальна машина МПР

Компанія «Hazemag & EPR» продемонструвала підшвопіддиральну машину EL 160 (рис. 11). Базова модель може комплектуватись відповідно із доволі широким переліком застосувань, шляхом заміни активної частини. В якості навісного обладнання може застосовуватись: активний ківш або ківш із боковим розвантаженням, гідроударники, напрямні балки автоподатчика. Представлена на експозиції модифікація EL 160 LS, крім того, може обладнуватись напрямними балками анкеростановника і бурильної установки. Заміну обладнання можна здійснювати безпосередньо на робочому місці завдяки пристрою для швидкої заміни.



Рис. 11 – Підшвопіддиральна машина Hazemag EL 160 LS з активним ковшем.  
Праворуч – змінний ківш із боковим розвантаженням

Зрозуміло, експозиція не обмежується наведеним коротким оглядом: були представлені також численні зразки транспортної техніки (локомотиви, монорейкові дороги), бурове обладнання, гідравлічне та електричне устаткування, елементи кріплення гірничих виробок, системи автоматизації та управління, убезпечення виробничих процесів. Сподіваємось, що наступна виставка «Уголь/Майнинг», яка відбудеться з 4 по 7 вересня 2012 року, буде не менш представницькою і приверне увагу не лише діючих але й майбутніх фахівців-гірників.

## УПРАВЛІННЯ ЗАПАСАМИ ВУГІЛЛЯ В ТРАНСПОРТНИХ СИСТЕМАХ ПАЛИВНО-ЕНЕРГЕТИЧНОГО КОМПЛЕКСУ

*Розглянута економіко-математична модель управління запасами вугілля на складах. Запропонована модель дозволяє визначити кількість запасів вугілля на складі в будь-який момент часу.*

На рівні підприємства досить тісно пов'язані задачі технологічного й економічного керування. Так, споживачеві необхідно доставити товар – вугілля потрібної якості, необхідної кількості, у потрібне місце, у визначений час з мінімальними витратами. Це – постулат логістичної побудови будь-якої економічної системи, у тому числі паливно-енергетичного комплексу. Порушення одного з вимог зазначеної логістичної системи приводить до збільшення собівартості вугілля, витрат на його збереження, транспортних витрат. Рішення проблеми збалансованості потоків вугілля дозволить зменшити простої транспорту, тим самим скоротити транспортні витрати. Знаючи надлишкові запаси вугілля на складі і простежуючи динаміку їхньої зміни, можна зменшити витрати на збереження, а також вирішити проблему погіршення споживчих якостей вугілля. Рішення питання координації запасів вугілля в паливно-енергетичному комплексі, що обумовлено коливаннями інтенсивності потоків вугілля і кількістю продукту, що добувається, за одиницю часу, тісно зв'язано з інтеграцією операторів ринку енергетичної сировини і розвитком ринкових відносин.

Питанням оптимізації обсягів поставок і розробці ефективних механізмів зменшення сукупних витрат на запаси присвячені дослідження багатьох закордонних і вітчизняних вчених. Так Решетняк А.А. [1] пропонує методичну схему формування системи вугілно-сировинних органів в умовах переходу на бесфондове забезпечення при прямих зв'язках споживачів і поставальників вугілля. Шкабарня М. [5] розглядає паливно-енергетичний комплекс як систему, що відбиває реально існуючий економічний процес по циклі «виробництво – розподіл – обмін – споживання» продукції у взаємодії всіх його частин як елементів єдиного цілого з урахуванням протиріч між сферами виробництва і споживання. Вважаємо, що в цих роботах не досить розглянуті питання управління запасами вугілля. Зокрема не розглянуто той факт, що при тривалому збереженні вугілля на складах він втрачає свої споживчі якості і крім цього, виникає необхідність збільшення витрат на ворошіння вугілля для зниження його злежалості. У роботах Х.Таха, і Д. Уотерса [3], [4] розглядається детермінований варіант використання складів для безперервних виробництв при відсутності обліку коливань поставок сировини; допускаються необмежені керування – миттєва витрата запасів і т.і. Однак у цих роботах не досить приділено уваги питанням збалансованості потоків сировини енергетичного комплексу, що на сучасному етапі в умовах нерегулярного попиту і фіксованого часу виконання замовлення є важливим чинником фінансової стабільності підприємства.

Основними факторами, що визначають політику запасів, є:

1. Споживчий попит, що складно прогнозувати; однак вивчення цього питання дає можливість захистити шахту від його несподіваних змін.
2. Час поповнення запасів, розрахунок якого допоможе шахті застрахуватися від можливих порушень у поставаннях вугілля по кількості і якості, вартості доставки, термінах поставок і т.п.
3. Номенклатура товару.
4. Вартість виконання замовлення і вартість підтримки запасів, що включає

витрати на збереження.

5. Рівень логістичного сервісу, що передбачає встановлення прийнятного рівня обслуговування в даних умовах ринку.

В умовах нерегулярного попиту і фіксованого часу виконання замовлення виникає питання про обсяги запасів вугілля на складах паливно-енергетичного комплексу. Рішення проблеми збалансованості сировинних потоків на сучасному етапі розвитку гірничодобувної промисловості є недостатньо дослідженим. Тому ціль нашої статті – запропонувати один з методів рішення проблеми збалансованості зазначеного процесу в логістичних системах паливно-енергетичного комплексу, що дозволяє знизити транспортні витрати і витрати на збереження вугілля. Для досягнення поставленої мети автори вирішують задачу визначення поточного значення запасу вугілля на складі з урахуванням втрати його споживчих якостей за час перебування на складі.

Максимальний рівень запасу сировини припускає два види запасу: перший – запас, що повинний бути достатнім, щоб задовольнити попит до одержання чергового замовлення; другий – це резервний запас, призначений для захисту від несподіваних «сплесків» споживчого попиту [2]. У логістичних системах паливно-енергетичного комплексу склад фактично є проміжною ланкою між гірничодобувним підприємством і споживачами вугілля. Тому його можна розглядати як виробничий елемент, що споживає «і-й продукт до збереження» і випускаючий «і-й продукт після збереження». У цьому змісті вхідний і вихідний потоки вугілля на складі незалежні доти, поки його запас  $x$  не виходить на верхнє або нижнє обмеження. Запасів вугілля не повинно бути ні занадто багато, ні занадто мало. У першому випадку виникає необхідність невиправданих витрат на його збереження. А в другому випадку можлива ситуація, коли на складі не виявиться достатнього обсягу вугілля, необхідного для відправлення споживачеві, що також зв'язано з додатковими фінансовими витратами.

Нехай початкова кількість вугілля який знаходиться на збереженні в сучасний момент часу  $t$  заданий як  $x_0 = x(t)$ . Тоді для потокової продукції, яким є вугілля що подається на склад, зміна запасу вугілля  $\dot{x}$  дорівнює різниці величини його потоку на склад  $v^+(t)$  і величини потоку зі складу  $v^-(t)$ , що можна записати у виді диференціального співвідношення:

$$\dot{x}(t) = v^+(t) - v^-(t),$$

причому, у кожен сучасний момент часу повинні дотримуватися нерівності:

$$v^x \geq x(t) \geq x^* \geq 0, \quad v^+(t) \geq 0, \quad v^-(t) \geq 0$$

де  $v^x$  – ємність вугільного складу або складуюча потужність;

$x^*$  – заданий резервний запас вугілля на складі.

Крім обмеження по складуючій потужності існує обмеження на потоки вугілля, що надходять на склад. Воно визначається продуктивністю технологічного процесу і продуктивністю вантажно-розвантажувальних механізмів:

$$v(t) = Q^+ - Q^-;$$

або з обліком того, що  $v^-(t) = Q^-$

$$v(t) = Q^+ - v^-(t) \leq v^x, \tag{3}$$

де  $Q^+$  – продуктивність вантажно-розвантажувальних механізмів, що обслуговують вхідний потік на склад;

$Q^-$  – продуктивність вантажно-розвантажувальних механізмів, що

обслуговують вихідний потік зі складу;  
 $v(t)$  – потік вугілля який минає склад.

Якщо  $v^+(t) > Q^+$  то відбудеться заштибовка вантажно-розвантажувальних механізмів, що обслуговують вхідний потік на склад. А якщо  $v^+(t) < Q^+$  то навантажувальні пристрої будуть недовикористані по потужності і прийомній здатності. Причому, якщо величина  $Q^+$  постійна для кожного конкретного виробництва, то величина  $v^+(t)$  змінюється в часі і носить ймовірний характер.

У правій частині диференціального рівняння (1) врахуємо витрати часу на навантаження вугілля  $\tau^-$  і його розвантаження  $\tau^+$ :

$$\dot{x}(t) = v^+(t - \tau^+) - v^-(t + \tau^-). \quad (4)$$

Вугілля – продукт, що зберігає свої споживчі якості тільки протягом деякого часу, тому що вугілля окислюється, то він змінює свої хімічні властивості; злежується і т.і., що веде до додаткових фінансових витрат. Назвемо, умовно, цей період  $T$  – терміном придатності вугілля, а вугілля, збереження якого не перевищує зазначений період – придатним до вживання. Таким чином, необхідно розглянути час збереження вугілля на складі  $\tau$ , причому  $\tau < T$ . Якщо  $\tau > T$  відбувається втрата споживчих якостей вугілля або «псування продукту». Щоб описати зазначену залежність, уведемо функцію щільності розподілу вугілля  $\rho(t, \tau)$ , що не втратило своїх фізичних і хімічних якостей за часом збереження  $\tau$  у момент  $t$ . Функція  $\rho(t, \tau)$  характеризує ймовірність наявності на складі придатного до вживання вугілля в даний момент часу  $t$ . Тоді величина  $\rho(t, \tau) \cdot \Delta\tau (\Delta\tau \leq 1)$  означає кількість вугілля з часом збереження від  $\tau$  до  $\tau + \Delta\tau$ , що є на складі в момент часу  $t$ . У регулярному випадку щільність  $\rho$  кінцева або нуль, що означає безперервне надходження вугілля на склад (рис. 1).

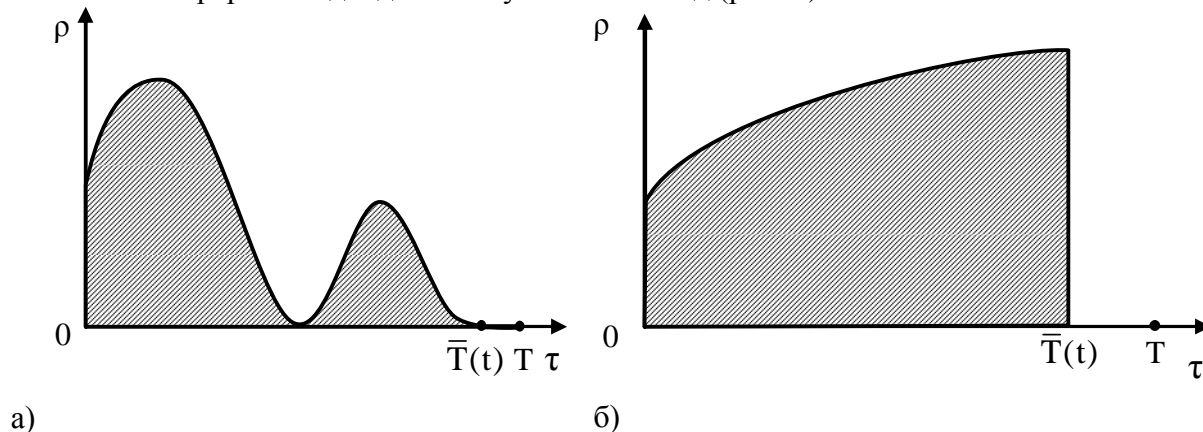


Рис.1. Щільність розподілу вугілля за часом  $\tau$  і терміном придатності  $T$ : а) безперервна крива з проміжними нулями; б) розривна крива.

Крива функції щільності розподілу вугілля  $\rho(t, \tau)$  закінчується нульовою ділянкою, ліва границя цієї ділянки вказує максимальний «вік»  $\bar{T}(t)$  вугілля, що зберігається на складі, до моменту часу  $t$ . Звертання щільності в нуль відбувається або через втрату споживчих якостей вугілля і тоді  $\bar{T}(t) = T$ , або через виснаження запасу вугілля і тоді  $\bar{T}(t) \leq T$ .

Знаходимо повний запас вугілля на складі в момент часу  $t$ :

$$x(t) = \int_0^{T(t)} \rho(t, \tau) d\tau. \quad (5)$$

Одержимо рівняння для функції  $\rho(t, \tau)$  і крайові умови для рівняння щільності.

Нехай на площині  $(t, \tau)$  «елементарна частка» продукту «рухається» з постійним вектором швидкості, що має одиничні компоненти, тобто час  $t$  і час збереження  $\tau$  ростуть з одиничною швидкістю:

$$v_t = \frac{dt}{dt} = 1 \quad v_\tau = \frac{d\tau}{dt} = 1,$$

де  $v_t$  – швидкість зміни часу збереження вугілля  $t$ ;

$v_\tau$  – швидкість «псування продукту».

Траєкторіями руху «елементарної частки» вугілля є прямі

$$\tau = t - c, \quad (6)$$

де  $c$  – деяка постійна величина.

На площині  $(t, \tau)$  виділимо прямокутник зі сторонами, рівнобіжними координатним осям (рис. 2).

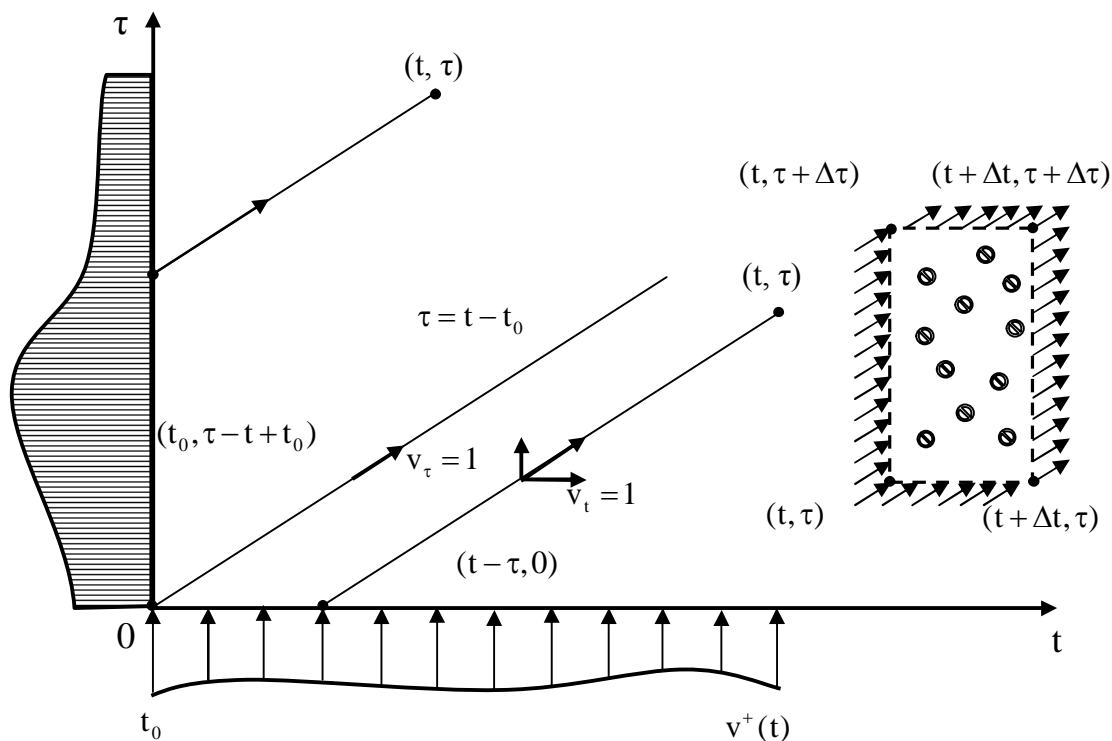


Рис. 2. Геометрична інтерпретація крайових умов для щільності

Визначимо кількість вугілля, «що протікає» через цей прямокутник в одиницю часу, припускаючи малість довжин його сторін  $\Delta t$  і  $\Delta \tau$ .

Кількість продукту, «що витікає» через нижню і ліву сторони з точністю до членів більш високого порядку малості відносно  $\Delta t$  і  $\Delta \tau$  дорівнює:

$$\rho(t, \tau) \frac{d\tau}{dt} \Delta t + \rho(t, \tau) \frac{dt}{dt} \Delta \tau = \rho(t, \tau)(\Delta t + \Delta \tau).$$

Ця ж кількість «впливає» через верхню  $\rho(t, \tau + \Delta \tau)\Delta t$  і праву  $\rho(t + \Delta t, \tau)\Delta \tau$



сторони і через стоки, розподілені по площі прямокутника  $\lambda(t, \tau) \cdot \rho(t, \tau) \Delta t \cdot \Delta \tau$  (швидкість «псування продукту»). Дорівнюючи ці вираження і перейшовши до межі, одержимо:

$$\frac{\partial \rho(t, \tau)}{\partial t} + \frac{\partial \rho(t, \tau)}{\partial \tau} = -\lambda(t, \tau) \cdot \rho(t, \tau) \quad \text{якщо} \quad 0 < \tau < \bar{T}(t), t > t_0, \quad (7)$$

де  $\lambda(t, \tau)$  – задана інтенсивність «псування продукту» з часом схоронення  $\tau$  у момент часу  $t$ ;

$\lambda(t, \tau) \cdot \rho(t, \tau)$  – швидкість псування продукту.

Прямі (6) є характеристиками рівняння (7).

Крайові умови для рівняння щільності (6), що представлено частками похідними, задаються на координатних півосях (рис. 2). При  $t = t_0$  щільність визначається початковим станом складу  $\rho_0(t)$ , де  $t < t_0$ , а при  $\tau = 0$  – потоком планованих поставок на склад  $v^+(t)$ , де  $t \geq t_0$ :

$$\rho(t_0, \tau) = \rho_0(\tau), \quad \rho(t, 0) = v^+(t) \quad \text{при} \quad \tau > 0, t \geq t_0. \quad (8)$$

Рівняння (6) інтегрується уздовж прямих  $\tau = t - c$ , що є його характеристиками. Повна похідна щільності за часом уздовж цих прямих дорівнює:

$$\frac{\partial \rho(t, t-c)}{\partial t} = \frac{\partial \rho(t, \tau)}{\partial t} \Big|_{\tau=t-c} + \frac{\partial \rho(t, \tau)}{\partial \tau} \Big|_{\tau=t-c} \cdot \frac{d(t-c)}{dt} = -\lambda(t, t-c) \cdot \rho(t, t-c) \quad (9)$$

Запишемо рішення отриманого диференціального рівняння з початковими умовами (7):

$$\rho(t, \tau) = \begin{cases} \rho_0(\tau - t + t_0) \cdot \exp \left[ - \int_{t_0}^t \lambda(\varepsilon, \tau - t + \varepsilon) d\varepsilon \right] & \text{якщо} \quad \tau > t - t_0, \\ v^+(t - \tau) \exp \left[ - \int_{t-\tau}^t \lambda(\varepsilon, \tau - t + \varepsilon) d\varepsilon \right] & \text{якщо} \quad 0 \leq \tau \leq t - t_0, t \geq t_0, 0 \leq \tau \leq \bar{T}(t). \end{cases} \quad (10)$$

де  $\varepsilon$  – елементарний часовий інтервал, відлічуваний від моменту початку збереження вугілля на складі в напрямку росту поточного часу  $t$ .

Отримані рівняння (7) – (10) дають можливість визначити кількість запасу вугілля на складі в будь-який момент часу. Якщо традиційні рівняння динаміки запасу припускають повне завантаження і відвантаження без втрат, то рівняння (7) – (10) дозволяють визначити надлишкові запаси вугілля, що збільшують витрати на збереження.

У режимі функціонування паливно-енергетичного комплексу інформація про обсяги запасів є основою для прогнозування потреб і поставок на склад. Застосування логістичного підходу до управління матеріальними потоками на складах вугілля в паливно-енергетичному комплексі дозволяють знизити складські витрати. Тому, ми вважаємо, що подальші дослідження щодо питань, зв'язаних з ефективністю управління запасами в логістичних системах паливно-енергетичного комплексу, повинні бути спрямовані на удосконалення наявних методів оптимізації або створення нових. Це є один з важливих напрямків рішення задач логістики паливно-енергетичного комплексу що дозволяють знизити витрати на збереження вугілля.

### Література

1. Решетняк А.А. Эффективность развития топливно-энергетического комплекса Украины./АН Украины. Ин-т экономики промышленности; отв. Ред. М.Д. Айзенштейн.– Киев: Наук. Думка, 1991.– 194с.

2. Смирнов И.Г. Проблемы и методы эффективного управления запасами в логистических системах// Дистрибуция и логистика. – 2003. – № 4. – С.6–22.
3. Таха Х. Введение в исследование операций: В 2 кн.– М.: Мир, 1985.– 597с.
4. Уотерс Д. Логистика: Управление цепью поставок: Пер. с англ.– М.: ЮНИТИ-ДАНА, 2003.–503с.
5. Шкабарня М. Перестройка и управление//Сов. индустрия.– 1989.– № 11. – С.111–121.

УДК 378.147

СЕРГІЄНКО Л.Г. (КП ДонНТУ)

### ДИДАКТИЧНІ ПРОБЛЕМИ ФОРМУВАННЯ ТА ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ЯКОСТІ ФУНДАМЕНТАЛЬНОЇ ІНЖЕНЕРНОЇ ОСВІТИ

*Розглянуто деякі дидактичні та методичні аспекти формування та забезпечення якості фундаментальної інженерної освіти в умовах Європейського освітянського простору.*

Вища технічна освіта має певну специфіку, що впливає з особливого призначення інженерів різного профілю. У прикладних науках немає диференціації на теоретиків і експериментаторів. Інженер повинний сполучити в собі знання і тієї, і іншої області. Для цього потрібно володіти технікою експерименту: лабораторного, напівпромислового і промислового. Величезне значення має тут фундаментальна підготовка, що виявляє зв'язки, залежності, установлює закономірності результатів експерименту, тому ця тема завжди була, є і буде **актуальною**. Ця сторона настільки важлива для інженера, що її часто називають професійно-ремісничою [1]. **Актуальність** цієї теми підсилюється із вступом України у травні 2005 року до Болонського процесу, одним із основних принципів якого є конкурентоспроможність наших спеціалістів на Європейському та внутрішньому ринках труда, а також забезпечення якісної освіти впродовж всього життя. Останній принцип є основною ціллю розвитку України у третьому тисячолітті [2].

Важливе місце в підготовці інженерів різного профілю займають технічні і фундаментальні дисципліни, що дозволяють ознайомити студента із сучасними досягненнями математики, фізики, хімії тощо. Спеціалізація інженера передбачає також вивчення значної кількості спеціальних дисциплін. Отже, підготовка інженерів у вузах повинна бути спрямована на те, щоб інженер умів вирішувати усі технологічні та економічні задачі. Усе сказане свідчить про необхідність широти й універсальності знань інженера. Його роль особливо зростає з переходом на нові методи планування й економічного стимулювання промисловості України. Рациональне використання робочого часу, оперативність керівництва, високий рівень інженерних рішень, механізація інженерної й управлінської праці, створення науково обгрунтованої структури керування підприємством або відокремленою ланкою відіграють велику роль у підвищенні продуктивності праці спеціалістів.

У рішенні колегії Міністерства освіти і науки України № 4/1 від 31.03.2005р. приведений аналіз положення вищої освіти. У документі показано, що падає престиж науки і культури, а також мотивація придбання фундаментальної освіти, зв'язок вищих навчальних закладів з галузями. Тому необхідна структурна перебудова системи освіти, упорядкування структури підготовки фахівців, розробки введення в навчальний процес нових експериментальних навчально-професійних програм підвищення

ефективності використання ПЕОМ у навчальному процесі, удосконалення підготовки фахівців з вищою освітою, що має професійну спрямованість, удосконалення фундаментальної підготовки фахівців різних спеціальностей [3].

Викладачі фундаментальних дисциплін найчастіше не володіють спеціальними питаннями і не загострюють увагу студентів на прикладних питаннях своїх дисциплін. Викладачі спеціальних дисциплін, що спираються на знання з фундаментальних дисциплін, часто скаржаться на погані знання студентів у цих питаннях. Однією з причин є те, що студенти при слуханні спецкурсів, не можуть актуалізувати знання фундаментальних дисциплін, тому що вони читаються, у більшості випадків, відірвано від їхнього використання в практичній діяльності. Тому, нашою **першочерговою задачею** є необхідність установалення тих питань, у яких стикаються загальні і спеціальні предмети. Це може бути реалізоване при побудові моделі того, якого навчають, по фундаментальних дисциплінах (математиці, фізиці, хімії) з використанням професіограми інженера різного профілю.

**Пропонований метод** підвищення ефективності професійної підготовки студентів технічного профілю вузів припускає синтез елементів фундаментальних і спеціальних дисциплін. Реалізується він шляхом логічно зв'язаного науково-методичного забезпечення, що включає в себе питання дидактики фундаментальної освіти, прикладної психології і педагогіки зі спеціальними дисциплінами таким чином, щоб нівелювати грань між процесами засвоєння теоретичних знань і формуванням практичних умінь і навичок професійної діяльності майбутнього інженера (так називаний дидактичний пакет). Як відзначалося вище, специфічні особливості умінь інженера необхідно розглядати на основі аналізу професійної інженерної діяльності.

Відповідно до устояних поглядів в дидактиці, усяка діяльність згідно Н.Ф. Талізінної має кільцеву структуру [4]. Таким чином, природно, що структура діяльності інженера повинна узгоджуватися зі структурою будь-якої іншої діяльності, маючи при цьому свої специфічні риси.

Розробляючи нові технології і підходи до підготовки інженерів, вибираючи напрямки удосконалювання їхньої професійної освіти, необхідно виходити з вимог, пропонованих до інженерів різної спеціалізації, що відбиті в кваліфікаційній характеристиці. Кваліфікаційна характеристика є складовою частиною професіограми [5]. При розробці професіограми аналізується діяльність інженера, при цьому особлива увага приділяється змісту основних функцій, знань, умінь і навичок. Розглянемо формування професійних знань, умінь і навичок у процесі навчання майбутніх інженерів фундаментальним дисциплінам. Врахуємо, що професійна спрямованість являє собою систему психолого-педагогічних методів, націлених на формування у студента професійного інтересу. Вона повинна проводитися диференційовано, з урахуванням індивідуальних особливостей тих, яких навчають, зокрема:

- а) наявності пізнавального інтересу до дисципліни;
- б) схильності до практичної діяльності;
- в) обґрунтованості у виборі професії і шляхів її одержання.

Мета навчання фундаментальній дисципліні студентів технічних спеціальностей вузів полягає в тому, щоб ті, яких навчають, одержали знання про застосування фундаментальних законів у відповідній промисловості і суміжних областях, могли зрозуміти математичні, фізичні чи хімічні принципи роботи устаткування і технологічних процесів. Мова йде про фундаментальність знань і форми їхніх застосувань без зайвих технічних подробиць, що будуть розглянуті при вивченні спеціальних дисциплін. Досягти цілей освіти, у тому числі і професійній підготовці, можна з позицій діяльнісної теорії, тому що діяльність у цілому, а також дії, як того, якого навчають, так і викладача, спрямовані на досягнення визначених задач, заради

яких відбувається підготовка фахівця. Задачу реалізації професійної спрямованості навчання можна вирішити тільки в тому випадку, якщо будуть сформульовані визначені вимоги при викладанні певної фундаментальної дисципліни:

1. Ознайомлення студентів з їхньою майбутньою професією у процесі проходження кожного розділу програмного матеріалу.

2. Розвиток професійних інтересів, схильностей і здібностей студентів у процесі навчання фундаментальним дисциплінам на заняттях усіх видів.

3. Виявлення інтересів студентів у даній області діяльності в ході виконання лабораторно-практичного і семінарського циклів.

4. Включення професійної тематики в оформлення предметних аудиторій і лабораторій, що містять виробничо-технічні зведення про майбутню професію, про основні технічні пристрої і технологічні процеси, теоретичні і практичні знання, необхідні інженерам тощо.

Таким чином, студенти в процесі навчання фундаментальним дисциплінам повинні одержати первісні теоретичні зведення й у них повинні бути сформовані практичні уміння до змісту професії по двох компонентах: "Що треба знати" і "Що треба вміти" майбутньому інженеру.

При формуванні початкових професійно спрямованих знань, умінь та навичок у студентів в навчальному процесі, наприклад, з фізики, нами ставилися наступні цілі:

- навчити студентів пояснювати фізичні явища і процеси, що відбуваються на відповідному виробництві;

- передбачати і прогнозувати хід фізичних процесів (наприклад, перегрів обмотки електродвигуна, перевищення прискорення переміщення тощо);

- виробити алгоритм послідовності рішення фізичних задач і особливо з технічним змістом, пояснити фізичний зміст отриманого результату;

- формувати графоаналітичні навички рішення фізичних задач; графічно зображувати результати вимірів, виражати по них аналітичні функціональні залежності і т.п.;

- навчити ставити і проводити експерименти, починаючи з прямих вимірів фізичних величин і кінчаючи зняттям характеристик приладів; планувати експеримент, монтувати установки, математично обробляти експериментальні величини і давати їм оцінку;

- формувати готовність застосувати знання з фізики в інших дисциплінах, у тому числі при виконанні курсових робіт, проектів, дипломів і т.д.

При формуванні експериментальних навичок студентів технічного профілю ставилися наступні цілі:

- навчити правильного використання вимірювальних приладів і пристроїв;

- навчити правильного складання схем, зборці установок і т.д.

При рішенні фізичних задач переслідувалася мета виробити в студентів наступні навички:

- аналізувати умови задачі;

- графічно інтерпретувати умови і можливий хід рішення;

- складати аналітичні вираження, з яких можуть бути знайдені шукані фізичні величини;

- раціональний поділ головних і допоміжних обчислень, розумного використання ПЕОМ;

- аналізувати результати, робити висновки.

Аналіз показує, що в результаті навчання фундаментальної дисципліни, наприклад фізики, студент **повинний знати:**

- закони і явища фізики, що лежать в основі технічних і вимірювальних пристроїв, а також технологічних процесів;

- пристрої і принцип дії, роботу машин, агрегатів, механізмів;
- загальну технологію виробництва, видобутку, транспортування і переробки;
- основи і принцип створення засобів і мір безпеки праці;
- основи і принцип створення екологічно чистого (по можливості) технологічного виробництва.

Студент **повинний вміти:**

- користатися механізмами відповідного виробництва;
- вибирати необхідні контрольно-вимірювальні прилади для автоматизації устаткування і користатися ними;
- уміти користатися пристроями, що забезпечують безпеку праці, засобами захисту при аварійних ситуаціях (різні датчики, інтерферометри, радіаційні лічильники, респіратори, само рятувальники і т.д.).
- обчислювати, знімати показання приладів;
- розбиратися в схемах і кресленнях;
- проводити техніко-економічну й енергетичну оцінку виконуваних робіт, енергетичних витрат підприємства чи окремої ділянки, енергоспоживання;
- вибирати оптимальні варіанти з урахуванням безпеки праці й охорони навколишнього середовища;
- керувати механізмами, машинами;
- регулювати роботу агрегатів, апаратів у основних технологічних і допоміжного устаткування: вентиляції, водовідливу, пожежної безпеки.

Найважливішою проблемою сучасного суспільного розвитку й інтенсифікації економіки нашої країни є проблема ощадливого і дбайливого використання не тільки енергетичної сировини, але і трудових ресурсів, у тому числі і фахівців з вищою освітою, що складають ключове невичерпне джерело темпів росту науково-технічного прогресу України, підвищення ефективності і якості роботи всього господарського механізму країни. Передумовами успішного рішення даної задачі є удалий вибір молоддю своєї майбутньої професії. Кваліфікаційні характеристики встановлюють професійне призначення фахівців і визначають вимоги галузей народного господарства до сукупності основних знань, умінь і навичок випускників вищої школи. Знання вимог, пропонованих професіями до якостей особистості, у порівнянні з особистими інтересами і здібностями дозволить їм усвідомлено підійти до вибору професії.

## ВИСНОВКИ

Сучасний фахівець повинний сполучити широку фундаментальну наукову і практичну підготовку, у досконалості володіти своєю спеціальністю, безупинно поповнювати свої знання, розширювати суспільно-політичний кругозір, уміти на практиці застосовувати принципи наукової організації праці, володіти передовими методами керування трудовими колективами, навичками виховної роботи серед трудящих і т.д., тому, що основними принципами Болонського процесу є: якість навчання, конкурентоспроможність фахівців на ринку праці (зовнішнього та внутрішнього), навчання впродовж всього життя.

Сьогодні вузам надані широкі можливості пошуку оптимальних шляхів підготовки фахівців. Перебудова навчально-виховного процесу прямо зв'язана з ламанням устояних стереотипів у викладанні фундаментальних навчальних дисциплін. Звичайно, у системі вищої освіти накопичений величезний передовий педагогічний досвід, що допоможе знайти вірні орієнтири перебудови. Однак, як писав ще К.Д.Ушинський, "передається думка, виведена з досвіду, але не самий досвід". Думка, виведена з

досвіду, і складає необхідні умови розробки адекватної нинішнім задачам психолого-педагогічної теорії фундаментальної освіти.

#### СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Мельников Н.В. Гірничі інженери. М.: Наука, 1991. - 270 с.
2. „Освіта України №70”: „Цілі розвитку тисячоліття. Україна – 2010”, 21 вересня 2010р.
3. Інформаційний збірник МОН України, - Київ, "Освіта", №11, 2005 р. - 31 с.
4. Тализіна Н.Ф. Удосконалювання навчання у вищій школі. // Сучасна педагогіка. 1993. - № 7. - С.71-83.
5. Кваліфікаційний довідник посад керівників, фахівців і службовців/ Госкомтруд СРСР. - М.: Економіка, 1989.- 207 с.

## **ГЕОМЕХАНІЧНІ ПРОБЛЕМИ РОЗРОБКИ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

УДК 622.831.27

ЛОБКОВ Н.И., СЕРГИЕНКО А.И., СЕРГИЕНКО Л.В., ПОЛЯКОВ П.И. (ИФГП НАНУ)

### **ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ СЛОИСТОЙ СТРУКТУРЫ ГОРНОГО МАССИВА**

*В статье приведена физико-механическая модель слоистого горного массива, исследование деформирования которого при ведении очистных работ дает возможность установить: изменение напряженно-деформированного состояния каждого породного слоя в области сдвижения; шаг обрушения породных слоев или группы слоев, с учетом их взаимодействия; установить характер обрушения пород кровли и возможные последствия в пределах выемочного поля лавы.*

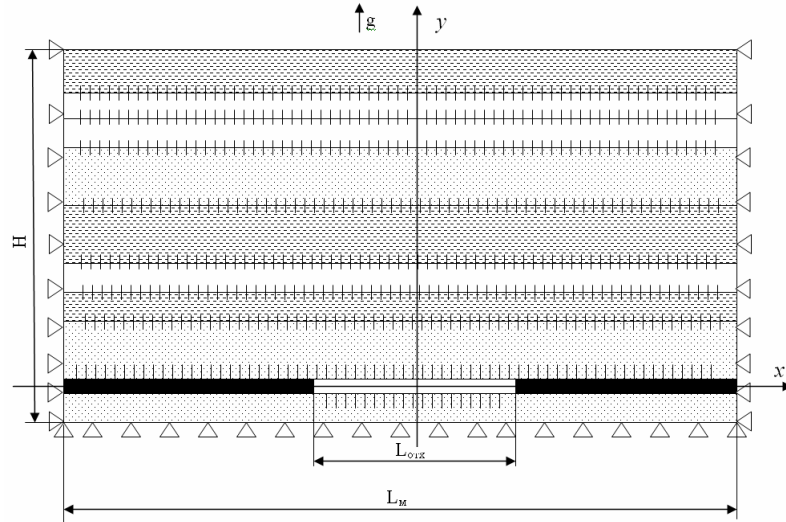
При ведении очистных работ над выработанным пространством горный массив приходит в сдвижение, что сопровождается изменением напряженного состояние породных слоев. Изгиб и обрушение породных слоев над выработанным пространством при развитии горных работ увеличивает объем и интенсивность изменения напряженно-деформированного состояния горного массива [1, 2]. Динамика процесса приводит систему в состояние неустойчивости, что сопровождается расслоением, группированием, обрушением пород кровли. Проявлением этого является деформирование выработок, сдвижение поверхности.

Для моделирования процессов сдвижения породных слоев в массиве принята модель слоистого горного массива (Рис. 1) с различной мощностью породных слоев. Аналитическое моделирование сдвижения породных слоев над выработанным пространством производится согласно [3, 4] в пределах упругости.

Необходимые условия равновесия для плоской модели слоистого горного массива, описываются выражениями:

$$\begin{aligned}\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} &= 0, \\ \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \rho \cdot g &= 0,\end{aligned}\tag{1}$$

где  $\rho$  – плотность породы  $\frac{кг}{м^3}$ ;  $g$  – ускорение свободного падения  $\frac{м}{с^2}$ ;



**Рис 1.** Физико-механическая модель слоистого горного массива.  
++++ – граничные условия контакта  $\triangleleft$  – граничные условия модели

**Принимаем, что в процессе деформаций, в пределах каждого породного слоя, сплошность среды не нарушается:**

$$\frac{\partial^2 \varepsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \varepsilon_y}{\partial x^2} = \frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y}. \quad (2)$$

Соотношения между деформациями и смещениями:

$$\varepsilon_x = \frac{\partial u}{\partial x}, \quad \varepsilon_y = \frac{\partial v}{\partial y}, \quad \gamma_{xy} = \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x}.$$

Основное и обязательное условие справедливости этих уравнений – это сплошность или неразрывность среды в пределах каждого породного слоя, как до начала деформации, так и в процессе деформации.

Дополнительные условия, связывающие деформации с напряжениями, отражающие физические особенности развития деформаций, в пределах каждого породного слоя для изотропной среды принимаем в виде обобщенного закона Гука:

$$\left. \begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \bar{\mu} \cdot \sigma_y] & \gamma_{xy} &= \frac{\tau_{xy}}{G}, \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \bar{\mu} \cdot \sigma_x] \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

где  $\bar{E} = \frac{E}{1-\mu^2}$ ,  $\bar{\mu} = \frac{\mu}{1-\mu}$ ,  $\bar{G} = \frac{E}{2(1+\mu)}$ .

Математическое моделирование отслоения и взаимодействия слоев требует описания граничных условий контакта между слоями (рис. 2).

Граничные условия для точек, лежащих на линии раздела контактирующих под-областей, не могут быть заранее заданы, так как формируются в процессе решения, и описываются неравенствами [5]:

$$u_n^{i-1} + u_n^{i+1} - \delta_n^i \leq 0; \quad \sigma_n^i \leq 0; \quad (u_n^{i-1} + u_n^{i+1} - \delta_n^i) \cdot \sigma_n^i \leq 0, \quad (4)$$

где  $u_n^{i-1}$ ,  $u_n^{i+1}$  и  $\delta_n^i$  – перемещения точек подобластей  $S_{i-1}$ ,  $S_{i+1}$  и начальный зазор (внедрение) в направлении положительных нормалей контактирующих участков, наклон которых совпадает с направлением общей нормали  $n$ ;

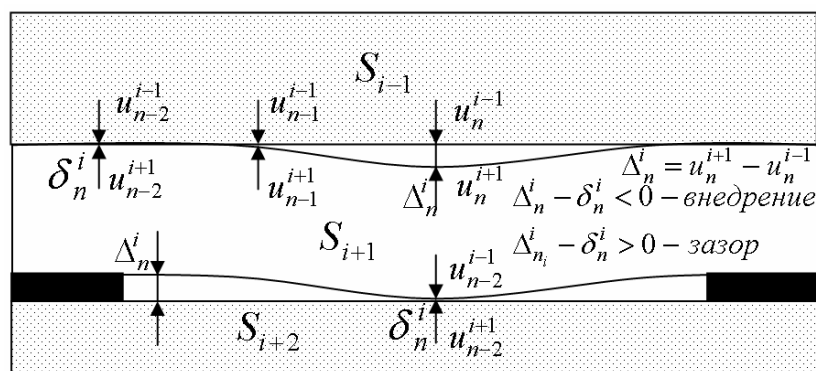


Рис. 2. Граничные условия контакта между слоями.

$\sigma_n^i$  – напряжение взаимодействия тел в направлении нормали  $n$ .

Условия фрикционного взаимодействия с достаточной степенью приближения на точках контакта принимаются в форме закона Кулона. При этом нормальные  $\sigma_n^i$  и касательные  $\tau_n^i$  напряжения подчинены соотношению:

$$|\tau_n^i| \leq f_{mp} \sigma_n^i, \quad (5)$$

где  $f_{mp}$  – коэффициент сухого трения.

Соотношение (5) выполняется за счет проскальзывания неустойчивых контактирующих поверхностей друг относительно друга, сдерживаемых фрикционными касательными напряжениями.

Граничные условия на границах модели [3, 4]:  
геометрические условия

$$u_x = 0, u_y = 0, \quad (6)$$

статические условия  $M_x = 0$ ,  $M_y = 0$  или

$$\frac{\partial^2 u}{\partial x^2} = 0, \quad \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} = 0, \quad (7)$$

где  $u_x$ ,  $u_y$  – перемещение точек поверхности по направлению осей  $x$ ,  $y$ ;

$M_x$ ,  $M_y$  – изгибающие моменты точек поверхности по направлению осей  $x$  и  $y$ ,  $H / м$ .

Для определения момента начала обрушения породных слоев, с достаточной степенью приближений, воспользуемся критерием предельного состояния Кулона-Мора, для плосконапряженного состояния [4].

Рассмотрим для примера очистной забой – 1-ю северную лаву блока №3 шахты «Красноармейска-Западная №1». Горно-геологический разрез горного массива на данном участке шахтного поля, представлен породами кровли пласта  $d_4$ , согласно разрезу геологоразведочной скважины №3393 (табл. 1).

Рассмотрим горный массив, как отдельные породные слои, налегающих друг на друга, образованных в процессе их напластования. Между породными слоями наблюдаются пласты-спутники, являющиеся контактом для пород кровли.

Согласно шахтным натурным наблюдениям на данном участке наблюдались первичная посадка основной кровли 91 м и периодические посадки 10–15 м.



Проследим первичную посадку основной кровли. Задаем отход лавы от монтажной камеры равным 90 м. Выполним аналитический расчет напряжений с использованием программных комплексов Ansys и Mathcad [6, 7], и установив области имеющие превышение предельного напряженного состояния (критические области),

Таблица 1.

Прочностные характеристики пород кровли.

№	Порода	Мощность слоя, $h_i$ , м	Глубина залегания $H$ , м	Прочностные характеристики	
				$\sigma_c$ , МПа	$\sigma_p$ , МПа
1	2	3	4	5	6
1	Уголь	1,5	568.70	20,2	2,1
2	Песчаник	15,1	567.20	80,8	8,6
3	Сланец песчаный	5,1	552.10	43,2	6,1
4	Сланец песчаный	7,1	547.00	43,2	6,1
5	Песчаник	4,9	539.90	80,8	8,6
6	Песчаник	7,5	535.00	80,8	8,6
7	Песчаник	3,6	527.50	80,8	8,6
8	Песчаник	12,35	523.90	80,8	8,6
9	Сланец глинистый	13,05	511.55	34,3	5,1
10	Сланец песчаный	26,9	498.50	43,2	6,1

согласно физическим свойствам горных пород, определяем породные слои, которые обрушаются при этом отходе лавы (рис. 3). Образование критической области дает возможность считать, что слой обрушился.

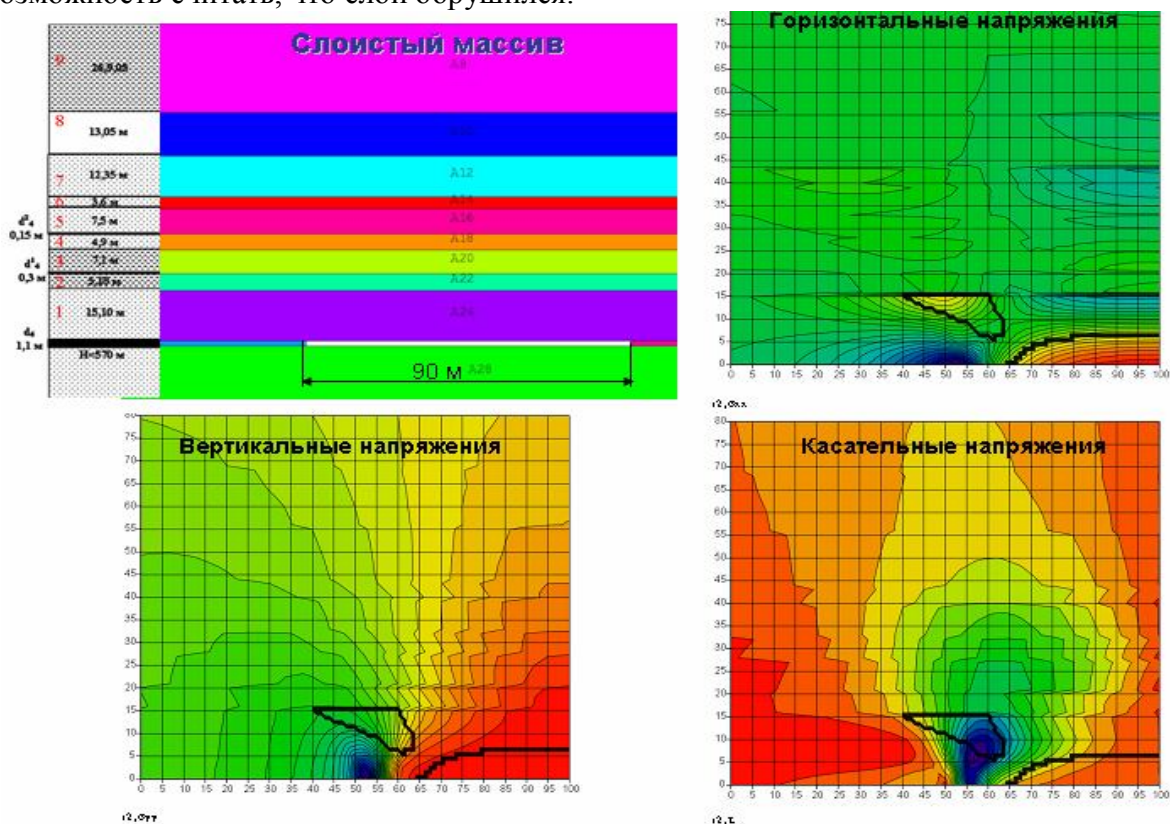
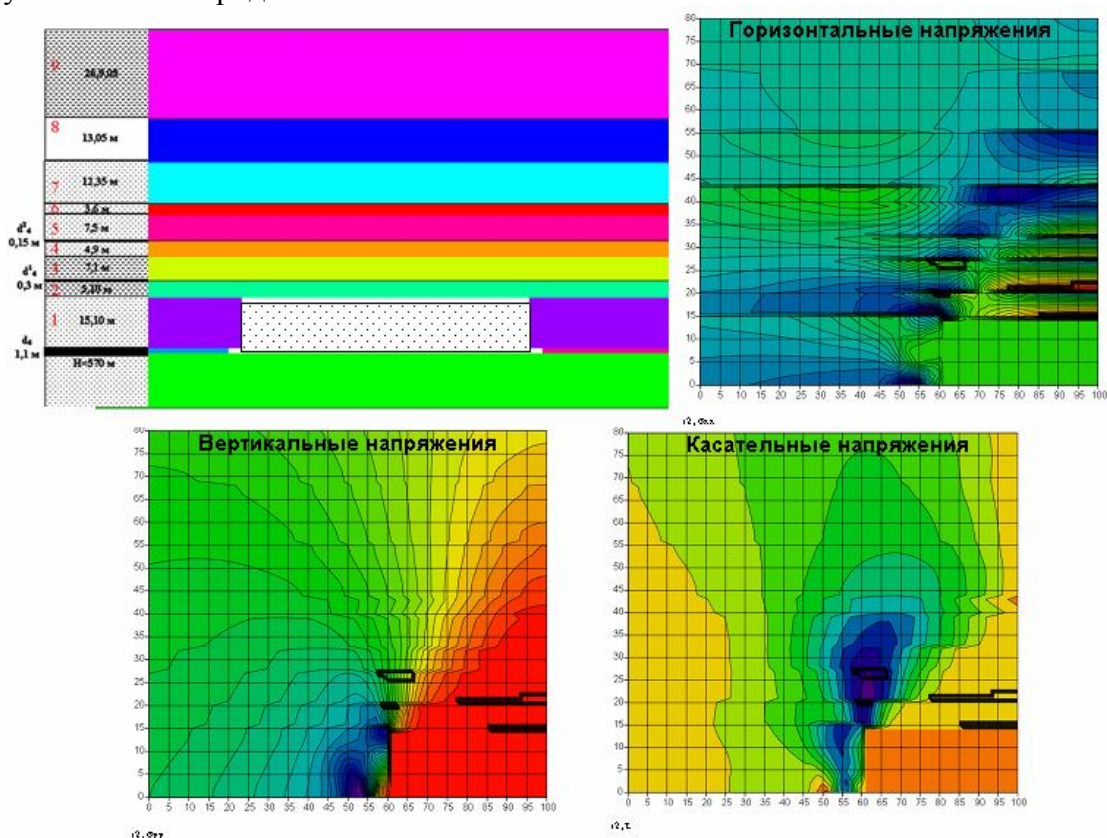


Рис. 3. Состояние основной кровли до первичной посадки.

Согласно рисунку 3, устанавливаем, что обрушается породный слой основной кровли, который является песчаником, мощностью 15,1 м. При этом основными разрушающими напряжения являются максимальные растягивающие горизонтальные напряжения в верхней и нижней части породного слоя.

В последующих расчетах этот породный слой исключаем из модели, так как после обрушения он уже не будет влиять на напряженное состояние пород кровли над очистным забоем. Обрушение моделируем, согласно установленному углу обрушения горных пород равным  $75^\circ$ . После обрушения основной кровли, необходимо заново определить напряжения в модели, и установить области, превышающие предельно-допустимые напряжения.

После обрушения (рис. 4) имеем области, превышающие предельное состояние в вышележащих породных слоях (сланцы песчаные мощностью 5,1 м и 7,1 м). Очевидно, что до обрушения нижележащего песчаника основной кровли в этих породных слоях отсутствовали критические области напряжений. Это объясняется тем, что потеряв опору – нижележащего слоя, породные слои увеличили свой прогиб и тем самым увеличились действующие в них горизонтальные напряжения. Считаем, что произошло обрушение этих породных слоев.



**Рис. 4.** Состояние основной кровли после обрушения мощного песчаника.

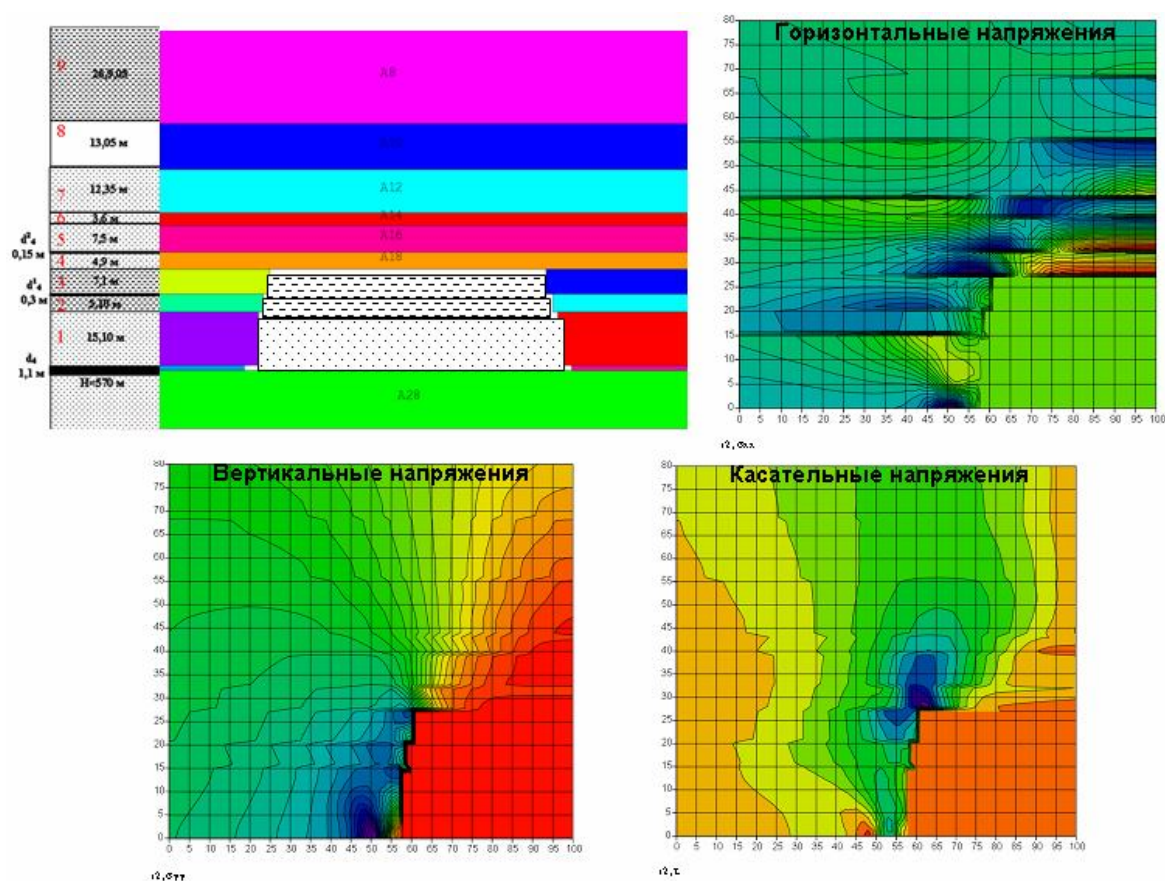
При перерасчете напряжений, устанавливаем, что критические области отсутствуют, то есть система пришла в стабильное состояние и обрушение породных слоев уже не наблюдается.

Таким образом, имеем подобный свод обрушения породных слоев на момент первичной посадки основной кровли (рис. 5).

На данном этапе мы установили шаг первичной посадки и количество породных слоев, участвующие в обрушении.

Определим шаг периодической посадки основной кровли. Моделируем отход лавы еще на 10 м (рис. 6). Вычислив напряжения, устанавливаем критические области. На основную кровлю действует вес отслоившихся породных слоев, которые формируют свод сдвижения слоистого горного массива. В результате на консоль основной кровли создается дополнительная нагрузка со стороны вышележащих породных слоев. Образуются критические горизонтальные растягивающие напряжения, способные привести консоль основной кровли к обрушению (рис. 7). После обрушения консоли критические области отсутствуют, система стабилизировалась.

В дальнейшем, таким же образом, можно установить последующий шаг обрушения основной кровли. Во всех случаях, шаг периодической посадки основной кровли согласно расчетам составит 10 м (рис. 8).



**Рис. 5.** Состояние основной кровли после первичной посадки.

Проведенные исследования изгиба и обрушения породных слоев кровли в области сдвижения позволили установить, что шаг обрушения зависит от вида напряженного состояния пород в слое и поведения вышележащих породных слоев. При их обособленном обрушении шаг нижележащего слоя увеличивается. При совместном изгибе вышележащих, менее прочных слоев с несущим, шаг обрушения последнего уменьшается (рис. 8).

На обрушения вышележащих породных слоев влияет их собственный вес, так как они отслоились и не имеют контакта с вышележащими слоями, кроме того образовавшаяся консоль основной кровли является «амортизатором» для вышележащих породных слоев. То есть критические напряжения в вышележащих слоях будут образовываться от увеличения размеров выработанного пространства.



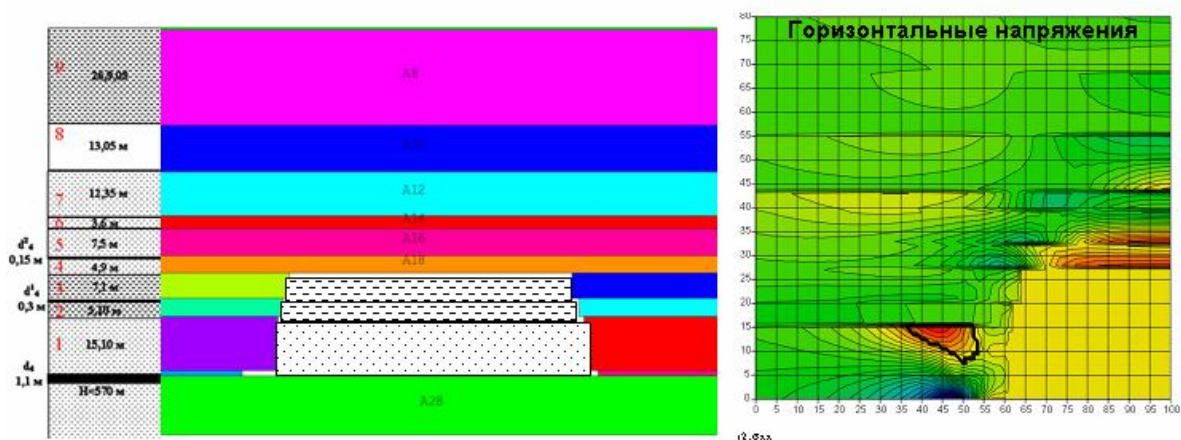


Рис. 6. Состояние основной кровли до периодической посадки.

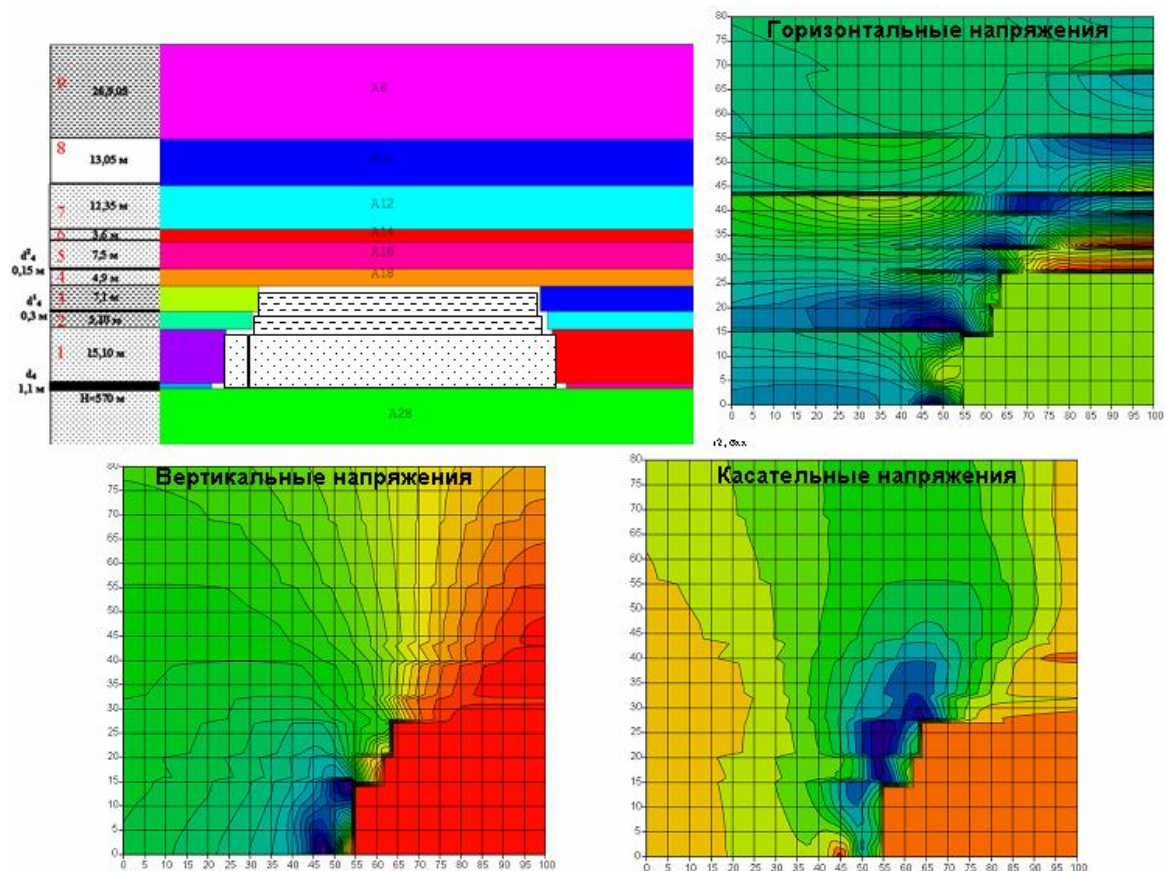
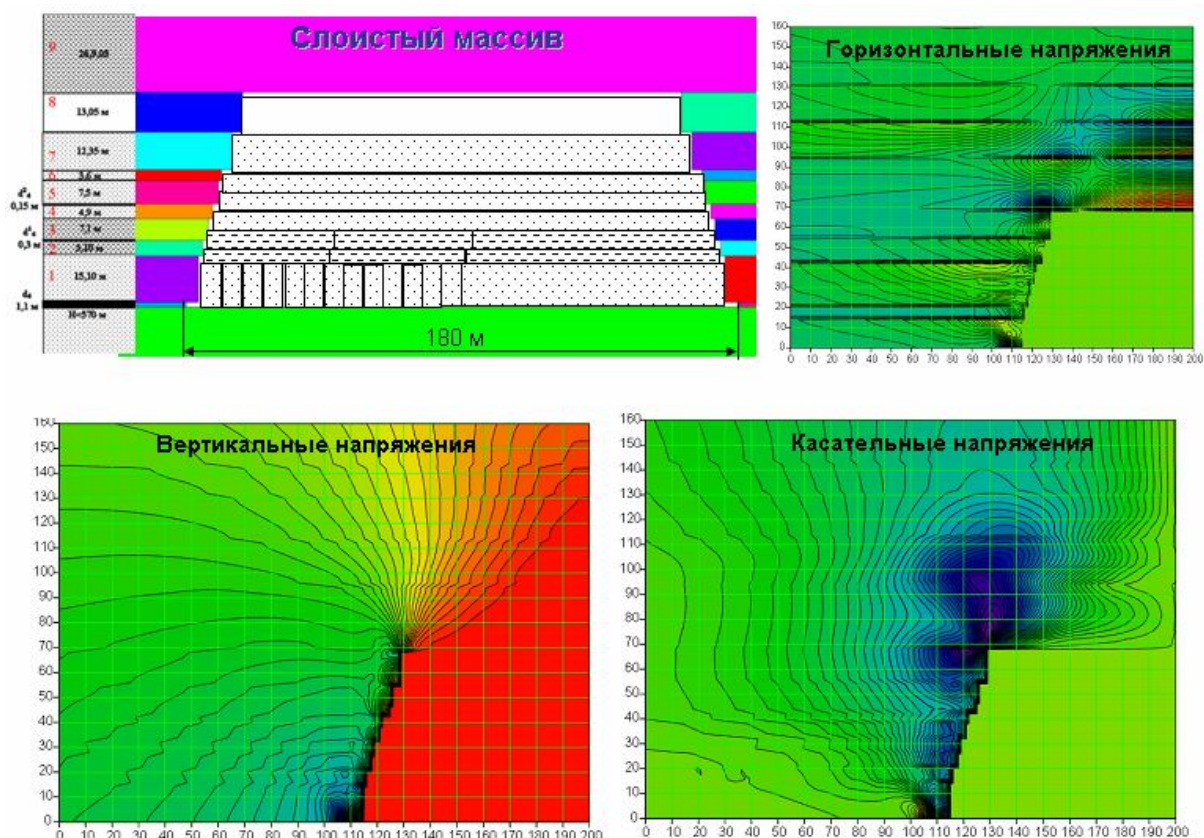


Рис. 7. Состояние основной кровли после периодической посадки.



**Рис. 8.** Состояние пород кровли после отхода лавы на 180 м.

Таким образом, предложенная модель с принятыми граничными условиями дает возможность определять:

- изменение напряженно-деформированного состояния слоистого горного массива в результате ведения очистных работ;
- закономерности взаимодействия породных слоев над выработанным пространством;
- величину опорного давления и шаг первичных и вторичных посадок основной кровли.

#### **Литература:**

1. Сергієнко О.І. Геомеханічне обґрунтування параметрів обвалення важкокерованої покрівлі в лавах пологих пластів Донбасу / Автореф. дис. на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук за спеціальністю 05.15.02 «Підземна розробка родовищ корисних копалин» – Донецьк, 2009
2. Лобков Н.И., Сергиенко А.И., Сдвигения горного массива над выработанным пространством // Сб. трудов конференции «Геотехнологии и охрана труда в горной промышленности», КИИ ДонНТУ – Донецк: ООО «Норд Компьютер», 2007 – С. 6–13.
3. Справочник по теории упругости (для инженеров-строителей) под редакцией Варвака П. М. и Рябова А. Ф. Киев, «Будівельник», 1971, стр. 418. (27–35 с.)
4. Сопротивление материалов с основами теории упругости и пластичности. Учебник под ред. Г.С. Варданяна – М., Издательство АСВ, 1995.— 568 стр. с илл. (344–351 с.)

5. Подгорный А.Н. Задачи контактного взаимодействия элементов конструкций. / А.Н. Подгорный, П.П. Гонтаровский, Б.Н. Киркач и др. Ин-т проблем машиностроения. – Киев: Наук, думка, 1989.– 232 с. (16–19 с.).
6. Чигарев А.В., Кравчук А.С., Смалюк А.Ф. ANSYS для инженеров: Справочное пособие. М.: Машиностроение-1, 2004. 512 с.
7. Макаров Е.Г. Инженерные расчеты в Mathcad. Учебный курс. – СПб.: Питер, 2005. – 448 с.: ил.

УДК 622.83

КАСЬЯН Н.Н., НЕГРЕЙ С.Г., МОКРИЕНКО В.Н. (ДонНТУ).

### ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ПЛАСТА $m_3$ ШАХТЫ «ЩЕГЛОВСКАЯ-ГЛУБОКАЯ»

*Приведены результаты шахтных инструментальных наблюдений за проявлениями горного давления в условиях выемочных выработок шахты «Щегловская-Глубокая» по пласту  $m_3$ .*

**Введение.** Процессы механики горных пород изучают с привлечением трех различных групп методов: аналитических, моделирования и натурных наблюдений и измерений [1]. Последняя группа методов является при этом основной, поскольку в процессах горных работ чрезвычайно велико многообразие влияющих факторов. Это обусловлено как большим разнообразием и изменчивостью горно-геологических условий, так и вариациями режимов ведения и параметров горных работ, а также тем, что горные работы постоянно развиваются и фронт их непрерывно перемещается в пространстве. Поэтому, хотя наблюдения и измерения в натурных условиях трудоемки и организационно сложны, без них невозможно выявить основные определяющие факторы изучаемых процессов и правильно поставить задачи для аналитических исследований и моделирования. Основная задача натурных наблюдений состоит в том, чтобы выяснить в общих чертах механизм изучаемых процессов, выделить доминирующие факторы, установить наиболее важные параметры изучаемых процессов.

Кроме методов инструментальных наблюдений при изучении процессов механики горных пород большую роль играют визуальные наблюдения, которые в качестве необходимой составной части в том или ином объеме входят во все методики исследования процессов механики горных пород в натурных условиях. Сущность визуальных наблюдений состоит, в фиксации видимых проявлений горного давления и сдвижения горных пород. Они позволяют получить те необходимые сведения, которые не могут дать никакие инструментальные измерения, а именно: установить формы проявления изучаемых процессов и дать первые качественные представления о механизме процессов, принимаемом обычно в качестве рабочей гипотезы, т. е. основы для выбора методики инструментальных измерений. Визуальные наблюдения позволяют в сравнительно короткий срок качественно проследить картину проявления процессов механики горных пород на больших площадях шахтного поля, тогда как инструментальные наблюдения ввиду их гораздо более высокой трудоемкости могут быть проведены в ограниченных объемах. Сочетание визуальных наблюдений с инструментальными измерениями позволяет, во-первых, правильно выбрать участки для инструментальных измерений; во-вторых, оценить представительность результатов



инструментальных наблюдений путем качественного сравнения изучаемых процессов на тех участках, где проводили измерения, и на других участках, на которые стремятся распространить выводы, полученные по данным измерений; в-третьих, установить область применения результатов, полученных при инструментальных определениях. Также весьма важное значение имеют результаты визуальных и инструментальных наблюдений и для правильного последующего формирования задач, решаемых аналитическими методами.

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий работы ряда шахт, позволил выбрать наиболее распространенные условия ведения горных работ для шахт Донбасса. Одним из таких примеров является шахта «Щегловская-Глубокая». При любых системах разработки, наиболее широко применяемых в настоящее время, на устойчивость конвейерного штрека влияет одна и та же группа факторов, по этому, наблюдения и замеры проводились в третьем восточном конвейерном штреке пласта  $m_3$  (рис. 1).

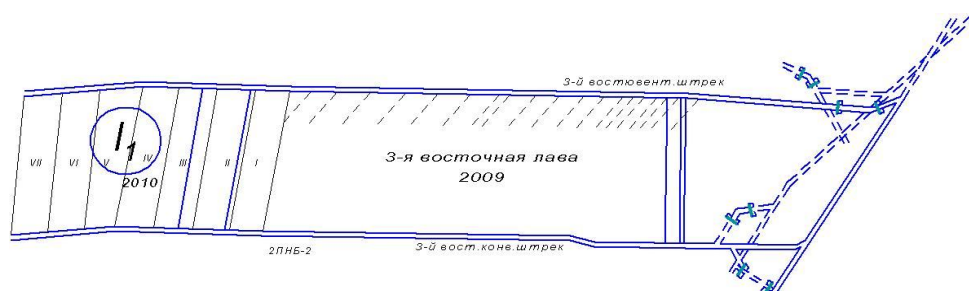


Рис. 1. Выкопировка из плана горных работ шахты «Щегловская-Глубокая» по пласту  $m_3$

Горно-геологические условия: мощность пласта в пределах участка изменялась от 1,46 до 1,56 м, угол падения колебался от 8 до 17°, прочность угля на одноосное сжатие составляла 15 МПа, объемный вес - 1,32 т/м<sup>3</sup>. Над пластом располагалась ложная кровля, представленная глинистым сланцем с нарушенной текстурой или переслоенным прожилками угля, мощностью от 0,1 до 0,5 м. Непосредственная кровля была представлена глинистым сланцем мощностью от 3,5 до 4,0 м. По устойчивости породы относятся к категории Б<sub>3</sub>, в зонах опорного давления – Б<sub>2</sub>. Основная кровля была представлена верхней частью слоя глинистого сланца, песчаным сланцем и песчаником общей мощностью от 26,0 м до 42,0 м. Глинистый сланец с прочностью на одноосное сжатие 40 МПа в верхней части слоя переходит в мелкозернистый песчаник мощностью 3,7 м с прочностью на одноосное сжатие от 75 до 95 МПа. Породы основной кровли по обрушаемости относятся к категории А<sub>2</sub>.

Непосредственная почва была представлена песчаным сланцем мощностью 0,80 м., с прочностью на одноосное сжатие от 20 до 30 МПа. Основная почва – песчаный сланец, с прочностью на одноосное сжатие от 61 до 75 МПа. Почва относится к категории П<sub>2</sub>-П<sub>3</sub>.

Выработки проводились в режиме сотрясательного взрывания с подрывкой прод почвы и кровли, вслед за лавой, крепились металлоарочной крепью АП-5/15,5 из СВП-33 с Лп. = 1,4 м, Scв. = 20,9 м<sup>2</sup> Spr. = 28,6 м<sup>2</sup>. Затяжка кровли - железобетонная, боков - металлическая сетка. Плотность крепи - 3 рамы на 1 м.

Охрана выработок осуществляется со стороны лавы путем выкладки «жесткой» полосы (рис.2а) из полублоков на глине размером 0,4х0,1х0,2 м каждый, шириной 2,0 м и высотой равной текущей мощности пласта, сразу за подвиганием лавы, по схеме переноски кирпича при кладке стен (рис.2б).

Методика замеров: замеры смещений контура боковых пород подготовительной выработки осуществлялись по контурным замерным станциям с марками на раме крепи (рис.3): в кровле 1 и в боках 2 и 3 выработки над угольным пластом. Контурные замерные станции в соответствии с требованиями ВНИМИ [2]. Для установки марки в раме с помощью пилы запиливалась канавка шириной 1 мм. Затем в канавку укладывался отрезок стальной проволоки, после чего кромки канавки вальцевались. Измерения производились при помощи рулетки ВНИМИ (погрешность измерения 0,5мм), отвеса и резиновой нити. При каждом замере на марку 1 подвешивался отвес, а между марками 2 и 3 натягивалась резиновая нить, после чего

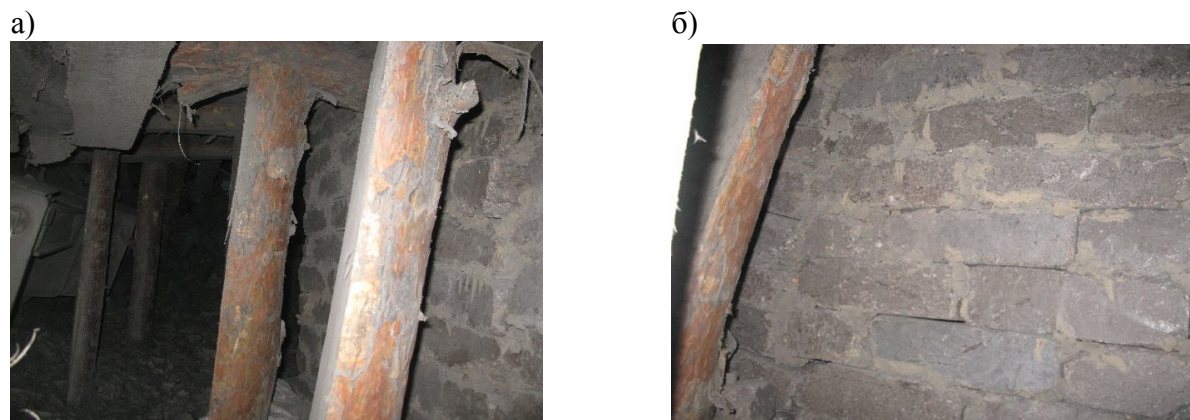


Рис. 2. Общий вид охранного сооружения из полублоков (а) и схема его увязки (б).

производился замер расстояний А, В, С и D (рис.3). Так как замеры производились в зоне влияния очистных работ (0-100м от лавы) то, согласно требованиям ВНИМИ [2], их периодичность составила 1 замер в два-три дня. Инструментальные наблюдения проводились в течение двух месяцев.

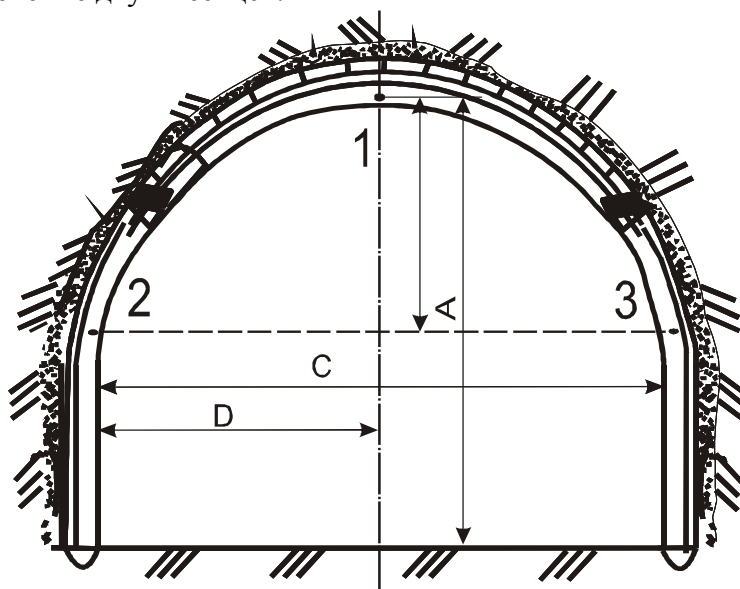


Рис. 3. Схема замерной станции с марками на рамах крепи.

Также осуществлялась нивелировка от устья выработки, при помощи которой был построены графики смещений вмещающих выработку пород (рис. 4). Также,



согласно методике [3], установлен гранулометрический состав пород почвы в месте ее подрывки (рис 2.7).

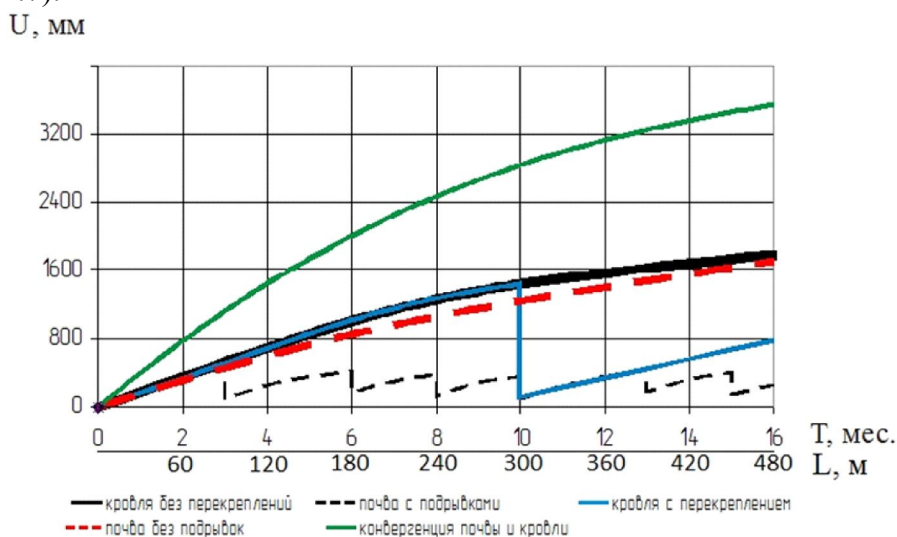


Рис. 4. Графики смещений вмещающих пород конвейерного штрека пласта  $m_3$

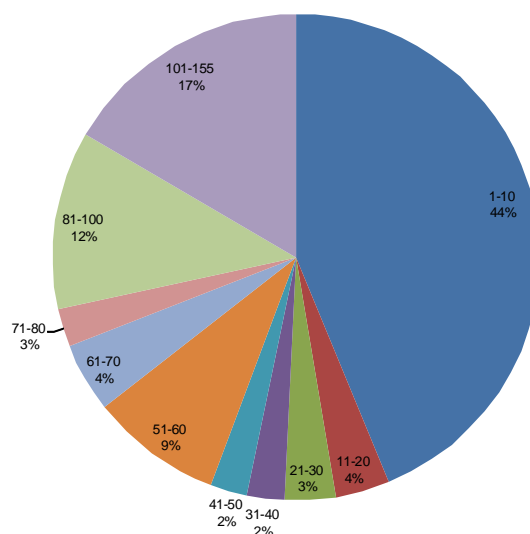


Рис.5. Диаграмма гранулометрического состава пород почвы выработки в месте проведения подрывки.

На основании проведенных натурных исследований можно сделать следующие выводы:

1. В условиях отработки пласта  $m_3$  шахты «Щегловская-Глубокая» наиболее остро стоит проблема сохранения устойчивости выемочных выработок.

2. Исследования показали, что процесс смещения кровли характеризуется двумя периодами – интенсивным и установившимся. Первый период длится 25-30 суток и характеризуется значительными проявлениями горного давления. Общая конвергенция в выработке за период интенсивного проявления горного давления в выработке, закрепленной рамно-арочной крепью, достигла 550 мм и составила более 60% от общей величины. Проведенная нивелировка по замерным станциям позволила установить, что смещения кровли составляют в среднем 255мм, почвы – 295мм. При этом смещения пород почвы выработки более активны в период интенсивных смещений, и затухают на расстоянии 60-70м после прохода лавы, смещения кровли



Рис. 6. Высота подрывки и общий вид среза подстилающих выработку пород.

продолжаются в зоне установившегося горного давления, и их конечная величина достигает 60-65% от общей конвергенции в выработке.

В условиях неустойчивых боковых пород на больших глубинах разработки существующая рамно-арочная крепь, не обеспечивает эффективное безремонтное поддержание выработок: общая вертикальная конвергенция кровли-почвы выработок достигает 2500-2800 мм, при смещении кровли на величину порядка 1520 мм, что превышает пределы податливости арочной крепи, и она переходит в режим жесткого деформирования.

3. Пучение пород почвы в выемочных выработках по пласту  $m_3$  представляют собой процесс выдавливания пород в полость выработки от действия веса вышележащих пород на «жесткую» полосу действующей лавы и, которая является в данном случае «штампом».

4. Для данных условий необходимо усовершенствование способа охраны выработок, при котором действие веса вышележащих пород на почву выработки будет минимизировано или перенаправлено в сторону выработанного пространства, а также разработка мероприятий по уменьшению смещений кровли.

#### Список литературы:

1. Турчанинов Н.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с
2. Методические указания по исследованию горного давления на угольных и сланцевых шахтах/ ВНИМИ. – Л., 1973-102с.
3. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – М., Недра, 1984. – 504с.

УДК 622.831

КАСЬЯН Н.Н., САХНО И.Г., ШУЛЯК Я.О., ВОЛОДЬКОВ А.А. (ДонНТУ)

### ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПАТРОНА НЕВЗРЫВЧАТОГО РАЗРУШАЮЩЕГО ВЕЩЕСТВА

*Наведена нова конструкція патрону НРВ та надані результати його лабораторних досліджень.*

Одной из основных задач, стоящих перед горнодобывающей отраслью, является сокращение затрат на ведение горных работ и повышение безопасности труда работающих. Решения ряда вспомогательных задач горного производства, вызывает необходимость разрушения различных объемов горных пород. Примером могут служить процессы связанные с обеспечением эксплуатационного состояния выработок – перекрепление, подрывка пород почвы и др. Традиционно эти задачи решаются либо с привлечением большого объема ручного труда (разработка породы при помощи отбойных молотков), либо разрушение осуществляется при помощи энергии взрыва, что связано с высоким уровнем травматизма и зачастую высокой стоимостью работ.

Альтернативой для решения этих задач в ряде случаев может быть использование невзрывчатых разрушающих веществ (НРВ), применение которых достаточно апробировано в промышленном строительстве. Поэтому в настоящее время разрабатываются и внедряются способы применения невзрывчатых разрушающих веществ взамен традиционных ВВ при проходке выработок, оконтуривании сопряжений выработок и ремонте вертикальных стволов [1, 2]. Обоснованы параметры новых способов поддержания [3, 4] и ремонта [5] горных выработок, основанных на сжатии приконтурных пород в пределах зоны неупругих деформаций, а также проводится их промышленное внедрение.

Практическое применение рассматриваемого способа разрушения пород ограничивается сложностью формирования шпурового заряда из невзрывчатого разрушающего материала. Традиционно состав невзрывчатого разрушающего материала приготавливается вручную, а после этого заливается в шпуры (рис. 1). В процессе реакции гидратации НРВ его объем увеличивается, в окружающем массиве создаются напряжения, и происходит разрушение.

Однако такая технология достаточно трудоемка, многооперационна, занимает длительное время, не может применяться при необходимости заряжания горизонтальных и восстающих шпуров, что сужает область ее применения в шахтных условиях.

Известен способ формирования шпурового заряда НРВ, заключающийся в использовании патронов с водопроницаемой оболочкой, содержащих НРВ [6]. Перед использованием патроны погружают в воду, а затем помещают в заранее пробуренные шпуры. Данное техническое решение имеет ряд недостатков: сложность соблюдения требуемого соотношения компонентов НРМ, в частности невозможность контролировать количество воды, впитываемой сухим порошком, при замачивании патрона, так как трудно четко контролировать время нахождения каждого патрона в воде, компоненты НРМ вступающие в реакцию гидратации не перемешиваются, что приводит к различному водо-твердому соотношению в патроне, это приводит к резкому снижению развиваемого давления, допускается самопроизвольная гидратация порошка НРМ в результате впитывания влаги из атмосферы, так как оболочка, содержащая порошок выполнена водопроницаемой, что приводит к резкому уменьшению срока хранения патрона и снижению возможного давления расширения.



Рисунок 1 – Подготовка и заливка приготовленного материала в шпур

Авторами статьи разработана конструкция патрона НРВ (рис. 2), содержащего водонепроницаемую оболочку, например из полиэтилена, внутри которой помещен невзрывной разрушающий материал, внутри патрона вдоль его продольной оси помещена перфорированная трубка, перфорация трубки выполнена в виде конусообразных отверстий с внутренним диаметром конусообразного отверстия 0,01-0,03 диаметра трубки, и углом раствора конуса, образующего отверстие, 80-100 градусов, при этом одна из образующих конуса направлена по касательной к окружности внутренней стенки трубки, а его центральная ось образует угол 40-55 градусов с продольной осью патрона.

Выполнение перфорации трубки отверстиями, оси которых ориентированы по касательной к внутренней стенке трубки приводит к возникновению при нагнетании жидкости вихревых потоков и соответственно отсутствию областей в патроне с несмешанными компонентами НРМ. Выполнение перфорации конусообразными отверстиями с меньшим диаметром 0,01-0,03 трубки и углом раствора конуса 80-100 градусов приводит к образованию интенсивно раздробленной и распыленной частей струи, что при высокой скорости истечения повышает качество перемешивания состава, что позволяет повысить качество разрушения материалов.

Разработанный патрон работает следующим образом.

В разрушаемую область пород пробуриваются шпуры, глубина и расположение которых определяются расчетной схемой. В шпур вставляется патрон. К свободному концу перфорированной трубки 3 подсоединяют разъем нагнетательного устройства. Затем по перфорированной трубке 3 внутрь герметичной оболочки 1 под давлением нагнетают необходимое количество жидкости. Жидкость выходит из трубки по отверстиям перфорации и смешивается с порошкообразным компонентом НРВ. За счет конусообразных отверстий перфорации в истекающей струе отсутствует компактная часть струи, а образуется интенсивно раздробленная и распыленная части струи,

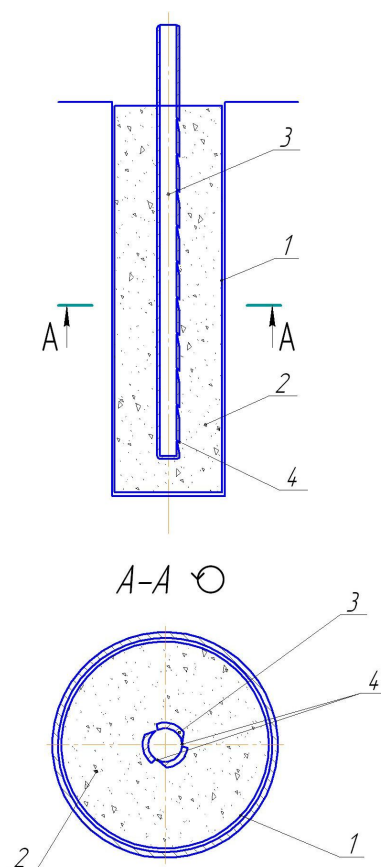


Рисунок 2. – Патрон невзрывного разрушающего материала

что увеличивает область взаимодействия порошка с жидкостью и повышает качество их перемешивания. После нагнетания необходимого количества жидкости разъем нагнетательного устройства отсоединяют. Вода смешивается с порошкообразным НРВ, в результате чего начинается протекание реакции гидратации, что приводит к увеличению его объема и созданию давления расширения на стенки шпура. При достижении критической величины напряжений в материале происходит его разрушение

Работа предлагаемого патрона невзрывного разрушающего материала позволит обеспечить быстрое и качественное приготовление НРВ, что позволяет получить максимальные разрушающие усилия, развиваемые НРМ и способствует повышению качества разрушения материалов.

Лабораторные стендовые испытания описанной конструкции патрона показали, что одним из его существенных недостатков является необходимость применения специального оборудования для нагнетания и контроля количества воды подаваемой в патрон, что увеличивает трудоемкость и усложняет реализацию устройства в промышленных условиях.

Поэтому с целью исключить специальное оборудование для подачи фиксированного количества воды в патрон для перемешивания компонентов НРВ предлагается использовать энергию взрыва. Для этого внутри перфорированной трубки с водой патрона содержащего предварительно подготовленные в требуемой пропорции неперемешанные компоненты НРВ предложено помещать детонатор, взрыв которого приводит к перемешиванию компонентов. При такой реализации патрона нет необходимости в сложном и дорогостоящем оборудовании.

Для исследования возможности взрывного приготовления НРМ в шпуре были проведены лабораторные исследования конструкции предлагаемого патрона в масштабе 1:1.

Патроны (рис. 3) были выполнены из бумаги диаметром 38 мм и длиной 30 см, внутрь которых помещалась пластиковая трубка, содержащая воду. Пространство между бумажной оболочкой и внутренней трубкой заполнялось порошком НРВ. Во внутренних пластиковых трубках были предварительно выполнены конусообразные отверстия по предложенной выше схеме. Для предотвращения вытекания жидкости из трубки отверстия герметизировались воском.



Рисунок 3. – Патрон НРВ первой серии опытов

Испытание патронов проводили в камере буровзрывных работ ДонНТУ. Для имитации стенок шпура использовались металлические трубы с внутренним диаметром 42 мм. Перед проведением эксперимента внутрь труб помещали изготовленные патроны. Внутри внутренней оболочки в патронах устанавливали детонатор, шпур герметизировали глиняной забойкой и проводили взрывание.

После взрывания на протяжении суток проходила реакция гидратации после чего проверяли степень перемешивания НРВ в трубах.

Общий вид эксперимента в камере БВР приведен на рисунках 4.

Анализ результатов моделирования позволил прийти к выводу, что более качественное перемешивание обеспечивается в верхней части патрона, прилегающей к детонатору, а в нижней части компоненты имеют низкую степень перемешивания. Однако несмотря на это в результате своего объемного расширения материал развил достаточно высокие давления, которые были измерены при помощи специально установленного в патрон деформируемого элемента.





Рисунок 4 – Общий вид эксперимента

Проведенные исследования позволили разработать и испытать в лабораторных условиях конструкцию патрона НРВ, обеспечивающего быстрое и качественное приготовление рабочей разрушающей смеси в шпуре.

#### ПЕРЕЧЕНЬ ССЫЛОК

1. Шкуматов О.М., Галоян В.А. Комбінована технологія розробки прохідницького вибою криволінійно-уступної форми / Наукові праці Донецького національного технічного університету Серія: «Гірничо-геологічна». – Донецьк: ДонНТУ, 2009. – Вип.10. – С. 70-73.
2. Шевцов М.Р., Калякин С.О., Купенко І.В., Шкуматов О.М., Рубльова О.І. Стан технології та обґрунтування умов руйнування суцільного середовища гірських порід і будівельних конструкцій / Проблеми гірського тиску. Донецьк: ДонНТУ, 2009, №17- С. 226-249.
3. Пат. № 51574, МПК(2009) E21D 11/00 Спосіб зміцнення гірських порід / М.М. Касьян, І.Г. Сахно, М.А. Овчаренко, О.А. Новіков, Ю.А. Петренко (Україна). – и 2010 00011; заявл.11.01.2010, опубл. 26.07.2010; Бюл. №14. – 5с.:ил.
4. Сахно І.Г., Петренко Ю.А., Овчаренко Н.А. Лабораторные исследования особенностей работы разрушенных горных пород при формировании из них несущей конструкции / Проблеми гірського тиску 2008, №16 - С 70-81.
5. Касьян М.М., Овчаренко М.А., Сахно І.Г., Петренко Ю.А., Негрій С.Г. Обґрунтування параметрів нової технології перекріплення виробок за допомогою методу скінчених елементів / Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. - №2. – С. 104-109.
6. Левинтант Р.Г. Агеев С.Г. Заметта Б.В. "Патронированное невзрывное разрушающее средство" / Строительные материалы - 1991 г. N 9, С.16-17

УДК 539.375:622.236

РЕВВА В.Н., МОЛОДЕЦКИЙ А.В., КОДБЕРГ Д.С. (ИФГП НАН Украины)

## **ВЛИЯНИЕ ГЛУБИНЫ НА ПОВЕДЕНИЕ УГЛЕЙ ПРИ ОБЪЕМНОМ НЕРАВНОКОМПОНЕНТНОМ НАГРУЖЕНИИ**

*Представлені закономірності поведінки вугілля різних марок в залежності від глибини його залягання та різних видів напруженого стану при об'ємному нерівнокомпонентному стисненні*

На современном этапе развития науки в практике решения задач прогноза и управления состоянием горного массива происходят существенные изменения относительного использования физико-механических характеристик угля и горных пород. Если раньше в качестве основных показателей применялись временные сопротивления одноосным сжатию и растяжению, а затем паспорта прочности, то в настоящее время получило развитие направление по использованию физико-механических характеристик, полученных в условиях максимально приближенных к реальным.

Структурно-механические особенности угля обусловлены главным образом дефектностью, неоднородностью, гетерогенностью среды, широко развитой естественной пористостью и трещиноватостью, а также системами трещин, которые образуются при проведении горных выработок в неравнокомпонентном объемном поле сжимающих напряжений.

Исследование физико-механических свойств угля и механизма его разрушения применительно к залеганию пласта на больших глубинах усложняется тем, что исследуемый объем угля (элементарный объем) находится в условиях объемного, в том числе и наиболее сложного неравнокомпонентного трехосного сжатия. Наиболее простым способом получения физико-механических характеристик которые с большой достоверностью отражающих процессы происходящие в горном массиве является физическое моделирование на установках неравнокомпонентного трехосного сжатия (УНТС). Механические испытания углей и горных пород на таких установках позволяют устанавливать закономерности деформирования углей и горных пород в объемном напряженном состоянии и получать основные физико-механические характеристики [1].

Несмотря на большой объем экспериментальных и теоретических исследований, из-за сложности экспериментального оборудования, постановки и реализации задач, закономерности деформирования и разрушения горных пород в объемном поле сжимающих напряжений в большинстве своем остаются неизученными.

Поэтому исследования деформирования и разрушения горных пород, учитывающих неравнокомпонентность объемного поля сжимающих напряжений и дефектность структуры, являются весьма актуальными.

Установка неравнокомпонентного трехосного сжатия (УНТС), разработанная и используемая в ИФГП НАНУ [2], позволяет моделировать и определять свойства любой части горного массива (нетронутая, призабойная). Это связано в первую очередь с тем, что рабочая камера, в которую помещается натурный материал, позволяет в трех взаимно перпендикулярных направлениях создавать независимые напряжения, аналогичные по величине и направлению напряжениям в горном массиве.

В последнее время наблюдается тенденция увеличения глубины разработки угольных пластов. При увеличении глубины возрастает интенсивность проявления горного давления, повышается газоносность угольных пластов, возрастает склонность



пород к обрушению и др., что значительно затрудняет условия эксплуатации горных выработок. Поэтому актуально исследование влияния глубины разработки пластов на прочностные и деформационные свойства углей, характер их разрушения. В связи с этим, возникла необходимость в оценке влияния глубины залегания угольного пласта на механические свойства углей на больших глубинах [3].

В настоящей работе представлены результаты экспериментальных исследований механических свойств угольных образцов в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия, моделирующих глубины залегания пластов от 1600м до 3000м.

Для испытаний изготавливались образцы кубической формы с ребром 55 мм из различных марок угля:

- марка **К**, пласт **d<sub>4</sub>**, шахта Красноармейская-Западная №1;
- марка **Ж**, пласт **h'<sub>6</sub>**, шахта Скочинского;
- марка **Т**, пласт **l<sub>4</sub>**, шахта Комсомолец Донбасса.

При изготовлении образцов, грани куба изготавливались таким образом, чтобы одна пара была параллельной системам трещин или прослоям. Испытывались образцы угля с естественной влажностью. В процессе нагружения давление, передаваемое по каждой оси, регистрировалось по образцовым манометрам, а смещения граней образцов - по лазерным индикаторам с точностью до  $10^{-5}$  м. Поддержание необходимого давления по каждой грани достигалось путем периодического включения насосов высокого давления или сбросом давления в гидроцилиндрах.

Для получения достоверных данных о поведении угольных образцов в объемном неравнокомпонентном поле сжимающих напряжений и о значениях механических характеристик образцов, количество единичных испытаний в экспериментах составляло 5.

Моделирование глубины залегания пластов осуществлялось следующим образом. Угольный образец, помещенный в рабочую камеру, нагружался сжимающими напряжениями по трем осям одновременно до уровней:

$$\sigma_1 = k\gamma H, \sigma_2 = \sigma_3 = k\lambda\gamma H,$$

где  $H$  - глубина разработки (1600 – 3000 м);

$$\lambda - \text{коэффициент бокового распора (0,5)} \quad \lambda = \frac{\nu}{1-\nu} \quad [4];$$

$k$  - коэффициент концентрации напряжений (2);

$\gamma$  - объемный вес вышележащих пород ( $2,5 \text{ т/м}^3$ ).

В дальнейшем уменьшался уровень  $\sigma_3$  до нуля, а уровни  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  формировались самопроизвольно за счет деформирования образца и регистрировались по манометру, т.е. моделировался «переход» некоторого элементарного объема угля из нетронутой в призабойную часть пласта.

С помощью специально разработанной программы расчета прочностных и деформационных характеристик по данным механических испытаний углей в объемном неравнокомпонентном напряженном состоянии экспериментальные результаты были обработаны на компьютере.

При моделировании глубин залегания угольных пластов от 1600 до 3000м были установлены следующие закономерности.



Большинство твердых тел имеют одинаковые значения пределов прочности на сжатие, растяжение и сдвиг и вид напряженного состояния не влияет на их деформационные и прочностные свойства. Для горных пород и углей пределы прочности на сжатие и растяжение отличаются более чем на порядок, существенно изменяются и другие механические характеристики. Поэтому особый интерес вызывают исследования поведения горных пород в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия при различных видах напряженного состояния.

Исследуя различные виды напряженного состояния, характеризуемые параметром Лодэ – Надаи  $\mu_\sigma$ :

$$\mu_\sigma = 2 \left( \frac{\sigma_2 - \sigma_3}{\sigma_1 - \sigma_3} \right) - 1$$

где  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  - главные напряжения;  
и соответствующие им виды деформационного состояния  $\mu_\varepsilon$ :

$$\mu_\varepsilon = 2 \left( \frac{\varepsilon_2 - \varepsilon_3}{\varepsilon_1 - \varepsilon_3} \right) - 1$$

где  $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \varepsilon_3$  - главные деформации,  
было установлено, что для горных пород и углей наблюдается несоответствие между видами напряженного и деформационного состояний, т.е. третий закон пластичности не соблюдается ( $\mu_\sigma \neq \mu_\varepsilon$ ) [5].

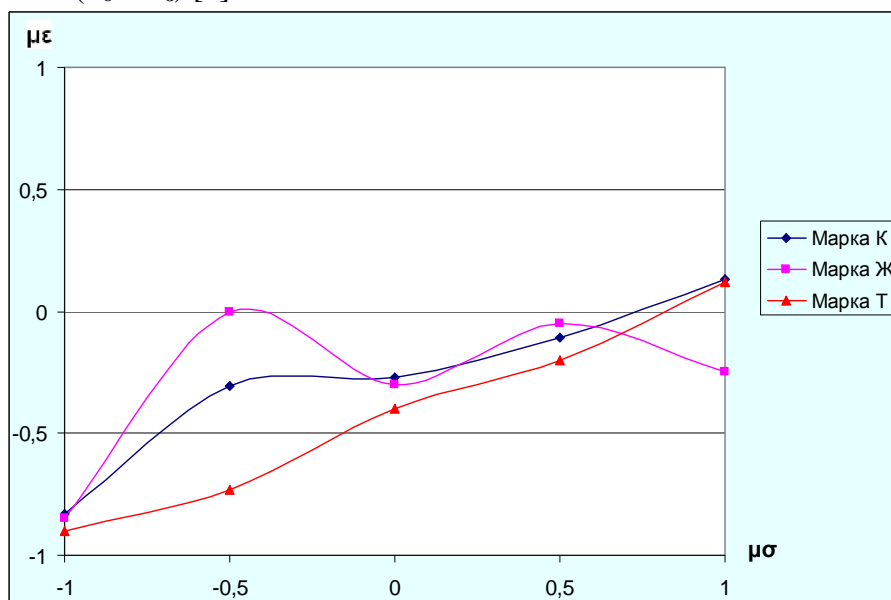


Рис. 2. Зависимость вида деформационного состояния от вида напряженного состояния для различных марок угля.

На рис. 2. представлены зависимости  $\mu_\varepsilon$  от  $\mu_\sigma$  для марок угля **К**, **Ж** и **Т** при их разрушении. Для всех марок угля  $\mu_\varepsilon$  не соответствует  $\mu_\sigma$ , причем, для всех марок угля в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия  $\mu_\varepsilon$  изменяется от обобщенного сжатия до обобщенного сдвига.

Несоответствие напряженного и деформационного состояний при деформировании и разрушении углей при разных видах объемного нагружения, на наш взгляд, определяется не только анизотропией, а прежде всего различием и конкуренцией двух процессов, происходящих в нагруженном образце: течение (пластической деформации) и зарождение микротрещин. Поэтому по виду напряженного состояния судить о характере разрушения углей в большинстве случаев нельзя, а только по виду деформационного состояния. По этой же причине по

замеренным деформациям нельзя в полной мере судить о напряженном состоянии в уголепородном массиве [5].

По характеру имеющих в горном массиве трещин можно восстановить деформационное состояние массива, на основании которого, учитывая закономерности несоответствия, определить и вид напряженного состояния. Эти данные могут иметь большое значение при геометризации тектонических нарушений, уточнении их классификации и установлении ориентировки напряжений в горном массиве и вида напряженного состояния.

Проведенные экспериментальные исследования позволили установить, что вид напряженного состояния существенно влияет на механические характеристики углей. На рис. 3 и рис. 4 для примера представлены зависимости модуля объемного сжатия  $K$ , модуля деформации  $E$  и коэффициента поперечной деформации  $\nu$  от вида напряженного состояния  $\sigma$ .

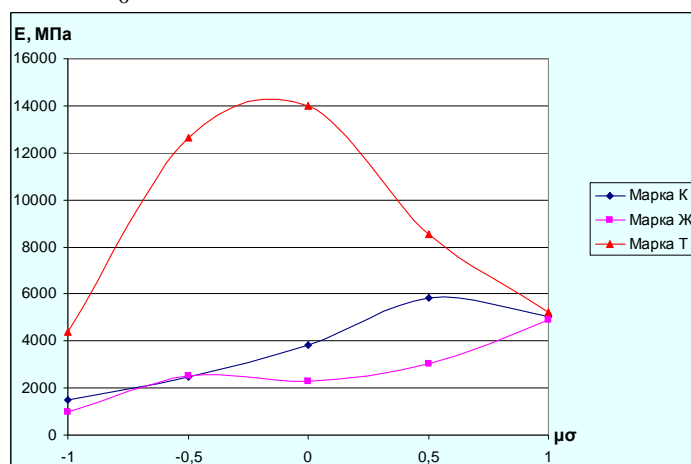


Рис. 3. Зависимость модуля деформации  $E$  от вида напряженного состояния  $\sigma$ .

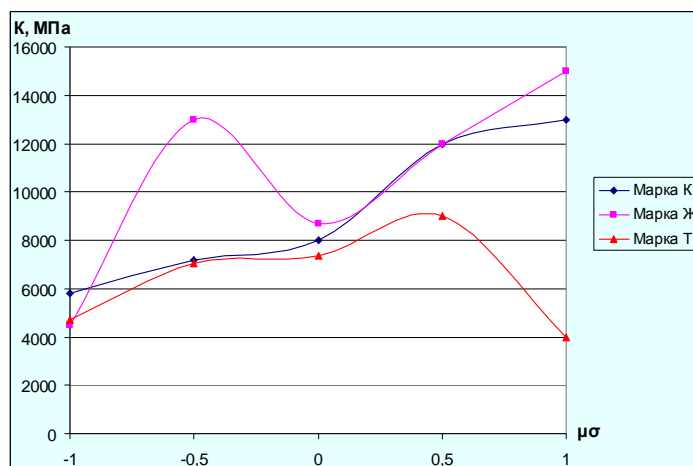


Рис. 4. Зависимость модуля объемного сжатия  $K$  от вида напряженного состояния  $\sigma$ .

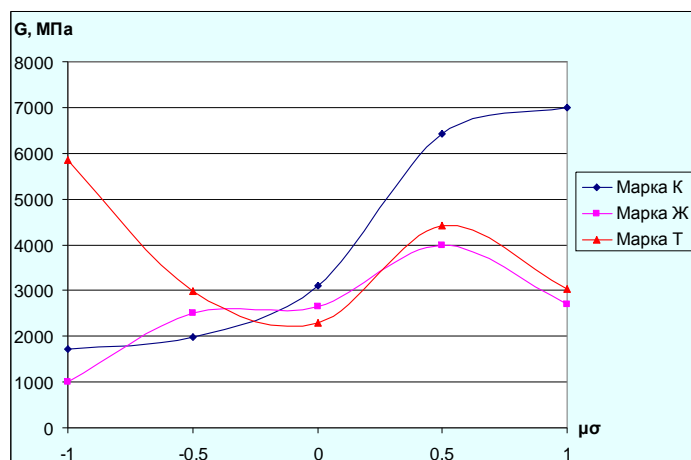


Рис. 5. Зависимость модуля сдвига  $G$  от вида напряженного состояния  $\mu\sigma$ .

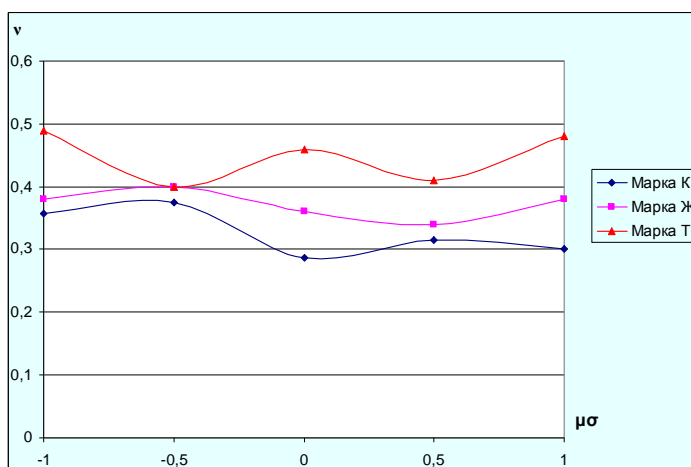


Рис. 6. Зависимость коэффициента поперечной деформации  $\nu$  от вида напряженного состояния  $\mu\sigma$ .

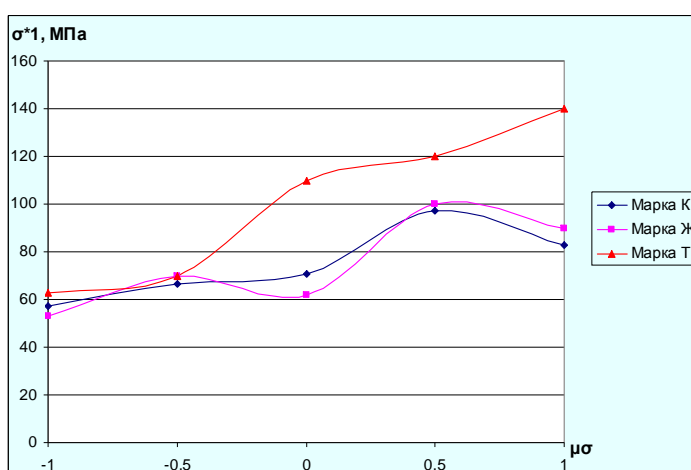


Рис. 7. Зависимость объемной прочности  $\sigma_1^*$  от вида напряженного состояния  $\mu\sigma$ .

Как видно из рисунков 3 – 7 при различных видах напряженного состояния модули деформации, объемного сжатия, поперечной деформации, сдвига и объемная прочность принимают различные значения.

Из всего вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. С ростом глубины залегания повышаются жесткость и предельная прочность углей (рис 1 а, б).
2. С увеличением глубины залегания угольных пластов уменьшается коэффициент концентрации напряжений в окрестности горной выработки (рис 1 е) и появляется тенденция к более вязкому разрушению углей (рис 1 д).
3. На наш взгляд при шаровом тензоре, соответствующем глубине 2000 м, происходит изменение физико-механических свойств из-за физико-химических превращений в угле.
4. Экспериментальные исследования деформирования и разрушения углей в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия свидетельствуют о несоответствии напряженного состояния деформационному.
5. Вид напряженного состояния существенно влияет на механические свойства углей при деформировании и разрушении их в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия, поэтому его необходимо учитывать при экспериментальном определении механических характеристик углей.

#### **Литература:**

1. Докукин А.В., Чирков С.Е., Норель Б.К. Моделирование предельно-напряженного состояния угольных пластов. – М.: Наука. – 1981. – 152с.
2. Алексеев А.Д., Недодаев Н.В. Предельное состояние горных пород. – Киев: Наукова думка. – 1982. – 200с.
3. Ревва В.Н., Стариков Г.П., Алексеев А.Д. Изменение механических свойств углей с увеличением глубины их залегания//Физика и техника высоких давлений: Республ.научн.ж-л/ДонФТИ АН УССР. – Киев: Наукова думка. – 1991, том 1, №3. – С. 43 – 46.
4. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Прочность горных пород и устойчивость выработок на больших глубинах. М.: Недра, 1985. 325с.
5. Алексеев А.Д., Ревва В.Н., Рязанцев Н.А. Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений/ – Киев: Наукова думка, 1989. – 168с.

УДК 622.21

СЕРГИЕНКО А.И., ПОДРУХИН А.А. (ИФГП НАНУ)

### **КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ЗОН НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ В ПРЕДЕЛАХ ГОРНЫХ ОТВОДОВ ЗАКРЫТЫХ ШАХТ**

*Наведено результати досліджень прояву геодинамічних зон в межах гірських відведень двох закритих шахт. Геодинамічні зони є додатковими шляхами міграції метану з виробленого простору закритих шахт в атмосферу. Розроблено алгоритм визначення меж розповсюдження геодинамічних зон на земній поверхні. Отримані результати були підтверджені польовими дослідженнями змісту метану в ґрунті.*

Согласно обобщенным данным проведенных исследований, представленных в работах [1-4], вся приповерхностная часть земной коры имеет зонально-блочное строение, обусловленное наличием в горном массиве не только дизъюнктивных геологических нарушений, например сбросов и надвигов, но и геодинамических зон (ГДЗ). Последние, в свою очередь, являются поверхностным отображением особенностей геологической структуры горного массива, а именно глубинных разломов, скрытых осадочным чехлом и покровными отложениями.

ГДЗ имеют различные размеры как по простирацию (от нескольких сотен метров до нескольких тысяч километров), так и по глубине распространения (от нескольких десятков метров до нескольких километров) и делятся на глобальные, региональные и локальные [1-3].

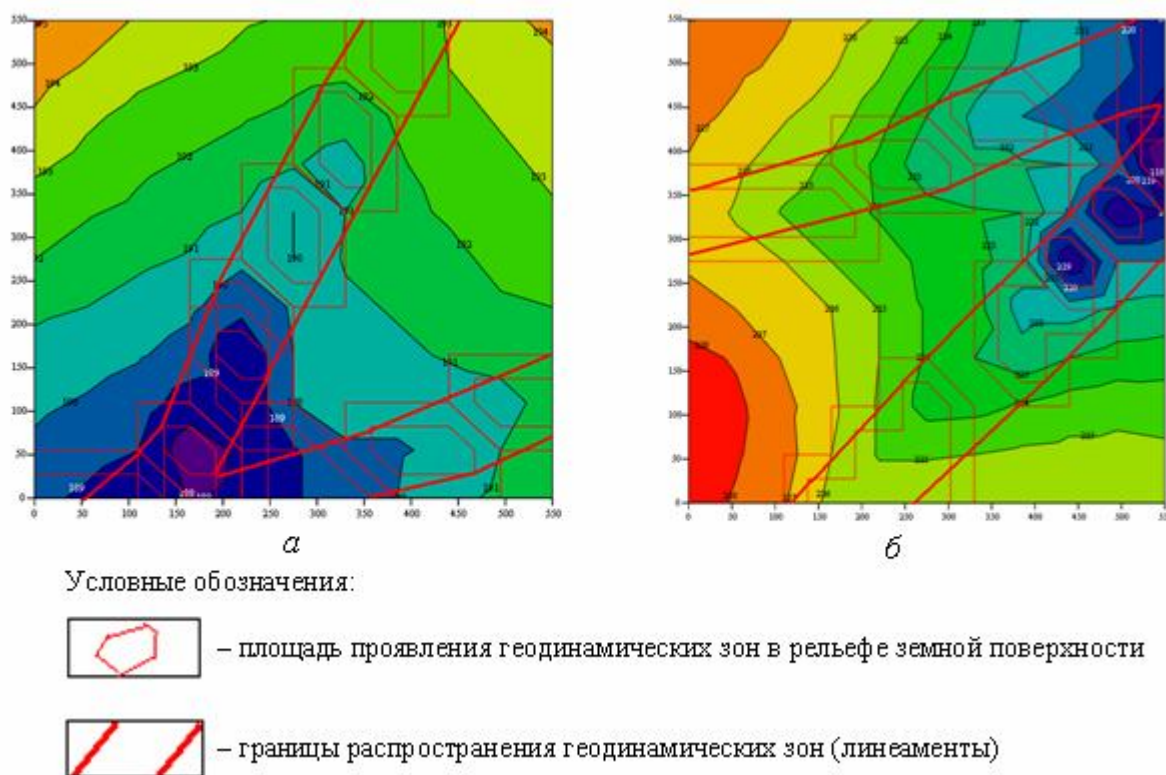
Площадью проявления ГДЗ на дневной поверхности являются линейно организованные структуры форм рельефа, называемые линеаменами. Они определяются чаще всего по линейному распространению овражно-балочной сети и отрицательных форм рельефа, а также по различию форм рельефа и изгибов русел рек и др. признакам.

Всем слагающим горный массив породам, расположенным в пределах ГДЗ, соответствует аномально повышенная трещиноватость по отношению к породам блоков. Данная трещиноватость может способствовать миграции различных газов, в том числе и свободного метана, в пределах горного массива на дневную поверхность.

Исследования, проведенные нами на территории горных отводов закрытых шахт Донбасса, показали, что накопленный в горных выработках метан мигрирует на дневную поверхность не только в местах выхода геологических нарушений и пластов трещиноватых песчаников и известняков [5], но и в пределах распространения ГДЗ на участках земной поверхности, присущих для каждого конкретного горного отвода указанных шахт [6-9].

В ИФГП НАН Украины разработана методика расчета [8], позволяющая определить количество метана и время процесса его миграции из выработанного пространства к земной поверхности для условий каждой конкретной закрытой шахты. При этом одним из главных параметров для расчетов является площадь проявления ГДЗ и ее привязка к рельефу земной поверхности горного отвода угольной шахты. Апробацию методики проводили на двух закрытых шахтах – «Заперевальной №2» и «Куйбышевской». На планах поверхности были выбраны два участка размером 500х500 м, каждый из которых поделили сеткой шагом 50 м. Затем на них в узлах пересечения сетки были отмечены данные высотных отметок рельефа земной поверхности и составлены матрицы отметок.

Полученные матрицы обрабатывали при помощи математического метода кубической сплайн-интерполяции, реализуемого в программе MathCAD [10]. По результатам обработки был получен электронный вариант карт изолиний исследуемых участков. Затем в программе MathCAD согласно разработанному алгоритму определения границ распространения геодинамических зон на земной поверхности выполняли обработку матриц методом поиска минимальных значений [11]. В результате на полученные карты изолиний были нанесены границы распространения геодинамических зон (линеаменты) на исследуемых участках земной поверхности (рис.1).



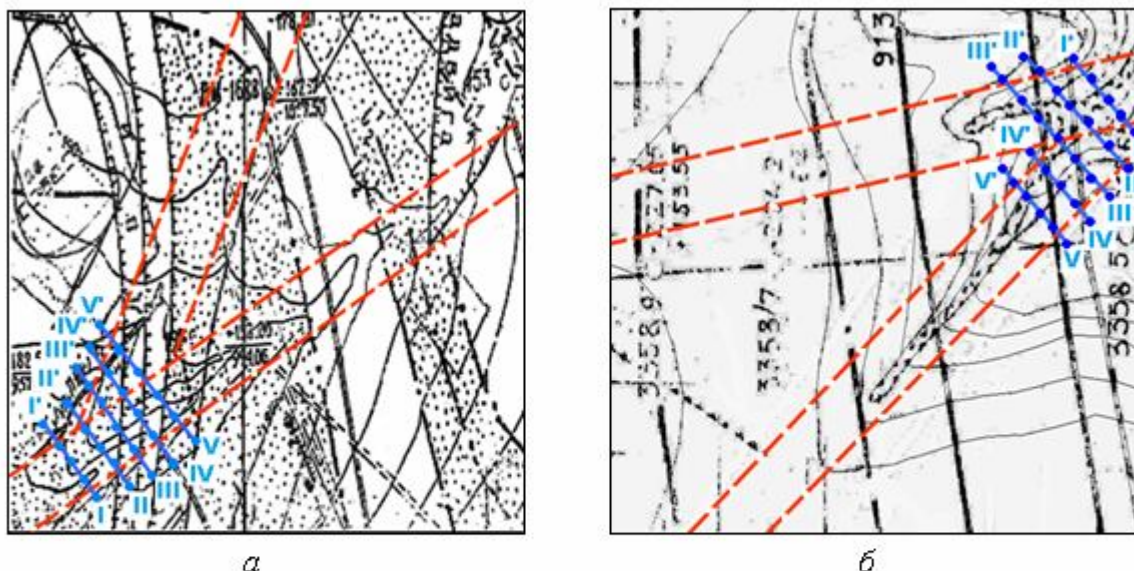
**Рис. 1.** Выделенные границы распространения геодинамических зон (линеаменты) на территории горных отводов закрытых шахт: «Заперевальной №2» (а) и «Куйбышевской» (б)

По результатам выполненного линеаментного анализа участков земной поверхности на территории горных отводов двух закрытых шахт были заложены профили для измерения содержания метана в почве в пределах выделенных геодинамических зон (рис. 2). Шаг измерений по всем профилям составлял 10 м.

Полевые измерения содержания метана в почве осуществляли по методике, разработанной МакНИИ [5], при помощи шахтного интерферометра ШИ-11.

Разброс значений содержания метана в почве составил: для горного отвода шахты «Заперевальная №2» 0,1–1,2% и для горного отвода шахты «Куйбышевская» 0,4–1,0%. Это соответствует расчетным средним значениям 0,6 и 0,8%, полученным в результате аналитических исследований, учитывающих метаносность углепородного массива, особенности его физико-механических параметров, глубину ведения горных работ и другие геотехнические характеристики [8].





Условные обозначения:

- границы распространения геодинамических зон (линеаменты)
- профили проведения измерений содержания метана в почве

**Рис. 2.** Профили проведения измерений содержания метана в почве в пределах выделенных геодинамических зон на территории горных отводов закрытых шахт «Запореваляной №2» (а) и «Куйбышевской» (б)

Таким образом, предлагаемый способ определения границ распространения геодинамических зон в пределах горных отводов угольных шахт позволяет:

- на основе применения современных методов получения, обработки и анализа научно обосновать высокую степень вероятности миграции шахтных газов, в первую очередь, метана, на поверхность в четко определенных местах горных отводов, отнесенных к границам линеаментов;
- повысить эффективность ведения работ по мониторингу окружающей среды, в частности горных отводов закрытых шахт, на территории которых находятся жилые строения и промышленные предприятия шахтных городов и поселков;
- за счет камеральной обработки полевых исследований и установления конкретных мест возможного аномального выделения метана на поверхность снизить затраты на работы по дегазации с поверхности угленосного массива действующих и закрываемых шахт.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кац Я.Г. /Основы линеаментной тектоники/ А.И. Полетаев, Э.Ф. Румянцев – М.: Недра, 1986.
2. Воевода Б.И. /Геодинамика и ее экологические проявления// Е.Г. Соболев, А.Н. Русанов, О.В. Савченко – Наукові праці ДонДТУ: Серія гірничо-геологічна. Вип. 23. – Донецьк, 2001. – С. 3-10.
3. Воевода Б.И. /Геодинамика и ее роль в устойчивом развитии регионов// Е.Г. Соболев, О.В. Савченко – Наукові праці ДонДТУ: Серія гірничо-геологічна. Вип. 45. – Донецьк, 2002. – С. 88-93.

4. *Панов Б.С. /Новое в геолого-геофизических исследованиях// Е.П. Тахтамиров – Известия высших учебных заведений, геология и разведка, 1993.– №3. – С. 54-67.*
5. *Защита зданий от проникновения метана/ МакНИИ. – Макеевка: Донбасс, 2001. – 61 с.*
6. *Гринев В.Г. /Совершенствование методики прогнозирования миграции метана на дневную поверхность из горных выработок ликвидированных шахт// А.А. Подрухин – Физико-технические проблемы горного производства: сб. науч. тр./ НАН Украины, Институт физики горных процессов. – Вып. 8. – 2005. – С. 100-103.*
7. *Подрухин А.А. Исследование миграции метана на дневную поверхность в пределах горного отвода ликвидированной шахты «Кочегарка»/ Физико-технические проблемы горного производства: сб. науч. тр./ НАН Украины, Институт физики горных процессов. – Вып. 9. – 2006. – С. 186-192.*
8. *Гринев В.Г. /Исследование процесса миграции метана из выработанного пространства закрытых шахт// А.И. Сергиенко, А.А. Подрухин – Физико-технические проблемы горного производства: сб. науч. тр./ НАН Украины, Институт физики горных процессов. – Вып. 12. – 2009. – С. 74-79.*
9. *Гринев В.Г. /Оценка эмиссии метана закрытых шахт на дневную поверхность// А.И. Сергиенко, А.А. Подрухин – Матеріали Міжн. наук.- прак. конф. „Форум гірників – 2009”, Дніпропетровськ, 11-13 жовтня 2009 р.*
10. *Макаров Е.Г. Инженерные расчеты в MathCAD. – СПб.: Питер, 2005. – 448 с.*
11. *Сергиенко А.И. /Графоаналитический способ определения границ распространения геодинамических зон на земной поверхности в пределах горных отводов закрытых шахт// А.А. Подрухин – Физико-технические проблемы горного производства: сб. науч. тр./ НАН Украины, Институт физики горных процессов. – Вып. 13. – 2010.*

УДК 551.14 +550.342

Н.А. РЯЗАНЦЕВ, Н.А. РЯЗАНЦЕВА (КИИ ДонНТУ)

## **СОВРЕМЕННЫЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О НАПРЯЖЕННОМ СОСТОЯНИИ ГОРНОГО МАССИВА**

*Излагаются представления о напряженном состоянии горного массива с учетом наличия активных ротационных и тектонических сил и неоднородности свойств горных пород.*

До 70-х годов XX века существовало две точки зрения на напряженное состояние горного массива. Одна из них [1,2] предполагала гидростатическое, вернее геостатическое, распределение напряжений, обусловленное весом вышележащих пород  $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = \gamma H$ . Поле напряжений предполагалось однородным (без аномалий), все местные концентрации считались исчезающими в процессе релаксации в течение длительного существования осадочной толщи пород. Согласно другой точки зрения [3], распределение напряжений в горном массиве является негидростатическим. Вертикальная составляющая равна весу вышележащих пород ( $\gamma H$ ), а горизонтальные составляющие равны между собой, являются реактивными и формируются за счет бокового распора ( $\lambda \gamma H$ ). Здесь  $\lambda = \nu / (1 - \nu)$  – коэффициент бокового распора,  $\nu$  – коэффициент поперечной деформации пород. В этом случае поле напряжений также считалось равновесным и однородным. Однако, большой комплекс измерений напряженного состояния горных пород нетронутого массива, проведенный в рамках

научно-технического сотрудничества стран – членов СЭВ в 1960-1980г.г.[4-6], показал, что фактические напряжения в массиве не соответствуют указанным выше представлениям. Вертикальная компонента напряжений оказалась в 1,1...3,7 раза выше геостатической, а горизонтальная – в 3,1-19 раз. Причиной такого несоответствия считали действие тектонических напряжений [7], внутренние напряжения набухания в газонасыщенных породах [8], неоднородность физических свойств горных пород [9-11] и др. Дальнейшие исследования показали, что, действительно, в областях размером 100...2000 км действуют устойчивые региональные тектонические напряжения в горизонтальном направлении, величина которых для Донбасса не превышает 10-12 МПа [12-14]. В то же время замеренные напряжения подвержены значительным колебаниям на небольших участках и достигают 100 МПа и более [15,16]. Кроме того, однозначно установлено, что поле напряжений является неравнокомпонентным.

Отклонение напряженного состояния от геостатического свидетельствует о действии в земной коре касательных напряжений. Таким образом, большие величины напряжений и их изменчивость требуют объяснения и расчетов. В настоящее время считается, что тектонические напряжения рассчитать невозможно, поскольку о природе их мало что известно. Поэтому, прежде всего, требует объяснения наличие, как в вертикальном, так и в горизонтальном субширотном и субмеридиональном направлении активных сил и выяснения их природы.

Наша спиральная галактика Млечный Путь имеет вид левостороннего вихря (коловрата) с четырьмя рукавами. Солнце является восьмой звездой созвездия Малая Медведица, находится между двумя рукавами Галактики примерно в середине галактического диска, расстояние от Солнца до центра Галактики порядка  $3 \times 10^{20}$  м. Значение скорости орбитального движения Солнечной системы вокруг центра Галактики (как и других звездных систем нашей Галактики) около 250 км/с. Период нашего обращения вокруг центра Галактики (нормальный галактический год) - 215 млн. лет (5 полупериодов драконического цикла) или 172 млн. лет (аномалистический галактический год - 4 полупериода драконического цикла). Траектория движения солнечной системы осложняется периодическими колебаниями относительно экваториальной плоскости Галактики. Драконический цикл 86 млн. лет – это полный период колебания солнечной системы относительно экваториальной плоскости Галактики. В геологической истории Земли все вышеуказанные циклы очень хорошо отражены. Обратив внимание на геохронологическую таблицу, обнаруживаем, что ордовик, силур, пермь, триас и палеоген имеют продолжительность 43 млн. лет (половина драконического периода), кембрий, венд – по 86 млн. лет (целый драконический цикл), девон плюс карбон, а также юра плюс мел содержат по три полуцикла. Правильнее раннюю и среднюю юру объединить в один период, позднюю юру и ранний мел – в другой, а поздний мел выделить в третий. Мезозойская эра, ранний и поздний палеозой имеют продолжительность по 172 млн. лет и т.д. С указанными временными интервалами связана активизация тектонических движений и магматизма, однако оценка влияния общегалактических процессов на напряженное состояние земной коры затруднена.

Земля вращается вокруг Солнца, а Луна вокруг Земли примерно по такой же траектории - то удаляясь, то приближаясь к центру масс. При приближении к Солнцу орбитальная скорость возрастает, при удалении уменьшается. Двойная система Земля-Луна движется вокруг Солнца со средней скоростью 29,8 км/с. Эксцентриситет орбиты меняется с периодом  $10^5$  лет, а плоскость орбиты поворачивается около некой средней плоскости, а эта средняя плоскость поворачивается с характерным временем  $2 \times 10^8$  лет. Но Земля, кроме того, вращается еще и вокруг собственной оси.

Средний радиус Земли 6370 км, масса  $5,98 \times 10^{24}$  кг, угловая скорость –  $7,29 \times 10^{-5} \text{ с}^{-1}$ . Ось вращения направлена к созвездию Малая Медведица в точку недалеко от Полярной звезды. Угол между осью вращения земли и направлением на полюс эклиптики составляет  $23^{\circ}27'$ . Под действием Луны, Солнца и планет солнечной системы момент вращения Земли поворачивается и медленно вращается вокруг полюса эклиптики, поэтому ось вращения прецессирует (описывает конус) с периодом 25780 лет и угловой скоростью  $7,72 \times 10^{-12} \text{ с}^{-1}$ .

Если учесть, что планета Земля вращается вокруг оси с угловой скоростью  $\omega$ , то, как показано на рис.1, возникает центробежная сила инерции, радиальная составляющая которой приводит к уменьшению веса тела с уменьшением географической широты, а касательная составляющая, действующая от полюса к экватору, вызывает перемещения в меридиональном направлении. Эту силу называют полюсобежной силой Этвеша, которая уравнивается силой трения в породах. Активные касательные (горизонтальные) напряжения, обусловленные полюсобежной силой, направленной от полюса к экватору, равны:

$$\tau_{et} = \frac{1}{4} \rho \omega^2 H^2 \sin 2\beta,$$

где  $\rho$  – средняя плотность пород,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\rho = 2500 \text{ кг/м}^3$ ;

$\omega$  – угловая скорость вращения Земли,  $\omega = 7,29 \times 10^{-5} \text{ с}^{-1}$ ;

$H$  – глубина ведения работ, м ;

$\beta$  – широта местности, град., для Донбасса  $\beta = 48^{\circ}$ .

Оценки для глубины 1000 м показывают, что величина этих напряжений составляет всего 13-15 Па, что намного меньше вертикальной составляющей поля напряжений от веса вышележащих пород, поэтому ею обычно пренебрегают, однако, как будет показано ниже, делать этого не стоит.

Если структурные элементы горного массива под действием каких-либо сил движутся от полюса к экватору, то за счет вращения Земли действует также вторая сила инерции, направленная перпендикулярно скорости движения, которую называют силой Кориолиса. В северном полушарии она направлена вправо по ходу движения (в широтном направлении с востока на запад).

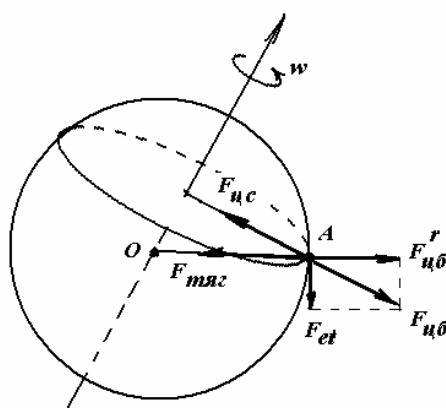


Рисунок 1 – Разложение центробежной силы инерции, направленной по радиусу перпендикулярно оси вращения Земли, на составляющие:

$F_{цб}^r$  – составляющая, действующая по радиусу от центра тяжести Земли и уменьшающая силу тяготения;

$F_{ет}$  – составляющая, действующая по касательной к поверхности Земли – полюсобежная сила Этвеша.

Активные касательные (горизонтальные) напряжения в, обусловленные силой Кориолиса, направленной в широтном направлении, равны:

$$\tau_k = 2\rho\omega H v \sin \beta,$$

где  $v$  – скорость движения частиц породы, м/с.

При малых скоростях движения  $v = 10^{-8} \dots 10^{-9}$  м/с, на глубине 1000 м напряжения имеют порядок  $\tau_k = 10^{-5} \dots 10^{-6}$  Па, поэтому влияние силы Кориолиса заметно только при длительном воздействии. В процессе же геодинамических явлений типа внезапных выбросов, горных ударов, когда скорость смещений достигает скорости звука в среде, напряжения достигают нескольких мегапаскаль, и влияние сил Кориолиса становится весьма заметным, проявляясь в виде образования вихревых структур.

В качестве активных тектонических сил могут выступать также силы объемного расширения или сжатия при структурно-фазовых переходах в недрах Земли, силы Архимеда и Кориолиса, действующие на восходящие потоки вещества в мантии и приводящие к гравитационной конвекции при сколь угодно малом сверхадиабатическом перепаде плотности, ротационные силы из-за скачкообразного изменения скорости вращения Земли. Долготная нормальная составляющая поля тектонических напряжений в литосфере в этом случае определяется в виде:

$$\sigma_m = \frac{4\eta_a r_a^2}{H_a H_l r_e} \left[ \int_0^v v_a dv - \frac{1}{\pi} \int_0^\pi \int_0^v v_a dv d\beta \right],$$

а широтная составляющая

$$\sigma_{ш} = \sigma_m \cos \beta,$$

где  $\eta_a$  – вязкость астеносферы,  $\eta_a = 0,5 \times 10^{20}$  Пас;

$r_a$  – радиус астеносферы,  $r_a = 6000$  км;

$r_l$  – радиус земной коры,  $r_l = 6300$  км;

$H_a$  – толщина астеносферы,  $H_a = 280$  км;

$H_l$  – толщина земной коры,  $H_l = 70$  км;

$v_a$  – скорость горизонтального течения астеносферы,  $v_a = 0,4 \dots 0,7$  м/год.

Оценка показывает, что максимальная величина напряжений как в меридиональном, так и широтном направлении может достигать 50 МПа.

Наиболее заметным следствием близкого соседства Луны являются лунные приливы. Каждые 12 часов 26 минут уровень земной поверхности поднимается на 0,36 м. Приливные горбы движутся по поверхности Земли со скоростью 290 м/с, вызывая возникновение как вертикальных, так и горизонтальных приливных напряжений. Приливы на Земле вызываются также Солнцем. Высота солнечного прилива составляет 0,16 м. Когда приливные эффекты Солнца и Луны складываются (сизигийные приливы) частота газодинамических явлений на угольных шахтах возрастает в 10 раз и более [17]. В результате приливного трения Земля замедляет свое суточное вращение. 500-600 млн. лет назад год на Земле продолжался 420-425 суток, 180 млн. лет назад – 385 суток.

Деформационную приливную волну можно представить в виде:

$$\Delta r = B \cos 2\theta,$$

где  $B$  – амплитуда приливных колебаний,  $B = 0,45$  м;

$\theta$  – задержка (отставание) деформационной волны от гравитационного возмущения Луной по долготе,  $\theta = 2 \dots 7^\circ$ .

Вертикальная составляющая приливной силы

$$F_g = 3G \frac{mr}{R^3} (\cos^2 z - 1/3);$$

Горизонтальная составляющая приливной силы

$$F_z = \frac{3}{2} G \frac{mr}{R^3} \sin 2z;$$

где  $G$  – гравитационная постоянная;

$m$  – масса Луны, кг;

$r$  – расстояния от центра Земли до точки определения силы, м;

$R$  – расстояние от Земли до Луны, м;

$Z$  – зенитное расстояние Луны, град.

Сдвиговые напряжения в приливной волне

$$\tau_{np} = 2\rho H_\ell \Delta g;$$

где  $\Delta g$  – изменение ускорения свободного падения,  $\Delta g = 10^{-6}$  м/с<sup>2</sup>.

Величина напряжений в земной коре, создаваемых приливной волной составляет примерно  $3 \times 10^4$  Па [18]. Скорость перемещения блоков земной коры при этом может достигать  $2 \times 10^{-4}$  м/с.

Кроме того, Земля как физический объект представляет собой автоколебательную систему. Собственные колебания Земли делятся на два класса: крутильные или тороидальные колебания, вектор смещения которых перпендикулярные радиусу Земли, и сфероидальные колебания, вектор смещения которых имеет составляющие и по радиусу, и по азимутальным направлениям. Собственные колебания являются стоячими волнами. При этом крутильные колебания являются результатом интерференции двух бегущих волн Лява равной амплитуды, а сфероидальные – волн Рэлея.

К основным следствиям колебаний в геосферах относятся вибромеханические, виброреологические и вибромеханохимические эффекты: преобразование сухого трения в вязком; направленный массоперенос; резонанс; автоколебания; тиксотропность; механохимическая активация физических и химических процессов и др.

Частота собственных колебаний (резонансная частота) Земли в целом, отдельных геосфер и слоев может быть определена из зависимости [19]:

$$f_0 = V_{sh}/h;$$

где  $V_{sh}$  – скорость поперечных волн,  $V_{sh} = 2500$  м/с;

$h$  – характерный размер объекта, м.

Для Земли в целом расчетная собственная частота колебаний составляет  $2 \times 10^{-4}$  Гц, а период 85 мин, для поверхностных слоев пород –  $1,4 \times 10^{-4}$  Гц ( $T=2$  часа), собственная частота слоя мощностью 1 м – 2,5 кГц. Наблюдаемые резонансные частоты верхних слоев земной коры  $0,716 \times 10^{-4}$  и  $1,64 \times 10^{-4}$  Гц.

Каждый слой породы является монохроматором. Эффект монохроматора состоит в том, что в слое толщиной  $h$  укладывается целое число полуволн:

$$h = n\lambda/2 = nV_{mh}/2f_{mh};$$

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

$\lambda$  – длина волны, м;

$V_{mh}$  – скорость волн поперек слоя, м/с;

$f_{mh}$  – частота монохроматора, Гц.

Эффект резонанса (АРП) – это момент совпадения собственной частоты колебательной системы с частотой внешнего воздействия. Эффект АРП и эффект монохроматора наблюдается в режиме стоячих волн, потому скорость поперечных волн это фазовая скорость. Амплитуда колебаний планетарных пульсаций вследствие резонансных явлений может достигать  $\Delta \ell_{\max} = 10$  см. Напряжения в горных породах при распространении колебаний составляют [20]:

$$\tau = \rho \omega V_{sh} \Delta \ell_{\max} \cos(\omega t + y_2);$$

где  $\omega = 2\pi f_0$  – угловая частота колебаний;

При резонансных явлениях напряжения могут достигать десятков и сотен мегапаскаль.

Таким образом, вследствие воздействия гравитационных, приливных, ротационных и тектонических сил в горном массиве распространяются деформационные волны различных частот и амплитуд. При отражении волн от границ раздела слоев и структурных блоков, вследствие интерференции и резонансных явлений возникают значительные концентрации деформации и напряжений, приуроченных к этим границам.

В статической постановке, как показано в [21], коэффициент концентрации вертикальных напряжений на границе слоев составляет:

$$k_b = 1 + 2 \frac{m^2}{b^2} \left(1 - \frac{E}{E_*}\right);$$

Коэффициент концентрации горизонтальных напряжений:

$$k_r = 1 + \frac{m^2 + b^2}{b^2} \left(1 - \frac{E\nu_*}{E_*\nu}\right);$$

где  $m$  – мощность слоя, м;

$b$  – размер структурного блока по простиранию или падению,  $b = (3-4)m$ ;

$E$  и  $E_*$  – модули упругости соответственно менее жесткого и более жесткого слоев, МПа;

$\nu$  и  $\nu_*$  – коэффициенты поперечной деформации этих слоев.

Учитывая, что и в вертикальном, и в широтном, и в меридиональном направлении действуют активные силы и силы бокового распора, компоненты объемного поля напряжений в горном массиве можно записать в виде:

$$\sigma_b = k_b \gamma H + \lambda k_r (\sigma_r + \sigma_{ct});$$

$$\sigma_{ш} = k_r \sigma_T + \lambda (k_b \gamma H + k_r \sigma_{ct});$$

$$\sigma_m = k_r \sigma_{ct} + \lambda (k_b \gamma H + k_r \sigma_T);$$

Здесь под тектоническими силами, действующими в широтном направлении, понимается совокупность собственно тектонических сил, ротационных сил (сил Кориолиса) и приливных сил. Их суммарная величина для Донбасса оценивается около 10 МПа. В меридиональном направлении основной активной силой является полюсобежная сила Этвеша, величина которой составляет  $10^{-4}$  МПа.

Максимальный коэффициент концентрации вертикальных напряжений при отличии модулей упругости на порядок (граница раздела уголь-песчаник) составляет  $k_b=1,2$ ; горизонтальных напряжений –  $k_r = 11$ .

Подставляя принятые исходные данные, оцениваем величину расчетных напряжений и сравниваем их с замеряемыми на шахте им. А.А. Скочинского (табл.1).

Таблица 1-

Данные расчета и замера компонент поля напряжений

Глубина работ, м	Расчетные по гипотезе Динника		Расчетные по предлагаемой методике			Замерянные напряжения	
	$\sigma_b$ , МПа	$\sigma_r$ , МПа	$\sigma_b$ , МПа	$\sigma_{ш}$ , МПа	$\sigma_m$ , МПа	$\sigma_b$ , МПа	$\sigma_r$ , МПа
905	22,6	4,9...5,7	55	117	34	28...78	31,5...97

Данные, приведенные в таблице, свидетельствуют о том, что средняя замеряемая величина вертикальных напряжений практически совпадает с расчетной, замерянные

минимальные горизонтальные напряжения хорошо согласуются с расчетной меридиональной составляющей, а максимальные – с широтной.

#### Выводы.

В горном массиве, помимо гравитационных сил, действует целый ряд активных сил преимущественно в широтном направлении, обусловленных силами Кориолиса, приливными силами, силами объемного расширения восходящих потоков и др., которые обуславливают субширотную тектоническую составляющую поля напряжений. В меридиональном направлении действуют в основном реактивные силы бокового распора и полюсобежная сила Этвеша.

Из-за концентрации напряжений за счет неоднородности свойств пород на границе слоев и вблизи нее возникают значительные концентрации горизонтальных напряжений. В результате этого в нетронутом массиве максимальной является субширотная компонента поля напряжений, промежуточной – вертикальная, а минимальной – меридиональная. Расчеты компонент поля напряжений с учетом действия тектонических сил и неоднородности свойств пород хорошо согласуются с данными замеров напряжений.

#### Литература:

1. Либерман Ю.М. Естественное напряженное состояние массива горных пород. // Вопр. прочности подземных сооружений: Тр. ВНИИСТ, 1962.- Вып.12.- С.15-18.
2. Талобр Ж. Механика горных пород. -М.: Госгортехиздат, 1960.- 430с.
3. Динник А.Н. О давлении горных пород и расчете крепи вертикальной шахты. //Инт. работник.- 1925.- №7.- С.15-18.
4. Измерение напряжений в массиве горных пород. -Новосибирск: Наука, 1970.- 243с.
5. Техника контроля напряжений и деформаций в горных породах. Л.: Наука, 1978.- 232с.
6. Напряженное состояние земной коры.- М.: Наука, 1973.- 186с.
7. Вередя В.С. Современные тектонические напряжения как одно из условий выбросоопасности угольных пластов. //Уголь, 1978.- №7.- С.17-19.
8. Большинский М.И., Маевский В.С. Исследование влияния газонасыщения на напряженно-деформированное состояние угля. //Вопр. вентиляции и борьбы с газом и внезапными выбросами в угольных шахтах: Научн.сообщ. ИГД им. А.А.Скочинского, 1977.-Вып.157.- С.79-83.
9. Иванов В.И., Турчанинов И.А. Концентрация напряжений на забое скважины в условиях объемного сжатия. -Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1970.- С.26-35.
10. Забигаило В.Е., Белый И.С. Геологические факторы разрушения керна при бурении напряженных пород Донбасса.- Киев: Наук. Думка, 1981.- 180с.
11. Гзовский М.В. Тектонофизическая оценка напряжений в земной коре. //Докл. Всес. конф. по механике горн. пород.- Апатиты: изд-во КФ АН СССР, 1970.- С.3-36.
12. Гзовский М.В. Тектонофизические представления о напряженном состоянии земной коры. //Соврем. проблемы механики горных пород.- Л.: Наука, 1972.-335 с.
13. Короновский Н.В. Напряженное состояние земной коры. Соросовский образовательный журнал, 1997, №1.- С.50-56.
14. Шерман С.И., Днепровский Ю.И. Поля напряжений земной коры и геолого-структурные методы их изучения. – Новосибирск: Наука, 1989.- 148с.



15. Исследование напряжений в выбросоопасных породах глубоких шахт Донбасса /А.И. Кульбачный, Н.Е. Волошин, И.В. Недашковский и др.- Шахтное строительство, 1967.- №8.- С.8-11.
16. Крopotкин П.Н. Тектонические напряжения в земной коре. //Геотектоника, 1996.- №2.- С.3-5.
17. Сурдин В.Г. Пятая сила.- М.: изд.МЦНМО, 2002.- 39с.
18. Володичев Н.Н., Нечаев О.Ю., Сигаева Е.А. и др. Измерения потока тепловых нейтронов вторичного космического излучения вблизи поверхности Земли при прохождении через данную местность приливной гравитационной волны или сейсмической волны. М.: МГУ, 2010.- С.144-154.
19. Гликман А.Г. Планета Земля как совокупность колебательных систем и техногенные и природные землетрясения как следствие их. Санкт-Петербург, НТФ «Геофизика», 2010.- 16с.
20. Рязанцев Н.А., Носач О.К. Физика горных пород и процессов в вопросах и ответах. Красноармейск, КФ ДонГТУ, 1999.- 174 с.
21. Шамонин В.А. Концентрации напряжений на границах рудных зерен и во вмещающей среде при взрывном нагружении. //Разработка и обогащение твердых полезных ископаемых.- М.: Недра, 1981.- С.108-113.

УДК 622.83

КОДУНОВ Б.А. (КИИ ДонНТУ)

### **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФОРМЫ ЗОНЫ ПОЛНЫХ СДВИЖЕНИЙ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ**

*Розглядаються форма і закономірності утворення зони повних зрушень на земній поверхні з метою прогнозування зрушень та деформацій існуючих та проектуємих об'єктів.*

Зона полных сдвижений согласно принятой терминологии представляет собой плоскую часть мульды сдвижения, где отсутствуют вертикальные и горизонтальные деформации земной поверхности. Её границы со стороны выработанного пространства определяются в соответствии с принятыми представлениями и действующими нормативными документами углами полных сдвижений [1]. Данные углы образуются между плоскостью отрабатываемого пласта и линиями, соединяющими границы плоского дна мульды сдвижения с границами выработки (лавы) – нижней, верхней и по простиранию. Характерной особенностью зоны полных сдвижений является параллельное перемещение слоев горных пород на величину полного оседания, то есть в этой зоне происходит полная подработка массива горных пород. При этом горизонтальные и вертикальные деформации пород отсутствуют. Поэтому данную зону можно также назвать зоной отсутствия деформаций. К ней примыкают зоны вертикальных растяжений (горизонтальных сжатий) и опорного давления (вертикальных сжатий или горизонтальных растяжений).

При проектировании расположения объектов на земной поверхности или определения безопасной зоны для существующего объекта очень важно учесть влияние подработки на его состояние. От правильного выбора места расположения объекта на земной поверхности будут зависеть условия его эксплуатации. Наиболее приемлемым является расположение объектов в зоне, где отсутствуют деформации горных пород, то

есть в зоне полных сдвижений. В связи с этим определение границ данной зоны является актуальной задачей.

Согласно отраслевому стандарту Украины [1] углы полных сдвижений в главных сечениях мульды сдвижения для условий Донбасса равны:

- у нижней границы выработки  $\psi_1 = 55^\circ$ ;
- у верхней границы выработки  $\psi_2 = 55^\circ + 0,3\alpha$ ;
- у границы выработки по простиранию  $\psi_3 = 55^\circ$ ,

где  $\alpha$  - угол падения пласта, градус.

Зона полных сдвижений, построенная по указанным углам на разрезах вкрест простирания и по простиранию ограничивается прямыми линиями и имеет вид треугольника при неполной подработке или четырехугольника при полной. Кроме того, при построении этой зоны, как по простиранию, так и по падению пласта используется средняя глубина отработки лавы. Вследствие этого форма дна мульды в области полных сдвижений, определённая в соответствии с действующими нормативными документами, всегда имеет вид горизонтальной плоскости в направлениях простирания и падения пласта.

Однако, опыт ведения горных работ, эксперименты на моделях из эквивалентных материалов [2], теоретические исследования, математическое моделирование [3] показывают, что форма зоны полных сдвижений имеет сложный вид и ограничивается криволинейной поверхностью, с вогнутостью в сторону выработанного пространства. С увеличением глубины разработки уменьшаются оседания земной поверхности и соответственно расположение плоского дна мульды в зоне полных сдвижений. Также необходимо отметить, что большинство исследователей сходятся во мнении, что зоны влияния выработанного пространства, построенные по углам сдвижения, не соответствуют их фактической форме, так как линии, проведенные по данным углам, являются условными границами, соединяющими определённую точку выработанного пространства с характерной точкой на земной поверхности или в массиве горных пород. К сожалению, существующие методики прогнозирования сдвижений и деформаций горных пород и земной поверхности данное обстоятельство не учитывают. То есть предполагается, что границы области сдвижений определяются прямыми линиями, проведенными под соответствующими углами и не зависят от глубины разработки в данной точке.

Таким образом, для правильного построения зоны полных сдвижений необходима математическая модель, учитывающая перечисленные факторы.

Рассмотрим плоскую модель, соответствующую разрезу в главном сечении мульды сдвижения по простиранию пласта. В работе [2] приведены результаты моделирования процесса образования зоны полных сдвижений массива горных пород на моделях из эквивалентных материалов. На рисунке 1 показаны данные эксперимента и аппроксимирующая кривая, описываемая уравнением параболы

$$H = 0,037L^2 - 1,357L + 13,561, \quad (1)$$

где  $L$  – горизонтальное расстояние от границы лавы до границы плоского дна мульды сдвижения, м;

$H$  – вертикальное расстояние от кровли пласта до соответствующего горизонта, м.

Уравнение (1) соответствует прочности горных пород  $\sigma_{с.ж} = 15$  МПа. Кроме того, из данных физического моделирования [2] следует, что кривая, ограничивающая область полных сдвижений выполаживается при увеличении крепости горных пород, то есть коэффициент при  $L^2$  уменьшается. Данный факт хорошо согласуется с исследованиями автора [3] и соответствует схеме сдвижения горных пород, когда горный массив представляется в виде блочной структуры. С увеличением прочности

пород увеличивается размер структурных блоков ( на исходном уровне - шаг обрушения основной кровли) и соответственно увеличивается радиус кривизны области влияния выработанного пространства. Ранее выполненными исследованиями [3] установлено, что уравнение области влияния выработанного пространства имеет вид параболы и описывается уравнением

$$H = L^2/2p, \quad (2)$$

где  $p$  – комплексный показатель сдвигаемости горных пород, м.

Значение  $p$  для конкретных горногеологических условий определяется по данным практики, а усредненное значение может быть определено по формуле

$$p = 3l_{ин}, \quad (3)$$

где  $l_{ин}$  – шаг обрушения основной кровли, м.

На рисунке 1 изображена кривая области влияния выработанного пространства  $H = 0,01L^2$ , построенная для характерных условий Донбасса ( $\sigma_{сж}$  до 20 - 30 МПа,  $l_{ин} = 17\text{м}$ ).

Согласно формулам 1 и 2 расстояние от границы выработанного пространства до границы зоны полных сдвижений увеличивается с увеличением глубины разработки, что приводит к уменьшению оседания. Таким образом, в разрезе вкрест простирания пласта плоское дно мульды будет иметь наклон в сторону восстания.

Данный характер распределения сдвижений земной поверхности проявляется при отработке выемочных столбов по восстанию или падению пласта и существенно отличается от варианта отработки лав по простиранию.

Официальная методика расчета сдвижений и деформаций предусматривает влияние глубины разработки на величину максимального оседания в мульде сдвижения при помощи так называемых коэффициентов подработанности земной поверхности, которые прямо пропорциональны размерам выработанного пространства и обратно пропорциональны глубине разработки. Однако данные коэффициенты определяются только для средней глубины лавы и размеров по простиранию и падению. Таким образом, влияние глубины разработки для верхней и нижней границ лавы усредняются, что приводит к "нивелированию" плоского дна мульды в направлении вкрест простирания.

На рисунке 2 показан результат математического моделирования сдвижений земной поверхности при отработке лавы вкрест простирания и кривая, изображающая мульду сдвижения, построенная по официальной методике.

Моделирование выполнено для следующих условий: длина лавы по простиранию 100 м, по падению – 600 м, мощность пласта 2 м, угол падения  $20^\circ$ , средняя глубина разработки 170 м.

Изменение величины максимальных оседаний в мульде сдвижения закономерно приводит и к изменению горизонтальных сдвижений, а также деформаций. При этом в зоне полных сдвижений наблюдается постоянный уровень горизонтальных сдвижений (рис.3) и нулевые горизонтальные деформации сжатия и растяжения (рис.3). В краевых частях мульды сдвижения возникают увеличенные горизонтальные сдвижения и деформации. Причем в части мульды по восстанию пласта их максимальные значения в несколько раз превышают аналогичные сдвижения и деформации по падению пласта. Такая закономерность проявляется и при расчетах, выполненных по официальной методике, но это вызвано только выполаживанием мульды сдвижения в части, расположенной по падению пласта. Значения деформаций, полученные при помощи математического моделирования на 30 – 50% отличаются от результатов расчетов по нормативной методике, что свидетельствует о необходимости её уточнения или применения методов математического моделирования.

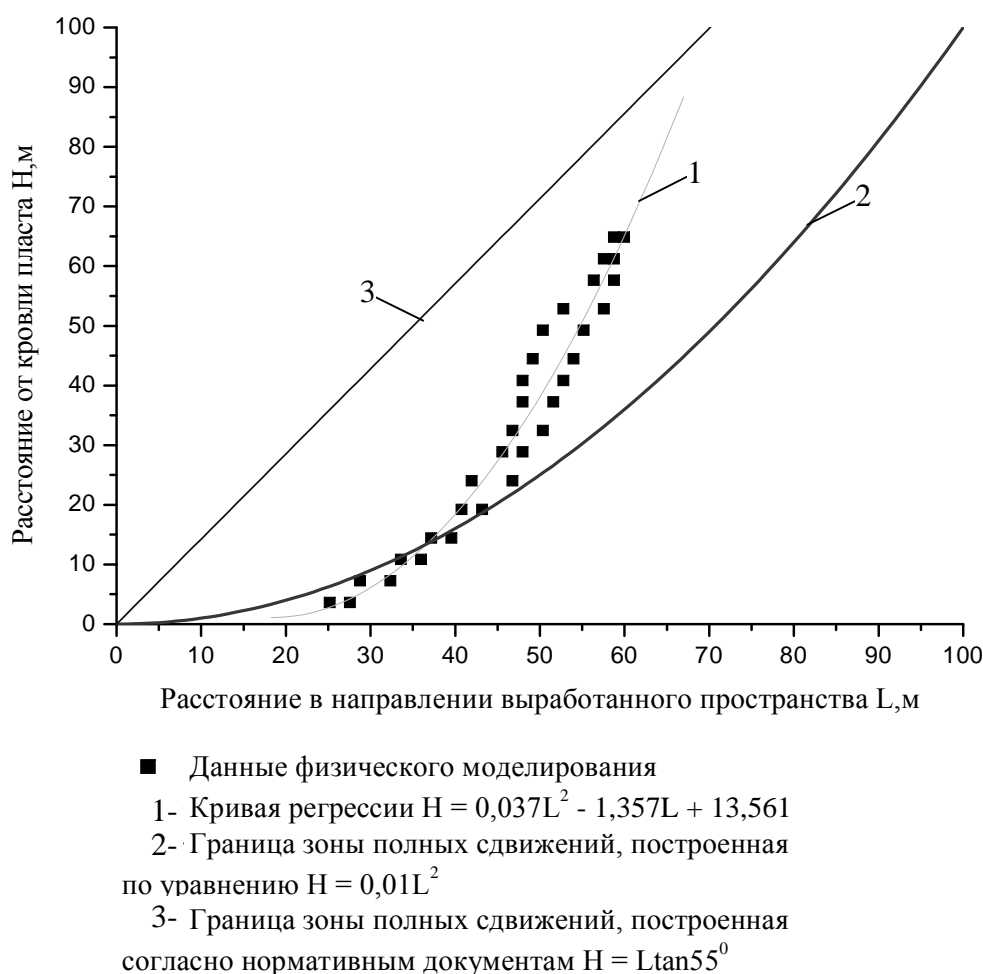


Рис.1. Границы зоны полных сдвижений.

По результатам выполненного исследования можно сделать следующие выводы:

- зона полных сдвижений в подработанном массиве горных пород представляет собой сложное геометрическое тело, которое на разрезах вкрест простирания и по простиранию пласта может быть аппроксимировано параболической поверхностью, с вогнутостью в сторону выработанного пространства;
- при построении мульды сдвижения необходимо учитывать не среднюю глубину разработки, а глубины всех частей разрабатываемого пласта;
- при отработке лав вкрест простирания зона полных сдвижений на земной поверхности наклонена в сторону восстания пласта;
- при выборе места расположения объектов на земной поверхности необходимо учитывать форму зоны полных сдвижений, принимая во внимание, что на границе мульды сдвижения со стороны восстания пласта возникают повышенные деформации растяжения и сжатия;
- предлагаемый метод позволяет обоснованно производить выбор места расположения объектов на земной поверхности или предусматривать соответствующие меры для их охраны.

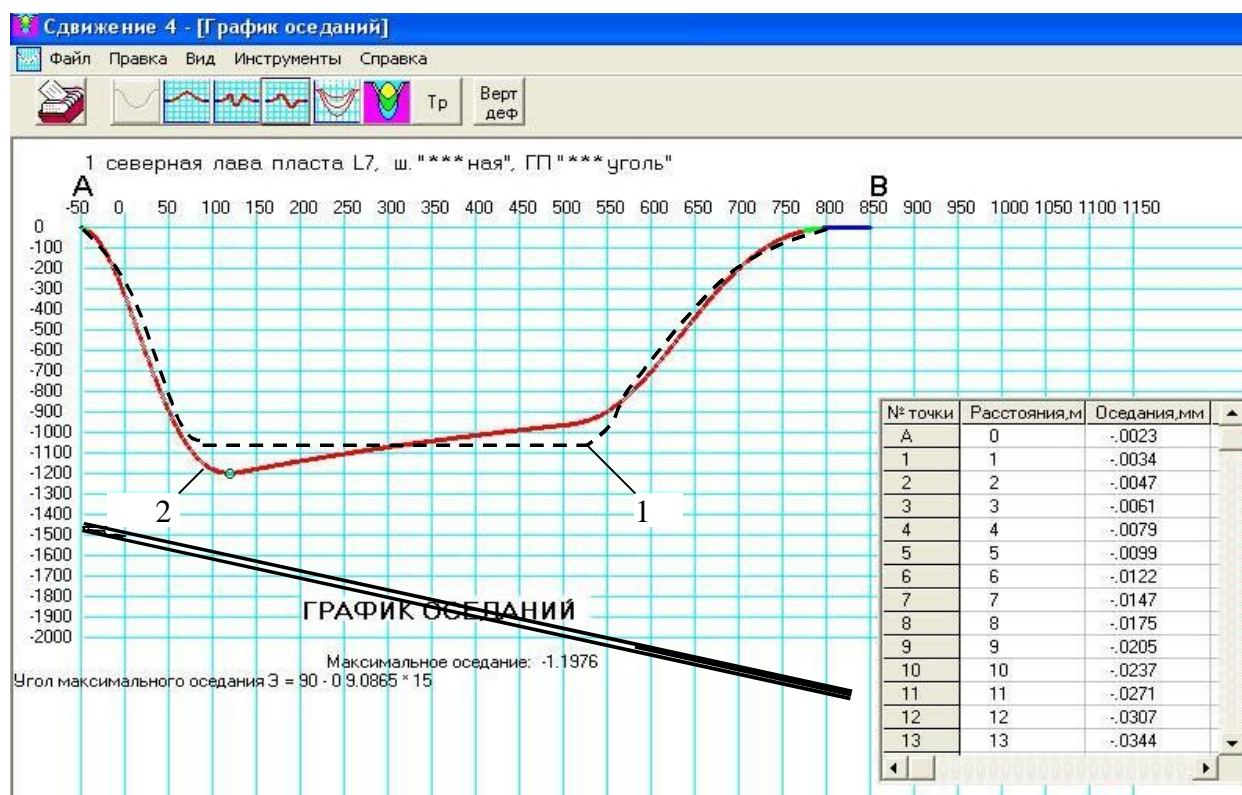


Рис. 2. Математическое моделирование формы зоны полных сдвижений в подработанном массиве горных пород.  
1 – мулда сдвижения, построенная по официальной методике.  
2 – результат математического моделирования.

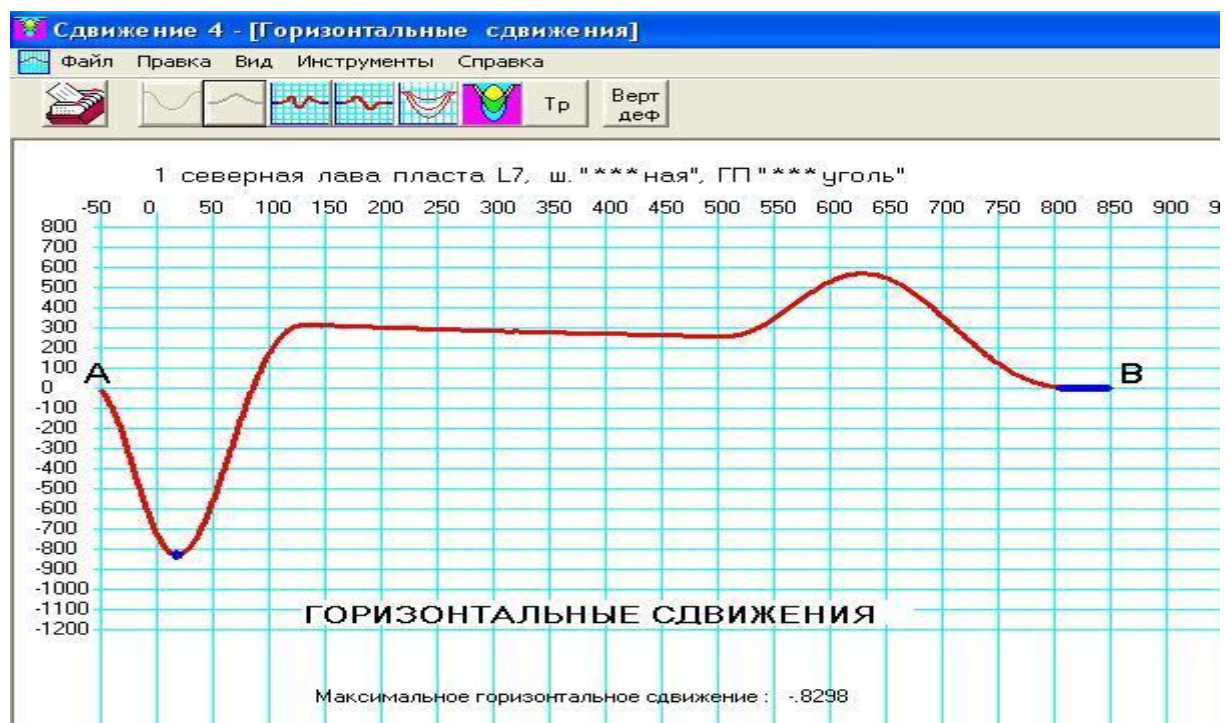


Рис. 3. График горизонтальных сдвижений..

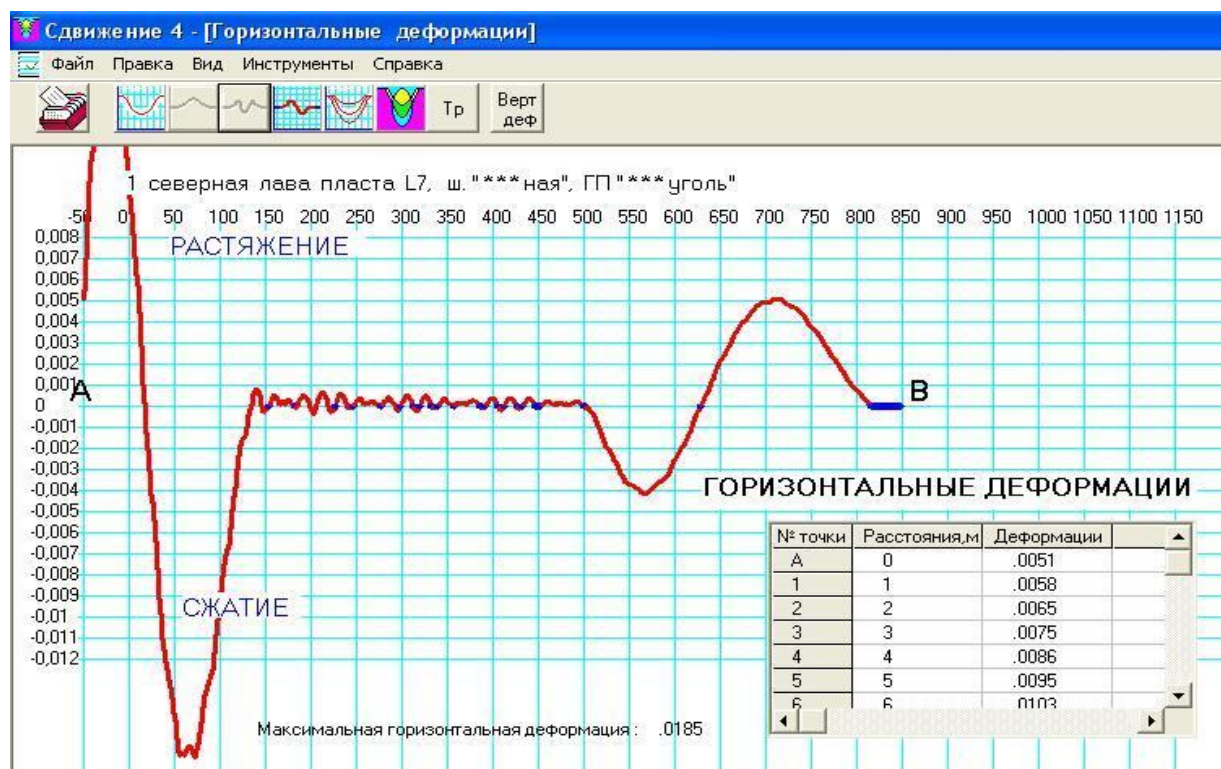


Рис. 4. График горизонтальных деформаций.

#### Библиографический список:

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом.- Донецк: УкрНИМИ, 2004.- 127с.
2. А.Я.Мамонтов, А.С.Ведяшкин, Я.Я.Мамонтов. Расчет рационального места заложения подготовительных выработок в пластах при малой кратности их подработки // Уголь.-1991.-№6.-С.58-59.
3. Б.А.Кодунов. Метод прогнозирования сдвижений горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений // Уголь.- 1991.-№2.-С.54-56.

УДК 622.83

КОДУНОВ Б.А. (КИИ ДонНТУ)

### ОСОБЕННОСТИ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССОВ СДВИЖЕНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

*Розглянуто результати математичного моделювання та досвіду ведення гірничих робіт при визначенні зрушень та деформацій в умовах Донбасу*

Сдвигение горных пород представляет собой их перемещение и деформирование в результате нарушения равновесия под влиянием горных разработок. В процессе сдвижения происходит изменение объёма пород, в результате чего образуются зоны деформаций сжатия, соответствующие зонам повышенного горного давления и зоны разрыхления горных пород, соответствующие зонам пониженных



напряжений. Таким образом, процесс сдвижения горных пород тесно связан с характером перераспределения напряжений в горном массиве и определяет его напряженно - деформированное состояние, которое обязательно учитывается при выборе параметров систем разработки и большинства технологических процессов подземных горных работ. Кроме того, для выбора мер охраны при подработке объектов, находящихся на земной поверхности или в массиве горных пород необходимо знать и уметь прогнозировать величину сдвижений и деформаций. Поэтому установление закономерностей процесса сдвижения, совершенствование методов прогнозирования напряженно-деформированного состояния горных пород и земной поверхности является актуальной научной и практической задачей.

Особенности сдвижения горных пород и земной поверхности проявляются при сравнении официальной методики предрасчета [1] с результатами натурных наблюдений за деформациями и сдвигами при разработке угольных месторождений, а также с результатами моделирования сдвижений и деформаций породного массива и земной поверхности для заданных условий.

В этом ракурсе имеют статус не до конца исследованных следующие вопросы:

1. Значения углов: сдвижения, граничных, полных сдвижений.
2. Особенности сдвижений и деформаций в области полных сдвижений.
3. Условия и параметры изменения формы мульды полных сдвижений.
4. Распределение деформаций в области влияния очистного забоя.
5. Закономерности изменения сдвижений и деформаций при изменении параметров очистного забоя.
6. Максимальные оседания в мульде сдвижения.

Полный перечень вопросов, требующих дополнительного исследования определить невозможно, так как они закономерно возникают по мере изучения данного процесса.

Рассмотрим некоторые из поставленных вопросов.

#### **Максимальные оседания в мульде сдвижения**

В процессе сдвижения пород под влиянием подземных разработок происходит их перемещение, в результате чего на земной поверхности образуется мульда сдвижения, одним из основных параметров которой является максимальное оседание. С данным параметром связаны все сдвиги и деформации в мульде сдвижения. Для выбора мер охраны при подработке объектов, находящихся на земной поверхности или в массиве горных пород необходимо знать величину сдвижений и деформаций. Официальным методом прогнозирования сдвижений и деформаций земной поверхности в нашей стране является метод типовых кривых, основанный на использовании данных натурных измерений, по которым строятся кривые сдвижений и деформаций [1]. При всех своих достоинствах, среди которых главное – использование фактических данных, полученных в результате проведения большого количества наблюдений за процессом сдвижения, данный метод не свободен и от недостатков, которые вызваны, в основном, необходимостью упрощения и обобщения методов расчета сдвижений и деформаций, что часто препятствует получению достоверной информации применительно к конкретным, часто нетипичным условиям. В этом случае вполне оправдано применение метода компьютерного моделирования при условии, что он учитывает всё многообразие факторов, влияющих на процесс сдвижения и подтверждается данными натурных измерений.

Разработанная автором математическая модель процесса сдвижения горных пород и земной поверхности, реализованная в виде компьютерной программы, позволяет с достаточной достоверностью прогнозировать ожидаемые максимальные оседания земной поверхности [2].

### **Распределение деформаций в области влияния очистного забоя**

При ведении горных работ возникает зона сдвижения, характеризующаяся наличием в ней вертикальных и горизонтальных сдвижений и деформаций.

Вертикальные и горизонтальные деформации возникают вследствие неравномерности распределения в зоне подработки горизонтальных и вертикальных сдвижений (горизонтальных и вертикальных составляющих векторов сдвижения). К горизонтальным деформациям относят сжатия (растяжения) в горизонтальной плоскости, а к вертикальным деформациям – наклоны интервалов и кривизну поверхности, определяемые в направлении профильной линии, то есть по горизонтали.

Деформации растяжения (сжатия) в вертикальном направлении в литературе практически не рассматриваются, хотя они имеют прямую связь с зонами разгрузки и повышенного горного давления, что свидетельствует об актуальности их изучения.

Для определения вертикальных растяжений (сжатий) необходимо знать оседания пород послойно. Разность оседаний точек, на границах слоя, отнесённая к толщине этого слоя даст значение вертикальной деформации. При горизонтальном расположении угольного пласта график вертикальных деформаций симметричен относительно центра лавы, зоны сжатий расположены у краевых частей выработанного пространства, а зоны растяжений – в центральной части. При наклонном залегании пласта зоны растяжений находятся в верхней части лавы, а зоны сжатий – в нижней.

Это можно объяснить тем, что при наклонном расположении пласта мульда сдвижения выполаживается в сторону падения и меняется направление векторов сдвижения. Само наличие и характер расположения зон вертикальных деформаций также объясняется тем, что мульды сдвижения на разной высоте от выработанного пространства имеют различные размеры в плане, но одинаковый объём, поэтому вертикальные сдвижения с удалением от выработанного пространства в центральной части (при горизонтальном залегании) уменьшаются, а на краевых частях увеличиваются.

Вышеизложенное позволяет сделать следующие выводы:

- зоны вертикальных деформаций в подработанном массиве горных пород представляет собой сложные геометрические тела, приближающиеся по форме к эллипсоидам вращения;
- при увеличении наклона пласта в верхней краевой части выработанного пространства образуется зона растяжений, а в нижней краевой части – зона сжатий пород.

### **Условия и параметры изменения формы мульды полных сдвижений**

Зона полных сдвижений в принятой терминологии и классификации зон сдвижений находится в подработанной части горного массива и располагается непосредственно над выработанным пространством выше зоны обрушения. Её границы со стороны выработанного пространства определяются в соответствии с принятыми представлениями и действующими нормативными документами углами полных сдвижений [1]. Данные углы образуются между плоскостью отрабатываемого пласта и линиями, соединяющими границы плоского дна мульды сдвижения с границами выработки (лавы) – нижней, верхней, по простиранию. Характерной особенностью зоны полных сдвижений является параллельное перемещение слоев горных пород на величину полного оседания, то есть в этой зоне происходит полная подработка массива горных пород. При этом горизонтальные и вертикальные деформации пород отсутствуют. Поэтому данную зону можно также назвать зоной отсутствия деформаций. К ней примыкают зоны вертикальных растяжений (горизонтальных сжатий) и опорного давления (вертикальных сжатий или горизонтальных растяжений).

При планировании горных работ может возникнуть задача проведения горных выработок в подработанном массиве горных пород. От правильного выбора места расположения горной выработки будут зависеть условия её эксплуатации. Наиболее приемлемым является расположение горных выработок в зоне, где отсутствуют деформации горных пород, то есть в зоне полных сдвижений. Аналогичная задача возникает при проектировании, строительстве или охране здания (сооружения) на земной поверхности. В связи с этим определение границ данной зоны является актуальной задачей.

Выполненные исследования [3] позволяют сделать следующие выводы:

- зона полных сдвижений в подработанном массиве горных пород представляет собой сложное геометрическое тело, которое на разрезах вкрест простирания и по простиранию пласта может быть аппроксимировано параболической поверхностью, с вогнутостью в сторону выработанного пространства;
- параметры параболической поверхности, ограничивающей зону полных сдвижений зависят от степени разделения породного массива на блоки, что в свою очередь связано с крепостью горных пород и величиной шага обрушения основной кровли отрабатываемого пласта;
- при выборе места расположения выработок в подработанном массиве горных пород необходимо учитывать форму зоны полных сдвижений, принимая во внимание, что на её границах, особенно на небольшом удалении от пласта имеют место повышенные напряжения, связанные с деформациями растяжения и сжатия;
- предлагаемый метод позволяет обоснованно производить выбор места расположения выработок в подработанном массиве горных пород и на земной поверхности.

#### **Значения углов: сдвижения, граничных, полных сдвижений**

Исторически изучение процесса сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок начиналось с определения углов сдвижения так как с их помощью определялись предполагаемые границы влияния горных работ на земную поверхность и устанавливалась зона ответственности горного предприятия или принимались меры охраны объекта на поверхности. Значения углов сдвижения устанавливались по факту, после подработки земной поверхности. Затем полученные величины экстраполировались на другие участки месторождения.

К сожалению, с начала изучения процесса сдвижения горных пород (с 19 века) до настоящего времени существенных изменений в плане определения с математической или физической стороны значений углов сдвижения не произошло. Существуют установленные в нормативных документах значения углов сдвижения, а также граничных, полных сдвижений, которые получены как средние результаты из многочисленных наблюдений за сдвижением земной поверхности в определённом угольном бассейне или его части. Основная часть наблюдений производилась в 60 – 70-х годах прошлого века, когда глубина разработки угольных пластов, в основном, находилась в районе 200 – 300 м. Хотя все ученые сходились во мнении о том, что углы сдвижения имеют только локальное значение, то есть определяют точку сдвижения на земной поверхности для определенного очистного забоя и глубины разработки, в нормативные документы по предрасчету сдвижений вошли четко фиксированные значения углов сдвижения вне зависимости от глубины разработки очистных забоев. В связи с этим начали возникать ошибки и неточности в определении границ влияния очистных выработок как со стороны выработанного пространства (определение границ зоны полных сдвижений), так и со стороны массива горных пород (граничные углы, и углы сдвижений).

Предлагаемый автором метод определения границ зон влияния очистных работ основывается на положении о блочно – слоистой структуре массива горных пород [4]. В этом случае для моделирования перемещений блоков массива применяются закономерности перемещений частиц сыпучей среды. Результаты математического моделирования по выбранной схеме хорошо согласуются с фактическими данными. Более того, с помощью компьютерного моделирования удаётся находить новые закономерности в процессе развития сдвижения горных пород и земной поверхности.

Выводы:

1. Существующие нормативные методики прогнозирования сдвижений и деформаций горных пород имеют недостатки, связанные, прежде всего с необходимостью обобщения параметров сдвижения и распространения их на весь угольный бассейн или его часть. При этом часто не учитываются конкретные условия отработки в очистном забое.

2. Математическое моделирование процесса сдвижения горных пород и земной поверхности позволяет учесть многие горногеологические и горнотехнические условия, повышая точность предрасчета сдвижений и деформаций.

#### **Библиографический список:**

1. Правила подработки зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом.- Донецк: УкрНИМИ, 2004.- 127с.
2. Кодунов Б.А. Максимальные оседания при сдвижении земной поверхности и их связь с размерами выработанного пространства и глубиной разработки./Геотехнології і охорона праці в гірничій промисловості: Зб. матеріалів IV наук.-практ. конф., Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 26 травня 2010 р. – Донецьк: ООО "Цифровая типография", 2010. – 323 с.
3. Кодунов Б.А., Носач А.К., Жимчича И.М. Определение границ зоны полных сдвижений в подработанном массиве горных пород./Матеріали регіональної науково-практичної конференції, Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 28 листопада 2008 р. – Донецьк: ООО "Цифровая типография", 2008. – 167 с.
4. Б.А.Кодунов. Метод прогнозирования сдвижений горных пород и земной поверхности при подземной разработке угольных месторождений // Уголь.- 1991.-№2.-С.54-56.

УДК622.06

БОЛОТОВ А.П. (ДонГТУ)

#### **УПРАВЛЕНИЕ ПЕРВИЧНОЙ ПОСАДКОЙ ТРУДНООБРУШАЕМОЙ КРОВЛИ В ЛАВЕ ПУТЕМ СОЗДАНИЯ РЕЗЕРВА РАЗДВИЖНОСТИ СЕКЦИЙ КРЕПИ**

*Запропоновано спосіб керування важкообвалюваною покрівлею при її первинній посадці, який знижує інтенсивність проявів гірського тиску в лавах шляхом створення максимально можливого резерву висоти секцій механізованого кріплення*

При отработке пологонаклонных пластов угольными шахтами Украинского Донбасса широко применяются очистные механизированные комплексы, на долю которых приходится около 86 % добычи. Однако условия отработки пластов с труднообрушаемой кровлей, особенно при её первичной посадке, не всегда позволяют успешно отрабатывать их даже с использованием механизированных крепей повышенного сопротивления типа МКД-90Т, КМТ и др. Это вызвано повышением интенсивности смещений пород, которые сопровождаются увеличением нагрузки на

крепь и просадкой её секций на жесткую базу, вывалообразованием кровли в пределах призабойного пространства, завалами лав, а также воздушными ударами [1].

Для локализации вредных проявлений горного давления при первичной посадке труднообрушаемой кровли применяются различные по характеру управления способы. Пассивные способы направлены на создание естественных и искусственных поддерживающих опор в выработанном пространстве по сопротивлению, адекватному возникающим от просадки породных слоев кровли нагрузкам (угольные целики, костры, бутокостры, породные полосы и т.п.), а активные - предусматривают предварительное искусственное разупрочнение монолитных прочных породных слоев (подработка пласта, передовое торпедирование, гидрообработка, гидромикроторпедирование и т.п.). Однако указанные способы трудоемки, небезопасны и не всегда эффективны [2].

С целью снижения проявлений горного давления динамического характера в лаве при первичной посадке труднообрушаемой кровли разработан способ её управления [3], предусматривающий создание максимально возможного резерва высоты раздвижности механизированной крепи при постоянном её рабочем сопротивлении, что способствует обеспечению условий по надежному поддержанию призабойного пространства и недопущению вышеуказанных аварийных ситуаций (рис. 1). Реализация этого способа заключается в поэтапном изменении величины вынимаемой мощности пласта  $m_e$  по мере подвигания лавы от монтажной камеры. При выходе механизированного комплекса из монтажной камеры осуществляется только выемка угольного пласта мощностью  $m$  (рис. 1, а). Выемка пласта с присечкой почвы на высоту  $m_n$  осуществляется при отходе лавы от первоначального положения на расстояние  $Ш_m$  (рис. 1, б), равное:

$$Ш_m = Ш_o - (2...2,5) \cdot l_{mk}, \text{ м}, \quad (1)$$

где  $Ш_o$  – шаг первичной посадки труднообрушаемой кровли, м;

$l_{mk}$  – длина секции механизированной крепи, м.

Величина, кратная  $2...2,5$  длины секции  $l_{mk}$  механизированной крепи, принята из условия обеспечения её выхода на промежуточный горизонтальный участок в пределах  $Ш_o$ . Высота присечки  $m_n$  принимается для обеспечения максимально возможной конструктивной раздвижности  $h_{max}$  секций механизированной крепи, создающей запас её просадки:

$$m_n = h_{max} - m, \text{ м}, \quad (2)$$

при условиях  $m_e = h_{max}$ , м и  $h_{max} - \Delta h - \theta > h_{min}$ , м,

где  $\Delta h$  – максимальная величина оседания крепи при первичной посадке труднообрушаемой кровли, м;

$\theta$  – запас раздвижности гидравлической стойки на её разгрузку, м;

$h_{min}$  – минимальная конструктивная высота раздвижности механизированной крепи, м.

После первичной посадки труднообрушаемой кровли (рис. 1, в) с вводом крепи в пласт присечку почвы постепенно сокращают до величины  $m_n = 0$  (рис. 1, г). Таким образом, создаётся резерв высоты, обеспечивающий запас раздвижности крепи при первичной посадке труднообрушаемой кровли.

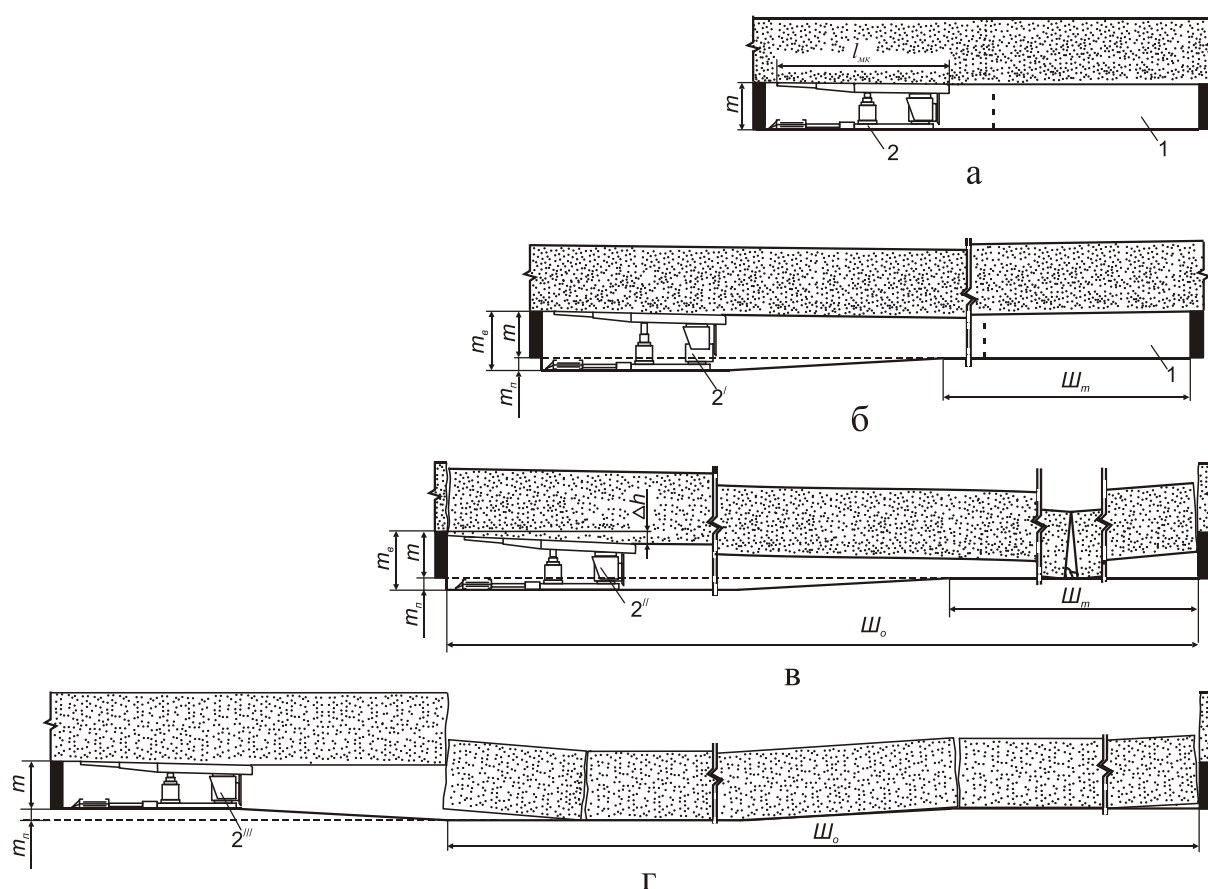


Рисунок 1 – Технологическая схема управления труднообрушающейся кровлей с поэтапным изменением вынимаемой мощности пласта в пределах её шага первичной посадки: а, б, в и г – этапы расположения механизированной крепи: 1 – монтажная камера; 2, 2', 2'' и 2''' – секции механизированной крепи на горизонтальных участках по длине  $\mathcal{Ш}_o$  на соответствующих этапах

Выводы. Предлагаемый способ первичной посадки труднообрушаемой кровли, предусматривающий создание максимальной раздвижности секций механизированной крепи, позволит обеспечить надежное поддержание призабойного пространства и недопущение аварийных ситуаций. Этот способ рекомендуется для использования в аналогичных условиях, при отработке тонких пологонаклонных пластов механизированными комплексами.

#### Список ссылок

1. Журило А. А. Горное давление в очистных забоях с труднообрушающимися кровлями / Журило А. А. – М.: Недра, 1980. – 124 с.
2. Овчинников В. Ф. Состояние и перспективы управления труднообрушаемыми кровлями на шахтах Донбасса / В. Ф. Овчинников, Н. Н. Налісько, В. А. Дротик // Уголь Украины. – 2005. – № 7. – С. 6-7.
3. Пат. 51649 У Україна, МПК(2009) E21 C41/00. Спосіб керування важкообвалюваною покрівлею / Болотов О.П.; власник Донбаський державний технічний університет. – № у 2010 00905; заявл. 29.01.10; опубл. 26.07.10. Бюл. № 14.



УДК 622.831

СОЛОДЯНКИН А.В., РАСКИДКИН В.В. (НГУ)

### **ЭФФЕКТИВНЫЕ РЕШЕНИЯ ПО ПОВЫШЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ АНКЕРНЫХ СИСТЕМ**

*Для умов очікуваних великих деформацій приконтурного масиву та зміщень контура виробок запропонована нова концепція управління геомеханічними процесами та ефективні способи підвищення стійкості протяжних виробок з використанням анкерних систем.*

Добыча полезных ископаемых неразрывно связана с увеличением глубины разработки. Так, например, распределение запасов в Донецком бассейне, являющегося основным поставщиком угля в Украине, следующее (%): 36 приходится на глубину до 600 м, 38 – на глубины 600-1200 м и 26 – на глубины 1200-1800 м [1].

С ростом глубины существенно возрастает величина горного давления, изменяются свойства породной среды, увеличивается геологическая нарушенность месторождений. Ведение горных работ вызывает перераспределение начального поля напряжений, приводит к разрушению массива пород, изменению его пространственной структуры, смещениям контура выработок.

Большие деформации приконтурного породного массива в выработках глубоких шахт приводят к наиболее тяжелым последствиям – деформированию и разрушению крепи, формированию и реализации вывалов, пучению пород почвы и др.

В связи с этим разработка эффективных способов обеспечения устойчивости протяженных выработок и обоснование параметров крепи в условиях ожидаемых больших смещений контура для различных геомеханических и горнотехнических условий эксплуатации является на сегодняшний день актуальной научно-технической задачей.

В условиях больших глубин при значительно возросших величинах горного давления, коренным образом изменились функциональные требования к самой крепи. Традиционная металлическая рамная крепь, применяемая почти повсеместно, выполняет подпорно-ограждающую функцию и не препятствует расслоениям вмещающих выработку пород. В данной ситуации следует отдавать предпочтение системам крепления, использующих несущую способность вмещающего массива, активно препятствующих расслоениям пород – полное и частичное заполнение закрепного пространства, тампонаж закрепного пространства, глубинное упрочнение массива вяжущими веществами или анкерами. Оценка эффективности известных средств и способов повышения устойчивости выработок показывает, что наибольший положительный эффект дают именно указанные мероприятия [2].

Выбор параметров крепи для обеспечения устойчивого состояния выработки может быть осуществлен на основе различных подходов.

Один из них предполагает максимально быстрый ввод крепи в работу и применение жестких крепей. Недостаток этого подхода заключается в том, что область обеспечения устойчивого равновесного состояния массива определяется очень узким диапазоном допустимых значений деформаций при высоком уровне потенциальной энергии системы «породный массив-крепь-выработка» (рис. 1, поз. 1).

Такое состояние определяется как неустойчивое равновесие. Незначительные изменения параметров влияющих факторов могут привести к недопустимым значениям деформаций, вызывающих тяжелые или катастрофические последствия.

Выработки глубоких шахт работают при высоком уровне напряженного состояния. Для этих условий более приемлем другой подход – снижение уровня потенциальной энергии окружающего массива за счет реализации деформационных процессов при контролируемом управлении со стороны крепи.

Недостаток этого подхода заключается в формировании вокруг выработки зоны разрушенных пород. Положительным фактором является то, что в этом случае диапазон допустимых значений смещений пород достаточно большой, при существенно меньшей величине напряжений (рис. 1, поз. 2).

Такое состояние системы является более устойчивым и в условиях высокой неопределенности влияющих факторов более подходящим для обеспечения безопасности горных работ в условиях глубоких шахт. Поэтому, сам факт образования вокруг выработки зоны разрушенных и деформированных пород (демпферной зоны) считается положительным.

Ключевым моментом здесь является то, что при достижении зоной разрушенных пород определенных (критических) размеров и соответствующих этой зоне критических смещений контура выработки, геомеханическая система «породный массив-крепь-выработка» теряет равновесие (устойчивость), что проявляется в виде вспучивания пород почвы или вывалообразования пород кровли.

Идея концепции управления геомеханическими процессами состоит в учете закономерностей их протекания и применении на каждом этапе строительства и эксплуатации выработки соответствующих способов обеспечения устойчивости, допускающих формирование демпферной зоны для разгрузки приконтурного массива пород от повышенных напряжений и предотвращающих чрезмерное развитие зоны разрушенных пород и смещения породного контура, приводящих к потере устойчивости массива.

Во всех случаях обязательными условиями выполнения всех технологических мероприятий должны быть следующие.

- окружающий выработку массив сразу же после обнажения необходимо включать в работу системы «массив-выработка-крепь»;
- при установке несущей конструкции должен быть обеспечен равномерный плотный контакт крепи и породного контура;
- повышенный отпор окружающим породам необходимо обеспечивать техническими средствами, имеющими малую материалоемкость, стоимость и высокие силовые характеристики (анкеры, несущая податливая забутовка, рукава «Буллфлекс» и др.);

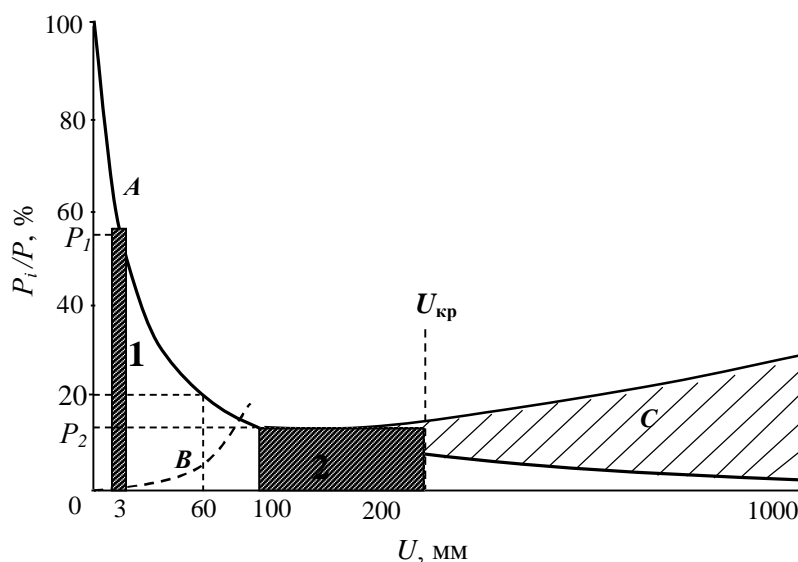


Рис. 1. Зависимость величины давления на крепь выработки от величины смещений ее контура: *A* – характеристика породного массива; *B* – характеристика крепи; *C* – разрыхление приконтурного массива

- способы обеспечения устойчивости выработки должны в максимальной степени использовать несущую способность приконтурного массива путем повышения эффективности отпора самой крепи и использования средств усиления;

- конструкция крепи или применение средств усиления должны учитывать негативное влияние несимметричной нагрузки.

Примером реализации одного из направлений рассмотренной концепции является предложенный способ повышения устойчивости выработки в пучащих породах почвы за счет предупреждения опасных смещений контура выработки (рис. 2). Отличительной особенностью его является установка в почве сдвоенных анкеров, изготовленных из троса и имеющих длину концов, устанавливаемых в центральной части, значительно большую длины основных. Их установка производится со сдвигом на пол шага, что увеличивает плотность анкерования центральной части выработки в 2 раза. Несущая способность почвы при такой конструкции анкеров увеличивается еще и за счет включения механизма заклинивания [3].

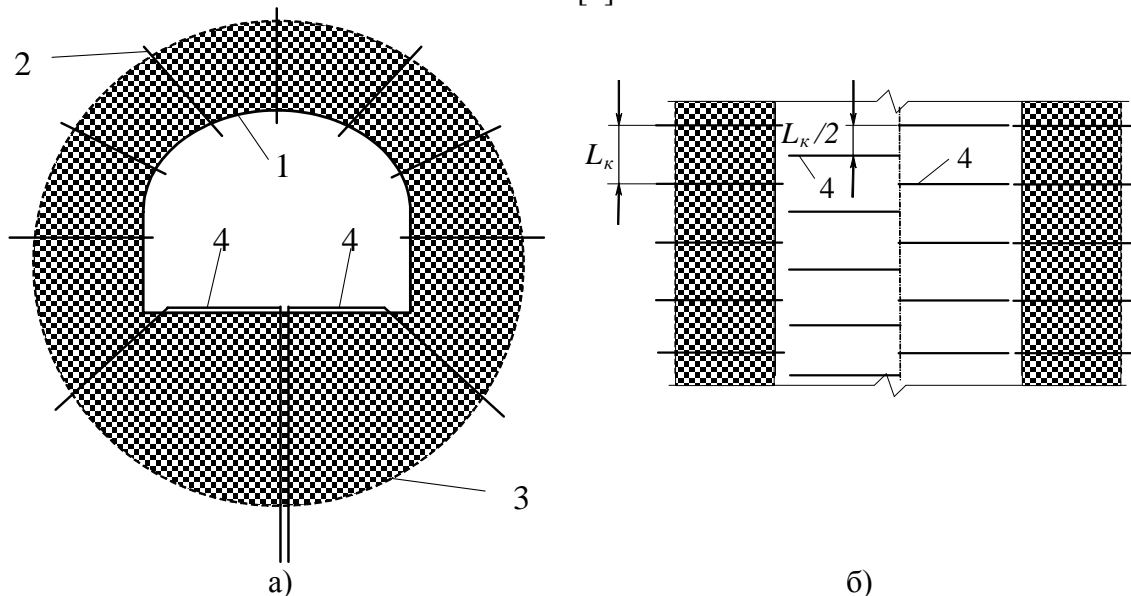


Рис. 2. Схема установки анкеров в протяженной выработке: а – сечение выработки с рамно-анкерной крепью, б – вид выработки сверху. 1 – рамная крепь, 2 – сталеполимерный анкер, 3 – граница зоны повышенной трещиноватости; 4 – сдвоенный анкер из троса для почвы

В наиболее сложных геомеханических условиях возможна ситуация, когда величина смещений контура выработки (размеры зоны неупругих деформаций) в короткие сроки достигает критических значений, что приводит к вспучиванию или вывалообразованию.

В этом случае эффективной мерой может быть применение податливой анкерной крепи, устанавливаемой сразу после проведения выработки (рис. 3). Это позволит повысить прочность массива в приконтурной части за счет их армирования и ограничит смещения контура выработки.

После образования демпферной зоны и стабилизации деформационных процессов на некотором расстоянии от забоя выработки ( $L_c$ ), проводят мероприятия, препятствующие дальнейшим деформациям. Эффективность способа подтверждена результатами шахтных исследований по применению анкерной крепи [4].

Достаточно эффективным может быть применение анкерной крепи для повышения устойчивости протяженных выработок в зоне влияния очистных работ. Объем выработок, в той или иной мере испытывающих влияние очистных работ, очень

большой. По данным работы [5] из общего объема поддерживаемых выработок примерно 40 % составляют капитальные выработки, из которых только 30 % эксплуатируются вне зоны активного влияния очистных работ.

Обеспечение устойчивости выработок в зоне влияния очистных работ представляет довольно сложную задачу. В этой зоне происходит увеличение напряжений в породах вокруг выработки под влиянием выработанного пространства. При этом возрастают смещения породного контура. Скорость смещений начинает увеличиваться при подходе очистного забоя к участку выработки на расстояние 20-80 м и редко превышает эти величины. Для сохранения штреков в период прохода очистного забоя можно эффективно управлять величиной внешней нагрузки на крепь с помощью средств активного усиления – анкеров.

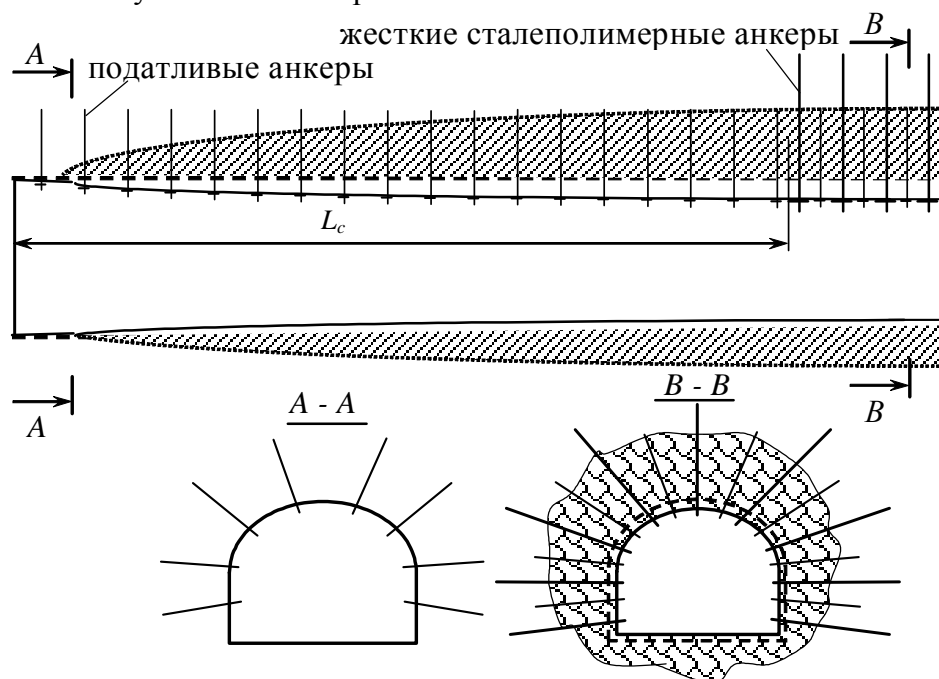


Рис. 3. Схема возведения комбинированной крепи

Комплексные исследования, проведенные в выемочных штреках шахты «Алмазная» ГП «Добропольеуголь» показали, что в результате воздействия опорного давления движущегося очистного забоя, на крепь штрека формируется одностороннее, несимметричное давление, направленное со стороны отрабатываемой лавы. В результате, деформация крепи представляет собой наклон арки в сторону меньшего давления – противоположную стороне будущего прохода лавы.

Характер деформирования рам металлической крепи из-за наличия несимметричного давления предопределил необходимость применения анкерной крепи в сочетании с металлической арочной крепью из спецпрофиля (рис. 4).

Учитывая характерную деформацию крепи под воздействием очистных работ, была принята следующая схема установки анкеров: рабочие анкера устанавливались на 30 см выше соединительного замка под углом 70° к вертикали со стороны восстания пласта (будущего прохода лавы).

Для обеспечения совместной работы арок и анкеров, установка последних выполнена таким образом, что профиль крепи 1 (рис. 4) при помощи анкеров 2 как бы «подшивался» к породному контуру. Для обеспечения податливости анкеров между планкой 3, соединяющей их хвостовики и профилем крепи устанавливался деревянный брусок сечением 75 × 100 мм – 4, после чего производилось натяжение анкеров.

Общая протяженность участка с рамно-анкерной крепью составила 40 м.

Результаты измерений показали, что суммарная нагруженность опытной крепи снизилась в сравнении с типовой, на 32 %, а величина максимальных изгибающих моментов со стороны преобладающей нагрузки (в местах установки анкеров) – почти

в 2 раза. Визуальные наблюдения показали, что деформации элементов крепи и затяжек на участке с экспериментальной крепью заметно уменьшились. Практически на всех рамах крепи отмечено смятие деревянных прокладок и изгиб планок между хвостовиками анкеров, что говорит об активной их работе.

Выводы.

Для выработок глубоких шахт предложена концепция управления геомеханическими процессами, которая заключается в учете закономерностей их протекания и применении на каждом этапе строительства и эксплуатации выработки соответствующих способов обеспечения устойчивости, допускающих формирование демпферной зоны для разгрузки приконтурного массива пород от повышенных напряжений и предотвращающих чрезмерное развитие зоны разрушенных пород и смещений породного контура, приводящих к потере устойчивости массива.

Анкерная крепь в массиве пород, подверженном значительным деформациям, является активным способом управления состоянием массива, препятствует его расслоению и сдвигению в выработку. На каждом этапе строительства и эксплуатации выработки, в зависимости от горно-геологических условий, требуется обоснованный выбор режима работы анкерной крепи и параметры ее установки.

Жесткая связь анкеров с металлической крепью повышает несущую способность последней и предотвращает опасные деформации крепи.

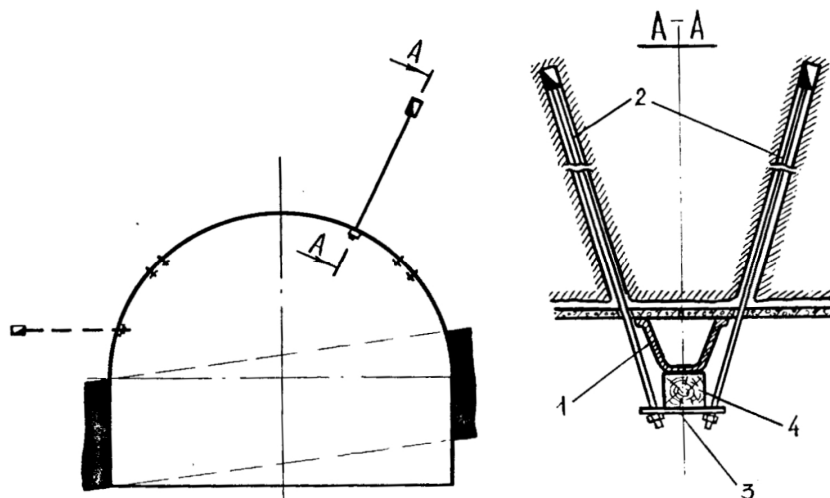


Рис. 4. Конструкция рамно-анкерной крепи

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Большинский М.И., Большинский И.М. Сооружение выработок в выбороопасном массиве горных пород. – К.: Техника. – 1989. – 120 с.
2. Солодянкин А.В. Обоснование параметров способа усиления крепи подготовительных выработок при несимметричной нагрузке. Дис...канд. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 1996. – 243 с.
3. Шашенко О.М, Солодянкин А.В., Терещук Р.М. Спосіб підвищення стійкості гірничої виробки з породами підосви, що схильні до здимання / Патент на корисну модель № 42242, Україна / МПК Е 21 D 20/00. Заявл. 10.02.09; Опубл. 25.06.09; Бюл. № 12. – 4 с.
4. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В. Обеспечение устойчивости подготовительных горных выработок в условиях несимметричного горного давления // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Изд. МГГУ. – 1997. – № 4. – С.149-151.

5. Кошелев К.В., Томасов А.Г. Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок. – М.: Недра. – 1985. – 215 с.

УДК 622.831

В.А. БРИК, Я.А. ЛЯШОК (КИИ ДонНТУ)

## ОПЫТ КРЕПЛЕНИЯ СОПРЯЖЕНИЙ ЛАВ С ПОМОЩЬЮ АНКЕРОВ ГЛУБОКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ

*Розглянуто питання о застосуванні канатних анкерів глибокого закладення в зоні сполучення очистного вибою з виробками, що примикають до нього.*

Широкое применение анкерov глyбокого залoжения для крепления горных выработок в странах с высокоразвитой угольной промышленностью (Великобритания, США и др.) дает возможность получить весьма значительный экономический эффект и обеспечивать безопасные условия труда. Так вторичное анкерное крепление выемочных штреков, примыкающих к очистному забою, с использованием анкерov глyбокого залoжения высокой несущей способности обеспечивает безопасность работ на сопряжениях без использования специальных механизированных крепей сопряжения [1, 4].

Крепление сопряжений анкерами глyбокого залoжения позволяет:

- ✓ создать комфортные и безопасные условия труда горнорабочих, связанных с работами на сопряжении очистных забоев;
- ✓ ликвидировать применение громоздких и тяжелых по конструкции механизированных крепей сопряжения, плохо управляемых при их эксплуатации;
- ✓ улучшить эксплуатационное состояние крепи выработок на сопряжении очистного забоя за счет сохранения целостности и монолитности пород кровли разрабатываемого пласта.

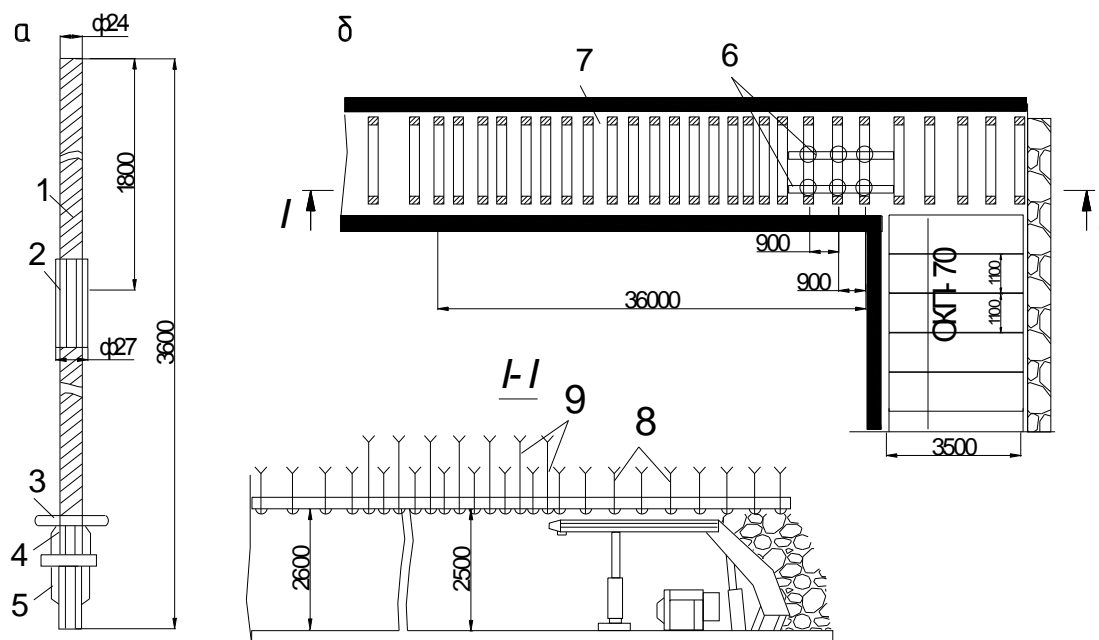
Технология анкерного крепления и поддержания сопряжения лавы с примыкающими выработками прошло успешное опробование в условиях шахт Кузбасского бассейна (Россия).

Так, в условиях ОАО «Шахта им. 7 Ноября» [2, 5], анкерная крепь была опробована в зоне сопряжении лавы №1170 и заключалась в следующем. При проходке вентиляционный штрек был закреплен анкерной крепью, состоящей из металлического верхняка из спецпрофиля СВП-17 длиной 3,25 м установленного под два анкера, через 0,8 м. При работе очистного забоя с опережением на 36 м производилось вторичное анкерное крепление с применением двух анкерov глyбокого залoжения конструкции ОАО «Куз-НИУИ» [3] и подхватом из швеллера № 18 длиной 3,6 м (рис. 1). Установленные при проходке анкера обеспечивали несущую способность в 180 кН/м, что было достаточно, чтобы до подхода очистных работ сохранить устойчивость и эксплуатационное состояние выработки.

Однако на сопряжении очистного забоя с вентиляционным штреком крепь по расчетам должна была обеспечить несущую способность  $200 \text{ кН/м}^2$  или  $750 \text{ кН/м}$  [4]. Таким образом, безопасные условия поддержания сопряжения очистного забоя с вентиляционным штреком, учитывая несущую способность одного анкера глyбокого залoжения в 270 кН, несущую способность анкерov, установленных в проходке, в 180 кН/м и плотность крепи 0,8 м, были обеспечены.



Конструкция анкера обеспечивает равнопрочность всех узлов крепления и соединения. В комплекте с анкером использовались ампулы с химической скрепляющей смесью.



Рнс. 1. Паспорт выемочного участка лавы № 1170:

а - анкер глубокого заложения (АГЗ) конструкции ОАО «КузНИУИ»:

1 - стержень; 2 - соединительная муфта; 3 - опорная шайба;

4 - сферическая шайба; 5 - гайка М27;

б - выкопировка с паспорта лавы № 1170: 6-гидрофицированная крепь;

7 - вентиляционный штрек; 8 - анкер глубокого заложения (АГЗ)

По данным проведенных наблюдений абсолютное смещение пород кровли на этом участке составило 26 мм, а на участке с постоянной крепью штрека — 66 мм вплоть до погашения вентиляционного штрека на сопряжении очистного забоя.

Расслоение пород кровли происходило слоями снизу вверх, при этом на участке с базовой крепью оно не превышало 6 мм/м, а на опытном участке — 1-2 мм/м. Кроме того, постоянная крепь штрека была более нагружена, а породы кровли более деформированы, чем на участке с анкерами глубокого заложения. Это объясняется тем, что на основе химического закрепления анкеров в породах создаются условия обеспечения сохранности и монолитности кровли выработок.

Другой опыт был получен на ОАО «Шахта «Инская» [1, 5] при отработке пласта Сычевского-1. Эксплуатация лавы отличалась длительными простоями для выполнения концевых операций. Вывалы породы с образованием больших (до 3,5 м) куполов на сопряжении очистного забоя с конвейерным штреком приводили к аварийности оборудования и травматизму.

Для ликвидации данных негативных явлений ОАО «КузНИУИ» [3], техническими службами ОАО «Беловоуголь» и шахты было принято решение демонтировать крепь ИГКС. Так крепление и поддержание сопряжения производить двумя подхватами из СВП-22 длиной 4 м, установленными на пяти сталеполимерных анкерах глубокого заложения длиной 3,8 м с химическим закреплением их в породах кровли ампулами типа АП. 1-ЗЗОУ.

Состояние конвейерного штрека на участках, закрепленных смешанной крепью, характеризовалось низкой устойчивостью из-за частых поломок деревянных стоек, образования куполов и вывалов породы. В большинстве случаев причинами обрушения пород были зоны ослабленного угля и отжим его на глубину до 1 -1,5 м как с одного, так и с обоих бортов штрека. На сопряжениях с очистным забоем они активно развивались и приводили к аварийным ситуациям.

При отработке лавы на опытном участке, в условиях применения глубинных анкеров, аварийных ситуаций на сопряжении очистного забоя с конвейерным штреком не возникало, а конвергенция пород была незначительной и не превышала 30 мм (рис. 2 а). Приращения нагрузок на анкерную крепь не превышали 40 кН на 1 м длины штрека (рис. 2, б).

На сегодняшнее день в условиях ПАО «Шахтоуправление «Покровское» проводятся испытания канатных анкеров глубокого заложения по 3 южному конвейерному штреку блока 10, который используется как вентиляционный штрек при отработке 4 южной лавы блока 10. Начало экспериментального участка расположено на ПК153 + 4,7м, конца - на ПК166 + 0,3м, что составляет 134м.

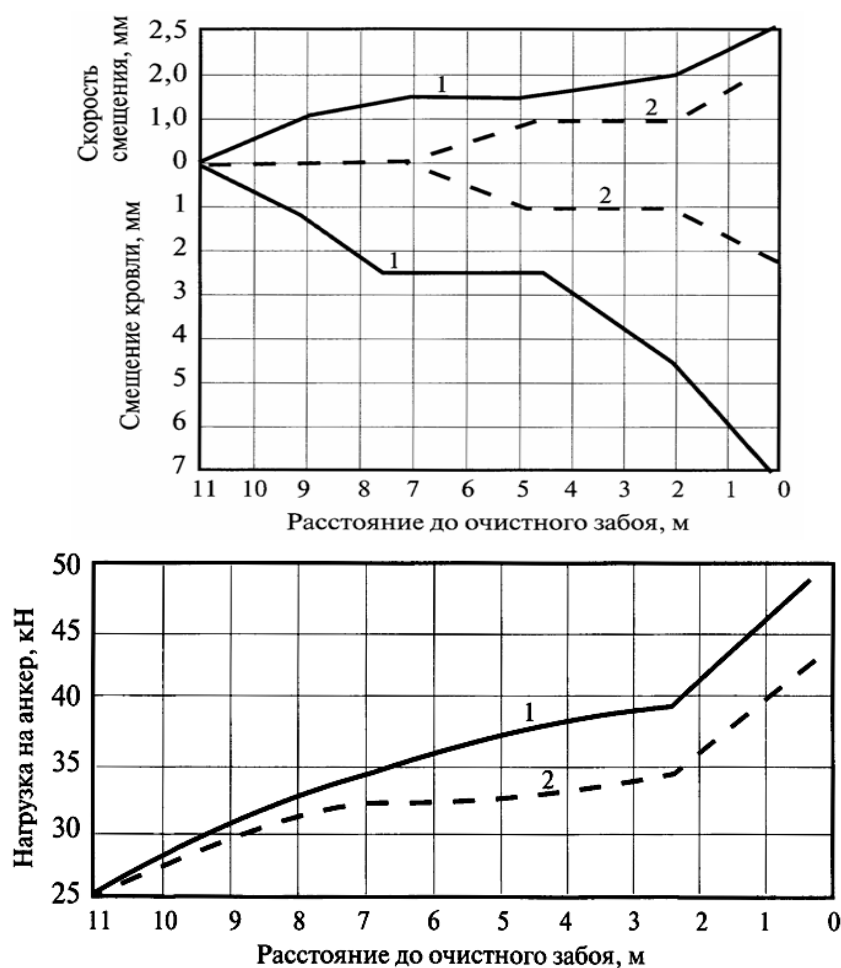


Рис.2. Результаты инструментных наблюдений за проявлением горного давления: а – смещение кровли штрека на сопряжении с очистным забоем: 1 – на глубине 1м; 2 – на глубине 2м; б – приращения нагрузки на анкерную крепь: 1 – по верхнему борту штрека; 2 – по нижнему борту штрека.



- ✓ кровли средней устойчивости составляет 30-35 м.
- ✓ данная технология позволяет улучшить условия труда и повысить безопасность при выполнении работ на сопряжениях очистных забоев, ликвидировать применение громоздких и тяжелых по конструкции механизированных крепей сопряжения, плохо управляемых при их эксплуатации.
- ✓ при благоприятных условиях применение данной технологии позволит увеличить нагрузки на очистные забои до 30% вследствие снижения трудоемкости работ на сопряжениях и обеспечения безопасности работ.
- ✓ развитие работ по внедрению на шахтах анкерного глубокого заложения позволит выполнять многие трудоемкие процессы при ведении горных работ с обеспечением безопасных условий труда, в частности, при поддержании сопряжений очистных забоев и других работах, связанных с креплением оборудования, подвесного транспорта и трубопроводов.

### ЛИТЕРАТУРА

Жаров А.И., Егоров А.П., Шемякин И. И. Эффективность внедрения безопасных технологий длинноанкерного крепления и поддержания сопряжений очистных механизированных забоев. // Уголь. – 2000. – №6.

1. Ремезов А.В., Харитонов В.Г., Зубарев В.П. и др. Опыт примыкания сталеполимерного анкерного крепления на шахтах Ленинского рудника и Кузнецкого бассейна.// Угольная промышленность. – 2000. – № 2.
2. Временная инструкция по расчету и применению анкерной крепи на шахтах Кузнецкого бассейна / КузНИУИ. Прокопьевск, 1996. 95 с.
3. Широков А.П. Теория и практика применения анкерной крепи. – М: Недра, 1981. – 381с.
4. Ремезов А.В., Харитонов В.Г. и др. Совершенствование способов и средств крепления сопряжения очистных забоев с примыкающими выработками. Кемерово: КузГТУ. 2003г. -167с.

УДК 622.281.76

БУЛАТНИКОВ А.А. (ДонУГИ)

### ПОДДЕРЖАНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АНКЕРНОГО-РАМНОГО КРЕПЛЕНИЯ

*На базі високопрочного сталеполімерного анкерного кріплення розроблені проєктні рішення по зниженню металомісткості кріплення дільничих виробок перетином 9,5; 10,5; 11,0; 11,7 м<sup>2</sup> з використанням посилюючого підпірного кріплення типу КШПУк., виготовленого типорозміру спецпрофілю лінійної щільністю на один порядок нижче (СВП 17 и СВП 19).*

Многолетней практикой угледобычи в Донбассе установлено, что горноподготовительные работы в себестоимости добываемой тонны угля составляют примерно 25 – 35%, а с учетом, имеющей место деконцентрации горных работ, а

следовательно, протяженности поддерживаемых выработок, эта величина практически удваивается.

Из опыта передовых угледобывающих стран, в частности, компании ДСК «Дойче штайн колле» концерна «Рурколе АГ» (ФРГ) уровень повторно используемых выработок составляет примерно 40 – 50% от всех поддерживающих выработок выемочного участка против среднедействующего в угольной отрасли Украины 8% (период 2006 – 2010 г.г.). Несмотря на низкий среднедействующий уровень повторно используемых выработок в угольной отрасли Украины, заслуживает внимания уровень повторного использования выработок в передовых угледобывающих предприятиях Донецкой области, в частности, в ОАО «УК «Шахта «Красноармейская-Западная №1» составляет 25 – 30%, в ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса» (ДТЭК) – 25% и в ГП «УК «Краснолиманская» - 18 – 22%.

Это позволяет указанным предприятиям Донецкой области обеспечить как безопасное ведение очистных работ на газоносных пластах, в т.ч. выбросоопасных, так и оптимальное удельное проведение выработок для подготовки выемочных участков, отнесенных к 1000 тонн угледобычи. Примерно 2 – 3м вскрывающих и 6 – 7м подготавливающих выработок. Таким образом, передовые угледобывающие предприятия области приближаются к мировому оптимуму (1 – 2 м вскрывающих и 5 – 6 м подготавливающих выработок), по данным ДСК (ФРГ).

Несмотря на усложнение технологических процессов ведения горных работ с увеличением глубины разработки, условий поддержания подготовительных выработок кинематические параметры конструкции арочных крепей типа КМП существенно не модернизировались с момента их разработки и применения (1950-1951 гг.), за исключением использования в крепях взаимозаменяемых профилей СВП взамен парных СП 18 и СП 28 и внедрения более совершенных замковых соединений типа ЗСД. Разработанный Донуги параметрический ряд специальных взаимозаменяемых профилей с линейной плотностью: 14; 17; 19; 22; 27 и 33 кг на 1 м для крепей выработок, соответственно сечений: 6,0; 7,9; 9,2; 11,2; 13,8; 15,5 и 18,3 м<sup>2</sup> используется с 1977 г.— момента введения в действие «Типового проекта...» [1]. Для каждого типоразмера сечения крепи технические характеристики профиля (габаритные размеры, распределение массы металла по сечению профиля, момент сопротивления и др.) определялись исходя из необходимости обеспечения устойчивой работы податливой конструкции арки в различных распространенных условиях поддержания выработки при оптимальной плотности установки крепи в пределах 1,0-1,25 рам на 1м.

Снижение устойчивости поддерживаемых выработок в зонах влияния очистных работ на глубоких шахтах привело к необходимости разработки ряда нормативных документов по корректировке параметров плотности установки рам крепи (плотности крепления выработки) в зависимости от глубины ведения горных работ, величины смещений, деформаций пород по контуру сечения, их прочности и других факторов, а также принималось во внимание неблагоприятное воздействие на состояние податливой конструкции крепи массы отслоившихся пород в кровле выработки, заключенной в объеме естественного свода.

Для корректировки параметров крепления выработок в 1991г. были введены в действие «Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок» [2] института ВНИМИ, а в 2007г. поступил к внедрению на шахтах Украины СОУ10.1.00185790.011: стандарт «Підготовчі вироби на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони» [2,3].

По второму документу в условиях больших глубин для определения высоты свода возможных отслоений пород, воздействующих на крепь, выполнены специальные исследования глубинного расслоения массива кровли в различных

условиях поддержания выработок [3]. Установлено, что по мере удаления в глубину процесс расслоения пород подчиняется экспоненциальному закону

$$K = \exp [ - \alpha ( \ell - h / 2 ) ],$$

где  $\alpha$  – эмпирический коэффициент отражающий относительное расслоение пород по мере удаления от контура кровли выработки; зависит в основном от способа проведения и расположения выработки относительно границ очистных работ, который может изменяться в пределах от 0,12 до 0,5;

$\ell$  – расстояние от контура свода выработки до середины измеряемого слоя пород (точки) в массиве, м;

$h$  – высота выработки в проходке, м.

При этом высота свода возможных отслоений пород над контуром выработки определяется зависимостью

$$h_c = U_{кр} / \alpha,$$

где  $U_{кр}$  – вертикальные смещения пород со стороны кровли, м.

Исходными показателями для расчета значения ( $U_{кр}$ ) являются: прочность вмещающих пород, глубина заложения выработки, способы её поддержания, а также величина параметра ( $K$ ).

Нагрузка на крепь ( $P$ ) может зависеть от веса пород, заключенных в естественном своде

$$P = \frac{2}{3} B_{пр} h_c \gamma,$$

где  $B_{пр}$  – ширина выработки в проходке;

$\gamma$  – объемный вес пород вмещающего массива, кН / м<sup>3</sup>.

Показатель величины плотности ( $N$ ) установки рам крепи в выработке, отвечающей рассмотренным горно-геологическим условиям, определяется из отношения нагрузки ( $P$ ) к несущей способности применяемой крепи ( $P_{кр}$ )

$$N = P / P_{кр}.$$

Согласно методическим положениям «Инструкции...» [2] нормативная и расчетная нагрузки на крепь определяются по максимальным значениям величины смещений пород на контуре, без учета структурного строения массива, расслоения приконтурной толщи и формирования над крепью естественного, отслоившегося свода нарушенных, деформированных пород. Поэтому теоретические основы «Инструкции...» в части определения плотности установки арочной крепи, в большинстве случаев не отвечают практическому опыту поддержания выработок, условиям взаимодействия крепи с расслоившимся породным контуром.

Преобладающее большинство глубоких шахт в настоящее время крепление выработок (особенно выемочных штреков) осуществляют с увеличением плотности установки арочной крепи до 2,0 рам на 1 м (шахты им. Засядько, им. Стаханова, «Щегловская-Глубокая» и др.). По данным статистической отчетности за 2002 г. [4] в отрасли около 25% выработок поддерживались с плотностью крепления 2,0 а то и 3,0 рамы на 1 м, металлоемкость на крепление увеличились в 1,6-1,7 раза. Если расход металлокрепи выработки сечением 18,3 м<sup>2</sup> при установке 1,25 рам на 1 м составлял 548 кг, то при 2,0 рам на 1 м достигла 910 кг.

В течение последних лет (с 1985 г.) наблюдается положительная тенденция существенного изменения ситуации в способах крепления и поддержания выработок в связи с освоением и серийным производством сталеполлимерных анкеров из высокопрочной арматурной стали (СТ 35 ГСДСТУ 3760-98) и внедрением прогрессивных средств возведения анкерных систем [5]. Сталеполлимерные анкеры, закрепленные в скважинах высокопрочным клеевым составом, способны выдерживать нагрузки в пределах прочности штанг на разрыв [5]. Анкеры типа КА-П.010... при условном диаметре 25А.500 обладают несущей способностью до 350 кН, а диаметром



27А.500 — 450 кН. С теоретической точки зрения система анкерного крепления позволяет существенно замедлить деформации пород по контуру свода или в какой-то мере предотвратить развитие процессов разрушения и разрыхления толщи массива над выработкой. В кровле выработки представляется возможным формирование жесткой армопородной конструкции из породы, способной изменить напряженно-деформированное состояние массива и тем самым снизить давление (нагрузку) на установленную арочную или другую подпорную рамную крепь. При залегании в пределах контура выработки весьма слабых вмещающих пород до  $\sigma_{сж} = 40$  МПа усилия распора заанкерванной толщи могут достигать величины порядка 420 – 610 кН/м<sup>2</sup>. Следовательно за счет использования анкерных систем укрепления породного массива становится возможным снижение металлоемкости крепления выемочных штреков и других выработок, испытывающих воздействие очистных работ, путем оптимизации параметров плотности подпорной (арочной) крепи и перехода на изготовление применяемых конструкций из более легкого проката СВП.

*Результаты.* Учитывая накопленный ГП «Донуги» на шахтах Донбасса, в том числе и на шахте ОАО «Красноармейская Западная № 1», опыт применения анкерного крепления в комбинации с повторно используемой рамной (арочной) крепью, изготовленной из спецпрофиля СВП, типоразмерами ниже чем крепей согласно ТУ. Совместно с ОАО «Павлоградуголь» были выполнены НИОКР по разработке варианта усиливающих крепей КШПУм сечением 9,5; 10,5; 11,0; 11,7 м<sup>2</sup>, изготавливаемых из облегченных спецпрофилей, соответственно, СВП17 и СВП18 в сочетании с основной несущей сталеполимерной анкерной крепью. По согласованию с ОАО «Павлоградуголь» ГП «Донуги» подготовлены и утверждены нормативные документы «Типовые материалы для проектирования ТМП 10.1.00185790.001:2009» [5]. При этом в качестве основного несущего вида крепи подготовительных выработок приняты сталеполимерные анкерные крепи КА-П.01.010... и КА-П.02.010... с длиной анкерной штанги 2,5 и 2,7 м при условном диаметре 25А500 и 28А500 (ДСТУ3760 – 98) и несущей способности анкерного стержня – 250; 350 и 450 кН.

Комбинированное анкерно-рамное крепление в сечении выработки представлено на рисунке 1, конструктивно состоит из основной армополимерной крепи, возведенной по породному контуру свода в количестве от 5 до 8 анкеров, закрепленных в шпурах на глубину 2,5 и 2,7 м, и усиливающей подпорной крепи КШПУк.000 с заполнением закрепного пространства. Оптимальное расстояние между анкерными рядами и рамами крепи КШПУк по ходу выработки 0,8 м, т. е. плотность крепления не более 1,25 рам/м (ряд/м). Расчеты параметров по несущей способности комбинированной крепи выполнены для наиболее распространенных горно-геологических условий разрабатываемых пластов мощностью от 0,7 до 1,0 м в слабоустойчивых породах на глубинах до 500 м шахт «Павлоградуголь». В кровле основной группы пластов залегают неустойчивые породы с пределом прочности от 10 до 35 МПа. На отдельных участках центрального поля шахт величина предела прочности пород достигает 50 МПа.

Типовые проектные решения разработаны для горных выработок сечением 9,5; 10,5; 11,0; 11,7 м<sup>2</sup>, оснащенных следующим видом транспортного оборудования: электровозной откаткой; моноканатной подвесной кресельной дорожкой типа МКД; напочвенной дорожкой с канатной тягой ДКНУ1-90, (2-110); монорельсовыми канатными дорожками типа ДКМУ2-110 (2-132).

*Выводы.* Анкерно-рамные крепления на базе усиливающей крепи КШПУк.000, изготовленной из спецпрофиля СВП17, предусмотрены к использованию в бортовых, погашаемых за очистным забоем подготовительных выработках при обратном порядке отработки выемочных столбов, а крепи КШПУк.000 из спецпрофиля СВП19 в

комбинации с анкерами рассчитаны на применение в повторно используемых (сборных) участковых выработках (см. табл. 1). Проектные решения в настоящее время внедряются на шахтах ОАО «Павлоградуголь» в условиях подготовки выемочных штреков по разрабатываемым пластам свиты со снижением металлоемкости крепления выработок в пределах 25 – 30%.

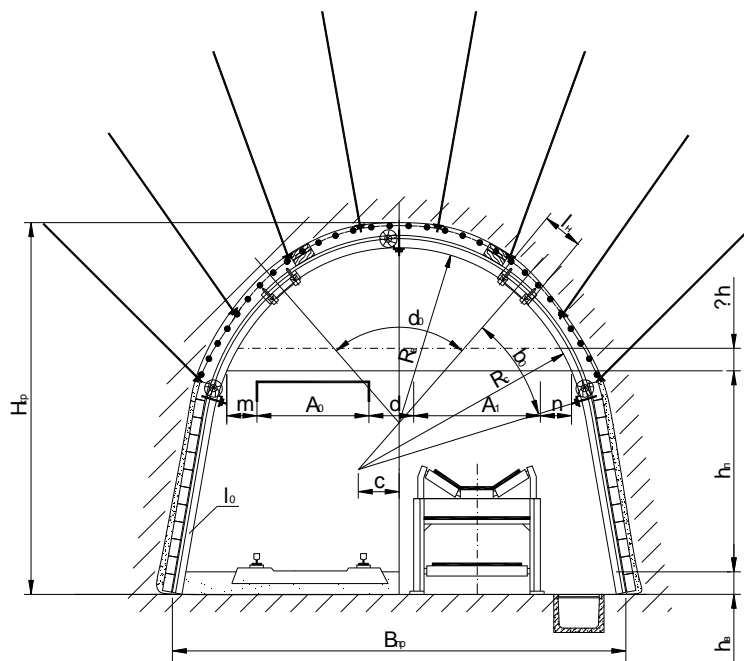


Рисунок 1 – Крепё анкерно-рамная

УДК 622.281

ШЕСТОПАЛОВ И.Н (ДонНТУ)

### О ДЕФОРМИРОВАНИИ ПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ С РАМНО-АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ

*Проведені дослідження, що дозволяють встановити особливості деформації масиву, що вміщує вибоки з рамно-анкерним кріпленням*

Среди основных энергоносителей – нефти, газа и угля, последний занимает важное место в энергетике Украины, так как собственных запасов нефти и газа явно недостаточно для обеспечения собственных нужд, а мировые цены на нефть и газ ежегодно увеличиваются. Запасов угля, по самым скромным подсчетам, стране хватит на 150-200 лет. Однако в условиях рыночной экономики при непрерывном росте цен на материалы, оборудование и электроэнергию перед угольными предприятиями остро встала проблема снижения себестоимости продукции.

В настоящее время более 90% выработок закреплено металлической арочной податливой крепью, имеющей ряд недостатков: высокая

металлоемкость, низкая степень механизации процесса ее установки, и, как следствие, ограничение темпов проведения. До 30% выработок, закрепленных рамной крепью, в процессе эксплуатации ремонтируются, что повышает себестоимость угля.

Применение анкерной крепи позволяет устранить ряд недостатков, описанных выше. Однако анкерная крепь в «чистом виде» имеет ограниченную область применения.

Одним из перспективных направлений, позволяющих устранить вышеуказанные недостатки, является внедрение комбинированных рамно-анкерных крепей. Это позволит на 30-80% снизить расход металлопроката (при возведении, как правило, используются облегченные конструкции рамной крепи; также металлоемкость снижается за счет увеличения шага крепи в выработке), в 1,5–2,0 раза повысить производительность работ при креплении выработок; повысить темпы проходки и сократить затраты на крепление и поддержание выработок в рабочем состоянии в период их эксплуатации. Однако широкого применения рамно-анкерная крепь не получила – всего 4% от общей протяженности выработок закреплено данным видом крепи. Основными причинами, сдерживающими широкое использование комбинированных конструкций крепи на основе анкерных систем, являются недостаточная изученность влияния образуемых породно-анкерных конструкций на механические процессы, происходящие во вмещающем выработки массиве. Это, в свою очередь, не позволяет понять роль каждой из конструкций в процессе поддержания выработки, достоверно установить область применения крепей, а также разработать научно обоснованный метод расчета их параметров.

В связи с этим задачей данных исследований являлось установление особенностей деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки глубоких шахт с рамно-анкерным креплением.

Для решения поставленной задачи были проведены наблюдения на комплексных замерных станциях в подготовительных выработках шахты «Добропольская», а также проанализированы результаты шахтных наблюдений, выполненных на глубинных замерных станциях в выработках ОАО «шахта им. А.Ф. Засядько» инженерами технической службы шахты А.А. Цикра, Ю.С. Опрышко [1].

Конвейерный штрек 2-й западной лавы пласта  $l_4$  шахты им. А.Ф. Засядько обслуживал лаву длиной 240м. Выработка пройдена по пласту мощностью 1,0-1,1м на глубине 750м. Пласт  $l_4$  – простого строения, вмещающие его породы – средней устойчивости. Непосредственно в кровле пласта залегает алевролит, мощностью 6,1-12,4м, с прочностью на одноосное сжатие 36,8 - 58,0 МПа. Он разбит трещинами под углом 70-80°.

В основной кровле пласта залегает слой аргиллита, который перекрыт песчаником.

В непосредственной почве пласта залегает склонный к пучению алевролит с пределом прочности на одноосное сжатие от 39,0 до 54,0 МПа и мощностью 0,6-1,0 м.

Ниже залегает песчаник серый мелкозернистый. В нижней пачке слоя наблюдается переслаивание песчаника с алевролитом. Мощность песчаника от 3,5 до 5,3м прочностью на одноосное сжатие 60,8-88,0 МПа.

Ниже песчаника залегает алевролит мощностью до 8 м. Его прочность на одноосное сжатие составляет от 28,0 до 50,0 МПа.

Выработка пройдена комбайном и закреплена рамно-анкерным креплением, с сечением в свету  $13,8\text{ м}^2$  (рис. 1). Шаг установки рамной крепи -  $0,8\text{ м}$ . Между рамами устанавливались 11 анкеров с наклоном под углом  $75-85^\circ$  в сторону проходческого забоя. На крепление метра выработки расходовалось 13,8 сталеполимерных анкеров. Пучение почвы напротив «окна» лавы достигало  $0,9\text{ м}$ , а смещения пород кровли - до  $350\text{ мм}$ . С отставанием  $180-200\text{ м}$  позади лавы производилась подрывка пород почвы.

В выработке были оборудованы несколько станций с глубинными реперами, каждая из которых представляла собой вертикальную скважину, пробуренную на высоту  $6,5\text{ м}$  в кровлю штрека с семью реперами. Выкопировка из плана горных выработок с указанием места заложения замерных станций представлена на рис.2.

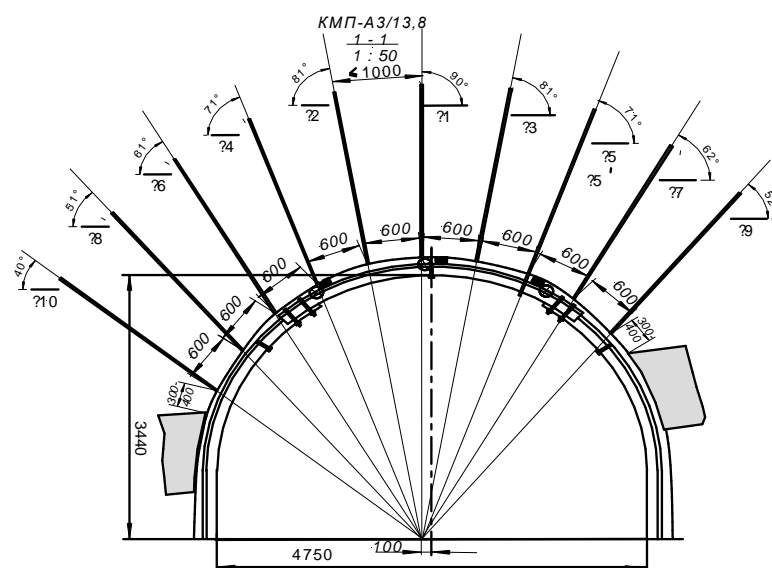


Рис.1 – Паспорт крепления 2-го западного

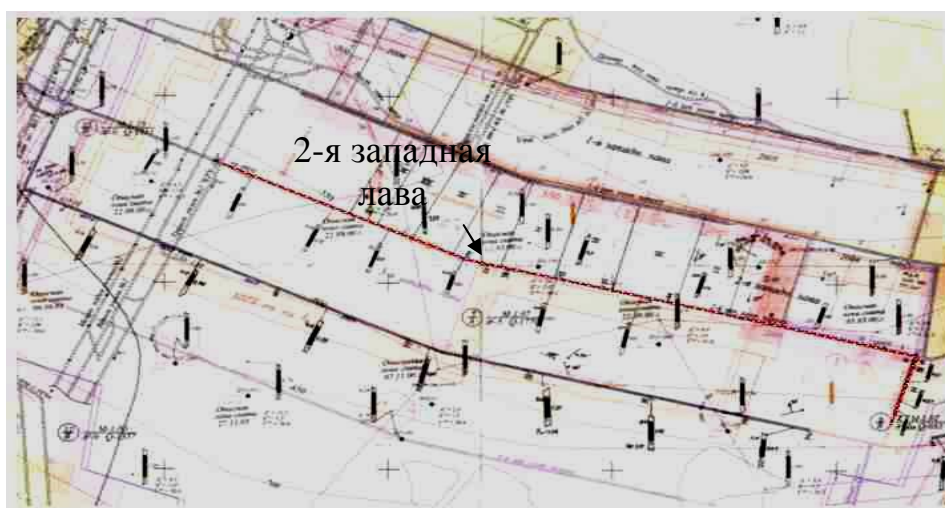


Рис.2 – Выкопировка из плана горных выработок по пласту  $l_4$

В таблице 1 представлены исходные результаты замеров на станции ю043, по которым рассчитывались значения коэффициентов разрыхления на участках скважины между реперами (рис.3-4).

**Таблица 1 – Результаты измерения смещений глубинных реперов на замерной станции ю043**

Реперы (глубина установки, м)	Расстояние до очистного забоя, м								
	-140	-120	-50	-45	-40	+40	+85	+105	+260
<b>Контур</b>	136	137	140	141	142	195	199	201	211
<b>1</b> (0,164)	21	21	22	22	23	78	79	80	83
<b>2</b> (0,799)	0	0	1	2	18	20	22	24	26
<b>3</b> (1,699)	0	0	1	1	2	6	6	6	6
<b>4</b> (2,549)	0	0	0	0	1	2	2	2	2
<b>5</b> (3,5)	0	0	0	0	0	1	2	2	2
<b>6</b> (5,0)	0	0	0	0	0	1	1	1	1
<b>7</b> (6,5)	0	0	0	0	0	1	1	1	1

Согласно методике проф. И.Л. Черняка[1], породы считаются разрушенными при достижении ими величины предельных относительных деформаций (предельного коэффициента разрыхления). Они составляют для глинистого сланца  $3 \cdot 10^{-2}$  ( $k_p=1,030$ ), а для песчаного сланца  $2 \cdot 10^{-2}$  ( $k_p=1,020$ ).

Как видно из представленных на рис.4 данных, породы, расположенные на участке между контуром и вторым репером (до глубины 0,799м), были разрушены еще до прохода лавы. При попадании выработки в зону опорного давления впереди лавы (начиная с замера – 40м) происходит уплотнение пород между контуром и первым репером (до замера + 40м), а затем их последующее разрушение, сопровождающееся расширением до максимального значения 1,780 (замер +260м). На участке между первым и вторым репером в кровлю (на расстоянии в кровлю 0,164 – 0,799м) уплотнение пород начинается несколько раньше (замер – 45м) с последующим разрушением (разрыхлением) пород в зоне опорного давления и позади нее. Некоторому уплотнению в зоне опорного давления лавы подвержены породы, расположенные между вторым и третьим репером (расстояние от контура в кровлю 0,799 – 1,699м). Их разрушение происходит уже после прохода лавы (замер + 105м). Породы кровли, расположенные в пределах заанкерванной части массива (до глубины 2,4м – участок скважины между третьим и четвертым репером), а также вне его (участок скважины за четвертым репером) не достигают предельных деформаций (предельных значений коэффициента разрыхления) в течении всего периода наблюдений (замеры от -140 до + 260м).

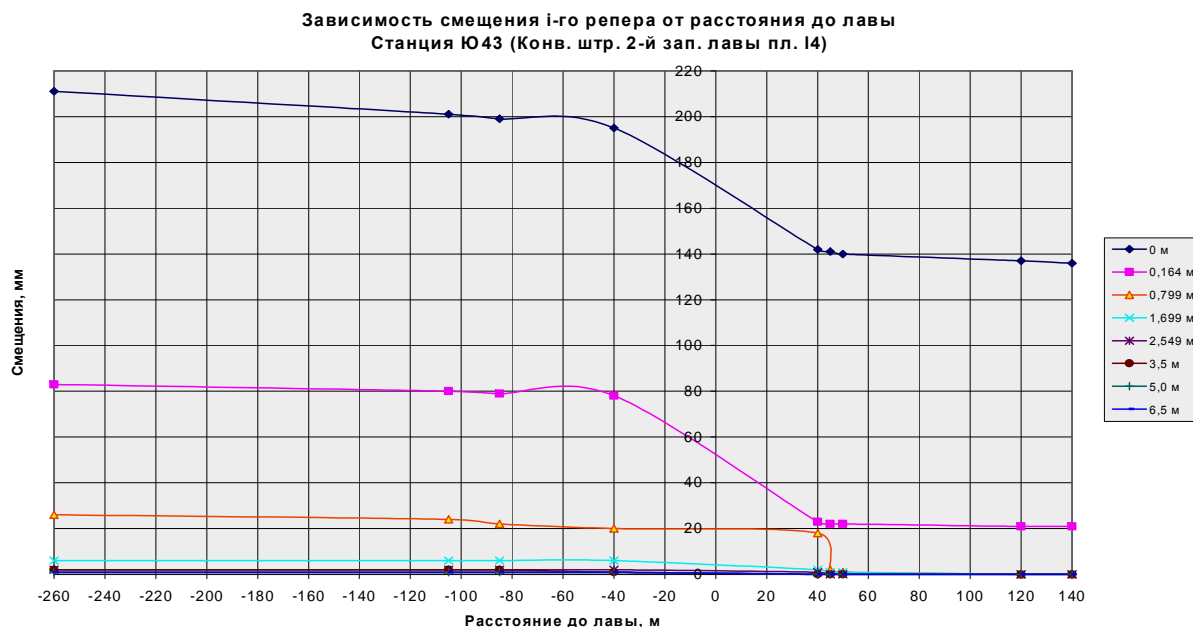


Рис.3 – Графики смещений глубинных реперов в скважине в зависимости от расстояния станции до лавы.

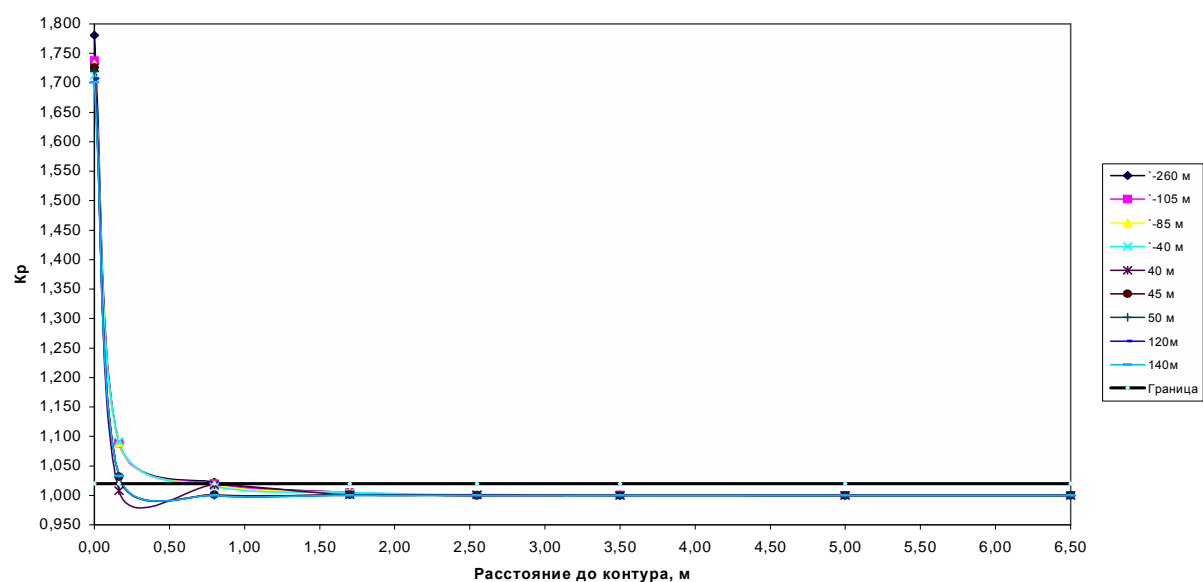


Рис.4 – Графики изменения коэффициента разрыхления пород на участках между реперами в зависимости от расстояния до лавы.

Анализ результатов наблюдений за смещениями пород на глубинной замерной станции во втором западном конвейерном штреке пласта I<sub>4</sub> позволяет сделать следующие выводы.

1. Применение рамно-анкерной крепи позволило ограничить размер области пород в кровле выработки, подвергающейся интенсивному разрушению от непосредственного влияния очистных работ до 1,699 м.

2. Даже попадание вмещающего выработку массива, с рамно-анкерной крепью в зону опорного давления впереди и позади очистного забоя не привело к полному разрушению пород в пределах армированной области (глубина анкерования составляет до 2,4 м).

3. Основная часть смещений пород со стороны кровли выработки (74 %) произошла за счет их разрушения (разрыхления) на участке между контуром и третьим репером (до глубины 1,699м) со средним значением коэффициента разрыхления 1,121.

4. Если на момент начала наблюдений (замер – 140м) был разрушен участок массива в кровлю между контуром и вторым репером (глубина до 0,799м), то по мере приближения очистного забоя (начиная с замера – 40м и далее), продолжается разрушение (разрыхление) пород на этих участках, постепенно распространяясь вглубь заанкерванной толщи (участок между вторым и третьим репером) до конечной глубины 1,699м.

5. Наиболее интенсивное разрушение пород в кровле выработки, происходило, когда лава находилась в интервале от +40м до – 40м относительно замерной станции.

6. Породы кровли выработки, расположенные в пределах заанкерванной части массива (от глубины 1,699м до 2,4м), а также вне его (участок скважины за четвертым репером) не достигают предельных деформаций (коэффициентов разрыхления) в течении всего периода наблюдений (замеры от -140 до + 260м) и не разрушаются.

Анализ замеров, выполненных в трех других подготовительных выработках шахты им. А.Ф. Засядько показал, при применении рамно-анкерной крепи разрушение пород происходит не на всю глубину заанкерванной толщи, а лишь на ее часть – примерно 33 - 57 % от глубины анкерования. При этом размер разрушенной зоны зависит от разрыва во времени между возведением рам в забое выработки и установкой анкерной крепи. Аналогичные результаты были получены при наблюдениях в подготовительных выработках шахты «Добропольская» [2].

Процесс деформирования массива, вмещающего горные выработки с рамно-анкерной крепью, происходит в следующей последовательности. В период проведения выработки, после установки рамной крепи до момента установки анкеров, происходит образование зоны мгновенного разрушения и перераспределение напряжений, что приводит к развитию фронта разрушения от контура выработки вглубь массива. После установки анкерной крепи разрушение массива замедляется, вплоть до момента образования несущей породно-анкерной конструкции. После этого расслоение пород вблизи контура прекращается, а образованная породно-анкерная конструкция совместно с рамной крепью воспринимает на себя нагрузку от разрыхления пород, сдерживает развитие фронта разрушения вглубь массива и смещения пород в направлении контура выработки.

### Литература

- [1] Бокий Б.В. Промышленная проверка эффективности рамно-анкерного крепления горных выработок./ Б.В.Бокий, А.А.Цикра, Ю.С.Опрышко // Геотехническая механика. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, 2005. – Вып. 57. – с. 60-66.
- [2] Новиков А.О. Об особенностях деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением / Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н. // Известия Донецкого горного института // Донецкий национальный технический университет. – Донецк, 2008. - №1. – С. 120-129.



ПИТАЛЕНКО Е.И. (УкрНИМИ), КРЫШНЁВ А.С. (ГП «Дзержинскуголь»)

### КОМБИНИРОВАННАЯ СХЕМА ОХРАНЫ ВЕНТИЛЯЦИОННЫХ ШТРЕКОВ УСЕЧЕННЫМИ УГОЛЬНЫМИ ЦЕЛИКАМИ С ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ ЗАБУТОВКОЙ МЕЖЦЕЛИКОВОГО ПРОСТРАНСТВА

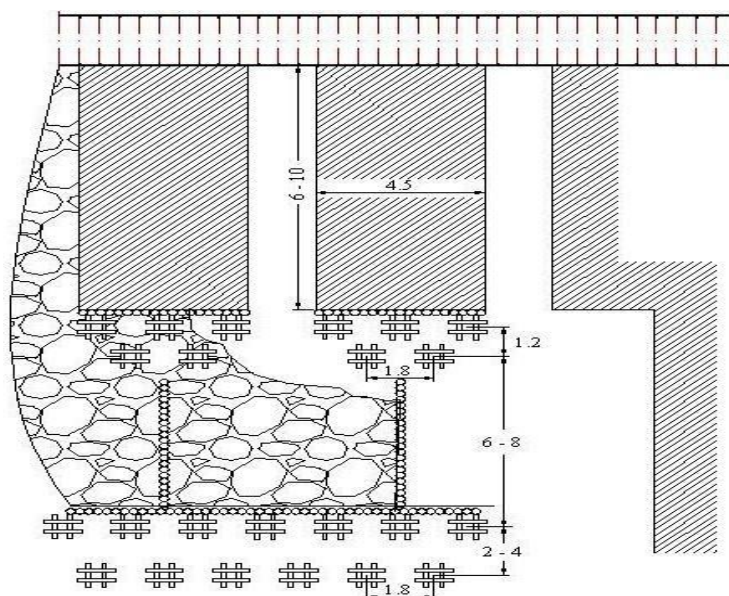
*Приведений досвід застосування охорони виробок в умовах крутого і круто-похилого падіння. Представлена нова схема охорони вентиляційних штреків і проведений аналіз її ефективності та економічної доцільності застосування на шахтах ЦРД.*

Общепринятым является тот факт, что угольные целики для охраны выработок в условиях крутого и круто-наклонного падения используются наиболее часто и имеют ряд преимуществ перед искусственно возведенными опорами: предупреждают сползание боковых пород, препятствуют динамическим оседаниям прочных пород, имеют значительную податливость за счет частичного раздавливания контурной части целика, но сохраняют достаточную несущую способность[1,2,3].

Как показывает опыт отработки ряда очистных забоев на шахтах «Румянцева», «Полтавская», «Калинина» и др. при существующей охране вентиляционных штреков угольными целиками по стандартной схеме (рисунок 1), с размерами целиков 8-10 м по падению и 3,6-5,4 м по простиранию пласта, возникают дополнительные сложности по оставлению породы от проведения выработки в выработанном пространстве лавы ниже угольных целиков.

В зоне влияния очистных работ состояние бутовых гезенков имеющих значительную высоту (8-10 м) резко ухудшается. В результате коржения и пучения пород, разбоев крепи при транспортировке породы по гезенку и др. факторов происходит частое забучивание бутовых гезенков, что определяет необходимость транспортировки породы к стволу выдачи ее на поверхность в отвал.

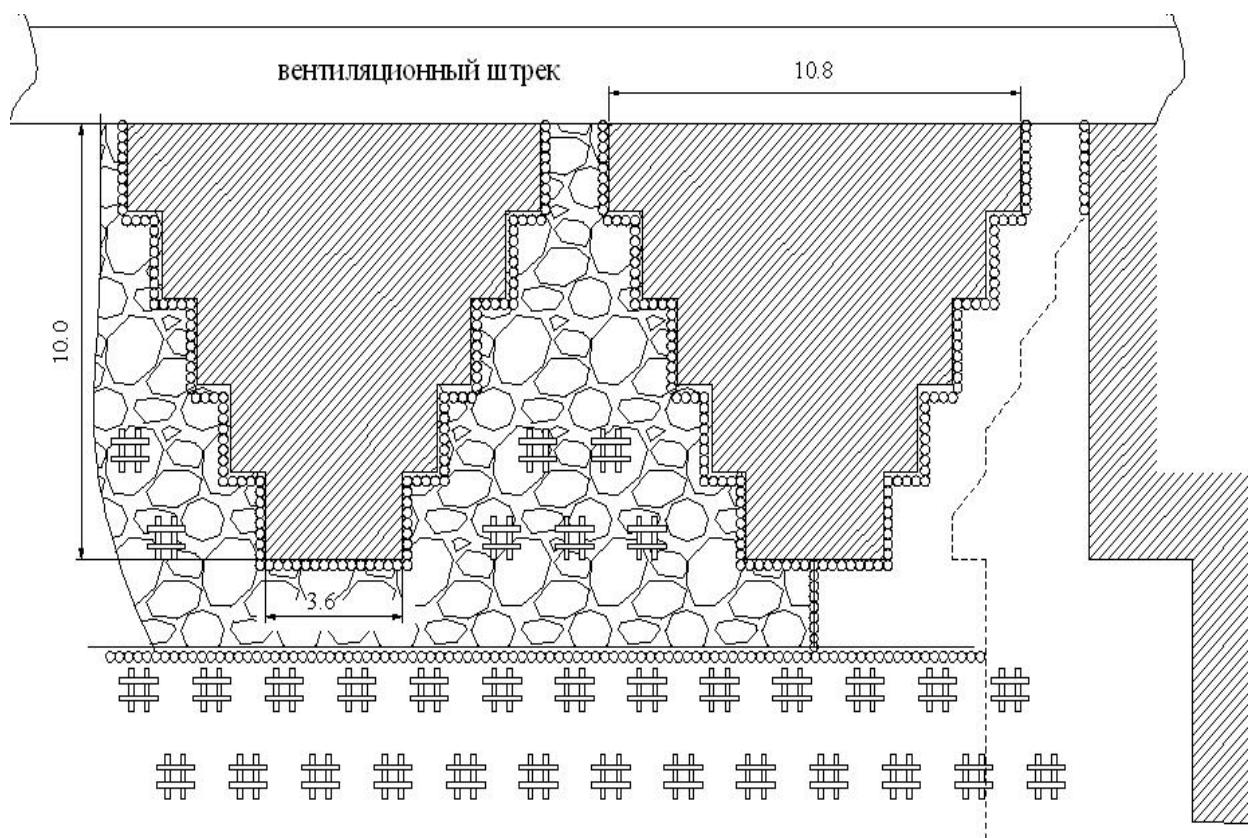
Все это обуславливает возникновение дополнительных энергетических и трудовых затрат и в конечном итоге, приводит к снижению темпов проведения выработки.



**Рисунок 1** – Стандартная схема охраны вентиляционных штреков

С другой стороны при размещении бутовой полосы ниже угольных целиков, при значительном удалении рабочего бутового гезенка от забоя, в выработанном пространстве ниже угольных целиков происходят процессы зависания непосредственной кровли пласта с увеличением конвергенции боковых пород и наличием их обрушений, что также уменьшает объем выработанного пространства и препятствует размещению породы в бутовой полосе в полном объеме[4,5,6].

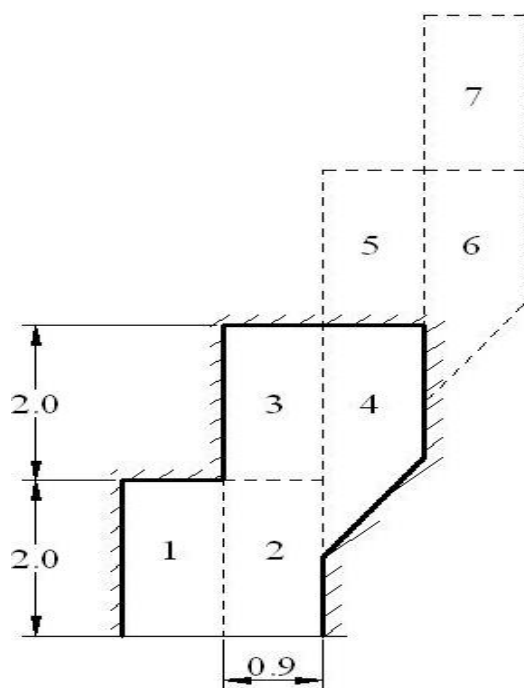
Предлагаемая схема охраны (Рисунок 2) предусматривает размещение породы от проведения штрека не ниже угольных целиков в лаве, а непосредственно между ними, что обеспечивает более полную и качественную забутовку и препятствует раздавливанию и высыпанию угольных целиков, создавая их дополнительный подпор.



**Рисунок 2** – Комбинированная схема охраны вентиляционного штрека

Помимо этого, данная схема охраны имеет следующие преимущества:

1. Обеспечивает уменьшение объемов проведения нарезных выработок (бутовых гезенков) более чем в 2 раза.
2. Дает возможность получения дополнительной добычи угля за счет усечения угольных целиков и тем самым сокращения потерь балансовых запасов угля.
3. Обеспечить возможность более полного размещения породы от проведения штрека и исключить выдачу породы на поверхность.
4. Получить значительный экономический эффект порядка 250 тыс. грн. в год с одного очистного забоя.



Технология проведения бутовых гезенков представлена на рисунке 3. Экономический эффект применения предлагаемой схемы можно рассчитать следующим образом:

Количество бутовых гезенков при применении существующей схемы охраны

-Существующая схема

$$N_1 = \frac{240}{6.3} = 38 \text{ шт/год}$$

- Комбинированная схема

$$N_2 = \frac{240}{12.6} = 19 \text{ шт/год};$$

Экономия за счет проведения гезенков

$$\Delta_1 = 10(N_1 - N_2)C_r \cdot v_{\text{под}} \text{ грн/год};$$

**Рисунок 3** – Технология проведения гезенка

где  $C_r$  – стоимость проведения 1 м гезенка, грн/м;  $v_{\text{под}}$  – скорость подвигания очистного забоя, м/год;

Экономия за счет дополнительной выемки балансовых запасов

$$\Delta_2 = S \cdot \gamma \cdot m(N_1 - N_2)C_r \cdot v_{\text{под}}, \text{ грн/год};$$

где  $S$  – площадь дополнительной выемки,  $\text{м}^2$ ;

$C_r$  – стоимость 1 тонны угля, грн.

Экономический эффект:  $\Delta_{\text{общ}} = \Delta_1 + \Delta_2$ , грн/год.

Условия применения комбинированной схемы:

1. Класс пород кровли по устойчивости – I-III.
2. Уголь I-III степени нарушенности (не более).
3. Возможность проведения восстающих гезенков в дегазированной зоне от выше отработанного этажа.

### Список литературы:

1. Типовые паспорта охраны штреков на крутых пластах разгрузкой вмещающего массива упрочнением пород и усилением арочной крепи.— Донецк, 1986.—43 с.
2. Методические указания по совершенствованию способов управления горным давлением при разработке свит угольных пластов Донбасса с углами падения свыше  $35^\circ$  - Л.: ВНИМИ, 1985.— 41 с.
3. Глушко В. Г., Цай Т. Н., Ваганов И. И. Охрана выработок глубоких шахт.— М.: Недра, 1975.—200 с.
4. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР.— Л.: ВНИМИ, 1985.— 222 с.
5. Типовые паспорта охраны штреков на крутых пластах разгрузкой вмещающего массива, упрочнением пород и усилением арочной крепи.- Донецк ДонУГИ, 1965.-41 с.
6. Методические рекомендации и материалы по обоснованию и выбору нормативов технологии предварительного распора крепи на шахтах ПО «Макеев-уголь».— Макеевка, 1985.— 34 с.

ХАЛИМЕНДИК Ю.М., ЧЕМАКИНА М.В. (НГУ)

## ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ КРЕПИ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

*У статті надано результати стендових та натурних випробувань арочного кріплення з різноманітними видами замкових з'єднань та шляхи підвищення його несучої здатності.*

На угольних шахтах України приблизно 85% підтримуємих виработок закріплено металіческими конструкціями, і щорічно застосовується около 95% кріпи з металу. Більше 10% підтримуємих виработок не відповідають паспорту підтримання. Найбільше розповсюдження отримала арочна трьохзвенна кріп (≈90%) [1].

Несуча здатність такої кріпи оцінюється при стендових випробуваннях в ДонУГі або НІОМШСє. Значення її коливається від 10 т до 23 т [2]. При цьому несуча здатність кріпи в жорсткому режимі досягає 60 т [3]. Можна вважати, що ефективність використання металу, як матеріалу для кріплення гірних виработок знижена в два-три рази (около 70%). Найбільше розповсюджене з'єднання елементів кріпи – замок з двох хомутов, кожен з яких складається з скоби, плоско планки і двох гаєк. Робоча характеристика такої кріпи характеризується низькою несучою здатністю і великими «скачками» елементів кріпи іноді наближаються до нульового значення.

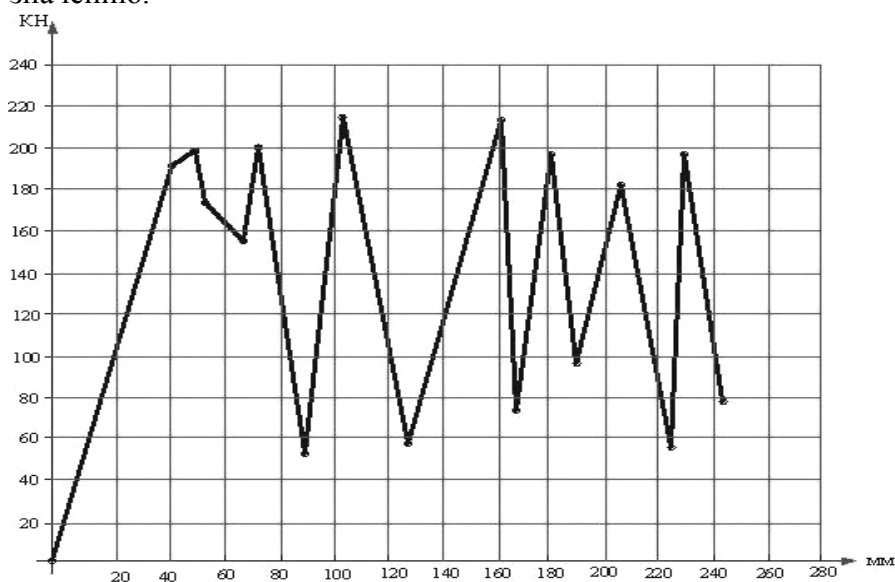


Рис 1. – Результати стендових випробувань кріпи АП – 11.2 з замком АПЗ 030 (ДонУГІ).

Нетрудно уявити собі події, коли на сусідніх арках настане ситуація з несучою здатністю близькою до «0». Подібні явища відбуваються при виникненні динамічних процесів, наприклад, відрива породи або «підвішування» каната при постановці рухомого складу, що зіскочив з рейок.

Інструментальні спостереження за проявами гірського тиску стрічки без впливу очистних робіт зроблені в умовах шахт Західного Донбасу [4].

Вертикальную конвергенцию можно представить как сумму пучения пород почвы (кривая 1), внедрения крепи в почву (кривая 2) и смещения в замках (кривая 3) во времени (рис. 2).

С увеличением глубины горных работ увеличивается напряженное состояние в стенках выработок, которое увеличивается с увеличением свода обрушения [5]. Последнее зависит от смещения в замках и внедрением стоек в почву выработок.

Решая задачу усиления замка, мы повышаем несущую способность крепи и уменьшаем свод обрушения. Учитывая это, были разработаны усиленные замковые соединения ЗШ000 и ЗПКм [6] (рис.3,4). Применение первого предполагалось в выработках главного направления, а второго в условиях влияния очистных работ.

Применение замкового соединения ЗШ – 000 позволяет достаточно подвергнуть сжатию элементы крепи. На рис. 5 приведены зависимости от времени вертикальных смещений пород кровли в наклонном конвейерном квершлага на пласте  $l_4$  шахты «Трудовская». Можно сделать вывод, что смещения на участке выработки с замком ЗШ 000 в среднем в 3 раза меньше смещений на участке со стандартными замками со скобой и прямой планкой (АПЗ 000). Огибающая часть замка ЗПКм упирается в утолщения профиля. При этом расстояние между точками сжатия минимальное, что

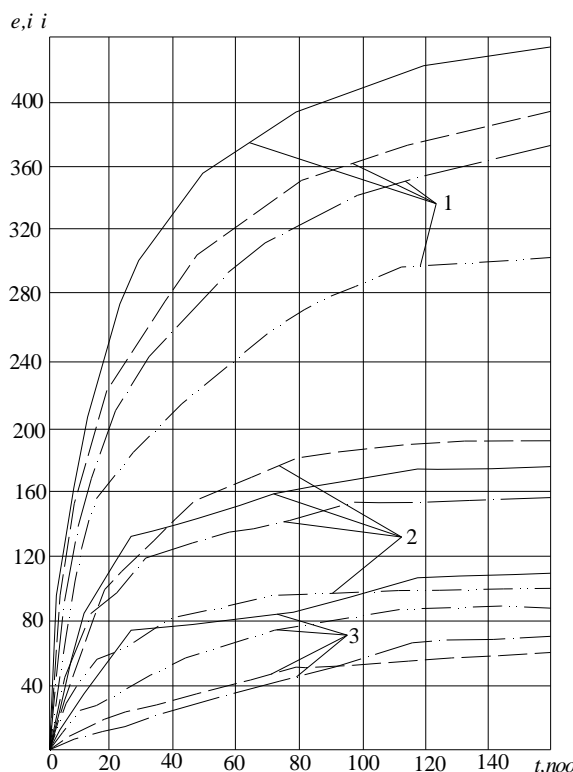


Рис.2 – Графики пучения пород почвы (кривые 1), внедрения крепи (2) в почву и смещения в замках (3) во времени  $t$ :  
сплошные кривые – 802-й сборный штрек (шахта им. Ленинского комсомола Украины);  
штриховая, штрихпунктирная и пунктирная – соответственно 1019-й сборный, 1116-й и 1141-й бортовые штреки шахты им. Героев Космоса.

приводит к уменьшению амплитуды скачков при проскальзывании элементов крепи. Возможность сжатия бортов профиля с более плавной характеристикой дала возможность повысить несущую способность крепи в несколько раз. Последнее привело к увеличению шага крепи.

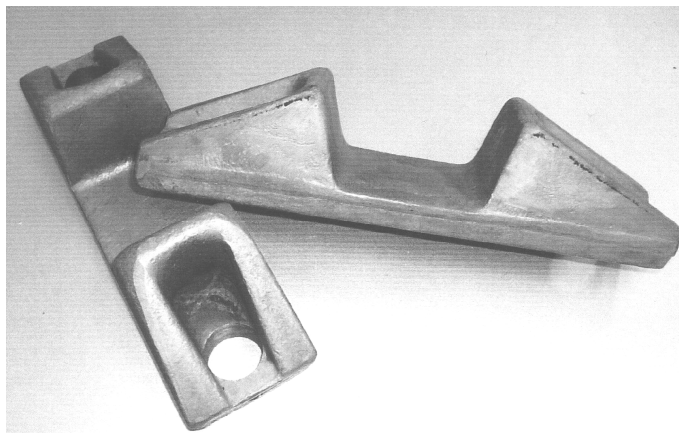


Рис. 3 – Замковое соединение ЗШ 000

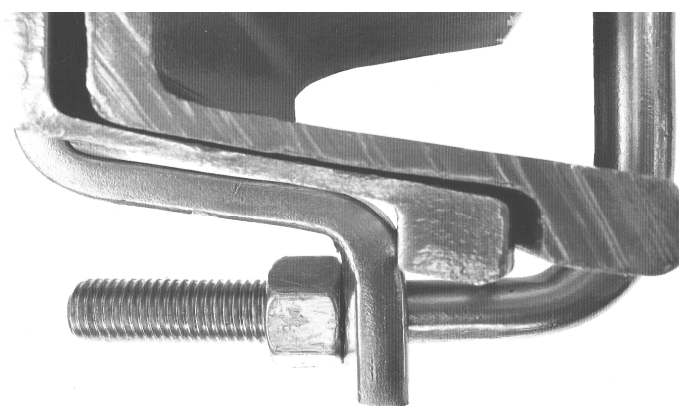


Рис. 4 – Замковое соединение ЗПКм

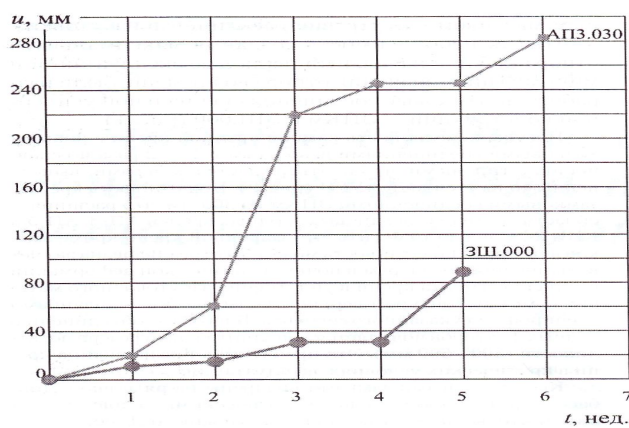


Рис. 5 – Зависимость вертикальных смещений пород и в наклонном конвейерном квершлаге от времени  $t$  на участках с разными типами замковых соединений.

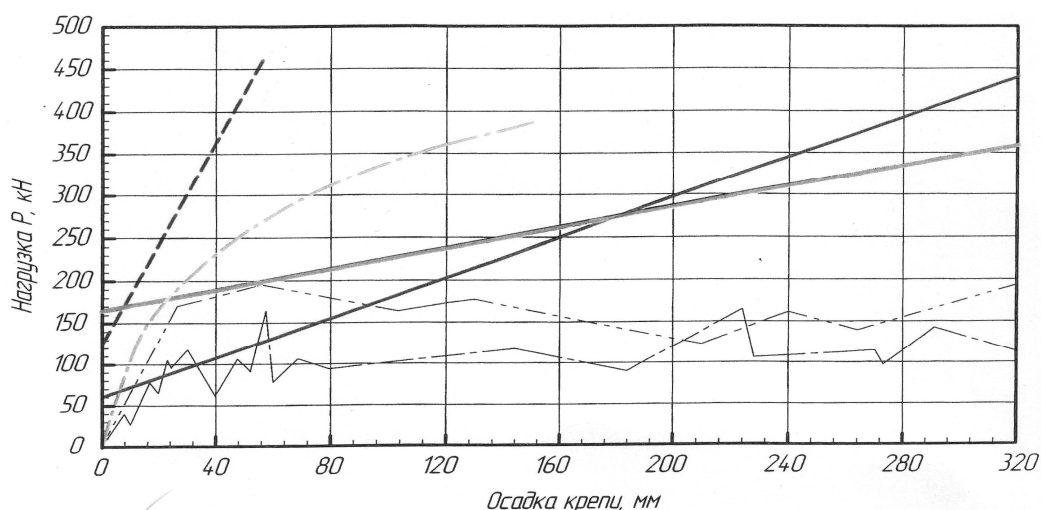


Рис. 6 - Результаты стендовых испытаний

- - Замковое соединение ЗШ00 с крепью КШПУ
- - - - - Замковое соединение ЗШ00 с крепью АПЗ
- — — — — Замковое соединение ЗПКм с крепью КШПУ
- Замковое соединение ЗПКм с крепью АПЗ
- ..... Замковое соединение АПЗ 030 с крепью АПЗ
- ..... Замковое соединение АПЗ 070 с крепью АПЗ

На рис.6 приведены рабочие характеристики различных замковых соединений.

Применение металлокрепей с усиленными замковыми соединениями позволяет увеличить шаг ее установки или заменить спецпрофиль на более легкий. Так в 2009 в условиях шахт ОАО «Павлоградуголь» за счет усиления замковых соединений пройдено 15 км горных выработок с крепью профиля СВП – 19 вместо СВП – 22.

#### Список литературы

- Егоров С.И., Халимендик Ю.М., Курченко Э.П. и др. Обобщение опыта крепления и охраны подготовительных выработок. Уголь Украины №5, 2002 г, с.19 – 21.
- Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок. – Л.: 1986. – 50 с.
- Зорин А.Н., Халимендик Ю.М., Колесник В.Г. Механика разрушения горного массива и использования его энергии при добыче полезных ископаемых. – М.: ООО «Недра – Бизнесцентр». 2001. – 413 с.
- Колоколов О.В., Шмиголь Н.В., Халимендик Ю.М. О вертикальной конвергенции пород в выработках в условиях слабой почвы. Уголь Украины. – 1986, №11, с.14-15.
- Байкалов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепей. – М.: «Недра».1992. – 543 с.
- Халимендик Ю.М., Вишневский В.В., Коваль О.А. и др. Снижение металлоемкости крепи за счет применения усиленных замковых соединений. Уголь Украины, 2008, №8, с.29-30.



УДК 622.235: 622. 271

НОСАЧ А.К., РЯЗАНЦЕВА Н.А., ЮСЫП А.Я (КИИ Дон НТУ)

## **ПРОГНОЗ ШАГА ОБРУШЕНИЯ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ 2-Й СЕВЕРНОЙ ЛАВЫ, ПЛАСТА $m_4^2$ ОП ШАХТЫ «ПИОНЕР»**

*Рассчитан шаг первичной посадки основной кровли по трем методикам*

На шахте Пионер ГХК «Доброполье уголь» ведется отработка угольных пластов, одним из которых является пласт  $m_4^2$  залегающий на горизонте 449м и имеет сложное строение. При отработке пласта  $m_4^2$  управление горным давлением в лавках осуществляется полным обрушением.

На отрабатываемом горизонте установившейся первичный шаг обрушения основной кровли составляет 30-40м. В данной работе мы устанавливали первичный шаг обрушения по 3 методикам.

Методика №1

### **1.ОЦЕНКА СТРОЕНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА КРОВЛИ ПЛАСТА**

Строение породного массива кровли разрабатываемого пласта определяет характер проявления горного давления в очистных забоях, интенсивность смещения и обрушения кровли в призабойном пространстве лав. Наличие в непосредственной близости от пласта одного или нескольких мощных и прочных породных прослоев ведет к увеличению скорости и величины смещения боковых пород, давления на призабойную креп и кромку пласта. Их максимальный прогиб и обрушение часто приводит к завалам лав, поломкам забойного оборудования. Наиболее интенсивно это проявляется в период первичной посадки кровли.

Установленные механизмы взаимодействия слоёв кровли над выработанным пространством, формирования опорного давления и разрушающих напряжений(1-6), позволяет рассчитать шаг первичной посадки кровли на стадии проектирования очистных работ в выемочном поле лавы. Основными физико-механическими параметрами, определяющими часть массива, приходящего в движение над выработанным пространством являются прочностные характеристики пород, углы наклона линий обрушения и изгиба породных слоёв над призабойным пространством. Схема сдвижения пород, построена с использованием указанных линий изгиба и обрушения, ограничивает число слоёв, участвующих в процессе сдвижения и формирования опорного давления до первичной посадки кровли. Прочностные характеристики пород позволяет оценить несущую способность каждого породного слоя, прогибающегося над выработанным пространством, и могут быть взяты из справочника(7).

Количество и мощность слоёв, участвующих в сдвижении над выработанным пространством лавы определяются из геологического разреза, построенном по геологоразведочным скважинам.

#### **1.1 Построение геологического разреза вмещающих пород**

Для построения геологического разреза на плане горных выработок, в предлагаемом выемочном поле проектируемой лавы, фиксируются ближайшие геологоразведочные скважины, и по ним строится геологический разрез вдоль выемочного поля. На Рис.1 приведена схема расположения произвольных скважин на выемочном поле лавы.

При определении шага первичной посадки кровли достаточно детально рассмотреть строение породного массива части выемочного поля лавы длиной, равной

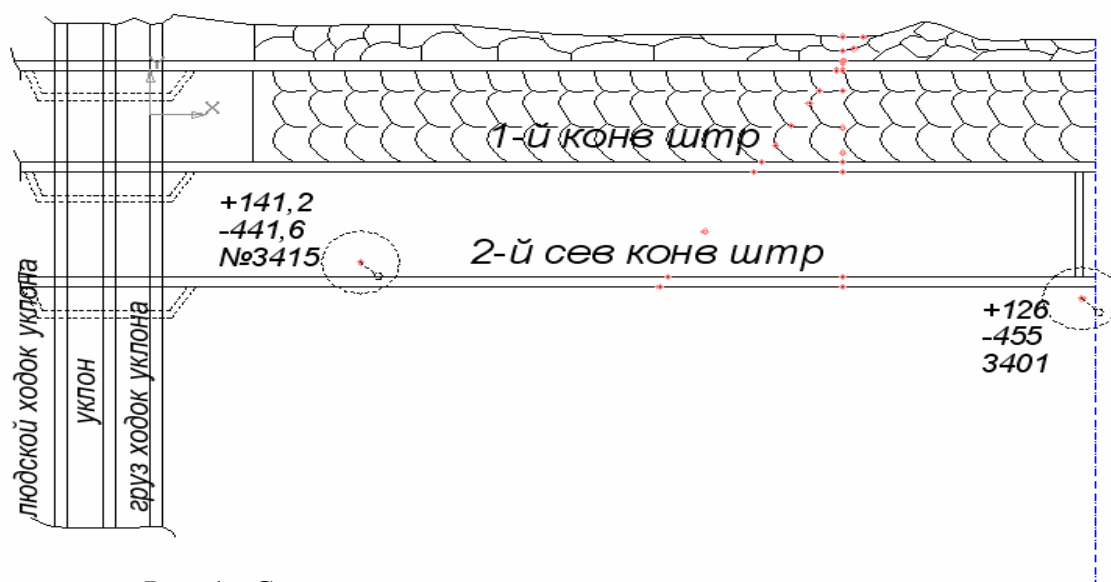


Рис. 1 - Схема расположения геологоразведочных скважин

длине очистного забоя начиная от разрезной печи (так называемый квадрат). Согласно рисунку 1 геологический разрез (Рис. 2) строиться по линии, условно проведенной между скважинами.

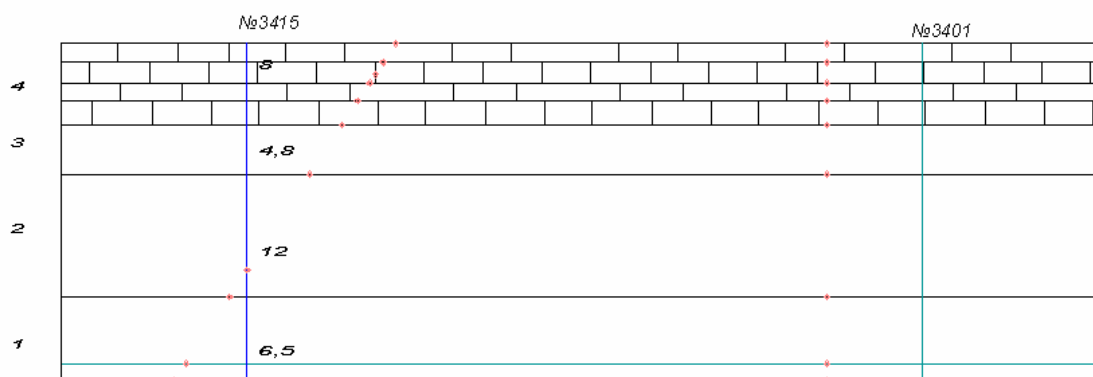


Рис. 2 - Геологический разрез по скважинам

Характеристика каждого слоя кровли, определяется по данным геологоразведки или справочных физических свойств горных пород(6), приведена в таблице 1.

## 1.2 Определение несущего слоя кровли

В выемочном поле лавы каждый породный слой можно считать однородным, сплошным, и рассматривать как толстую или тонкую плиту ABCD (рис.3) , жестко защемленную по: а) четырем сторонам; б) трем сторонам; в) двум сторонам.

## Характеристики породных слоев

№ слоя	Порода	Мощность слоя	Глубина залегания	Прочностные характеристики			
				$\sigma_{сж}$ , МПа	$\sigma_p$ , МПа	$\lambda$	$\gamma$
4	Известняк	8	417,7	90	10	0,4	2,59
3	Аргиллит темно-серый	4,8	425,7	29	3	0,3	2,51
2	Алевролит серый	12	430,5	41	4	0,45	2,52
1	Песчаник, аргиллит темно серый	6,5	442,5	70	8	0,3	2,29
	Уголь	1,1	449	30	2		1,4

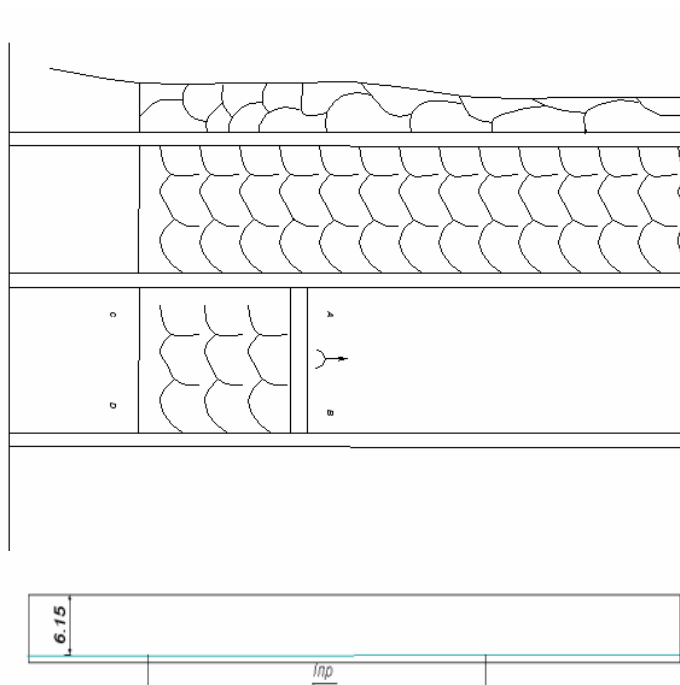


Рисунок 3 Схема жесткого защемления кровли по трем сторонам  
максимальный прогиб плиты будет в первом случае (т.е. в центре лавы) во втором со стороны выработанного пространства до центра, в третьем по всей длине лавы.

Породные слои имеют разную несущую способность и ведут себя как несущие, способные нести на себе вес ранее обрушившихся, выше лежащих слоев, и как слои пригрузки. Определив предельные пролеты породных слоев, мощность которых более 10 метров и сравнив их между собой, разделяем породный массив на группы слоев. В каждой группе находится несущий слой и выше могут залегать более слабые (меньшая жесткость слоя) слои, являющиеся пригрузкой. Предельный пролет определяется из выражения (1), считая, что каждый слой прогибается отдельно от вышележащих слоев.(8);

$$l_n = \sqrt{\left(\frac{\sigma_{сж} \cdot h}{7\sigma_p}\right)^2 + \frac{h}{\gamma}(\sigma_{сж} - 2\gamma H) - \frac{\sigma_{сж} h}{7\sigma_p}},$$

где  $h$ -мощность пласта, м;

$\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_p$ - предел прочности породы соответственно на сжатие и растяжение, МПа;

$\square$  - Коэффициент бокового распора;

$\eta$  - Удельный вес породы, НМ/м<sup>3</sup>;

$l_i^H$  - Глубина залегания слоя, м;

В момент обрушения пролет верхней кромки слоя отличается от нижней кромки на величину, зависящую от угла обрушения слоя  $\psi$ .

Величина его определяется из выражения 2

$$l_i^B = l_i^H - \frac{2(h_i + \sum h_n)}{\tan \psi}, \text{ м}, \quad (2)$$

Где  $l_i^B$  - предельный пролет верхней кромки рассчитываемой группы слоев, м;

$l_i^H$  - предельный пролет нижней кромки рассчитываемого слоя, м;

$\sum h_n$  - мощность слоев выше  $i$ -го, м;

$\psi$  - угол наклона линии обрушения слоя АБ (Рис. 4).

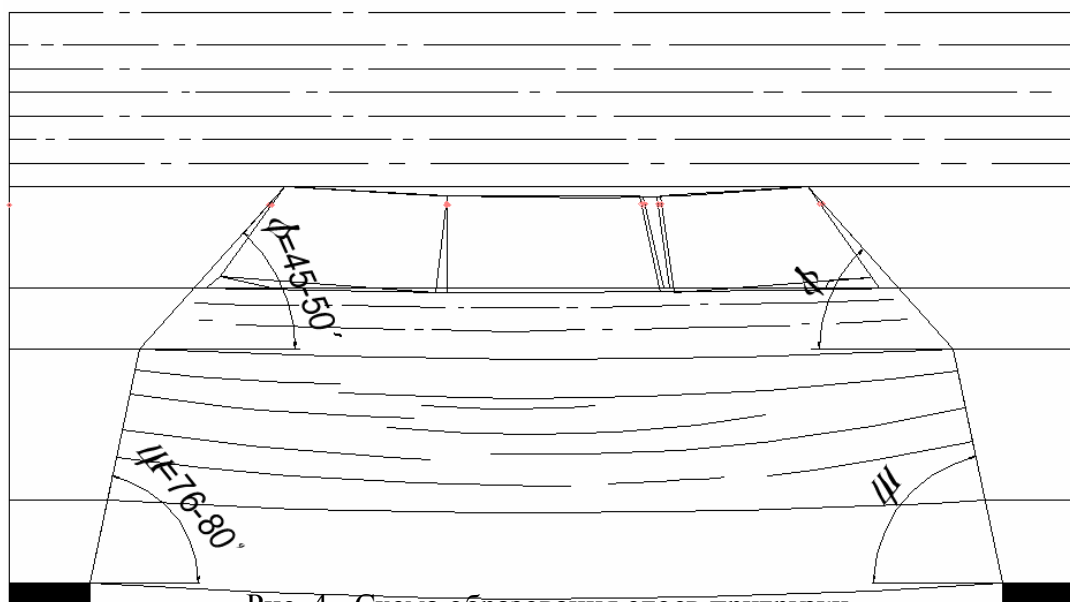


Рис. 4 - Схема образования слоев пригрузки

Учитывая четкий межслоевой контакт и считая, что слои при изгибе легко отделяются друг от друга, сравниваем величины предельного пролета верхней кромки ( $l_i^B$ ) нижнего слоя с предельным пролетом нижней кромки ( $l_i^H$ ) вышележащего слоя. При соблюдении условия:

Т.е. предельный пролет верней кромки  $l_i^B > l_i^H$  нижележащего слоя больше предельного пролета нижней кромки вышележащего слоя, делаем заключение, что верхний слой, обрушаясь, служит пригрузкой нижележащему слою. В случае, если

Т.е. предельный пролет верхней кромки  $l_i^B < l_i^H$  нижележащего слоя меньше предельного пролета нижней кромки вышележащего слоя, верхний слой обрушиться после обрушения нижележащего и является самостоятельным несущим слоем.

Первая группа слоев, в основании которой залегает несущий слой, представленный мощным породным слоев, является основной кровлей.

## 2.ОПРЕДЕЛИНИЕ ШАГА ПЕРВИЧНОЙ ПОСАДКИ ОСНОВНОЙ КРОВЛИ

Строение породных массивов и параметры разработки угольных пластов предопределяет образование толстых и тонких плит(9) в кровле пласта по мере отхода лавы от разрезной печи. Различие между ними состоит в отношении  $h/L_x$  (Рис. 5)(3), где  $h$ - мощность рассчитываемого слоя, м;  $L_x$ -мениший пролет (величина отхода лавы от разрезной печи), м.

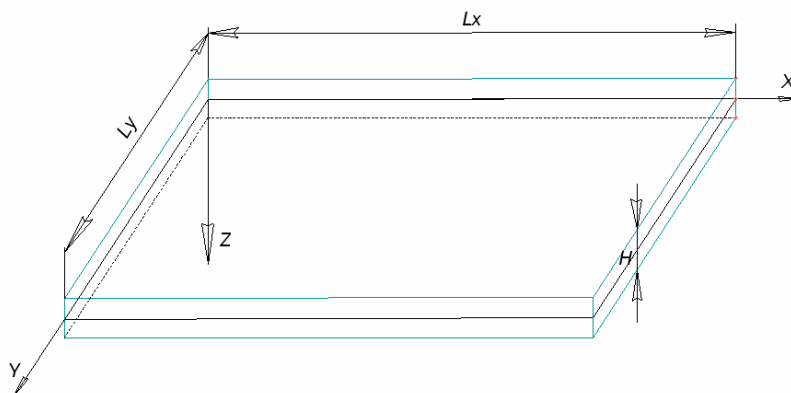


Рис. 5 - Параметры плиты

При отношении величины отхода лавы от разрезной печи к мощности слоя кровли  $L_x/h \leq 5$ , определяем шаг посадки кровли как предельный пролет толстой плиты. При отношении  $L_x/h \geq 6 \dots 80(4)$ , шаг посадки кровли определяется как предельный пролет тонкой плиты.

Шаг посадки аргилитов и алевролитов не выше средней крепости, меньше шага посадки мощных и прочных песчаников. Поэтому слои ведут себя как толстые плиты. Большинство слоев песчаников находится на границе толстых и тонких плит и для расчета их предельного пролета (6), равного шагу первичной посадки основной кровли используется следующее выражение. Шаг первичной посадки основной кровли под действием разрушающих касательных напряжений:

$$L_{\text{пр}}^{\text{сж}} = \sqrt{\frac{4 * h^2}{5 * (1 - \mu^2) * v_x} \left[ \frac{h^2}{5 * (1 - \mu^2) * v_x} + \frac{2 * (\sigma_{\text{сж}} - \gamma * H)}{q} \right]} - \frac{v_y * L_n^2}{5 * v_x} - \frac{2 * h^2}{5 * (1 - \mu^2) * v_x}, \text{ м} \quad (5)$$

Где  $v_x$  и  $v_y$  - корректирующие коэффициенты соответственно для напряжений по осям x и y:

$$v_x = 0,0004 * h^2 + 0,0029 * h + 0,021; \quad (6)$$

$$v_y = \gamma * (h + L_n) / \text{МПа}$$

$q$  - предельно допустимое сжимающее напряжение в слое, МПа;

$H$  - глубина ведения очистных работ, м;

$L_n$  - длина лавы, м;

$\mu$  - коэффициент Пуассона;

Шаг первичной посадки кровли от действия растягивающих напряжений:

$$L_{\text{пр}}^{\text{р}} = h \sqrt{\frac{2 * (\gamma H (f - \frac{\sigma_{\text{р}}}{\sigma_{\text{сж}}}) + \sigma_{\text{р}})}{k_x * q * (1 - \mu^2)}}, \text{ м}$$

$f$  - коэффициент трения пород в межслоевом контакте, для аргилитов = 0,2-0,3; для алевролитов = 0,3-0,4, для песчаников = 0,4-0,5;

$\sigma_{\text{р}}$  - предельно допустимые растягивающие напряжения в слое, МПа.

Из полученных значений  $L_{\text{пр}}^{\text{сж}}$  и  $L_{\text{пр}}^{\text{р}}$  - минимальная величина определяет величину шага первичной посадки основной кровли.

Ошибка вычислений не превышает 20%.

Предварительное определение шага первичной посадки кровли позволит принять технологическое решения, предупреждающие обрушения кровли в призабойном пространстве, приводящим к завалу лав.

Провели расчеты по этой методике, и получили такие результаты:

$$L_1=129\text{м}; l_2=108\text{м}; l_3=74\text{м}; l_4=180\text{м}.$$

Слой 2 и 3 прогибаются вместе с 1 слоеми являются пригрузкой, поэтому считаем, что в первую группу слоев входят:

- несущий слой №1;
- №2, №3 в качестве пригрузки.

Выше залегает слой №4.

$$L_i^B=119\text{м};$$

Сравниваем пролет верхней кромки первой группы слоев с пролетом нижней кромки слоя №4

$$119 < 180$$

Делаем вывод, что при обрушении первой группы слоев, слой №4 не обрушается. Основоной кровлей является первая группа слоев.

$$L_{\text{пр}}^{\text{сж}}=27,8\text{м};$$

$$L_{\text{пр}}^{\text{р}}=32,2\text{м};$$

Ожидаемый шаг посадки основной кровли составит 27,8м.

Методика №2

Определение первичного шага обрушения основной кровли

Акт про первичную посадку основной кровли составляется комиссией в составе главного технолога, главного маркшейдера, главного геолога, начальника участка и прилагается к паспорту выемочного участка. Шаг обрушения прогнозируется на основе расчетов.

Первичный шаг обрушения пород основной кровли:

$$L_{\text{перв}}^{\circ} = 36(1 + \sin \alpha) \frac{f_{\text{кр}}^{\circ} \sqrt{V_{\text{сут}}}}{\sqrt{L_{\text{л}}}} + 10,5 \sqrt{V_{\text{сут}}} (1 + \sin \alpha) e^{-0,7 \frac{h_{\text{р}}}{L_{\text{л}}}} = 43\text{м}$$

$f_{\text{кр}}^{\circ}$  - Коэффициент крепости пород основной кровли;

$V_{\text{сут}}$  - суточная скорость продвижения забоя, м/сут;

$L_{\text{л}}$  - длина лавы, м;

$h_{\text{р}}$  - размер зоны активного разслаивания пород кровли, м;

Ожидаемый шаг посадки основной кровли составит 43м.

Методика №3

Решение задачи управление труднообрушающейся кровли в лаве сводится к установлению закономерностей геомеханических процессов, протекающих в окружающем породном массиве в следствии непрерывного продвижения забоя. Разматриваемая задача, вообще говоря, является пространственной и решать ее целесообразно каким-либо численным методом. Однако для разработки основной модели имеет смысл на первом этапе рассмотреть более простую механическую модель с тем, что бы в следствии закономерности, установленные на ее основе, перенести на более сложный вариант для исследований напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности перемещающегося забоя лавы. Разматривая эту модель мы сделали несколько промежуточных расчетов и получили формулу для первичной посадки основной кровли. Зависимость имеет линейный характер и описывается следующей формулой:

$$a = 30 + 0,95 h_{\text{П}}$$

где:  $h_{\text{П}}$  - средневзвешанный коэффициент крепости пород.

$$a = 30 + 0,95 \cdot 7 = 36,6\text{м}$$

По первой методике мы получили 27,8м, по второй методике-43м, по третьей-36,6м. Можно сделать вывод, что первая и третья методика наиболее приближена к шагу обрушения основной кровли, который взят по результатам натурных наблюдений и составляет 30-40м.

## СПИСОК ИСТОЧНИКОВ ИНФОРМАЦИИ

1. Антипов И.В., Лобков Н. И. Исследования изменения опорного давления впереди отчисного забоя пологих пластов. В сборнике физико-технические проблемы горного производства/ Выпуск №6. Под общей редакцией А.Д. Алексеева-Донецк:ООО «Апекс»
2. И.Л.Черняк, С.А. Ярунин, В.С. Сапронов Практикум по дисциплине «Процессы подземных горных работ. Управление состоянием массива» .-М., 1987г.
3. Н.В. Хозяйникова, Закономерности обрушения пород кровли лав, вмещающий пласт прочных горных пород. / Научный весник Национального Днепропетровского технического университета.- 2004г.- № 10.

УДК 539.375

БАЧУРІН Л. Л. (КП ДонНТУ)

### ВПЛИВ ПОХИБКИ ВИЗНАЧЕННЯ ЕПЕ НА ПРОГНОЗ ВИКИДОНЕБЕЗПЕЧНОСТІ ПІСКОВИКІВ

*Наведено результати порівняння даних прогнозу викидонебезпечності пісковиків за стандартною методикою і з урахуванням похибки визначення ЕПЕ.*

На більшості діючих шахт у цей час прогноз викидонебезпечності пісковиків проводиться з використанням одного зі стандартних методів, передбачених «Правилами...» [1, п. 6.3.9.3 – 6.3.9.4] (за інтенсивністю розподілу керна на диски й утворення кільцевих тріщин). Метод прогнозу за ефективною поверхневою енергією (ЕПЕ), у той же час, поширення не одержав, що пов'язано, у першу чергу, зі складністю й тривалістю виконання робіт з визначення ЕПЕ. Розроблена в ІФГП НАНУ методика визначення ефективної поверхневої енергії [2, 3] відрізняється більшою точністю, оперативністю й простотою в порівнянні з використовуваними в цей час, що може сприяти більш широкому застосуванню прогнозу викидонебезпечності за ЕПЕ. Можливість застосування розробленої методики визначення ЕПЕ підтверджена рішенням Бюро Центральної комісії з питань вентиляції, дегазації й боротьби з газодинамічними явищами в шахтах вугільної промисловості України № 48 від 25.08.2009 г., яка рекомендувала використовувати даний спосіб у якості основного при прогнозі викидонебезпечності пісковиків згідно СОУ 10.1.00174088.011-2005, п. 6.3.9.5. Відповідні методичні вказівки з визначення ЕПЕ затверджені в ІФГП НАНУ [3].

Ухвалення рішення про необхідність застосування противиکیدних заходів за інших рівних умов залежить від результатів поточного локального прогнозу. Враховуючи результати порівняльного моделювання [4], що свідчать про регулярну відмінність величин тріщиностійкості, визначених за діючою і за пропонованою методиками, можна оцінити вплив даного відхилення на точність прогнозу викидонебезпечності пісковиків за ЕПЕ.

Для прикладу приведемо дані поінтервальних вимірів ЕПЕ по розвідувальній свердловині, пробуреній по осі виробки, проведеної із пластового 5-го західного конвеєрного штреку, пройденого в місці закладення свердловини із підриркою підосви на шахті ім. О. О. Скочинського (табл. 1, стовпчики 1—7). Прогноз викидонебезпечності здійснювався Рязанцевим М. О. за методикою [5].

У цій же таблиці наведемо скореговані величини поінтервальних значень ЕПЕ пісковиків, з урахуванням поправки на похибку визначення ЕПЕ, встановлену нами [4] (приймаємо +25%, стовпчик 8). При цьому величина перепаду ЕПЕ  $n$  залишається



незмінною, але змінюється значення критичної величини перепаду ЕПЕ  $n_{кр}$ . Її значення, з урахуванням поправки, наведено у стовпчику 9.

Як видно з наведених даних, точність прогнозу за стандартною методикою склала 64,6 %, у тому числі точність визначення небезпечних зон у масиві 56 %, безпечних зон – 81 %. З урахуванням регулярної поправки загальна ймовірність прогнозування становить 70,8 %, у тому числі небезпечних зон – 75 % і безпечних – 62,5 %.

Проведемо порівняльну оцінку також на прикладі регіонального прогнозу на шахті «Красноармійська-Західна №1» (табл. 2).

Таблиця 1 –  
Порівняння даних поінтервальних вимірів ЕПЕ на шахті ім. О. О. Сковинського з виправленими

Дані прогнозу за методикою [5]							З поправкою на похибку визначення ЕПЕ		
Е, ГПа	$\gamma$ , Дж/м?	$\gamma_{кр}$ , Дж/м?	n	$n_{кр}$	прогноз	факт	$\gamma^*$ , Дж/м?	$n_{кр}^*$	прогноз
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
7,7	20	0,9	1	2,05	безпечно	немає	25,0	2,39	безпечно
5,6	22	1,5	1,1	2,25	безпечно	немає	27,5	1,91	безпечно
5,5	25	1,66	1,14	3,95	безпечно	немає	31,3	2,14	безпечно
7,3	11,2	0,19	0,45	1,56	безпечно	немає	14,0	1,27	безпечно
4,6	11	1,46	0,98	1,39	безпечно	немає	13,8	0,79	небезпечно
7,9	5,9	0,26	0,54	1,36	безпечно	немає	7,4	0,72	безпечно
5,4	4,3	0,69	0,73	0,6	низька	немає	5,4	0,36	небезпечно
4,5	4	1,34	0,93	0,44	низька	викид	5,0	0,28	небезпечно
8,6	10	5	2,5	1,33	низька	викид	12,5	1,34	небезпечно
1,4	11	6	1,1	0,67	низька	викид	13,8	0,24	небезпечно
6,9	7,6	0,48	0,69	0,95	безпечно	немає	9,5	0,81	безпечно
6,7	16,1	4,65	2,12	2,03	низька	викид	20,1	1,68	небезпечно
3,1	2,8	0,65	0,17	0,27	безпечно	викид	3,5	0,13	небезпечно
4,7	15,3	4,4	5,5	1,28	середня	викид	19,1	1,12	небезпечно
4,5	6	0,23	0,39	0,56	безпечно	викид	7,5	0,42	безпечно
5,4	13	6	2,17	1,42	низька	викид	16,3	1,09	небезпечно
3,6	3,1	0,11	0,24	0,3	безпечно	немає	3,9	0,17	небезпечно
3,4	2,6	1,35	0,84	0,2	середня	викид	3,3	0,14	небезпечно
3,7	5,8	1,85	2,23	1,33	низька	викид	7,3	0,33	небезпечно
4,3	3,8	0,67	0,65	0,34	низька	викид	4,8	0,25	небезпечно
5,6	9,4	7,7	2,5	1,04	низька	викид	11,8	0,82	небезпечно
5,4	10	1,43	1,06	1,24	безпечно	немає	12,5	0,84	небезпечно
8,4	6	0,27	0,6	0,88	безпечно	викид	7,5	0,78	безпечно
4,9	14,1	7,9	2,35	2	низька	викид	17,6	1,07	небезпечно
3,7	5,2	0,26	0,37	0,48	безпечно	викид	6,5	0,30	небезпечно
9,3	32,3	29	6,2	34759	низька	викид	40,4	4,67	небезпечно
6	13	0,18	0,4	2,12	безпечно	викид	16,3	1,21	безпечно
6,7	4,5	0,12	0,35	0,61	безпечно	викид	5,6	0,47	безпечно
5,8	7,8	3,6	1,74	1,16	низька	викид	9,8	0,70	небезпечно
5,6	4,3	0,37	0,55	0,55	низька	немає	5,4	0,37	небезпечно
6,8	8,5	4	1,98	1,17	низька	немає	10,6	0,90	небезпечно

4,8	10,1	2,05	1,19	1,26	<u>безпечно</u>	викид	12,6	0,75	<u>небезпечно</u>
6,3	4,5	0,22	0,45	0,55	<u>безпечно</u>	викид	5,6	0,44	<u>небезпечно</u>
6	14,8	12,6	3,3	9	<u>низька</u>	викид	18,5	1,38	<u>небезпечно</u>
1,6	46	3,65	3,1	4	<u>безпечно</u>	викид	57,5	1,14	<u>небезпечно</u>
1,2	14,5	0,57	0,32	0,47	<u>безпечно</u>	викид	18,1	0,27	<u>небезпечно</u>
9,8	9,1	0,28	0,63	0,46	<u>низька</u>	викид	11,4	1,39	<u>безпечно</u>
4,2	15,2	4,6	1,67	2,05	<u>безпечно</u>	викид	19,0	0,99	<u>небезпечно</u>
8,3	5,8	0,12	0,38	0,72	<u>безпечно</u>	викид	7,3	0,75	<u>безпечно</u>
3,8	14,7	11,8	2,54	1,72	<u>низька</u>	викид	18,4	0,87	<u>небезпечно</u>
9,2	4	0,06	0,27	0,48	<u>безпечно</u>	немає	5,0	0,57	<u>безпечно</u>
4,6	8,6	6,9	2,15	1,18	<u>низька</u>	викид	10,8	0,61	<u>небезпечно</u>
11,5	7,7	0,6	0,89	1,13	<u>безпечно</u>	викид	9,6	1,38	<u>безпечно</u>
13,4	1,7	0,04	0,22	0,48	<u>безпечно</u>	немає	2,1	0,35	<u>безпечно</u>
10,4	7,5	1,31	4,4	1,94	<u>низька</u>	викид	9,4	1,21	<u>небезпечно</u>
9,4	12	1,92	1,61	2,64	<u>безпечно</u>	викид	15,0	1,75	<u>безпечно</u>
5,5	7,3	0,46	0,61	1,07	<u>безпечно</u>	немає	9,1	0,62	<u>безпечно</u>
12,7	20,4	5,3	2,78	3,5	<u>безпечно</u>	немає	25,5	4,02	<u>безпечно</u>
Точність прогнозу:					64,6%				70,8%
небезпечних ділянок					56%				75%
безпечних ділянок					81%				62,5%

Таблиця 2 –

Порівняння даних поінтервальних вимірів ЕПЕ на шахті «Красноармійська-Західна №1» з виправленими

Дані прогнозу (по [6])						З поправкою на похибку визначення ЕПЕ		
Е, ГПа	$\gamma$ , Дж/м <sup>3</sup>	Н, м	n	n <sub>кр</sub>	прогноз	$\gamma^*$ , Дж/м <sup>3</sup>	n <sub>кр</sub> *	прогноз
1	2	3	4	5	6	7	8	9
6,4	20,0	689	1,0	21,3	безпечно	25,0	5,54	безпечно
6,2	40,6	710	2,03	35,6	безпечно	50,8	10,26	безпечно
4,4	6,0	715	0,14	3,7	безпечно	7,5	1,06	безпечно
3,9	11,0	725	1,83	5,8	<u>безпечно</u>	13,8	1,68	<u>небезпечно</u>
2,5	7,0	615	1,0	3,3	<u>безпечно</u>	8,8	0,95	<u>небезпечно</u>
2,5	96,0	718	13,7	29,7	<u>безпечно</u>	120,0	9,56	<u>небезпечно</u>
2,0	53,0	727	0,58	12,9	безпечно	66,3	4,12	безпечно
4,2	35,0	736	0,66	17,4	безпечно	43,8	5,58	безпечно
4,2	26,0	738	0,74	13,0	безпечно	32,5	4,12	безпечно
3,8	10,0	749	0,34	4,3	безпечно	12,5	1,39	безпечно
6,2	18,0	751	1,8	12,6	безпечно	22,5	4,07	безпечно
5,2	52,0	764	2,88	29,7	безпечно	65,0	9,52	безпечно
2,5	22,0	772	0,42	6,6	безпечно	27,5	1,90	безпечно
5,8	4,8	675	1,0	3,9	безпечно	6,0	1,26	безпечно
4,7	50,5	696	10,5	31,5	<u>безпечно</u>	63,1	10,07	<u>небезпечно</u>
6,2	68,0	705	1,34	54,0	безпечно	85,0	17,43	безпечно
5,1	17,6	709	0,26	11,5	безпечно	22,0	3,67	безпечно
7,0	11,5	716	0,64	10,0	безпечно	14,4	3,23	безпечно
7,3	20,3	720	1,75	18,3	безпечно	25,4	5,87	безпечно

5,3	21,5	721	1,06	14,0	безпечно	26,9	4,50	безпечно
4,9	12,5	736	0,60	7,25	безпечно	15,6	2,32	безпечно
4,1	7,5	676	1,0	4,3	безпечно	9,4	1,38	безпечно
5,5	15,0	710	2,0	10,6	безпечно	18,8	3,36	безпечно
2,5	33,0	713	2,2	10,4	безпечно	41,3	3,33	безпечно
5,1	8,2	719	0,25	5,15	безпечно	10,3	1,66	безпечно
4,1	14,6	724	1,75	7,3	безпечно	18,3	2,35	безпечно
4,1	4,0	729	0,28	1,96	безпечно	5,0	0,63	безпечно
6,1	5,8	733	1,45	4,2	<u>безпечно</u>	7,3	1,35	<u>небезпечно</u>
6,2	20,0	740	3,45	14,5	безпечно	25,0	4,65	безпечно
5,7	49,0	748	2,45	32,0	безпечно	61,3	10,26	безпечно
6,4	47,0	681	1,0	42,0	безпечно	58,8	13,33	безпечно
1,7	159,0	689	3,4	37,8	безпечно	198,8	11,70	безпечно
6,2	38,0	694	0,24	31,0	безпечно	47,5	10,05	безпечно
2,0	64,0	701	1,68	16,7	безпечно	80,0	5,35	безпечно
5,0	15	716	0,24	9,35	безпечно	18,8	3,01	безпечно
2,4	33	721	2,2	9,0	безпечно	41,3	3,13	безпечно
4,4	7	725	0,21	3,76	безпечно	8,8	1,20	безпечно
3,2	11	737	1,57	4,15	безпечно	13,8	1,33	<u>небезпечно</u>
9,8	28	701	1,0	35,8	безпечно	35,0	11,47	безпечно
6,2	78	706	2,8	62,0	безпечно	97,5	19,93	безпечно
5,2	6	717	0,77	3,9	безпечно	7,5	1,25	безпечно
3,8	4	724	0,67	1,86	<u>безпечно</u>	5,0	0,60	<u>небезпечно</u>
3,7	4	741	1,0	1,74	<u>безпечно</u>	5,0	0,55	<u>небезпечно</u>
5,0	50	748	12,5	28,6	<u>безпечно</u>	62,5	9,18	<u>небезпечно</u>
6,4	20	689	10	21,3	<u>безпечно</u>	25,0	5,54	<u>небезпечно</u>
4,7	50,5	696	2,4	31,5	безпечно	63,1	10,07	безпечно
6,2	40,6	710	1,0	35,6	безпечно	50,8	10,26	безпечно
2,5	96	718	2,4	29,7	безпечно	120,0	9,56	безпечно
7,0	11,5	716	0,12	10,0	безпечно	14,4	3,23	безпечно
5,0	15,0	716	1,3	9,35	безпечно	18,8	3,01	безпечно
5,2	6	717	0,40	3,9	безпечно	7,5	1,25	безпечно
5,5	16,0	710	2,5	10,6	безпечно	20,0	3,59	безпечно
2,0	53	727	1,0	12,9	безпечно	66,3	4,12	безпечно
7,3	20,3	720	0,38	18,3	безпечно	25,4	5,87	безпечно
2,4	33	721	1,63	9,0	безпечно	41,3	3,13	безпечно
3,8	4	724	0,12	1,86	безпечно	5,0	0,60	безпечно
3,9	11	725	1,0	1,83	безпечно	13,8	1,68	безпечно
3,8	10	749	0,91	4,3	безпечно	12,5	1,39	безпечно
4,9	12,5	736	1,25	7,25	безпечно	15,6	2,32	безпечно
4,4	7	725	0,56	3,76	безпечно	8,8	1,20	безпечно
5,0	50	748	7,1	28,6	безпечно	62,5	9,18	безпечно
6,2	20	740	0,4	14,5	безпечно	25,0	4,65	безпечно

За даними табл. 2 при введенні поправки суттєво змінюються значення критичної величини перепаду ЕПЕ, у результаті чого, можливо, виявилися невизначеними 10 небезпечних зон.

Можна зробити **висновок**, що збільшення точності визначення ефективної поверхневої енергії дозволяє збільшити на 5-7 % точність прогнозування

викидонебезпечності пісковиків по ЕПЕ, причому особливо слід зазначити, що зростає на 19-20 % точність визначення небезпечних по раптових викидах зон і в той же час знижується на 18-19 % точність визначення зон, безпечних по раптових викидах.

Враховуючи, що рівень автоматизації виробничих процесів проведення виробок в умовах вітчизняних шахт залишається доволі незначним, ліквідація загрози життю повинна вважатися безумовним пріоритетом при проектуванні технологічних схем і плануванні гірських робіт. З цієї точки зору, при проведенні виробок по викидонебезпечних породах, важливим завданням є підвищення ймовірності виявлення викидонебезпечних зон, оскільки наслідки раптового викиду призводять до значно більш високих збитків, непорівнянних з витратами на виконання противикидних заходів у зонах, помилково визнаних викидонебезпечними.

### Перелік посилань:

1. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ : СОУ 10.1.00174088.011-2005. – [Чинний від 2006-04-01] – К. : Мінвуглепром України, 2005. – (Стандарт Мінвуглепрому України).
2. Спосіб визначення тріщиностійкості гірських порід / Л. Л. Бачурін, В. М. Ревва, Є. І. Кольчик; заявник ІФГП НАНУ. – № а 2007 01888 ; заявл. 23.02.07.
3. Методические указания по определению эффективной поверхностной энергии горных пород / А. Д. Алексеев, Н. В. Недодаев, Н. А. Рязанцев, В. Н. Ревва, Л. Л. Бачурин, А. В. Молодецкий. – Донецк : ИФГП НАН Украины, 2009. – 220 с.
4. Бачурин Л. Л., Ревва В. Н. Оценка погрешности определения параметров трещиностойкости на образцах горных пород с надрезами // Сб. «Физико-технические проблемы горного производства». – Донецк : ИФГП НАНУ. – 2009. – № 12. – С. 80—84.
5. Алексеев А. Д. Методические указания по применению способа прогноза выбросоопасности горных пород по их эффективной поверхностной энергии / Алексеев А. Д., Недодаев Н. В., Рязанцев Н. А. – Донецк : ДонФТИ НАН Украины, 1983. – 20 с. – (Препринт / НАН Украины, Донецкий физ.-техн. ин-т ; 83-20-75).
6. Алексеев А. Д., Ревва В. Н., Рязанцев Н. А. Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений. – К. : Наукова думка, 1989. – 168 с.

УДК 622.831:537.86

ВАСИЛЬКОВСКИЙ В.А., СТАРИКОВ Г.П., ШАЖКО Я.В. (ИФГП НАНУ)

### РАСПРЕДЕЛЕНИЕ МЕТАНА В УГЛЕ И МЕТОД ЭКСПРЕСС ДИАГНОСТИКИ МЕТАНОВОЙ ПОДСИСТЕМЫ В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ

*Об'ємним методом була проведена кількісна оцінка вмісту вільного і адсорбованого метану у відкритих порах та мікроблоках кам'яного вугілля насиченого метаном. Знайдено, що кількість газу в транспортних каналах (порах) складає більш третини від його загального вмісту в вугіллі. Був запропонований метод діагностики масопереносу метану у вугільному пласті, який враховує виявлені особливості газової емісії.*

История изучения системы уголь-метан позволяет предположить, что в общем случае имеет смысл говорить о трех фазовых состояниях метана: свободный газ в порах и трещинах; в виде молекул адсорбированных на поверхностях угля и в виде абсорбированных молекул в блоках угля с образованием твердого раствора метана в угле [1].

Можно выделить две основные модели описания системы уголь-метан. Согласно одной из них, весь метан находится в свободном и адсорбированном состояниях [2-4], а насыщенность угля газом обеспечивается развитой сетью мелких открытых пор со значительной дисперсией их сечения. Недостатком модели являются трудности в объяснении продолжительности процесса десорбции метана из угля. Согласно указанным представлениям и теоретическим оценкам [5], коэффициент диффузии газа в самых мелких порах угля должен превышать значения  $10^{-6} \div 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с}$ , в то время как, согласно эксперименту [6], этот коэффициент значительно меньше –  $(10^{-14} \div 10^{-16}) \text{ м}^2/\text{с}$  и характерен для диффузии в твердых телах.

Другая модель является следствием развития представлений о блоковом строении угля [7-9]. Экспериментальной основой для неё послужил сравнительный анализ кинетики выхода метана из угольных образцов различного размера [10]. Как показано в работе [11], опытные данные удается объяснить в предположении, что в структурном отношении каменный уголь представляет собой совокупность мельчайших образований – микроблоков, свободный объём между которыми составляет объём открытых пор и трещин. Указанные поры сообщаются с внешней поверхностью угля и служат путями эвакуации газа после его диффузии из микроблоков. В рассматриваемой модели десорбции микроблоки представляют собой области угольного образца не имеющие открытых пор и трещин. Размер этих областей предполагается малым по сравнению с размером гранулы угля.

Обе упомянутые модели предполагают, что метан в угле может находиться, как в свободном, так и в адсорбированном состоянии. Между тем они разнятся представлением о характере его распределения в угольной матрице. В первом случае основным резервуаром метана являются мелкие (фольмеровские и молекулярные) поры, в то время как в блоковой модели эту роль выполняют закрытые поры в микроблоках. Блоковая модель угля выгодно отличается от других моделей, поскольку интерпретация опытных данных на её основе имеет более убедительное обоснование. В её рамках легко объяснить низкое значение коэффициента диффузии метана в углях, а высокую газоносность связать с наличием закрытых пор и включениями метастабильных однофазных образований по типу твердого раствора. Только по этой причине анализ результатов и описание представленных ниже опытов проводился в терминах блочной модели угля.

Таким образом, в рамках блочной модели угля общая задача о распределении метана может быть сведена к более узкой, а именно, - определению количества метана в

- 1) свободном состоянии в открытых трещинах и порах;
- 2) адсорбированном состоянии на поверхностях угля;
- 3) микроблоках угля.

Разумно считать, далее, что при наличии закрытых пор в микроблоках, содержащийся в них метан, находится как в свободном, так и в адсорбированном состоянии, а соотношение фаз будет таким же, как и в открытых порах.

1. Определение количества метана в свободном и адсорбированном состояниях в открытых порах и трещинах каменного угля в условиях равновесия.

Количество свободного метана в открытых порах рассчитывается по формуле:

$$Q_{on}^{св} = \frac{P_n \cdot V_{on}}{P_{атм}} \cdot m_{угля},$$

где  $V_{ii}$  - удельный объём открытых пор и трещин, который определяется пикнометрически;  $P_i$  - давление метана в камере насыщения.

Пример расчета значения  $Q_{ii}^{na}$ , приведенного к атмосферному давлению 0.1 МПа, для образца свободного от влаги угля шахты им. Засядько (пласт 1<sub>1</sub>):  $m_{oaey} = 20\alpha$ ,

$$P_i = 3\text{Па} ; V_{ii} = 0.06\text{ни}^3 / \alpha = 6 \cdot 10^{-5} \text{и}^3 / \alpha :$$

$$Q_{ii}^{na} = \frac{3 \cdot 10^6 \cdot 6 \cdot 10^{-5}}{10^5} \cdot 20 \cdot 10^{-3} = 0.36 \cdot 10^{-4} \text{и}^3.$$

Количество метана  $Q_{ii}^{aan}$  сорбированного на поверхностях угля найдем, сравнивая количество газа, выделяющееся из контейнера с углем после его насыщения метаном и гелием. В основе методики лежит предположение о том, что гелий, в отличие от метана, не взаимодействует с углем, то есть гелий не адсорбируется на его поверхностях.

Лабораторные исследования газоносности угля, проводимые методом десорбции метана в сосуд известного объёма (объёмный метод), включают три этапа: 1-й - насыщение угля метаном, сжатым до нескольких десятков атмосфер, 2-й – предварительный сброс сжатого газа из контейнера с углем после его насыщения и 3-й – сбор метана, выделяемого углем в накопительный сосуд (НС). Таким образом, оценка величины  $Q_{ii}^{aan}$  должна производиться в ходе выполнения второй, указанной выше, операции – сброса сжатого метана или гелия из свободного объёма контейнера. Заметим, что на втором и третьем этапе исследований используются различные по объёму предварительно вакуумированные сосуды.

В контейнер с углем в гранулах 2.0 ? 2.5мм нами подавался сжатый до 30 атм газ – метан или гелий. После того, как газовая магистраль высокого давления перекрывалась, давление метана в контейнере уменьшалось из-за его сорбции углем. При “насыщении” гелием изменения давления в контейнере с углём замечено не было. В опыте с метаном сжатый газ вновь подавался в контейнер до тех пор, пока устанавливалось равновесное давление газа равное 30атм, (сорбция продолжается более 10 суток). Перед регистрацией десорбции производился сброс сжатого газа из свободного объёма контейнера в сосуд известного объёма. Эта операция занимает не более 5-ти секунд, после которых выделение гелия в накопительный сосуд более не наблюдается. В случае метана, наоборот, выход метана продолжался, однако скорость его выделения была в несколько десятков раз меньше, чем в ходе сброса давления газа из свободного объёма. Эти результаты свидетельствуют об отсутствии взаимодействия гелия с углем и подтверждают обоснованность выбранной методики оценки  $Q_{ii}^{aan}$ .

Условия и результаты первого опыта (с гелием): температура окружающей среды 25<sup>0</sup>С; исходное давление гелия в контейнере с углем 3 МПа; масса угля  $m_{oaey} = 20\alpha$ ; объём накопительного сосуда  $V_{nc} = 4804 \text{ см}^3$ ; давление гелия в накопительном сосуде после “сброса” газа из свободного объёма контейнера с углем  $P_{nc} = (28.13 \pm 0.07) \text{ кПа}$ ; атмосферное давление  $P_{атм} = 0.1 \text{ МПа}$ ; нормальная температура  $T = 298^\circ\text{К}$ .

$$Q_{He} = \frac{P_{in} \cdot V_{in} \cdot 273}{P_{aoi} \cdot 298} = \frac{28130 \cdot 48.04 \cdot 10^{-4} \cdot 273}{10^5 \cdot 298} = (12.3 \pm 0.03) \cdot 10^{-4} \text{и}^3.$$

Условия и результаты второго опыта (с метаном): давление метана после “сброса” сжатого газа из свободного объёма камеры с углем  $P_{nc} = (30.39 \pm 0.07) \text{ кПа}$ ; остальные параметры эксперимента такие же, как и в первом опыте.

$$Q_{ni4} = \frac{30390 \cdot 48.04 \cdot 10^{-4} \cdot 273}{10^5 \cdot 298} = (13.4 \pm 0.03) \cdot 10^{-4} \text{ м}^3.$$

Кроме этого, дополнительно определялась величина поправочного коэффициента -  $k$ , связанного с различной сжимаемостью гелия и метана. При температуре  $25^{\circ}\text{C}$  и сжатии до давления 30 атм изменения объёмов метана и гелия, которые происходят в результате их расширения при сбросе, соотносятся как  $1.033 \pm 0.005$ .

Используя полученные данные, найдём количество метана адсорбированного на поверхностях свободного от влаги угля:

$$Q_{ii}^{aan} = Q_{CH_4} - (1.033 \pm 0.005) \cdot Q_{He} = (0.69 \pm 0.13) \cdot 10^{-4} \text{ м}^3.$$

Таким образом, количество адсорбированного метана на открытых поверхностях угля почти в 2 раза больше, чем метана в свободном состоянии. Заметим, что в действительности величина  $Q_{ii}^{aan}$  может оказаться значительно большей. Это связано с тем, что из-за большей подвижности и малого размера атомы гелия проникают в столь малые поры, которые недоступны молекулам метана.

## 2. Определение количества метана в микроблоках угля.

Для определения количества газа  $Q_{ia}$  в микроблоках также можно использовать объёмный метод. Такая возможность следует из анализа результатов нашего опыта по определению проницаемости угля. В ходе его выполнения было обнаружено, что при сбросе сжатого метана из свободного объёма камеры насыщения время изменения давления газа в открытых порах от максимального (давление насыщения) до минимального (при десорбции) не превышает 5 секунд и зависит, практически, от скорости открывания газового вентиля.

Эти результаты важны для выбора методики оценки значения  $Q_{ia}$ , так как дают нам право рассматривать выход метана в два этапа. Вначале – при сбросе сжатого газа из контейнера с углем - происходит эвакуация свободного и адсорбированного метана из открытых транспортных каналов (пор и трещин). После этого становится возможным наблюдение и регистрация медленного и продолжительного процесса десорбции – выхода метана из микроблоков угля. В случае, когда этот газ собирается в накопительном сосуде (НС), процесс десорбции может быть неполным из-за некоторого давления в НС. Учитывая, что в угле, при этом, остаётся газ не только в свободном, но и адсорбированном состояниях, недостаток объёмного метода может быть существенным. Его легко устранить, если в процессе десорбции охлаждать накопительный сосуд в среде жидкого азота. В сосуде будет поддерживаться низкое давление (давление насыщенных паров метана при  $T = -196^{\circ}\text{C}$  составляет  $\sim 1.33$  кПа, а выход метана будет более полным. После завершения десорбции в таких условиях сосуд изолируется от камеры с углем, отогревается до комнатной температуры, после чего регистрируется установившееся в нем давление.

Пример расчета значения  $Q_{ia}$  метана в микроблоках угля.

Условия и результаты эксперимента: уголь шахты им.Засядько; давление насыщения метаном – 3МПа; масса угля 20г; объём накопительного сосуда  $V_{nc} = 12.17 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3$ ; давление, которое установилось в НС после завершения десорбции,  $P_{nc} = (18.8 \pm 0.07) \cdot \text{кПа}^2$ .

$$Q_{ia} = \frac{V_{in} \cdot P_{in} \cdot 273}{P_{aoi} \cdot 298} = \frac{12.17 \cdot 10^{-4} \cdot 18.8 \cdot 10^3}{10^5} = (2.08 \pm 0.03) \cdot 10^{-4} \text{ м}^3.$$



Таким образом, полное количество метана в 20 граммах сухого угля шахты им. А.Ф.Засядько (пласт I<sub>1</sub>) после насыщения его метаном сжатым до 30 атмосфер составляет

$$\sum Q_{CH_4} = Q_{ii}^{na} + Q_{ii}^{aan} + Q_{ia} \approx 3.13 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3,$$

что соответствует газоносности угля равной 15.6 м<sup>3</sup>/т.

Для исследователей важным является экспериментальный факт потери почти трети метана ещё до начала измерения его количества в угле. Причина обнаруженного явления состоит в том, что сброс сжатого газа из свободного объёма контейнера с углем, или отделение куска угля от газоносного пласта, сопровождается интенсивной и быстрой эвакуацией метана из открытых пор и трещин. Этот процесс завершается образованием условий, когда дальнейшее истечение газа происходит при балансе диффузионного и фильтрационного потоков. Время установления баланса зависит от размера гранул и проницаемости угля. Этот и некоторые другие вопросы нестационарного истечения метана (десорбции) отражены в Приложениях.

3. Экспресс-метод определения пластового давления и содержания метана в угольном пласте.

Обнаруженную особенность выхода метана из угля необходимо учитывать при добыче угля. Более того, представленные в п.1 опытные данные ставят под сомнение достоверность результатов, которые получают с помощью известных способов диагностики состояния метана в шахтопластах. Действительно, способы определения пластового давления метана или его содержания в угле, которые основаны на десорбиметрии, имеют общий недостаток: за время от момента взятия пробы угля до её герметизации из-за неизбежного появления трещин в пробе происходит значительная потеря газа. В результате мы получаем искажённую информацию о исходном количестве метана в угле.

Избежать этих потерь и сократить время анализа углеметановой пробы можно, если результат каждого измерения, проведённого в шахтных условиях, соотносить с данными десорбционного паспорта угольного пласта. Десорбционный паспорт (ДП) угольного пласта - это экспериментально установленная информация (в цифровом или графическом виде) о корреляции между интенсивностью эмиссии метана из угля, пластовым давлением метана и его содержанием в угле. Для его составления необходимо выполнить лабораторные измерения кинетики десорбции метана и определить его содержание в угле. Измерения проводятся после предварительного насыщения угля в контейнерах при различных равновесных давлениях  $P_{\text{нас}}$  метана. Используются образцы угля равной массы в гранулах 0.2?0.25мм или 1.0?1.5мм (в зависимости от марки угля) естественной влажности, которые получают отсевом на ситах угольного штыба.

Десорбционный паспорт состоит из двух фрагментов. Первый – устанавливает зависимость интенсивности десорбции метана от величины равновесного давления газа при насыщении угля. Десорбция производится в герметичный накопительный сосуд с воздухом, в котором на отрезке времени  $\Delta t$  регистрируется изменение давления -  $\Delta P^{\text{дес}}$ . В графическом виде сведения о изменении величины  $\Delta P^{\text{дес}}$  при десорбции для нескольких значений давления  $P_{\text{нас}}$  представляют семейство кривых  $\Delta P^{\text{дес}}(t)=\Phi(P_{\text{нас}})$ , подобных показанным на рис.1.

На базе полученной информации легко получить зависимость  $\Delta P^{\text{дес}}$  от  $P_{\text{нас}}$  в любом интервале времени. Так, например, на рис.1 точками показан прирост давления -  $\Delta P^{\text{дес}}$  в накопительном сосуде за 15 минут десорбции ( интервал времени десорбции 20 ? 35 мин) в зависимости от того, каким давлением метана  $P_{\text{нас}}$  насыщался уголь.

Представлен также график функции  $\Delta P^{aan}(P_{ian}) = a \cdot (1 - \exp(-P_{ian}/b)) + c(P_{ian})^d$ , который соответствует её минимальному отклонению от экспериментальных точек. (Оптимизация параметров  $a$ ,  $b$ ,  $c$  и  $d$  интерполяционной функции проводится с помощью соответствующей компьютерной программы).

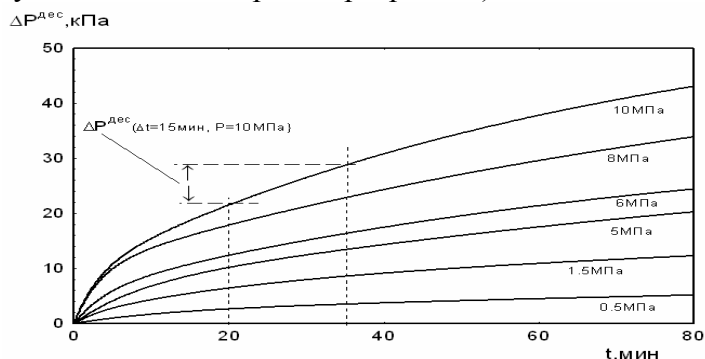


Рис.1 Изменение давления в накопительном сосуде при десорбции метана из угля после его насыщения. Каждая кривая соответствует определённому равновесному давлению насыщения.

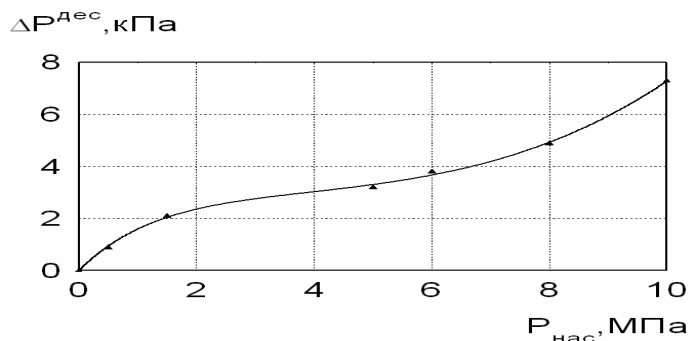


Рис.2 Изменение давления в НС при десорбции метана во временном интервале 20-35мин как функция давления насыщения.

Набор цифровых значений функции  $\Delta P^{дес}$  от  $P_{нас}$  составляет содержание первого фрагмента ДП. Искусственно введённая задержка информации (здесь на 20 минут) принципиально важна, так как в случае шахтных измерений первые 15-20 минут обычно теряются на бурение, отсев угля и др. операции.

Таким образом, сравнивая данные измерений, полученные в шахтных условиях, с данными первого фрагмента десорбционного паспорта можно определять пластовое давление метана в месте отбора пробы угля.

Второй фрагмент десорбционного паспорта устанавливает зависимость количества метана в угле от величины его давления насыщения. Обладая подобной информацией, по теперь уже известным данным о пластовом давлении метана, мы получаем возможность оценивать его количество в угле. Создание второго фрагмента паспорта в лабораторных условиях включает следующие операции:

- насыщение метаном при различных давлениях (от 0.5 до 10 МПа) нескольких проб угольного штыва естественной влажности,
- определение количества метана в этих пробах угля по методике описанной в п.п.1- 2 и
- оптимизацию параметров интерполяционной функции  $Q_{CH_4} = a(1 - \exp(-P_{ian}/b)) \cdot$

Результат измерений - (▲) и вид функции после оптимизации её параметров показан на рис.3. Набор цифровых значений функции  $Q_{CH_4}(P_{ian})$  составляет содержание второго фрагмента ДП.

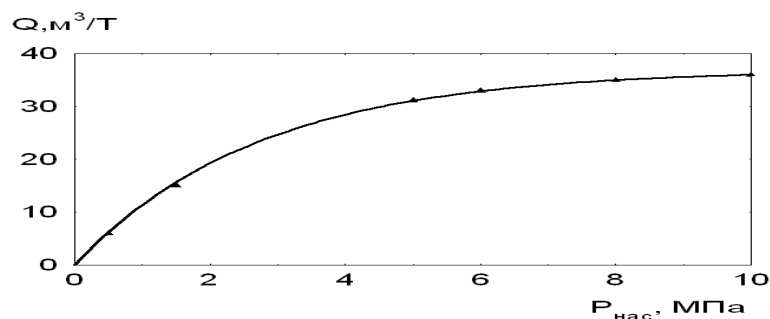


Рис.3 Зависимость количества метана в угле от величины равновесного давления насыщения -  $P_{\text{нас}}$ .

Таким образом, сопоставляя результаты простых непродолжительных измерений в шахтных условиях с данными десорбционного паспорта угольного пласта, мы получаем информацию о пластовом давлении газа и его содержании в угле в месте отбора пробы.

Научные разработки, использованные при создании десорбционного паспорта, легли в основу принципа работы десорбметра ДС-03, разработанного в ИФГП НАН Украины. Конструктивное исполнение портативного прибора допускает его применение как в подземных выработках шахт опасных по газу и угольной пыли, так и во взрывоопасных зонах внутри и вне помещений на поверхности.

Десорбметр ДС-03 имеет автономное питание и обеспечивает независимое одновременное измерение исходного давления метана и его количества в трёх образцах угля. Встроенный электронный блок, система коммуникаций и управления последовательностью операций позволяет выводить результаты измерений на индикатор, сохранять в долговременной памяти и передавать их по системе УТАС на поверхность в режиме реального времени.

Некоторые технические характеристики ДС-03:

- диапазон измеряемых давлений метана в пласте – 0.2?10 МПа;
- погрешность измерений давления без индивидуальной калибровки датчика давления -  $\pm 5\%$ ;
- максимальное давление датчика - 75 датчика давления -  $\pm 5\%$ ;
- температурный диапазон - -40?50 °С;
- время состояния «Подготовка» к измерению – максим. 900 сек;
- время состояния «Измерение» - максим. 660 сек.

Использование десорбметра ДС-03 в шахтах позволяет не только оптимизировать скоростной режим выемки угля, но и способствует созданию безопасных условий труда шахтеров.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алексеев А.Д., Айруни А.Т., Васючков Ю.Ф. и др. Свойство органического вещества угля образовывать с газами метастабильные однофазные системы по типу твердых растворов. Открытие, диплом №9; заявка №А-016 от 30.06.94. –М., 10.11.94., рег. №16.
2. Иванов Б.М., Фейт Г.Н., Яновская М.Ф. Механические и физико-химические свойства углей выбросоопасных пластов. –М.: Наука, 1979, 195 с.
3. Методические указания по определению содержания сорбированного и свободного метана в ископаемых углях. –Макеевка-Донбасс, МакНИИ, 1977, 72 с.
4. Желтов Ю.П., Золотарёв П.П. О фильтрации газа в трещиноватых породах. –ПМТФ, 1962, №5.
5. Николаев Н.И. Диффузия в мембранах. –М.: Химия, 1980, 232 с.

6. Васильковский В.А. Оценка коэффициента диффузии и характерного времени диффузионного процесса при десорбции метана из каменного угля. Материалы международной конференции „Форум гірників – 2007”. Дніпропетровськ.: Національний гірничий університет, т.1, 2007, т.1, с.100-106.
7. Баренблатт Г.И., Желтов Ю.П., Кочина И.Н. Об основных представлениях теории фильтрации однородных жидкостей в трещиноватых породах. –ПММ, 1960, т. XXIV, №5.
8. Василенко Т.А., Алексеев А.Д., Фельдман Э.П., Калугина Н.А. Молчанов А.Н. Массоперенос метана в угле, обусловленный совместной фильтрацией и диффузией. Физика и техника высоких давлений. -2004. –том 14. -№3, с. 107-118.
9. Alexeev A., Feldman F., Vasilenko T. Methane desorption from a coal-bed, Fuel, v.88, (2007).
10. Алексеев А.Д., Васильковский В.А., Калугина Н.А.. Кинетика и механизмы десорбции метана из угля. Физико-технические проблемы горного производства. - Донецк:2005, вып.8, с.1-21.
11. ВАСИЛЬКОВСКИЙ В.А., КАЛУГИНА Н.А., МОЛЧАНОВ А.Н. ФАЗОВЫЕ СОСТОЯНИЯ И МЕХАНИЗМЫ ДЕСОРБЦИИ МЕТАНА ИЗ УГЛЯ. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА- ДОНЕЦК: 2006, вып.9, с.62-70.

УДК 622.411.33

РЯЗАНЦЕВ Н.А., НОСАЧ А.К., КОДУНОВ Б.А., (КИИ ДонНТУ),  
РЯЗАНЦЕВ А.Н. (ш/у «Покровское»)

### **О ПРИЧИНАХ УМЕНЬШЕНИЯ МЕТАНОВЫДЕЛЕНИЯ ИЗ ПЛАСТА ПРИ ВЫСОКИХ СКОРОСТЯХ ПОДВИГАНИЯ ЗАБОЯ**

*В журнале «Уголь» №7 за 2010 год опубликована статья «Особенности метановыделения в высоконагруженных очистных забоях» [8], авторы которой доктора техн. наук М.А. Ильяшов, А.В. Агафонов, канд. техн. наук В.Н. Кочерга и инж. А.А. Бондарь приводят данные об особенностях метановыделения в 1 северной лаве блока №3 шахты «Красноармейская-Западная №1». Ниже приводятся данные, свидетельствующие о том, что так называемые «особенности» являются физическими закономерностями.*

В настоящее время расчеты метановыделения в очистные выработки осуществляются согласно «Руководства по проектированию вентиляции угольных шахт» [1] по эмпирическим формулам, которые были получены для скоростей подвигания забоя, характерных для нагрузок на очистной забой не более 2000 т/сут. Для высокогазоносных пластов коэффициент эффективности дегазации более 70% при современной технологии считался невозможным, а потому невозможны и более высокие нагрузки.

Исходя из того, что метан в горном массиве находится в основном в свободном состоянии, метановыделение связывалось с фильтрационными процессами, скорость которых даже для слабопроницаемых пород до 10 м/сут.[2].

Однако, как показано в работах ИФГП НАН Украины [3-6], свободный метан составляет лишь около 30% общего его содержания в угле и выделяется в первые секунды. Большая же часть метана в угольном пласте находится в физически- и химически связанном состоянии в микроблоках угля (в виде твердого раствора), а

процесс метановыделения связан с твердотельной диффузией. Коэффициент твердотельной диффузии составляет  $(10^{-14} - 10^{-16})\text{м/с}$ , поэтому даже для измельченного угля процесс выхода метана растягивается на десятки суток, а наступление термодинамического равновесия наступает спустя месяц. Выделение метана из груди забоя по механизму твердотельной диффузии происходит гораздо медленнее, чем скорости продвижения забоя, достигнутые в 1-й северной лаве блока №3 шахты «Красноармейская – Западная №1», поэтому отмеченное уменьшение метановыделения из угольного пласта является вполне закономерным. В работе [7] приведены данные о газовыделении из угольных пластов на шахтах Австралии и Германии при скоростях продвижения забоя в пределах от 1 до 25 м/сут. Согласно приведенным данным, с ростом скорости продвижения лавы степень дегазации пласта (газовыделение) значительно снижается (до 7 раз), а остаточная газоносность возрастает. Функция регрессии для дегазации (газовыделения) из подрабатываемого угольного пласта имеет вид:

$$D(V_{03}) = 2,86 \ln^2(V_{03} - 2) - 0,53 \ln(V_{03} - 2) + 3,9;$$

С увеличением скорости продвижения забоя возрастает также неравномерность газоаіделения.

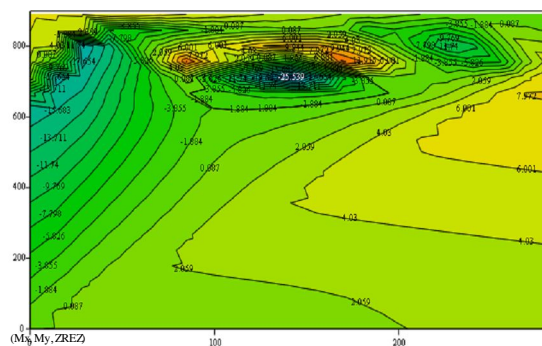
Метановыделение в выработанное пространство из пластов-спутников и вмещающих пород практически не зависит от скорости продвижения забоя, поскольку время метановыделения (до наступления термодинамического равновесия) не ограничено.

С другой стороны, выводы, полученные в [8], являются не совсем корректными, поскольку получены по одной лаве и, всего лишь, по четырем точкам.

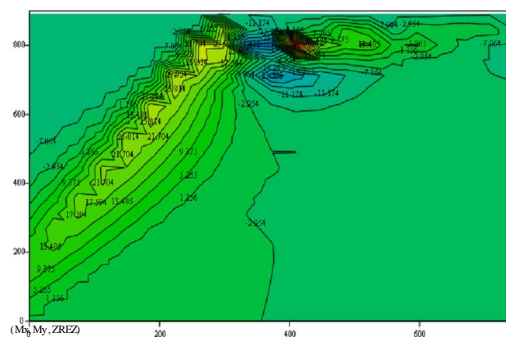
Ниже приведены данные об изменении газообильности участков, метановыделения из пласта и количества каптируемого метана в зависимости от нагрузки на очистной забой (что равносильно зависимости от скорости продвижения) и от глубины ведения работ шахты «Красноармейская-Западная №1». Данные приведены отдельно для южной и северной части отработанных запасов, а также для западного (блоки 2-3) и восточного крыла купола (блоки 4-10), поскольку мощность пласта, его тектоническая нарушенность и условия залегания в выделенных блоках существенно отличаются. (рис.1). На рис.2 линиями 1-1 и 2-2 показана схема изучения зависимости метанообильности выемочных участков от глубины разработки. В таблице 1 приведены данные о средней метанообильности по лавам, лежащих на этих линиях.

Как показано на рис.3, общая метанообильность участков и на южном, и на северном крыльях с ростом добычи возрастают, причем закономерность практически одна и та же. Коэффициент корреляции очень высокий, что свидетельствует о практически функциональной зависимости метанообильности от величины суточной добычи (или суточного продвижения лавы).

а)



б)



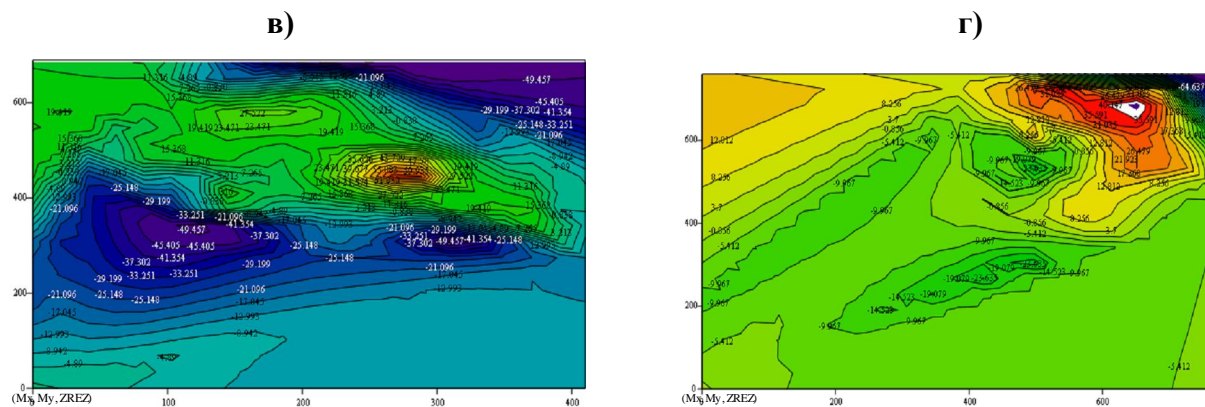


Рисунок 1 – Карты локальных структур  
а) блок №2; б) блок №3; в) блоки №4-8; г) блок №10

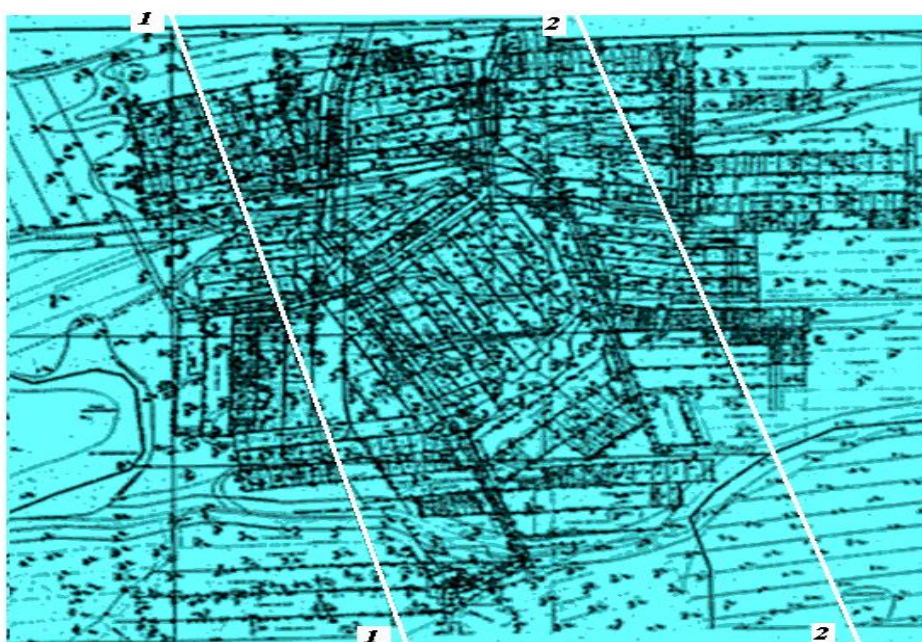


Рисунок 2 - Выкопировка из плана горных пород пласта d<sub>4</sub>

Таблица 1

Данные о метановыделении на выемочных участках

Наименование лавы	Глубина расположения транспортного штрека, м	Газообильность участка, м <sup>3</sup> /итп.	Газовыделение из пласта, м <sup>3</sup> /мин..	Количество каптированного газа, м <sup>3</sup> /мин..	Нагрузка на очистной забой, т/сут.	Механизация
Южное крыло						
5-я южная лава блока 2	590	17,93	3,72	11,2	3255	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.11
4-я южная лава блока 2	578	20,67	3,81	8,5	3155	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.05
3-я южная лава блока 2	513	11,83	3,02	10,6	3418	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.07

Продолжение таблицы 1

Наименование лавы	Глубина расположения транспортного штрека, м	Газообильность участка, м <sup>3</sup> /итп.	Газовыделение из пласта, м <sup>3</sup> /мин..	Количество капитированного газа, м <sup>3</sup> /мин..	Нагрузка на очистной забой, т/сут.	Механизация
4-я южная лава блока 4	513	12,58	2,49	3,5	1415	2КМТ, 2РКУ-13, СПЦ-230.11
3-я южная лава блока 4	530	11,34	2,38	3,05	1376	2КМТ, 2РКУ-13, СПЦ-230.11
2-я южная лава блока 4	545	11,54	2,59	2,75	1350	2КМТ, 2РКУ-13, СПЦ-230.11
1-я южная лава блока 4	566,4	11,58	2,19	3,25	1465	2КМТ, 2РКУ-13, СПЦ-230.11
Разгрузочная лава	590,1	9,2	2,83	2,47	987	2КМТ, 2РКУ-13, СПЦ-230.11
5-я южная лава блока 6	659,8	13,62	3,78	7,9	3693	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СЗК-228/732
Южная коренная лава гор. 708м	685,2	10,2	3,12	2,07	1907	2КМТ, 2РКУ-13, СП-67М
1-я лава южной панели блока 8	708,2	12,74	4,19	4,93	2190	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.05
2-я лава южной панели блока 8	730	25,45	3,72	7,5	2568	МВРО-2800, 2РКУ-13, СПЦ-230.05
4-я южная лава блока 10	815.3	22.9	5.35	8.3	3100	МКЮ09/23, ЮУ, ЮУ.
Северное крыло						
5-я южная лава блока 3	637	21,49	3,1	10,9	3489	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.03.05
4-я южная лава блока 3	630	25,78	3,75	11,5	3737	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.05
3-я южная лава блока 3	580	23,14	3,92	10,6	3365	ЗКД-90Т, МВ-12, СЗК-228/732
2-я южная лава блока 3	570	20,48	2,34	6,07	3050	МВРО-2800, МВ-12, СЗК-228/732
1-я южная лава блока 3	550	12,58	2,49	3,5	1415	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СПЦ-230.05
3-я южная лава бр-га блока 5	509	20,81	2,85	12,5	3725	ЗКД-90Т, МВ-450Е, СЗК-228/800



Продолжение таблицы 1

Наименование лавы	Глубина расположения транспортного штрека, м	Газообильность участка, м <sup>3</sup> /итп.	Газовыделение из пласта, м <sup>3</sup> /мин..	Количество капитированного газа, м <sup>3</sup> /мин..	Нагрузка на очистной забой, т/сут.	Механизация
2-я южная лава бр-га блока 5	<b>522</b>	<b>17,06</b>	<b>2,6</b>	<b>11,5</b>	<b>2618</b>	ЗКД-90Т, 2РКУ-13, СЗК-228/800
1-я южная лава бр-га блока 5	<b>560</b>	<b>17,96</b>	<b>2,78</b>	<b>12,4</b>	<b>2735</b>	ЗКД-90Т, МВ-450Е, СЗК-228/800
1-я южная лава уклонного поля блока 5	<b>617</b>	<b>8,7</b>	<b>1,7</b>	<b>4,7</b>	<b>820</b>	Глінік, ГШ-200, СП-250
2-я южная лава уклонного поля блока 5	<b>664</b>	<b>11,2</b>	<b>2,1</b>	<b>5,9</b>	<b>987</b>	ДМ, 1К-101УД, СП-250
3-я южная лава уклонного поля блока 5	<b>674</b>	<b>10,91</b>	<b>1,9</b>	<b>6,1</b>	<b>1408</b>	Глинник, ГШ-200, СП-250
4-я южная лава уклонного поля блока 5	<b>698</b>	<b>14,4</b>	<b>2,2</b>	<b>9,9</b>	<b>2258</b>	ДМ, 1К-101УД, СП-250
1-я южная лава ЦП блока 8	<b>693</b>	<b>12,36</b>	<b>1,7</b>	<b>5,9</b>	<b>1355</b>	ДМ, УКД-200/250 СП-251
2-я южная лава ЦП блока 8	<b>704,3</b>	<b>9,33</b>	<b>1,14</b>	<b>2,72</b>	<b>500</b>	МВРО-3200Х, 1К-101УД, СП-251
3-я южная лава ЦП блока 8	<b>706</b>	<b>33,24</b>	<b>2,72</b>	<b>11,83</b>	<b>2058</b>	ДВТ, RHH-42
4-я южная лава ЦП блока 8	<b>719</b>	<b>28,69</b>	<b>2,83</b>	<b>6,8</b>	<b>4000</b>	ДВТ, RHH-42

Необходимо отметить, что исходные данные проверены на однородность для выявления аномальных (явно выделяющихся) результатов, а также для определения возможности объединения двух совокупностей данных (по южному и северному крыльям) в одну. Для выявления аномальных значений результата произведено группирование всех данных по факторному признаку (по суточной нагрузке). Полученная длина интервала составила:

$$\ell_x = \frac{X_{\max} - X_{\min}}{1 + 3,2\lg n} = 700 \text{ т/сут.}$$

На графиках рис.3 и 4 приведены средние значения этих интервалов.

На рис.4 приведены данные по зависимости метановыделения из пласта от суточной нагрузки на забой. При учете всех данных без проверки на однородность графики для северного и южного крыла существенно отличаются. Если для северного крыла зависимость метановыделения от нагрузки на забой привычная (чем больше нагрузка, тем больше метановыделение), то для южного крыла наблюдается ряд экстремумов. Кривая для южного крыла хорошо описывается полиномом четвертой степени при коэффициенте корреляции равном 1 (функциональная зависимость). Можно предположить, что при увеличении нагрузки на очистной забой с 850 т/сут.

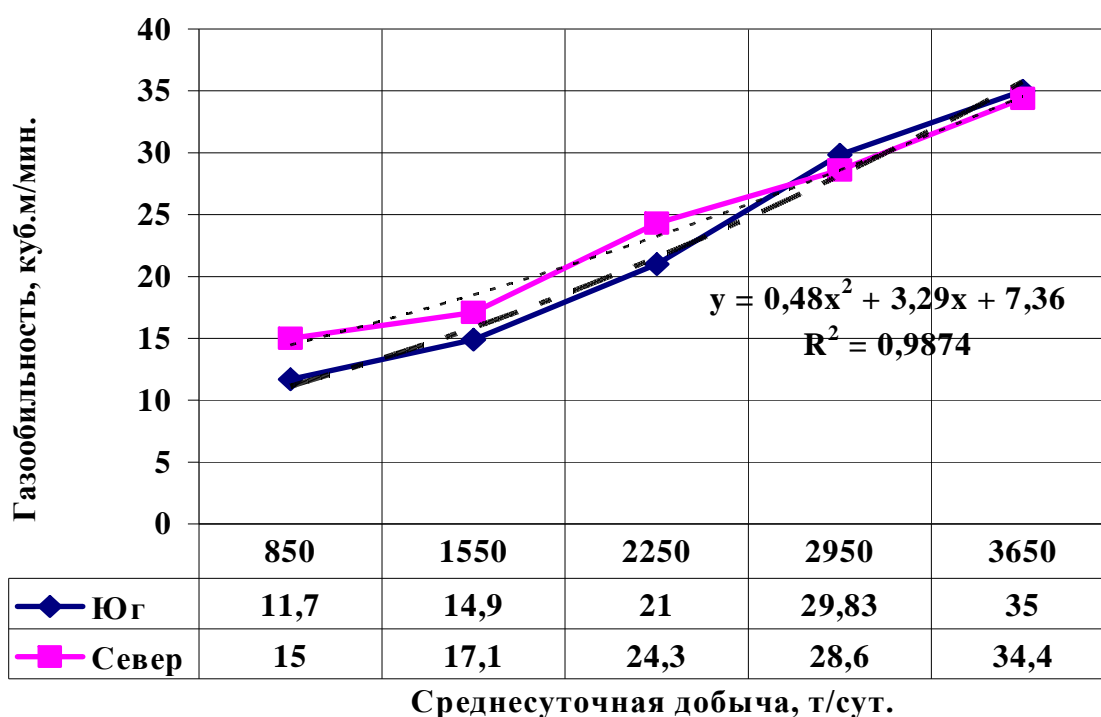


Рисунок 3 – Диаграмма зависимости газообильности выемочных участков от суточной добычи для шахты «Красноармейская-Западная №1»

до 1550 т/сут. наблюдается уменьшение газовыделения из пласта, затем метановыделение снова начинает возрастать, а при нагрузках свыше 3000 т/сут. снова начинает уменьшаться.

Проверка данных на однородность показывает, что все данные относятся к одной совокупности. Вместе с тем, в северном крыле метановыделение из пласта заметно ниже, чем в южном, а в южном крыле аномально высокие значения фиксировались в блоках № 2, 8 и 10, что может быть обусловлено влиянием иных факторов: близостью крупных тектонических разрывов, глубиной и пр.

На рис. 5 и 6 представлены данные зависимости метановыделения в очистных забоях от глубины. Общее метановыделение на участках с ростом глубины закономерно возрастает, однако по-разному на восточном и западном склоне купола, и в северном и южном крыльях восточного склона. В блоках № 2 и 3 (западный склон купола) газообильность очень быстро растет с глубиной и, несмотря на то, что глубина не превышает 650 м, абсолютная газообильность достигает 35 м<sup>3</sup>/мин. На восточном склоне газообильность растет менее интенсивно, однако разница между северным и южным крылом достигает 15 м<sup>3</sup>/мин., причем в северном крыле газообильность больше. Складывается впечатление, что приближение песчаника к пласту в блоке №5 и в центральной панели блока №8 существенно влияет на газообильность участков. Подтверждением тому являются данные о метановыделении из пласта. С глубины 625 м выделение газа из пласта в блоках 5 и 8 уменьшается.

Объединяя все данные, в силу их однородности, в одну совокупность получаем несколько иную зависимость газовыделения из пласта от суточной нагрузки (рис.7). Минимум при 1550 т/сут., обусловленный влиянием малой глубины в блоке №4, исчез, однако тенденция к уменьшению метановыделения из пласта при нагрузках на лаву свыше 3000 т/сут. осталась.

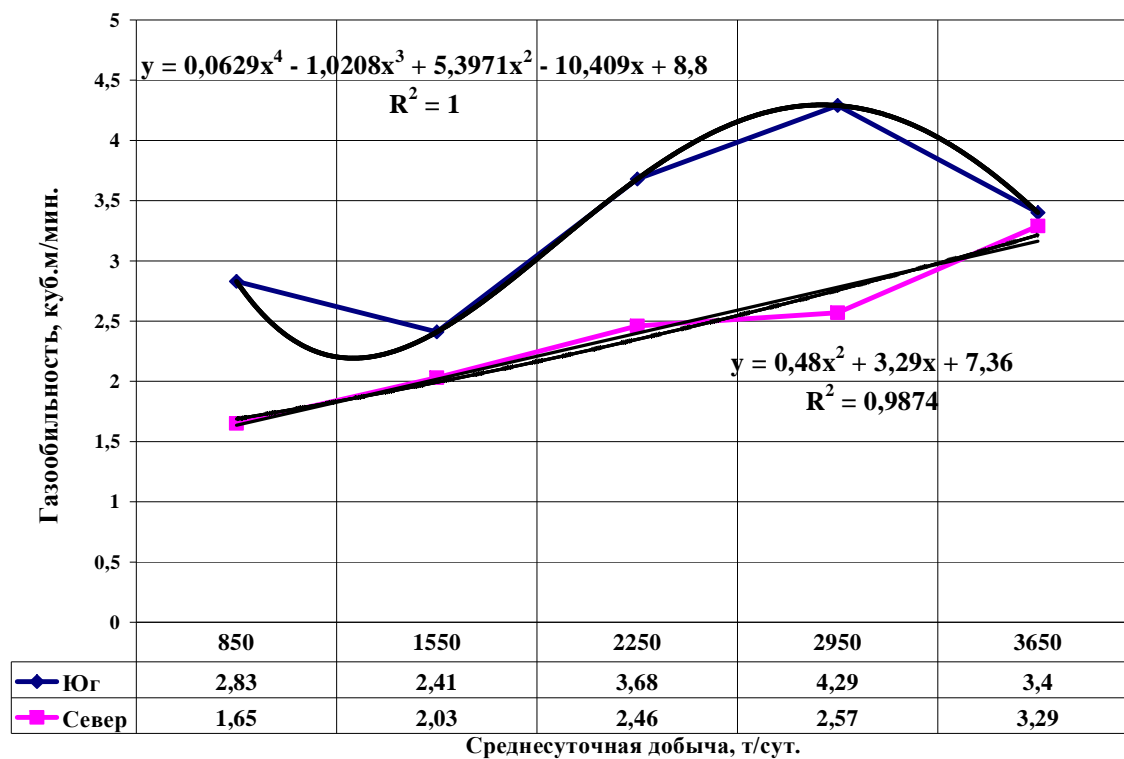


Рисунок 4 – Зависимость метановыделения из пласта от суточной добычи лавы

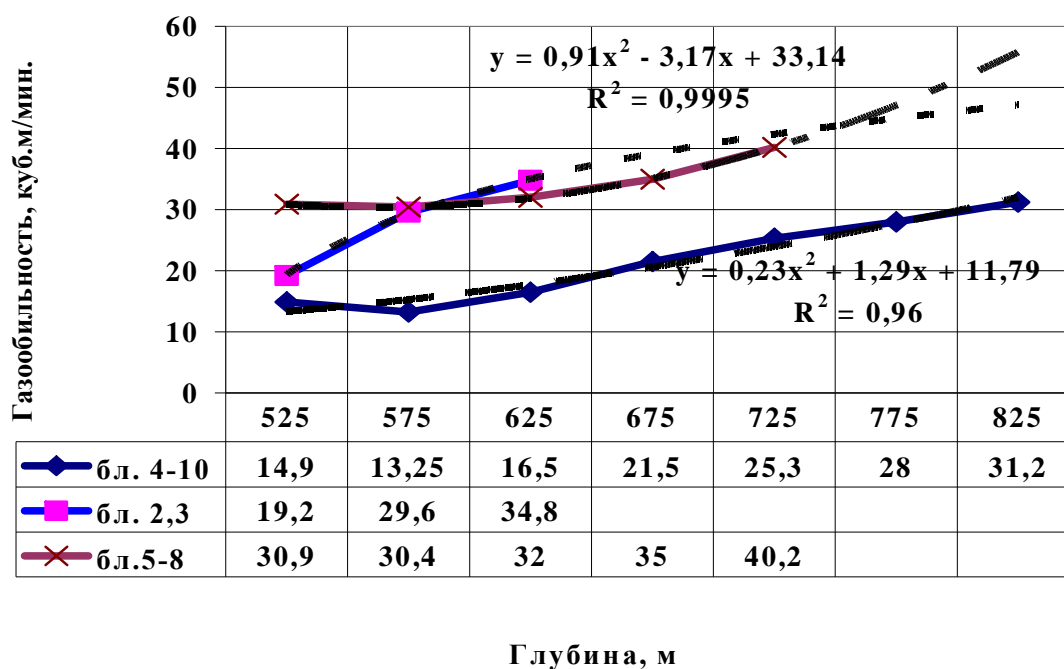


Рисунок 5 – Диаграмма зависимости газообильности выемочных участков от глубины разработки

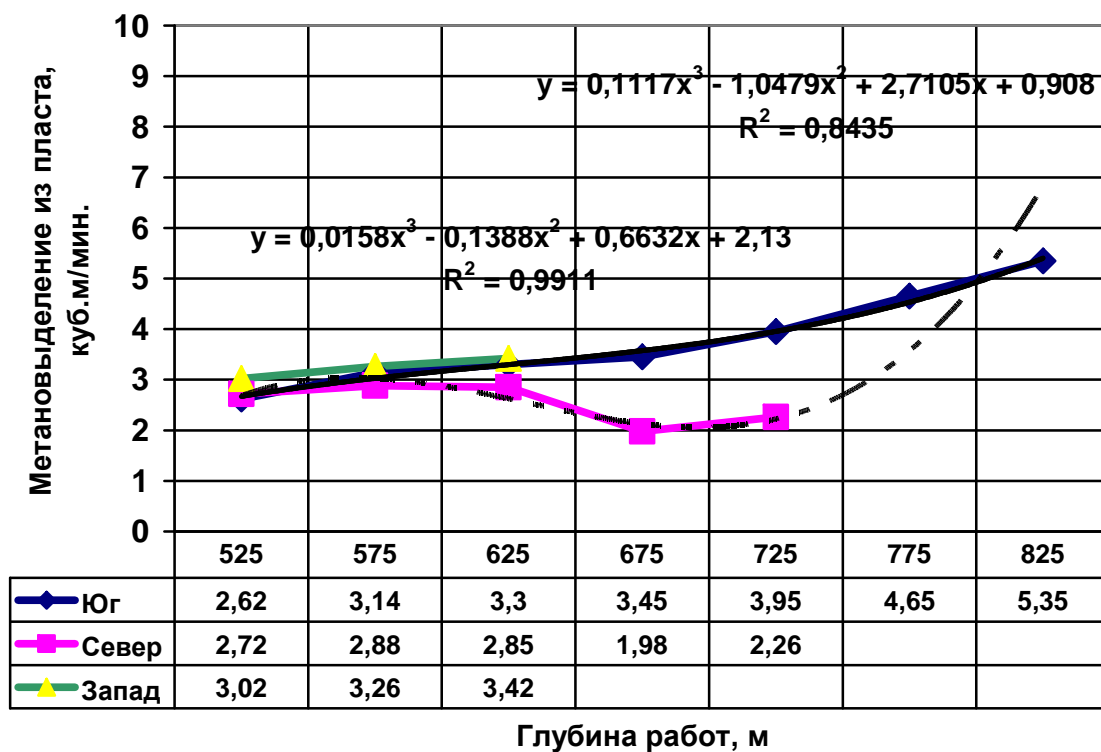


Рисунок 6 – Зависимость метановыделения из пласта от глубины ведения работ

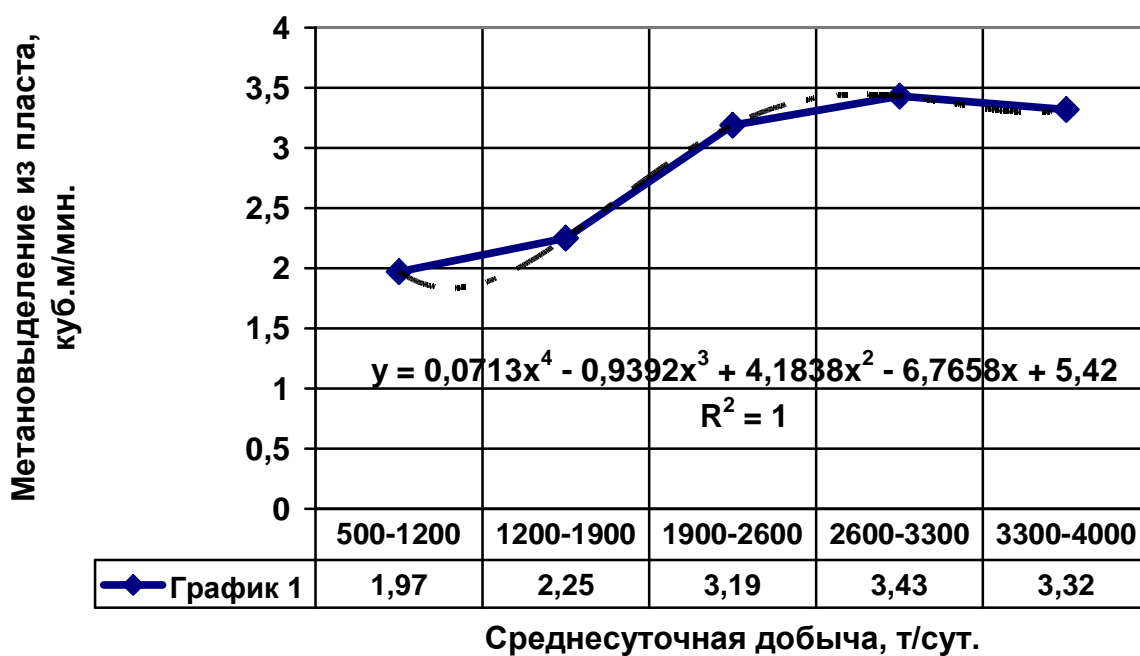


Рисунок 7 – Зависимость метановыделения из пласта от величины нагрузки на очистной забой для всей совокупности данных

Приведенные результаты можно считать достоверными, поскольку получены практически по всей совокупности лав. Коэффициент корреляции равный 1 свидетельствует о почти функциональной зависимости, поэтому вывод о снижении метановыделения из пласта при больших скоростях подвигания (при нагрузках на очистной забой более 3000 т/сут.) следует считать закономерным фактом, который обусловлен превышением скорости подвигания забоя над скоростью метановыделения. Для южного крыла шахтного поля это снижение превышает 20%.

Вместе с тем, отсутствие такой выраженной зависимости для северного крыла свидетельствует о существенном влиянии на процесс метановыделения горно-геологических условий. Как показано в [9], относительная метанообильность изменяется волнообразно по длине разрабатываемого выемочного столба. При отходе от разрезной печи с увеличением объема выработанного пространства расстояние между максимумами метановыделения увеличивается. Учитывая, что для разных условий вид зависимости и коэффициенты корреляции оказываются разными, устанавливаемые закономерности нельзя считать детерминированными, то есть уравнения нельзя применять в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических параметров.

В этой связи, установление зависимости параметров метановыделения при неравномерном движении очистного забоя в широком диапазоне горно-геологических и горно-технических условий, является актуальной научно-практической задачей.

#### Литература:

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Киев: Основа, 1994.- 311с.
2. Рязанцев Н.А., Носач А.К. Физика горных пород и процессов в вопросах и ответах. Учебн.пособие. Красноармейск: КФ ДонГТУ, 1999.- 174с.
3. Василенко Т.А., Алексеев А.Д., Фельдман Э.П., Калугина Н.А., Молчанов А.Н. Массоперенос метана в угле, обусловленный совместной фильтрацией и диффузией. Физика и техника высоких давлений.- 2004.-Т.14, №3.- С.107-118.
4. Алексеев А.Д., Васильковский В.А., Калугина Н.А. Кинетика и механизмы десорбции метана из угля. Физико-технические проблемы горного производства.- Донецк, 2005.- Вып.8. -С.1-21.
5. Васильковский В.А., Калугина Н.А., Молчанов А.Н. Фазовые состояния и механизмы десорбции метана из угля. Физико-технические проблемы горного производства.- Донецк, 2006.- Вып.9. -С.62-70.
6. Алексеев А.Д., Васильковский В.А., Шажко Я.В. О распределении метана в каменном угле. Физико-технические проблемы горного производства.- Донецк, 2007.- Вып.10.- С.29-38.
7. Круковская В.В. Влияние скорости подвигания лавы на параметры фильтрации в подработанном угленосном массиве. //Межвед.сб.трудов ИГТМ НАН Украины.-Днепропетровск: ИГТМ НАН Украины, 2007.-С.84-92
8. Ильяшов М.А., Агафонов А.В., Кочерга В.А., Бондарь А.А. Особенности метановыделения в высоконагруженных очистных забоях. //Уголь, 2010.-№7.- С.24-26.
9. Фрянов В.Н., Павлова Л.Д., Ногих С.Р. Влияние скорости подвигания очистного забоя на характер проявления геомеханических и газодинамических процессов. //Сб.трудов ХП междунар.конф. «Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых».- Новокузнецк: СГИУ, 2007.- С.17-20.

УДК 622.831:539.3

БОНДАРЕНКО Н. В., ЮСИПУК Ю. О. (КП ДОННТУ)

### МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ФИЛЬТРАЦИИ ГАЗА В ДЕФОРМИРУЕМОЙ ГАЗОНАСЫЩЕННОЙ ТРЕЩИНОВАТО – ПОРИСТОЙ СРЕДЕ

*Побудований аналітичний розв'язок задачі про несталу фільтрацію газу в процесі відробки вугільного пласта дозволяє в залежності від особливостей масиву, оцінити кількість газу, що виділився у виробки та розробити рекомендації оптимального навантаження на лаву по газовому фактору*

Для построения математической модели описываем процесс фильтрации газа в деформируемой трещиновато-пористой среде.

В качестве вывода уравнения состояния воспользуемся известным физическим законом, который на основании многочисленных натурных исследований, позволит представить деформируемую трещиновато-пористую среду, как единую сплошную среду, в макроточке которой находятся одновременно две фазы: твердая и газообразная. На основании теории континуальных сред представим реакцию каждой макроточки, как суммарную реакцию двух компонент и обозначим как  $Q_{ij}$ . Это позволит описать процесс взаимодействия этих фаз при ответной реакции на силовое взаимодействие, которое является следствием внешних (технологических) действий при отработке каких-либо месторождений.

$$Q_{ij} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot \sigma_{ij} - m p,$$

$Q_{ij}$  – комплексное напряжение твердой фазы, МПа;

$p$  – давление свободного газа, МПа.

Учитывая закон сохранения сил и после элементарных математических преобразований, получим уравнение для суммарных компонентных напряжений, которые представлены в виде:

$$\begin{aligned} \frac{\partial Q_{11}}{\partial x} + \frac{\partial Q_{12}}{\partial y} + \frac{\partial Q_{13}}{\partial z} &= 0 \\ \frac{\partial Q_{12}}{\partial x} + \frac{\partial Q_{22}}{\partial y} + \frac{\partial Q_{23}}{\partial z} &= 0 \\ \frac{\partial Q_{13}}{\partial x} + \frac{\partial Q_{23}}{\partial y} + \frac{\partial Q_{33}}{\partial z} &= 0 \end{aligned}$$

Чтобы получить замкнутую систему уравнений необходимо записать еще уравнение, которое описывает состояние данного процесса и общее количество уравнений должно соответствовать общему количеству неизвестных. При данном подходе число неизвестных параметров, которое вообще описывает весь процесс. Обобщенные компоненты напряжения представляют в виде трех величин, которые описывают процесс движения горных пород  $V$  и трех компонент деформации, которые являются производными от вектора смещений.

Так как исследуемая среда представляется как двухкомпонентная, необходимо описать процесс движения газа в этой деформируемой среде. Для этого на основании многочисленных исследований считаем, что фильтрационные процессы можно описать изотермическим законом, который определяет постоянство температуры и уравнение связи (уравнение состояния) между плотностью и давлением:

$$p = R_1 T \rho,$$

$R_l$  – газовая постоянная;

$T$  – температура пласта;

Как известно, процессы происходящие в деформируемой газонасыщенной среде, происходят в рамках ламинарного течения газообразной фазы и подчиняется закону Дарси.

$$\bar{u} = - \frac{k}{\eta} \text{grad } p,$$

$k$  – проницаемость;

$\eta$  – вязкость газа.

Закон Дарси – следствие, безинерционности движения газа в пористой среде. Следует отметить, что большое количество разнообразных опытов, связанных с определением проницаемости угля, как на образцах, отторгнутых от массива, так и в условиях естественного залегания угольных пластов доказывает справедливость для них закона Дарси независимо от сорбционных свойств угля.

С учетом вышеизложенного имеем систему уравнений, которая в общем случае позволяет исследовать процесс взаимодействия двух фаз: твердой и газообразной с учетом десорбции газа (до 90% которого находится в сорбированном состоянии).

При записи уравнения движения газа необходимо учитывать процесс десорбции, которая на основании исследований, проведенных МакНИИ, и раннее полученных результатов в виде аналитического процесса адсорбции в последующем известных как закон Генри:

$$Q = m\rho \left[ \frac{a_* b_* p}{1 + a_* p} \right],$$

$m\rho$  – масса свободного газа в единице объема пористой среды;

$a_* b_*$  – сорбционные постоянные, определяемые по изотермам сорбции метана, полученным экспериментально либо приближенными расчетными методами по данным технического анализа проб угля.

Уравнение фильтрации представим в виде:

$$\text{div} \left[ \frac{k}{\eta} \rho \nabla p \right] = \frac{\partial Q}{\partial t},$$

Для трещиновато – пористых сред, у которых поровое пространство заполнено в основном свободным газом и достаточно большое количество газа находится в сорбированном состоянии, выражение для массы газа может быть записано в виде:

Учитывая уравнение фильтрации газа в среде для случая, когда  $\eta$ ,  $m$  и  $k$  – постоянны, может быть записано в виде:

$$\Delta p^2 = \frac{\eta}{k} \left[ m \left[ \frac{a_* b_* R_l T}{1 + a_* p} \right] \frac{1}{p} \frac{\partial p^2}{\partial t} \right], \quad (*)$$

где  $\Delta$  – оператор Лапласа, который имеет вид:

$$\Delta = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2},$$

Учитывая закон сохранения изменения энергии упругих деформаций анизотропной среды, имеем:

$$Q_{11} = A_{11} \varepsilon_{11} + A_{12} \varepsilon_{12} + A_{13} \varepsilon_{13} - m\rho,$$

$$Q_{22} = A_{21} \varepsilon_{12} + A_{22} \varepsilon_{22} + A_{23} \varepsilon_{23} - m\rho,$$

$$Q_{33} = A_{31} \varepsilon_{13} + A_{32} \varepsilon_{23} + A_{33} \varepsilon_{33} - m\rho,$$

$$Q_{12} = A_{12} \varepsilon_{12} - m p,$$

$$Q_{13} = A_{13} \varepsilon_{13} - m p,$$

$$Q_{23} = A_{23} \varepsilon_{23} - m p,$$

Таким образом, при изложенных выше гипотезах, в рамках теории сплошных сред, построена математическая модель, описывающая процесс фильтрации газа в деформируемой газонасыщенной трещиновато – пористой среде с учетом процесса десорбции газа.

Отметим следующее, что для описания процесса происходящего в результате конкретной реализации технологических схем отработки полезного ископаемого достаточно сформулировать краевые и начальные условия и с помощью применения известных математических методов построить математические решения, которые дадут возможность разработать практические рекомендации, обеспечивающие безопасность отработки полезного ископаемого.

УДК 622.861

ЛОБКОВ М.І. (ІФГП НАНУ), НЕСТЕРЕНКО В.М., СМІРНОВА І.В. (КП ДОННТУ)

### ПРОГНОЗ ВИКИДОНЕБЕЗПЕКИ ЗА СПЕКТРОМ ЯМР

*Викладено суттєвість способу розташування осередків викидів вугілля та газу, які визначаються за допомогою спектра ядерно-магнітного резонансу вугілля при проведенні пластової підготовчої виробки.*

Аналіз стану проблеми газодинамічних явищ (ГДЯ) у шахтах Донбасу дозволяє констатувати, що наука й практика боротьби з різними видами цих явищ отримали нерівнозначний розвиток. Історія боротьби з ними обчислюється декількома десятиліттями, протягом яких сформувався організаційно-методологічний підхід до вивчення природи й механізму раптових викидів, розробки та впровадження технічних рішень по прогнозу і запобіганням цих явищ, технології ведення гірничих робіт і забезпечення безпеки працюючих.

Однак, для прогнозу викидонебезпеки використовуються, в основному, способи, які розроблялися для умов відпрацювання вугільних пластів на глибинах до 600м. Причому, зниження точності прогнозу викидонебезпеки на сучасних глибинах видобутку вугілля приводить до необґрунтованих витрат. У зв'язку із цим актуальна розробка способу прогнозу розташування осередків викидів вугілля та газу.

Запропонований спосіб прогнозу заключається у визначенні показника викидонебезпеки зони за спектром ядерно-магнітного резонансу вугілля на установці ЯМР (прилад, за допомогою якого визначають кількість ступеня рухливості протонів водню в системі вугілля-вода-метан і оцінюють їхній фазовий стан).

Фізичні основи способу прогнозу місця розташування осередків викиду ґрунтуються на тім факті, що ступінь зміни вільної енергії, яка характеризує «сховані» викидонебезпечні ситуації у системі вугілля-газ, визначаються щільністю заповнення пористої структури метаном. З цього випливає, що, якщо в процесі ведення гірничих робіт з вугільного масиву на особливо викидонебезпечному пласті, оцінювати зміст метану в зонах, у яких відсутні газодинамічні явища (ГДЯ) -  $\psi_0$  (фонові значення) і порівнювати з поточними значеннями  $\psi_T$ , то можна прогнозувати осередки викидів



вугілля і газу. Показник, що дає можливість прогнозувати місце розташування осередків викидів, має вид:

$$B_{кр} = \frac{\psi_T - \psi_0}{\psi_T} > B_n \quad (1),$$

де  $B_n$  – показник, що характеризує відсутність осередків викидів, або

$$B_{кр} = \frac{L}{\psi_0} \cdot \frac{d\psi_T}{dx} > B_n \quad (2),$$

де  $x$  – координата добору проб ( $\Delta x$  – інтервал добору проб), м;

$L$  – величина посування забою підготовчої виробки за один цикл, м;

$\frac{d\psi_T}{dx}$  – швидкість зміни концентрації метану в обумовленому інтервалі,  $\% \cdot \text{м}^{-1}$ .

Концентрація метану (щільність), що знаходиться у вугільному пласті визначається по спектрах ядерно-магнітного резонансу (ЯМР):

$$\psi = \frac{I_y}{I_{ш}}; \quad (3),$$

де  $I_y$ ,  $I_{ш}$  – інтенсивність сигналу вузької і широкої ліній спектра ЯМР у вугіллі в умовних одиницях відповідно (Рис.1.1).

Засобами виміру кількості резонуючих протонів водню від структури вугілля й адсорбованого метану є установка ЯМР із напруженістю магнітного поля не менше 4,6 Гс і частотою від 17 до 20 кГц. При цьому стабільності напруженого поля і частоти повинні бути менш  $10^{-5}$ , а амплітуда модуляції  $(0,88 \pm 0,05)$  Гс, приведена помилка не більш 10%. Спектр ЯМР газонасиченого вугілля (Рис.1.1) складається з двох ліній: широкої  $\Delta H_{ш} = (5,5 - 6,5)$  Гс і вузької  $\Delta H_y = (0,7 - 1,2)$  Гс. Форма спектральної лінії ЯМР, що утворюється протонами органічної частини вугілля, повинна мати форму гаусової кривої ( $I_2$ ), а протонами водню метану - лоренцевої ( $I_1$ ).

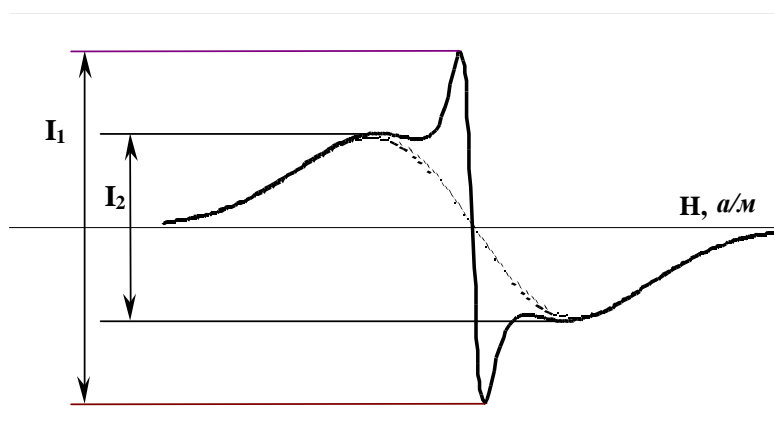


Рисунок 1.1 – Спектральна лінія ЯМР у вугіллі:

$I_1$  - інтенсивність вузької лінії, що утворюється протонами водню адсорбованого флюїду (метан);  $I_2$  - інтенсивність широкої лінії, що утворюється протонами водню в структурі вугілля.

Для визначення місця розташування осередків викидів вугілля і газу роблять добір проб вугілля з вугільного масиву. Спочатку відбираються вугільні проби з масиву поза зоною викидів, на підставі яких визначається фоновий показник концентрації метану  $\psi_0$ , а також  $V_n$ .

Після установлення фонових показників проводять відбір вугільних проб у масиві попереду виробки в процесі її проведення.

Вугільні проби відбираються зі шпурів при їхньому бурінні з глибини 0,9 м і 1,5-1,8 метрів з лівої й правої сторін виробки. Маса проб складає 0,1-0,15 кг. Відбір проб проводиться в ампули, які герметично закриваються ємністю 200 м<sup>3</sup>. Відібрані проби доставляються в лабораторію ІФГП НАНУ, де обробляються на установці ЯМР. Час між відбором проб і обробкою на установці не повинний перевищувати 12 годин.

УДК 551.49

РЯЗАНЦЕВА Н.А., РЯЗАНЦЕВ М.О., ПЕРЕКУПКА І.М. (КП ДонНТУ)

### **ЗАКОНОМІРНОСТІ ВОДОПРИПЛИВІВ У ГІРНИЧІ ВИРОБКИ ШАХТ ДП «КРАСНОАРМІЙСЬКВУГІЛЛЯ»**

Затоплення старих шахт і відроблених полів діючих підприємств викликає ряд проблем, обумовлених перепливами в діючі гірничі виробки, забрудненням поверхневих вод, підвищенням агресивності підземних вод, руйнуванням природних водоупорів, просадками земної поверхні, зменшенням міцності порід, розвитком гідромеханічних напружень. Тому розглянуті в роботі питання є дуже актуальними.

Вивчення закономірностей водо припливів в гірничі виробки є головною метою даної роботи.

При розробці родовищ корисних копалин виникають два протилежних за напрямком процеси: високомінералізовані шахтні води транспортуються на поверхню, куди вони раніше в таких обсягах не попадали, а прісні води, гублячи свою роль у поверхневій стоці, переходять в розряд глибинних.

В Красноармійському вуглепромисловому районі глибина розробки коливається від 350 до 1200 м, водоприпливи змінюються від 2,6 (шахта ім. О.Г. Стаханова) до 4,5 тис. м<sup>3</sup> на добу (шахта «Краснолиманська»). В структурі водо припливів 92% належить водам кам'яновугільних відкладень і тільки 8% - водам покровних відкладень.

Після проведення очисних робіт, обвалення покрівлі, осідання порід відбувається інтенсивне осушення вищезалягаючих горизонтів. В обводненні гірничих виробок приймають участь водоносні горизонти в межах 30-50- кратної потужності вугільного пласта, який відробляється, і рідко перевищує 100 м [1]. За рахунок порушення термодинамічного стану гірського масиву не тільки вільна вода попадає у вироблений простір. Порушується співвідношення в системі «вільна вода – фізично пов'язана вода – кристалогідратна (хімічно пов'язана) вода». Частина фізично пов'язаної води переходить у вільний стан, частина кристалогідратної води – у фізично пов'язану та у вільну [2].

Карбонова товща в південній частині району перекрита неогеновими і четвертинними відкладеннями, в північній – юрськими і тріасовими. Потужність покровних відкладень збільшується з півдня на північ від 60 до 120 м.

На площах діючих шахт в кам'яновугільних відкладеннях формуються регіональні депресійні воронки глибиною 50-60 м асиметричної форми довжиною до

кількох десятків кілометрів і шириною 2-6 км. В межах цих депресій виділяють загально шахтні депресії глибиною 70-80м. Безпосередньо над діючими вибоями простежуються локальні депресії глибиною до 100 м і більше з розмірами в плані (1,5-2,0)х(2,0-3,5) км. Вплив гірничих робіт виявляється на режимі підземних вод на відстані не більше 1000-1500 м. Темп водообміну 2-3 роки і більше.

В покровних відкладеннях зміни водообміну або незначні (пониження 2-4 м), або відсутні зовсім. В ряді випадків у зв'язку з просадками земної поверхні над гірничими виробками формуються зони підтоплення і заболочування.

Більшість вугільних шахт Красноармійського регіону мають загальні технічні границі, є, практично, сполученими судинами, і характеризуються взаємними перетоками шахтних вод. До цієї групи належать шахти: №1/2 «Ново-Гродівська», ім.. Г.М. Димитрова, №3-3 «біс», «Центральна», «Новатор», «Родинська», «Краснолиманська», ім.. О.Г. Стаханова та ін.

Шахта ім. Г.М. Димитрова має загально шахтний водоприплив до 380 м<sup>3</sup>/год., з них 94-110 м<sup>3</sup>/год. пере пускається ао свердловинах на горизонт 610 м з закритої шахти №3-3 «біс», яка граничить з шахтою ім.. Г.М. Димитрова на заході і збита з нею по пласту  $\ell_1$  північним корінним штреком гор.167 м (відмітка +30 м). На півдні шахта ім. Г.М. Димитрова граничить з шахтою №1-3 «Ново-Гродівська» і збита з нею по пласту  $\ell_7$  на відмітці – 23,2м. Рівень затоплення пласта на шахті №1-3 «Ново-Гродівська» +25м, тому вода з затоплених виробок шахи №1-3 «Ново-Гродівська» перетікає в шахту ім. Г.М. Димитрова. Обсяг перетоку невизначений за відсутністю доступу. До 1985 року загальний водо приплив в шахту ім. Г.М. Димитрова зростав за рахунок збільшення площі відробки зі швидкістю 16 м<sup>3</sup>/год. за рік і досяг у 1985 році 420 м<sup>3</sup>/год. На сьогодні водо приплив є досить стабільним, сезонні коливання протягом року не перевищують 20 м<sup>3</sup>/год., максимальний приток практично не перевищує 350 м<sup>3</sup>/год., при цьому участь стволів складає до 15-17%, шахти №3-3 «біс» -до 30%, пласта  $k_8$  –до 25%,  $\ell_6 + \ell_7$  – до 20%.

Шахта «Центральна» має загальний водоприплив до 610 м<sup>3</sup>/год. До шахти безпосередньо примикають: на південному сході – шахта ім.Г.М. Димитрова, на північному заході – «Краснолиманська», на північному сході – ім. О.Г. Стаханова, на заході - №3-3 «біс» і «Новатор». Шахта «Центральна» збита з шахтою №3-3 «біс» по пластах  $\ell_7$ ,  $\ell_1$  і  $k_8$ , але величину водо перетоків встановити важко. Водоприплив закритої шахти «Новатор» приймається шахтою «Центральна» по водоспускному хіднику, який проведений з відмітки – 400 м шахти «Новатор» на гор.622 м шахти «Центральна», а також по водоспускній свердловині в обсязі 70 м<sup>3</sup>/год. Крім того вода перетікає по похилому вентиляційному квершлагу шахти «Новатор», який збитий з шахтою «Центральна» на гор.217м, в обсязі 200 м<sup>3</sup>/год. За рахунок фільтрації через бар'єрні цілики можливі перетоки з шахти ім. Димитрова, на шахти «Краснолиманська» і ім.. О.Г. Стаханова в межах кількох десятків кубічних метрів за годину. В цілому сезонні коливання припливу досягають 30-40 м<sup>3</sup>/год. Участь стволів у загальному водоприпливу –до 8%, перетоки з інших шахт – до 20%,  $k_5 + k_7$  – до 25%,  $\ell_1$  – до 20%,  $\ell_7$  – до 20%.

Шахта «Родинська» має загально шахтний водоприплив 250-300 м<sup>3</sup>/год. На гор. 240 м шахта збита гірничими роботами закритих шахт «Запорізька» і «Водяна». Через корінні штреки гор.240м на головний водозбірник шахти «Родинська» з них потрапляє 40 м<sup>3</sup>/год. В свою чергу шахта «Краснолиманська» приймає воду з пласта  $k_5$  шахти «Родинська» в обсязі 30-40 м<sup>3</sup>/год. Сезонні коливання водоприпливу на шахті досягають 40 м<sup>3</sup>/год, зростання водо припливу за рахунок збільшення площі виробленого простору відбувається зі швидкістю 28 м<sup>3</sup>/год. за рік. Водоприплив по стволах – 12 м<sup>3</sup>/год., по пластам  $k_5^B$  – 120-190 м<sup>3</sup>/год.,  $\ell_7$  – 120-170 м<sup>3</sup>/год.

В разі затоплення шахти «Родинська» весь приплив в обсязі 250-300 м<sup>3</sup>/год. буде поступати на шахту «Краснолиманська».

Шахта ім. О.Г. Стаханова має загальний водоприплив від 180 до 300 м<sup>3</sup>/год. Поле шахти розташоване за падінням нижче всіх діючих і закритих шахт регіону. За рахунок фільтрації через бар'єрні цілики з шахт «Центральна», «Новатор» і ім. Димитрова перегікає до 25 м<sup>3</sup>/год. Притоки води по стволах і окремих пластах досить мінливі, як і приток по шахті вцілому. Середній приток зростає за рахунок збільшення площі виробленого простору повільно (8 м<sup>3</sup>/год. за рік). Сезонні ж коливання водоприпливів досягають 100-110 м<sup>3</sup>/год.

Загальна схема гідравлічного зв'язку між шахтами Красноармійського регіону наведена на рис.1.

Аналіз водоприпливів в шахти Красноармійського регіону свідчить про те, що карбонова товща відносно суха. Підвищені водо припливи в шахти «Центральна», ім. Г.М. Димитрова, «Краснолиманська» обумовлені перетоками з старих або сусідніх шахт. Так звані «сезонні» коливання водо припливів насправді не є такими. Вплив істинно сезонних коливань повинен виявлятися, перш за все, в стволах, які розкривають покрівні відкладення, але припливи по стволах на всіх шахтах, крім шахти ім. О.Г. Стаханова (рис.2), відносно стабільні.

Значна частина в загальному водоприпливі перетоків з інших шахт і старих гірничих виробок нівелює також і коливання загального водо припливу на шахтах «Центральна», «Краснолиманська», ім. Г.М. Димитрова. В той же час на шахтах «Родинська» і, особливо, ім. О.Г. Стаханова коливання загальних водоприпливів досить суттєві (рис.3).

Ці коливання обумовлені не змінами пори року, а наявністю в гірському масиві гідрогеодеформаційних хвиль, які мають глобальний характер, відкритий у 1982 році [3].

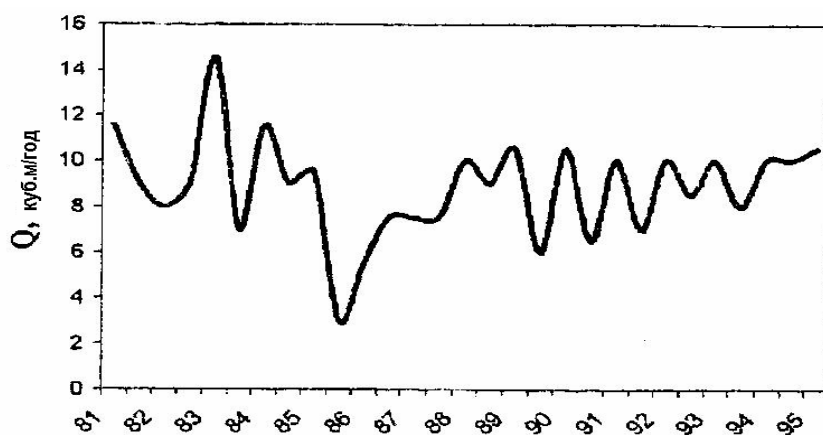


Рис.2 Коливання водоприпливу у повітряподавальний ствол №2 шахти ім. О.Г. Стаханова по роках

Первинними є деформаційні хвилі різного походження, які розповсюджуються по Землі з швидкостями від звукових (пружні деформації) до наднизьких (повільних деформацій повзучості). В зонах стискання тріщини закриваються і водоприпливи зменшуються, в зонах розтягіння тріщини розкриваються і водоприпливи збільшуються. Період коливань гідрогеодеформаційних хвиль, встановлений по змінах водоприпливу шахти ім. О.Г. Стаханова, становить 0,75-1,0 рік, що відповідає впливу сонячних приливів. Виявляються також і багаторічні коливання, обумовлені більш глобальними причинами. При наявності значних перетоків води з закритих шахт і

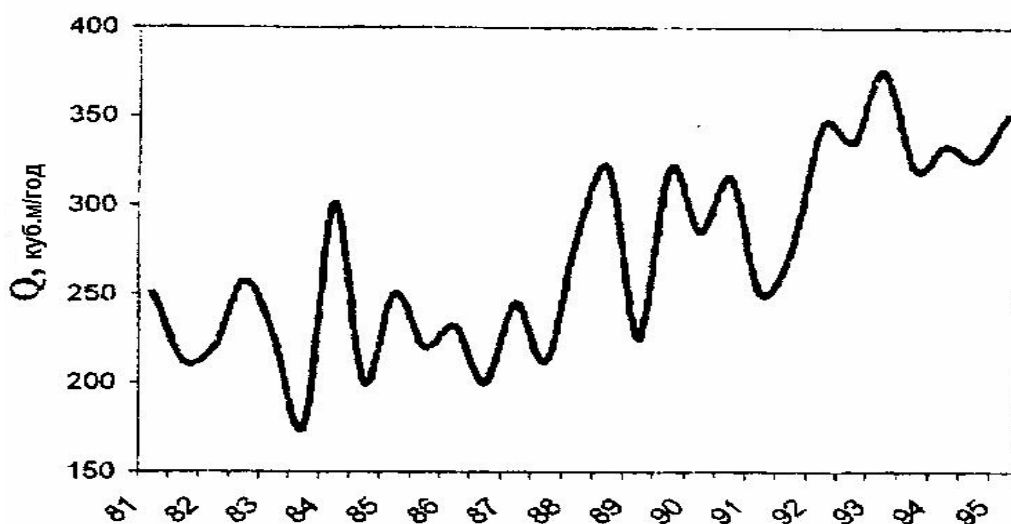


Рис.3 Коливання загальних водоприпливів шахти ім. О.Г. Стаханова по роках.

старих виробок дія гідрогеодеформаційних хвиль на величину припливу нівелюється (рис.4).

Таким чином, в умовах розробки родовищ техногенна система «шахта-геологічне довкілля» характеризується стійким пониженням рівня підземних вод в межах гірничого відводу і суміжних територій за рахунок відкачки. Водоприпливи в гірничі виробки обумовлені частково інфільтрацією атмосферних опадів і фільтрацією поверхневих вод. В основному ж вони пов'язані з витисканням кристалогідратної води з гірських порід і підняттям води по тектонічним тріщинам з великих глибин. Мінливість водоприпливів обумовлена наявністю гідрогеодеформаційних хвиль у гірському масиві. Між шахтами існує тісний гідравлічний зв'язок, внаслідок чого спостерігаються значні перетоки води між шахтами. При наявності значних перетоків з закритих шахт і старих затоплених виробок дія гідрогеодеформаційних хвиль нівелюється.

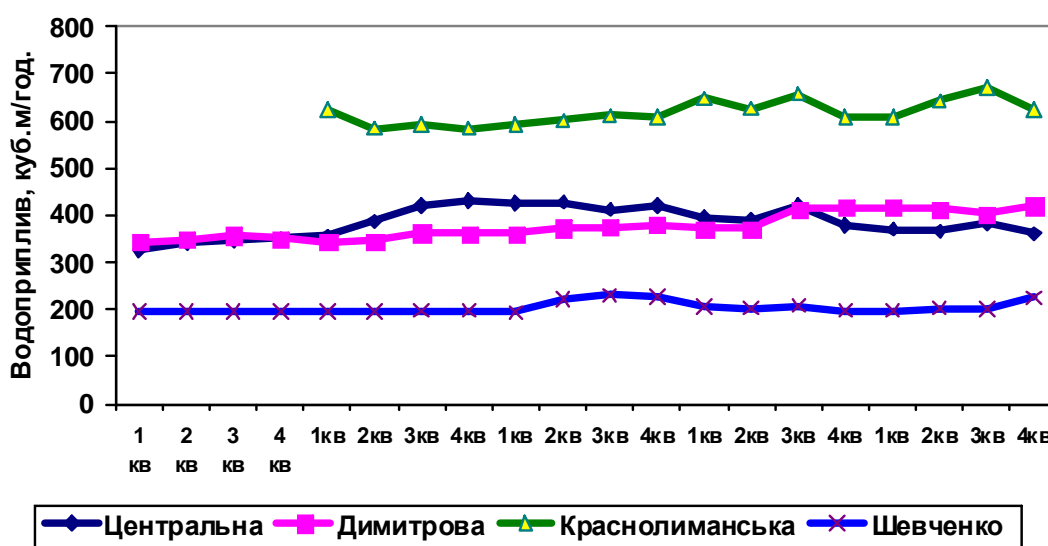


Рис.4 Зміни водоприпливів по кварталах у 1980-1985р.р.

## Література:

1. Региональные техногенные изменения геологической среды Донбасса под влиянием горных работ.- Киев: Знание, 1997.
2. Гплперин А.М., Зайцев В.С., Норватов Ю.А. Гидрогеология и инженерная геология. Учебн.для вузов.- М.: Недра, 1989.
3. Вартанян Г.С., Куликов Г.В. Гидрогеодеформационное поле Земли.// Доклады АН СССР, 1982.-Т.262.-№2.

УДК 622.281

НАГОРНА К.Д.(КП ДОННТУ)

### **ПРОБЛЕМИ ПІДТРИМАННЯ ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБОК, ЩО ПОВТОРНО ВИКОРИСТОВУЮТЬСЯ НА ПРИКЛАДІ ШАХТ КРАСНОАРМІЙСЬКОГО ВУГЛЕНОСНОГО РАЙОНУ**

В складних гірничо-геологічних умовах збільшуються витрати на підтримання гірничих виробок, але все ж таки статистика показує, що більшість з них знаходиться у поганому стані. Проблема підтримання та збереження стійкості виробки позаду очисного вибою актуальна не тільки з приводу їх повторного використання, але й для забезпечення прямої схеми провітрювання, що є особливо важливим для забезпечення високого навантаження по газовому фактору на високо газонасні пласти вугілля.

Аналізуючи умови підтримання виробок на трьох шахтах Красноармійського вугленосного району, можна зробити висновок, що вони дуже схожі. На всіх шахтах спостерігається дуже інтенсивне здимання порід підосви, схоже за своїм характером, а також за об'ємами. Також спостерігається тенденція до досить інтенсивного зсуву порід покрівлі. Об'єми їх на шахтах відрізняються внаслідок різної глибини розробки. Найбільші спостерігаються на шахті «Стаханова» (глибина розробки досягла 1200м).

Що стосується стану підтримання підготовчих виробок на шахтах, то вони різночудно відрізняються на всіх шахтах. Це відбувається внаслідок різної можливості шахт виділяти кошти на підтримання виробок.

Найбільших успіхів у збереженні підготовчої виробки досягнуто на ВАТ «ВК «Шахта «Красноармійська-Західна №1». Там проводяться попередні заходи, такі як проведення виробки навмисно збільшеним перетином та попереднє анкетування покрівлі та боків виробки. Ці заходи дають певні результати, позбавляючи необхідності перекріплення. І роботи по підтриманню зводяться тільки до підривки підосви. Але ці заходи потребують великих матеріальних витрат.

Для інших двох шахт підтримання виробок зводиться до постійних перекріплень та підривок підосви, якщо є фінансова можливість. Але в більшості випадків прибутку від продажу вугілля та державних дотацій не вистачає. Немає можливості досягти високого навантаження на очисний вибій за газовим фактором, бо використовуються стовпові системи розробки. Цей фактор також не підвищує прибутки шахт.

В теперішній час є раціональним використання комбінованих систем розробки з повторним використанням підготовчих виробок. Це дає можливість збільшити навантаження на лаву та досягти рентабельності виробництва на шахтах ГП «Красноармійськвугілля». Тому необхідним було б розробити заходи по підтриманню виробок цих шахт зі зменшеними матеріальними витратами на них.

Відомо, що причиною погіршення стану покрівлі у виробці є опорний тиск на крайову частину пласта. Найбільшим опорний тиск буде при зависанні граничного прольоту покрівлі перед первинним обваленням. Звісно, в цьому місці будуть спостерігатися найбільші пошкодження підготовчої виробки.

Будова породного масиву покрівлі пласта, що розробляється визначає характер прояву гірничого тиску в очисних вибоях, інтенсивність зсуву та зміщення покрівлі у привибійному просторі лав та у підготовчих виробках. Наявність у безпосередній близькості від пласта одного чи декількох міцних та потужних породних прошарків веде до збільшення швидкості та величини зсуву бокових порід, тиску на кріплення та кромку пласта. Їх максимальний прогин та обвалення призводить до завалів лав, поломкам вибійного обладнання, руйнування підготовчих виробок в зоні впливу лави. Найбільш інтенсивний прояв цього фактору спостерігається у період первинного обвалення покрівлі.

Кількість та потужність шарів, що приймають участь у зсуві над виробленим простором лави визначаються з геологічного розрізу, що побудований по геологорозвідних свердловинах. На рис. 1, рис.2 та рис.3 показані геологічні розрізи по шахтам та області зсуву порід над виробленим простором лав.

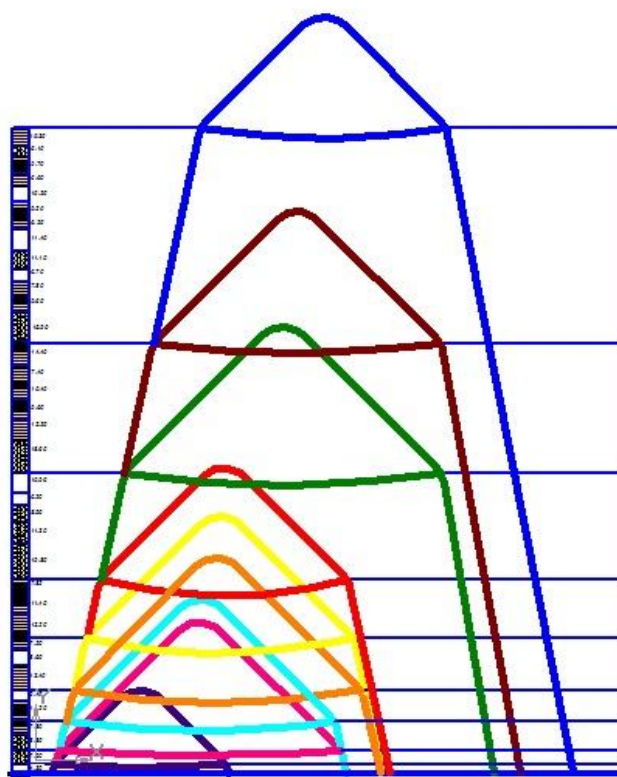


Рисунок 1. – Черговість обвалення шарів покрівлі по ДП «Шахта «Стаханова» ГП «Красноармійськвугілля»

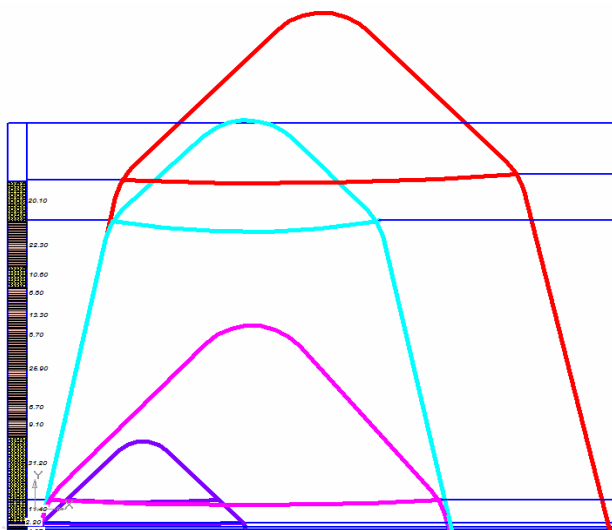


Рисунок 2., - Черговість обвалення порід покрівлі по ДП «Шахта «Центральна» ГП «Красноармійськвугілля»

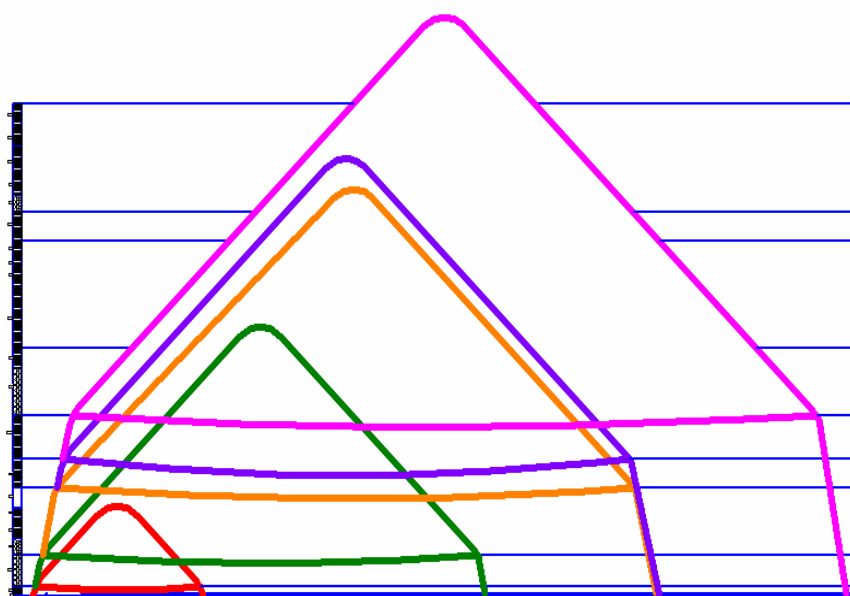


Рисунок 3., - Черговість первинних обвалень покрівлі по ВАТ «БК «Шахта «Красноармійська-Західна №1»

Проаналізувавши гірничо-геологічні умови залягання шарів на шахтах та знаючи характеристики порід ми можемо підрахувати кроки первинних обвалень шарів покрівлі. Дані приведені в таблиці 1.



Таблиця 1., -

Кроки первинних обвалень шарів покрівлі по шахтах, м

№ шару	Шахта «Центральна»	Шахта «Красноармійська-Західна №1»	Шахта «Стаханова»
1	47,9	48,9	49,2
2	95,7	129,0	80,5
3	78,9	138,6	78,2
4	100,7	119,3	83,8
5	-	219,2	61,1
6	-	63,3	72,2
7	-	74,7	101,4
8	-	-	95,6
9	-	-	93,9

В подальшому для визначення необхідних параметрів підтримання виробки, треба визначитися зі значеннями опорних тисків на виробку, які представлені в таблиці 2.

Таблиця 2., -

Опорні тиски на виробку у місцях первинного обвалення шарів покрівлі, МПа

№ шару	Шахта «Центральна»	Шахта «Красноармійська-Західна №1»	Шахта «Стаханова»
1	0,11	0,26	0,32
2	9,98	33,86	6,45
3	37,02	28,29	8,66
4	32,39	38,55	13,22
5	-	77,16	4,37
6	-	8,16	12,95
7	-	10,71	77,65
8	-	-	94,89
9	-	-	95,07

Отже, ми визначили місця максимального скупчення опорного тиску на підготовчій виробки. Аналізуючи ці значення ми можемо зробити висновок, що в цих місцях необхідним є посилення стійкості виробки. Ці заходи та місця їх використання можна визначити ще на стадії проектування виробки та заздалегідь зробити посилену щільність анкерного кріплення. Посилена за допомогою нього покрівля підготовчої виробки при підході лави до місця первинного обвалення шару не буде зазнавати великих деформацій. Також після проходу лави, в цих місцях використовуємо посилену литу смугу. Такі необхідності будуть виникати й в місцях вторинного обвалення. Однак в цих місцях значення опорних тисків буде меншим, а отже і заходи по посиленню стійкості теж меншими. На всьому ж іншому проміжку виробки достатньо невеликих заходів: анкетування з невеликою щільністю та литої смуги стандартної ширини.

Отже, зробивши аналіз таким чином на стадії проектування виробки, ми:

1. Зменшимо витрати на підтримання виробки тим, що зменшуємо об'єм анкетування та побудови литої смуги.

2. Зменшимо кількість перекріплень виробки з чотирьох до однієї, а може й навіть зводимо їх кількість нанівець.
3. Підвищимо безпеку праці за рахунок унеможливлення обвалень покрівлі у виробці
4. Поліпшимо прохідність повітря по виробці, чим покращимо безпеку праці та збільшимо навантаження на лаву.

#### **Література:**

1. Методические указания по прогнозированию первичной посадки основной кровли в лавах пологих пластов Донбасса. Донецк, 2008 – 15с.
2. В.В. Беликов, Н.В. Беликова. О проблемах поддержания выработок в условиях шахт восточного Донбасса. Донецк, 2007 – 5с.
3. Четверик М.С., Синенко М.А., Витушко О.В. Сдвигение мас сива горных пород, как главный фактор горного давления при подземной выемке угля // Геотехническая механика. Выпуск №81, 2009 – 10с.
4. Бубнов И.Г. Труды по теории пластин. Москва, 1953 – 423с.

## **ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ РОЗРОБКИ РОДОВИЩ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

УДК 622.235: 622.271

НОСАЧ О.К., ВАЩЕНКО В.І., ЛЯЩЕНКО М.О. (КП ДонНТУ)

### **ПЕРСПЕКТИВИ БЕЗЛЮДНОГО ВИЙМАННЯ ВУГІЛЛЯ У КРАСНОАРМІЙСЬКОМУ ВУГЛЕПРОМИСЛОВОМУ РАЙОНІ**

*Розглянуто способи безлюдного виймання вугілля, що можливо застосовувати у гірничо – геологічних умовах Красноармійського вуглепромислового району*

В сучасній Україні вугільна промисловість знаходиться в кризі: зниження конкурентоспроможності на світовому ринку вугілля; зміни в балансі енергоносіїв на світовому ринку; падіння ефективності виробництва у зв'язку з застарілими технологіями, зношеного обладнання; екологічні аспекти. Що стало наслідком специфіки видобутку вугілля: є базовою у важкій промисловості України; для підтримки і розвитку потрібні великі капіталовкладення; висока зайнятість робітників на виробництві; велика собівартість видобутого вугілля; вугільна галузь є однією з найкрупніших забрудників навколишньої середовища; роботи в вугільних шахтах відносять к над небезпечним; погіршення умов праці з розвитком робіт в шахті (поглиблення, а з ним збільшення метаноносності і викидонебезпечності пластів вугілля). Для виходу з цієї кризи і подальшого розвитку вугільної промисловості в Україні, потрібен перехід на нові, альтернативні способи виймання вугілля.

Вугілля – дешевий та надійний енергоносіє, запасів якого, на відміну від дефіцитних нафти та газу, повинно вистачити на кілька століть інтенсивного використання.

Україні для нормального енергозабезпечення потрібно 300 млн. т. умовного палива (у 1992 році фактично було 306 млн. т.). якщо Росія може собі дозволити мати в паливно-енергетичному балансі 51,7% газу, то Україна цього дозволити собі не може.

Балансові запаси кам'яновугільних родовищ України оцінюються приблизно в 22,4 млрд. т. близько половини з них приходить на діючі шахти, в тому числі 6,9% складають запаси шахт центрального Донбасу (ЦРД), який має свою специфіку як гірничо – геологічних умов залягання, так і технології розробки.

Промислові запаси шахт, що розробляють переважно пласти пологого та похилого залягання (окрім шахт ЦРД), складають близько 6,7 млрд. т. в тому числі в розроблюємих пластах – 3,5 млрд. т. Традиційна технологія гірничого виробництва застаріла, потребує вдосконалення або зміни.

Однією з умов ефективного використання високопродуктивної гірничої техніки і технології є інженерна попередня та поточна підготовка до відробки вуглевміщуючого масиву і вугільного пласта, найважливішими з яких є: дегазація масиву; захист гірничих виробок від вологи; зміцнення масиву гірських порід; охорона виробок; технологічне забезпечення гірничо – підготовчих робіт.

Безлюдне виймання вугілля – узагальнена назва способів виймання вугілля, при яких робітники у вибоях відсутні (окрім виконання допоміжних робіт: монтажу, демонтажу та ремонту обладнання). Управління устаткування – дистанційне, з підготовчих виробок. Існує два різновиду безлюдного видобутку вугілля: хімічний та механічний. Хімічним різновидом називають способи виймання вугілля при яких вугілля змінює свій агрегатний стан. Поки що ці способи не набули широкого використання як в Україні так і в світі. До цього різновиду відносяться: підземне спалювання вугілля та підземна газифікація.

З 1930 по 1941 роки у СРСР вперше були здійснені дослідження по підземній газифікації вугілля для отримання генераторного газу і було побудовано 6 станцій «Підземгаз». Результати цих робіт, які здійснювалися з метою отримання горючих газів були достатньо успішними і в деяких випадках конкурентоспроможні з підземним видобутком вугілля. Підземна газифікація вугілля стала нерентабельною для більшості країн світу через низьку калорійність газу ( $500-1200 \text{ ккал/м}^3$ ), високих витрат і неефективності спалювання газу в котельнях. На даний час діючі станції «Підземгаз» збереглися у Кузбасі та Ангрені.

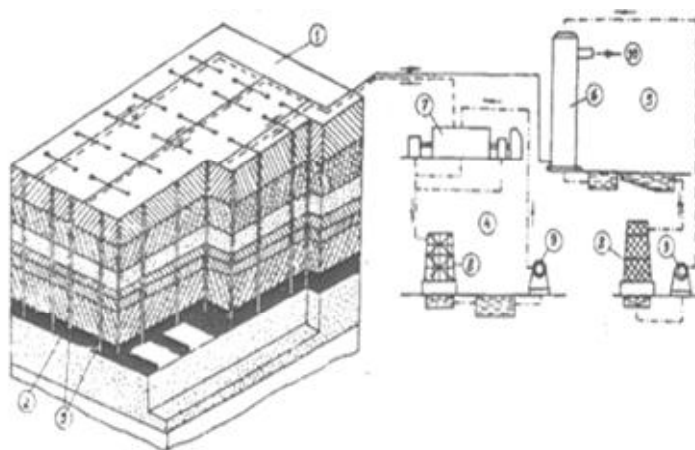


Рис. 1 – Принципова схема підземної газифікації вугілля: 1-підземний газогенератор; 2-вугільний пласт; 3-вертикальні свердловини; 4-цикл умовно чистих вод; 5-цикл газових вод; 6-скруббер; 7-повітродувна машина; 8-градирні; 9-насоси; 10-газ споживачеві.

Технологічна схема способу:

У вугільному пласті створюються необхідні реакційні канали за допомогою фільтраційно-вогневої (або фільтраційної) збійки свердловин, або гідравлічного розриву пласта, або направлено буріння свердловин по вугільному пласту. У каналах газифікації формують реакційні зони. Процес газифікації ведеться зазвичай на повітряному дуття. Хімічні реакції, що протікають в каналах підземної газифікації, аналогічні газогенераторної процесу. По мірі вигазовування вугільного пласта реакційні зони переміщуються і під дією гірничого тиску відбувається зрушення порід покрівлі і заповнення ними вигазованного простору.

Завдяки цьому розміри і структура каналів газифікації залишаються протягом тривалого часу відносно постійними, що обумовлює сталість складу одержуваного газу.

Застосовуються дві технологічні схеми підземної газифікації вугілля: подача дуття з боку вугільного цілика при відведенні газу через вигазований простір; подача дуття з боку вигазованного простору, відведення газу з боку цілика вугілля через випереджаючі свердловини для його термічної підготовки.

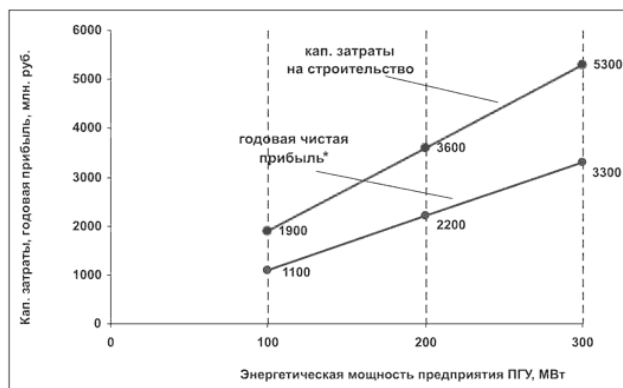


Рис. 2 – Графік залежності капітальних витрат та річного прибутку від енергетичної потужності підприємства ПГВ

Слід зазначити, що в структурі капітальних витрат, потрібних для будівництва підприємства такого роду, приблизно 75% від суми витрат становить вартість наземного енергетичного комплексу (тобто в кінцевому рахунку - вартість газотурбінної станції), а 25% суми загальних витрат становлять витрати на створення підземного газогенератора і здійснення власне газифікації вугільних пластів.

Переваги технології підземної газифікації вугілля: всі технологічні операції по газифікації вугільного пласта виконуються на поверхні; відробка пластів із складними горно-геологічними умовами, при цьому газифікуються не тільки розроблюємі пласти, але й пропластки; вугілля; сприятливий вплив глибини робіт на протікання процесів газифікації; відсутність териконів, золосховищ і вугільних складів.

Недоліки: транспортування газу в процесі підземної газифікації вугілля не є простим і не шкідливим, 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).

Технологія підземного спалювання вугілля ставить за мету створення високорентабельного екологічно чистого підприємства по виробництву нових

енергоносіїв. Використання цієї технології планувалося в залишених, по технологічним і екологічним міркуванням, за балансових та некондиційних запасів.

Сутність цієї технології полягає у підземному спалюванні залишених в надрах цинків вугілля з отриманням на поверхні нових видів енергоносіїв при використуванні всмоктуючого способу подачі повітря. Даний спосіб передбачає і дозволяє використання вироблень, що є в шахті, як повітряподавальних та газовідвідних магістралей, що знижує витрати на підготовку вугільних блоків до спалювання, а так само забезпечує можливість відробітку глибоко залягаючи пластів вугілля.

Технологія підземного спалювання вугілля, як виробничий процес, включає: підготовку запасів вугілля, що знаходяться в надрах, до спалювання; кероване спалювання підготовлених для цієї мети вугільних блоків з витяганням на поверхню газоподібних продуктів, що утворюються; утилізацію теплової енергії, хімічного потенціалу і речовинної субстанції продуктів підземного спалювання вугілля на виробництво володіючої споживацькими якостями продукції - гарячої води, пари, електроенергії, газового або синтетичного палива, а також хімічної сировини і полі продуктів; очищення газів, що викидаються в атмосферу, і стічних вод від забруднюючих, шкідливих і токсичних домішок і хімічних з'єднань.

Переваги:

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 остатками; відсутність териконів, золосховищ і вугільних складів.

Недоліки:

процеси спалювання повинні підконтрольно управлятися; усі роботи пов'язані на обслуговування устаткування віднесені к особі небезпечним; підвищення температури гірничих порід, яке може приводити к спіканню вміщуючих порід і втрати первинних властивостей.

Механічними способами безлюдного виймання вугілля називають способи при яких вугільний пласт руйнується під фізичним впливом, а агрегатний стан його при цьому не змінюється. Механічні способи безлюдного виймання вугілля різняться для пологих та похилих пластів. Для пологих це: бурошнекове виймання; видобуток автоматизованими вугільними агрегатами; гідравлічне та механогідравлічне виймання; коротковибійна технологія. Для похилих пластів: видобуток вугільними пилами та таранами; підрильний спосіб виймання; клиновий спосіб виймання вугілля. Виймання стругами та скреперостругами використовується як на пологих так і на похилих пластах. Але дивлячись на те, що у Красноармійському вуглепромисловому районі пласти мають невеликий кут падіння то розглядати способи виймання для похилих пластів не будемо.

Бурошнековий спосіб виймання вугілля має більш ніж півстолітню історію свого розвитку. Сучасний бурошнековий комплекс являє собою пристрій, що складається з двох гілок секційного спареного шнекового ставу з ріжучими органами, що розміщені у вибої свердловини. Шнекові стави розміщені по боках центрального та з'єднані з приводами подачі та обертання, що встановлюється на штреку. Для провітрювання вибою свердловини по центральному ставу, що обертається, подається повітря. Розрахунковий діаметр трубопроводу транспортної системи для комплексу, що має характеристики БШК-2Д, складає 225-300 мм, тиск стислого повітря - 0,4-0,6 МПа.

При агрегатному способі всі операції по виїмці вугілля в очисних а також по кріпленню привибійного простору і управлінню покрівлею комплексно механізовані і

відбуваються за допомогою єдиної машини (агрегату). Управління операціями проводиться дистанційно з штреку. Виконавчим органом може слугувати вугільний комбайн, стругова установка, або інший агрегат.

Як показує досвід експлуатації гідрошахт і гідродільниць, відносно просто і ефективно можна вирішити питання безлюдного виймання вугілля гідралічному способі вуглевидобування. Основним показником видобутку є повна механізація всіх основних процесів по видобутку вугілля. При відповідному тиску води і міцності

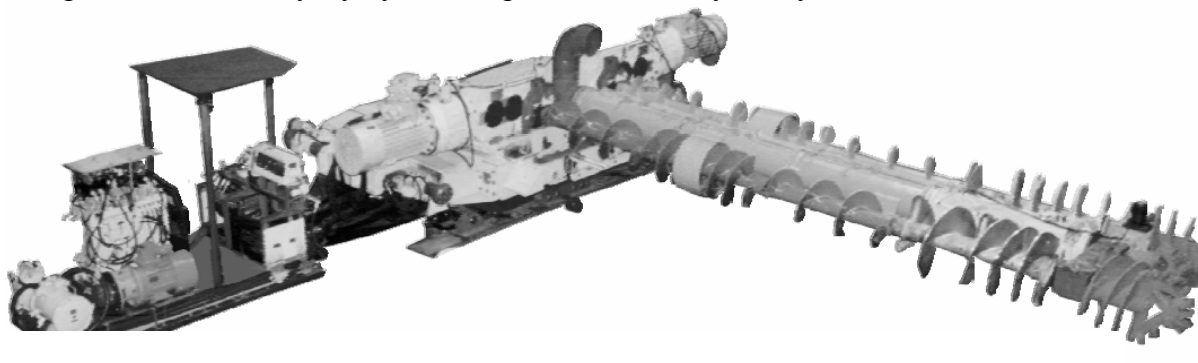


Рис. 3 - Бурошнекова установка БШК-2ДМ

вугілля ефективно руйнування вугілля гідромонітором можна вести з відстані 8—10 м.

Гідровідбійка вугілля в очисних вибоях в даний час найбільше поширення при підземному гідралічному способі розробки вугільних родовищ отримали система розробки довгими стовпами по простяганню з виїмкою смугами з падіння без кріплення очисного вибою (на пологих пластах). При роботі відкритими заходками вугільний забій відкритий на завал. Відкриті заходки характерні тим, що забій відгороджений від завалених порід тільки стеліни, частково або повністю втрачається при посадці заходки. Закриті заходки характерні залишають ціликами з боку завалу для підтримування стеліни. Комбіновані заходки відрізняються тим, що в першій фазі виїмки вугілля залишаються цілики (аналогічно закритим заходкам). У другій фазі ці цілики виймаються і заходки відкривається на завал. Найбільш докладні дослідження з відпрацювання вугільних пластах заходками на пологих і крутих пластах виконані в інституті ВНПГідроуголь інж. Б. А. Теодорович.

Заходки виймаються знизу вгору від гідромонітора до обвалення порід попередньої заходки. В основу виїмки вугільних пластів заходками покладено використання несучої здатності ціликів вугілля і навколишнього масиву, що забезпечують стійкість оголеної поверхні на час виїмки вугілля в заходці.

Технологія вуглевидобування в коротких забоях (камерах, заходках) істотно відрізняється від технології добичі в довгих забоях, особливість і перевага коротковибійної технології полягає у частковому або навіть повному усуненні робіт по кріпленню і управлінню покрівлею.

Ця перевага створює сприятливі умови для комплексної її автоматизації всіх робіт в очисному вибої. Весь технологічний процес вуглевидобування при камерно-стовповій системі розробки це процес проведення камер і витягання ціликів (стовпів) між ними. Виїмковий комплекс складається з комбайна, телескопічного конвеєра, її вагонетки і самохідного верстата для буріння шпурів під анкерне кріплення.

При агрегатному способі всі операції по виїмці вугілля в очисних а також по кріпленню при вибійного простору і управлінню покрівлею комплексно механізовані і відбуваються за допомогою єдиної машини (агрегату). Управління операціями проводиться дистанційно зі штреку.

Виконавчим органом може слугувати вугільний комбайн, стругова установка, або інший агрегат.

Для ознайомлення з цим способом виймання вугілля розглянемо автоматизовані вугільні агрегати на базі вугільного комбайна і на базі конвеєростругів.

Дружківським машзаводом випускаються автоматичні механізовані комплекси: ДТРА, та КД90ТА.

Механізований комплекс з кріпленням ДТРА - агрегатована, підтримуючо - огороджуючого типу, призначена для процесів підтримки і управління покрівлею в привибійному просторі, при відробці пологих пластів потужністю 1,1-3,5 м (3 типорозміру) з важкою покрівлею у складі комплексів з комбайнами УКД300, УКД200/250, КДК500, РКУ10, РКУ13, 2ГШ68Б, КШ1КГУ, КШЕ і конвеєрами КСД26, СПЦ26, СПЦ26У 6. СП26У, СП250, СП251, СПЦ271, СПЦ230, СП301М/90, СП326.

Конструктивні особливості: 1. Підвищена надійність і ресурс, що забезпечуються конструктивними параметрами секцій і використанням високоміцних матеріалів ( $\sigma > 600$  МПа). 2. Підвищення продуктивності і зручності ведення робіт за рахунок деяких чинників (наявність подвійного проходу між конвеєром і гідростійками кріплення в початковому положенні; наявність двох виконань секції: з жорстким основами і основами типу «катамаран»; використання для кріплення конструктивних вузлів і елементів секції швидкоз'ємних з'єднань чекового типа замість болтових з'єднань; відкритого доступу до елементів гідросистеми з робочого простору). 3. Поліпшення умов підтримки кривлі, що забезпечується: високою маневреністю перекриття; створенням секціями в безпосередній покрівлі горизонтально стискуючих зусиль; короткими підтискними консолями з високим зусиллям притиснення (понад  $1000 \text{ кН/м}^2$ ) що створюються компактным механізмом передачі зусилля від гідростійок. 4. Поліпшення роботи на слабких ґрунтах, що забезпечується: зменшеним тиском на ґрунт в зоні носка основи; наявністю механізму підйому основ при переміщенні секції; забезпеченням поперечної стійкості секцій і маневреності перекриття (особливості у виконанні з основою типом «катамаран» і при роздільному управлінні гідростійками).



Рис. 4 - Секція автоматизованого комплексу КДТРА

Автоматизований комплекс КД90ТА складається з чотири стоїчного автоматизованого кріплення ЗКД90ТА призначене для механізації підтримки кривлі в привибійному просторі лави, управління кривлею обваленням, захисту робочого простору лави від проникнення порід обваленої покрівлі і пересування забійного конвеєра при відробітку пологих пластів потужністю 1,35-2,0 м, що вимагають несучої здатності кріплення не менше  $800 \text{ кН/м}$ , оснащена системою електрогідравлічного управління, призначеною для двостороннього післяопераційного управління секцією

кріплення з сусідніх з нею секцій, а також автоматизоване управління циклом пересування одиночної секції або групи секцій в заданому напрямі.

Були проаналізовані нові, альтернативні способи виймання вугілля, що можливо використовувати у Красноармійському вуглепромисловому районі, зважаючи на кут падіння пласта, надано їх детальний опис.

#### СПИСОК ДЖЕРЕЛ ІНФОРМАЦІЇ

1. А. с. 1348346 СССР, МКИ С 10 І 5/00. Способ подземной газификации угля.
2. Андреев И.М., Колосов О.Л. рациональные технические направления разработки пологих пластов // Уголь Украины. – 2002. - № 10
3. Выемка угля безлюдными способами / А.Е. Левкович и др. – К.: Техніка, 1992
4. Гринько Н.К. О направлениях развития технологии выемки угля без присутствия людей // Уголь. – 1976. - № 6
5. Литвинский Г.Г. Агрегат для безлюдной выемки тонких пластов угля // Уголь Украины. – 2006. - № 3
6. Литвинский Г.Г. Проблемы выемки тонких пластов на шахтах Донбасса / Тр. школы подземной разработки – 2002 Междунар. горного форума. Польская академия наук. – Краков: Наука – техника, 2002
7. Никонов Г.П., Кузьмич И.А., Гольдин Ю.А. Разрушение горных пород струями воды высокого давления. – М.: Недра, 1986
8. Шендерович И.М. Еще раз о гидродобыче // Уголь Украины. – 1993. – № 4
9. Шиллинг Г.Д., Бонн Б., Краус У. Газификация угля: Горное дело – сырье – энергия/ Перевод с немецкого – М.: Недра, 1986

УДК 622.33

ІСАЄНКОВ О.О., ЛЯШОК Я.О., ІСАЄНКОВА Ю.В. (КП ДонНТУ)

#### МОЖЛИВІСТЬ ПІДЗЕМНОЇ ГАЗИФІКАЦІЇ ВУГІЛЛЯ СТАТИ ПРОМИСЛОВОЮ ТЕХНОЛОГІЄЮ

*Проаналізований стан вітчизняного та зарубіжного досвіду з підземної технології  
видобутку як перспективної технології розробки родовищ корисних копалин*

У 2008 році виповнилося 75 років з часу перших дослідів з підземної газифікації вугілля (ПГВ) в Мосбасі (Крутовське буровугільне родовище) і Донбасі (кам'яновугільне родовище). Так, у 1933 р. почалася практична реалізація ідеї, яку висловив Д.І. Менделєєв ще в 1888 р.

В СРСР працювало 5 дослідно-промислових підприємств ПГВ (3 підприємства на бурому вугіллі — Підмосковна і Шатська станції «Підземгаз» в Мосбасі, Ангренська станція «Підземгаз» в Узбекистані, а також 2 підприємства на кам'яному вугіллі — Лисичанська станція «Підземгаз» на Донбасі і Південно-Абінська станція «Підземгаз» на Кузбасі). Крім того, було два короткочасних досвіди на кам'яному вугіллі з низьким виходом летких речовин: у м. Шахти — на антрациті і м. Каменське — на напівантрациті. В результаті цих експериментів була доведена непридатність такого вугілля для ПГВ унаслідок механічної нестійкості розпеченої реакційної поверхні вугільного каналу в підземних умовах.

Всього на підприємствах ПГВ СРСР було газифіковано понад 15 млн. т вугілля і отримано близько 50 млрд. м<sup>3</sup> газу, і тим самим продемонстрована ефективність ПГВ



як безшахтної технології видобутку газоподібного енергоносія з вугілля на місці його залягання [1]. Заманлива ідея ПГВ з розряду технологій з високим технічним і комерційним ризиком перейшла в Росії в розряд традиційних технологій із звичайним рівнем надійності і керованості. Отриманий при цьому досвід унікальний і не має аналогів у світі.

Проте традиційна технологія ПГВ (при професійному критичному аналізі) має деякі недоліки, серед яких слід зазначити перш за все: нестабільність процесу; велика кількість експлуатаційних свердловин; ККД процесу не перевищував 55-60 %; неможна було діагностувати положення фронту горіння в підземному газогенераторі; слабка керованість підземними потоками окислювача і горючого газу, звідси неминучість допалювання останнього.

Техніко-економічна оцінка ПГВ має істотне значення для її промислової реалізації. Був проведений порівняльний аналіз економічних показників Південно-Абінської станції «Підземгаз» і сусідніх підприємств шахтного і відкритого видобутку вугілля на Кузбасі. Собівартість 1 т в.т. на підприємстві ПГВ була в 1,5 разу вище, ніж при відкритому видобутку і в 1,3 разу менше, ніж на шахті [2]. При цьому потужність шахти і розрізу перевищувала продуктивність станції «Підземгаз» в 10 і більше разів.

Певний інтерес мають оцінки зарубіжних експертів. Відома американська Лоуренс-Ліверморська лабораторія і компанія «Галф Ресерч енд Девелопмент» [3] оцінили перші американські короточасні дослідження в природних умовах. Згідно з проведеними техніко-економічними розрахунками собівартість заміни природного газу методом ПГВ складає 50-70 дол. США/1000 м<sup>3</sup>.

Японські експерти порівняли економічні показники американських розрахунків і новою російською технологією ПГВ [4]. Так, для підприємств ПГВ із здобуттям сирого газу (синтезу-газу для виробництва заміни природного газу) з теплою згорання 11,3 МДж/м<sup>3</sup> (2700 ккал/м<sup>3</sup>) собівартість газоподібного енергоносія складала: в американських проектах — 0,029-0,045 дол. США/МДж (7-11 дол. /Гкал); в російській технології — 0,023 дол. США/МДж (5,5 дол. /Гкал).

За кордоном до другої світової війни жодних практичних робіт з підземної газифікації вугілля не проводили. Після закінчення другої світової війни у Великобританії, Бельгії, США, Польщі, Чехії та в інших країнах були зроблені спроби повторити досвід СРСР з ПГВ. Не дивлячись на те, що були отримані в принципі позитивні результати, ці роботи подальшого розвитку не отримали і на початок шістдесятих років інтерес до них пропав із-за відкриття ресурсів природного газу.

У сімдесяті роки, у зв'язку з енергетичною кризою, в США, ФРН, Бельгії, Франції і інших країнах знов виник інтерес до ПГВ. У перерахованих країнах були розроблені детальні програми досліджень або проекти, мета яких полягала у визначенні можливості розробки запасів вугілля (шляхом їх підземної газифікації), які не піддаються вилученню гірничими способами з тих або інших причин, а також в отриманні газу ПГВ для подальшої переробки у висококалорійний газ — заміник природного газу. Ці проекти включали дослідження від математичного і фізичного моделювання до випробувань в природних умовах.

Розглянемо детальніше деякі зарубіжні дослідження з ПГВ.

У США реалізувалася координувана Міністерством енергетики протягом 1972-1992 рр. програма вивчення основ ПГВ. Було проведено близько 30 експериментів в природних умовах на вугільних родовищах п'яти штатів (Вайомінг, Західна Вірджинія, Іллінойс, Нью Мексико, Техас). Основні результати робіт по освоєнню технології ПГВ в США зводяться до наступного:

- створений базовий банк даних з ПГВ, що містить опис дослідних робіт з ПГВ, результати теоретичних, лабораторних і польових досліджень, методи і алгоритми, технічні прийоми і рішення, що використовуються;
- розроблені економіко-математичні моделі для оцінки ефективності і конкурентоспроможності підприємства ПГВ, що дозволяють вибирати відповідні родовища, оптимальні розміри підприємства, найкращих споживачів і спосіб використання, механізми і устаткування;
- створені система управління і контрольно-вимірювальний комплекс для проведення натурних експериментів, яка придатна для використання в промислових масштабах. Випробувані методи контролю вигазованого простору і вогневого вибою (метод ВЧ-зондування, акустичні методи, термодатчики). Ці роботи проводилися в національних лабораторіях «Лоуренс Лівермор» і «Сандіа»;
- оцінені варіанти використання газу ПГВ із здобуттям водню, замінника природного газу, метанолу, бензину, дизельного палива, синтез-газу, електроенергії і вуглекислого газу для інтенсифікації видобутку нафти. В ході випробувань в природних умовах здійснені різні способи збійки свердловин і вогневого опрацювання каналів, режими газифікації на пароповітряному і парокисневому дутті, проводилося вивчення дій на довкілля, обвалення і зрушення порід і осідання поверхні в межах дослідних газогенераторів.

Роботи з підземної газифікації вугілля у Франції проводила «Дослідницька група з проблем газифікації вугілля», що складається з чотирьох приватних і державних організацій [5]. Програма проектною вартістю 155 млн. франків реалізовувалася з 1979 р. Вона була направлена на газифікацію тонких вугільних пластів потужністю менш 2 м на глибинах 1000-2000 м (запаси близько 2 млрд. т).

Метою її є здобуття замінника природного газу з теплотворною спроможністю близько  $36 \text{ МДж/м}^3$  ( $8600 \text{ ккал/м}^3$ ), для чого необхідно виробляти газ підземної газифікації з теплою згорання  $10,5 \text{ МДж/м}^3$  ( $2500 \text{ ккал/м}^3$ ). Програма досліджень була розрахована до 1995-2000 рр. Процес передбачалося вести на парокисневому дутті. Була складена комплексна перспективна програма розвитку ПГВ у Франції, що передбачає переробку 1 млрд. т вугілля протягом 20 років. За цей час планувалося виробити 150 млрд.  $\text{м}^3$  газу. Передбачалося розвідка родовищ, придатних для ПГВ.

Роботи фінансувалися частково ЄЕС, а також Міністерством промисловості і Міністерством технологій і досліджень. Вироблялися теоретичні і лабораторні дослідження, детально вивчалися геологічні фактори, що впливали на процес ПГВ.

До 1984 р. проведені два крупні експерименти в природних умовах. Перший здійснили в Північному вугільному басейні в Брюе-а-Артуа в 1980-1981 рр. Роботи велися на пласті 22 потужністю 1,2 м. Спроби вогневого опрацювання каналу в протитечії дуття не вдалися із-за самозаймання вугілля в свердловині. Головною причиною невдачі є, мабуть, поганий гідравлічний зв'язок між свердловинами.

Друге випробування було проведене у вугільному басейні Нір-па де Кале в От-Дель, де вугільний пласт потужністю 1,8 м знаходиться на глибині 880 м. З поверхні бурилися дві вертикальні свердловини на відстані 60 м друг від друга. Після гідророзриву в ході вогневого опрацювання каналу в протитечії дуття процес самозаймання вугілля в свердловині вдалося припинити за рахунок добавки в дутті двоокису вуглецю.

У Європейському співтоваристві найбільш масштабні експерименти були проведені в Бельгії і Північній Іспанії. У Бельгії у вугільному басейні Борінаж поблизу м. Тулен з 1976 р. проводилися дослідження в природних умовах по спільному бельгійсько-західнонімецькому проекту ПГВ організацією ІСС («Організація по

розвитку підземної газифікації вугілля»). З 1979 р. цей проект підтримувався ЄЕС, що фінансував до 40 % його вартості. Метою проекту була реалізація технології ПГВ на великих глибинах (близько 1000 м) під тиском 2-3 МПа. Техніко-економічні оцінки дозволяли стверджувати, що цей процес є економічним при газифікації 40-80 тис. т вугілля на одну пару свердловин. Отриманий газ планували використовувати для виробництва метанолу і замітника природного газу. Газифікація почалася в 1986 р. Розпалювання вугілля здійснювали його самозайманням. Горизонтальний канал постійно забивався і заливався, процес доводилося вести при підвищеному тиску.

На найбільшу увагу в цей період заслуговує другий етап проекту ПГВ Європейського союзу, здійснюваного в Північній Іспанії [6, 7]. Група європейських країн (Бельгія, Франція, Німеччина, Англія, Нідерланди, Іспанія) в 1978-1986 рр. в Бельгії поблизу м. Тулен провели натурні дослідження підземної газифікації вугілля на глибині 1100 м. Роботи фінансувала Енергетична комісія Європейського союзу. Були успішно застосовані направлене буріння глибокої свердловини по вугільному пласту, та ряд інших елементів технології. Проте найтехнологічного процесу ПГВ здійснити з ряду причин не вдалося.

У 1988 р. Європейський союз вирішив продовжити вивчення і освоєння технології ПГВ на менших глибинах, для чого був вибраний район з типовими для Західної Європи вугільними пластами в області Теруель в Іспанії. Підземний газогенератор був розміщений на ділянці вугільного пласта потужністю 2 м на глибині 500 м. У підшві пласта залягає вапняк, в покрівлі — водоносний пісок. Вугілля пласта близьке до лігнітам, високо-бітумне, високосірчате, масовий вміст сірки складає 7,26%, з яких половина доводиться на сірку органічних сполук.

Дослідний газогенератор (рис. 1) — типовий модуль американської технології ПГВ з керованим переміщенням (уздовж робочої ділянки свердловини) зони підведення дуття до реакційної поверхні робочої ділянки свердловини у вугільному пласті. Дут'євий канал 1 є пробурений (за нафтогазовою технологією направлено буріння) вертикально-горизонтальною свердловиною, вертикальна ділянка якої закріплена зацементованою обсадною колоною до входу у вугільний пласт, а горизонтальна ділянка представляє відкритий ствол по вугільному пласту.

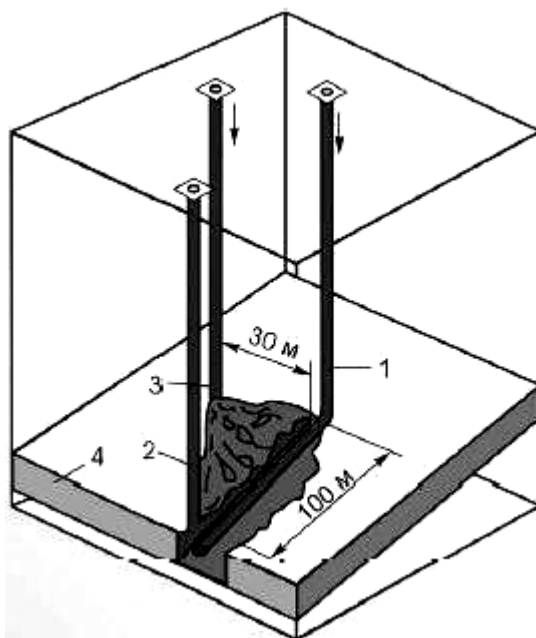


Рисунок 1. – Принципова схема дослідного газогенератора в Північній Іспанії:  
1. Дут'єва вертикально-горизонтальна свердловина; 2. Газовідвідна свердловина; 3. Дут'єва вертикальна свердловина; 4. Вугільний пласт.

У дут'єву свердловину з поверхні була спущена робоча колона з гнучкої труби (намотаної на барабан), здатної переміщатися уздовж ствола свердловини. У середині труби були змонтовані трубки меншого діаметру для подачі по ним окислювача (кисню) і палива для розпалювання вугільного пласта (природного газу, пропану). По дут'євій свердловині подавали також і газоподібний азот. На нижньому кінці труби був встановлений газовий пальник з пристроєм для займання газової суміші. За допомогою барабана робоча колона з пальником на вибої могла переміщуватися уздовж горизонтальної ділянки свердловини у вугільному пласті 4, фіксуючи і регулюючи положення зони займання і вигазовування вугільного пласта.

На вибій горизонтальної ділянки дут'євої свердловини пробурена вертикальна свердловина 2 більшого діаметра, обладнана системою охолодження гарячого потоку отриманого газу і інших продуктів газифікації. В результаті управління траєкторією буріння вибій газовідвідної свердловини відстояв всього на відстані 0,5 м від вибою горизонтальної свердловини, що забезпечило успішне з'єднання (збійку) обох свердловин в єдиний гідравлічний зв'язаний комплекс. Була передбачена друга нагнітальна вертикальна свердловина, вибій якої видалений на 30 м від горизонтального каналу. Ця свердловина призначалася для випробувань фільтраційного методу газифікації, який не був випробуваний зважаючи на ускладнення при виконанні основної програми.

Наземний комплекс дослідної установки ПГВ займав площу 1,85 га і включав апарати очищення і охолодження продуктів газифікації, а також подачі дуття. Важливе місце займала система вимірювального моніторингу. Перше розпалювання вугільного пласта в нагнітальній свердловині було проведене 21 липня 1997 р. поблизу вибою газовідвідної свердловини, причому процес ПГВ вели при обмеженій витраті кисневого дуття протягом 9 діб.

Наступний етап експерименту вели при збільшеній до 400 м<sup>3</sup>/ч витраті кисню після часткового витягання зі свердловини робочої колони. Цей етап продовжувався протягом трьох діб з 1 по 4 жовтня 1997 р.

Третє розпалювання вугілля було проведене 4 жовтня в зоні виходу відкритого ствола свердловини. Перед цим була відключена на декілька годин подача кисню в газогенератор, що привело до деформацій і забивання тонких трубок, по яких подавали окислювач і паливо для розпалювання (природний газ). Подальша подача кисню привела до утворення вибухонебезпечної газової суміші і несподіваному її вибуху, пошкодженню устаткування нагнітальної свердловини і припиненню технологічного процесу ПГВ. У цій аварійній ситуації використання другої нагнітальної свердловини 3 було визнано недоцільним, і вогневі роботи на установці ПГВ були припинені.

Головна відмітна особливість останнього натурного випробування ПГВ Євросоюзом в Іспанії — проведення процесу ПГВ при відносно високому тиску в газогенераторі — до 5,3 МПа. Настільки високого тиску в підземному газогенераторі не досягали за всю 70-річну історію ПГВ ні в Росії, ні в США, ні в Західній Європі. На жаль, не дивлячись на такий тиск, в зоні газифікації були явні надлишки припливу підземних вод, регулювати які в умовах, що склалися, було неможливо. Єдиним засобом зниження питомого водопритоку була інтенсифікація процесу ПГВ. Але, очевидно, у розпорядженні експериментаторів не було достатньої кількості дут'євих засобів.

В порівнянні з дослідом з ПГВ в США, проведеним на невеликій глибині і в набагато сприятливіших гірничо-геологічних і гідрогеологічних умовах, ПГВ в Теруелі відрізняється помітно меншим виходом горючих компонентів (окисли вуглецю і

водню), але набагато більшим виходом метану (13,2 % в порівнянні з 4,7 %). Останнє обумовлене вищим тиском в підземному газогенераторі в Теруелі.

В останні 5-7 років дослідні роботи з ПГВ активно велися в Китаї і Австралії. У Китаї переважала шахтна підготовка підземних газогенераторів до газифікації, глибина заставляння яких не перевищувала 100 м. В даний час все 10 ділянок газифікації законсервовано. На особливу увагу заслуговує австралійський комерційний проект (м. Чинчилл) підприємства «ПГВ-ТЕС». Згідно з цим проектом газ ПГВ використовується в комбінованому парогазовому циклі сумарною електричною потужністю 67 МВт. Експериментальні роботи з ПГВ були початі в 1999 р., а в 2003 р. планувалося реалізувати проект на повну потужність. Проте до цих пір проект підприємства «ПГВ-ТЕС» не реалізований. Продуктивність підземного газогенератора —  $100000 \text{ м}^3/\text{ч}$  газу з теплою згорання близько  $5,5 \text{ МДж}/\text{м}^3$  ( $1300 \text{ ккал}/\text{м}^3$ ). Процес здійснюється на пароповітряному дутті при тиску  $1,05 \text{ МПа}$ .

Як правило, всі зарубіжні дослідні роботи з ПГВ в природних умовах здійснювалися всього лише на декількох свердловинах (за винятком дослідних робіт в Китаї і Австралії). Тому ці роботи слід розглядати лише як принципову перевірку газифікації вугілля на місці його залягання.

Проте весь вітчизняний досвід показує, що від окремих експериментів на декількох свердловинах до промислового підприємства ПГВ — дистанція чимала. Завдання стабільного і довготривалого виробництва штучного газу і постачання ним споживача набагато складніша і відповідальніша, вимагає для своєї реалізації великої кількості свердловин. Постійна експлуатація цих свердловин має бути заснована на спеціальному технологічному регламенті.

Метод «КРП», запатентований американцями, вирішує дуже важливу для ПГВ задачу контрольованого реагування окислювача з вогневим вибоєм вугільного пласта.

Проте конструктивне оформлення цього методу не лише вельми складно, але і не передбачає гідравлічно-зв'язаної системи багатьох свердловин. Це ускладнює експлуатацію великої кількості свердловин-газогенераторів і не забезпечує повноти вигазовування вугільного пласта.

Отже, багатолітній вітчизняний досвід масштабної промислової реалізації проектів ПГВ і досвід перевірки можливостей ПГВ, що проводиться в зарубіжних країнах на обмеженій кількості свердловин, виявили необхідність розробки нової технології ПГВ.

#### Література:

1. Крейнин Е. В. *Нетрадиционные термические технологии добычи трудноизвлекаемых топлив: уголь, углеводородное сырье*. — М.: ООО «ИРЦ Газпром», 2004. — 302 с.
2. Крейнин Е. В., Грабская Е. П., Юсов А. Б. *Технико-экономическая оценка предприятий подземной газификации угля и традиционных методов его добычи* // Уголь. — 1994. — № 2. — С. 57-58.
3. Garon A. M. *An economic evaluation of underground coal gasification. Proceedings of the Second Annual Underground Coal Gasification Symposium — USA, 1976.* — p. 155-168.
4. Shimada S., Ohga K., Tamari A., Ishli E. *Cost estimation of underground coal gasification in Japan* // *Mineral Resources Engineering*. — Vol. 5. — 1996. — p. 241-252.
5. *The future development of UCG in Europe. A comprehensive Report to CEC. Brussels, April, 1989, p. 30-47.*

6. *Underground Coal Gasification — a Joint European Field Trial in Spain. Project Summary 017, Department of Trade and Industry, March, 1999, 7 p.*

7. Крейнин Е. В., Сильверстов Л. К. Научные исследования подземной газификации угля в Испании (по программе Европейского Союза) // Уголь. — 2000. — № 2. — С. 62-64.

УДК 622.063.46

КОДУНОВ Б.О. (КП ДонНТУ)

## **БУРОШНЕКОВИЙ СПОСІБ ВИДОБУТКУ ВУГІЛЛЯ ТА ЙОГО ПЕРСПЕКТИВИ ДЛЯ ВПРОВАДЖЕННЯ НА ШАХТАХ ДОНБАСУ**

*Розглядаються технологія та можливості використання бурошнекового способу видобутку вугілля на шахтах Донбасу.*

В даний час у вугільній промисловості намітилася тенденція зниження видобутку вугілля комбайновим способом через вичерпання запасів покладів вугільних пластів середньої потужності.

По розрахункам фахівців [1] пласти потужністю більше 1,2 м відпрацьовуватимуться протягом 15 років, 0,8-1,2 м – протягом 45 років, а менше 0,8 м – протягом 110 років. В найближчій перспективі розроблятимуться тонкі (менше 0,8 м) і вельми тонкі пологі пласти, балансові запаси яких складають 3,2 млрд.т., або біля третини сумарних запасів пологих пластів України.

Розподіл річного видобутку вугілля залежно від потужності пласта по вугільній галузі України наведено у таблиці 1:

Таблиця 1

Розподіл річного видобутку вугілля залежно від потужності пласта

Потужність пласта, м	Річний видобуток, % від загального видобутку в Україні
< 0,7	2,8
0,7-0,79	9,9
0,8-0,89	14,2
0,9-0,99	7,1
> 1	66,0
Загалом	100,0

Оскільки вугілля в Донбасі зосереджено в основному в тонких пластах, застосування механізованих комплексів, що не вписуються за конструктивними розмірами в потужність пласта, приводить до присікання бічних порід до 20-30% потужності пласта, що підвищує енерговитрати і знижує якість вугілля. До того ж зростає вартість товарного продукту (вугілля, що збагачене). Спроби створення комплексів для пластів потужністю менше 0,8-1,0 м до теперішнього часу не дали позитивних результатів, а сама ідея їх створення визнана безперспективною.

Діапазон потужності пласта 0,55-1,0 м, в яких експлуатуються, в основному, комбайни з індивідуальним кріпленням, як і раніше залишається неохопленим комплексною механізацією, з важкою фізичною працею, високим рівнем травматизму, недотриманням гранично допустимих санітарно-гігієнічних норм.

Бурошнекова технологія виїмки вугілля виступає як альтернативна по відношенню до традиційної комбайнової (або стругової) технології при розробці тонких і вельми

тонких пологих пластів потужністю 0,6-0,9 м. В найзагальнішому вигляді ця технологія включає бурошнекову установку (машину), що розташовується в горизонтальній (з нахилом до 3-5°) пластовій виробці (штреку), яка проводить спеціально виконаним бурошнековим ставом вибурювання свердловин (виїмкових смуг) - власне виїмку вугілля в одну або в обидві сторони від штреку. Бурошнекові установки вибурюють свердловини діаметром дещо менше потужності пласта, відокремлені одна від одної вугільними ціликами, що залишаються для управління покрівлею пласта в надрах, з транспортуванням вугілля від вибою до гирла свердловини періодично нарощуванням і потім витягуванням шнековим ставом, з кріпленням підготовчої виробки рамним або комбінованим (рамним в поєднанні з анкерним) кріпленням з кроком установки, відповідним сумарній ширині свердловини і міжсвердловинного вугільного цілика (при рамному кріпленні ніжки проміжних рам перед бурінням свердловин знімаються, після витягання бурового ставу і пересування бурошнекової установки на нове місце - відновлюються). На відміну від традиційної (комбайнної або стругової) виїмки вугілля в довгих очисних забоях (лавах) бурошнекова технологія забезпечує безлюдну виїмку вугілля в очисному вибої (свердловині), тобто розміщення робітників в процесі роботи в необмеженому (вільному) просторі наперед проведеної підготовчої виробки і, як наслідок, більш високий рівень безпеки робіт і достатньо комфортні умови праці робітників.

Проте серйозні недоліки, властиві бурошнековій технології попередніх років, - мала глибина і незадовільна спрямованість буріння свердловин, значні втрати (до 70%) вугілля в міжсвердловинних ціликах, великий об'єм допоміжних операцій, - не дозволили бурошнековій технології отримати заслужене по ряду технічних характеристик широке розповсюдження на пологих пластах. Довжина спарених свердловин складала 25-30 м, ширина - 1,75 м, середньодобова продуктивність установки - близько 70 т, на експлуатаційну ділянку при роботі двох установок - 100-150 т в добу. І лише останніми роками завдяки накопиченому досвіду технологія бурошнекової виїмки вугілля значно вдосконалилась. Різко підвищилася глибина буріння (80-120 м), навантаження на установку (до 150 т/добу) і на експлуатаційну ділянку при роботі двох машин (до 300 т/сутки), підвищився коефіцієнт вилучення пласта (до 0,7).

Володіючи рядом незаперечних переваг перед традиційною технологією, бурошнекова технологія, поки що поступається їй по окремим показникам роботи і, перш за все, по продуктивності установок і навантаження на експлуатаційну ділянку. Але статистика свідчить, що рівень навантаження на очисні вибої на пологих пластах в діапазоні геологічної потужності, відповідній технічній характеристиці застосування бурошнекової технології (0,6-0,9 м) не перевищує 300 т/сутки [1]. В цих же гірничо-геологічних умовах навантаження на експлуатаційну ділянку з бурошнековою технологією, тобто з двома бурошнековими установками, що проводять одночасно виїмку вугілля (вибурювання камер) з однієї підготовчої виробки, виходячи з досвіду застосування складає, приблизно 220-250 т/сутки. Згідно «Технологічним схемам виїмки...»[2], затвердженим Мінвуглепромом України в 1997 р., навантаження на експлуатаційну ділянку з двома установками БШК-2Д при відробці пласта потужністю 0,7 м з кутом падіння 10° з розрахунковою довжиною камери 50 м і шириною 1,91 м складає 352 т/сут. При застосуванні досконаліших установок БШК-2ДМ і КБВ «Вектор» з довжиною камер до 85 і 100 м відповідно навантаження на експлуатаційну ділянку складе щонайменше 400-450 т/сут., причому практично чистого (якщо пласт без прошарків) вугілля.

У вітчизняній практиці вперше бурошнековий спосіб випробуваний в 1958 р. при виїмці вельми тонкого (0,58-0,63 м) пологого (1-2°) пласта шахти №7 «Нововолинська» в Львівсько-Волинському кам'яновугільному басейні. Використовувалася установка

КГВ-50 фірми «Корфман» (ФРН). На даний час випробування нових бурошнекових комплексів проведені на 15 шахтах Донбасу.

Результати порівняння показників роботи експлуатаційних ділянок на шахті «Моспінська», оснащених вузькозахватними комбайнами 1К101 з індивідуальним кріпленням на пласті потужністю 0,7- 0,85 м з бурошнековою технологією на потужності пласта 0,55 - 0,65 м, тобто істотно (більш ніж на 20%) меншої переконливо свідчать на користь бурошнекової технології, яка забезпечила отримання прибутку у розмірі 35 грн. на 1 т здобутого вугілля. За звітними даними шахти «Моспінська» за період 1997-1998 рр. по ділянці БШУ прибуток перевищив 1 млн. грн. Це виявилось можливим завдяки відносно (порівняно з традиційною технологією) малій трудомісткості робіт, у тому числі пов'язаних з важкою фізичною працею, виключенню присічки бічних порід, малій (аж до практичної відсутності) витраті лісоматеріалів і ВВ, завдяки безремонтній підтримці виробок і повторному використуванню рамного кріплення, а також завдяки значно більш високій якості вугілля, що видобувається.

Випробування дослідного зразку комплексу БШК-2ДМ проведені у 2001 р. на пласті  $K_8^H$  гор. 450 м «Шахта Добропільська» («Добропільське вугілля»). Гірничо-геологічні умови пласта  $K_8^H$  повністю відповідали технічній характеристиці комплексу: потужність пласта коливалася в межах 0,65 - 0,7 м, кут падіння не перевищував  $12^\circ$ , газоносність пласта складала 11 м<sup>3</sup>/т, опірність вугілля різанню 180 кН/м, вміщуючі пласт породи представлені аргілітами і алевролітами середньої стійкості. За час випробувань було пробурено 3 км камер, видобуто 5 тис. т вугілля. Довжина камер стійко досягла проектної величини (85м). При цьому добовий видобуток вугілля склав 144 т, продуктивність праці - 8,2-9,6 т/вихід. Виміри споживаної потужності і питомих енерговитрат при бурінні показали, що комплекс в змозі бурити камери на велику глибину (до 100-110м).

Однією з безперечних переваг бурошнекової технології є низька вартість бурошнекового комплексу у порівнянні з механізованими комплексами з видобутку вугілля, яка становить близько 500 тис. у.о.

Застосування бурошнекової технології видобутку вугілля можливо практично на кожній шахті, яка працює в умовах пологого залягання вугільних пластів. Розглянемо, як приклад, можливість застосування бурошнекової технології на двох шахтах Красноармійського геолого – промислового району – "Центральній" та "Красноармійській – Західній №1".

Вугільний пласт  $k_7$  на полі шахти "Центральна" в основному має однопачкову будову, потужністю 0,55-1,05 м. Кут падіння пласту  $11 - 12^\circ$  (рис. 1).

Негативний вплив на ведення очисних робіт має наявність "хибної покрівлі", яка обвалюється вслід за виїмкою вугілля, також міцна підшва, що виключає можливість підрубання при зменшенні потужності пласту.

Приблизно на 50% площі шахтного поля (північна частина) пласт  $k_7$  має потужність від 0,5 до 0,7 м. Запаси вугілля на цій ділянці згідно з встановленими кондиціями віднесені до забалансових. Кількість забалансових запасів становить 1266 тис. т. Середня пластова зольність  $A^C = 7,0 \%$ .

Північна частина шахтного поля (балансові запаси) частково відроблена 2 – ю та 3 – ю південними лавами. При початку відробки 3 південної лави частина запасів (48,1 тис. т) списана за актом (потужність 0,6 м). За 2004 – 2006 р.р. по 3 південній лаві середньомісячне посування склало 25 м, а видобуток – 7 тис. т/міс. Зольність видобуваного вугілля збільшилась відносно пластової на 20 – 30 % і склала 30 - 40 %.

На даний час 60 % промислових запасів по пласту  $k_7$  невідпрацьована і, враховуючи складні гірничо-геологічні умови, перспектива їх доробки із застосуванням традиційних технологій залишається неясною. Враховуючи дефіцит запасів вугілля на підготовлених ділянках шахтного поля відпрацювання забалансових



запасів по пласту  $k_7$  є актуальним питанням. Для його рішення можливе застосування бурошнекової технології видобутку вугілля, яка найбільш відповідає гірничо – геологічним умовам та є продуктивною і економічно ефективною.

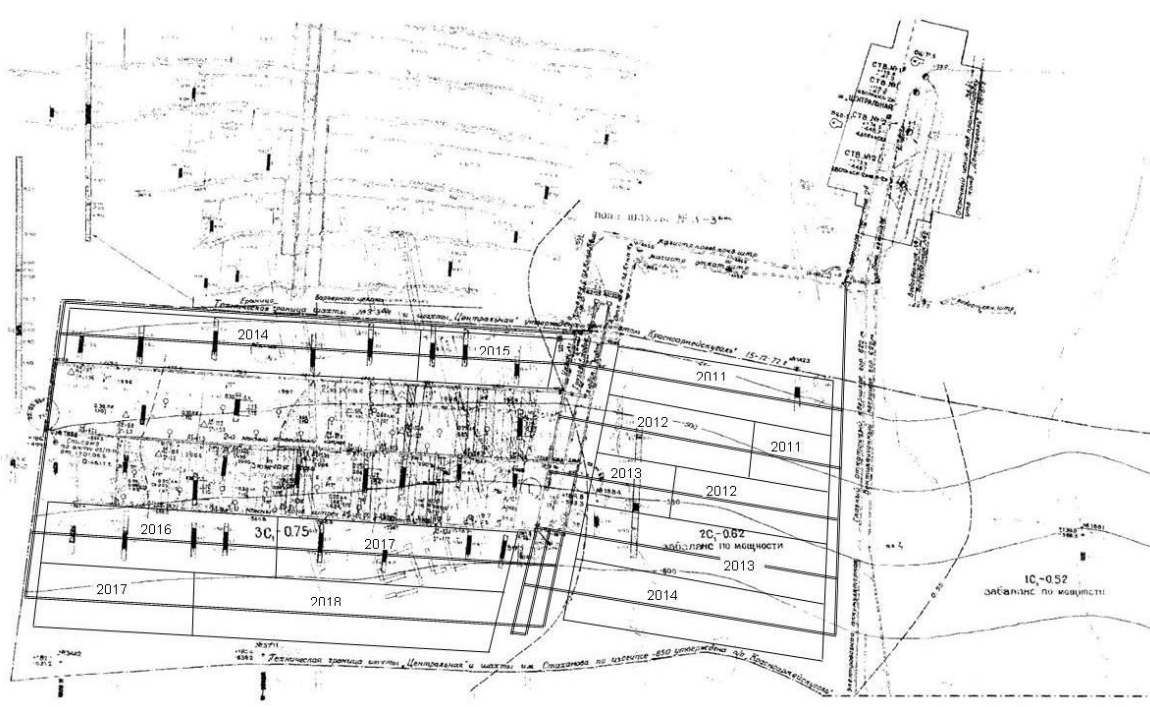


Рис. 1. Пропонуєма схема доробки запасів шахтного поля (у тому числі некондиційних) по пласту  $k_7$  шахти "Центральна" із застосуванням бурошнекової технології.

Доробка блоку №6 шахти "Красноармійська – Західна №1" проводиться 7 і 8 південними лавами. Вугільний пласт  $d_4$  простої і складної будови, загальна геологічна потужність складає 0,78-1,72 м. Кут падіння пласту 2 – 4°. Безпосередньо в покрівлі пласта залягають алевроліт і пісковик. Безпосередньо в ґрунті пласта залягають алевроліти з прошарками вуглистого сланцю. Середня пластова зольність  $A^C = 18,0\%$ ;

У міру посування по блоку на південь відбувається зменшення потужності пласта. З південної сторони він граничить з блоком невідрахунку запасів вугілля по потужності. На цій частині блоку пласт  $d_4$  має потужність від 0,5 до 0,7 м. Запаси вугілля на цій ділянці згідно з встановленими кондиціями віднесені до забалансових, їх кількість складає 0,8 млн.т. Крім того частина запасів (1 млн.т) знаходиться в охоронному цілику під залізною дорогою.

На даний час більша частина промислових запасів по пласту  $d_4$  в блоці №6 вже відпрацьована, залишок промислових запасів в 7-й та 8-й південних лавах складають близько 800 тис. т. і після їх доробки у 2010- 2011 роках роботи в блоці №6 завершуються. Перспектива доробки залишку запасів із застосуванням традиційних систем розробки і технологій залишається неясною. Отже, визначення технології відпрацювання запасів в ціликах та на границях блоку №6 є актуальним питанням. Для його рішення цілком виправдано використання бурошнекової технології, яка в існуючих гірничо – геологічних умовах (потужність пласта 0,6 – 0,8 м) повинна забезпечити високу якість та низьку собівартість видобуваного вугілля (рис.2.).

Науково – дослідним інститутом УкрНДМІ запропонований спосіб виїмки із запобіжних ціликів. Патент № 28173. Суть його полягає в тому, що з підготовчого

вироблення в межах запобіжного цілика бурошнековою установкою вибурюють вугілля з пласта. Існуюче гірниче устаткування дозволяє за один прохід бурового інструменту вибурювати по пласту свердловини у вигляді камер шириною 2,0 м, без порушення покрівлі пласта. Одночасно, вслід за просуванням бурового інструменту проводять нанесення на стінки свердловин, наприклад, методом напилювання, зміцнюючого складу, що взаємодіє з приконтурним масивом свердловини і що підвищує його несучу здатність. Після проходження свердловини на всю проектну глибину бурове устаткування переміщують до місця буріння наступної свердловини, залишаючи при цьому між ними міжсвердловинний вугільний цілик шириною 0,5-1,0 м, і аналогічним способом вибурюють і зміцнюють наступну свердловину, і так далі, по всьому запобіжному цілику. В результаті виїмки вугілля у такий спосіб, в межах запобіжного цілика формується перфорована опорна плита, що підтримує вироблений простір від обвалення.



Рис. 2. Пропонуєма схема доробки запасів блоку №6 шахти "Красноармійська - Західна №1" із застосуванням бурошнекової технології (2012 – 2013 р.р. – доробка запасів з потужністю пласта 0,6 – 0,8 м на границі блоку, 2014 – 2016 р.р. – часткова відробка цілика під залізною дорогою).

Бурошнековий спосіб виїмки вугілля забезпечує більш високий рівень безпеки робіт. Ступінь тяжкості травм при бурошнековій виїмці значно нижче, ніж в лавах. Самий небезпечний травмуючий чинник, що приводить до найсерйозніших наслідків унаслідок обвалення порід, при бурошнековій технології практично повністю усунений. Бурошнековому способу властиві незрівнянно більш легкі умови праці робітників, що не вимагають значних фізичних зусиль. Праця людини при ньому високо механізована, а

важка фізична ручна праця практично відсутня. Обслуговування бурошнекових комплексів під силу і людям похилого віку, оскільки всі виробничі процеси механізовані, а праця в обмеженому просторі виключена.

Всі роботи виконуються в повний зріст людини, в закріпленому просторі і на свіжому струмені повітря. Ефективне погашення вугільного пилу у вибої камери і на пересипах штрекової конвейєрної лінії проводиться за допомогою водонапірної насосної станції і комунікацій, які включають форсунки, що виключає випадки профзахворювань у вигляді силікозу і антракозу.

Вібраційні характеристики відповідають вимогам норм.. Цього було досягнуто за рахунок винесення пульта управління комплексом за його межі.

Важливою відмінністю бурошнекової технології виїмки вугілля від традиційної є видобуток вугілля з експлуатаційною зольністю близької (на 2-4 % вище) по величині до пластово-промислової.

Бічні породи присікаються при всіх видах традиційної технології головним чином з прагнення збільшити робочий простір очисного забою з метою зниження тяжкості праці. За даними раніше виконаних ДонВДІ досліджень, на пологих пластах з середньодинамічною потужністю 0,7 м середня величина присічки бічних порід складає 0,2 м.

При пластово-промисловій зольності пластів, що розробляються, потужністю менше 0,8 м, з природною зольністю в середньому 15,9 %. експлуатаційна зольність вугілля, що видобувається, зростає до 40 %, у тому числі за рахунок присічки бічних порід до 34,6 %.

Вельми серйозним негативним наслідком виїмки вугілля з присічкою бічних порід є, перш за все, підвищення пневмоконіозонебезпечності праці робітників очисного забою.

Видобуток вугілля традиційними способами, його переробка супроводяться переміщенням значних об'ємів гірських порід (особливо при виїмці малопотужних пластів з присічкою), які перетворюють рельєф, змінюють стан ґрунтів, збільшують твердий стік, забруднюють атмосферу продуктами горіння і пилоподібними речовинами. Кількість породи, складованої у відвалах з переходом гірських робіт на більш глибокі горизонти і виїмку тонких пластів, зростає.

При бурошнековій виїмці вугілля, що видобувається, не вимагає збагачення, якщо воно використовується в енергетиці У разі потреби його збагачення витрати на збагачення знижуються на 50 -70 %. При цьому різко зменшується знос устаткування і витрати на транспортування вугілля, складування породи на поверхні, утримання порідних відвалів.

У зв'язку із зменшенням розмірів виробленого простору за рахунок міжсвердловинних ціликів значно покращуються умови управління покрівлею, яка не обвалюється, а плавно опускається. При порівнянні зрушень та деформацій земної поверхні, виникаючих при традиційній технології виїмки з бурошнековою встановлено їх зниження в три чотири рази. Тому бурошнекова технологія може застосовуватись при відробці запасів вугілля під об'єктами на земній поверхні, які потребують охорони від шкідливого впливу гірничих робіт.

При бурошнековій технології виїмки вугілля полегшений вивід людей з шахти при реалізації планів ліквідації аварій.

Таким чином, мала вірогідність нещасних випадків, дотримання санітарно-гігієнічних норм умов праці, що зумовлюють менші витрати на відновлення тимчасово втраченої працездатності, комплексна механізація, що виключає застосування важкої ручної праці, висока якість вугільної продукції за рахунок мінімальних присічок бічних порід, ставлять бурошнекову виїмку в ряд прогресивних технологій.

### Бібліографічний список:

1. Полтавец В.И. и др. Бурошнековые комплексы нового технического уровня – ключ к решению проблем разработки маломощных пластов.- Донецк: Издательство Донбасс, 2008 .- 108с.

2. Технологические схемы выемки весьма тонких и тонких пологих угольных пластов с применением бурошнековых машин и комплексов. ДонУГИ, МакНИИ,ГХК "Донуголь". – Донецк, 1997.-46с.

УДК 622.281.76

МАКАРОВ С.В. (ДОНУГИ)

## ТЕХНОЛОГИЯ СКОРОСТНОГО ПРОВЕДЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

*Результаты разработки технологий скоростного проведения вскрывающих и подготавливающих выработок комбайновым способом типовыми комплексами оборудования 1КПК, 2КПК и 3КПК на базе проходческого оборудования нового технического уровня.*

На шахтах угольной промышленности Украины, в особенности на предприятиях Минуглепрома, в последнее десятилетие имеет место хроническое отставание темпов проведения вскрывающих и подготавливающих выработок по отношению к скоростям подвигания современных комплексно-механизированных очистных забоев (примерно в 1,5 – 2,0 раза), что с одной стороны снижает производственную мощность предприятия, а с другой – обуславливает отклонение нагрузок КМЗ от нормативных.

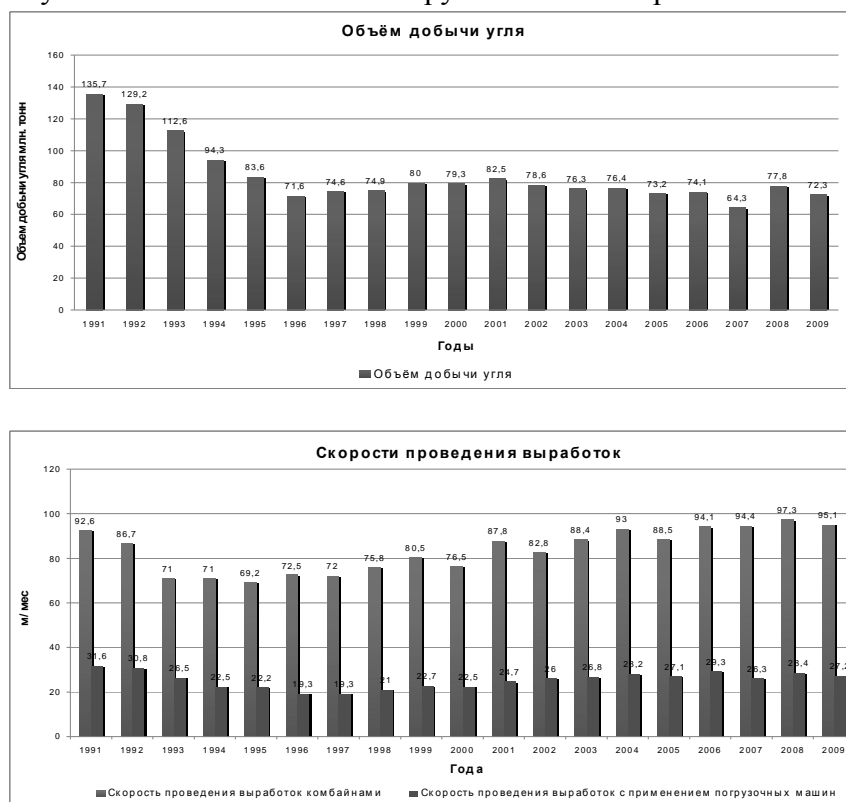


Рисунок 1 – Изменение объемов добычи и скорости проведения горных выработок

За последние 3 года среднединамическая скорость проведения выработок комбайновым способом составила - 95,6м/мес, а БВР - 27,3м/мес. При этом среднединамическая скорость проведения всех выработок составляла 41,37м/мес, а скорость подвигания очистных забоев - 46,33м/мес.

В связи с этим ГП «ДонУГИ» в рамках договорной тематики с ГП «Донгипроуглемаш» и Минуглепрома Украины разработал технологию скоростного проведения вскрывающих и подготавливающих выработок комбайновым способом, которая реализуется типовыми комплексами оборудования 1КПК, 2КПК и 3КПК. Комплексы КПК предназначены для механизации отбойки, погрузки и непрерывного транспортирования горной массы, а также механизации возведения анкерного (1КПК), рамно-металлического (2КПК) или смешанного (3КПК) крепления при проведении выработок арочного, трапециевидной и прямоугольной форм поперечного сечения от 13,8 до 32,0 м<sup>2</sup>. Конструктивно типовой образец КПК включает проходческие комбайны КПД, КСП-35, П-110 (оборудованные устройствами для возведения арочного, металлического рамного или смешанного крепления); ленточный перегружатель ПЛ-800; ленточный телескопический конвейер 1ЛТП-800Д; бункер-конвейер БК-90; скребковый перегружатель СРП; пылеотсасывающую установку УП-360; маневровую тележку ТМ-30 и монтажную лебедку ЛШМ. Типовые проходческие комплексы (КПК) относятся к современным комплексам комбайнового проведения вскрывающих и подготавливающих выработок при столбовой и комбинированной системах отработки выемочных полей.

Оптимальные области применения комплексов КПК в зависимости от их типоразмеров сводятся к следующему: комплексы 1КПК предназначено применять при скоростном (с темпами не менее 15м в сутки) проведении горизонтальных и наклонных до  $\pm 12^\circ$  выработок с площадью поперечного сечения от 14,4 до 20,0 м<sup>2</sup> вчерне при смешанной подрывке вмещающих пласт пород, средняя крепость которых до 70 МПа при абразивности до 12 Мг, с коэффициентом присечки до 0,75 и относительной конвергенции пород в выработке не более 20%; комплексы 2КПК предназначено применять при скоростном (с темпами 7 – 9 м/сутки) проведении горизонтальных и наклонных до  $\pm 12^\circ$  выработок с площадью поперечного сечения от 15,5 до 25,0 м<sup>2</sup> вчерне при смешанной подрывке вмещающих пласт пород, средняя крепость которых до 90 МПа при абразивности до 15Мг, с коэффициентом присечки до 0,75 и относительной конвергенции пород в выработке не более 30%; комплексы 3КПК предназначено применять при скоростном (с темпами не менее 12м в сутки) проведении горизонтальных и наклонных до  $\pm 12^\circ$  выработок с площадью поперечного сечения от 15,5 до 25,0 м<sup>2</sup> вчерне при смешанной подрывке вмещающих пласт пород, средняя крепость которых до 90 МПа (не более 10% от общей площади присекаемых пород) при абразивности до 15 Мг, с коэффициентом присечки до 0,75 и относительной конвергенции пород в выработке не более 40%.

На рисунке 2 представлена типовая технологическая схема скоростного проведения горизонтальных и наклонных до  $\pm 12^\circ$  выработок, реализуемая проходческими комплексами 3КПК. Исходными параметрами при разработке технологии скоростного проведения выработок являются: для комплексов 1КПК (параметры анкерного крепления – глубина анкерования ( $l$ , м); допустимая площадь поперечного сечения выработок ( $S$ , м<sup>2</sup>) его ширина ( $b$ , м) и высота ( $h$ , м); расстояние между анкерами в анкерных рядах и между ними ( $a$ , м)); для комплексов 2КПК (3КПК) (допустимая глубина заходки ( $l_p$ , м) и допустимое отставание установки усиливающего крепления ( $l_0$ , м)). В соответствии с вышеизложенным указанные параметры определяют по

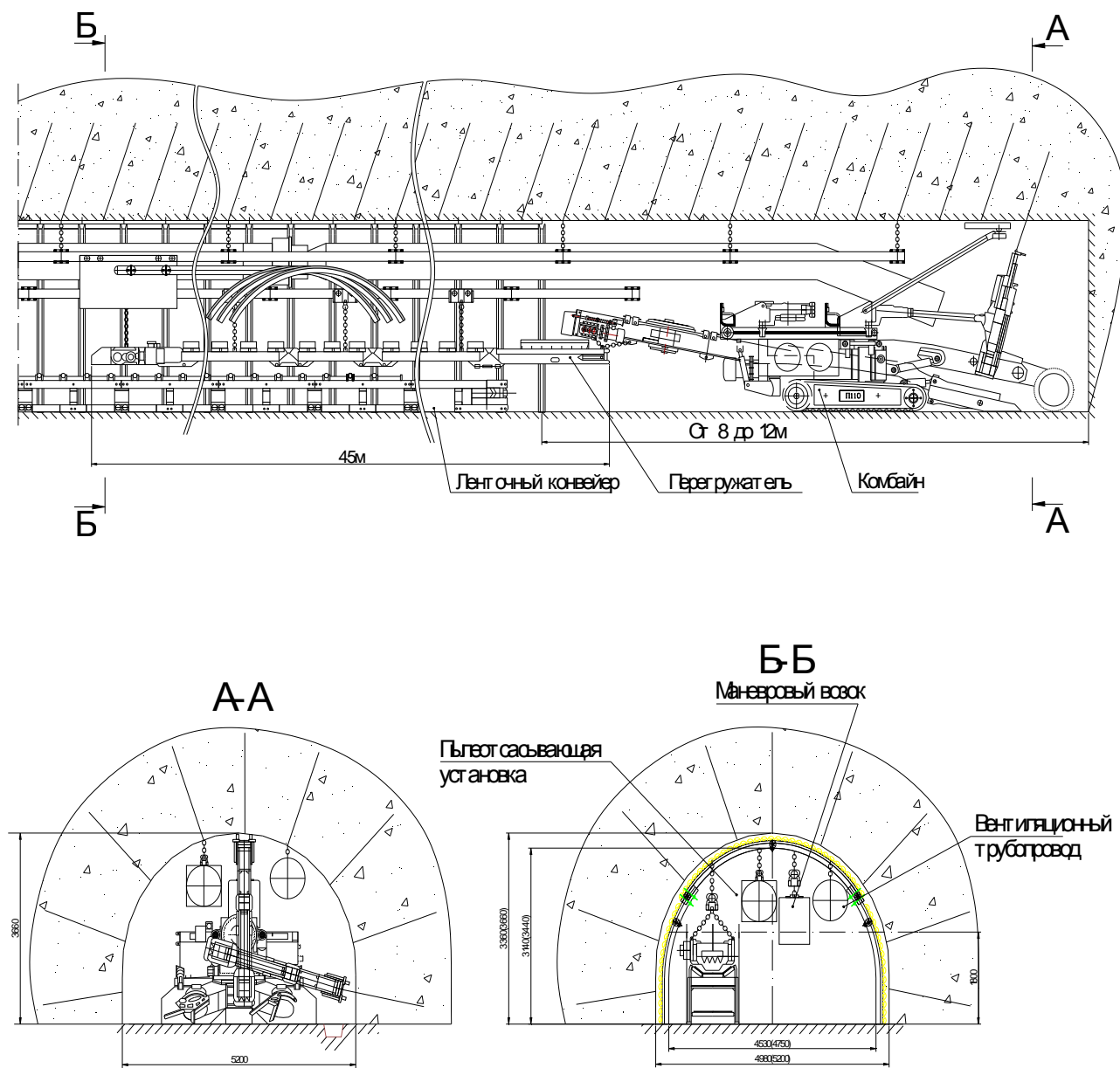


Рисунок 2 – Типовая технология скоростного проведения горизонтальных и наклонных до  $\pm 12^\circ$  выработок с применением проходческих комплексов типа ЗПК

зависимостям:  $l = \frac{3 * d * B}{100 * (1 - \frac{S}{R}) + 2 * d}$  где  $l_a = l + 0,15$  - длина анкерной

штанги), а  $h = (0,625 - 0,69) * b$  (случай прямоугольной и трапециевидной выработки);  $b_a = 1,814 * l_a$  (случай выработки арочного сечения);  $S = 2,624 * l_a^2$ ;  $a = (0,3 - 0,5) * l$ ,  $l_p = P * (6 + 0,36 S_c) / (q * S_c)$ , а  $l_0 = 2,24 \sqrt{S}$ . Здесь:  $d$  - допустимое относительное удлинение анкерных штанг согласно КД 12.01.01.501-98, %;

$S$ ,  $K$  - относительные подъем пород почвы и конвергенция вмещающих выработку пород согласно СОУ 10.1.00185790.011:2007;  $P$  - удельный вес спецпрофиля рамного металлического крепления, кг/м;  $S_c$  - площадь выработки в свету,

закрепленная рамной металлической крепью,  $\text{м}^2$ ;  $q=22*\exp(0,008K)$  – удельный расход металла,  $\text{кг}/\text{м}^3$ . Исследованиями установлено, что  $q=25 \text{ кг}/\text{м}^3$  при  $K \leq 15\%$ ;  $25 \text{ кг}/\text{м}^3 < q < 33 \text{ кг}/\text{м}^3$  при  $15\% < K < 50\%$  и  $q > 33 \text{ кг}/\text{м}^3$  при  $K > 50\%$ .

В основу разработки технологий скоростного проведения выработок положены минимально необходимая скорость проведения ( $v_{н, \min}$ ,  $\text{м}/\text{мес.}$ ), т.е. скорость при которой проведение осуществляется без убытков, и экономически целесообразная скорость ( $v_{э}$ ,  $\text{м}/\text{мес.}$ ), определяемые из выражений:

$$v_{н, \min} = \frac{(Z_3^{\beta} + Z_a^{\beta} + Z_9^{\beta})}{(Z_3^{\eta} + Z_a^{\eta} + Z_9^{\eta})} * v_{\beta}; \quad v_{э} \geq 1,3v_{н, \min} \text{ где } Z_3^{(\beta)}, Z_a^{(\beta)}, Z_9^{(\beta)} - \text{затраты отнесенные к 1 м}$$

выработки по основным элементам себестоимости (зарплата, амортизация и электроэнергия) соответственно по новому и базовому вариантам,  $\text{грн.}/\text{м.}$ ;  $v_{\beta}$  – скорость проведения выработки по базовому варианту,  $\text{м}/\text{мес.}$

Расчетами установлено, что для выработок с средней площадью  $16\text{м}^2$  вчерне при коэффициенте присечки 0,75 экономически целесообразная скорость проведения выработок комплексами 1КПК составляет 15  $\text{м}/\text{сут.}$  (375  $\text{м}/\text{мес.}$ ) при производительности труда проходчика 8,625  $\text{м}^3/\text{чел.-смену}$  (0,833  $\text{м}/\text{чел.-смену}$ ). Для проходческих комплексов 2КПК экономически целесообразная скорость проведения выработок составляет 9,2  $\text{м}/\text{сут.}$  (230  $\text{м}/\text{мес.}$ ) при производительности труда проходчика соответственно 6,21  $\text{м}^3/\text{чел.-смену}$  (0,388  $\text{м}/\text{чел.-смену}$ ). Применительно к проходческим комплексам 3КПК экономически целесообразная скорость проведения выработок составляет 12  $\text{м}/\text{сут.}$  (300  $\text{м}/\text{мес.}$ ) при производительности труда проходчика соответственно 6,9  $\text{м}^3/\text{чел.-смену}$  (0,5  $\text{м}/\text{чел.-смену}$ ).

#### Литература.

1. Отчет о научно-исследовательской работе 01050602010 "Разработать научно обоснованные технологические схемы скоростного проведения выработок в условиях современного состояния украинских шахт и создать типовые проходческие комплексы оборудования, обеспечивающие сокращение трудоемкости работ и улучшение условий работы проходчиков". – Донецк.: ГП "ДОНГИПРОУГЛЕМАШ", 2006.-100с.
2. КД 12.01.201-98 Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины.
3. Инструкция по выбору рамной металлической податливой крепи горных выработок / ВНИМИ.- С. Петербург, 1991.
4. СОУ 10.1.00185790.011: 2007 стандарт «Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони», Мінвуглепром України – К, 2007.
5. Сборник научных трудов ДонУГИ «Проблемы разработки угольных месторождений Украины».
6. Обобщение опыта крепления и охраны подготовительных выработок / С. И. Егоров, Ю. М. Халимендик, Э. П. Курченко и др. // Уголь Украины. – 2002 - № 5
7. Э.Э. Нильва. И.Э. Цейтин «Горно-подготовительные работы на угольных шахтах»



УДК 622.27(07)

РЯЗАНЦЕВ Н.А., ВАЩЕНКО В.І., ГОНЧАРОВ В.Н. (КИИ ДонНТУ)

### **ПРОГРЕССИВНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ШАХТ ДОНБАССА И ПРОБЛЕМЫ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ**

*Рассматриваются проблемы и перспективы применения прогрессивных систем разработки в Донбассе для достижения высоких технико-экономических показателей работы очистных забоев, применение сплошных и комбинированных систем разработки предлагается как один из вероятных способов увеличения действующей линии очистных забоев.*

С увеличением глубины ведения горных работ в Донбассе усложняется газовая обстановка, снижается устойчивость горных выработок, возрастает стоимость их проведения и поддержания. В последние годы за счет резкого увеличения цен на потребляемые ресурсы стоимость проведения одного погонного метра выработки достигла 20-30 тыс.грн. При таком уровне затрат подготовка новых лав для отработки по традиционной столбовой системе разработки сопряжена, для большинства шахт, с финансовыми трудностями. Кроме того, с точки зрения достижения высоких нагрузок на газоносных пластах столбовые системы разработки в классическом варианте являются наименее перспективными.

Массовое закрытие шахт, начавшееся в 1996-1997 г.г. и продолжающееся по сей день, привело к резкому сокращению количества действующих лав. Несмотря на сложную газовую обстановку, большинство очистных забоев работает по сплошной и столбовой системам разработки. Так в 2008г. из 376 забоев 211- работало по столбовой системе, 115 – по сплошной и лишь 50 – по комбинированной. 235 забоев были оснащены механизированными комплексами, в т.ч. 120 забоев – комплексами нового поколения типа КД-90, КДД, ДМ, ДТ и др., однако лишь 86 очистных забоев имели суточную нагрузку более 1000 т/сут., а более 2000 т/сут.- всего 10 забоев. Еще 110 забоев имели нагрузку от 400 до 1000 т/сут. Остальные забои имели нагрузку менее 400 т/сут., в т.ч. 86 забоев – менее 100 т/сут. Закрытие забоев с низкими технико-экономическими показателями привело к тому, что в 2009 году работало всего 262 очистных забоя, а добыча угля в Украине еще больше снизилась и составила около 66 млн.т. (около 700 т/сут. на забой).

Вполне понятно, что для увеличения нагрузки на очистной забой и достижения высоких технико-экономических показателей необходимо, прежде всего, завершить переоснащение очистных забоев комплексами нового технического уровня. Однако не меньшее значение имеет также применение комбинированных систем разработки с прямоточными схемами проветривания и подсыжением исходящей струи воздуха, сплошных систем разработки со средним вентиляционным штреком, вариантов этих систем с полевой подготовкой, позволяющих внедрить наиболее эффективные схемы дегазации, меры по заблаговременному предотвращению выбросов угля и газа, обеспечить подачу воздуха на участок в количестве 3000-5000 м<sup>3</sup>/мин.

Если учесть, что в 2008 году 147 лав отрабатывали выбросоопасные и угрожаемые пласты, то заблаговременная подготовка столбов на таких пластах нецелесообразна еще и из-за значительной задержки во времени. Применение сплошных систем разработки в таких условиях выгодно отличается.

Основным достоинством сплошных систем разработки на данном этапе является снижение первоначальных затрат на подготовку выемочного участка, а в условиях постоянного отставания в своевременной подготовке действующей линии забоев –



также и снижение затрат времени на его подготовку. Кроме того, смещения контура выемочных выработок, проводимых вслед за лавой, оказываются в 2 раза меньше, чем пройденных заранее, что существенно повышает вероятность их повторного использования.

Наличие выработок, поддерживаемых позади очистного забоя, существенно повышает также эффективность дегазации выработанного пространства (основного источника метановыделения на участке). Для достижения высоких нагрузок на очистной забой рекомендуются варианты сплошных систем разработки с проведением вентиляционного штрека вслед за лавой в средней части лавы. На рисунке 1а показан вариант такой системы разработки с опережающим транспортным штреком, а на рисунке 1б – с проведением транспортного штрека вслед за лавой.

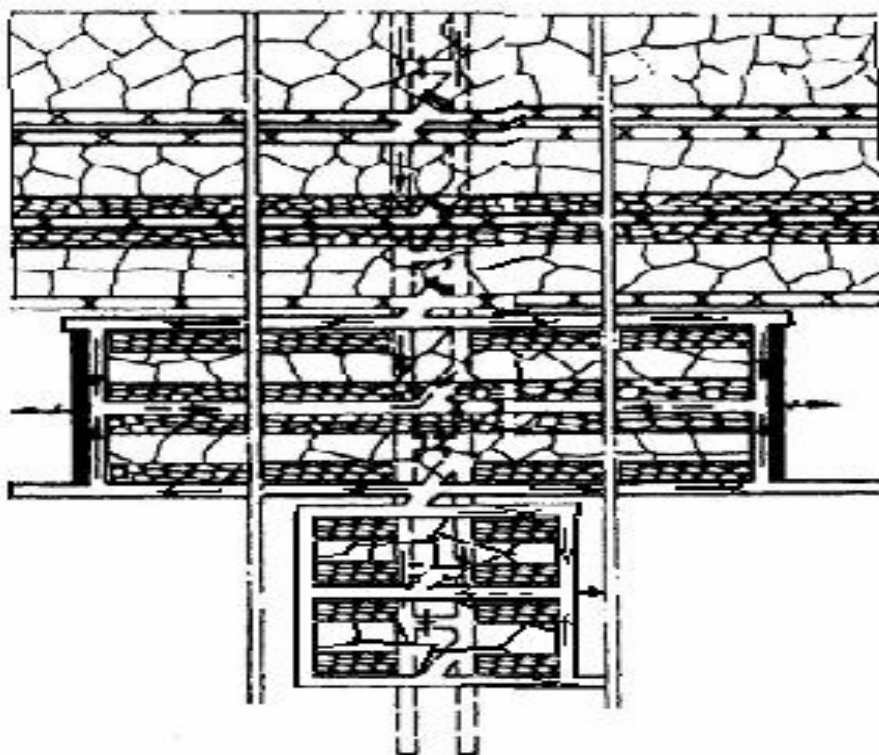
Свежая струя воздуха при такой системе разработки поступает в лаву по двум выработкам, что позволяет увеличить нагрузку на лаву в 3 раза по сравнению с классическим вариантом сплошной или столбовой системы; обеспечивается возможность эффективной скважинной дегазации с вентиляционного штрека; в варианте б все штреки проходятся в разгруженной зоне, что исключает возникновение выбросов и снижает величину смещений контура выработок вдвое. Однако повторное использование транспортного штрека в качестве воздухоподающего на больших глубинах весьма проблематично. Поэтому в условиях больших глубин, неустойчивых боковых пород, наличия самовозгорающихся и выбросоопасных пластов, когда нужна полевая подготовка выемочных участков, сплошные системы (или их комбинации) оказываются наиболее эффективными.

При применении полевой подготовки выемочных участков на особо выбросоопасных, пожароопасных пластах или пластах с весьма неустойчивыми вмещающими породами появляется возможность повторного использования штреков и применения подсвеживания исходящей струи со стороны воздухоподающего флангового хода. В этом случае сплошная система разработки превращается в комбинированную систему сплошной со столбовой (рис.2). Эта система разработки обеспечивает высокую нагрузку на очистной забой (в 4-5 раз больше чем при классическом варианте сплошной или столбовой системы) и повторное использование полевых штреков без существенных затрат на их поддержание.

В ряде случаев, когда пластовый штрек удерживать позади лавы для вывода исходящей струи на фланговую выработку (а тем более для повторного использования) не удастся, возможно применение комбинированной системы разработки столбовой со сплошной с погашением обоих пластовых штреков вслед за лавой и проведением нового вентиляционного штрека по завалу (рис.3). При этом возможно проведение нового вентиляционного штрека как вслед за лавой (рис.3а), так и с отставанием на величину зоны  $r_3$  (рис.3б). При невозможности удерживать пластовый транспортный штрек в зоне  $r_3$  применяется вариант 3а, если же заблаговременно проведенные охранные мероприятия позволяют сохранить пластовый штрек в зоне  $r_3$ , новый вентиляционный штрек проводится с отставанием от лавы (вариант 3б). При проведении штрека с отставанием от лавы, возможность его повторного использования в качестве воздухоподающего более вероятна. Указанная система разработки на газоносных пластах позволяет обеспечить нагрузку на лаву в 5 раз выше, чем при классических вариантах столбовой и сплошной систем.

Комбинированные системы разработки столбовой со сплошной с обособленным разбавлением метана по источникам газовыделения обеспечивают наибольшие нагрузки по газовому фактору и имеют много разновидностей. Наиболее широко применяются системы с поддержанием транспортного штрека вслед за лавой в качестве вентиляционного для вывода исходящей на фланговую выработку.

а)



б)

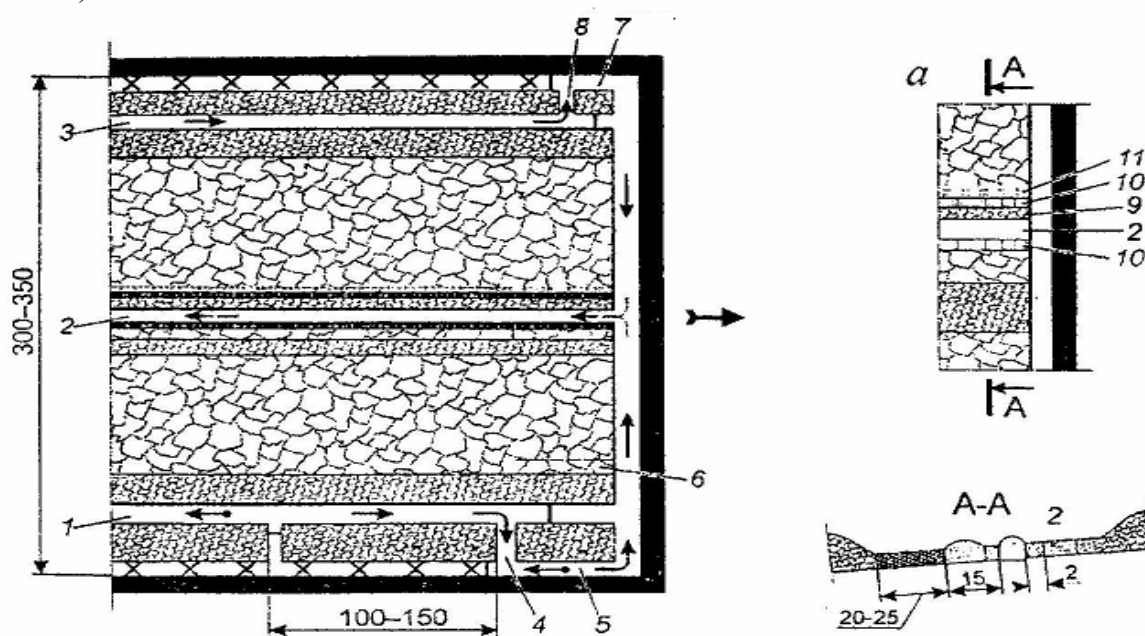


Рисунок 1 – Сплошная система разработки со средним вентиляционным штреком:

а) с проведением опережающего транспортного штрека; б) с проведением транспортного штрека вслед за лавой.

1,2,3 – соответственно транспортный, вентиляционный и воздухоподающий штреки; 4 – конвейерный ходок или печь; 5 – конвейерный просек (косовичник); 6 – бутовый штрек; 7 – воздухоподающий просек (косовичник); 8 – вентиляционный ходок или печь; 9 – бутовая полоса; 10 – чураковая стенка; 11 – костры.

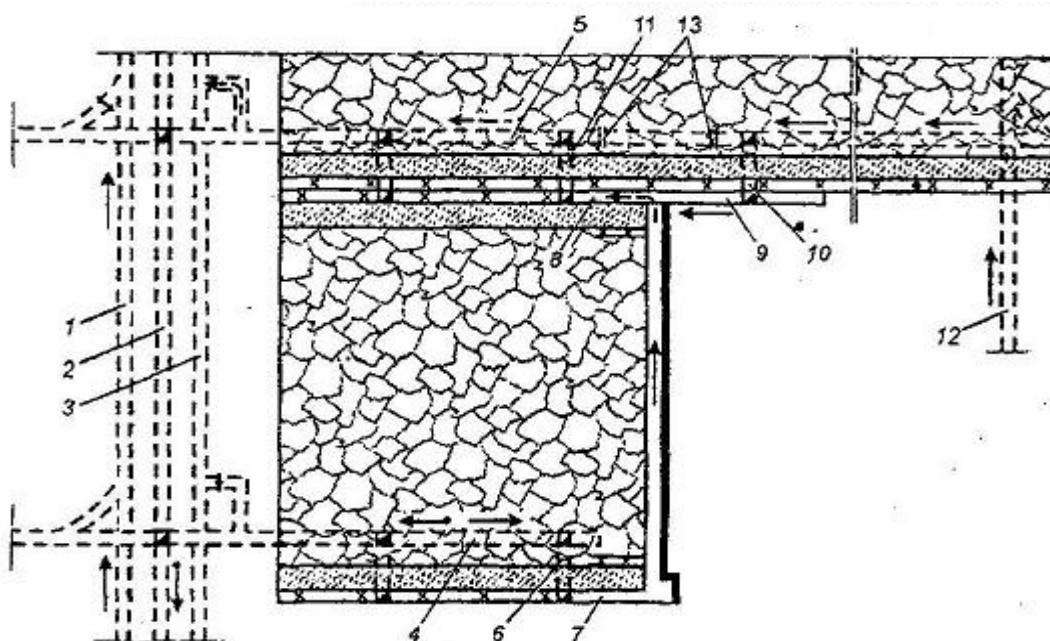


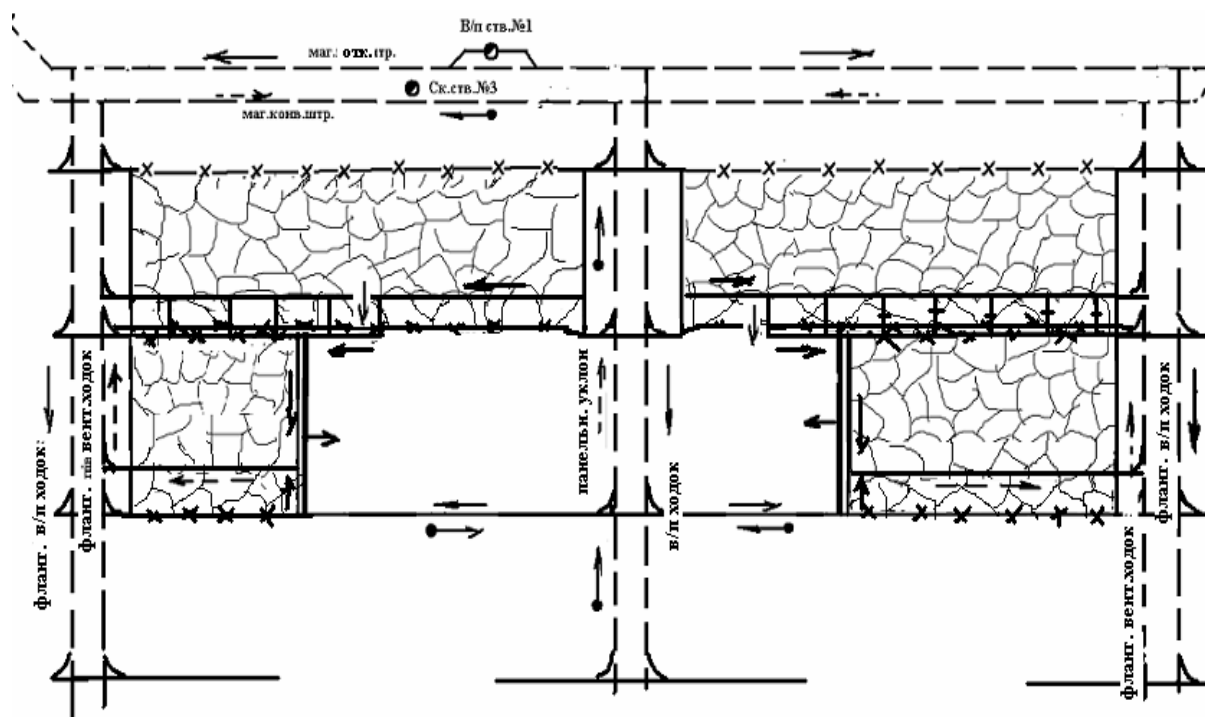
Рисунок 2 – Комбинированная система разработки сплошной со столбовой с полевой подготовкой выемочного участка:

- 1 – вспомогательный бремсберг; 2 – панельный бремсберг; 3 – вентиляционный ходок; 4 – транспортный полевой ярусный штрек; 5 – вентиляционный полевой ярусный штрек; 6 – наклонный гезенк; 7, 8, 9 – соответственно конвейерный, вентиляционный и воздухоподающий пластовые штреки (просеки); 10 – воздухоподающий гезенк; 11 – вентиляционный гезенк; 12 – фланговый воздухоподающий ходок; 13 – вентиляционные двери

В наиболее благоприятных условиях при применении комплекса охранных мероприятий удастся также использовать этот штрек повторно в качестве воздухоподающего. Однако, с увеличением глубины разработки и длины выемочных столбов, стоимость поддержания повторно используемых выработок оказывается больше стоимости проведения новой выработки. Подготовка же коротких столбов (менее 1,5 км) оказывается экономически не выгодной. В ряде случаев более целесообразными могут оказаться комбинированные системы разработки с подготовкой столбов сдвоенными или спаренными выработками (рис.4,5). В этих случаях затраты на поддержание выработок минимальны, а целик над верхним штреком может выниматься при отработке лавы.

Таким образом, для достижения высоких технико-экономических показателей работы очистного забоя в сложных горно-геологических условиях при ограниченной линии очистных забоев необходимы системы разработки, в которых свежий воздух на участок подается по двум выработкам в количестве 3000-6000 м<sup>3</sup>/мин. в зависимости от газообильности участка. При этом как воздухоподающие, так и вентиляционная выработка должны находиться в эксплуатационном состоянии и иметь сечение, необходимое для обеспечения участка воздухом. Для достижения этой цели воздухоподающие выработки должны поддерживаться в массиве угля или пород (при полевой подготовке), или в зоне установившегося горного давления, а вентиляционная – должна проводиться и поддерживаться в зоне розгрузки позади лавы (сплошная система со средним вентиляционным штреком, комбинированная сплошной со столбовой с полевой подготовкой, комбинированная столбовой со сплошной с погаше-

а)



б)

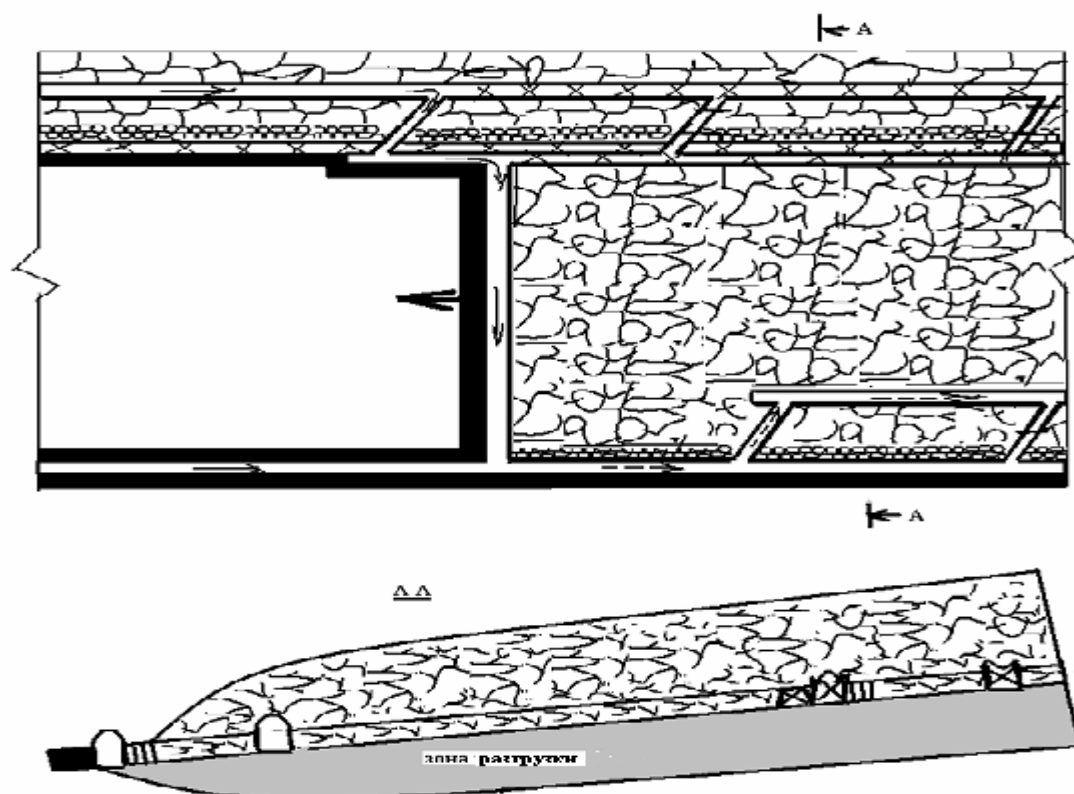


Рисунок 3 – Комбинированная система разработки столбовая со сплошной с погашением  
 обоих штреков позади лавы и проведением нового вентиляционного штрека по завалу  
 а) вслед за лавой; б) с отставанием от лавы

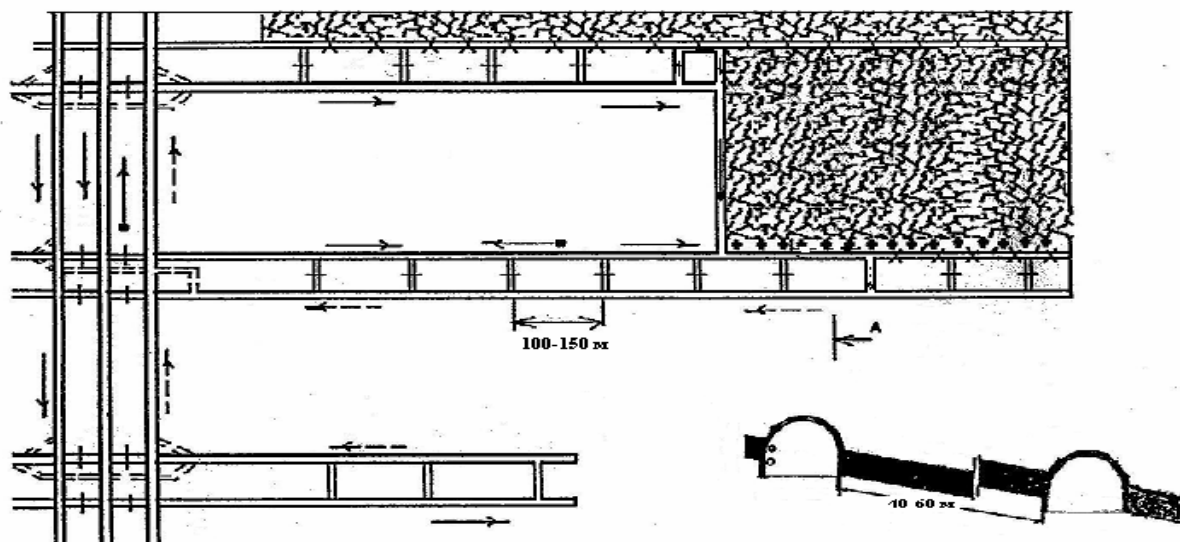


Рисунок 4 – Комбинированная система разработка столбовой со сплошной с подготовкой столбов сдвоенными выработками и выводом исходящей через нижний параллельный штрек

нием обоих штреков). При подготовке длинных столбов сдвоенными или спаренными выработками в качестве вентиляционной выработки используется параллельный штрек, охраняемый целиками или бутовой полосой.

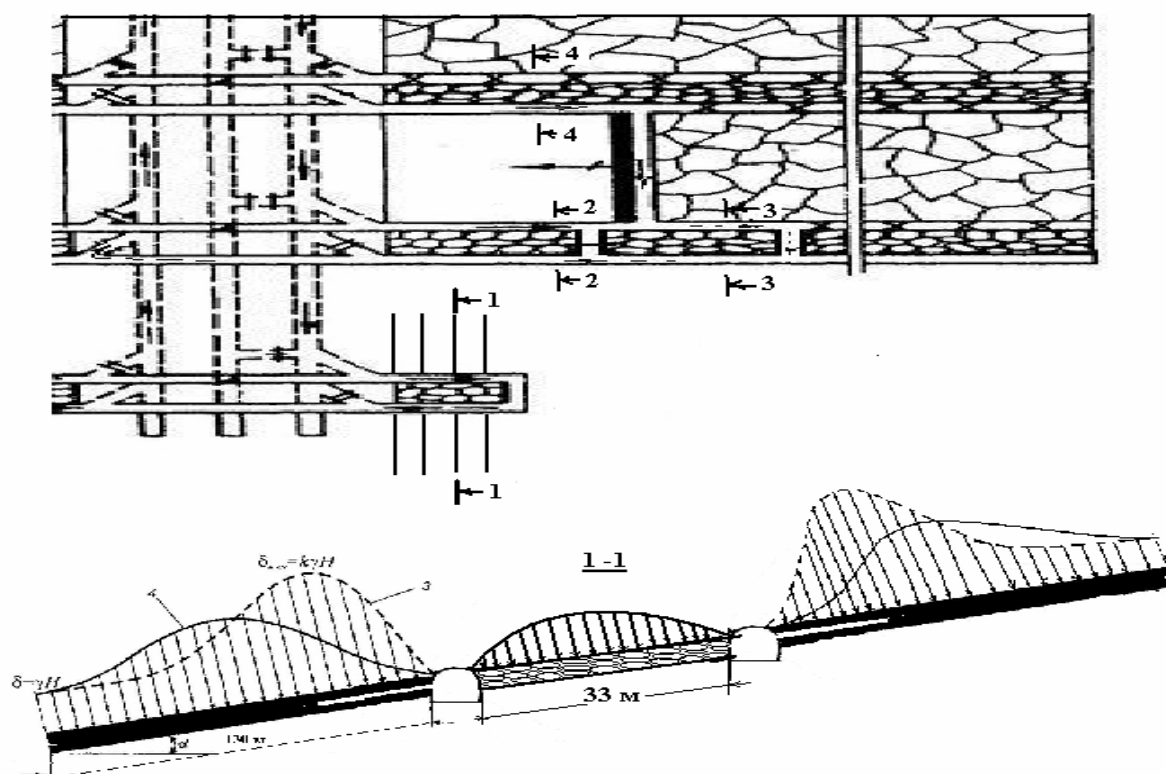


Рисунок 5 – Комбинированная система разработки столбовой со сплошной с подготовкой столбов спаренными выработками и выводом исходящей через нижний параллельный штрек

## Литература:

1. Дорохов Д.В., Сивохін В.І., Подтикалов О.С., Костюк І.С. Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин. – Донецьк: ДонНТУ, 2005.- 492с.
2. Рекомендации по выбору рациональных схем бесцеликовой подготовки и отработки выемочных полей. Пособие по курс. и дипл. проектир. / В.И. Теряник, Я.А. Ляшок, Н.А. Рязанцев и др.- Красноармейск: КИИ ДонНТУ, 2008.- 30 с.

## **ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ МЕХАНІКИ І ОХОРОНИ ПРАЦІ**

УДК 622.235:622.271

ЮСИПУК Ю. О., ФУРМАН Р. А. (КП ДОННТУ)

### **АЛЬТЕРНАТИВНЫЕ СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ ВОЗДУХА В ГЛУБОКИХ ШАХТАХ И РУДНИКАХ**

*Розглянуто способи нормалізації теплових умов в очисних та підготовчих вибоях на глибоких горизонтах, які застосовуються у вітчизняній практиці*

Одной из важнейших проблем отработки угольных пластов на больших глубинах является повышение температуры рудничной атмосферы. Основными причинами повышения температуры воздуха является большая протяженность и разветвленность вентиляционных сетей выработок, а также тепловыделения пород, транспортируемого угля, работающих электрических машин и механизмов. На глубинах свыше 1000 м температура горного массива может достигать до 50°C. Температура воздуха в выработках выемочных участков достигать в отдельных случаях до 36°C, в подготовительных тупиковых выработках до 34— 38°C. Тяжелые температурные условия в забоях отрицательно сказываются на здоровье горнорабочих, обеспечении безопасности работ, на производительности труда и технико-экономических показателях шахт [1].

Снижение температуры в глубоких угольных шахтах осуществляется за счет усиленного проветривания выработок, маневрирования им, общешахтного и участкового кондиционирования, а также применение индивидуальных противотепловых средств.

Существуют следующие способы понижения температуры воздуха в рудничных выработках без искусственного его охлаждения:

1. Повышение интенсивности проветривания отдельных участков или шахты в целом. При увеличении скорости движения воздуха он менее продолжительное время находится в контакте с нагревающими его породами, с поверхностями, отдающими теплоту окислительных процессов и другими источниками тепла и, следовательно, меньше нагревается.

2. Осуществление такой схемы проветривания, при которой предусматривался бы наиболее короткий путь свежей струи до рабочих забоев. Например, в определенных условиях может оказаться целесообразным применение диагональной схемы проветривания с расположением фланговых стволов не у границ, а в середине каждого

из крыльев, с подачей свежего воздуха в шахту по этим стволам и выходом исходящей струи в центре шахтного поля.

В некоторых случаях возможна подача воздуха по специальным вентиляционным выработкам с повышенными скоростями его движения. При этом следует, однако, учитывать, что чрезмерное повышение скорости (свыше предусмотренных ПБ) себя не оправдывает.

3. Предотвращение увлажнения воздуха путем принятия мер по устранению капежа, изоляции водоотливных канавок и т. д.

4. Теплоизоляция стенок вновь проводимых выработок и теплоизоляция трубопроводов свежего воздуха.

5. Применение индивидуальных средств защиты от воздействия высокой температуры

Попытки внедрить противотепловые куртки "Комфорт" конструкции МакНИИ и устройства "Грот" НИИГМ им. Федорова кончились неудачно. Основная причина этого — большие первоначальные, главным образом текущие, расходы на подачу сжатого воздуха и организацию службы по поддержанию курток в рабочем состоянии. Лабораторией средств противотепловой защиты НИИГД разработана система защиты горнорабочих от воздействия высокой температуры "Отдых", которая отличается от известных меньшими первоначальными и эксплуатационными расходами, ибо исключаются затраты на доставку охлаждающих элементов на рабочие места. Масса ранца с самоспасателем в зависимости от вместимости бутылей 10,5—12,5 кг. Средняя охлаждающая мощность ранца "Отдых" 110—148 Вт, а с учетом потерь составляет 80—100 Вт. Горные работы в глубоких шахтах Украины ведутся при температуре 32—34 °С, относительной влажности воздуха 80—85 %. В этих условиях производительность труда горнорабочего увеличится более чем на 20 %[2].

Индивидуальные противотепловые средства горнорабочие не применяют в основном из-за необходимости четкой организации эксплуатации системы т.е. предприятия должны иметь высокую производственную культуру.

Когда перечисленных мер недостаточно или применение их нецелесообразно, прибегают к комплексу мероприятий по тепловому кондиционированию.

В шахте действуют общешахтные и местные системы кондиционирования воздуха. Общешахтные системы предназначены для охлаждения воздуха в выработках, проветриваемых с помощью вентиляторов главного проветривания в течение всего периода эксплуатации шахты (стационарные системы). Такие системы включают холодильные установки и устройства для снижения давления хладоносителя (теплообменники высокого давления, гидротурбины), воздухоохладители (трубчатые или оросительные теплообменники), устройства для отвода тепла за пределы шахты, циркуляционные трубопроводы, насосное оборудование, средства автоматики и др.

Современные комбинированные системы кондиционирования воздуха включают в себя холодильные установки на дневной поверхности и под землёй и воздухоохладители, размещённые в нескольких пунктах по ходу движения вентиляционной струи (многоступенчатые системы). Системы кондиционирования воздуха с холодильной установкой на дневной поверхности или на рабочем горизонте, но с отводом тепла на поверхность выполняются двухконтурными. В первый контур (высокого давления) включается оборудование, расположенное на поверхности, и подземное устройство для снижения гидростатического давления (теплообменник высокого давления, гидротурбина). Они связаны между собой трубопроводами (рассчитаны на высокое давление), по которым циркулирует первичный хладоноситель или конденсаторная вода. Второй контур (низкого давления) предназначен для подачи вторичного хладоносителя от теплообменника (турбины) или от подземной

холодильной установки к воздухоохладителю, а также (при подземной холодильной установке) для подачи конденсаторной воды второго контура от теплообменника (турбины) к конденсаторам холодильной установки. Иногда в шахтах применяют воздушные конденсаторы, расположенные на исходящей струе и охлаждаемые воздухом.[4,5]

Для охлаждения воздуха, подаваемого на проветривание тупиковых подготовительных выработок, выпускаются шахтные передвижные кондиционеры КПШ130—2—0 холодильной мощностью 130 кВт. В качестве рабочего вещества в них используется агент R22. Эффект охлаждения воздуха 10-14 градусов.

Для охлаждения воздуха на выемочных участках применяются стационарные установки кондиционирования воздуха с подземным расположением холодильных машин. Для охлаждения воздуха в высокопроизводительных лавах и выработках используется подземная холодильная машина 21ШМКТ 820—2—0 с винтовым компрессором. Машина 21ШМКТ 820—2—0 выполнена в виде двух основных блоков — винтового компрессорного агрегата и теплообменного, смонтированных на специальных рамах. При доставке в шахту и перемещении по выработкам каждый агрегат может транспортироваться отдельно. Охлаждение воздуха осуществляется с помощью теплообменных аппаратов АРВ3-3—4. В каждом из них охлаждается 50—70% воздуха, поступающего по участковым выработкам на проветривание лав, температура воздуха понижается на 6—8°C [1].

В последнее время ведутся новые разработки по эффективному охлаждению рудничной атмосферы, так в НИИГД "Респиратор" разработан пакет, в котором холод выделяется в результате эндотермической реакции с поглощением тепла при смешивании карбомида и нитрата аммония с водой массой 0,1 кг. Такие пакеты можно содержать в любых условиях на шахтах, для них не требуется специального оснащения для хранения и транспортирования, они постоянно готовы к применению, сохраняют охлаждающие свойства в течение длительного срока[3].

На сегодняшний день наиболее эффективным и широко применяемым способом борьбы с высокой температурой является кондиционирования шахтного воздуха, что видно на примере шахты "Глубокая", где установка кондиционирования эксплуатируется более 10 лет.

### **Литература:**

1. Мартынов А.А., Лунев С.Г. Кондиционирование воздуха в действующих глубоких шахтах. Уголь Украины, май 2002.
2. Землянский И.Я. Система противотепловой защиты горнорабочих. Уголь Украины, январь 2006.
3. Положий В.О., Лазаренко Т.А. Эффективность применения химических охлаждающих пакетов. Уголь Украины, ноябрь 2009
4. Воропаев А.Ф. Тепловое кондиционирование рудничного воздуха в глубоких шахтах. Мю, «Недра», 1977. 359с.
5. Бондаренко В.И. О разработке и внедрении новой технологии кондиционирования рудничного воздуха, М., «Недра», 1987. 215с
6. Алексеенко С.А. и др. Альтернативные способы кондиционирования воздуха в глубоких шахтах и рудниках. Москва, 1981. 220с



УДК 814.89

ЧЕБЕРЯЧКО С.И., ЧЕБЕРЯЧКО Ю.И., РАДЧУК Д.И., НАУМОВ М.М. (НГУ)

### ПРИМЕНЕНИЕ ПРОТИВОПЫЛЕВЫХ РЕСПИРАТОРОВ НА УГОЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

*Наведено рекомендації щодо вибору протипилових респіраторів для умов гірничорудних підприємств, виходячи із захисної ефективності, опору дихання, дисперсного складу пилу, характере робіт, часу експлуатації, кліматичних умов.*

Наиболее распространенным неблагоприятным фактором внешней среды в горной промышленности является пыль. Воздействие пыли на организм работающих может привести к развитию пневмокониозов и пылевых бронхитов. Одним из действенных средств защиты органов дыхания сегодня является противопылевой респиратор. В этой связи допущенные ошибки при его выборе существенно снижают общий защитный эффект. С другой стороны свой отпечаток накладывают сложные метеорологические условия и тяжесть выполняемых работ, а если при этом учесть, что неправильно подобранный тип средств индивидуальной защиты органов дыхания (СИЗОД) приводит к неоправданному перенапряжению функциональных систем организма человека, то в результате – резкое снижение трудоспособности. Поэтому регламентации применения респираторов необходимо уделять особое внимание, с тем, чтобы минимизировать их влияние на жизнедеятельность человека и максимально защитить его от воздействия вредных веществ.

С целью обоснования подбора необходимого типа защитного средства для конкретных условий труда с учетом обеспечения максимально возможной работоспособности человека, необходимо учитывать конструктивные особенности респираторов, защитную эффективность, состав и количественное содержание вредных веществ в окружающем среде, срок защитного действия, режим труда, климатические условия. Оценим каждый из факторов, характеризующий СИЗОД и влияющий на его качественные характеристики.

**Конструктивные особенности.** СИЗОД делятся на одноразовые и многоразовые. Одноразовые – применяются из расчета, что их срок действия будет равняться одной рабочей смене, приблизительно при концентрации вредных веществ не более 50 мг/м<sup>3</sup>. В случае невыполнения этого условия необходимо использовать многоразовые.

**Защитная эффективность респиратора.** Оценивается коэффициентом защиты  $K_z$ . Все фильтрующие СИЗОД делятся на три группы с разной эффективностью защиты: низкая ( $K_z < 10$ ), средняя ( $K_z = 10...100$ ), высокая ( $K_z > 100$ ). В Европейских стандартах низкая степень защиты обозначается цифрой 1, средняя – 2 и высокая – 3 [1].

Для определения коэффициента защиты  $K_z$ , обычно экспериментально определяют коэффициент проникания  $K_n$ , выражающий отношение концентрации вредного вещества в подмасочном пространстве СИЗОД к концентрации этого вещества в окружающей среде [1]

$$K_z = 100 / K_n \quad (1)$$

В табл. 1. приведены коэффициент проникания, определенный по стандартному тест-аэрозолю масляного тумана с диаметром частичек 0,28 – 0,32 мкм и коэффициент защиты для наиболее распространенных отечественных образцов СИЗОД. Как видим из табл. 1 наилучшей степенью защиты среди многоразовых респираторов обладает Пульс и РПА-ТД.

Важным показателем СИЗОД является перепад давления, который определяется сопротивлением воздушному потоку фильтров. В качестве физиологической

характеристики сопротивление дыханию представляет собой величину, которая связана с одной стороны с объемом легочной вентиляции, структурой дыхательного цикла, тяжестью выполняемой работы, а с другой стороны на нее оказывает влияние состояние окружающей среды, конструктивные особенности респираторов. Однако при фиксированных параметрах внешнего дыхания человека и окружающей среды перепад давления зависит только от свойств фильтрующего материала [1].

$$\Delta p = \frac{4v\mu\beta H}{r^2(-\lambda - 0,5 \ln \beta)}, \quad (2)$$

Таблица 1

Характеристики противопылевых респираторов

Марка респиратора	Перепад давления при расходе воздуха 30 л/мин, Па		Коэффициент проникания по тест- аэрозолю масляный туман, $K_n$ , %
	вдох	выдох	
РПА-ТД-1	55	30	0,5 - 2
РПА-ТД-2	25	30	0,5 – 2,5
Пульс-К	55	15	0,5 - 2
Пульс-М	25	15	0,5 – 2,5
Клен-П	30	30	0,5 – 3,5

где  $v$  – линейная скорость течения газа, м/с;  $\beta$  – плотность упаковки волокон;  $H$  – толщина фильтрующего слоя, м;  $r$  – радиус волокон, м;  $\mu$  – динамическая вязкость газа, Н·с/м<sup>2</sup>;  $\lambda$  – поправочный коэффициент, зависящий от типа фильтрующего материала.

Связь между перепадом давления и коэффициентом проникания тест-аэрозоля можно представить в виде [1]

$$K_n = \exp(-\alpha[\Delta p]) \quad (3)$$

где  $\Delta p$  – перепад давления на СИЗОД, Па;  $\alpha$  – коэффициент фильтрации,

$$\alpha = \frac{2r\eta_\Sigma}{4\pi(-\lambda - 0,5 \ln \beta)v\mu},$$

где;  $\eta_\Sigma$  – суммарный коэффициент захвата частиц, обусловленный всеми механизмами фильтрации (электростатическим, инерционным, зацепления, диффузионным)

Анализируя выражение (3) приходим к выводу, что увеличение защитной эффективности можно достичь путем увеличения толщины фильтрующего слоя и плотности упаковки, а также за счет уменьшения диаметра волокон. В свою очередь это приведет к росту перепада давления на СИЗОД (рис. 1) и нагрузки на органы дыхания человека. СИЗОД высокого класса защиты нецелесообразно использовать при работах с нетоксичными веществами, поскольку производственные операции, выполняемые в противопылевых и универсальных респираторах, имеющих сопротивление 40 – 60 Па, следует относить к категориям по тяжести на один разряд выше по сравнению с такими же работами, не требующими применения респираторов [1].

С другой стороны увеличение перепада давления не всегда приводит к повышению защитных свойств респиратора. В некоторых случаях из-за несовершенной конструкции обтюратора повышение сопротивления фильтрующих элементов приводит к увеличению подсоса неочищенного воздуха в подмасочное пространство. В работе [2] была получена зависимость защитной эффективности респиратора от

защитной эффективности фильтров обусловленная величиной их сопротивления дыханию

$$K_p = 10^{-\alpha(R_{\phi,e}, S)} + 0,8 \frac{\rho d^2}{18\eta} \sqrt{\frac{4\pi v^3}{Q_1 - \Delta p / R_{\phi,e}}},$$

где  $R_{\phi,e}$  – сопротивление фильтра, Н·с/м<sup>5</sup>;  $S$  – площадь фильтра, м<sup>2</sup>;  $\rho$  – плотность частичек аэрозоля, кг/м<sup>3</sup>;  $d$  – диаметр частички аэрозоля, м;  $\eta$  – кинематическая вязкость воздуха, м<sup>2</sup>/с;  $Q$  – расход воздуха через респиратор, м<sup>3</sup>/ч;  $v$  – скорость движения частички, м/с.

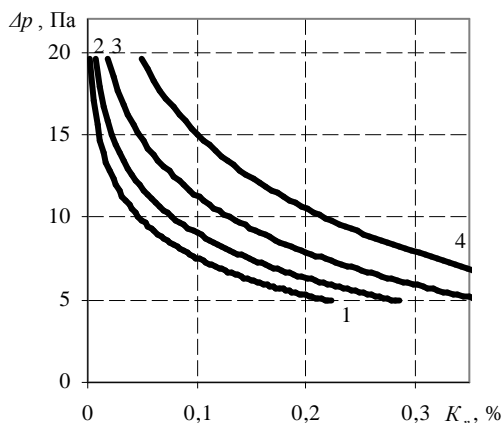


Рис. 1. Зависимость коэффициента проникновения от перепада давления на СИЗОД при различных диаметрах волокна фильтрующего материала: 1 – 1,5 мкм; 2 – 2 мкм; 3 – 2,5 мкм; 4 – 3 мкм

Существует некий оптимум, при котором обеспечивается наибольшая защитная эффективность СИЗОД (рис. 2). При этом, дальнейшее увеличение защитных свойств фильтров приводит к ухудшению защитной эффективности респиратора. Это объясняется тем, что из-за роста сопротивления воздушному потоку фильтра (неизбежно при увеличении качества его фильтрации), происходит перераспределение воздушных потоков и увеличивается подсос загрязненного воздуха через неплотности полосы обтюрации.

Сопротивление дыханию, также воздействуя на физиологическое состояние человека, и при достижении определенной величины вызывает функциональные сдвиги в дыхательной системе (удлинение фазы вдоха, увеличения объема вдоха, внутриальвеолярного давления,

уменьшения частоты дыхания) приводит к снижению работоспособности человека.

В значительной мере коэффициент защиты респиратора и его сопротивление зависит от характеристик применяемого фильтрующего материала, из которого изготавливается один из основных элементов СИЗОД – сменный противопылевой фильтр. Наибольшее распространение получили ФПП, элфлен. В табл. 2 приведены основные характеристики фильтров [2].

Казалось бы, применение элфлена, который имеет сравнительно высокий коэффициент проникновения, должно быть менее эффективно, чем тканей ФПП. Однако из-за небольшого сопротивления фильтра из элфлена защитная эффективность респиратора в целом выше, чем у СИЗОД с высокоэффективными фильтрами из ФПП 15-1,5 (табл. 2), что подтверждает предположение о перераспределении воздушных потоков в респираторе при увеличении сопротивления фильтра.

Выбор СИЗОД невозможно произвести без знания **состава и количественного содержания вредных веществ в окружающей среде**. Например, концентрация угольной пыли в зоне дыхания рабочего составит 300 мг/м<sup>3</sup>, ПДК для угольной пыли при содержании в ней SiO<sub>2</sub> до 10 % составляет 4 мг/м<sup>3</sup>. Следовательно, рабочему необходимо использовать СИЗОД с коэффициентом защиты не менее 75 (300/4 = 75). В табл. 3 приведены марки СИЗОД рекомендуемые к применению на угольных предприятиях в зависимости от состава и количественного содержания в воздухе вредных веществ [3].

**Срок защитного действия.** В условиях большой запыленности, которыми характеризуются угольные предприятия, этот показатель является одним из основных. Время эксплуатации респираторов определяется временем достижения конечного сопротивления, которое составляет согласно ГОСТ 12.4.041-89 – 100 Па, при заданном расходе воздуха через СИЗОД 30 л/мин.

В результате многочисленных экспериментальных исследований связанных с изучением механизмов осаждения частичек пыли на волокнах фильтрующих материалов было получено эмпирическое выражение для определения времени эксплуатации респиратора [4].

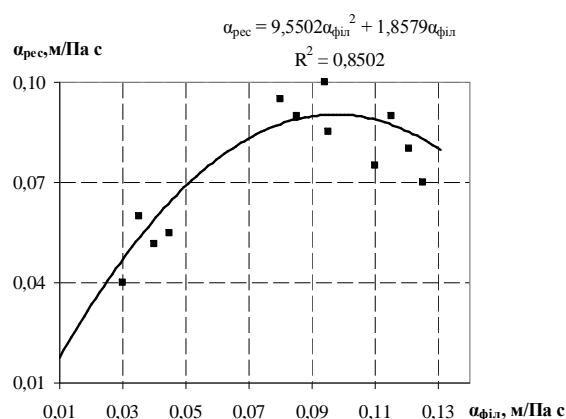


Рис. 2. Зависимость коэффициента фильтрующего действия респиратора от коэффициента фильтрующего действия фильтра

$$t = \frac{(F(\Delta p) - F_B^2) d \rho_n \phi F_0}{4 F_B Q C}, \quad (4)$$

где

$$F(\Delta p) = \left\{ \left[ \frac{6(100 - \Delta p_0) \pi^2 L}{k_n \rho_n \phi F_0} \right] + F_B^3 \right\}^{2/3},$$

$\Delta p_0$  – начальный перепад давления на фильтре, Па;  $k_n$  – коэффициент пропорциональности, который зависит от скорости фильтрации,  $\text{м}^4/\text{с}^2$

$(5 - 8)$ ;  $L$  – общая длина волокон;  $F_0$  – общая площадь фильтра,  $\text{м}^2$ ;

$F_B = \frac{2\beta H}{a}$  – суммарная поверхность волокон фильтра;  $\Pi$  – масса осевших частичек пыли на фильтре, кг;  $\rho_n$  – насыпная плотность частичек пыли,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $\phi$  – коэффициент

неравномерности распределения пыли по площади фильтра (1,3 – 1,5).

Таблица 2

Результаты лабораторных испытаний фильтров респиратора РПА-ТД

Испытуемые изделия	Перепад давления при расходе воздуха 30 л/мин, $\Delta P$ , Па	Коэффициент проникания по МТ, при расходе воздуха 30 л/мин, $K_n$ , %	Коэффициент проникания микрошлифпорошка М-5, $K_n$ , %
Фильтры из элефлен	$54,5 \pm 2,7$	$0,05 \pm 0,005$	$0,005 \pm 0,005$
Фильтры из ФПП15-1,5	$73,4 \pm 3,5$	$0,01 \pm 0,005$	$0,0001 \pm 0,005$
Фильтры из ФПП15-0,6	$61,3 \pm 2,0$	$0,3 \pm 0,03$	$0,01 \pm 0,005$
Респиратор РПА-ТД с фильтрами из ФПП15-1,5	$39 \pm 3,2$	$1,2 \pm 0,02$	-
Респиратор РПА-ТД с фильтрами элефлен	$25 \pm 2,4$	$0,9 \pm 0,05$	-

Таблица 3

Рекомендации по выбору СИЗОД в зависимости от условий труда

Рекомендуемые марки СИЗОД при превышении ПДК		
до 10 раз	от 10 до 100 раз	более 100 раз
Фильтрующие полумаски Лепесток-5, Росток-3, У-2К.	Фильтрующие полумаски: Лепесток-40, Росток-2, Снежок-П, Снежок-Ф. Патронные респираторы с резиновыми полумасками: РПА-ТД, Пульс, Клен-П.	

Используя формулу (4) было рассчитано время эксплуатации фильтров к респиратору РПА-ТД при достижении критического сопротивления в 100 Па (табл. 4). В случае если фильтры будут использоваться больше указанного времени – это приведет к резкому ухудшению защитной эффективности за счет появления подсосов по полосе обтюрации.

Таблица 4

Рекомендуемое время эксплуатации фильтров к респиратору РПА-ТД

Концентрация пыли мг/м <sup>3</sup>	Время эксплуатации фильтров, соответственно расходу воздуха					
	30 л/мин	95 л/мин	30 л/мин	95 л/мин	30 л/мин	95 л/мин
	из ФПП 15-1,5		из элефлена		из мелтблоуна	
50	27,8	16,7	38,9	23,3	34,4	20,7
100	13,9	8,3	19,4	11,7	17,2	10,3
200	6,9	4,2	9,7	5,8	8,6	5,2

**Характер выполняемых работ.** При работах требующих большого напряжения и сопровождающихся значительными объемами легочной вентиляции некоторые конструкции СИЗОД могут оказаться непригодными из-за резкого роста сопротивления дыханию. К примеру, пиковые объемы легочной вентиляции при тяжелой и очень тяжелой интенсивности работы составляют соответственно 200 и 250 л/мин, при этом начальное сопротивление дыханию респиратора по ГОСТ 12.4.041-89 определяется при расходе 30 л/мин, что не отражает реальной картины энергозатрат организма.

На рис. 3 приведены значения сопротивления дыханию для респираторов с двумя фильтрующими коробками (РПА-ТД, Пульс, Астра-2) с фильтрами изготовленных из „ФПП15 – 1,5” и элефлена при различных расходах воздуха.

**Метеорологические условия.** Условия на рабочих местах существенно отличаются от стандартных ( $t = 20\text{ }^{\circ}\text{C}$ ;  $\phi = 50\%$ ;  $P = 101,1\text{ кПа}$ ) при которых проводят оценку качества респираторов согласно ГОСТ 12.4.041-89. В горных выработках температура воздуха от 26 до 31  $^{\circ}\text{C}$ , влажность 90 – 100 % и высокое атмосферное давление.

Проведенные исследования (рис. 4 и 5) показывают, что повышение температуры и относительной влажности воздуха приводит к увеличению перепада давления. Это объясняется тем, что сопротивление дыханию прямо пропорционально зависит от вязкости газа, которая меняется под действием температуры. Кроме того, влажный воздух, проходя сквозь фильтрующий материал, образует на поверхности волокон тонкую пленку, которая со временем лопается и в местах контакта скрещенных волокон появляются капли. Они постепенно перекрывают поры фильтра, в результате чего возрастет сопротивление дыханию СИЗОД.

Дополнительный прирост к перепада давления на СИЗОД через повышенную температуру и влажность воздуха можно учесть

$$\Delta p = k_1 k_2 R_1 Q_1,$$

где  $k_1$  – дополнительный перепад давления вызван увеличением температуры;  $k_2$  – дополнительный перепад давления вызван увеличением относительной влажности воздуха (определяются экспериментально для каждого типа фильтрующего респиратора) (табл. 5, 6).

Таким образом, при выборе респиратора необходимо учитывать целый ряд факторов, а не только его эффективность фильтрации и соответственный класс защиты. Если не принимать во внимание режим труда, климатические условия – это может очень сильно снизить защитные свойства даже высококачественного СИЗОД.

Как видим из приведенных исследований, очень важно не превысить рекомендуемого времени эксплуатации фильтров, поскольку грязный фильтр

характеризуется повышенным сопротивлением дыханию, увеличение которого приводит к появлению подсосов по полосе обтюрации. Кроме того, необходимо учитывать, что каждому типу респиратора соответствует свой тип фильтра, иначе можно ухудшить показатели последних. Особое внимание необходимо обращать на то чтобы полумаска плотно прилегала к лицу, чтобы она соответствовала типоразмеру;

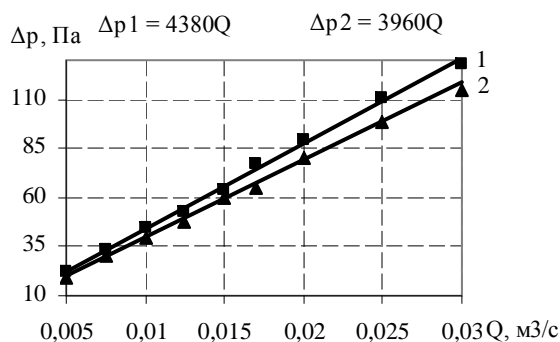


Рис. 3. Зависимость перепада давления на фильтрах респиратора (1) и респираторе РПА-ТД (2) от расхода воздуха

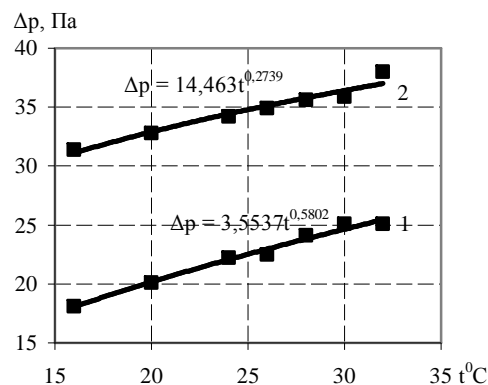


Рис. 4. Кривые зависимости перепада давления ЗИЗОД от температуры окружающей среды: 1 – фильтры из элефлену; 2 – фильтры из ФПП 15 – 1,5

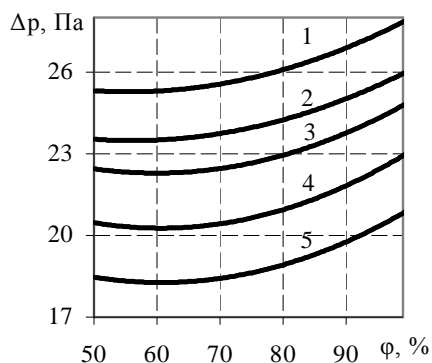


Рис. 5. Кривые зависимости перепада давления респираторов от влажности воздуха, который проходит сквозь фильтр при разной температуре окружающей среды, 0С: 1 – 30; 2 – 26; 3 – 24; 4 – 20; 5 – 16

Таблица 5  
Величина поправочного коэффициента на температуру

Температура °C	+16	+20	+24	+28	+30
коэффициент k <sub>1</sub>	0,9	1,0	1,1	1,2	1,2

Таблица 6

Величина поправочного коэффициента на влажность воздуха

Относительная влажность воздуха, φ %	Температура воздушного потока, °C				
	16	20	24	26	30
70	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3
80	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3
90	1,0	1,1	1,2	1,2	1,3
100	1,1	1,2	1,3	1,3	1,4

чтобы конструкция респиратора, обеспечивала минимальную „мертвую зону” в подмасочном пространстве и максимальную обзорность при выполнении работы.

## Список литературы

1. Басманов П.И., Каминский С.Л., Коробейникова А.В., Трубицына М.Е. Средства индивидуальной защиты органов дыхания. Справочное руководство. – СПб.: ГИПП «Искусство России», - 2002. – 399 с.
2. . Голінько В.І Застосування респіраторів на вугільних і гірничорудних підприємствах / В.І. Голінько, С.І. Чеберячко, Ю.І. Чеберячко // Монографія . – Д.: НГУ. – 2008. – 99 с.
3. Каминский С.Л., Коробейникова А.В. Средства индивидуальной защиты органов дыхания. Выбор, применение, режим труда. Методические рекомендации. – СПб.: «Крисмас+», - 1999. – 96 с.
4. . Чеберячко Ю.І. Оцінка впливу дисперсного складу пилу на захисну ефективність протипилових респіраторів / Чеберячко Ю.І. // Науковий вісник НГУ. – 2007. – № 8. – С. 72-74.

УДК 621.65.004.13

КОНДРАТЕНКО В.Г., КОЗЛОВ А.О. (КП ДонНТУ)

**РОЗРАХУНОК ГОЛОВНОЇ ВОДОВІДЛИВНОЇ УСТАНОВКИ**

*Приведений розрахунок головної водовідливної установки, який забезпечує безкавітаційну роботу насоса для типових проектів насосних камер.*

Розрахунки головної водовідливної установки вугільних шахт представлені в багатьох методичних вказівках [1], [2], [3] і т.д.

Нижче приведена методика розрахунку відрізняється від відомих методик тим, що забезпечує задане значення висоти всмоктування шахтного насосу і дозволяє безпосередньо розрахувати внутрішній діаметр напірного трубопроводу по гідравлічним параметрам вибраного насосу. Такий підхід забезпечує безкавітаційну роботу насоса для типових проектів насосних камер.

Вихідними даними для розрахунку головної водовідливної установки є:

- нормальний добовий приплив  $Q_n$ , м<sup>3</sup>/добу;
- максимальний добовий приплив  $Q_{max}$ , м<sup>3</sup>/добу;
- глибина шахтного ствола  $H_{ш}$ , м;
- водневий показник шахтної води рН;
- щільність шахтної води  $\rho$ , кг/м<sup>3</sup>;
- температура шахтної води  $t$ , °С;

Пропонується така послідовність розрахунку:

**1. Розрахунок вихідних параметрів**

Для надійності відкачки води із шахти згідно п. 7.1.4 [4] подача кожного насоса (або кількох одночасно працюючих насосів) повинна забезпечувати відкачку максимального добового припливу не більше ніж за 20 годин. Тому розрахункова подача насоса повинна бути не меншою за:

$$Q_{min} = \frac{Q_{max}}{20}, \quad (1)$$

де  $Q_{max}$  – максимальний добовий приплив, м<sup>3</sup>/добу.

Геометрична висота підйому води

$$H_{\Gamma} = H_{ш} + h_v - h_{п}, \quad (2)$$

де  $H_{\text{ш}}$  – глибина шахтного ствола, м,  
 $h_{\text{в}}$  – орієнтовна геометрична висота всмоктування насосів,  $h_{\text{в}} = 3 \div 4$  м,  
 $h_{\text{п}}$  – заглиблення напірного трубопроводу під рівнем поверхні землі (трубопровід заглиблюють для виключення його замерзання),  $h_{\text{п}} = 0,5 \div 2$  м.

Загальна протяжність трубопроводів:

$$L = H_{\text{ш}} + \ell_{\text{вс}} + \ell_{\text{пх}} + \ell_{\text{к}} + \ell_{\text{п}}, \quad (3)$$

де  $\ell_{\text{вс}}$  – довжина всмоктувального трубопроводу,  $\ell_{\text{вс}} = 8 \div 20$  м,

$\ell_{\text{пх}}$  – довжина труб у похилому хіднику,  $\ell_{\text{пх}} = 15 \div 20$  м,

$\ell_{\text{к}}$  – довжина труб у насосній камері,  $\ell_{\text{к}} = 20 \div 30$  м,

$\ell_{\text{п}}$  – довжина труб на поверхні від ствола до місця зливу (беруть з проекту поверхні шахти або орієнтовно приймається  $150 \div 200$  м).

## 2. Вибір типу насоса і кількості робочих коліс

Вибір типу насоса за номінальною подачею здійснюємо за умовою:

$$Q_{\text{мін Н}} \leq Q_{\text{мін}} \leq Q_{\text{Н}}, \quad (4)$$

де  $Q_{\text{мін Н}}$  – мінімальна подача насоса в його робочій зоні,

$Q_{\text{Н}}$  – номінальна подача насоса.

Умова (4) також забезпечить задане значення висоти всмоктування.

Для вибору насоса за номінальним напором та визначення кількості робочих коліс насоса використовуємо залежності:

$$H_{\text{Н}} > H_{\text{Г}}, \quad (5)$$

$$z > \frac{H_{\text{Г}}}{H_{\text{нк}}}, \quad (6)$$

де  $H_{\text{Н}}$  – номінальний напір насоса, м,

$z$  – кількість робочих коліс,

$H_{\text{нк}}$  – напір, що створюється одним робочим колесом вибраного насоса в номінальному режимі, м.

Умова (6) використовується в разі пропорційної залежності між номінальним напором насоса і числом робочих коліс. При розрахунках рекомендується використовувати (якщо дозволяє тип насоса) два-три мінімально-допустимих значення  $z$ .

## 3. Розрахунок внутрішнього діаметра трубопроводу

Діаметр трубопроводу у першому наближенні визначається з розрахунку роботи насоса в номінальному режимі. Гідравлічний опір такого трубопроводу,  $\text{год}^2/\text{м}^5$ :

$$a = \frac{H_{\text{Н}} - H_{\text{Г}}}{Q_{\text{Н}}^2}. \quad (7)$$

Попередньо вважаємо, що на всіх ділянках трубопроводу, що вказані у пункті 1, внутрішній діаметр труб однаковий, тоді загальний опір трубопроводу визначається за залежністю джерела [5]:

$$a = \frac{L + \sum \ell_{\text{аеа}}}{3600^2 E^2}, \quad (8)$$

де  $K$  – витратна характеристика труби, квадрат цієї характеристики визначається за залежністю:

$$K^2 = \frac{\pi d^5 g}{8 \lambda}, \quad (9)$$

де  $d$  – внутрішній діаметр труби, м,



$g$  – прискорення вільного падіння,  $g = 9,81 \text{ м/с}^2$ ,  
 $\lambda$  – коефіцієнт Дарсі, який розраховується за формулою Ф.А. Шевелєва для ненових труб:

$$\lambda = 0,021 d^{-0,3}, \quad (10)$$

$\sum \ell_{\text{екв}}$  – еквівалентна довжина всіх місцевих опорів, яка визначається за формулою:

$$\sum \ell_{\text{екв}} = \frac{\sum \xi}{\lambda} d, \quad (11)$$

де  $\sum \xi$  – сума коефіцієнтів місцевих опорів трубопроводу, яка залежить від вибраної комутаційної схеми водовідливної установки та від внутрішнього діаметра трубопроводу  $d$ .

Після підстановки залежностей (9) – (11) до (8) отримаємо рівняння, з якого, знаючи значення  $a$  (розрахованого за формулою (8)) можна отримати значення внутрішнього діаметра  $d$ :

$$a = 1,34 \cdot 10^{-10} d^{-5,3} (L + 47,6 d^{1,3} \sum \xi). \quad (12)$$

Кількість та тип місцевих опорів визначається вибраною комутаційною схемою, а їх значення коректується разом з підбором значення  $d$ , що задовольняє рівнянню (12).

Розв'язанням рівняння (12) можуть бути значення  $d$ , що знаходяться в розумних межах [3].

#### 4. Визначення товщини стінки напірного трубопроводу

Розрахунковий максимальний тиск води у нагнітальному трубопроводі визначаємо за формулою:

$$P_{\text{роз}} = 1,25 \rho g H_{\text{н}}. \quad (13)$$

У відповідності до ДГСТ 3845-75 мінімальна товщина стінки труби визначається за формулою:

$$\delta_0 = \frac{\gamma_{\text{ic}} d}{0,8 \sigma_a}, \quad (14)$$

де  $\sigma_a$  – тимчасовий опір розриву [3].

Із урахуванням корозійного зношування зовнішньої та внутрішньої поверхонь труб початкова розрахункова товщина їх стінок повинна бути

$$\delta = \frac{100}{100 - K_d} [\delta_0 + (\delta_{\text{кз}} + \delta_{\text{кв}}) \tau], \quad (15)$$

де  $\delta_{\text{кз}}$  – середньорічна швидкість корозійного зношування зовнішньої поверхні сталюї труби в нейтральній атмосфері,  $\delta_{\text{кз}} = 0,25 \text{ мм/рік}$ ,

$\delta_{\text{кв}}$  – середньорічна швидкість корозійного зношування внутрішньої поверхні сталюї труби в нейтральній атмосфері [3],

$\tau$  – середній термін роботи трубопроводу,  $\tau = 10 \text{?} 15$  років,

$K_d$  – коефіцієнт, що враховує мінусовий допуск товщини стінки,  $K_d = 10 \text{?} 15\%$ .

Розрахунковий зовнішній діаметр трубопроводу:

$$d_{\text{зр}} = d + 2\delta. \quad (16)$$

Отримане значення  $d_{\text{зр}}$  слід округлювати до найближчого більшого стандартного значення. Приймають стандартний зовнішній діаметр труб напірного трубопроводу  $d_{\text{нз}}$  та стандартне значення товщини стінки  $\delta_{\text{н}}$ .

За величинами  $d_{\text{нз}}$  і  $\delta_{\text{н}}$  визначають внутрішній діаметр напірного трубопроводу:

$$d_n = d_{nz} - 2\delta_n. \quad (17)$$

Усмоктувальний трубопровід насосної установки короткий, тому при визначенні його діаметра нема потреби виходити із техніко-економічних міркувань. Важливим при проектуванні установки є забезпечення мінімального гідравлічного опору всмоктувального трубопроводу, що суттєво зменшить ймовірність появи кавітації при роботі насоса. Внутрішній діаметр всмоктувального трубопроводу рекомендується приймати на 25-50 мм більшим за внутрішній діаметр напірного трубопроводу, при товщині стінки не меншій за товщину стінки напірного трубопроводу.

В якості трубопроводу насосної камери приймаємо сталевий трубопровід за ДОСТ 8732-78, зовнішній та внутрішній діаметри обирають відповідно до діаметрів вихідних патрубків обраного насоса, розмірів робочої камери та існуючої на підприємстві номенклатури запірної арматури.

### 5. Визначення рівняння напірної характеристики зовнішньої мережі водовідливної установки.

Рівняння напірної характеристики трубопроводу має вигляд:

$$H = H_{\Gamma} + aQ^2. \quad (18)$$

Значення  $a$  треба уточнити у відповідності з обраним діаметром  $d_n$  за формулою:

$$a = \frac{8}{g\pi^2 3600^2} \left[ \left( \lambda_{an} \frac{\ell_{an}}{d_{an}} + \sum \xi_{an} \right) \frac{1}{d_{an}^4} + \left( \lambda_i \frac{L_i}{d_i} + \sum \xi_i \right) \frac{1}{d_i^4} + \left( \lambda_e \frac{\ell_e}{d_e} + \sum \xi_e \right) \frac{1}{d_e^4} \right], \quad (19)$$

де  $\lambda_{вс}$ ,  $\lambda_n$ ,  $\lambda_k$  – коефіцієнти Дарсі відповідно всмоктуючого, нагнітального та трубопроводів у насосній камері, розраховуються за формулою (10),

$\ell_{вс}$ ,  $\ell_n$ ,  $\ell_k$  – довжини трубопроводів відповідно всмоктуючого, нагнітального та у насосній камері – приймаються за реальною схемою,

$d_{вс}$ ,  $d_n$ ,  $d_k$  – діаметри трубопроводів відповідно всмоктуючого, нагнітального та у насосній камері – приймаються за реальною схемою,

$\sum \xi_{вс}$ ,  $\sum \xi_n$ ,  $\sum \xi_k$  – суми коефіцієнтів місцевих опорів, які відносяться відповідно до всмоктуючого, нагнітального та трубопровода в насосній камері.

Довжина нагнітального трубопроводу, м:

$$L_i = L - \ell_{an} - \ell_e. \quad (20)$$

Для визначення робочого режиму насоса необхідно побудувати в однаковому масштабі у загальній системі координат напірні характеристики насоса і трубопроводу (18) – точка перетину їх і визначить робочий режим насоса: подачу, напір, коефіцієнт корисної дії ( $Q_p$ ,  $H_p$ ,  $\eta_p$ ).

### 6. Вибір приводного двигуна насоса

Розрахункова потужність на валу насоса:

$$P_{\text{в}} = \frac{\rho g H_p Q_p}{3600 \eta_p}. \quad (21)$$

За визначеною потужністю обирають електродвигун [3].

Розрахунковий запас потужності визначається за формулою:

$$\Delta P = \frac{(P_{\text{н}} - P_{\text{в}})}{P_{\text{в}}} 100\% \quad (22)$$

У літературних джерелах зазвичай рекомендується приймати коефіцієнт запасу потужності, який дорівнює 10%.

### 7. Перевірка роботи насоса в кавітаційному режимі

Для цього треба визначити допустиму вакууметричну висоту всмоктування та порівняти її з допустимим значенням висоти всмоктування насосів.

Для визначення значення допустимої вакууметричної висоти всмоктування можна скористатися аналітичною чи графічною залежністю, яка наведена в каталогах або постачається заводом-виготовником.

Для забезпечення безкавітаційної роботи необхідно виконання наступної вимоги:

$$H_{\text{вак}} < H_{\text{вак}}^{\text{доп}}, \quad (23)$$

де  $H_{\text{вак}}$  – розрахункова вакууметрична висота всмоктування, значення якої визначається за залежністю:

$$H_{\text{вак}} = h_a + \left( \lambda_{\text{ан}} \frac{\ell_{\text{ан}}}{d_{\text{ан}}} + \sum \xi_{\text{ан}} \right) \frac{8Q_{\text{н}}^2}{g\pi^2 d_{\text{ан}}^4}, \quad (24)$$

де  $H_{\text{вак}}^{\text{доп}}$  – допустима вакууметрична висота всмоктування.

### Література:

1. Методика розрахунків водовідливних установок гірничих підприємств для студентів напряму 0902 Інженерна механіка / Уклад. М.В. Холоменюк. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2005. – 66 с.
2. Методические указания к проектированию шахтных водоотливных установок (для студентов специальностей 0202/0506) / Сост.: С.С. Малыгин, В.Б. Малеев. – Донецк: ДПИ. 1988. – 44 с.
3. Методические указания к расчету на ЭВМ главных водоотливных установок с параллельно работающими насосами / Боруменский А.Г., Моргунов В.М., Кирик В.В. – Донецк: ДПИ, 1981. – 37 с.
4. Правила безпеки у вугільних шахтах. – Київ, 2005. – 400 с.
5. Гейер В.Г., Тимошенко Г.М. Шахтные вентиляторные и водоотливные установки. М., Недра, 1987. – 270 с.

УДК 621.65.004.13

КОНДРАТЕНКО В.Г., ВОРОНОВ А.Г. (КИИ ДонНТУ)

## КОНТРОЛЬ РАБОТЫ ШАХТНОГО СЕКЦИОННОГО НАСОСА

*Приведений спосіб контролю шахтного секційного насосу і його розвантажувального пристрою.*

Контроль режима работы шахтного насоса осуществляется по его подаче и напору. С этой целью на насосных агрегатах устанавливаются расходомер 10, манометр 8 и вакуумметр 9 (рис.1).

Известно, что одним из наиболее уязвимых узлов шахтных центробежных насосов является дисковое разгрузочное устройство [1]. Основной недостаток

разгрузочного устройства заключается в коротком сроке его службы. Необходимость частых замен и регулировок элементов разгрузочного узла связано с разборкой и сборкой насоса. Такие действия требуют значительных расходов непродуктивного ручного труда обслуживающего персонала. Выход из строя разгрузочного устройства может привести к серьёзным поломкам насоса (к разрушению рабочих колёс и направляющих аппаратов).

Поэтому предлагается осуществлять контроль за работой разгрузочного устройства с помощью расходомера 13, измеряющего расход воды через разгрузку и манометров, измеряющих давление воды в разгрузочной камере между кольцами разгрузки 11 и давление в камере за разгрузочным диском 12. Расход воды через разгрузочное устройство характеризует экономичность его работы, а изменение расхода воды в разгрузочной системе связаны с изменением ширины торцевого зазора между кольцами разгрузки или с изменением ширины кольцевой щели между втулкой разгрузки и дистанционной втулкой.

При этом величину торцевого зазора (от которой в значительной мере зависит надёжность и долговечность разгрузочного устройства) можно оценить по гидравлическому сопротивлению торцевой щели

$$a_T = \frac{P_2 - P_3}{g \rho Q_p^2},$$

где  $a_T$  - гидравлическое сопротивление торцевой щели;  $P_2$  - давление в камере разгрузки;  $P_3$  - давление в камере за разгрузочным диском;  $\rho$  - плотность шахтной воды;  $Q_p$  - затраты воды через разгрузочное устройство;  $g$  - ускорение свободного падения.

Значения давлений  $P_2$ ,  $P_3$  и конструктивные размеры разгрузочных дисков позволяют определить осевую силу, величина которой значительно влияет на работоспособность насоса.

Величину кольцевого зазора можно оценить по гидравлическому сопротивлению кольцевой щели

$$a_K = \frac{P_1 - P_2}{g \rho Q_p^2},$$

где  $P_1$  - давление измеряемое манометром 8.

Уменьшение значения  $a_K$  может быть вызвано износом втулок образующих кольцевую щель, а увеличение значения  $a_K$  перекосом одной втулки относительно другой.

Как следует из вышеизложенного, предложенный контроль позволяет диагностировать причины неудовлетворительных режимов работы насоса. На кафедре электромеханики и автоматики Красноармейского Индустриального института Донецкого Национального Технического Университета в лаборатории гидравлики установлены и опробованы указанные контролирующие устройства.

Предложенный метод контроля и способы диагностики позволят увеличить долговечность работы разгрузочного узла и в целом всего насоса.

#### Литература:

1. Кондратенко В.Г. Исследования дискового разгрузочного устройства шахтного насоса ЦНС 300-600.Зб.матеріалів регіональної наук.-практ. конференції

Геотехнології і охорона праці у гірничій промисловості, Красноармійський індустріальний інститут ДонНТУ, 2008.-150с.

УДК 621.694.3

НСМЦЕВ Е.М. (КП ДонНТУ)

### **ЗАХИСТ ВОДОВІДЛИВНОЇ УСТАНОВКИ ВІД ГІДРАВЛІЧНОГО УДАРУ**

*У статті визначені співвідношення для розрахунку несталого протікання рідини в трубопроводі й основні характеристики стабілізаторів тиску, що використовуються для захисту водовідливної установки від гідравлічних ударів.*

На сьогодні, оновлення парку шахтних насосів проходить одночасно із зростанням потужності встановлених приводних двигунів, що пов'язано із збільшенням глибини шахт, збільшенням довжини трубопроводів й зростанням швидкостей протікання рідини (навіть всупереч оптимальним значенням). Усе це призводить до зростання вірогідності виникнення гідравлічних ударів й більш критичних наслідків при їх протіканні в шахтних трубопроводах.

Під гідравлічним ударом розуміють підвищення тиску в трубопроводі при будь-якій зміні швидкості рідини (відкриття чи закриття зворотного клапана, запуск чи зупинка насоса й т.п.), у результаті чого відбуваються зміни кінетичної енергії рідини, що рухається. При зупинці насоса гідравлічний удар проявляється спочатку появою розрідження, за яким слідує різке підвищення тиску. Фізичною основою гідравлічного удару є виникнення коливальних тиску внаслідок місцевої зміни швидкості в просторі, який заповнено пружним газом або рідиною.

Гідравлічний удар відбувається тоді, коли в рідині у стані спокою, що знаходиться в трубопроводі, закритому лише з однієї сторони, неочікувано створюється тиск біля відкритого кінця. Цей прикладений тиск у вигляді удару розповсюджується трубопроводом. На початковій стадії удару одночасно з розповсюдженням по довжині трубопроводу прикладеного тиску внаслідок стискання приводиться до руху рідини, замкнена у трубопроводі.

Вторинне підвищення тиску відбувається у тому випадку, коли рідина, що розпочала рух, буде примушена починати зупинятися внаслідок того, що трубопровід в кінці тупика перекритий.

Коливальний процес зміни тиску виникає й при неочікуваному відкритті засувки, тобто при швидкому сповіщенні рідині певної швидкості, що викликає зменшення тиску. В тих випадках, коли явище гідроудару не використовується і його дія шкідливо відображається на нормальній роботі трубопроводу або на його міцності, система повинна бути постачена пристроями, які не дозволяють здійснити миттєве зниження швидкості, або такими, які обмежують розповсюдження удару.

Для характеристики гідравлічного удару на виробництві використовують поняття "очікуваний ударний тиск", яке визначає тиск, що утворюється першою ударною хвилею, та не дає повного уявлення про процес протікання.

Методика визначення параметрів можливого гідравлічного удару дає змогу визначати не тільки очікуваний ударний тиск, що є першою хвилею коливального перехідного процесу, але й визначати в будь-який наступний момент часу його значення та довжину періоду коливальних.

Швидкість розповсюдження ударної хвилі однорідна, якщо трубопровід й рідина

по довжині однорідні. Цілком очевидно, що стиснена в трубопроводі рідини не може залишатися в такому стані покою. Як стиснена пружина, вільна з одного кінця, рідина в трубопроводі почне переміщуватися в зворотному напрямку. Завдяки цьому починається спад тиску. Ця хвиля переміщується з тією ж швидкістю  $a$  й погашає тиск, який створила перша ударна хвиля. Внаслідок останньої обставини рідина в трубопроводі в подальшому буде намагатися відірватися від засувки. Внаслідок цього тиск біля засувки, що буде початковим, при підході хвилі гасіння буде продовжувати падати, й ставати меншим того, яким воно було до удару. Падіння тиску припиниться, коли шар рідини біля засувки зупиниться.

Якщо зневажати розсіюванням енергії потоку, що обумовлено роботою сил тертя та деформацією трубопроводу, то удар, що знову виник, буде повторювати попередній. Удар буде мати періодичний характер. У цьому випадку коливальний процес буде продовжуватися нескінченно довго, а тиск біля засувки в залежності від часу буде змінюватися також періодично (рис. 1). Такий гідроудар ще називають прямим.

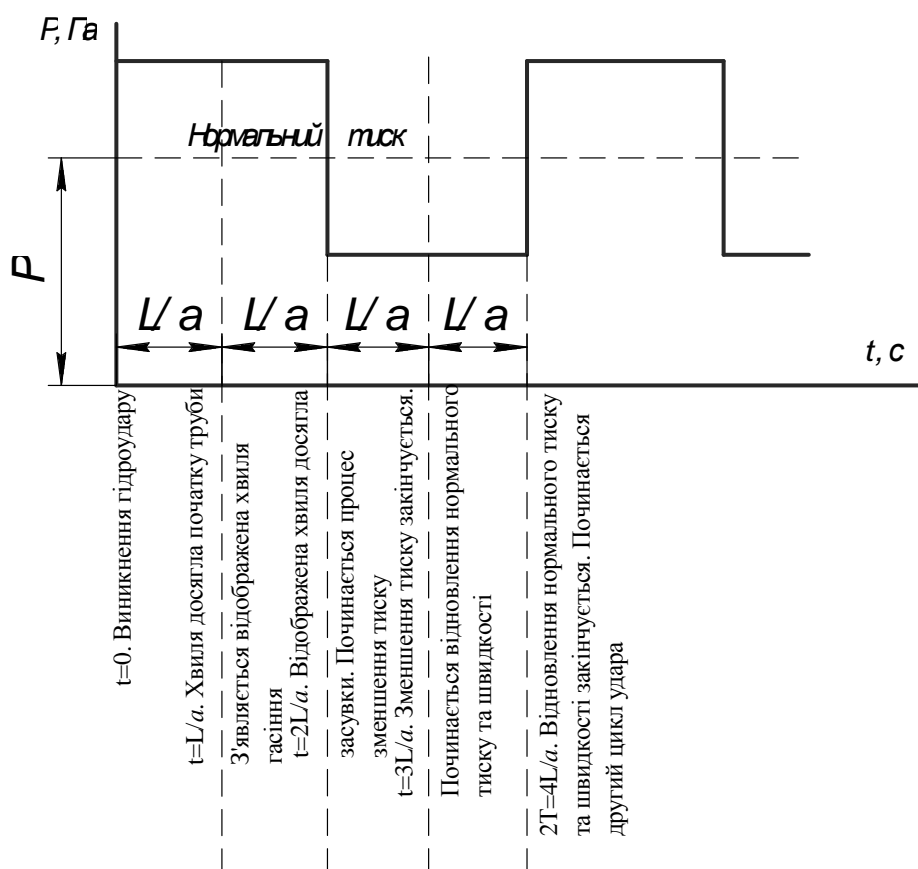


Рис. 1 – Залежність тиску біля засувки (при прямому гідроударі)

Швидкість розповсюдження хвилі тиску у необмеженому просторі, заповненому водою, становить близько 1430 м/с. Через збільшення перетину трубопроводу при зростанні тиску швидкість зменшується. Ступінь зміни перетину та швидкості розповсюдження хвилі тиску в трубопроводі залежить від діаметру, матеріалу та товщини стінок. Для сталевих трубопроводів, що застосовуються в шахтному водовідливі, з достовірним ступенем точності можна враховувати її дорівнюючою 1300 – 1500 м/с [1].

Час зупинки хвилі  $T$  дорівнює часу, який пройде з моменту подачі енергії (або відкриття чи закриття клапана) й до моменту припинення циркуляції рідини. Його можна розрахувати за формулою:

$$T = C + \frac{K \cdot L \cdot v}{g \cdot H_m}, \quad (1)$$

де  $L$  – протяжність трубопроводу, м,

$v$  – швидкість рідини, м/с,

$g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>,

$H_m$  – манометричний тиск безпосередньо за насосом, Па.

$K$  – коефіцієнт, який враховує ефект інерції в рухомих частинах насоса, його величина залежить в основному від довжини нагнітання (рис. 2).

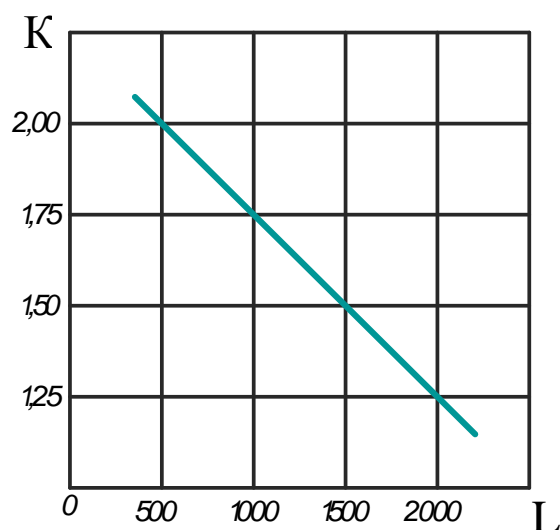


Рис. 2 – Визначення коефіцієнту, що враховує інерцію

Швидкість розповсюдження хвилі по довжині трубопроводу визначається:

$$a = \frac{9900}{\sqrt{48 + \Delta \cdot \frac{d}{\delta}}}, \quad (2)$$

де  $d$  – діаметр труби (зовнішній), м,

$\delta$  – товщина стінок труби, м,

$\Delta$  – коефіцієнт, що залежить від матеріалу труб:

$$\Delta = \frac{10^{10}}{E}, \quad (3)$$

де  $E$  – коефіцієнт еластичності труб, кг/м<sup>2</sup> (сталь – 0,5, чавун – 1, ПВХ-33,3, поліестр – 6,6).

Час, протягом якого хвиля пройде від місця збурення до місця згасання, називається фазою хвилі.

Якщо час, впродовж якого відбувається зміна швидкості, дорівнює або менший за фазу хвилі, тоді гідравлічний удар буде прямим й приріст тиску буде визначатися формулою М.Є. Жуковського:

$$\Delta p_y = \rho \cdot C \cdot \Delta v, \quad (4)$$

де  $\rho$  – щільність рідини, кг/м<sup>3</sup>,

$\Delta v$  – зміна швидкості,

$$\Delta v = v_2 - v_1, \quad (5)$$

$v_1$  та  $v_2$  – відповідно початкове та кінцеве значення швидкості потоку, м/с.

Амплітуда ударного тиску в залежності від напрямку вектора швидкості може бути позитивною, якщо вектор швидкості направлений до місця збурення, або негативною, якщо навпаки.

Частота коливань визначається за залежністю:

$$f = \frac{C}{4L}. \quad (6)$$

Для визначення величини тиску, який виникає при гідроударі у випадку миттєвого перекриття засувки, розглянемо явища біля останньої. За час  $dt$  після виникнення удару рух рідини припиниться, а тиск зросте лише на довжині  $dl = a dt$ , де  $a$  – швидкість хвилі.

У потоці лівіше перерізу А (рис. 3) ще буде початковий тиск  $P$  й початкова швидкість  $v$ . Біля засувки (в перерізі В) тиск буде дорівнювати тиску удару. Частина трубопроводу буде деформована, що показано пунктиром.

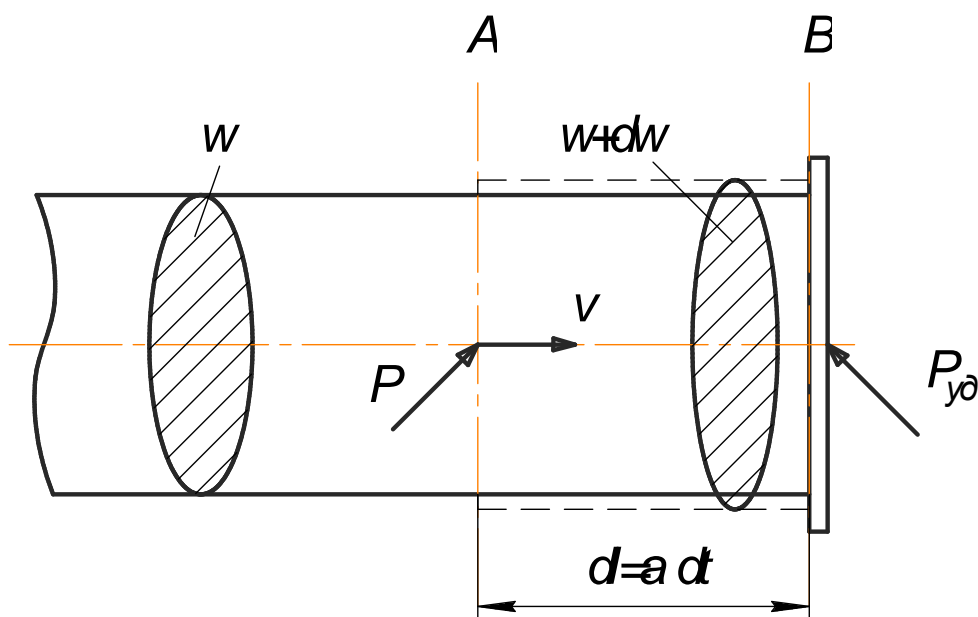


Рис. 3 – До розрахунку параметрів гідравлічного удару

Для горизонтального трубопроводу ( $z = \text{const}$ ) будемо мати:

$$\frac{1}{\gamma} \frac{dP}{dl} = -\frac{\beta}{g} \frac{dv}{dt}, \quad (7)$$

Помноживши обидві частини рівняння на  $dl = a dt$ , отримаємо:

$$dP = -P \cdot \beta \cdot a \cdot dv, \quad (8)$$

Зневажаючи переміщенням часток за час удару, можна розглядати  $dv$  як зміну швидкості в деякому живому перерізі, тобто віднести його зміну до точки поля.

Таким чином, інтегрування слід здійснювати в межах від  $P$  до  $P_{уд}$  та від  $v$  до 0. При цьому отримаємо:

$$P_{уд} - P = \beta \cdot \rho \cdot v \cdot a, \quad (9)$$

Ще однією небезпекою виникнення гідроудару на шахтному водовідливі є відключення насосного агрегату.



Швидкість розповсюдження ударної хвилі, враховуючі попередні викладки, розраховується за формулою:

$$C = \frac{\sqrt{\frac{E_p}{\rho}}}{\sqrt{1 + \frac{d}{\delta} \cdot \frac{E_p}{E}}}, \quad (10)$$

де  $E_p$  – модуль пружності рідини (для води  $E_p = 2 \cdot 10^9$  Па),

Знаючи швидкість розповсюдження ударної хвилі визначимо час її руху:

$$t = \frac{2L}{C}, \quad (11)$$

Найчастіше проблема захисту від гідравлічних ударів вирішується не економічно шляхом підвищення запасу міцності труб (в "Правилах безпеки у вугільних шахтах" є вимога  $1,25P_{\max}$ , на практиці при розрахунках часто приймають  $1,5 P_{\max}$ ). Це можна пояснити недосконалістю конструкцій пристроїв, запропонованих для захисту трубопроводів від гідравлічного удару, який є складним процесом, що нелінійно залежить від таких факторів як момент інерції ротора насосного агрегату, довжини напірного трубопроводу й т.п. Тому для забезпечення захисту водовідливних установок необхідно застосовувати удосконалені пристрої для захисту від гідравлічних ударів.

Захист гідравлічних систем шляхом скидання частини рідини, що транспортується є найрозповсюдженішим засобом штучного зниження величини гідроудару. Пристрої, що виконують дану функцію, можна розділити на клапанні, розривні мембрани та переливні колони.

Одним із сучасних засобів гасіння гідроударів у трубопроводах є стабілізатори тиску. Принцип їх роботи засновано на розподіленому по довжині трубопроводу дисипативному та пружнодемпфуючому впливі на пульсуючий потік рідини, що перекачується. Найбільший ефект гасіння досягається при дисипації енергії пульсацій на перфораційних отворах, рівномірно розподілених по довжині стабілізатора, а також внаслідок демпфування, обумовленого податливістю пружних елементів стабілізатора, що виконуються у вигляді газової подушки, камер і сильфонів зі стінками з пружинистих та еластичних матеріалів. Додатковий ефект гасіння забезпечуються при розширенні потоку в попередніх камерах й колекторах стабілізатора.

Відмінна особливість стабілізаторів тиску полягає в тому, що вони не змінюють прохідний переріз трубопроводу й мають мінімальний гідравлічний опір. Відмінною ж конструктивною ознакою пневмостабілізатора є розділення за допомогою пружної мембрани його внутрішньої порожнини на рідинну та газову. В роботі пропонується застосувати конструкцію представлено на рис. 4.

Пневмостабілізатор складається з металевго корпуса 2, в якому розміщується ділянка трубопроводу 6 з рівномірно розподіленою по довжині перфорацією 3. Для розділення рідинного та газового середовища в пневмостабілізаторі слугує гнучкий елемент 5, який може переміщуватися між внутрішньою поверхнею стінки корпуса 2 й наріжною поверхнею стінки перфорованої труби 6. Рідинна порожнина пневмостабілізатора з'єднана за допомогою перфорації з основною гідромагістраллю, а газова – через штуцер 4 з акумулятором тиску газу. Ущільнення розділювача 5 здійснюється при обтисненні його кінців між внутрішньою напівсферою корпуса 2 й конусною поверхнею кільця 1, встановленого на трубопроводі 6.

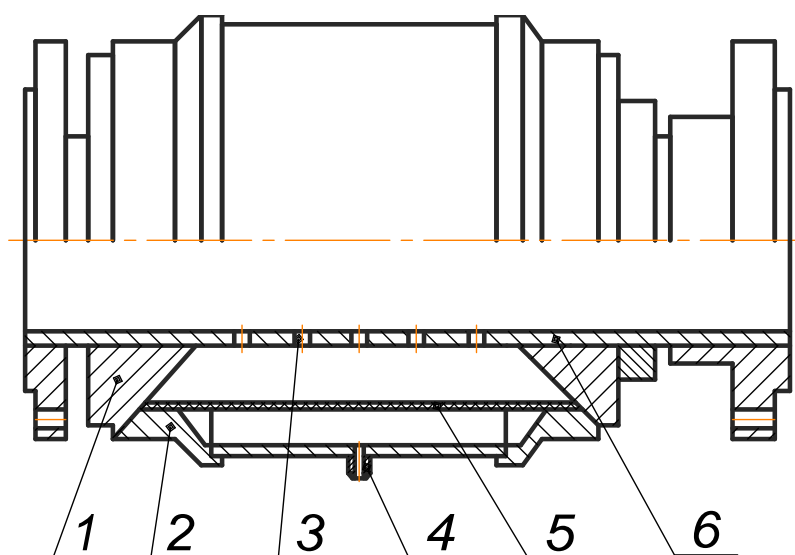


Рис. 4 – Пневмостабілізатор тиску з гнучким розділюючим елементом

Пневмостабілізатор працює наступним чином. В усталеному режимі руху рідина, що протікає по трубопроводу 6 через перфорацію 3 заповнює порожнину, що охоплюється розділювачем 5. Порожнина між корпусом 2 й розділювачем 5 заповнена газом з тим же тиском, що й в основній магістралі. При появі пульсацій в трубопроводі 6 тиск в рідинній порожнині пневмостабілізатора не співпадає з тиском в газовій порожнині, й розділювач 5 під впливом цього перепаду випробовує пружні деформації, при яких об'єм рідинної порожнини змінюється, тобто забезпечується податливість стабілізатора для демпфування коливань. Внаслідок значної податливості розділювача 5 й газової порожнини відбувається збільшення швидкості перетікання середовища з трубопроводу в рідинну порожнину (або навпаки), що призводить до дисипації енергії коливань тиску на зосереджених опорах перфораційних отворів. Вибором пружних характеристик розділювача, тиску в газовій порожнині та її об'єму, розмірів перфораційних отворів та їх сумарної площі можна досягти потрібного ступеню зменшення амплітуди коливань.

#### Література

1. Андрияшев М.М. Графические расчеты гидравлического удара в водоотливных установках. М., Стройиздат, 1969. – 64 с.
2. "Инструкция по проектированию шахтных водоотливных установок". - Донецк, ДПИ, 1979.
3. «Гидроупругие колебания и методы их устранения в закрытых трубопроводных системах». Под ред. Х.Н. Низамова. - Красноярск: ВНИИГИМ, 1983г.
4. Ганиев Р.Ф., Низамов Х.Н., Дербуков Е.И. «Волновая стабилизация и предупреждение аварий в трубопроводах» - М.: МГТУ им. Н.Э.Баумана, 1996г.
5. Оверко В.М. Создание и исследование средств защиты шахтных водоотливных установок от гидравлических ударов. - Донецк, ДПИ, 1980, – 64 с.
6. Пак В.С., Гейер В.Г. "Шахтные водоотливные установки", М., НЕДРА, 1962.
7. Фокс Д.А. "Гидравлический анализ неустановившегося течения в трубопроводах", М., ЭНЕРГОИЗДАТ, 1981. – 248 с.

УДК 629.7

БАТРАК В.В. ( КІІ ДонНТУ)

### ГІДРАВЛІЧНИЙ УДАР ЯК ПЕРЕХІДНИЙ ПРОЦЕС РОБОТИ ВОДОВІДЛИВНОЇ УСТАНОВКИ

*Розглянуто основи математичного моделювання гідравлічного удару в трубопроводі, як перехідного процесу в роботі водовідливної установки*

Фізичною основою гідравлічного удару є виникнення коливань тиску в наслідок місцевої зміни швидкості в просторі, що заповнений пружним газом або рідиною.

Швидкість розповсюдження хвилі тиску у необмеженому просторі, заповненому водою, становить 1430 м/с. Із-за збільшення перетину трубопроводу при зростанні тиску швидкість зменшується. Ступінь зміни перетину та швидкості розповсюдження хвилі тиску в трубопроводі залежить від діаметру, матеріалу та товщини стінок. Для сталевих трубопроводів, що застосовуються в шахтному водовідливі, з достовірною ступеню точності можна враховувати її рівною 1300 - 1500 м/с [2].

Час, протягом якого хвиля пройде від місця збурення до місця вгасання, називається фазою хвилі та визначається за формулою

$$T = 2 \cdot L / C$$

де  $L$  – довжина трубопроводу між місцем збурення та місцем вгасання;

$C$  – швидкість розповсюдження хвилі,  $C = 1300 - 1500$  м/с.

Якщо час, в продовж якого відбувається зміна швидкості, дорівнює або менше фази хвилі, тоді удар буде прямим та приріст тиску буде визначатися формулою Н.Є. Жуковського

$$\Delta p_y = \rho \cdot C \cdot \Delta v$$

де  $\rho$  – щільність рідини;

$\Delta v = v_2 - v_1$  – зміна швидкості;

$v_1$  та  $v_2$  – відповідно початкове та кінцеве значення швидкості потоку.

Амплітуда ударного тиску в залежності від напрямку вектора швидкості може бути позитивною, якщо вектор швидкості направлений до місця збурення, або негативною, якщо навпаки.

Частота коливань визначається як

$$f = C / (4L)$$

В умовах шахтного водовідливу довжину трубопроводу можна приймати на 50-100 м більше геометричної висоти [2].

Для характеристики гідравлічного удару на виробництві використовують поняття "очікуваного ударного тиску", яке визначає тиск, що утворюється першою ударною хвилею, та не дає повного уявлення про процес протікання.

В наукових установах та проектних бюро розповсюджений метод описання гідравлічного удару, як перехідного процесу, за допомогою характеристичних кривих трубопроводу.

Для визначення сутності цього метода розглянемо трубопровід АВ (рисунок 3.1), позначивши відстань між А та В за допомогою  $L$ , поперечний перетин за допомогою  $S$ , товщину стінок як  $e$  та середню швидкість руху потоку як  $C_0$  [3].

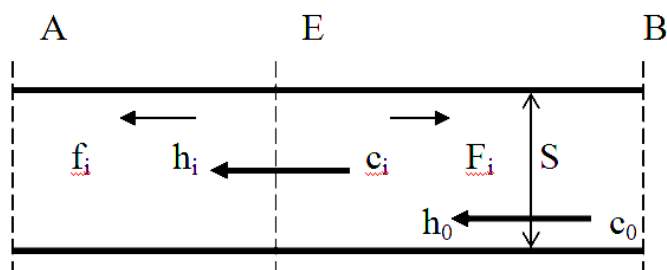


Рисунок 1 – Схема трубопроводу.

Якщо не брати до уваги гідравлічного опору, то характеристична крива трубопроводу в перетині А при встановленому русі зображується горизонтальною прямою  $M_0N$  (рисунок 3.2.), при початковій відповідній точці  $M_0$ , що має абсцису, рівну  $q = c_0S$ , та ординату  $h_0$ , рівну тиску у перетині А трубопроводу. Якщо останній горизонтальний, то ця пряма і є характеристичною кривою для перетину трубопроводу на всій його довжині. Якщо трубопровід має ухил, можна зберегти в якості характеристичної кривої горизонтальну лінію  $M_0N$ , при умові підняття або опускання вісі абсцис на лінії  $O'q_0'$  або  $O''q_0''$ , тобто на величину відрізка  $OO''$ , що дорівнює різниці рівнів точки А та перетину, для якого визначається характеристична крива [3].

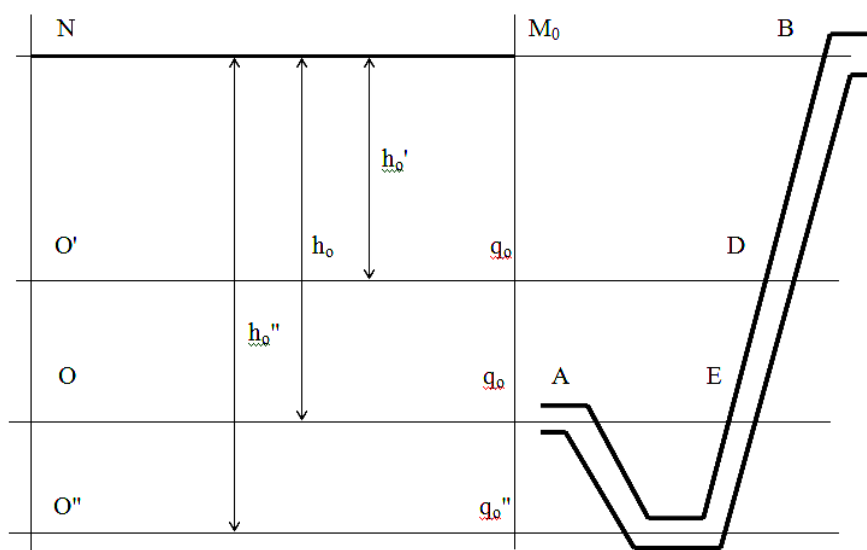


Рисунок 2 – Приклад побудови характеристичної кривої.

Для того, щоб мати можливість прослідкувати за процесами, які будуть відбуватися в майбутньому в трубопроводі, необхідно вміти визначити характеристичні криві в різних перетинах трубопроводу у випадку, коли режим буде змінюватися в часі.

Розглянемо деякий перетин Е між А та В. Нехай  $h_i$  – тиск та  $q_i$  – витрати крізь цей перетин в момент часу  $i$ , причому відлік часу ведеться з моменту утворення з будь-якої причини зміни режиму в перетині, що розглядається. Нехай точка  $i_e$  на

малюнку 3.3. буде відповідно точкою цього режиму.

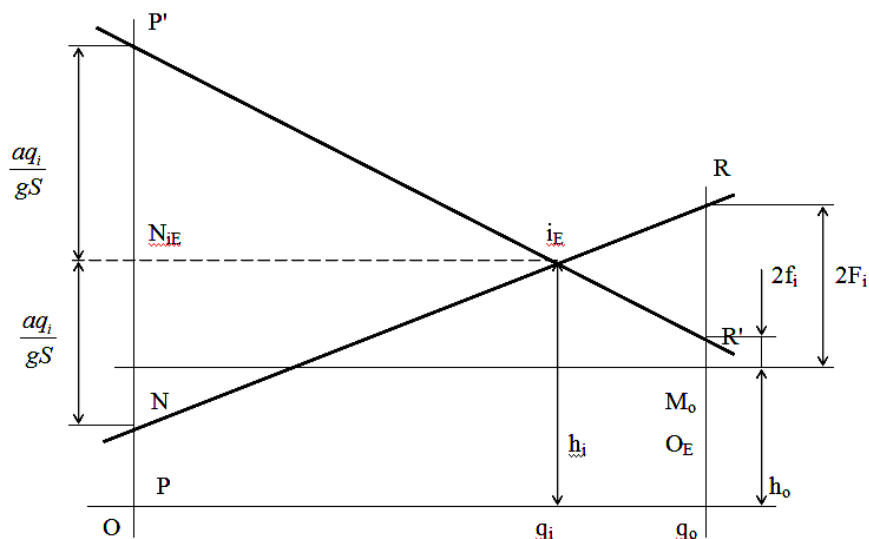


Рисунок 3 – Характеристичні криві для перетину E.

Виходячи з викладеного вище, режим  $(h_i, q_i)$  виникає в результаті зустрічі в перетині E хвиль, що рухаються зі швидкістю  $a$ , з яких одна ( $F_i$ ) рухається в напрямку протилежному течії потоку, тобто від E до B, а друга ( $f_i$ ) за напрямом течії потоку, тобто від E до A.

Величин  $F$  та  $f$  представляють з себе зміни тиску. Ці зміни тиску не залежать від початкового значення тиску в трубопроводі та від розташування трубопроводу у просторі.

При розповсюдженні хвиль ці величини зберігають свої значення незмінними; ці значення додаються до початкового тиску, що мав місце в даному перетині.

Необхідно знати, що в разі, коли  $(F + f)$  викликає таке зменшення тиску, що після відймання від величини початкового тиску це призводить до абсолютного вакууму. В цьому разі виникає порушення суцільності потоку, в результаті чого рідина в трубопроводі розділяється на два незалежних відрізки.

Рівняннями, що зв'язують напір  $h$  зі швидкістю потоку, тобто з витратами  $q = Sc$ , являються наступні рівняння

$$\frac{a}{gS}(q_o - q) = F - f \quad (1)$$

$$h - h_o = F + f \quad (2)$$

За допомогою цих рівнянь можна визначити режим  $(h_i, q_i)$  в перетині E, підставляючи для хвиль  $F$  та  $f$  їх значення  $F_i$  та  $f_i$  для моменту  $i$ , але ці дві хвилі змінюються в часі за невідомим поки нам законом. Тоді рівняння (1) та (2) містять чотири невідомі; тому залежність між напором та подачею виявити неможливо.

Якщо уявити, що можна рухатися вздовж трубопроводу зі швидкістю  $a$ . Нехай в момент часу  $i$  ми починаємо рухатися з перетину E в напрямку течії потоку; в цьому випадку хвиля  $f$  буде зберігати своє значення  $f_i$  постійним, а змінною будуть величини  $h$ ,  $q$ ,  $F$ . Виключивши величину  $F$ , можна за допомогою рівнянь (1) та (2) отримати закон, що встановлює співвідношення між напором  $h$  та витратами  $q$ , та

має силу для будь-якого перетину між Е та А. Отримане таким чином співвідношення  $h$  та  $q$  є характеристичною кривою між Е та А.

Аналогічно для нас хвиля  $F$  буде постійною, якщо почати рухатися від Е до В зі швидкістю  $a$ . Маючи три невідомих  $h$ ,  $q$ ,  $f$ , виключимо  $f$  та за допомогою рівнянь (1) та (2) отримати закон, що встановлює співвідношення між напором  $h$  та витратами  $q$ , та має силу для будь-якого перетину між Е та В. Отримане таким чином співвідношення  $h$  та  $q$  є характеристичною кривою для перетинів між Е та В.

З цього витікає, що поняття "характеристична крива трубопроводу при перехідному режимі" має на увазі можливість спостереження процесів у трубопроводі переміщуючись вздовж нього зі швидкістю  $a$ ; ця крива змінює свій вид в залежності від напрямку руху спостерігача.

Визначимо цю криву спочатку для випадку, коли спостерігач переміщується за напрямком руху потоку.

В цьому випадку хвиля  $F$  зберігає постійне значення. В перетині Е в момент  $i$  виходу з нього спостерігач маємо

$$\frac{a}{gS}(q_o - q_i) = F_i - f_i \quad (3)$$

$$h_i - h_o = F_i + f_i \quad (4)$$

Оскільки на всьому шляху руху спостерігача має місце умова  $F = F_i$ , то для будь-якого перетину будуть справедливі рівняння

$$\frac{a}{gS}(q_o - q) = F_i - f \quad (5)$$

$$h - h_o = F_i + f \quad (6)$$

Виключаючи з цих рівнянь  $h_o$  та  $q_o$  за допомогою рівнянь (1) та (2), отримаємо

$$\frac{a}{gS}(q_i - q) = -(f - f_i) \quad (7)$$

$$h - h_i = (f - f_i) \quad (8)$$

Звідки після виключення  $(f - f_i)$  витікає

$$(h_i - h) = \frac{a}{gS}(q_i - q) \quad (9)$$

Рівняння (9) є потрібною нам залежністю  $h$  від  $q$ . Ми бачимо, що характеристичною кривою є пряма  $PR$ , яка проходить крізь відповідну точку  $i_E$ , що характеризує режим в перетині виходу спостерігача в момент початку його руху, та характеризується кутовим коефіцієнтом  $+a/(gS)$ .

Визначимо характеристичну криву в випадку, якщо спостерігач переміщується в напрямку течії потоку.

В цьому випадку постійного значення  $f_i$  набуває хвиля  $f$ . В будь-якому місці проходження спостерігача за час його переміщення від Е до А зі швидкістю  $a$  будуть мати місце умови

$$\frac{a}{gS}(q_0 - q) = F - f_i \quad (10)$$

$$h - h_0 = F + f_i \quad (11)$$

Виключаючи з цих двох рівнянь та рівнянь (3) та (4) величини  $h_0$  та  $q_0$ , отримаємо

$$\frac{a}{gS}(q_i - q) = F - f_i \quad (12)$$

$$h - h_i = F - f_i \quad (13)$$

Звідки після виключення  $F - f_i$  отримаємо

$$(h - h_i) = \frac{a}{gS}(q_i - q) \quad , \quad (14)$$

що є необхідним співвідношенням, відображенням якого є пряма  $P'R'$ , що проходить крізь відповідну точку  $i_E$  режиму в момент виходу спостерігача з перетину  $E$  та має кутовий коефіцієнт  $-a/gS$ .

Ця пряма симетрична попередній відносно горизонталі, що проходить крізь точку  $i_E$ .

**Основний принцип графічних побудовань.** Для рухомого спостерігача, який рухається зі швидкістю хвилі, характеристична крива трубопроводу при перехідному режимі представляє з себе пряму, кутовий коефіцієнт якої залежить тільки від постійних  $a$  та  $S$ , що характерні для трубопроводу, в той час, як знак залежить від напрямку переміщення спостерігача.

Щоб побудувати цю пряму, достатньо знати одну з точок на ній, наприклад відповідну точку в момент відправки спостерігача в перетині, звідки він починає рух.

Важливо відмітити, що ця пряма відображає реальний фізичний закон, який можна сформулювати наступним чином:

спостерігач, що вибуває з перетину  $E$  в момент часу  $i$ , коли режим тут становив  $h_i, q_i$  (відповідно точка  $i_E$ ) та рухається зі швидкістю  $a$ , реєструє при проходженні крізь будь-який перетин трубопроводу напір  $h$  та витрати  $q$ , які пов'язані між собою лінійною залежністю, що визначається постійними  $a$  та  $S$ , характерними для трубопроводу, величинами  $h_i, q_i$  в пункті відправлення спостерігача та напрямком, в якому спостерігач переміщується.

Таким чином вже немає мови про хвилі  $F$  та  $f$ , вони виключилися, але саме факт їх існування призводить до згаданого вище лінійного закону. Знання цього закону дозволяє знаходити відповідні точки режиму в будь-якому місці та для будь-якого моменту, не знаючи величин самих хвиль, що утворюють цей режим. [3].

Важливо зазначити, що лінійний закон встановлюється тоді, коли не враховуються втрати напору, що зумовлені тертям. Але це не змінює фізичної природи явища, що міститься в простій залежності, яка не має виключень:

Збурення, що виникає в деякій точці середовища, розповсюджується в просторі з деякою кінцевою швидкістю.

Втрати тиску можна представити як безкінечну суму послідовних перепадів, але для вирішення задачі її замінюють кінцевим значенням.

Література:

1. Андрияшев М.М. Графические расчеты гидравлического удара в водоотливных установках. М., Стройиздат, 1969. - стр.64.
2. Гейер В.Г., Тимошенко Г.М. Шахтные вентиляционные и водоотливные установки: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1987. – 270 с.
3. Луи Бержерон. От гидравлического удара в трубах до разряда в электрической сети (общий граф. метод исследования). Перевод с франц. С.Г. Батюшковой. Под ред. д-ра тех. наук В.А. Архангельского. – М.: Машгиз., – 1962.
4. Паламарчук Н.В., Деньгин А.П., Тимохин Ю.В. Защита шахтных водоотливных установок от гидравлических ударов // Уголь Украины. 2002. – № 2-3. – с.43-48.
5. Фокс Д.А. "Гидравлический анализ неустановившегося течения в трубопроводах", М., ЭНЕРГОИЗДАТ, 1981. - стр. 248.

УДК 621.314.222.

ЧЕРНЫШЕВ В.И., КОРОЛЁВ А.И. (КИИ ДонНТУ)

### **РЕМОНТ И КОНТРОЛЬ ВВОДОВ ТРАНСФОРМАТОРА В УСЛОВИЯХ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ**

*Запропоновано заходи по модернізації ремонту та контролю елементів силового трансформатора. Розроблено випробувальний стенд для вводів трансформатора.*

Шахта – это большое энергоёмкое предприятие, осуществляющее добычу пластовых полезных ископаемых подземным способом и отгрузки их потребителю или на обогатительную фабрику. Традиционной шахтой называется предприятие по подземной добыче каменного угля или горючих сланцев.

Основным и незаменимым элементом шахтного производства является её надёжное энергообеспечение, т.к. шахта оборудована современным высокопроизводительным электрооборудованием. Современное шахтное предприятие имеет глубокий ввод 110 кВ, а шахтное электрооборудование нуждается в более низшем напряжении. То для понижения напряжения используют трансформатор.

В эксплуатации на горном предприятии находится большое количество трансформаторов с армированными вводами для обмоток НН и ВН. Вводы трансформатора работают в тяжелых условиях. В то время, когда часть ввода, находящаяся внутри бака, нагревается до 70 °С, другая его часть, возвышающаяся над крышкой, может подвергаться воздействию отрицательной температуры (—35 °С и ниже), а также агрессивных веществ из атмосферы. На изоляторы вводов действуют атмосферные явления (грозовые разряды), в десятки и сотни раз превышающие номинальные напряжения трансформатора и даже испытательные напряжения изолятора. Наиболее часто в армированных вводах повреждаются армировочные швы в месте соединений фарфоровых изоляторов с металлическими фланцами. Это объясняется тем, что при воздействии на изолятор переменных температур в швах возникают значительные механические усилия, обусловленные различными коэффициентами расширения фарфора и металла. Разрушение швов может вызываться



и электродинамическими силами. Они действуют на вводы, если через их стержни часто проходят токи короткого замыкания.

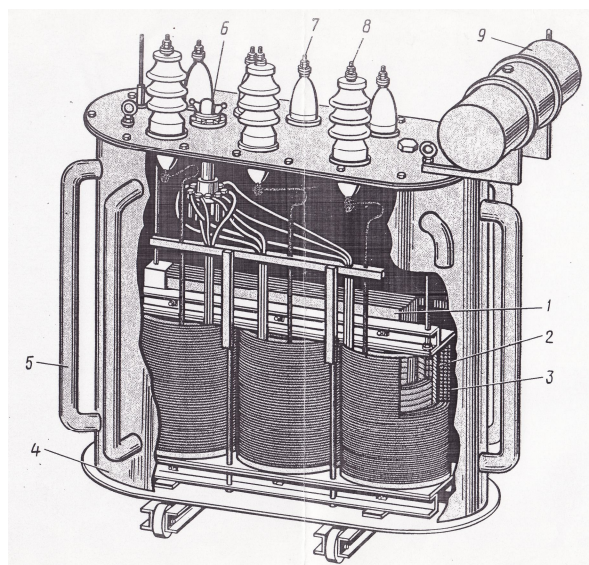


Рис. 1 – Трёхфазный масляный трансформатор.

При ремонте трансформатора вводы тщательно осматривают. Если на поверхности изолятора имеется не более двух (на одной вертикальной линии) сколов площадью до  $1\text{см}^2$  и глубиной до  $1\text{мм}$ , дефектные места промывают, а затем покрывают двумя слоями бакелитового лака, просушивая каждый слой в сушильном шкафу при  $50 - 60^\circ\text{C}$ . Изоляторы с большим количеством дефектов заменяют новыми. Армированные швы, которых разрушены не более чем на 30% по окружности, ремонтируют, очищая поврежденные участки и заливая их цементирующим составом. При значительных разрушениях армированного шва ввод переармируют. Для этого фасонным зубилом разрушают старую замазку и удаляют ее. Если замазка не поддается зубилу, ее предварительно смачивают или 30%-м раствором соляной кислоты. Работу с растворами кислот выполняют в защитных очках и перчатках из кислотоупорной резины. Старую армировочную замазку ввода удаляют и путем разрушения после предварительного нагрева. Для этого ввод помещают в термошкаф и в течение 1,5 - 2ч выдерживают при  $450 - 500^\circ\text{C}$ , а затем легкими ударами по фланцу удаляют замазку.

Переармирование ввода (рис. 2) выполняют следующим образом. Очистив изолятор ввода от пыли и грязи, а его фланец от остатков старой замазки, собирают ввод и устанавливают его вертикально в приспособление, которое состоит из стальной нажимной плиты толщиной  $5\text{ мм}$ , двух вертикальных стальных шпилек диаметром  $10 - 12\text{ мм}$  с гайками и деревянной опорной плиты толщиной  $40 - 50\text{ мм}$ . Далее приготавливают порцию цементирующей смеси и вливают ее тонкой струей до полного заполнения пространства между изолятором и фланцем. После затвердевания замазки ( $12 - 15\text{ ч}$ ) ввод освобождают из приспособления, очищают от брызг магнетита и окрашивают армированный шов нитроэмалью.

Вводы армируют в помещении при температуре не ниже  $10^\circ\text{C}$ . Вводы трансформатора должны быть герметичны, поэтому переармированный ввод испытывают на специальном приспособлении. С помощью ручного гидравлического насоса создают избыточное давление ( $400\text{кПа}$ ) трансформаторного масла, подогретого до  $70^\circ\text{C}$ . Продолжительность испытания составляет  $30\text{ мин}$ .

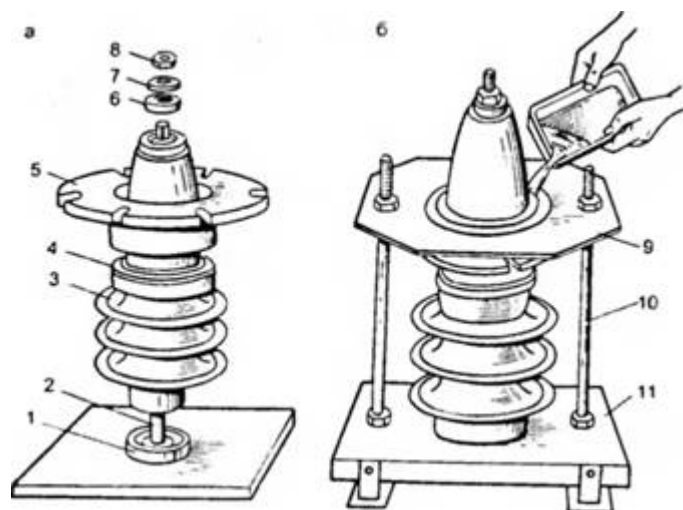


Рис. 2. Ремонт ввода трансформатора: а — сборка; б — переармирование; 1 — колпачок; 2 — токопроводящий медный стержень; 3 — фарфоровый изолятор; 4 — резиновая маслостойкая прокладка; 5 — фланец; 6, 7 — гетинаксовая и стальная шайбы; 8 — гайка; 9, 11 — нажимная и опорная плиты; 10 — шпилька

Предложенный авторами испытательный стенд состоит из маслобака выдерживающий давление до 10 атм., ручного маслонасоса, датчика температуры, датчика давления, нагревательного элемента, воздушного клапана и сменных крышек.

Модернизированный способ ремонта в электромеханических мастерских шахты снижает экономические затраты и значительно сокращает время проведения ремонтных работ.

УДК 622.861

БРАТАШ О.О. (КП ДонНТУ)

### ЛЮДСЬКИЙ ЧИННИК – ОСНОВНА ПРИЧИНА АВАРІЙНОСТІ І ТРАВМАТИЗМУ НА ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ УКРАЇНИ

*Розглянуто роль людського чинника в аваріях і травматизмі у вугільній галузі і основні напрями вирішення проблем безпеки праці.*

Одним з найважливіших соціальних завдань нашої держави є турбота про здоров'я працівників. У зв'язку з цим серйозну проблему складає виробничий травматизм, що завдає непоправної шкоди здоров'ю людей або призводить до смерті. Тому питання про зниження нещасних випадків на виробництві вимагає особливої уваги.

Вугледобувна шахта – це унікальне за складністю виробниче середовище зі шкідливими і небезпечними умовами праці, де порушення Правил безпеки та інших регламентуючих нормативів з охорони праці в підземних умовах, навіть одним працівником, може призвести до аварій з тяжкими наслідками: численними людськими жертвами, величезними матеріально-технічними та фінансовими втратами і нанесенням шкоди екології регіону.

На стан охорони праці та виробничий травматизм на вітчизняних шахтах впливають десятки гірничо-геологічних, технічних, організаційних, соціальних,

економічних і навіть небезпечних факторів, включаючи виділення метану, газодинамічні явища, самозаймання вугілля, обвалення гірських порід, стисненість і неосвітленість робочих місць, аварії на машинах і механізмах, підземному транспорті і підйомі, екзогенні пожежі, поразки електрострумом, вибухи газу та пилу, а також підвищена температура рудникового повітря, незадовільний рівень навчання, недостатній професіоналізм гірників і фахівців, низька виробнича і технологічна дисципліна.

У вугільній промисловості України виробничий травматизм і смертність на виробництві знаходяться на високому рівні. За офіційною статистикою, кожен видобутий мільйон тонн вугілля забирає життя двох гірників (для порівняння: у США – 0,03, в Росії – 1,1). За даними Держгірпромнагляду, кожен п'ятий українець, загиблий на виробництві – шахтар [1].

Результати розслідування аварій свідчать про зростання ролі організаційних причин і людського чинника у формуванні травматизму, який складає близько 80%. Встановлено, що при аваріях з груповими нещасними випадками питома вага таких причин перевищує 90%. Більш ніж 90% аварій 1 категорії пов'язано з організаційними причинами і людським чинником. Крім недостатньої навченості і непрофесіоналізму, низького рівня технологічної дисципліни, в глибоких шахтах при високій температурі рудникового повітря все більшу роль відіграють негативний психофізіологічний стан людини – байдужість, інертність, ослаблення зосередженості, уваги в несприятливих умовах.

Часто великі аварії відбуваються на шахтах з високою продуктивністю праці, тобто інтенсивність виробництва збільшується за рахунок безпеки праці, видобуток вугілля ведеться на межі невиправданого ризику. Згідно з офіційними даними, 55% гірників гинуть зі своєї ж вини – в результаті порушення правил безпеки і технології робіт [1]. Щоб отримати нормальну зарплату, робітникам доводиться порушувати техніку безпеки, це обумовлено діючою у нас системою оплати праці, яка залежить від кількості видобутого вугілля. Найчастіше справжня причина аварії приховується, а відповідальність лягає або на самих потерпілих або на молодший керівний склад.

Через відсутність достатніх для потреб країни запасів вугілля з гірничо-геологічними умовами, безпечними при їх експлуатації, Україна не може припинити відпрацювання пластів, небезпечних за раптовими викидами, з підвищеною газоносністю і пилонебезпекою і тонких пластів з тектонічними порушеннями і слабкими боковими породами. Найбільшу небезпеку при розробці вугільних родовищ представляє відпрацювання викидонебезпечних пластів. Існуючий комплекс заходів забезпечує безпечну роботу на викидонебезпечних пластах. Велике значення має своєчасний і достовірний прогноз. Це вимагає високої професійної грамотності ІТП і робочих кадрів відповідних служб на шахтах, суворого дотримання технологічної дисципліни, ПБ та інших нормативних документів. Виконавці робіт повинні, крім спеціальної підготовки, відповідати психологічній готовності і усвідомленій відповідальності до трудової діяльності на таких небезпечних пластах.

На сучасних шахтах, де хороший видобуток вугілля і висока зарплата, працюють висококваліфіковані фахівці, а нерентабельні кризові шахти виживають в основному тільки за рахунок кадрів передпенсійного та пенсійного віку. Шахтарі України за важку і небезпечну працю отримують мізерну зарплату, яка не забезпечує нормальне життя з активним відпочинком та санаторно-курортним лікуванням, що, природно, негативно позначається на продуктивності та безпеці праці.

В даний час кадрове питання є одним з найбільш важливих і складних у вугільній промисловості, про що свідчить положення в галузі, в питаннях безпеки та охорони праці. Будь-якому фахівцеві відома аксіома теорії безпеки: «Будь-яка діяльність

людини є потенційно небезпечною». Саме тому навчанню методам і засобам захисту від різного роду небезпек повинна відводитися головна роль. Необхідно, щоб кожен працівник усвідомив – особиста безпека та безпека його колег – справа рук кожного, і залежить, перш за все, від нього самого. Нормами життя мають стати дотримання законів, своєчасне виявлення і усунення наявних недоліків, посилення відповідальності за стан охорони праці та порушення встановлених норм і правил, що обумовлюють численні нещасні випадки, професійні захворювання і аварії на виробництві. А розробка та складання профілактичних заходів повинна проводитись з урахуванням проведення глибокого аналізу причин раніше допущених на підприємствах нещасних випадків.

В останні роки проявляється дефіцит професіоналізму, знань і досвіду кадрів практично на всіх рівнях управлінської та виконавчої функцій виробництва. Технічний керівник повинен володіти достатніми теоретичними та практичними знаннями гірничої справи, особливо питаннями охорони праці, інформацією про трагічні аварії та травматизм, про причини і чинники, які створили аварійні ситуації. На керівні посади необхідно призначати принципових, дієдатних, професійних, порядних людей. Особливу увагу треба приділяти підбору і підготовці начальників дільниць, які вирішують долю вуглевидобутку та відповідають за безпеку праці. У зв'язку з цим у вузах гірничого профілю слід було б посилити програму навчання з дисциплін, пов'язаних з питаннями безпеки та охорони праці. Обставини зобов'язують кардинально змінити професійну підготовку і виховання робітничих кадрів у системі навчання навчально-курсівих комбінатів та навчальних пунктів за оновленими програмами викладання та методиками виховання, з матеріальною базою нового технічного рівня і спеціально підготовленим у галузевих НДІ з охорони праці викладацьким складом. У програмі навчання основою має бути пріоритет життя і здоров'я людини – свого та інших працюючих, тобто питання безпеки та охорони праці повинні бути головними протягом усього терміну навчання. Важливе місце в зниженні травматизму займає професійний відбір при прийомі на роботу, адже в шахті можуть бути небезпечними дії працівників будь-якої категорії. Тому на підземних роботах, як і в інших провідних галузях, повинні працювати тільки професійно грамотні, фізіологічно і психічно здорові, фізично міцні фахівці, для чого при прийомі на роботу необхідно обов'язково всім проходити профвідбір і періодичні медичні огляди, щоб виявити придатність до праці в небезпечних умовах.

Відсутність у власників і керівників шахт економічної зацікавленості вирішувати проблеми безпеки праці – дуже важлива проблема безпеки в галузі. Дуже прикро, але у нас ніщо так дешево не цінується, як життя і здоров'я потерпілих на виробництві. Виплати компенсації постраждалим здійснює не саме підприємство, а Фонд соціального страхування від нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань. Роботодавцям ніби і не треба турбуватися про безпечне виробництво, адже витрати на ліквідацію наслідків аварій будуть оплачені з бюджету фонду, у який всі підприємства перераховують страхові внески, диференційовані за групами галузей економіки. Саме з фонду і відшкодовуються збитки, завдані здоров'ю працівника при втраті працездатності, або здійснюються виплати сім'ї потерпілого у разі його загибелі. Проте спочатку планувалося, що фонд буде фінансувати розробку технічних засобів з охорони праці, інших важливих у цій сфері заходів, передбачались певні фінансові стимули для підприємств підвищувати безпеку праці, тобто величина страхових внесків могла коригуватися в залежності від показників травматизму, професійної захворюваності та умов праці. Але всі вугільні шахти віднесені до останньої групи платників із найгіршими умовами праці, незалежно від того, як у колективі вирішуються зазначені питання. Першочергове завдання, заради якого фонд, власне, і

був створений – профілактика травматизму та зниження його рівня у всіх галузях, – так і не було виконане. В цілому проблема безаварійної роботи шахт ефективно буде вирішена тільки тоді, коли їх власники будуть нести реальну відповідальність за людей і виробництво, а значить – неухильно дотримуватимуться норм промислової безпеки та охорони праці. Наприклад, власник, який допустив аварію через порушення вимог безпеки та охорони праці, має з власних коштів компенсувати витрати на ліквідацію її наслідків, а не вимагати, як зараз, виділення грошей з урядового резервного фонду. А також відшкодувати Фонду соціального страхування виплати постраждалим працівникам. Ефективним економічним стимулом може стати диференціація страхових внесків до фонду в залежності від рівня безпеки, виробничого травматизму та профзахворювань на кожному конкретному підприємстві. Чим менше таких випадків, тим менше внесок. А також збільшення штрафів за невиконання вимог промислової безпеки та охорони праці. Має бути, з одного боку, економічне стимулювання роботодавця, щоб дотримуватися норм і правил безпеки йому було просто вигідно. З іншого – фінансова відповідальність за недотримання цих норм і правил, у результаті чого сталася трагедія. Отже необхідні зміни до законодавчих актів з питань промислової безпеки.

Отже можна зробити висновок, що для створення безпечних умов праці на шахтах необхідне наступне:

Кардинальна зміна професійної підготовки і виховання робітничих кадрів, тобто питання безпеки та охорони праці повинні бути головними протягом усього терміну навчання.

Удосконалення системи управління охороною праці (СУОП) в напрямку, перш за все, конкретизації і розмежувань обов'язків та посилення відповідальності посадових осіб вугільних підприємств за створення безпечних і санітарно-гігієнічних умов праці шахтарів, за стан ТБ і ОП.

Розробка антикорупційної програми із забезпечення ефективного використання бюджетних коштів, виділених на підвищення рівня безпеки та охорони праці на вугледобувних підприємствах.

Повинен бути постійно діючий жорсткий державний контроль за дотриманням Правил безпеки та інших законодавчих нормативів при адекватному функціонуванні галузевої служби охорони праці, всіх інженерно-технічних працівників і керівників по здійсненню СУОП на підприємствах.

Застосування системи матеріального стимулювання роботодавців і виконавців за підвищення рівня безпеки та охорони праці на робочих місцях і відсутність травматизму.

Внесення змін до законодавства щодо посилення вимог до роботодавця та працівників за порушення норм і правил безпеки та охорони праці – підвищенням штрафних санкцій.

Принциповість, об'єктивність і відкритість у роботі державних комісій при розслідуванні аварій на шахтах повинні бути одними з найважливіших профілактичних заходів щодо попередження безвідповідальності і безкарності працівників, а також щодо запобігання аварійності в галузі.

#### Список використаних джерел

- <http://dontime.dn.ua/В чем же главный источник аварий на Донецких шахтах?>
1. <http://weekly.ua/pulse/interview/2010/04/29/090543.html>/Уровень травматизма и смертности на украинских предприятиях напрямую зависит от того, кто руководит предприятием.

УДК 621.

КОРОЛЬОВ А. І., ЛАППО І. М., ВІРИЧ С.О. (КП ДонНТУ)

## ПРОБЛЕМИ ДІАГНОСТУВАННЯ ТЕХНІЧНОГО СТАНУ ГІДРАВЛІЧНИХ МЕХАНІЗОВАНИХ КРІПЕЙ

*Розглянуто проблеми експлуатації шахтних механізованих кріпей. Виявлені характерні особливості і можливі причини пошкодження елементів кріпи.*

У технологічному процесі видобутку вугілля для підтримки крівлі та захисту робочого простору від проникнення порід в робочу зону використовується механізована кріп. Шахтна кріп є одним з найважливіших компонентів гірничошахтного обладнання, що визначають працездатність і продуктивність всього очисного забою. В даний час сучасні механізовані секції шахтної кріпи є складними дорогими самодостатніми механізмами, здатними підтримувати нормальний стан крівлі за очисним забоєм і тим самим забезпечувати необхідні умови для роботи всього забою. Нормальна робота і виконання експлуатаційних функцій таких комплексів в значній мірі залежить від точності виготовлення як всього комплексу, так і окремих його вузлів. На вугільних підприємствах Донецького регіону на даний час експлуатуються сучасні механізовані кріпи ДМ, ЗКД90 виробництва Дружківського машинобудівного заводу (Україна), MVPO виробництва T Machinery A.S. (Чехія), МКЮ (Росія) та ін.

Працездатність механізованих кріпей в основному визначається її силовими параметрами, які залежать від надійності та несучої здатності гідравлічних стоек. Дефекти гідростоек, втрата герметичності або відхилення налаштування тиску запобіжного клапану, навіть в межах допуску, призводять до нерівномірності опору секцій, що віддзеркалюється на несучій здатності кріпи. Відмова однієї стійки не може істотно впливати на стан крівлі та безпеку робіт в очисному забої, однак накопичення таких дефектів створює умови для виникнення аварійних ситуацій.

Особливо актуально ця проблема стоїть при забезпеченні стабільної безперебійної роботи передових вугільних підприємств, до яких відноситься шахта «Красноармійська-Західна №1». Для забезпечення ефективної роботи таких підприємств до всього гірничо-шахтного обладнання, і зокрема, до шахтної кріпи пред'являються підвищені вимоги по надійності роботи в межах всього планового експлуатаційного періоду.

Основними характерними пошкодженнями секцій кріпи за даними механічної служби «Красноармійська – Західна №1» є:

- схильність металлоконструкції секцій кріпи до корозії внаслідок дії активного шахтного середовища;
- розшарування листів конструкції верхнього перекриття, розрив зварних швів, обрив провусини кріплення стоек внаслідок дії гірничого тиску;
- розриви зварних швів заднього перекриття конструкції, прогини і розриви листів конструкції, деформування провусини з'єднання з верхнім перекриттям й траверсами внаслідок дії гірничого тиску;
- обрив з'єднаних провусин рами пересування та штовхальника, згин листів рами та штовхальника внаслідок нестійких порід ґрунту;
- виникнення раковин на поверхнях штоків та плунжерів стоек, штоку домкрата пересування, штока гідропатрону та схильність до корозії внаслідок дії активного шахтного середовища;

- заминання та деформації верхньої частини штоків стійок внаслідок дії гірничого тиску;
- розривання зварних швів та деформація листів конструкції консолей, обривання хвостової частини консолей внаслідок дії активного шахтного середовища.

Експлуатація механізованих кріпей з гідравлічними стійками, що втратили нормальну працездатність, призводить до погіршення стану крівлі - виникненню заколів, вивалів та подальшому обваленню порід в призабійний простір, до зниження рівня безпеки ведення робіт в очисному забої. При цьому порушується ефективна експлуатація механізованих комплексів, виникає необхідність виконання додаткових робіт для усунення передаварійних ситуацій, збільшується витрата кріпильних матеріалів, підвищується зольність вугілля. У деяких випадках відбувається затиск секцій кріпи, що викликає простої в роботі лави, тому що потрібно робити демонтаж та ремонт секцій. Окрім очевидних економічних втрат демонтаж і заміна секцій кріпи може стати причиною порушення роботи усього забою.

У процесі експлуатації кріпи відбувається накопичення дефектів з повною або частковою втратою несучої здатності великої кількості стійок, механізована кріп поступово придбаває знижену несучу здібність. Для виявлення стійок зі зниженою несучою здібністю застосовують методи та засоби контролю, які засновані на використанні переносних вимірювальних приладів – індикаторів тиску, якими оздоблюється кожна стійка (рис. 1).

Однак, конструкції індикаторів тиску, що застосовуються на вугільних підприємствах України, недосконалі. Вони дають можливість визначати тиск робочої рідини у поршневій полості гідростійки, але не дозволяють контролювати несучу здатність секцій кріпи.

Дослідження в напрямку створення діагностичних пристроїв та інформаційних систем для контролю працездатності гідростійок механізованих кріпей ведуться науково-дослідними інститутами як України (зокрема МакНІІ), так і Росії, де був розроблений прилад для контролю герметичності та тиску робочої рідини в поршневій полості гідростійки.

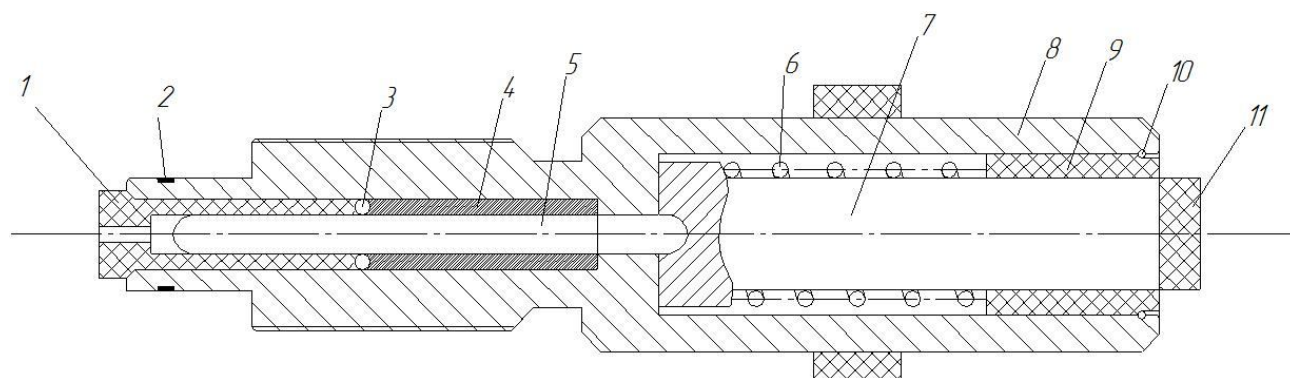


Рисунок 1. - Індикатор тиску типу ІДЗ : 1 - пробка; 2, 3, 10 - кільця; 4 - вальниця; 5 - ролик; 6 - пружина; 7, 11 - вказівники тиску поточного та найбільшого; 8 – корпус; 9 - заглушка.

Таким чином, рішення задачі розробки шахтних механізованих кріпей найвищого технічного рівня передбачається шляхом створення вузлів та систем, які дозволяють оптимізувати функціональні параметри, підвищити якість виготовлення, надійність та безпеку експлуатації, розширити можливості систем контролю та діагностування.

### *Література.*

1. Способ повышения эксплуатационной надежности гидравлических механизированных крепей и сопряжения. А.Г. Мнухин, В.И.Эренбург, М.О.Лукьянов, В.Г. Пилецкий /Уголь Украины, декабрь, 2006, с. 11-13.
2. Диагностирование технического состояния гидрофицированных шахтных крепей двойной раздвижки. М.О.Лукьянов, В.И.Эренбург, А.Г. Мнухин, В.Р. Акимов, В.Г. Пилецкий /Уголь Украины, сентябрь, 2007, с. 32-34.
3. Технологічні перспективи підвищення ефективності експлуатації шахтної кріпи в умовах шахти „Красноармійська-Західна №1” /Татьянченко А.Г., Лаппо І.М., „Известия ТТИ ЮФУ-ДонНТУ”. Материалы II международного научно-практического семинара „Практика и перспективы развития в сфере высшей школы.”, книга 3, с.239-243.

УДК 622.433:622.817

НЕСТЕРЕНКО В.Н., ТИМОФЄСНКО О.В. (КП ДонНТУ)

### **ВЗАЄМОЗВ'ЯЗОК РЕЖИМІВ ВЕНТИЛЯЦІЇ І ДЕГАЗАЦІЇ ВИЙМАЛЬНИХ ДІЛЬНИЦЬ**

*Розглянуто взаємозв'язок режимів вентиляції і дегазації та визначення впливу схеми провітрювання виймальної ділянки на ефективність дегазації виробленого простору.*

Для більшості виймальних ділянок газових шахт при сучасному видобутку вугілля основним чинником, що обмежує навантаження на лаву, є газовиділення. Щоб забезпечити керування газовою ситуацією на виймальних ділянках, необхідно здійснювати контроль не тільки вентиляції, але і дегазації. В практиці підземного видобутку газовиділення із виробленого простору досягає 60-80% у загальному газовому балансі виймальної ділянки [1]. Саме вироблений простір є колектором найбільшого скупчення метану, який істотно впливає на пожежо-вибухонебезпеку та зниження рівня небезпеки праці гірничих робітників.

Дегазацією виробленого простору називають процес видобування газоповітряних сумішей з виробленого простору з їх наступним відводом на поверхню або в гірничі виробки, у яких можливе розбавлення до безпечного вмісту. Дегазація виробленого простору може здійснюватися відростками газопроводу та свердловинами, пробуреними з поверхні. Спосіб відводу метану відростками газопроводу застосовують при стовповій системі розробки й зворотноточному провітрюванні, коли виробки за очисним вибоєм не зберігають. Дегазацію свердловинами, пробуреними з поверхні, застосовують в умовах, коли спорудження і експлуатація свердловин обходиться дешевше, ніж спорудження підземної системи дегазації виробленого простору[2].

Ефективність дегазації визначається кількістю метану та його концентрацією у відсмоктувальній суміші. Саме тому виникла гостра потреба пошуку ефективності дегазації. З метою встановлення зон із максимальними концентраціями газу проводилися дослідження закономірностей метановиділення в дегазаційні свердловини та розподілу метану у виробленому просторі. Вітчизняні та іноземні вчені присвятили цьому питанню немало робіт [1]. Однак у більшості із них розкрита лише якісна сторона процесу. Отримані залежності ефективності дегазації від гірничо-геологічних та гірничотехнічних факторів – емпіричні та носять локальний характер. Тому



рекомендації, дані в «Керівництві щодо дегазації вугільних шахт», що стосуються визначення параметрів дегазації вироблених просторів, не можна вважати досить загальними та універсальними. Як показує практика, в більшості випадків оптимальні параметри дегазаційних свердловин визначаються експериментальним шляхом.

Дослідники виділяють та пояснюють безсумнівний зв'язок між дегазацією та аеродинамікою вироблених просторів. Як свідчить досвід [1], розподіл концентрації метану у виробленому просторі в значній мірі визначається інтенсивністю його провітрювання – величиною і характером розподілу витоків повітря. Тому ефективність дегазації вироблених просторів безпосередньо пов'язана з їх аеродинамічними характеристиками та режимом провітрювання.

Шахтні спостереження показують, що ефективність дегазації залежить від співвідношення величини витоків повітря через вироблений простір  $Q_{вп}$  і кількості відсмоктуваної суміші  $Q_{см}$  [3]. Чим ближче буде до одиниці співвідношення  $Q_{вп} / Q_{см}$ , тим вище буде ефективність дегазації. Дослідники в якості спеціальних заходів рекомендують здійснювати ізоляцію повітропроводних виробок, що примикають до виробленого простору. Ретельну ізоляцію виробленого простору необхідно виконувати за допомогою возведення у гірничих виробках додаткових ізоляційних споруд (перемичок, смуг, чуракових стінок) або «сорочок» з пінопласту. Газові зйомки, проведені МакНДІ (1971-73р.р.) для оцінки впливу ізоляції штреків на розподіл метану на дільниці, показали, що це призводить до зниження витоків повітря на дільниці приблизно на 20-30%. При цьому величина витоків, що повертаються до лави, у середньому збільшується на 75%. При відсутності здійснення дегазації газовиділення з виробленого простору збільшується приблизно у 1,5 рази внаслідок зростання концентрації метану до 1,2-1,3 разів після ізоляції. При наявності дегазації виробленого простору після ізоляції штреків її ефективність зростає внаслідок загального збільшення концентрацій метану в об'ємі виробленого простору. За допомогою ізоляції виробленого простору відбувається перерозподіл витоків повітря, що може привести до збільшення газовиділення в лаву, тому використання цього способу доцільне лише при умові, що після ізоляції середня концентрація метану на виході з очисного вибою не буде перевищувати допущеної ПБ.

Фізичне моделювання[4,5] процесів аерогазодинаміки виймальної дільниці підтвердило наявність певного зв'язку ефективності дегазації виробленого простору з його аеродинамікою. Також фізичне моделювання дозволило встановити основні закономірності взаємодії вентиляції та дегазації. На розподіл метану у виробленому просторі впливають наступні чинники:

- інтенсивність джерела виділення газу;
- напрямок руху витоків, що визначаються схемою провітрювання;
- величина витоків залежить від витрати повітря, що подається на дільницю;
- розподіл аеродинамічних характеристик виробленого простору, що визначається режимом провітрювання (інтегральний критерій Рейнольдса  $Re^*$ ).

Саме ці чинники дають змогу визначити об'єм вільного метану, величину концентрації газу та положення зон із максимальними концентраціями у виробленому просторі.

Основні засоби боротьби з газом у вугільних шахтах - це вентиляція та дегазація. Удосконалення обох способів буде сприяти зростанню ефективності керування газовиділенням. Експериментальне вивчення розподілу газу при різних режимах вентиляції і дегазації пов'язане зі значними технічними труднощами або зовсім неможливе. Тому найбільш достовірним методом для визначення основних закономірностей даного процесу представляється фізичне моделювання. Зміна концентрації газу у відсмоктувальній суміші по довжині виробленого простору в умовах моделі показана на рис.1 (схема 1-В-Н-пт) і рис.2 (схема 1-М-Н-зт).

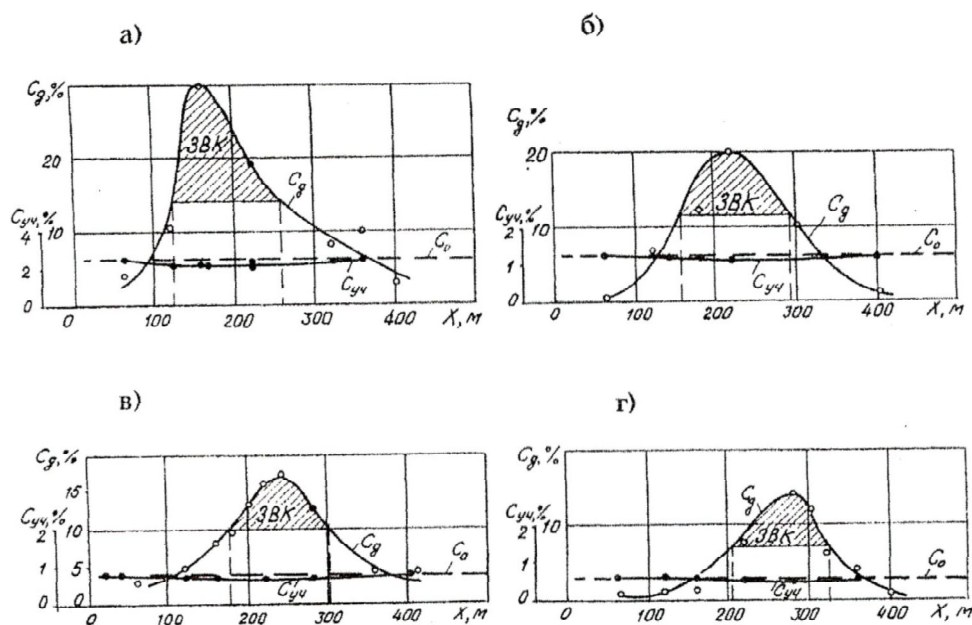


Рис. 1. Вплив режиму провітрювання на  $c_{yч}$  і  $c_d$  при сумісній роботі вентиляції і дегазації (схема 1 – В – Н – пт):  
 $I_{вп}=10,5 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;  $B=100 \text{ мм вод.ст.}$ ; а –  $Re^*=0,33$ ; б –  $Re^*=0,63$ ; в –  $Re^*=0,107$ ; г –  $Re^*=0,164$ ;  $c_0$  – концентрація метану у вихідному струмені дільниці при відсутності дегазації.

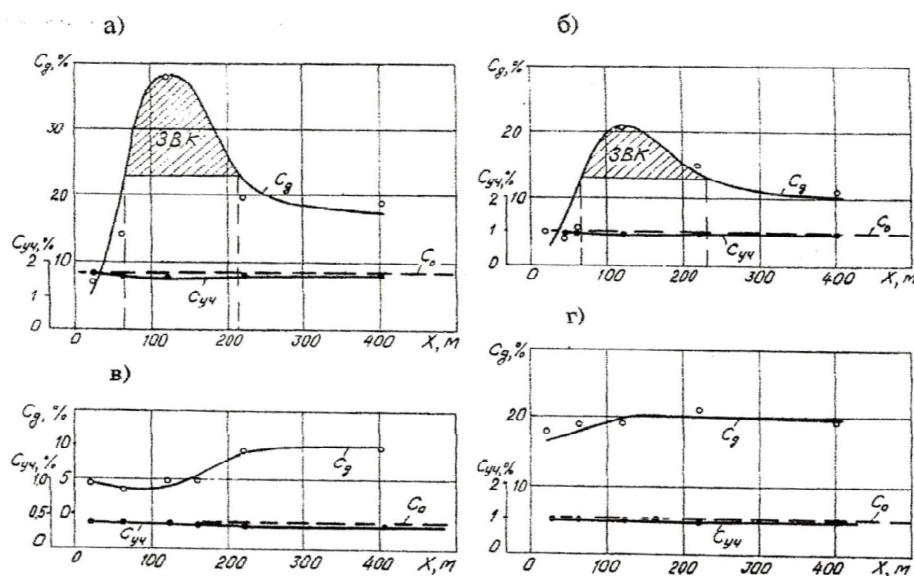


Рис. 2. Вплив режиму провітрювання на  $c_{yч}$  і  $c_d$  при сумісній роботі вентиляції і дегазації (схема 1 – М – Н – зт):  
 $B=100 \text{ мм вод.ст.}$ ; а -  $I_{вп}=10,3 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;  $Re^*=0,13$ ; б -  $I_{вп}=10,3 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;  $Re^*=0,22$ ; в -  $I_{вп}=4,0 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;  $Re^*=0,21$ ; г -  $I_{вп}=4,0 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;  $Re^*=0,02$ ;  $c_0$  – концентрація метану у вихідному струмені дільниці при відсутності дегазації.

З аналізу отриманих результатів видно, що вміст газу у відсмоктувальній суміші відповідає розподілу його концентрацій у об'ємі виробленого простору. Однак, максимальні концентрації у свердловинах нижче, ніж максимальні концентрації у

виробленому просторі, за інших рівних умов. Для різних схем провітрювання відношення максимальної концентрації газу у виробленому просторі  $c_{\text{вп}}^{\text{max}}$  до максимальної концентрації його в суміші  $c_{\text{д}}^{\text{max}}$  різне (див. табл. 1).

Таблиця 1

Вплив умов провітрювання на ефективність дегазації виробленого простору

Схема провітрювання дільниці	Інтегральний критерій Рейнольдса $Re^*$	Концентрація газу у свердловині $c_{\text{д}}$ , %		Продуктивність свердловини $I_{\text{д}}$ , м <sup>3</sup> /хв		$\frac{c_{\text{вп}}^{\text{max}}}{c_{\text{д}}^{\text{max}}}$
		min	max	min	max	
1-М-Н-вт	0,085	31,2	52	1,7	2,86	1,16
	1,122	17,2	33,6	0,8	1,84	
	0,218	12,8	22,4	0,56	1,22	
1-В-Н-вт	0,082	1,7	8	0,1	0,4	2,16
	0,236	0,74	1,85	0,04	0,1	
1-В-Н-пт	0,033	14	29,8	0,64	1,62	1,6
	0,068	11,3	20	0,54	1,06	
	0,164	7	13,9	0,4	0,7	

З вище приведеного можна зробити висновок, що результати моделювання підтверджують значний вплив схеми провітрювання на ефективність дегазації виробленого простору.

#### СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Пучков Л.А., Каледина Л.О. Динамика метана в выработанных пространствах угольных шахт. – М.:Издательство Московского государственного горного университета, 1995. - 313 с.
2. Конспект лекцій і контрольні питання з дисципліни «Дегація гірського масиву»/ Укл.: В.М. Куцерубов, В. Н. Нестеренко, В.І. Теряник, Л.Л. Бачурин, Ю.О. Юсипук. – Красноармійськ: КПДонНТУ, 2008. – 50 с.
3. Алейникова Г.М., Линденау И.Н. Дегазация выработанного пространства с изоляцией выработок пенопластом. – «Уголь», №7,1973. – с.м57-58.
4. Поляков В.А. Исследование и разработка безопасных методов регулирования вентиляции выемочных участков газовых шахт. Дис. ...канд.техн.наук. – М.: МГИ, 1974. -203 с.
5. Пучков Л.А., Каледина Л.О. Влияние режима проветривания на распределение метана в выработанном пространстве. – Известия вузов, Горный журнал, №10, 1980. – с. 46 – 49.

УДК 658.387

ТИМОФЄЄНКО О.В., БРАТАШ О.О. (КП ДонНТУ)

## НЕМАТЕРІАЛЬНА МОТИВАЦІЯ ЯК СТИМУЛЮВАННЯ ПРЕСТИЖНОСТІ ПРАЦІ НА ВУГІЛЬНИХ ШАХТАХ УКРАЇНИ

*Розглянуто необхідність впровадження мотиваційної системи на вугільних шахтах України.*

Ефективність економіки країни значною мірою залежить від її наявних ресурсів, які є основним елементом економічного потенціалу. Основною галуззю економіки України є вугільна промисловість, оскільки задоволення потреб країни власними ресурсами вугілля складає 95,4%[1]. Донбас може забезпечити Україну не тільки вугіллям, а й газом, істотно послабивши залежність країни від зовнішніх джерел надходження. В Україні найбільші запаси метану мають Красноармійський (237 млрд. куб м) і Донецько-Макіївський (202 млрд. куб м) геолого-промислові райони [1]. Тим часом світова практика свідчить, що можна не тільки успішно боротися з метаном, а й використовувати його в промислових цілях. Недостатня кількість трудових ресурсів може призвести до погіршення об'ємів видобутку вугілля на вугільних шахтах. Саме тому розвиток вугільної промисловості значно залежить від наявності достатньої кількості працівників.

За останні роки кількість працівників вугільної промисловості значно скоротилася. Велике фізичне навантаження, значна глибина розробки, наявність у рудничній атмосфері пилу, вологи і газів, схильність пластів до раптових викидів та самозаймання - всі ці чинники впливають на спад престижності професії гірника. У таких умовах навіть найкраща сучасна техніка не зможе забезпечити високої продуктивності праці. Як наслідок, все це призводить до плинності кадрів та низьких техніко-економічних показників роботи шахт і галузі в цілому. Конкурентоспроможність шахт і об'єми вугільної продукції можна підвищити завдяки мотиваційному підходу до персоналу для роботи з повною віддачею та високою відповідальністю перед керівництвом.

Мотивація праці розглядається як процес стимулювання окремого працівника або групи працівників до дій, що спрямовані на досягнення індивідуальних або спільних цілей. У практиці в більшості випадків система мотивації зводиться до диференційованої оплати праці[2]. Як свідчить досвід, якщо на сусідній шахті або на якому-небудь іншому підприємстві працівникові запропонують вищу заробітну плату, то за інших однакових умов він змінить місце роботи. Зазначимо, заробітна плата гірників вища, ніж у цілому в промисловості. Також слід зазначити, що Верховна Рада України згідно закону «Про престижність шахтарської праці» від 02.09.2008 р. знизила ставку прибуткового податку для шахтарів з 15% до 10%. Крім того, мінімальний розмір пенсії робітників вуглепрому, які працювали на підземних роботах більше ніж 15 років, передбачається у розмірі 80% від їх середньої заробітної плати, а за досягненням пенсійного віку до кожного повного року стажу на підземних роботах додатково нараховується по 1 року додаткового стажу[3]. Але навіть у цьому випадку залишаються незадоволеними нематеріальні потреби працівників.

При використанні методів нематеріальної мотивації треба визначити потреби робітників і створити умови для їх задоволення. До методів нематеріальної мотивації працівників відносять[2]:

- справедлива система оплати праці;
- можливості використовувати свій інтелектуальний потенціал;

- можливості професійного навчання та підвищення кваліфікації;
- перспективи кар'єрного зростання;
- соціальна захищеність працівників (профспілковий комітет, соціальна інфраструктура: бази відпочинку, стадіони, дитячі оздоровчі комплекси);
- створення безпечних та комфортних умов праці (перспективна модернізація обладнання);
- моральна винагорода (подання до винагороди, до почесного звання, подяка, грамота, тощо);
- сприятливий психологічний клімат у колективі;
- система зворотного зв'язку та регулярні зустрічі рядових робітників із керівництвом.

Стимулювання престижності роботи керівників виймальних дільниць значно впливає на продуктивність праці. Саме від них залежить створення сприятливого морально-психологічного клімату в колективі. Адже наявність комфортних психологічних умов роботи в поєднанні із справедливою оплатою праці сильно впливатимуть на підвищення престижності професії гірників. За результатами письмового анкетування начальників видобувних дільниць з різних регіонів України, потреба в матеріальній винагороді не є для них важливою вагою, на перше місце її поставили 7% респондентів[4]. В першу чергу для керівників пріоритетом є пошана в колективі та кар'єрне зростання. Керівництву шахти слід мотивувати керівників дільниць у підвищенні їх компетентності та здійснювати стимуляцію їхнього кар'єрного зростання в плані просування службовими сходами.

Як свідчить порівняння потреб начальників і робітників видобувних дільниць, робітники мають значно більшу потребу у грошовій винагороді (29%), ніж їх керівники (18%) [4]. Це свідчить про те, що в системі матеріальної винагороди працівників не враховується ефективність особистого внеску кожного робітника у загальний результат роботи колективу. Саме тому ця система повинна удосконалюватися у напрямі більшого стимулювання праці кожного працівника. Потреба у моральній винагороді має низький рейтинг як у начальників(13%), так і у робітників (15%) видобувних дільниць [4]. Наслідок таких низьких показників може полягати у тому, що на шахтах цьому питанню не приділяють належної уваги.

Слід зазначити, що на практиці ще багато керівників на гірничих підприємствах, особливо, молоді начальники дільниць добиваються зростання і продуктивності праці авторитарними методами, що знижує задоволеність у роботі їхніх підлеглих. Прагнення підвищити видобуток вугілля за будь-якої ціни, ігноруючи потреби працівника, як свідчить досвід, призводить до його звільнення. Замість цього керівники повинні стимулювати підлеглих на додаткові зусилля для того, щоб вони бачили відмінний результат своєї праці, отримуючи при цьому задоволення від своєї роботи. Саме тому керівництво шахт має приділити належну увагу навчанню керівників про загальне поняття теорії мотивації праці, базових чинників, на яких вона ґрунтується, методів і прийомів, за допомогою яких її можна застосовувати на практиці.

**Висновки.** Керівництво вугільних шахт України не приділяє належної уваги мотивації праці гірників. Впровадження матеріальних та нематеріальних мотивацій праці для шахтарів сприятиме задоволенню своєї роботи на дільниці. Все це вплине на підвищення престижності та привабливості шахтарської професії.

#### БІБЛІОГРАФІЧНИЙ СПИСОК

1. <http://www.uaenergy.com.ua/index.php/2010/08/pioneryi-metanodobyichi/>
2. <http://www.hr-portal.ru/article/nematerialnaya-motivatsiya-personala>

3. <http://obozrevatel.com/news/2009/6/25/309572.htm>

4. О.П. Пономаренко. Роль нематеріальної мотивації у підвищенні престижності шахтарської праці// Уголь Украины. – 2009. - №3. – С.9-12.

УДК 622.8

БРАТАШ Е.А. (КИИ ДонНТУ)

## СИСТЕМА КОМПЛЕКСНОЙ БЕЗОПАСНОСТИ НА ШАХТЕ

*Розглянуто можливість вирішення проблем безпеки праці на вугільних шахтах шляхом застосування системи комплексної безпеки з використанням супутникового зв'язку.*

В последнее десятилетие в нашу повседневную жизнь прочно вошло понятие информационных технологий. Без использования современных компьютеров, средств коммуникаций, телекоммуникаций, различных информационных сетей и каналов передачи информации немислимы ни учебный процесс, ни производство, ни управление, ни социально-бытовая сфера.

Не обходят стороной информационные технологии горное производство, поэтому неотъемлемой частью подготовки современных горных инженеров является овладение как общими основами информатики, так и специальными знаниями по применению прикладных компьютерных программ, геоинформационных систем, специальной компьютерной графики, систем компьютерного моделирования и много другого.

Информационные технологии предназначены для решения различного вида задач, возникающих на каком-либо этапе горного производства, прежде всего, для информационного обслуживания всех работников предприятий, связанных с принятием управленческих решений. Здесь информация обычно представляется в виде регулярных или специальных управленческих отчетов и содержит сведения о прошлом, настоящем и возможном будущем предприятия. Автоматизация офиса предполагает организацию и поддержку коммуникационных процессов как внутри производства, так и с внешней средой на базе компьютерных сетей и других современных средств передачи и работы с информацией.

Применение информационных технологий в горном производстве необходимо на любом этапе проектирования, строительства, эксплуатации и основано на подборе и формировании технического и информационного, математического, программного и организационно-правового обеспечения. Кроме того, горное производство является одним из самых трудоемких, сложных и опасных видов промышленного производства. Вся история существования угольной промышленности Украины отмечается особой сложностью и многообразием имеющихся потенциальных опасностей природного и техногенного характера для работающих в ней. Высокий показатель производственного травматизма в шахтах заставляет искать пути если не полного устранения причин, то хотя бы смягчения последствий.

Сегодня настало время новой идеологии в охране труда, когда управлять нужно не безопасностью, а производственными процессами в безопасных режимах, ибо предупредить аварию всегда проще и дешевле, чем устранять ее последствия. Но у нас всегда на ведение нормального процесса не хватает ни времени, ни средств, а вот после аварии эти средства находятся, хотя они, как правило, на порядок выше, чем нужно было для ее предотвращения. На шахте должен быть, прежде всего, план

предупреждения аварий, а план ликвидации последствий аварий — его составной заключительной частью. Именно в плане предупреждения аварий должны быть выработаны все решения, не допускающие выход производственных процессов за рамки режимов, предусмотренных разработанными шахтой регламентов.

Так, с целью повышения безопасности труда на угледобывающих предприятиях, Минуглепром инициировал создание в угольной отрасли системы комплексной безопасности с использованием спутниковой связи, которая может кардинально изменить ситуацию и безопасность работ на шахтах. Ее особенность состоит в том, что она дает всю исчерпывающую информацию о ситуации в шахте, при аварийной ситуации отключает работу оборудования и не имеет несанкционированного доступа. Испытание данной системы проводилось на шахте им. С.Г. Кирова ГП «Макеевуголь». На этой шахте наиболее полно представлены системы сбора и передачи информации, подключение которых к программно-аппаратному блоку сопряжения, дальнейшее приведение сигналов этих систем к единому формату и передача данных по спутниковому каналу связи более всего полно отвечают программной методике испытаний. Разработка системы принадлежит МакНИИ и проектному институту «Автоматгормаш им. В. Л. Антипова».

Система комплексной безопасности предусматривает разработку программно-аппаратного блока, в котором объединяются сигналы от всех существующих на данный момент на шахтах источников информации в единый формат. Потом проводится их преобразование и передача по спутниковой транспортной сети на все уровни управления: шахта — отряд горноспасательной службы — центральный штаб горноспасателей — Минуглепром. Эта система даст возможность в экстренной ситуации в максимально короткий срок принять решение, исключив при этом человеческий ресурс.

На мониторах диспетчера шахты и Центрального штаба горноспасательной службы можно наблюдать за работой шахты: отслеживать аэрогазовую обстановку в выработках, состояние горно-шахтного оборудования, скипового подъема, вентилятора главного проветривания и т.д.

Система позволяет запросить информацию о работе за разные периоды, от начала испытаний и до настоящего времени. Информацию можно только посмотреть, но не изменить, что более всего важно для объективного анализа данных и действий персонала при расследовании предаварийных и аварийных ситуаций, а также предотвращение подобного в дальнейшем.

На монитор компьютера выводятся показатели концентрации метана во всей шахте. Система показывает, в каком конкретно месте в шахте опасная концентрация метана. Вся информация, которая собирается ежедневно, находится и хранится на сервере системы.

В случае если концентрация метан в шахте превышает допустимые значения, то идет моментальное оповещение. В эту систему включена громкоговорящая связь и аварийное оповещение рабочих. Там стоят устройства, которые предупреждают диспетчера, а он оповещает остальных. Если еще не произошла авария, а есть только лишь прогноз опасности, то быстро сообщается диспетчеру, он сообщает рабочим и тогда они успеют выйти, потому что это будет заблаговременно.

В ближайшем будущем предприятия необходимо оснащать современной техникой и технологическими комплексами, способными взаимодействовать со средствами коммуникаций, телекоммуникаций, различными каналами передачи информации, так как безопасность — это продукт комплексных усилий науки, техники, технологии и, самое главное — людей.

### Литература

1. Информационные технологии в горном деле: Учеб. пособие/ Ю.Н. Попков, А.Ю. Прокопов, М.В. Прокопова/ Шахтинский ин-т (филиал) – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2007. – 202 с.
2. <http://www.pda.nr2.ru/153689.html/> На шахте Макеевки установят новейшую систему комплексной безопасности.

КОЛОМОЕЦ А.В. (КИИ ГВУЗ ДонНТУ)

### **ЭЛЕМЕНТЫ ОБУЧЕНИЯ БУДУЩИХ ГОРНЫХ ИНЖЕНЕРОВ УМЕНИЮ ПСИХОФИЗИЧЕСКОГО НАСТРОЯ ДЛЯ ДАЛЬНЕЙШЕЙ ТРУДОВОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ НА ПРИМЕРЕ НЕКОТОРЫХ ФАКТОВ СПОРТИВНОЙ ПСИХОЛОГИИ**

Если самочувствие в порядке и настроение хорошее, работа спорится. В противном же случае всё, как говорится, валится из рук. Самое прямое отношение это имеет не только к спортивной, но и трудовой деятельности. Попробуем разобраться с предстартовым состоянием спортсмена. Как же добиться перед стартом такого психического и физического самочувствия, при котором все знания и навыки реализуются на протяжении всего времени соревновательной борьбы самым наилучшим образом? Оказывается, спортсмены могут совершенно самостоятельно и целенаправленно обретать перед соревнованиями необходимые им психические и физические качества, достигать так называемого оптимального боевого состояния (далее ОБС). ОБС есть идеальная модель желаемого психофизического самочувствия, ориентируясь на неё, спортсмен как бы "строит самого себя". Вот почему каждому нужно точно знать все составные части своего ОБС, чтобы уметь быстро входить в него, как только это потребуется. Само собой разумеется, идеальная модель желаемого психофизического состояния у разных спортсменов будет различной: структура и содержание ОБС определяется и видом спорта, и особенностями личности. Однако, можно выделить три основных компонента ОБС, которые являются общими для всех, независимо от вида спорта и личности соревнующихся.

Физический компонент определяется качеством функциональной и технической подготовки спортсмена. Чем сильнее игрок, чем выше его выносливость и техническое мастерство, тем лучше физический компонент его ОБС. Для того чтобы спортсмен мог достичь своего ОБС физически, разминка, проводимая им перед началом соревнований, должна быть направлена на достижение заранее известных предельно конкретных физических ощущений. Так, например, у баскетболистов ноги должны стать "лёгкими, быстрыми, прыгучими", руки "раскрепощёнными, сильными, точными", туловище "сильным и послушным".

Чтобы провести правильно такую разминку, спортсмен должен испытать все те физические ощущения в опорно-двигательном аппарате, в работе сердца и дыхании, которые являются для него наилучшими. Так постепенно сложится чёткая программа проведения разминки, которую надо вести до тех пор, пока у игрока не появится уверенность, что все нужные особенности в физическом состоянии полностью достигнуты. Причём весьма желательно, чтобы в этой программе все показатели физического компонента ОБС были выше и лучше, чем того требуют игровые ситуации. Тогда предстоящая игра пройдёт у него гораздо легче и успешней.

В процессе разминки полезно сознательно вызывать у себя такие специфические "чувствования", как "чувство мяча" у футболистов, "чувство кольца" у баскетболистов.



Если же спортсмен выйдет на поле, не обретя предварительно эти "чувства", играть он будет, конечно же, неудачно.

Целенаправленная работа по достижению конкретных качеств желаемого психофизического состояния позволяет мобилизовать и максимально использовать резервные возможности организма в соревновательной борьбе. Без этого невозможно удачно выступить в соревнованиях.

Второй компонент ОБС - эмоциональный. Под эмоциональным компонентом понимается в первую очередь степень возбуждения нервно-психической сферы спортсмена. Давно установлено, что любая деятельность (в том числе и участие в соревнованиях) лишь в том случае бывает успешной, если она протекает на фоне такого возбуждения, которое является оптимальным, наилучшим для данного вида деятельности. В тех случаях, когда нервно-психическое возбуждение оказывается выше оптимального (стартовая лихорадка), возникают мышечные зажимы и снижается точность движений. Если же возбуждение ниже оптимального (стартовая апатия), падает боевой настрой, теряется скорость, ухудшается координация.

Каждый спортсмен должен знать свой личный оптимальный уровень эмоционального возбуждения и уметь вполне сознательно (во время разминки или с помощью аутотренинга) не только приобретать его, но и сохранять до конца соревнования, снижая степень нервно-психического напряжения лишь в перерывах, во время отдыха. Как это сделать? Только путём самонаблюдения, сравнивая своё нервно-психическое состояние со спортивными результатами. Опытные спортсмены судят о наступлении оптимальной степени нервно-психического возбуждения по таким субъективным ощущениям, как, например, сухость во рту, зябкость и озноб в области спины и затылка, особая дрожь мышц. Особенно важно сохранять оптимальный уровень эмоционального возбуждения при выполнении штрафных ударов и бросков. Именно в эти минуты наблюдается тенденция к значительному повышению нервно-психического возбуждения.

Качество эмоционального компонента ОБС определяет не только уровень возбуждения. Не менее важную роль играет его содержание, так сказать его окраска. Можно быть настроенным агрессивно, по-боевому, а можно, что называется, трястись от страха. Вот почему крайне необходимо научиться с помощью аутотренинга создавать у себя такой эмоциональный настрой на соревнования, в котором бы доминанта была положительная - хорошее настроение, радость, боевой подъём. Мысленные представления об эмоционально насыщенных соревновательных ситуациях, как правило разрушают дремотное состояние и выводят в обычное, а то и в повышенно активное бодрствование. Это хороший признак, говорящий о том, что психическое начало включает в высокую активность весь организм.

Эмоциональный компонент - стержень оптимального боевого состояния. К сожалению, именно этот компонент оказывается наиболее уязвимым у многих, даже опытных спортсменов. О чём это свидетельствует? О неумении сознательно и целенаправленно регулировать своё нервно-психическое состояние, неумении пользоваться аутотренингом, неумение владеть методом самопомощи, столь необходимой как в спортивной, так и в повседневной жизни.

Третий компонент ОБС - мыслительный. Его суть - в создании чёткой программы поведения на предстоящем соревновании. Проще говоря, все спортсмены, выходя на поле в полной физической и эмоциональной готовности, должны ещё очень точно знать, что и как им делать, как вести себя в данном матче.

При составлении формул мыслительного компонента ОБС весьма полезно опираться на некоторые правила, общие для всех видов спорта. Сюда относится умение быстро и полностью, не отвлекаясь на посторонние мысли, включаться в предстоящее

дело и сразу выключаться из него, как только для этого представится возможность, скажем, во время отдыха. Это позволяет экономно расходовать силы, приберегая их для финиша, чтобы повысить психофизическую активность к концу игры. Весьма важно также воспитать у себя привычку отвечать мгновенной мобилизацией всех своих сил на любые трудности и неожиданные помехи, которыми изобилуют игровые ситуации, добиваясь их "джентльменского" разрешения.

Для того чтобы подобные психические навыки прочно вошли в мыслительный компонент ОБС каждого спортсмена, их необходимо специально и систематически тренировать.

Мыслительный компонент помогает спортсмену самостоятельно и целенаправленно решать задачи, стоящие перед ним в игре.

Для того чтобы составить свои личные предельно конкретные формулы ОБС, каждый спортсмен должен спросить себя: "каким я хочу быть, каким я должен быть на предстоящем соревновании, чтобы у меня всё получалось?", и, отвечая на этот вопрос, "смоделировать самого себя", опираясь на все свои знания и умения.

Формулы ОБС могут меняться со временем, с ростом мастерства спортсмена, по мере накопления им спортивного и житейского опыта. При этом всё новое и полезное, что подбрасывает практика, необходимо собирать по крупицам.

Вот почему работа над достижением оптимального боевого состояния должна вестись ежедневно, целенаправленно и скрупулёзно. В данной статье вы познакомились с тем, как с помощью аутотренинга ОБС формируется. Дело за тем, чтобы полученные знания сделать умением. А это возможно лишь при условии, что работа будет вестись не время от времени, а ежедневно, целенаправленно и разумно.

Всё, о чём говорилось в этой статье, с небольшими корректировками и поправками можно применять в обучении будущих горных инженеров умению психофизического настроя для трудовой деятельности и повседневной жизни. Если этот навык получится закрепить, то он сыграет неоценимую роль в жизни молодых специалистов.

РОМАНІЙ С.М. (КП ДВНЗ ДонНТУ)

## **ОСНОВИ ЗДОРОВОГО СПОСОБУ ЖИТТЯ ЛЮДИНИ - ЗАПОРУКА ЯКІСНОГО ІСНУВАННЯ ВУГЛЕВИДОБУВНОЇ ГАЛУЗІ**

Прогрес людства визначається його духовним, інтелектуальним і фізичним потенціалом. Одним із критеріїв будь-якого потенціалу людини є його здоров'я. Здоров'я - найвища соціальна цінність, основна умова виконання людиною своїх біологічних і соціальних функцій, фундамент самореалізації особистості.

Загальновизнаного визначення поняття "здоров'я" сьогодні немає. У Великій медичній енциклопедії здоров'я трактується як стан організму людини, коли функції всіх його органів і систем врівноважені з зовнішнім середовищем і відсутні будь-які хворобливі зміни. Відповідно визначення ВООЗ, "здоров'я" - це не просто відсутність хвороб або фізичних дефектів, а стан повного фізичного, психічного і соціального благополуччя. КП.Казначесв (1989) трактує здоров'я як процес (динамічний стан) збереження і розвитку біологічних, фізіологічних і психічних функцій, оптимальної працездатності, соціальної активності при максимальній тривалості життя. І.І.Брехман (1987) вказує, що здоров'я - це "здатність людини зберігати відповідно віку стійкість в умовах різних змін кількісних і якісних параметрів триєдиного потоку сенсорної, вербальної і структурної інформації".

Спільним в приведених визначеннях є те, що поняття здоров'я відображає якість пристосування організму до умов довкілля, воно є наслідком спільної дії зовнішніх (природних і соціальних) та внутрішніх (спадковість, стать, вік) чинників на організм людини.

Здоров'я в ієрархії потреб людини повинно займати головне місце. Коли ж головною метою життя стають матеріальні блага і для їх досягнення людина нехтує фізичним і духовним удосконаленням, гармонійність розвитку особистості порушується. Така людина не лише не дбає про своє здоров'я, а й недбало ставиться до довкілля, знищує природу, чим завдає непоправної шкоди власному здоров'ю і шкодить здоров'ю майбутніх поколінь.

На жаль, більшість осіб (особливо молодих) ціну здоров'я усвідомлюють лише тоді, коли воно вже втрачене, а рівень функціональних резервів знижений до мінімуму і людина хворіє. Тільки тоді виникає мотивування - вилікуватись, стати здоровим.

Результат дії різноманітних чинників (як позитивних, так і негативних подразників) на організм людини виявляється лише через певний проміжок часу. Багато людей довго і нерозумно випробовують стійкість свого організму до алкоголю, нікотину, систематичних порушень режиму праці і відпочинку тощо. І тільки через певний час, коли резервні можливості організму вичерпуються, людина відчуває небажані наслідки цих шкідливих впливів. У людини, яка веде здоровий спосіб життя, систематично займається фізичною культурою і спортом, обсяг функціональних резервів організму повільно, але неухильно зростає. Сповільнений ефект дії (того чи іншого оздоровчого чинника) є однією з головних причин антивалеологічної поведінки багатьох людей - не отримавши швидкого ефекту від корисних для здоров'я дій, вони припиняють заняття. Чинниками, які заохочують людину бути здоровою, є платне лікування, врахування рівня здоров'я і наявності шкідливих звичок при влаштуванні на роботу, оплаті праці, страхуванні життя тощо.

Таким чином, основною причиною того, що здоров'я громадян нашої країни в ієрархії інших різноманітних потреб ще не стоїть на першому місці, є низький рівень культури населення. Тому у кожного громадянина суспільства необхідно виховувати ставлення до свого здоров'я як до головної людської цінності. Вирішення цих завдань можливе при наполегливій роботі за такими двома основними напрямками.

Перший напрямок - самовиховання особистості - креативна валеологія (*creatio* - створи, сформуї) - сформуї сам себе: постійно збагачувати свої знання з медично-біологічних дисциплін (гігієни, безпеки життєдіяльності, валеології), вчитись вимірювати частоту дихання, пульс і кров'яний тиск, вчитись оцінювати рівень функціональних резервів і фізичної підготовленості, вміти аналізувати реакції організму на фізичне навантаження тощо.

Другий напрямок - валеологічна освіта кожного починаючи з самого раннього віку. Адже набуті в дитинстві навички здорового способу життя зберігаються протягом всього існування людини. Важливим елементом валеологічного впливу є приклад батьків і педагогів.

Якщо рівень здоров'я людини умовно прийняти за 100%, то близько 50% його величини, на думку більшості науковців світу, зумовлені способом життя. Спосіб життя (біосоціальна категорія) - це "обличчя" особистості, тип її життєдіяльності: трудова діяльність, побут, форма задоволення матеріальних та духовних потреб, правила індивідуальної і суспільної поведінки.

Спосіб життя (СЖ) в значній мірі обумовлений соціально-економічними умовами, він залежить від стану психіки людини, її рівня здоров'я і обсягу наявних у неї функціональних резервів. Тому так багато варіантів способу життя різних людей.

Найбільш повно взаємозв'язок між способом життя і здоров'ям виражається в понятті здоровий спосіб життя (ЗСЖ). ЗСЖ - це спосіб життєдіяльності, спрямований на збереження і зміцнення здоров'я людей. Це поняття покладене в основу валеології, воно об'єднує все, що сприяє виконанню людиною професійних, суспільних і побутових функцій в оптимальних для здоров'я умовах. ЗСЖ забезпечує досягнення високого рівня психічного і фізичного розвитку, високу працездатність і реалізацію генетично запрограмованого довголіття.

В основі ЗСЖ лежать як біологічні, так і соціальні принципи (С.В. Попов, 1998). Згідно біологічних принципів, ЗСЖ повинен бути віковим, забезпеченим енергетично, зміцнювальним, ритмічним і аскетичним. Що стосується соціальних принципів, то спосіб життя повинен бути естетичним, моральним, вольовим.

До сприятливих чинників оздоровлення, які є складовими ЗСЖ (стилю та устрою життя) належать такі:

- достатня рухова активність;
- оптимальний режим життя;
- збалансоване харчування;
- дотримання правил особистої гігієни;
- відсутність шкідливих звичок;
- підтримання високого рівня загартованості;
- позитивні емоції.

В нашій країні система навчання не формує необхідної мотивації до ЗСЖ, і „знання” студентів про ЗСЖ, на жаль, не стали їх переконаннями. Основною причиною цього є те, що рекомендації по ЗСЖ нав'язуються частіше всього в навчально-категоричній формі, яка не викликає у них позитивних емоційних реакцій.

Основною стратегічною лінією молоді у питанні здоров'я є стратегія попереджувального характеру (зберегти здоров'я), і майже взагалі відсутня установка на формування здоров'я, яка, як відомо, вимагає значних вольових зусиль. Тому навчальний заклад повинен сприяти формуванню у студентів звичок (навичок), а згодом і потреби в ЗСЖ, навчити приймати самостійні рішення з цієї проблеми.

Валеологія, фізкультура, безпека життєдіяльності повинні стати пріоритетними дисциплінами в навчальних закладах. Викладачі цих дисциплін як основні пропагандисти валеологічних знань повинні вміти:

- визначати вплив несприятливих чинників довкілля на здоров'я і давати рекомендації на їх усунення;
- підбирати допоміжні засоби, які сприятимуть підвищенню розумової і фізичної працездатності;
- визначати рівень фізичної та функціональної підготовленості (рівень здоров'я) і вміти визначати оптимальний руховий режим;
- давати конкретні методичні рекомендації щодо самоконтролю за станом здоров'я;
- надавати дієву допомогу колегам по роботі та батькам у вирішенні питань безпечного життя і управління власним здоров'ям;
- надавати дієві рекомендації по використанню основних складових компонентів ЗСЖ для збереження і зміцнення здоров'я;
- сприяти вихованню навичок, а згодом і потреб безпечного СЖ;
- формувати навички прийняття самостійних рішень щодо організації безпечного способу життя.

У вирішенні проблем гігієни і валеології важлива роль належить програмі пропаганди ЗСЖ фонду Сороса. В її основі лежить уява про здоров'я, як єдине ціле, складене із взаємозалежних частин. Схематично ця ідея автора представлена у вигляді

стилізованої п'ятипелюсткової квітки. Її стебло і стержень відображають духовний аспект здоров'я, а п'ять пелюсток - фізичний, емоційний, інтелектуальний, соціальний і особистісний аспекти здоров'я.

Фізичний аспект здоров'я - це, перш за все, обсяг фізіологічних (функціональних) резервів, інтелектуальний - рівень інформації, яка може бути використана для організації ЗСЖ. Емоційний аспект здоров'я пов'язаний із розумінням своїх почуттів і вмінням їх виражати. Соціальний аспект здоров'я полягає в усвідомленні себе як корисної частини соціуму, особистісний - в усвідомленні себе як особистості, яка здатна до самореалізації.

Стан фізичного здоров'я людини в значній мірі залежить від її духовного стану. Духовність - це зв'язок між зовнішнім і внутрішнім світом людини, усвідомлення своєї причетності до живої і неживої природи, до макрокосмосу і внутрішнього мікрокосмосу. Духовність є проявом морального потенціалу людини і її доброзичливості, співучасті і безкорисливості. Без духовності людина не може подолати хворобу, бути здоровою і щасливою.

Ознаками міцного здоров'я є:

- висока фізіологічна резистентність (стійкість) нервової системи (рівний настрій, нормальний сон, висока працездатність);
- висока специфічна (імунна) стійкість організму до збудників інфекційних захворювань;
- оптимальний рівень розвитку;
- високий рівень функціональних резервів організму;
- відсутність будь-яких захворювань або дефектів розвитку;
- наявність апетиту і добре самопочуття;
- високий (достатній) рівень морально-вольових і мотиваційних установок.

Висновок напрашується сам по собі: люди повинні бути творцями свого фізичного і психічного здоров'я, що є запорукою щасливого існування окремої людини і суспільства в цілому.

УДК 658.589.012

ЛЫСЕНКО С.Н., СЕБКО К.С., НОВИЦКАЯ О.В., КОВТУН Ю.В.

### **ОБОСНОВАНИЕ ВАЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМ АУДИТЕ ШАХТНЫХ КОНСТРУКЦИЙ**

*У даній статті розглянуто порівняльний технологічний аудит технологій анкерно-рамного кріплення гірничих виробок, запропонований іншими авторами, та доповнено його показниками безпеки у вугільній промисловості України.*

**Постановка проблеми.** Развитие и идентификация современного производства должны полностью базироваться на новых решениях в области технологии, техники, организационных форм, то есть разных технологических инноваций, внедряемых в производство. В связи с этим стало достаточно актуальным проведение технологического аудита, который применяется при выводе нового технологического продукта на рынок. Его задача – оценить возможности новой технологии, ее коммерческий потенциал [1].

Учитывая высокий уровень опасности производства и степень риска, которые присущие угольной промышленности Украины, важным направлением в проведении технологического аудита есть применение показателей безопасности труда.

**Последние исследования проблемы.** Современный мировой опыт представляет технологический аудит как перспективный механизм оценки новых технологий, потенциала предприятия и т. п. Исследования по этой теме нашли свое отображение в работах таких авторов: В.В. Титов, А. Локтев, А. Бретт, О.Ф. Андросова, В. Зинов, П.М. Цибулев и др.

Однако, отсутствие должных исследований в области технологического аудита с точки зрения безопасности труда предопределяет необходимость осуществление теоретических исследований данной проблемы.

**Цель работы.** Технологический аудит является важным инструментом сравнительного анализа необходимых технологий производства. Проведенный ранее технологический аудит двух смежных технологий крепления горных выработок предопределил необходимость учета безопасности ведения горных выработок. Поэтому целью данной работы есть дополнение методики проведения технологического аудита, предложенной Титовым В.В. [5], показателями безопасности труда.

**Изложение основного материала.** В данной работе предлагаются результаты технологического аудита двух различных технологий установки анкерно-рамных крепей [4].

Первая технология крепления охватывает группу выработок со следующими параметрами: крепь КМП-А3 из СВП-27, плотность – две рамы на один метр, площадь сечения 10-14 м<sup>2</sup> всвету без тампонирувания пород, анкерное усиление боковых пород на глубину 1,6-1,8 м от подошвы. Парное закрепление анкеров на стойках выполнено с помощью фигурной планки за счет загиба хвостовой части стержня.

Вторая технология крепления представлена в выработках с площадью сечения 10-16 м<sup>2</sup> всвету, закрепленных жесткими рамами из двутавра, плотность 2-3 рамы на один метр. Закрепленное пространство увеличено за счет укладки затяжки на внутреннюю полку двутавра, поэтому мощность породы бетонного тампонажа 0,6-0,7 м. Анкерование приконтурных пород выполнено по радиальной схеме непосредственно при установке рам с помощью арматурных анкеров на глубину 1,8-2,2 м с закреплением патронированным вяжущим. Хвостовые части парных анкеров закреплены на профиле через фигурную планку, натяжение с помощью резьбового соединения, охват профиля скобой.

В проведенном сравнительном технологическом аудите определен потенциал двух инновационных технологий анкерно-рамной крепи по совокупности параметров. Каждый параметр имеет свою количественную оценку в зависимости от наличия приведенных признаков: от минимальной оценки, характеризующей негативное влияние данного параметра на определяемый показатель потенциала технологий, т.е. оценки «-2» до максимального значения «+2», которая характеризует наибольшее положительное влияние данного параметра на потенциал технологии. Частный показатель потенциала  $\Pi_j$  технологии определяется по формуле:

$$\Pi_j = \sum_{i=1}^n (k_i \cdot O_i),$$

где  $k_i$  – коэффициент значимости  $i$ -ого параметра;

$O_i$  – оценка  $i$ -ого параметра;

$n$  – количество параметров, по которым оценивается частный показатель потенциала технологии.

Суммарный потенциал технологии складывается из  $j$ -ых компонентов:

1. Рыночный потенциал.

2. Потенциал качества.
3. Потенциал осуществимости.
4. Потенциал ресурсобеспеченности.

Интегральный показатель потенциала технологии:

$$P_{техн} = \sum_{j=1}^n P_j [4].$$

Концепция данного исследования предусматривает добавление показателей безопасности труда для данных конструкций, которые предоставлены в табл. 1.

Таблица 1 – Дополнительные показатели безопасности труда технологического аудита

Д. Безопасность технологии								
Наименование параметра	Оценка					Коэф. значимости	Оценка технологии	
	+2	+1	0	-1	-2		№1	№2
Д1. Усиление крепости кровли	<b>Обеспечивает очень высокий уровень крепости</b>	<i>Обеспечивает высокий уровень крепости</i>	Обеспечивает средний уровень крепости	Обеспечивает низкий уровень крепости	Практически не усиливает крепость	1	+1	+2
Д2. Улучшение схемы проветривания (исключение скопления метана в кутках лавы и снижение запыленности применяющих в лаве выработок)	В значительной степени улучшает проветривание	Оказывает сильное влияние на проветривание	<b>Оказывает слабое влияние на проветривание</b>	Оказывает очень слабое влияние на проветривание	Не влияет на проветривание	0,67	0	0
Д3. Огнестойкость конструкции	<b>Негорючие</b>		<i>Трудногорючие</i>		Горючие	0,74	0	+2
<b>Потенциал безопасности труда</b>							<b>1</b>	<b>3,48</b>

Суммарный потенциал технологии, полученный при проведении технологического аудита без учета показателей безопасности труда при использовании конструкций, приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Суммарный потенциал технологии без учета показателя безопасности

Суммарный потенциал технологии	Весовые коэффициенты	Итог	
		Технология №1	Технология №2
Рыночный потенциал	1	3,6	<b>5,24</b>
Потенциал качества	0,77	-0,85	<b>1,85</b>
Потенциал осуществимости	0,82	4,73	<b>6,2</b>
Потенциал обеспеченности	0,74	2,82	<b>2,66</b>
Суммарный потенциал технологии		10,3	<b>15,45</b>

Учитывая предлагаемые авторами изменения в проведении технологического аудита для технологий и конструкций в горной промышленности, таблица с расчетом суммарного потенциала технологии будет иметь вид, представленный в таблице 3.

Таблица 3 – Суммарный потенциал технологии

Суммарный потенциал технологии	Весовые коэффициенты	Итог	
		Технология №1	Технология №2
Рыночный потенциал	1	3,6	<b>5,24</b>
Потенциал качества	0,77	-0,85	<b>1,85</b>
Потенциал осуществимости	0,82	4,73	<b>6,2</b>
Потенциал обеспеченности	0,74	2,82	<b>2,66</b>
Потенциал безопасности	0,8	1	<b>3,48</b>
Суммарный потенциал		11,1	<b>18,23</b>

**Выводы и дальнейшие перспективы исследований.** В данной статье была обоснована необходимость учета показателей безопасности труда в технологическом аудите, проводимом для технологий, используемых в горной промышленности.

На рассмотренном примере (анкерно-рамная крепь) были представлены предлагаемые авторами дополнения в анализируемые потенциалы технологии. Авторы предложили три основных показателя безопасности труда в шахте, которые характеризуют анализируемую технологию.

Проведенный технологический аудит данного примера не показал разницу между суммарным потенциалом, полученным другими авторами [4], и суммарным потенциалом технологии с учетом показателей безопасности. Но это не уменьшает важности использования этих показателей, особенно в опасных условиях работы горняков. Полученный результат лишь подтверждает, что выбранная технология действительно является лучшей из двух предложенных, в том числе учитывая безопасность добычи угля. Результаты проведенного исследования свидетельствуют о необходимости и важности учета потенциала безопасности при технологическом аудите шахтных технологий.

Дальнейшие перспективы исследования в данной области видятся в совершенствовании системы коэффициентов значимости, является целесообразным обоснование их значений и более точное определение. Также не менее важной перспективой есть разработка других показателей безопасности труда, которые применялись бы при технологическом аудите разных технологий в разных сферах производства.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. А. Локтев. Технологический аудит. Новый подход // Компас промышленной реструктуризации // №8, 2004. / Интернет ресурс / <http://www.compass-r.ru/digest/novermber/d-3-01.htm> - [Заголовок с экрана].
2. Андросова О.Ф., Череп А.В. Трансфер технологій як інструмент реалізації інноваційної діяльності. Монографія. – К.: Кондор, 2007. – 356 с.
3. Л.Н. Ширин, С.В. Корнеев. Новый способ установки анкерной крепи // Уголь Украины // №7, 2008. – 6-7.
4. С.Н. Лысенко, И.А. Булавина, А.А. Иванченко, А.А. Папаика. Технологический аудит как инструмент трансфера технологий // Проблемы гірничої технології: матеріали регіональної науково-практичної конференції. – 141-146.
5. Титов В.В. Трансфер технологий. Учебное пособие. / Интернет-ресурс / <http://www.metodolog.ru/00384/annot.htm> - [Заголовок с экрана].



**ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ**

**Батрак Володимир Валентинович** – асистент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ.

**Бачурін Леонід Леонідович** – старший викладач кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КП ДонНТУ.

**Бачуріна Ярослава Павлівна** - асистент кафедри «Геотехнологій і охорони праці» КП ДонНТУ.

**Болотов Олександр Петрович** – асистент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» Донбаського державного технічного університету.

**Бондаренко Микола Васильович** – кандидат фізико-математичних наук, доцент кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

**Браташ Олена Олексіївна** – асистент кафедри геотехнологій і охорони праці КП ДонНТУ.

**Брик Вікторія Олександрівна** – магістр кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

**Булатников А.А.** – провідний інженер лабораторії проведення і підтримання гірничих виробок ДонВУГІ.

**Ващенко Василь Іванович** - кандидат геолого-мінералогічних наук, доцент кафедри розробки пластових родовищ КП ДонНТУ.

**Васильковський Всеволод Олексійович** - кандидат технічних наук, старший науковий співробітник ІФГП НАНУ.

**Вірич Світлана Олександрівна** – кандидат технічних наук, доцент, завідувач кафедри інженерної механіки КП ДонНТУ.

**Володьков Андрій Олександрович** – магістр кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Воронов Артем Григорович** - магістр кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ.

**Гончаров Валерій Миколайович** – магістр кафедри «Розробка пластових родовищ» КП ДонНТУ.

**Ісаєнков Олександр Олександрович** – старший викладач кафедри геотехнологій і охорони праці КП ДонНТУ.

**Ісаєнкова Юлія Василівна** – студентка групи ОПГ-05 КП ДонНТУ.

**Касьян Микола Миколайович** – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Климченко Олексій Миколайович** – технічний директор ДП «Красноармійськвугілля».

**Кодунов Борис Олексійович** - кандидат технічних наук, доцент кафедри розробки пластових родовищ КП ДонНТУ.

**Козлов Антон Олександрович** – магістр кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ

**Коломоець Олександр Володимирович** – старший викладач кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

**Кондратенко Віктор Григорович** – кандидат технічних наук, доцент., доцент кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ.

**Корольов Андрій Ігорович** – студент гр..ЕМО-08 КП ДонНТУ.

**Кришньов Артем Станіславович** – головний технолог ДП «Дзержинськвугілля», аспірант ДонВУГІ.

**Лаппо Ірина Миколаївна** – асистент кафедри інженерної механіки КП ДонНТУ.

**Лобков Микола Іванович** – кандидат технічних наук, доцент, докторант ІФГП НАН України.

**Ляшок Ярослав Олександрович** – кандидат технічних наук, доцент, завідувач кафедри геотехнологій і охорони праці, директор Красноармійського індустріального інституту ДонНТУ.

**Лященко Максим Олександрович** – студент групи РКК-07 КП ДонНТУ.

**Лисенко Світлана Миколаївна** – кандидат економічних наук, доцент, завідувач кафедри економіки і менеджменту.

**Макаров Сергій Васильович** – молодший науковий співробітник ДонВУГІ.

**Мокрієнко Володимир Миколайович** – асистент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Нагорна Катерина Дмитрівна** – магістр кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

**Наумов Микола Миколайович** – аспірант Національного гірничого університету.

**Негрій Сергій Григорович.** – кандидат технічних наук, доцент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Нємцев Едуард Миколайович** – старший викладач кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ.

**Нестеренко Василь Миколайович** – кандидат технічних наук, доцент кафедри геотехнологій і охорони праці КП ДонНТУ.

**Носач Олександр Костянтинівич** – кандидат технічних наук, доцент, завідувач кафедри розробки пластових родовищ КП ДонНТУ.

**Піталенко Євген Іванович** – доктор технічних наук, завідувач відділу охорони надр і зсувів земної поверхні УкрНДМІ.

**Подрухін Олександр Олександрович** – молодший науковий співробітник ІФГП НАНУ.

**Поляков Петро Іванович** – доктор технічних наук, провідний науковий співробітник ІФГП НАНУ.

**Пуханов Олександр Олександрович** – старший викладач кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ.

**Радчук Дмитро Ігорович** – аспірант Національного гірничого університету.

**Раскідін Володимир Вікторович** – здобувач наукового ступеня кафедри будівництва і геомеханіки Національного гірничого університету.

**Романій Світлана Миколаївна** - асистент кафедри ГіюП КП ДонНТУ.

**Рязанцев Антон Миколайович** – помічник начальника дільниці ш/у «Покровське».

**Рязанцев Микола Олександрович** – кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри розробки пластових родовищ КП ДонНТУ.

**Рязанцева Надія Арсентіївна** – старший викладач кафедри розробки пластових родовищ КП ДонНТУ.

**Сахно Іван Георгійович** – кандидат технічних наук, доцент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Сергієнко Людмила Григорівна** – кандидат педагогічних наук, доцент, доцент кафедри природничих наук КП ДонНТУ, декан ФТОВ КП ДонНТУ.

**Сергієнко Ліна Володимирівна** – аспірант ІФГП НАНУ.

**Сергієнко Олександр Іванович** – кандидат технічних наук, науковий співробітник ІФГП НАНУ.

**Скрипка В'ячеслав Михайлович** – старший викладач кафедри економіки і менеджменту КП ДонНТУ.

**Смірнова Ірина Вікторівна** – магістр кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

**Солодянкін Олександр Вікторович** – доктор технічних наук, доцент, професор кафедри будівництва і геомеханіки Національного гірничого університету.

**Старіков Геннадій Петрович** – доктор технічних наук, головний науковий співробітник ІФГП НАНУ.

**Тимофєєнко Ольга Вадимівна** – магістр кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

**Фурман Роман Олександрович** – студент групи ОПГ-07 КП ДонНТУ.

**Халимендик Юрій Михайлович** – доктор технічних наук, професор, завідувач кафедри Маркшейдерії Національного гірничого університету.

**Чеберячко Сергій Іванович** – кандидат технічних наук, доцент Національного гірничого університету.

**Чеберячко Юрій Іванович** – кандидат технічних наук, доцент Національного гірничого університету.

**Чемакіна Марина Володимирівна** – аспірант кафедри Маркшейдерії Національного гірничого університету.

**Чернишев Віктор Іванович** – старший викладач кафедри «Електромеханіка і автоматика» КП ДонНТУ.

**Шажко Ярослав Вікторович** – аспірант ІФГП НАНУ.

**Шестопалов Іван Миколайович** – асистент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Шуляк Ярослав Олегович** – магістр кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ.

**Юсип Андрій Ярославович** – студент групи РКК-07 КП ДонНТУ.

**Юсипук Юлія Олександрівна** – асистент кафедри ГіОП КП ДонНТУ.

Наукове видання

# **ПРОБЛЕМИ ГІРНИЧОЇ ТЕХНОЛОГІЇ**

**ЗБІРНИК МАТЕРІАЛІВ  
РЕГІОНАЛЬНОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ**

**26 листопада 2010 року**

**Присвячується 90- річчю Донецького національного технічного університету**

Підписано до друку 16.11.2010 р. Формат 60х84 1/8  
Ум. друк. арк. 14. Друк лазерний. Зам.№ 550. Тираж 300 прим.

Надруковано в ТОВ «Цифрова типографія»  
Адреса: м. Донецьк, вул.. Челюскінців, 291а, тел...:(062)388-07-30, -31