

работ обоснована наличием аккредитованной лаборатории испытания конструкций и подтверждена технической компетентностью института (аттестат аккредитации № 100-1242/2003 и лицензия Госстроя Украины АА №320801.

Рассмотренный комплекс работ направлен на снижение затрат материальных, трудовых ресурсов и средств на крепление и поддержание горных выработок, что в конечном итоге в значительной мере способствует повышению эффективности угледобычи.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Проект 401-011-92.32.90. Сечения горных выработок, закрепленных арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля, - Южгипрошахт, Харьков, 1990
2. ТУ У 12.00185790.078-96. Крепи арочные податливые и Извещение АП.01-2000 об изменении Технических условий ТУ У 12.00185790.078-96 - ДонУГИ, Донецк, 1996, 2000
3. ТУ У 12.00174131.151-94. Патронированный монозакрепитель анкером ПМА. Харьков, НИИОМШС, 1994
4. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью. Общие требования: КД 12.01.01.501-98. Разраб. ИГТМ НАН Украины, Днепропетровск, 1999
5. ДБНД 2.2-35-99, Сборник 35, утвержденный приказом №112 Государственного комитета строительства, архитектуры и жилищной политики Украины от 26.05.2000 г.

УДК 622.831

Г.В. Бабиюк, М.А. Диденко

### **КОНТРОЛЬ И ДИАГНОСТИКА ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК**

Викладена суть нової методології поточного прогнозування стану виробки під час її проведення, яка складається з моніторингу за розвитком руйнування порід та імітаційного моделювання на ЕОМ, що періодично контролюється за результатами шахтних спостережень.

### **CHECK AND DIAGNOSTIC OF GEOMECHANICAL PROCESSES AT A DRIVAGE**

The essence of new forecasting methodology of a mine working condition is stated. The methodology may be used during mine working realization. It consists in monitoring of rock destruction and computer modeling controlled by results of mine supervision.

Опыт сооружения и поддержания горных выработок за последние 25-30 лет показывает, что, несмотря на совершенствование технологии крепления, применение новых эффективных конструкций и материалов крепей, использование прогрессивных расчетных методов, высокая надежность горных выработок не обеспечивается. Так на шахтах Донбасса более чем в 50% выработок крепи деформированы, 20% из них находятся в неудовлетворительном состоянии. Ежегодные объемы перекреплений составляют 8-10% от протяженности поддерживаемых выработок, а численность рабочих, занятых на их ремонте, достигает 11% всех подземных рабочих.

Среди основных причин несоответствия крепи проявлениям горного давления и больших объемов ремонтов выработок следует отметить сложность прогнозирования проявлений горного давления и изменчивость свойств породного

массива, поэтому выработки сооружаются в условиях неопределенности основных действующих факторов.

До настоящего времени достоверные методики для прогнозирования геомеханических процессов в призабойной части выработки не разработаны, а существующие ориентируются, в основном, на эмпирические зависимости, полученные без учета механизма развития горного давления, а также на решение аналитической плоской задачи о деформировании пород вокруг протяженной выработки. Тогда как вблизи забоя условие плоской деформации не соблюдается, а деформирование пород происходит в изменяющемся вдоль выработки поле напряжений при постепенном развитии зон разрушения под воздействием многочисленных, зачастую, неопределенных факторов.

С точки зрения учета факторов, влияющих на напряженно-деформированное состояние пород вокруг выработки, перспективно численное моделирование, в частности, с применением метода конечных элементов [1]. Однако строгое решение пространственной, физически и геометрически нелинейной и нестационарной задачи невозможно даже с применением численных методов и современных ЭВМ. В данной ситуации выход может быть найден за счет использования упрощенных имитационных моделей, принципы разработки которых изложены в работах [2, 3].

В основу имитационного моделирования геомеханических процессов при проведении выработки положен новый подход. Его сущность состоит в замене пространственной задачи о формировании зоны разрушения вокруг выработки рядом последовательно решаемых плоских, для которых изменчивые начальные и граничные условия на каждом шаге задаются исходя из решения задачи на предыдущем шаге, а внешняя нагрузка определяется функцией влияния забоя, установленной из решения объемной задачи. При этом роль псевдопространственной численной модели состоит не в точном отображении реальных явлений и процессов, что в принципе невозможно для таких сложных объектов как горная выработка, а в получении результатов, которые могут быть проверены (по крайней мере, часть из них) с помощью параметров, доступных для непосредственного измерения в шахтных условиях. Такое сочетание шахтных наблюдений и имитационного моделирования позволяет с минимальными затратами устранить неопределенность в геомеханической информации и использовать математическое моделирование в период времени между шахтными замерами для текущего прогнозирования смещений пород, необходимых для принятия решений по обеспечению устойчивости выработки.

При моделировании породный массив в переменном поле напряжений представляется невесомым фрагментом с закрепленной выработкой, при этом крепь имитируется путем задания свойств приконтурных пород с учетом воздействия крепи [4], а нестационарное поле напряжений – фиктивной внешней нагрузкой, определяемой в зависимости от расстояния до проходческого забоя:

$$P_{\phi} = f(L/R) \cdot P; \quad \lambda_{\phi} = \lambda_0, \quad (1)$$

где  $P_\phi$  – фиктивные вертикальные напряжения на расстоянии  $L$  от забоя;  $P$  – вертикальная компонента исходного поля напряжений в массиве;  $R$  – приведенный радиус поперечного сечения выработки;  $\lambda_\phi$  – соотношение горизонтальной и вертикальной компонент фиктивной нагрузки;  $\lambda_0$  – обобщенный коэффициент бокового распора:

$$\lambda_0 = \frac{\lambda + k_\tau \cdot (\lambda \cdot \cos \alpha + \sin \alpha)}{1 + \lambda \cdot k_\tau \cdot (\cos \alpha + \sin \alpha)}, \quad (2)$$

где  $\lambda$  – гравитационный коэффициент бокового распора;  $k_\tau$  – коэффициент, определяющий степень напряженности массива за счет действия тектонических сил,  $k_\tau = \sigma_\tau / \gamma H$ ;  $\alpha$  – угол между направлением действия тектонических напряжений  $\sigma_\tau$  и продольной осью выработки;  $f(L/R)$  – безразмерная функция влияния забоя:

$$f(L/R) = 1 - a_0 \cdot \exp(b_0 - (k_p + (1 - k_p) \cdot \exp(-t/t_u)) \cdot L/R), \quad (3)$$

где  $a_0$  и  $b_0$  – параметры аппроксимации, полученные методом наименьших квадратов при сопоставлении пространственного и плоского решения задачи;  $k_p$  – коэффициент, учитывающий способность породы к релаксации, изменяется от 1 до 0;  $t_u$  – продолжительность проходческого цикла, т.е. отрезок времени между двумя моментами скачкообразного подвигания забоя на длину заходки.

Вся серия решений реализуется на одной сети треугольных конечных элементов, позволяющей учесть неоднородность и анизотропию свойств массива пород, случайную конфигурацию породного контура, наличие зоны взрывного разрушения и пр. Состояние пород в зоне неупругих деформаций описано кусочно-линейной моделью среды с разупрочнением, а нелинейная связь между напряжениями и деформациями воспроизведена с помощью комбинации итерационных методов (секущих модулей и начальных напряжений) и комплекса условий, характеризующих изменение свойств пород по мере увеличения предельных деформаций и соотношения главных напряжений.

Поиск решения в условиях неопределенности исходного напряженного состояния и свойств породного массива основывается на анализе ситуаций, в которых могла бы реализоваться зафиксированная шахтными наблюдениями зона разрушения пород. Такой подход возможен потому, что при проведении выработки крепь с момента ее установки в течение длительного периода времени не оказывает существенного влияния на развитие геомеханических процессов, поэтому проявления горного давления могут служить признаками совокупного действия тех или иных факторов.

Для устранения неопределенности задания исходного поля напряжений и свойств пород по известным из шахтных наблюдений ограниченным данным о проявлении горного давления в выработке путем моделирования и шахтных измерений решается обратная задача. Реализация предложенного метода сво-

дится к следующему:

– многократному решению основной геомеханической задачи методом конечных элементов по оценке возможных проявлений горного давления  $W_m$  при известных  $\chi$  и заранее неизвестных  $\xi$  условиях для различных вариантов решения  $x \in X (W_m = f(\chi, \xi))$ ;

– установлению с помощью инструментальных наблюдений показателей  $W_{ш}$  проявлений горного давления в конкретных условиях;

– оцениванию совокупности неопределенных параметров  $\xi$  путем сравнения результатов моделирования  $W_m$  с шахтными наблюдениями  $W_{ш}$  для выбора такого решения  $x = x^*$ , при котором расчетные проявления горного давления в наибольшей степени соответствуют реальным данным;

– установлению для искомого решения, характеризуемого найденным комплексом параметров  $\chi$  и  $\xi$ , корреляционных зависимостей с аналогичными натурными показателями, которые используются для текущего прогноза смещений пород и нагрузок на крепь до следующего момента контроля состояния геотехнической системы.

Для фиксации проявлений горного давления при проведении выработки с помощью инструментальных наблюдений следят за развитием деформационных процессов, устанавливая место зарождения разрушения, его вид (растяжение, сжатие), конфигурацию и размеры зон разрушения, разрыхление пород по глубине зоны разрушения, а затем рассчитывается коэффициент трещинной пустотности  $k_{тр}$ , принятый в качестве параметра контроля и используемый для получения фактической картины нарушенности пород вокруг выработки. Кроме того, с помощью контурных реперов в определенных направлениях замеряются смещения породного контура выработки  $U_{ш}$ , которые на заключительном этапе используются для оценки погрешности результатов прогноза.

Прямая задача по воспроизведению геомеханических процессов вокруг выработки решается многократно на ЭВМ в широком диапазоне условий, причем исходные данные задаются либо путем полного перебора всех возможных сочетаний определенных  $\chi$  и неопределенных  $\xi$  входных параметров, либо путем последовательного приближения к искомому варианту с использованием методов рационального планирования многофакторного эксперимента, что позволяет существенно сократить время расчета.

Результаты моделирования представляются в виде распределения изолиний напряжений и относительных деформаций  $\varepsilon$ , а также картин зон неупругих деформаций вокруг выработки с пометкой элементов, разрушившихся от растяжения и сжатия, по которым вычисляются относительные размеры  $(r/R)_m$  и относительная площадь  $(S_{рв})_m$  зоны разрушения. Полученная совокупность расчетных данных сопоставляется с результатами шахтных измерений с целью подбора такого решения, у которого форма проявления горного давления была бы подобна реальной. При этом, прежде всего, условием соответствия является качественное подобие кинетики продвижения фронта зоны разрушенных пород, совокупности промежуточных состояний элементов, которые они претер-

певают в ходе образования зоны разрушения, и ее форма на определенном расстоянии  $L$  от забоя выработки. Это позволяет сразу же отбросить из рассмотрения решения, кардинальным образом не соответствующие шахтным данным.

Первым количественным критерием служит приблизительное равенство относительных размеров зоны разрушения  $r/R$  в характерных направлениях. На этом этапе отбрасываются те решения  $x$ , которые не соответствуют шахтным замерам по конфигурации зоны. Окончательный выбор искомого варианта основывается на допущении, что наилучшим образом результатам шахтных наблюдений будет отвечать та схема загрузки и совокупность входных определенных и неопределенных параметров, при которых алгебраическая сумма отклонений измеренных и расчетных значений относительной площади зоны разрушения будет равна нулю.

Наличие неопределенных факторов, от которых зависят результаты моделирования, переводит данную задачу из разряда чисто математических в задачу о выборе решения в неопределенных условиях [5], алгоритм решения которой, в первую очередь зависит, от вида неопределенности (стохастическая, нестохастическая). В данном случае, когда распределение вероятностей к моменту принятия решения не может быть получено, уместно применения адаптивного алгоритма управления, суть которого заключается в следующем. На основе сопоставления результатов шахтных измерений с данными моделирования в первоначальный момент времени  $t_1$  предварительно задаемся какими-то характеристиками случайных факторов и значениями управляющих параметров способов обеспечения устойчивости выработки, зная заведомо, что они неточны и неоптимальны. По мере накопления информации в последующие моменты времени  $t_2$ ,  $t_3$  и т. д. характеристики неопределенных факторов и значения параметров целенаправленно изменяются, добиваясь того, чтобы сходимость шахтных и расчетных данных не уменьшалась, а увеличивалась.

Проблема несоответствия расчетных перемещений фактическим в виду невозможности моделирования разрыхления пород на запредельной ветви диаграммы деформирования решается путем получения стохастических зависимостей между относительными деформациями разупрочнения и коэффициентом трещинной пустотности в характерных направлениях. По мере накопления статистических данных в ходе наблюдения связь между сопоставляемыми параметрами уточняется, а в интервалах времени между замерами полученные зависимости используются для прогнозирования, с наперед заданной вероятностью, пределов изменения  $k_{тр}$  во всех элементах массива, затронутых деформационными процессами. Зная общую картину распределения коэффициента трещинной пустотности пород вокруг выработки  $k_{тр}=f(r, \theta, t)$ , путем интегрирования по глубине зоны разрушения определяется суммарное раскрытие трещин по заданному направлению, численно равное перемещению точки контура. Проведя интегрирование по нескольким характерным направлениям, строится положение породного обнажения на тот или иной момент времени, получаемое в результате деформирования пород во взаимодействии с крепью.

Для реализации предложенной конечно-элементной модели разработан па-

кет программ для решения геомеханических задач в условиях плоской деформации с использованием трансверсально-изотропной упругопластической модели среды с системой трещин, ортогональных слоистости, и с учетом разупрочнения пород на запредельной стадии деформирования. Для облегчения формирования базы данных конечных элементов и визуализации результатов расчета разработана интерфейсная оболочка в стандартах приложений *Microsoft Windows*.

Предложенная методология демонстрируется на примере проведения буровзрывным способом западного коренного откаточного штрека пл.  $k'_7^H$  горизонта 545 м ш. "Украина" ГХК "Луганскуголь". Штрек с поперечным сечением в свету  $14,4 \text{ м}^2$  и вчерне  $17,8 \text{ м}^2$  проходили по пласту угля мощностью  $0,6-0,7 \text{ м}$  и углом падения  $9^\circ$  с подрывкой кровли и почвы. Крепили выработку податливой арочной крепью АП-3 из спецпрофиля СВП-27 с расстоянием между рамами  $0,5 \text{ м}$ . Крепь устанавливали с большим монтажным зазором между рамами и породным обнажением, поэтому на призабойном участке выработки она практически не влияла на деформационные процессы в массиве горных пород.

Угольный пласт  $k'_7^H$  имеет простое строение, а вмещающие его породы представлены песчаниками и мелкослоистыми сланцами. Породный массив в месте проведения выработки не был подвержен воздействию очистных работ. Однако условия поддержания выработки осложнены тем, что ее трассу пересекает ряд мелкоамплитудных нарушений. Плоскости сбросов представлены тектоническими трещинами мощностью до  $20 \text{ см}$ , заполненными глинистым материалом. Размер зоны неустойчивых пород по обе стороны сместителей доходит до  $5 \text{ м}$ . Сланец кровли в зоне нарушений трещиноватый, неустойчивый, склонный к обрушению до вышележащего пласта  $k'_7^B$  на высоту порядка  $4 \text{ м}$ .

Измерение нарушенности пород производилось реометрическим методом в парных шпурах, пробуренных вокруг выработки на глубину  $2,2 \text{ м}$ . Схема расположения шпуров и результаты измерения представлены на рис. 1. Шпуры бурили на расстоянии  $0,5 \text{ м}$  друг от друга и располагали так, чтобы в каждой литологической разности можно было оценить проницаемость пород в двух взаимно перпендикулярных направлениях.

Конечно-элементная сетка расчетного фрагмента включала в себя  $1959$  треугольных элемента и  $1034$  узла. В расчетах моделировалось состояние породного массива в призабойной зоне выработки в течение  $11$  суток. Воздействие крепи при моделировании не учитывали. Вокруг выработки имитировалась зона технологической неоднородности от буровзрывных работ. Для этого на глубину  $r/R=1,5$ , установленную в шахте при первом замере, значения модуля Юнга, коэффициента сцепления, прочности на сжатие и растяжение снижены путем умножения на поправочные коэффициенты, определяемые выражением:

$$k(r) = 1 - \left( \frac{r}{1 - \delta/R} \right)^{1/\lg \left( \frac{R - \delta}{R + S} \right)} \quad (4)$$

где  $r$  – радиальная координата, выраженная в единицах эквивалентного радиуса выработки;  $R$  – радиус окружности нулевого контура;  $\delta$  – неровности реального контура выработки;  $S$  – размер зоны взрывного разрушения породы вокруг выработки.

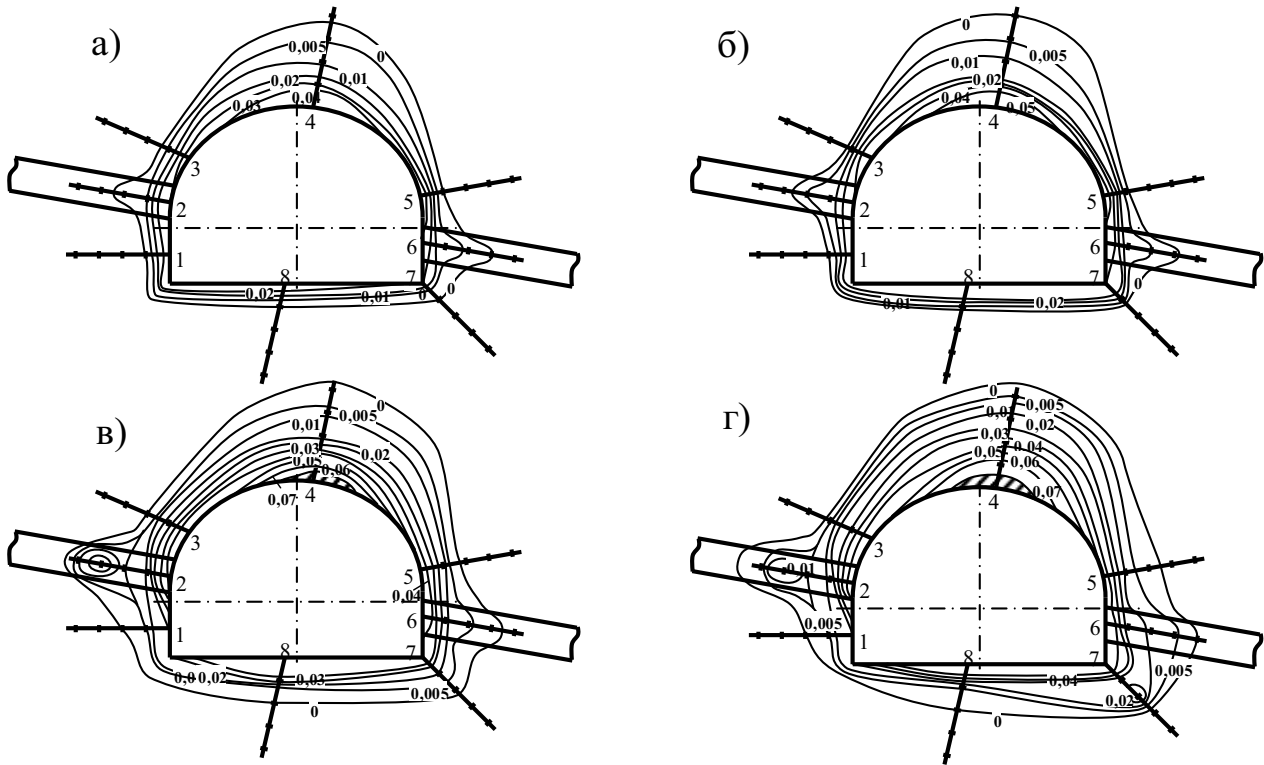


Рис. 1 – Распределение изолиний  $k_{тр}$  вокруг откаточного штрека пл.  $k'_7$  ш. "Украина" через: а – 1 суток; б – 2 суток; в – 4 суток; г – 11 суток

Моделируемый породный массив представлен семью слоями, свойства которых задавались с помощью параметров, представленных в табл. 1. Основанием для назначения параметров служили результаты прочностных испытаний образцов горных пород. За пределом прочности свойства пород описывались с помощью упругопластической модели с учетом разупрочнения.

Зона разрушения пород вокруг откаточного штрека, построенная по полученным данным в моменты времени, соответствующие шахтным замерам (рис. 1), приведена на рис. 2.

Для каждого из шпуров (за исключением шпура 8 в почве выработки) связь между  $k_{тр}$  и  $\varepsilon$  хорошо описывается линейными уравнениями регрессии со свободным членом (табл. 2). С удалением от забоя выработки коэффициенты корреляции изменяются незначительно, что дает основания использовать полученные зависимости для расчета смещений породного контура по результатам имитационного моделирования.

Определение смещений породного контура выработки произведено по результатам шахтных наблюдений и моделирования путем интегрирования функ-

ции  $k_{тр} = f(r, \theta, t)$  по заданному направлению:

$$U_j = \int_0^{l_j} k_{тр} dl, \quad (5)$$

где  $l_j$  – глубина зоны разрушения в направлении  $j$ -го шпура.

Таблица 1 – Прочностные свойства пород, вмещающих пласт  $k'_7^H$

Номер слоя	Наименование породы и ее мощность	Модуль упругости $E$	Коэффициент Пуассона	Средняя прочность породы на				Угол внутреннего трения $\rho$ , град.	Сцепление $c$
				сжатие		растяжение			
				$\sigma_c^\perp$	$\sigma_c^\parallel$	$\sigma_p^\perp$	$\sigma_p^\parallel$		
1	Песчаник, $m > 5$ м	3000	0,31	7,59	7,59	0,42	0,42	35	1,57
2	Угольный пропласток, $m = 0,15$ м	368	0,3	1,7	1,7	0,1	0,1	22	0,25
3	Песчаный сланец, $m = 1,9$ м	1680	0,35	4,78	4,19	0,1	0,2	23	1,32
4	Угольный пласт $k'_7^H$ , $m = 0,7$ м	368	0,3	1,36	1,36	0,08	0,08	22	0,2
5	Песчано-глинистый сланец, $m = 7,2$ м	1680	0,3	3,8	1,0	0,056	0,306	22	1,24
6	Угольный пласт $k'_7^B$ , $m = 0,56$ м	400	0,3	1,02	1,02	0,07	0,07	22	0,25
7	Песчаник, $m > 4$ м	3000	0,31	5,1	5,1	0,41	0,41	35	1,57

Подставляя вместо коэффициента трещинной пустотности регрессионную зависимость, выражающую его через относительные деформации, и заменяя интеграл суммой, получим:

$$U_j = \int_0^{l_j} (a_j \varepsilon_j + b_j) dl = l_j \cdot (a_j \varepsilon_{срj} + b_j), \quad (6)$$

где  $a_j$  и  $b_j$  – параметры уравнения регрессии для  $j$ -го шпура на момент времени  $t$ ;  $\varepsilon_{срj}$  – средняя относительная деформация вдоль  $j$ -го шпура в пределах зоны разрушения;  $i$  – порядковый номер интервала  $l_{ij}$  измерения  $k_{тр}$ .

Вычисленные смещения породного контура выработки при значениях  $l_j$ , определенных по данным шахтных наблюдений и по результатам моделирования, сведены в табл. 2. Расчеты показали, что в обоих случаях получены практически одинаковые результаты, причем рассчитанные смещения пород по шпурам в кровле (шпур 4) и в угольном пласте (шпур 6) почти совпали с данными шахтных замеров смещений контура выработки, составившими на 11 сутки наблюдений в кровле 78 мм и в боках 30 мм.



Таблица 2 – Регрессионные зависимости и смещения породного контура по результатам моделирования

Номер шпура	Время наблюдения, сут	Уравнение регрессии	Коэффициент корреляции	Смещение пород, мм	
				по $(l_j/R) = f(k_{TP})$	по $(l_j/R) = f(\varepsilon)$
1	1	$k_{TP} = 4,937 \cdot \varepsilon - 1,033 \times 10^{-3}$	0,99	5,216	4,682
	2	$k_{TP} = 3,43 \cdot \varepsilon - 2,341 \times 10^{-4}$	0,993	5,591	5,318
	4	$k_{TP} = 2,521 \cdot \varepsilon - 2,102 \times 10^{-3}$	0,982	4,789	4,907
	11	$k_{TP} = 1,778 \cdot \varepsilon - 6,67 \times 10^{-4}$	0,97	5,443	5,913
2	1	$k_{TP} = 2,179 \cdot \varepsilon - 1,257 \times 10^{-4}$	0,816	5,238	2,629
	2	$k_{TP} = 2,454 \cdot \varepsilon - 3,96 \times 10^{-4}$	0,864	6,382	2,988
	4	$k_{TP} = 1,513 \cdot \varepsilon + 6,424 \times 10^{-3}$	0,515	17,306	14,154
	11	$k_{TP} = 1,622 \cdot \varepsilon + 5,368 \times 10^{-3}$	0,615	18,165	16,133
3	1	$k_{TP} = 7,034 \cdot \varepsilon - 8,732 \times 10^{-3}$	0,883	6,569	5,517
	2	$k_{TP} = 6,389 \cdot \varepsilon - 9,63 \times 10^{-3}$	0,803	7,741	5,391
	4	$k_{TP} = 8,667 \cdot \varepsilon - 8,661 \times 10^{-3}$	0,99	15,587	14,408
	11	$k_{TP} = 4,494 \cdot \varepsilon + 4,036 \times 10^{-3}$	0,868	23,553	24,646
4	1	$k_{TP} = 34,792 \cdot \varepsilon - 6,203 \times 10^{-3}$	0,89	21,158	18,74
	2	$k_{TP} = 26,735 \cdot \varepsilon - 1,528 \times 10^{-3}$	0,77	22,297	19,227
	4	$k_{TP} = 86,743 \cdot \varepsilon - 1,6 \times 10^{-2}$	0,96	48,593	44,039
	11	$k_{TP} = 60,952 \cdot \varepsilon - 1,4 \times 10^{-2}$	0,962	72,808	77,159
5	1	$k_{TP} = 3,922 \cdot \varepsilon - 1,26 \times 10^{-3}$	0,983	3,973	3,874
	2	$k_{TP} = 4,489 \cdot \varepsilon - 1,782 \times 10^{-3}$	0,994	6,454	6,12
	4	$k_{TP} = 3,67 \cdot \varepsilon + 1,394 \times 10^{-3}$	0,931	8,848	9,874
	11	$k_{TP} = 3,736 \cdot \varepsilon + 1,352 \times 10^{-3}$	0,981	13,191	13,389
6	1	$k_{TP} = 1,757 \cdot \varepsilon + 1,122 \times 10^{-3}$	0,823	9,609	9,159
	2	$k_{TP} = 1,657 \cdot \varepsilon + 1,024 \times 10^{-3}$	0,779	10,781	10,483
	4	$k_{TP} = 2,107 \cdot \varepsilon + 2,957 \times 10^{-4}$	0,915	14,178	14,124
	11	$k_{TP} = 2,372 \cdot \varepsilon + 2,383 \times 10^{-3}$	0,956	22,95	21,414
7	1	$k_{TP} = 12,049 \cdot \varepsilon - 6,296 \times 10^{-3}$	0,757	5,514	4,002
	2	$k_{TP} = 18,594 \cdot \varepsilon - 1,1 \times 10^{-2}$	0,751	8,13	7,833
	4	$k_{TP} = 26,382 \cdot \varepsilon - 2,1 \times 10^{-2}$	0,774	13,902	9,255
	11	$k_{TP} = 7,055 \cdot \varepsilon + 5,718 \times 10^{-3}$	0,714	22,752	22,038
8	1	$k_{TP} = -117,681 \cdot \varepsilon + 5,6 \times 10^{-2}$	-0,689	15,744	0
	2	$k_{TP} = -13,381 \cdot \varepsilon + 2,3 \times 10^{-2}$	-0,589	10,3	0
	4	$k_{TP} = -1,284 \cdot \varepsilon + 1,9 \times 10^{-2}$	-0,486	13,52	10,387
	11	$k_{TP} = -0,966 \cdot \varepsilon + 2,0 \times 10^{-2}$	-0,462	14,03	12,934

Таким образом, изложенные принципы имитационного моделирования и разработанное программное обеспечение составляют информационную основу технологии контроля и управления геомеханическими процессами при проведении выработок в условиях неопределенности. Такой подход позволяет осуществлять выбор параметров способов обеспечения устойчивости выработки не только на основе мало достоверной априорной информации, но и с использованием текущей и прогнозной. Используя такую информацию, можно получить

гибкое решение в той или иной проблемной горно-геологической ситуации. Тем самым, при решении проблемы обеспечения надежности горных выработок можно перейти от статичной модели к динамичной, а выбор параметров производить не методом оптимизации, а путем постоянного движения к наилучшему решению за счет адаптации технологии к среде.

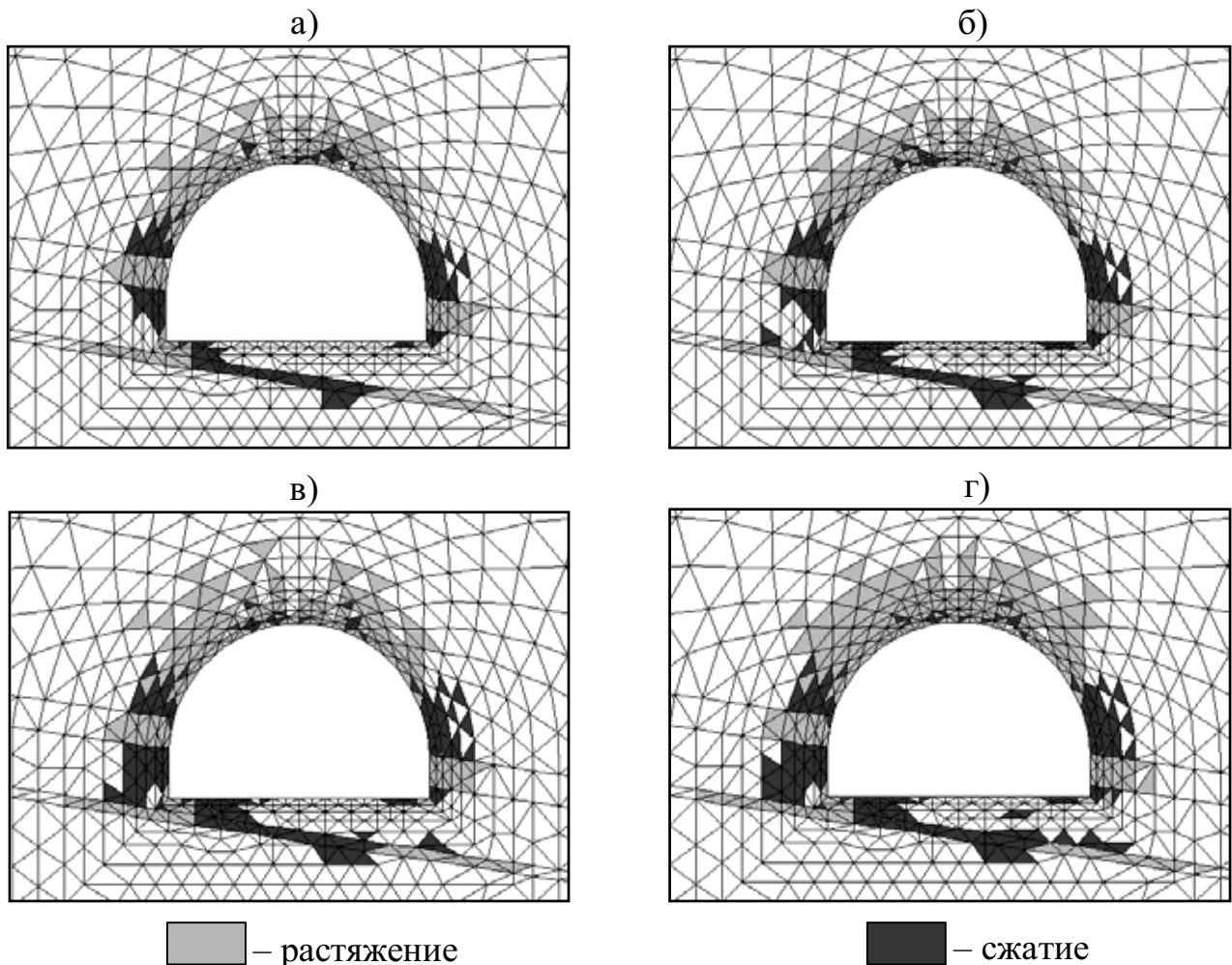


Рис. 2 – Зоны разрушения вокруг откаточного штрека пл.к'7<sup>н</sup> ш. "Украина" через 1 сутки (а), 2 суток (б), 4 суток (в) и 11 суток (г)

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 221 с.
2. Флейшман Б.С. Основы системологии. – М.: Радио и связь, 1982. – 368 с.
3. Бусленко Н.П. Моделирование сложных систем. – М.: Наука, 1978. – 400 с.
4. Бабиюк Г.В., Леонов А.А., Мележик А.И. Моделирование взаимодействия породного массива с рамной крепью // Изв. вузов. Горный журнал. – №1. – 2001. – С. 44-50.
5. Вентцель Е.С. Исследование операций. – М.: Советское радио, 1972. – 554 с.