

5. Dubiński J., 2001 – „Podstawowe problemy charakteryzujące relację pomiędzy procesem restrukturyzacji polskiego górnictwa węgla kamiennego a człowiekiem i środowiskiem”. [w]: „Człowiek i środowisko wobec procesu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego”. Praca zbiorowa pod redakcją J. Dubińskiego. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, seria z Lampką Górnictwem, nr 6, s. 3-13.
6. Dubiński J., 2002 – „Wyzwania badawcze górnictwa węgla kamiennego na progu XXI wieku”. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej.
7. Darski J., Kicki J., Sobczyk J., 2001 – „Raport o stanie gospodarki zasobami złóż węgla kamiennego”. Studia, Rozprawy, Monografie, nr 85. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
8. Probiez K., 2000 – „Bogactwa mineralne i ich pozyskanie szansą dalszego rozwoju czy zagrożeniem?”. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice.
9. Ministerstwo Gospodarki, Program przyjęty przez Radę Ministrów w dniu 11 lipca 2000 roku. „Zwiększenie innowacyjności gospodarki w Polsce do roku 2006”. Warszawa.
10. Rada Ministrów, 2000, „Polska 2025 – długookresowa strategia trwałego i zrównoważonego rozwoju”.
11. Dubiński J., i inni, 1999 – „Koncentracja wydobywania a zagrożenia górnicze”. Wyd. GIG, Katowice.
12. Bojarska-Kraus M., Czaplicka-Kolarz K., Wachowicz J., 2003 – „Metodyka oceny cyklu życia w zastosowaniu do kopalń węgla kamiennego”. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria Wykłady nr 26, Kraków.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПРИКОНТУРНОГО МАССИВА НА СОПРЯЖЕНИИ “ЛАВА-ШТРЕК” И ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАИБОЛЕЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ПОДДЕРЖАНИЮ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Сдвижкова Е.А., Терещук Р.Н.

*Национальный горный университет, г. Днепрпетровск
Лозовский С.П. шахта “Комсомолец Донбасса”, г. Кировское*

На основе численного моделирования методом конечных элементов напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности сопряжения подготовительной и очистной выработки обоснованы параметры нового геомеханического способа предотвращения пучения пород почвы.

Введение. Анализ состояния подготовительных выработок угольных шахт Украины, а также затрат, связанных с их поддержанием и ремонтом, показывает, что большую трудность при поддержании подготовительных выработок в эксплуатационном состоянии представляет борьба с пучением пород почвы. На угольных шахтах Украины ежегодно подвержены ремонту

более 5 тыс.км выработок, в том числе с подрывкой вспученных пород почвы до 3,7тыс.км.

Проблема поддержания подготовительных выработок в устойчивом состоянии во время всего периода их эксплуатации не только остается актуальной, но и приобретает возрастающий характер и требует создания, промышленного освоения и внедрения эффективных способов охраны и поддержания и разработки новых конструкций крепи подготовительных выработок. Особую актуальность эти задачи приобретают в горно-геологических условиях, для которых характерно вспучивание пород почвы.

Примером таких условий является шахта “Комсомолец Донбасса”, которая находится на территории Шахтерского района Донецкой области Украины.

В почве разрабатываемых пластов l_7 , l_4 и l_3 залегают глинистые сланцы, склонные к пучению. Причем, в наибольшей степени пучение проявляется в подготовительных выработках в зоне влияния очистных работ.

Анализ показывает, что основная причина ремонтных работ (отремонтировано в 2003г 18201 п.м) кроется в наличии пучения пород почвы выработок (27 %, 4740 п.м), несоответствии несущей способности крепи действующей нагрузке и недостаточно эффективных способов охраны и поддержания (73 %).

Следует отметить, что пучение в подготовительных выработках в зоне влияния лавы существенно отличается от аналогичного проявления горного давления в капитальных выработках. Этот процесс имеет большую интенсивность, которая не имеет затухающего характера. Напротив, наблюдаются резкие повышения интенсивности с определенной периодичностью, которая приводит к быстро развивающимся деформациям приконтурного массива и разрушению крепи. Поиск эффективных путей борьбы с пучением в зоне влияния очистных работ является важной практической задачей.

На основе изучения проявлений горного давления в натуральных условиях предложен следующий способ охраны подготовительных выработок отличающийся тем, что при проведении выработки формируют раскошку, арочную крепь усиливают установкой двух анкеров, а перед отработкой лавы формируют податливое ограждение со стороны массива и со стороны лавы путем взрывания камуфлетных зарядов вне зоны опорного горного давления. После отработки лавы раскошку заполняют пучащими породами почвы выработки, далее отрабатывают очередную лаву.

Целью работы является изучение закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива при осуществлении предложенных мероприятий и обоснование рациональных параметров способа охраны и поддержания подготовительных выработок в зоне влияния лавы.

Постановка задачи.

Методом конечных элементов моделировалась выработка в массиве, с линейными размерами: ширина – 5 м, высота – 3,5 м, мощность пласта – 1,1 м, расположенная на глубине 600 м, что соответствует горному давлению 17,9 МПа. Были рассмотрены семь характерных ситуации:

1. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью.

2. Подготовительная выработка, сопрягающаяся с лавой.

3. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью с усилением по центру, при проходе лавы, применяемый на шахте "Комсомолец Донбасса". Усиление моделировалось, как сосредоточенная сила P , приложенная к узлам элементов в центральной части кровли и почвы.

4. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью, при проходе лавы. В боках подготовительной выработки камуфлетное взрывание. Вследствие камуфлетного взрывания происходит разрыхление части угольного пласта. В расчетной схеме зона разрыхления моделировалась как область, в которой модуль упругости $E_{\text{кам}}$ уменьшен по отношению к $E_{\text{уз}}$ пласта.

5. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью, при проходе лавы. В боку подготовительной выработки со стороны массива раскоска шириной 2...2,5 м. В боках подготовительной выработки камуфлетное взрывание. Раскоска моделировалась как дополнительная полость в угольном пласте размерами 2...2,5 м.

6. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью, при проходе лавы. В боку подготовительной выработки со стороны массива раскоска шириной 2...2,5 м. В боках подготовительной выработки камуфлетное взрывание. Со стороны лавы под углом 30° на высоте 2,0 м от почвы выработки установлен сталеполлимерный анкер длиной 2,5 м, жестко связанный с аркой.

7. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью, при проходе лавы. В боку подготовительной выработки со стороны массива раскоска шириной 2...2,5 м. В боках подготовительной выработки камуфлетное взрывание. Со стороны лавы под углом 30° на высоте 2,0 м от почвы выработки и со стороны целика под углом 45° на высоте 2,5 м от почвы выработки установлены сталеполлимерные анкеры длиной 2,5 м, жестко связанный с аркой. Расчетная схема на рис. 1.

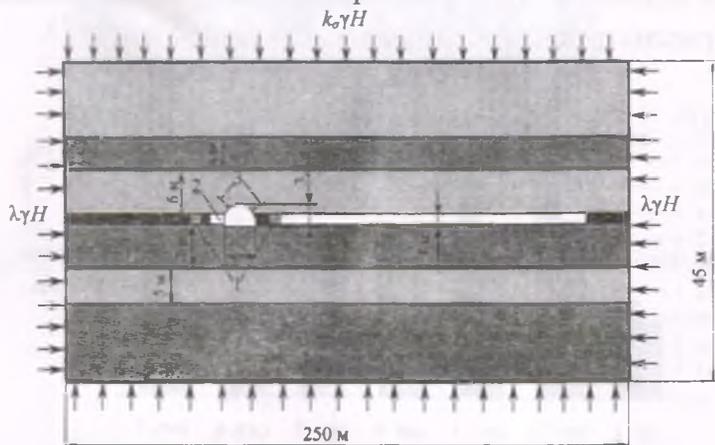


Рис. 1. Расчетная схема рассматриваемой задачи (ситуация 7):

1 – следы от камуфлетного взрыва; 2 – раскоска;

3 – сталеполлимерные анкеры.

Решение выполнялось на основе нелинейной деформационной модели среды с использованием процедуры “переменных параметров упругости”, позволяющей итерационным путем отразить связь между напряжениями и деформациями согласно реальной диаграмме сжатия образца горной породы.

Изменение НДС массива оценивались по величине так называемых эквивалентных напряжений (рис. 2), которые определяются:

$$\sigma_e = \frac{(1-\psi)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{((1-\psi)^2(\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2)}}{2\psi},$$

где σ_1, σ_3 – соответственно наибольшее и наименьшее главные напряжения, $\psi = \frac{R_p}{R_c}$ (R_p – предел прочности пород на одноосное растяжение, R_c – предел прочности на одноосное сжатие).

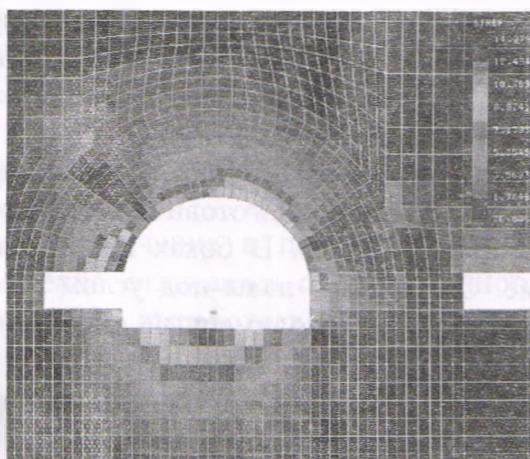


Рис. 2. Картина распределения величины σ_e/R_c в окрестности подготовительной выработки (ситуация 7)

Изменение величины σ_e/R_c в окрестности подготовительной выработки в зависимости от рассматриваемой ситуации, приведена на рис.3.

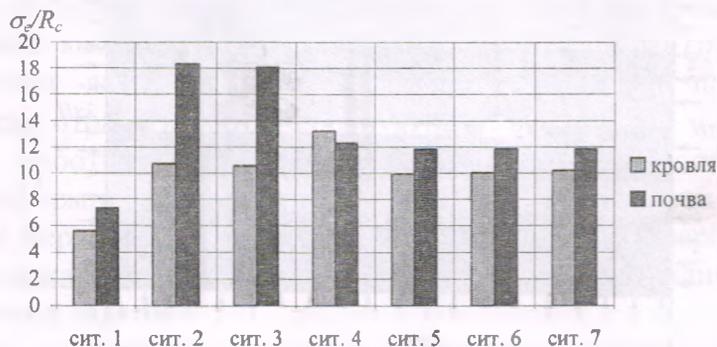


Рис. 3. Изменение величины σ_e/R_c в окрестности подготовительной выработки в зависимости от рассматриваемой ситуации

Наличие очистной выработки приводит к значительному увеличению напряжений на контуре подготовительной выработки (в почве на 90 %, в кровле на 61 %) (рис. 3).

При выполнении камуфлетного взрывания величина σ_e/R_c в характерных точках в почве подготовительной выработки снижается на 37 % (рис. 3). Напряжения в кровле подготовительной выработки практически равны (сит. 2, 3, 5, 6, 7), только при камуфлетном взрывании несколько увеличиваются (сит. 4) (рис. 3). При наличии раскоски максимальные напряжения в почве подготовительной выработки смещаются в сторону массива (рис. 3).

На рис. 4...6 приведена картина полных перемещений точек массива в окрестности подготовительной выработки для всех рассмотренных ситуаций. Как видно из рис. 4...6 точка максимального поднятия пород почвы подготовительной выработки находится: для выработки в нетронутым массиве – по центру (рис. 4), при наличии лавы – незначительно (на 0,15...0,2 м) смещается в сторону неотработанной части угольного пласта (рис.5), при наличии лавы и раскоски – смещается в сторону неотработанной части угольного пласта на 0,5...0,6 м (рис. 6). Изменение смещений в подготовительной выработке и раскоске в зависимости от рассматриваемой ситуации представлены на рис. 7, 8.

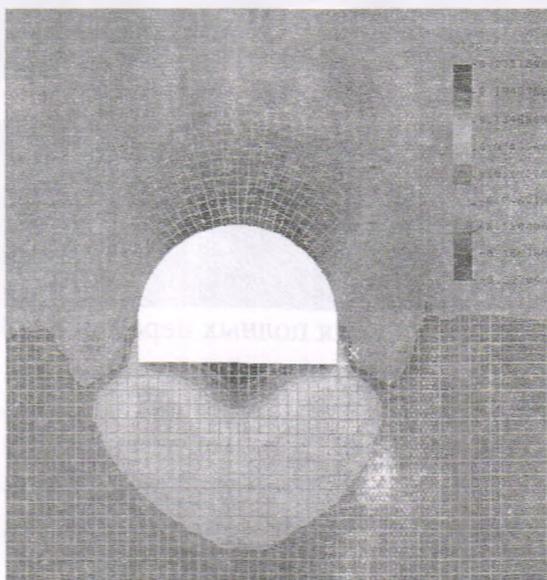


Рис. 4. Картина распределения полных перемещений (ситуация 1)

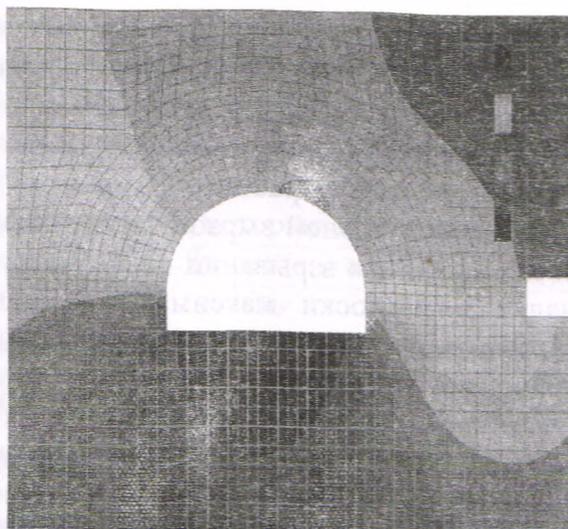


Рис. 5. Картина распределения полных перемещений (ситуация 3)

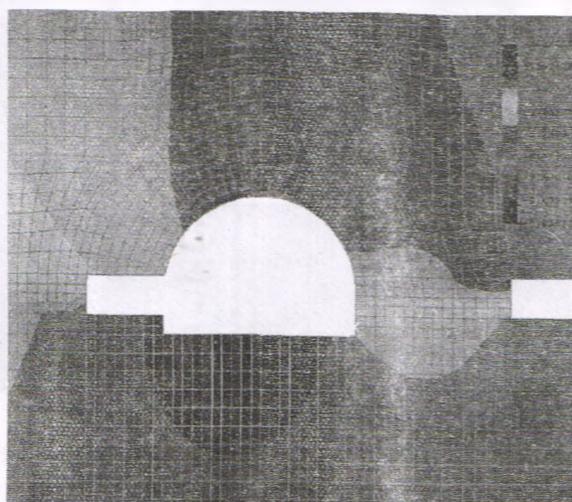


Рис. 6. Картина распределения полных перемещений (ситуация 7)

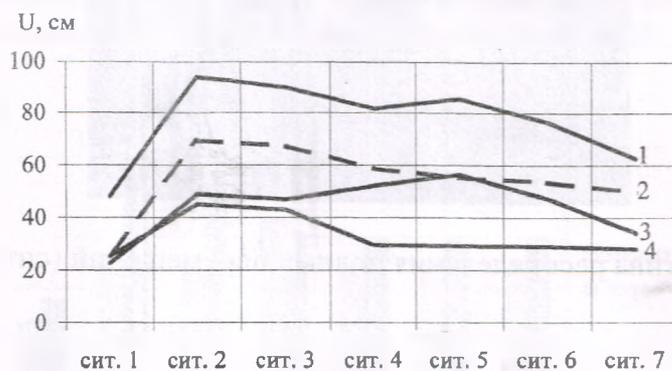


Рис. 7. Изменения величин смещения контура подготовительной выработки в зависимости от рассматриваемой ситуации:

- 1 – вертикальная конвергенция; 2 – горизонтальная конвергенция;
- 3 – смещения кровли; 4 – смещения почвы.

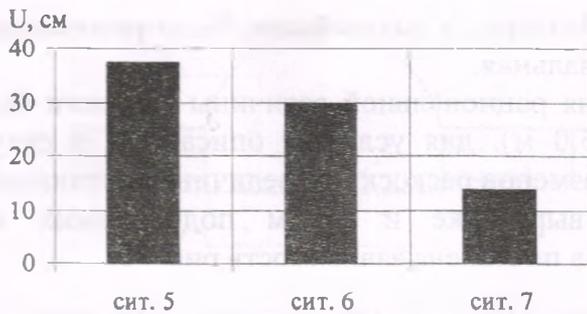


Рис. 8. Изменение величины вертикальной конвергенции в расколке в зависимости от рассматриваемой ситуации

Выполнение всех предложенных мероприятий по охране и поддержанию подготовительной выработки приведет к уменьшению величин смещений кровли на 30 % и почвы на 33 % (рис. 7).

Наличие анкера над раскоской уменьшает величину конвергенции в расколке более чем в два раза (рис. 8).

Согласно исследованиям, приведенным в работе [1], для обеспечения минимальной необходимой степени разрыхления угля достаточно взрывать 520 г аммонита АП-5ЖВ, что обеспечивает уменьшение модуля упругости угольного пласта в 40 раз [2]. Таким образом, при выполнении взрывных работ принимаем в соответствии с пылегазовым режимом шахты указанное выше взрывчатое вещество в количестве 2 патрона на один шпур (масса патрона 300 г). Были выполнены исследования по определению расстояния между шпурами при их глубине – 2,2...2,5 м, результаты которых приведены на рис. 9.

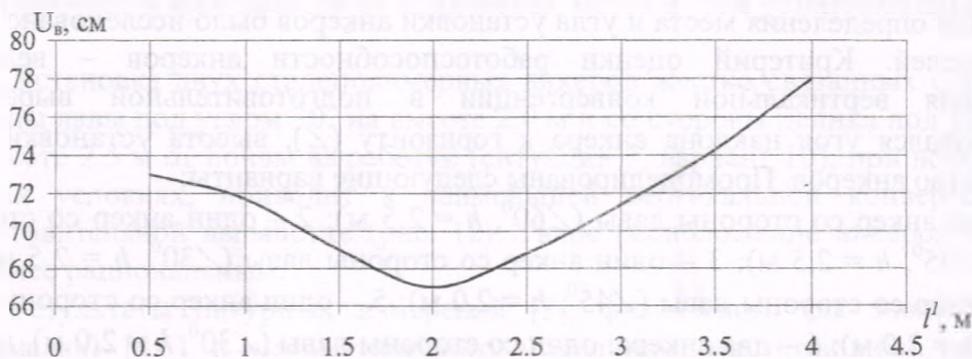


Рис. 9. Изменение величины вертикальной конвергенции в подготовительной выработке в зависимости от расстояния между шпурами камуфлетных зарядов

Выполнение камуфлетного взрывания в боках подготовительной выработки приводит к уменьшению величины горизонтальной конвергенции на 13%, к уменьшению величины вертикальной конвергенции на 11 %, к уменьшению величины поднятия почвы подготовительной выработки на 31 % (рис. 7), но к увеличению смещений в кровле. Как видно из рис.9 наименьшая величина вертикальной конвергенции будет при расположении шпуров на

расстоянии 2,0 м. Поэтому, в дальнейшем, была рекомендована эта величина, как наиболее рациональная.

Для определения рациональной величины раскоски было исследовано 10 моделей ($l_p = 0,5 \dots 5,0$ м), для условий, описанных в ситуации 7. Критерий оценки – влияние размеров раскоски на величину вертикальной конвергенции в подготовительной выработке и объем подрываемых пород почвы. По результатам расчетов построена зависимость рис. 10.

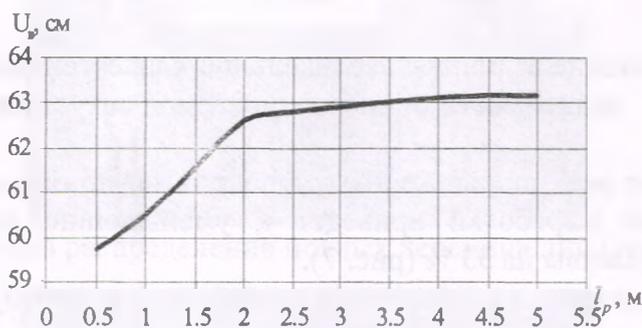


Рис. 10. Изменение величины вертикальной конвергенции в подготовительной выработке в зависимости от ширины раскоски

Исходя из изменения величины вертикальной конвергенции в подготовительной выработке и объемов подрываемой породы установлено, что наиболее рациональный размер раскоски составляет 2...2,5 м, поскольку при увеличении размеров раскоски более 2,5 м величина вертикальной конвергенции в подготовительной выработке изменяется не значительно и этот размер достаточен для размещения в ней пород от проведения подрывки.

Для определения места и угла установки анкеров было исследовано более 11 моделей. Критерий оценки работоспособности анкеров – величина изменения вертикальной конвергенции в подготовительной выработке. Варьировался угол наклона анкера к горизонту (\angle), высота установки (h) и количество анкеров. Промоделированы следующие варианты:

1 – один анкер со стороны лавы ($\angle 60^\circ$, $h = 2,5$ м); 2 – один анкер со стороны лавы ($\angle 45^\circ$, $h = 2,5$ м); 3 – один анкер со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,5$ м); 4 – один анкер со стороны лавы ($\angle 45^\circ$, $h = 2,0$ м); 5 – один анкер со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м); 6 – два анкера: один со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м), другой со стороны массива ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м); 7 – два анкера: один со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м), другой со стороны массива ($\angle 45^\circ$, $h = 2,0$ м); 8 – два анкера: один со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м), другой со стороны массива ($\angle 60^\circ$, $h = 2,0$ м); 9 – два анкера: один со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м), другой со стороны массива ($\angle 60^\circ$, $h = 2,5$ м); 10 – два анкера: один со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м), другой со стороны массива ($\angle 45^\circ$, $h = 2,5$ м) (рис. 11); 11 – два анкера: один со стороны лавы ($\angle 30^\circ$, $h = 2,0$ м), другой со стороны массива ($\angle 30^\circ$, $h = 2,5$ м).

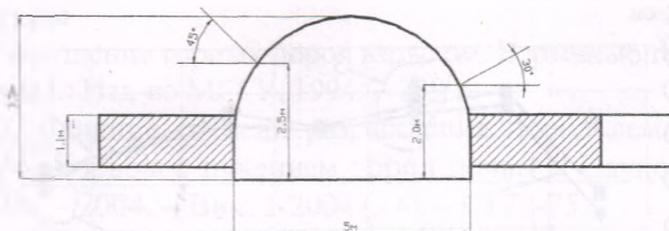


Рис. 11. Схемы для расчета места и угла установки анкеров

На рис. 12 представлены изменение величины вертикальной конвергенции в подготовительной выработке в зависимости от количества, места и угла установки анкеров.

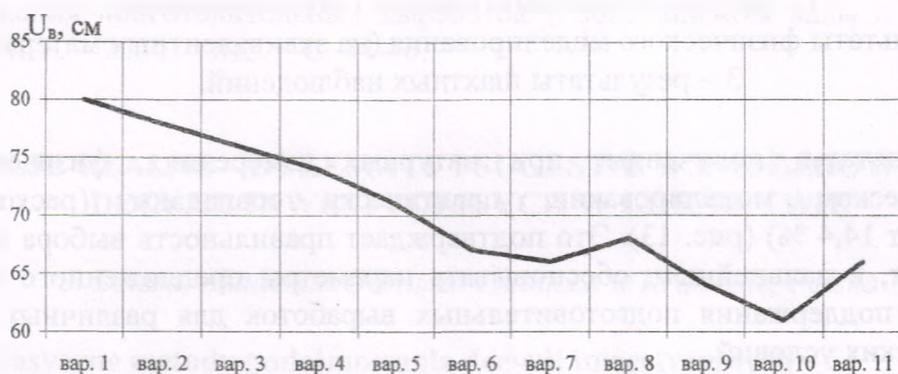


Рис. 12. Изменение величины вертикальной конвергенции в подготовительной выработке в зависимости от количества, места и угла установки анкеров

Установка двух сталеполимерных анкеров жестко связанных с аркой со стороны лавы под углом 30° на высоте 2,0 м и со стороны целика под углом 45° на высоте 2,5 м от почвы выработки (ситуация 7, вариант 10), при всех прочих равных условиях, приводит к наименьшей вертикальной конвергенции в подготовительной выработке (рис. 12). Такое расположение анкеров является наиболее рациональным.

Результаты натурных измерений [3], физического (на эквивалентных материалах) [4,5] и математического моделирования позволили построить обобщенный график изменения вертикальной конвергенции в подготовительной выработке (рис. 13), что дает возможность оценить эффективность применяемых технических решений.

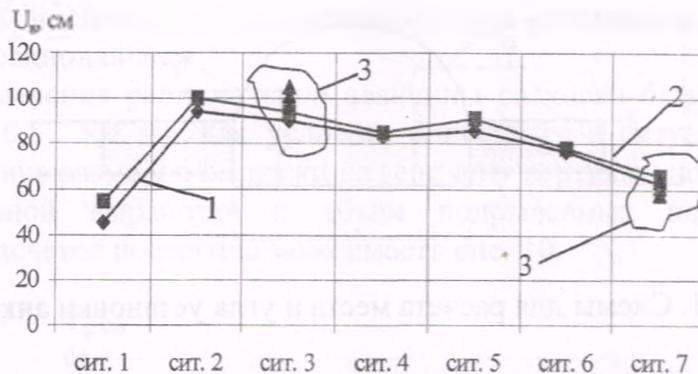


Рис. 13. Изменение величины вертикальной конвергенции в подготовительной выработке в зависимости от рассматриваемой ситуации:

- 1 – результаты математического моделирования;
- 2 – результаты физического моделирования (на эквивалентных материалах);
- 3 – результаты шахтных наблюдений.

Результаты, полученные при натуральных измерениях, физическом и математическом моделировании, практически совпадают (расхождения составляют 14,4 %) (рис. 13). Это подтверждает правильность выбора моделей и позволит, в дальнейшем, обосновывать параметры предложенного способа охраны и поддержания подготовительных выработок для различных горно-геологических условий.

Выводы.

1. Выполнение предложенных в данной работе мероприятий по поддержанию подготовительной выработке приводит к снижению напряжений в почве выработки на 37 %, уменьшению горизонтальной и вертикальной конвергенции на 26 % (17,3 см) и 30,5 % (27,3 см), соответственно, уменьшению конвергенции в раскосе на 62 %.

2. Устойчивость подготовительных выработок в рассматриваемых горно-геологических условиях обеспечивается путем применения комбинированного геомеханического способа управления горным давлением и оценивается величиной вертикальной конвергенции, нелинейно зависящий от параметров способа: числа и угла установки анкеров, длины раскоски, расстояния между шпурами камуфлетных зарядов.

3. Для условий шахты “Комсомолец Донбасса” ситуация 7, описанная в настоящей работе, является наилучшей комбинацией технических решений, обеспечивающих реализацию предложенного способа, при котором уменьшается величина горизонтальной и вертикальной конвергенции в выработке на 30 %. Рекомендуемые параметры способа: раскоска шириной 2...2,5 м, со стороны лавы под углом 30° на высоте 2,0 м и со стороны целика под углом 45° на высоте 2,5 м от почвы выработки сталеполимерные анкеры длиной 2,5 м, жестко связанных с аркой, камуфлетное взрывание: глубина шпуров 2,2...2,5 м, масса заряда 600 г, расстояние между шпурами 2,0 м.

Список литературы

1. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. Взрывные технологии в промышленности. М.: Изд-во МГГУ, 1994. – 239 с.
2. Рязанцев А.П. Влияние степени разрыхления пород демпферной зоны на параметры способа борьбы с пучением пород почвы // Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ. – 2004. – Вип. 1/2004 (24). – С. 72-75.
3. Лозовський С.П. Шахтні дослідження нового способу охорони та підтримання підготовчих виробок // Вісник ЖІТІ. – техн. наук. – 2004. – №2 (28). – С. 240-244.
4. Лозовский С.П. Изучение характера поведения горного массива вокруг подготовительных выработок в зоне влияния лавы на моделях // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №1. – С. 42-44.
5. Лозовский С.П., Терещук Р.Н. Разработка рациональных способов охраны и поддержания подготовительных выработок в зоне влияния лавы // Науковий вісник НГУ. – 2004. – №2. – С. 44-46.

OPCJE REALNE – DYLEMATY I SUGESTIE W PODEJMOWANIU DECYZJI INWESTYCYJNYCH W GÓRNICTWIE

J. Dzieża, Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie, Polska

1. Klasyczne metody podejmowania decyzji inwestycyjnych

Klasyczne podejście do wyceny projektów inwestycyjnych opiera się na metodzie zdyskontowanych przepływów pieniężnych (*discounted cash flows* DCF), co stanowi obecnie podstawę podejmowania większości decyzji inwestycyjnych przedsiębiorstwa. Metoda ta posługuje się przewidywanymi przyszłymi przepływami gotówki, uwzględniając wartość pieniądza w czasie. Powszechnie stosowanymi miernikami efektywności ekonomicznej w analizie zdyskontowanych przepływów pieniężnych jest wartość zaktualizowana netto (*net present value*, NPV) oraz wewnętrzna stopa zwrotu (*internal rate of return*, IRR). Podstawowa zasada kryterium NPV pozostaje bardzo prosta: znak zaktualizowanej wartości netto determinuje czy dany projekt powinien zostać podjęty, czy też odrzucony.

Zależności matematyczne konieczne do obliczania NPV i IRR nie są skomplikowane, ale obie metody wymagają definicji odpowiedniej stopy dyskontowej w celu określenia kryteriów inwestycyjnych. Wysokość stopy dyskontowej stanowi odzwierciedlenie poziomu ryzyka związanego z realizacją określonej inwestycji przedsiębiorstwa.

Wielu praktyków z branży górniczej, energetycznej czy paliwowej, nie jest jednak w pełni usatysfakcjonowanych stosowaniem tradycyjnych metod oceny ekonomicznej nowego przedsięwzięcia. Wartość zaktualizowana netto NPV i