

Раздел 2. Прогнозирование и управление состоянием горного массива

УДК 622.016.3.112.3

В.А. Дрибан¹, А.О. Новиков², И.Н. Шестопапов²

ОБ УПРАВЛЕНИИ УСТОЙЧИВОСТЬЮ МАССИВА РАМНО-АНКЕРНЫМИ СИСТЕМАМИ

¹УкрНИМИ НАН Украины, г. Донецк

²80001, Донецк, ул. Артема, 58, Государственное высшее учебное заведение
«Донецкий национальный технический университет»

В статье для анализа геомеханических процессов, происходящих в призабойной зоне вмещающего выработку массива, и обоснования параметров жесткой крепи (в том числе и рамно-анкерных систем) предложено использовать энергетический подход. Приведены результаты шахтных инструментальных наблюдений в вертикальной и горизонтальной горных выработках, подтверждающие правомерность этого подхода.

Ключевые слова: рамно-анкерные системы, крепь, управление состоянием массива, энергетический подход

Введение

Известно, что основная задача горной геомеханики состоит в численной оценке различных проявлений горного давления, развивающихся в породном массиве при ведении горных работ. Несмотря на то, что попытки ее решения на протяжении многих десятилетий предпринимались многими исследователями всего мира, проблема до сих пор окончательно не решена. Об этом свидетельствуют не только значительная доля выработок, находящихся в неудовлетворительном состоянии, но и высокая стоимость и трудоемкость работ по их поддержанию.

В действующих нормативных документах, регламентирующих порядок расчета крепи горных выработок [1–3], заложена такая последовательность вычислений: свойства вмещающего породного массива – смещения пород в выработку (U) – нагрузка на крепь (P) – параметры крепи. Одним из наиболее слабых звеньев в этой цепочке принятия решений является переход от свойств вмещающих пород к расчету смещений и нагрузки на крепь (зависимость $P-U$).

Связано это с тем обстоятельством, что смещения пород или определяют для конкретной модели массива горных пород, или находят за весь срок службы выработки из условия возведения в ней крепи с минимальным отпором. Затем по полученным данным строят эмпирическую кривую $P-U$.

В первом случае результаты расчетов часто далеки от реальности из-за целого ряда ошибок, возникающих при вычислениях вследствие субъективного выбора значений большого количества параметров (коэффициент ослабления пород в массиве, угол внутреннего трения, модуль спада кривой деформации и т.п.), способных на порядок изменить получаемый результат, а также не всегда корректного выбора принимаемой модели деформации массива.

Во втором случае серьезные трудности возникают ввиду необходимости получения достоверной связи $P-U$, что обусловлено тем, что определяется зависимость между реальным отношением и условными смещениями без отпора, а также не принимается к учету тот факт, что величина отпора крепи изменяет характер деформации приконтурного массива горных пород.

В данной работе предлагается иной подход к решению этой задачи, позволяющий не только обойти вышеуказанные сложности, но и по-новому взглянуть на сущность происходящих в призабойной зоне выработки геомеханических процессов и использовать его для управления устойчивостью вмещающего массива. Суть этого подхода заключается в том, что на момент включения жесткой (бетонной, железобетонной, комбинированной на основе анкерных систем и т.д.) крепи в работу, система крепь–массив становится консервативной, тем самым в ней выполняется закон сохранения энергии. Учет баланса энергии системы с учетом разрушения породы приконтурной зоны выработки позволяет получить необходимые параметры крепи.

Изложение результатов

Рассмотрим процесс изменения состояния системы крепь–массив при проведении выработки и установке крепи. При проведении выработки в призабойной зоне происходит разрушение пород за счет образования концентрации напряжений и, следовательно, образуется зона неупругих деформаций (ЗНД), которая развивается по мере отхода забоя от рассматриваемого сечения. На достаточном удалении от него эта зона становится стационарной, поскольку влияние забоя стремится к нулю. Таким образом, при продвижении забоя идет процесс диссипации энергии из породного кольца, охватывающего ЗНД.

В случае возведения в выработке жесткой крепи (комбинированные крепи на основе анкерных систем можно считать таковыми) она принимает на себя роль энергоприемника, который компенсирует потерю энергии. Происходит также изменение энергетического состояния и упругой части массива (вне зоны) за счет перераспределения напряжений при развитии неупругих областей.

В последующих рассуждениях воспользуемся такими обозначениями:

r_1, r_2 – радиус выработки в свету и вчерне соответственно;

r_3 – радиус ЗНД;

E_k, E_m – модуль упругости крепи и массива соответственно;

ν_k, ν_m – коэффициенты Пуассона;

W_k – энергия породного кольца (r_2, r_3);

W_p – энергия жесткой крепи;

W_y – энергия упругой части массива горной породы (вне ЗНД);

1 – индекс, который относится к энергетике массива при развитии ЗНД;

2 – индекс, который обозначает условное энергетическое состояние в случае сохранения упругости всего массива и тех же деформационных характеристик;

ξ – относительная часть энергии, потерянная до установки крепи.

Изменение энергии массива можно записать в виде

$$\Delta W = W_k^{(2)} - W_k^{(1)} + W_y^{(2)} - W_y^{(1)}. \quad (1)$$

На тот момент, когда жесткая постоянная крепь, возведенная в выработке, включится в работу, рассеется часть энергии ξW . Тогда, принимая допущение, что система крепь–массив консервативна, можно записать:

$$W_p = W^P - \xi \Delta W, \quad (2)$$

где W^P – энергия массива при отпоре P .

Это значит, что напряженно-деформированное состояние крепи непосредственно связано величиной диссипации энергии до ее установки и физико-механическими характеристиками массива, что позволяет обойтись без диаграммы $P-U$.

Для определения величины W воспользуемся известной формулой упругой энергии

$$W = \frac{1}{2} \int_{\Omega} \sum_{ij} \sigma_{ij} \varepsilon_{ij} d\Omega, \quad (3)$$

где Ω – область, занятая материалом.

Тогда энергия жесткого кольца крепи будет иметь вид

$$W_p = \frac{1}{2} \int_0^{2\pi} \int_{r_1}^{2r} r \sum \varepsilon_{ij} \sigma_{ij} dr dy = \frac{\pi P^2 r_2^2}{E_k (r_2^2 - r_1^2)} \cdot \left[(1 - \nu_k) r_2^2 + (1 + \nu_k) \cdot r_1^2 \right]. \quad (4)$$

Для подсчета W_p воспользуемся формулой Ляме

$$\sigma_{r(\Theta)} = \frac{P_2 r_2^2 - P_1 r_1^2}{r_2^2 - r_1^2} \mp \frac{(P_2 - P_1) \cdot r_1^2 r_2^2}{(r_2^2 - r_1^2) \cdot r_1^2}, \quad (5)$$

где P_2 и P_1 – внешняя и внутренняя нагрузки на кольцо соответственно; r – текущий радиус.

В рассматриваемом случае $P_2 = P$; $P_1 = 0$.

Аналогично определим энергию породного кольца (r_2 ; r_3) в упругом состоянии:

$$W_k^{(2)} = \frac{\pi (r_3^2 - r_2^2)}{E_m} \cdot \left[(1 - \nu_m) \sigma^2 + (1 + \nu_m) (\sigma - P)^2 \right] \cdot \frac{r_2^2}{r_3^2}, \quad (6)$$

где σ – напряжение на бесконечности в осесимметричной задаче. В нашем случае $\sigma = \gamma H$.

Энергию упругой части массива при $r > r_3$ во втором состоянии легко найти, воспользовавшись известными решениями о распределении напряжений в пластине с круглым отверстием:

$$\sigma_{r(\Theta)} = \sigma \pm \frac{\sigma - Q}{r^2}, \quad (7)$$

где Q – внутренний отпор.

Поскольку радиус выработки вчерне равен r_2 , то

$$Q = \sigma_r|_{r=r_3} = \sigma \left(1 - \frac{r_2^2}{r_3^2} \right) + P \frac{r_2^2}{r_3^2}. \quad (8)$$

Тогда

$$W_m^{(2)} = \frac{\pi(\sigma - P)^2}{E_m} (1 + \nu_m) \frac{r_4^2}{r_3^2} + \frac{1 - \nu_m}{E_m} \int_{\Omega} \sigma^2 d\Omega. \quad (9)$$

Для того чтобы оценить энергетическое состояние массива при развитии ЗНД, воспользуемся представлением о приконтурном породном массиве как об упругопластичной среде, в которой выполняется условие Кулона–Мора

$$(\sigma_r - \sigma_{\Theta})^2 + 4\tau_{r\Theta}^2 = \sin^2 \rho (\sigma_r + \sigma_{\Theta} + 2K \operatorname{ctg} \rho)^2. \quad (10)$$

Следует отметить, что это условие выбрано для упрощения расчетов и не окажет существенного влияния на конечный результат, поскольку при определении энергетического состояния наиболее важными параметрами оказываются сцепление горной породы и уровень напряжений на упругопластичной границе.

Радиус ЗНД равен [1]:

$$r_3 = \left[\frac{\sigma + K \operatorname{ctg} \rho}{P + K \operatorname{ctg} \rho} (1 - \sin \rho) \right]^{1/\alpha}. \quad (11)$$

Распределение напряжений в пластичной области имеет вид

$$\begin{cases} \sigma_r = (P + K \operatorname{ctg} \rho) r^\alpha - K \operatorname{ctg} \rho, \\ \sigma_{\Theta} = (P + K \operatorname{ctg} \rho) (\alpha + 1) r^\alpha - K \operatorname{ctg} \rho, \end{cases} \quad (12)$$

откуда найдем

$$\sigma_r|_{r=r_3} = \sigma (1 - \sin \rho) - K \operatorname{ctg} \rho, \quad (13)$$

Таким образом, учитывая (7), (9) и (13), получаем

$$W_y^{(1)} = \frac{\pi(1 + \nu_m)}{E_m} (\sigma \cdot \sin \rho + K \operatorname{ctg} \rho)^2 r_3^2 + \frac{1 - \nu_m}{E_m} \int_{\Omega} \sigma^2 d\Omega. \quad (14)$$

Для решения уравнения (2) необходимо получить значение величины $W_k^{(1)}$, т.е. энергию породного кольца ЗНД. Для этого воспользуемся разработанной выше двухуровневой моделью формирования ЗНД. В процессе образования этой зоны порода разбивается системой трещин на отдельные блоки (куски). При этом, несмотря на то, что зона вокруг выработки получает необратимые (неупругие) деформации, каждый из блоков представляет собой упругое тело (так ведут себя образцы породы, отобранные из ЗНД). Пластическая деформация реализуется путем перемещений по линии скольжения (системам трещин). Такой подход дает возможность оценить энергетику образования пластической зоны как упругого тела, напряженное состояние которого эквивалентно напряжениям в ЗНД, т.е. использовать формулу (12).

Следовательно,

$$W_k^{(1)} = \frac{1}{2} \int_{\Omega} \sum_{ij} \sigma_{ij}^{пл} \cdot \varepsilon_{ij} d\Omega. \quad (15)$$

После преобразований получим

$$\begin{aligned} W_k^{(1)} = & \frac{\pi}{2E_m} \left\{ (P + K \operatorname{ctg} \rho)^2 \left[\alpha^2 + 2(\alpha + 1)(1 - \nu_m) \right] \times \right. \\ & \times \frac{r^{2\alpha+2}}{2r_2^{2\alpha}(\alpha + 1)} \Big|_{r_2}^{r_3} - 2(1 - \nu_m)(\alpha + 2)(P + K \operatorname{ctg} \rho) K \operatorname{ctg} \rho \times \\ & \left. \times \frac{r^{\alpha+2}}{(\alpha + 2)r_2^\alpha} \Big|_{r_2}^{r_3} + 2(K \operatorname{ctg} \rho)^2 (1 - \nu_m) \Big|_{r_2}^{r_3} \right\} \quad (16) \end{aligned}$$

или

$$\begin{aligned} W_k^{(1)} = & \frac{\pi}{E_m} \left[\frac{\alpha^2 + 2(\alpha + 1)(1 - \nu_m)}{\alpha + 1} \left(\left(\frac{\alpha\sigma + R_c}{\alpha + 2} \right)^2 r_3^2 - \frac{R_c}{\alpha^2} r_2^2 \right) - \right. \\ & \left. - \frac{(1 - \nu_m)R_c}{\alpha} \left(\frac{(\alpha\sigma + R_c)^2}{\alpha + 2} r_3^2 - \frac{R_c}{\alpha} r_2^2 \right) + (1 - \nu_m) \frac{R_c^2}{\alpha^2} (r_3^2 - r_2^2) \right], \quad (17) \end{aligned}$$

где R_c – граница прочности породы на одноосное сжатие.

Тогда уравнение (2) примет вид

$$\begin{aligned} \frac{P^2 r_2^2}{E_k (r_2^2 - r_1^2)} \left[(1 - \nu_k) r_2^2 + (1 + \nu_k) r_1^2 \right] = & \frac{r_2^2}{E_m} \left\{ 2\nu_m (1 - \xi) \sigma^2 + \right. \\ & \left. + \left[(1 - \nu_m) \sigma^2 - \left(\frac{\alpha\sigma + R_c}{\alpha + 2} \right)^2 \right] \frac{(r_{3p}^2 - \xi r_{30}^2)}{r_2^2} + P^2 (1 + \nu_m) - 2(1 + \nu_m) \sigma P \right\}, \quad (18) \end{aligned}$$

где индексы p и 0 относятся соответственно к режимам после и до возведения крепи.

В выражении (18) фигурирует величина ξ – относительная часть энергии, потерянная до установки крепи, которая зависит от величины отставания возводимой крепи от забоя и радиуса выработки. Для ее определения используем энергетический подход. В пройденной выработке (отсутствует забой) упругие смещения стенок можно рассчитать по формуле

$$f(\infty) = \frac{1 + \nu_m}{E_m} \cdot \sigma \cdot r_2. \quad (19)$$

Согласно теореме Кастильяно внутренняя энергия упругого тела равна половине работы внешней силы на перемещениях. Тогда дефицит энергии при деформации стенок выработки определится из выражения

$$2\pi r_2 \int_0^{\infty} (f(\infty) - f(\ell)) \sigma d\ell \quad (20)$$

и должен компенсироваться работой, которая происходит при деформации забоя:

$$\int_0^{2\pi} \int_0^{r_2} \rho \psi(s) \sigma ds, \quad (21)$$

где $\psi(s)$ – смещения забоя.

Обозначая $f_1(\ell) = f(\ell)/f(\infty)$, можно составить уравнение

$$\int_{\ell}^{\infty} (1 - f_1(z)) dz = \int_0^{1-f_1(\ell)} \rho \psi(s) ds. \quad (22)$$

Дифференцируя по ℓ (22) и заменив $U = f(\ell)$, получим

$$1 - U = U \cdot U'_\ell \psi(U) \quad (23)$$

или

$$\ell(r) = \int_0^r \frac{U \psi(U)}{1 - U} dU, \quad (24)$$

где $\ell(r)$ – функция, обратная $f_1(\ell)$.

Для вычисления (24) необходимо знать величину (r) , которую можно найти, используя превращение Ханкеля

$$\psi(r) = \frac{\sigma r_2 (1 - \nu_m^2)}{E_m} \cdot \begin{cases} \frac{2}{\pi} E \left(\frac{2}{r_2} \right) & r < r_2, \\ \frac{1}{2} \cdot \frac{r_2}{r} \cdot F \left(\frac{1}{2}; \frac{1}{2}; 2; \frac{R_0^2}{r^2} \right) & r > r_2, \end{cases} \quad (25)$$

где E – полный эллиптический интеграл второго рода; F – гипергеометрическая функция Гаусса.

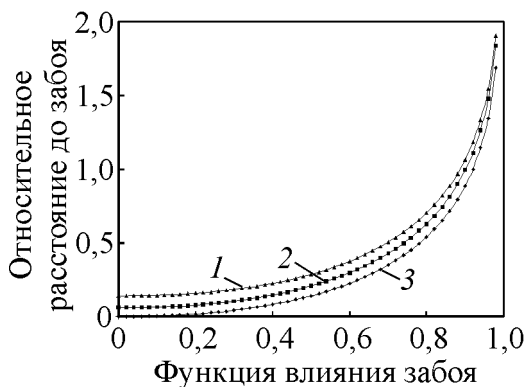


Рис. 1. Функция влияния забоя ствола: 1 – $\nu = 0,3$, 2 – $0,4$, 3 – $0,5$

Таким образом, вычисляя (24) с условием (25), получаем искомую кривую деформации стенок ствола. Отсюда в соответствии с теоремой Кастильяно величина $\xi = f_1(\ell)$.

На рис. 1 приведена кривая диссипации энергии до установки крепи для разных коэффициентов Пуассона (ν) и технологического параметра отставания установки крепи от забоя (ℓ/r).

Как видно из представленных на рис. 1 графиков, при $\nu = 0,3$, в случае включения в работу жесткой крепи с отставанием от забоя на радиус выработки ($\ell = r$), происходит диссипация до 88% упругой энергии (диссипация 100% запасенной упругой энергии произойдет при отставании от забоя на $2,3r$).

С целью проверки сходимости полученного теоретического решения и данных натурных наблюдений познакомимся с результатами шахтных наблюдений за смещениями контура в выработках различного назначения в зоне влияния проходческого забоя.

Так, в стволе №3 шахты «Кочегарка» диаметром в свету 6,5 м во время его углубки с 1120 до 1250 м была заложена контурная замерная станция, которая состояла из четырех реперов, установленных на расстоянии 0,5 м от забоя по линии простирания и вкрест простирания пласта (рис. 2).

Крепь ствола железобетонная, толщиной 0,5 м, высота заходки бетонирования 3 м. Станция была заложена на глубине 1167 м на контакте слоев песчаника и глинистого сланца. Было проведено 4 серии замеров по мере удаления забоя от замерной станции до 4,4 м, результаты которых вместе с расчетными данными по предложенной модели представлены на рис. 3.

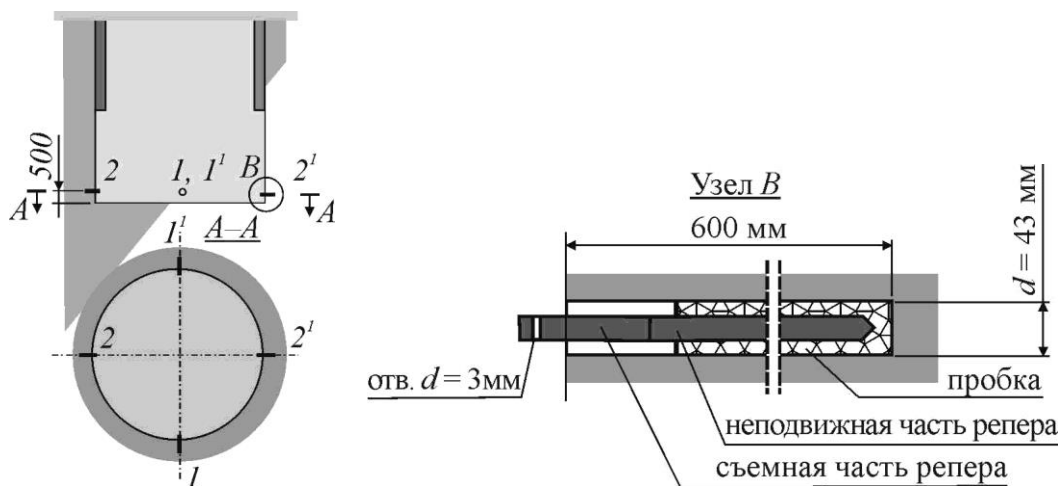


Рис. 2. Схема наблюдательной станции в стволе №3 шахты «Кочегарка»

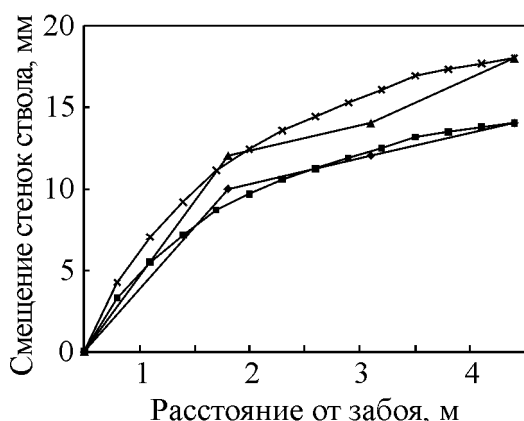


Рис. 3. Результаты расчетов и натуральных наблюдений по смещению стенок ствола № 3 при проходке: \blacklozenge – 1-1, \blacktriangle – 2-2; \blacksquare – расчетные смещения 1-1, \times – расчетные смещения 2-2

При выполнении расчетов была проведена тарировка по конечным значениям замеренных смещений стенок ствола. Как видно из графиков, расхождение расчетных и фактических данных не превышает 12%, что, на наш взгляд, свидетельствует об удовлетворительной сходимости расчетного метода для получения коэффициента ξ .

В настоящее время одним из наиболее перспективных направлений повышения устойчивости горизонтальных и наклонных горных выработок является усиление традиционной рамной крепи анкерами, которые дают возможность использовать природную прочность пород, вовлекая массив в совместную работу с крепью. Используемые для крепления выработок рамно-анкерные системы представляют собой жесткие несущие конструкции в виде породно-анкерной оболочки, внутренняя поверхность которой и рабочее пространство выработки разделены поддерживающей рамной крепью. Опыт применения комбинированного крепления [5] показывает, что эффективность его использования зависит от степени реализации деформационных процессов во вмещающем выработку породном массиве на момент выполнения работ по усилению крепи. Проанализируем выполненные авторами натурные наблюдения, проведенные в выработках, управление устойчивостью массива в которых осуществлялось рамно-анкерными системами при различных временных и пространственных параметрах установки усиливающей анкерной крепи с использованием предложенного выше энергетического подхода.

Шахтные исследования проводили в двух подготовительных выработках шахты «Добропольская»: конвейерном штреке 5-й северной лавы и конвейерном штреке 5-й южной лавы пласта m_4^0 . Комплексные станции устанавливали в забое выработок, при этом усиление основной крепи (в забое устанавливали рамы) анкерами производили с различным отставанием во времени после выемки породы. Контрольные замерные станции устанавливали на участках выработок, закрепленных только рамной крепью.

Так как на шахте «Добропольская» наблюдения проводили в одних и тех же горно-геологических условиях и полученные результаты близки, то в качестве примера рассмотрим данные наблюдений на замерных станциях, заложенных в 5-м южном конвейерном штреке пласта m_4^0 . Контрольный участок в выработке занимал первые пять пикетов. Выкопировка из плана горных выработок с указанием мест установки замерных станций приведена на рис. 4, а схема замерной станции – на рис. 5.

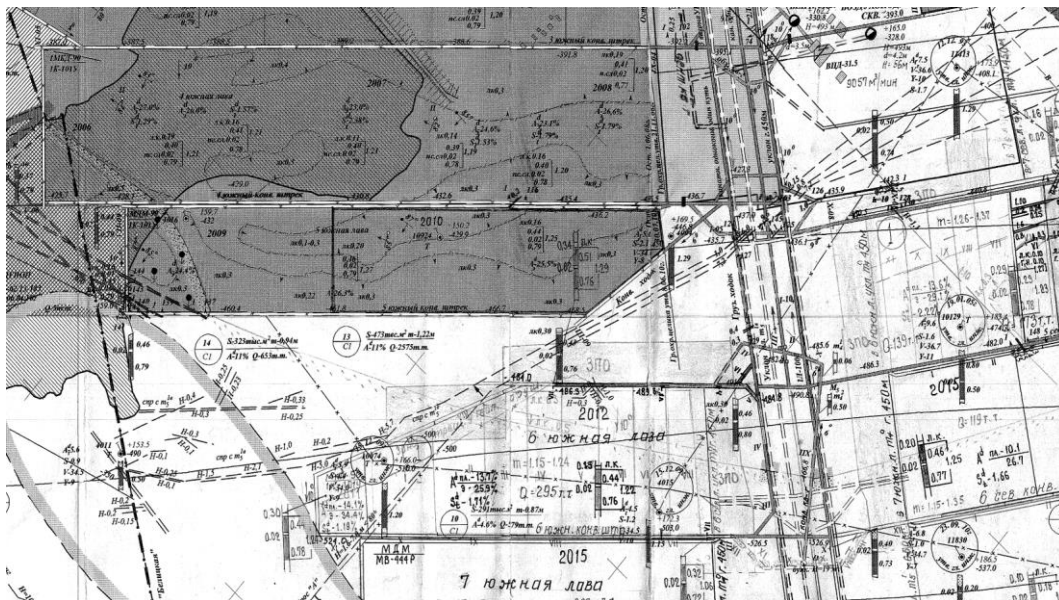


Рис. 4. Выкопировка из плана горных выработок по пласту m_4^0

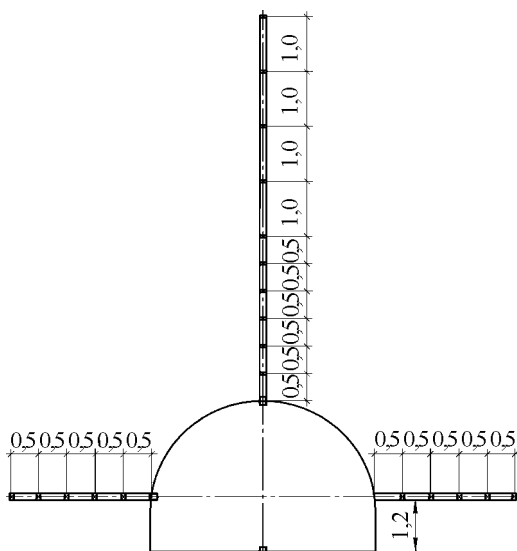


Рис. 5. Схема замерной станции

часть выработки была закреплена комбинированной рамно-анкерной крепью с плотностью 1,25 рамы/м.

Усиливающую анкерную крепь в месте заложения комплексных замерных станций устанавливали с различным отставанием от забоя (0, 3, 5 и 10 м), что соответствует разрыву во времени между установкой анкерной крепи и выемкой породы в забое 0; 0,68; 1,14 и 2,27 сут. Анкеры устанавливали в кровлю выработки между рамами, под металлическую W-образную полосу длиной 3,2 м. В полосе по шаблону в соответствии с расстоянием между анкерами были сделаны отверстия, через которые забуривались анкерные штанги. При помощи опорных плит полосу прижимали к породам кровли.

Выработка проводилась по пласту в породах прочностью на одноосное сжатие от 15 до 45 МПа с двусторонней подрывкой. Максимальная высота нижней подрывки 1,7 м; средняя мощность пласта 1,2 м; угол залегания 10° ; глубина заложения выработки 700 м. Сечение арочное, высота в проходке 3,44 м, ширина 5,12 м, проектная длина 1275 м. Проходка велась комбайном 1П110, средняя скорость проведения 110 м/мес. Часть выработки (первые 5 пикетов) была закреплена металлической рамной податливой крепью с плотностью установки 2 рамы/м. Остальная

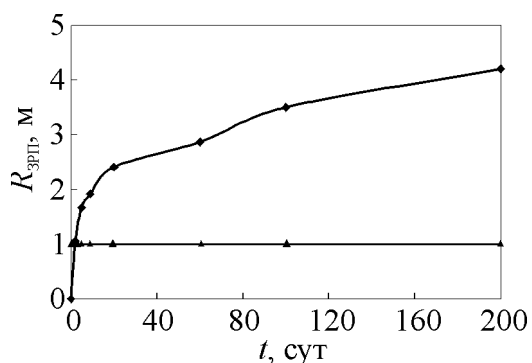


Рис. 6. Изменение размера ЗРП во времени на контрольной замерной станции

Расстояние между рядами анкеров по длине выработки составляло 0,8 м, в ряду – 1,0 м. В кровлю устанавливали четыре анкера. Расстояние от крайнего анкера в кровле до стенки выработки составляло 0,9 м, длина анкерных штанг, устанавливаемых между рамами крепи, – 2,4 м. В качестве затяжки применяли деревянные распилы.

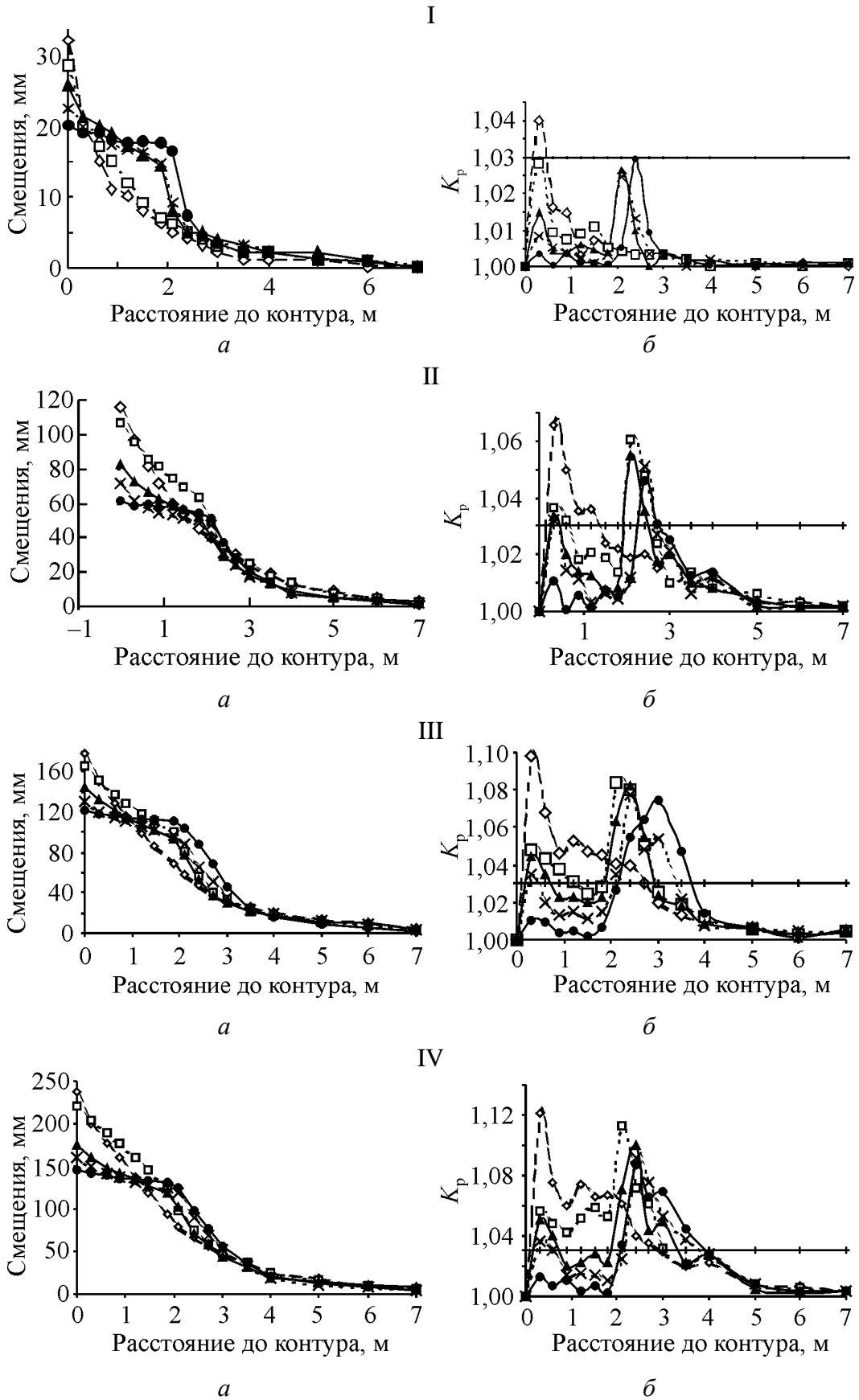
Данные наблюдений представлены в виде графиков смещений глубинных реперов и изменения коэффициента разрыхления k_p на участках скважины между реперами в зависимости от времени установки анкерной крепи после выемки породы в забое на 5, 20, 50, 80 и 220-е сутки наблюдений (рис. 6–7).

На рис. 6 показан график изменения размера зоны разрушенных пород (ЗРП) во времени на контрольной замерной станции. Как видно из графика, к моменту возведения усиливающей анкерной крепи с отставанием 0, 3, 5 и 10 м от забоя вокруг выработки образовалась ЗРП с размером соответственно 0; 0,28; 0,44 и 1,3 м (теоретические значения коэффициента ξ составили соответственно 0,14 – 0,2; 0,91; 0,97 и 1,0).

Анализ графиков (рис. 7,1) показывает, что на 5-е сутки наблюдений на контрольной замерной станции смещения кровли выработки составили 32 мм. По графику изменения k_p видно, что поврежден участок 0–0,45 м с максимальным значением $k_p = 1,040$. При этом фронт разрушения двигался от контура в глубь массива. По мере удаления от этого участка смещения контура затухали. Размер ЗНД в кровле превышал 7,0 м.

На станции, где установка анкеров производилась сразу же после выемки породы в забое, смещения со стороны кровли составили 20 мм ($\xi = 0,14–0,2$). При этом скрепленная анкерами оболочка (участок скважины 0–2,1 м) смещалась единым блоком без разрушения (максимальное значение k_p не превышало 1,003). Отметим, что состояние участка 2,1–3,0 м близко к предельному и в дальнейшем там пройдут необратимые деформации.

Аналогичные выводы можно сделать при анализе остальных станций, в которых усиление рамной крепи анкерной производилось с отставанием 3, 5 и 10 м. Смещения кровли выработки на станциях составили соответственно 22, 26 и 28 мм ($\xi = 0,91; 0,97$ и 1,0 соответственно). При этом на участках скважины между контуром и 2-м репером (0–0,5 м) происходит интенсивное разрыхление приконтурного массива. Причем чем больший разрыв в отставании между выемкой породы и последующим анкерованием, тем выше степень разрыхления приконтурного участка: $k_p^{\max} = 1,008; 1,015$ и 1,028 соответственно.



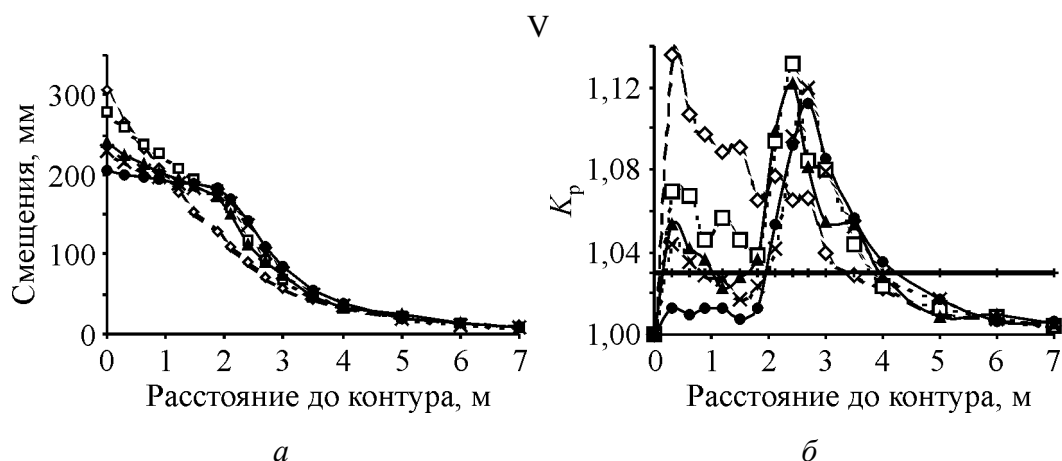


Рис. 7. Смещения глубинных реперов в кровле выработки (а) и изменения k_p (б): I – на 5-е сутки наблюдений; II – на 20-е сутки наблюдений; III – на 50-е сутки наблюдений; IV – на 80-е сутки наблюдений; V – на 220-е сутки наблюдений; \diamond – рамы; \square – 2,27 сут; \blacktriangle – 1,14 сут; \times – 0,68 сут; \bullet – 0 сут

На 20-е сутки наблюдений (рис. 7, II) на контрольной замерной станции и станциях с комбинированной крепью, смещения кровли составили 116, 62, 71, 82 и 107 мм. При этом размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки, достиг значений 1,35; 0,45; 0,7; 0,85 и 0,75 м соответственно, в то время как размер ЗНД в кровле остался неизменным. Анализ натуральных наблюдений позволяет сделать следующие выводы об особенностях деформирования вмещающего выработку массива:

а) на контрольном участке наблюдался дальнейший рост ЗРП от контура в глубь массива до 1,35 м, $k_p^{\max} = 1,065$;

б) на участке, где анкерная крепь устанавливалась сразу же после выемки породы, разрушение пород происходило сразу анкерами (2,25–2,70 м), $k_p^{\max} = 1,046$. Скрепленная же анкерами оболочка сохранила целостность $k_p^{\max} = 1,030$;

в) на замерной станции, установленной в месте, где анкерная крепь возводилась с разрывом во времени 0,64 сут (3 м), наблюдалось интенсивное деформирование в приконтурной части породного массива (0–0,4 м), $k_p^{\max} = 1,032$. Однако основные разрушения происходили за пределами скрепленной анкерами оболочки (2,25–2,65 м), $k_p^{\max} = 1,051$;

г) аналогичные результаты при возрастании степени нарушенности вмещающего массива были получены и на двух других замерных станциях, где разрыв составлял соответственно 1,14 и 2,27 сут. (5 и 10 м отставания).

Так, фронт интенсивного деформирования продвинулся от контура выработки до 0,45 и 0,65 м при $k_p^{\max} = 1,034$ и 1,036. За пределами укрепленной анкерами оболочки $k_p^{\max} = 1,055$ и 1,060 соответственно.

На 50-е сутки наблюдений (рис. 7, III) смещения кровли составили 179, 122, 131, 145 и 166 мм. Размер ЗНД на всех станциях превышал 7,0 м. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки, составил 2,65; 1,55; 1,3; 1,05 и 1,1 м соответственно.

При этом отмечены следующие особенности деформирования вмещающего выработку массива:

а) на контрольном участке наблюдался дальнейший рост ЗРП от контура в глубь массива (нарушен участок 0–2,65 м), $k_p^{\max} = 1,098$;

б) на участке, где анкерная крепь устанавливалась сразу же после выемки породы (нарушен участок 2,15–3,70 м), $k_p^{\max} = 1,074$. Скрепленная же анкерами оболочка сохранила целостность;

в) на замерной станции, установленной в месте, где анкерная крепь возводилась с разрывом во времени 0,64 сут. (3 м) наблюдалось частичное разрушение приконтурной части породного массива (0–0,5 м) с $k_p^{\max} = 1,035$.

При этом основные нарушения локализовались за пределами скрепленной анкерами оболочки (2,05–3,35 м), $k_p^{\max} = 1,078$;

г) аналогичные результаты были получены в двух других замерных станциях, с той разницей, что размер разрушившейся приконтурной части породного массива, а также степень нарушенности породного массива увеличились (0–0,7 и 0–1,25 м) при $k_p^{\max} = 1,045$ и 1,048 соответственно. За пределами укрепленной анкерами оболочки $k_p^{\max} = 1,082$ и 1,084 соответственно.

На 80-е сутки наблюдений (рис. 7, IV) на контрольной замерной станции и станциях с комбинированной крепью смещения кровли выработки составили соответственно 237, 145, 161, 175 и 221 мм. Размер ЗНД на всех станциях превышал 7,0 м. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки, в пределах замерных станций составил соответственно 2,9; 1,3; 1,7; 2,0 и 3,9 м.

Данные по процессу деформирования следующие:

а) на контрольном участке наблюдался дальнейший рост ЗРП от контура в глубь массива (0–2,9 м), $k_p^{\max} = 1,121$;

б) на участке, где анкерная крепь устанавливалась сразу же после выемки породы (нарушен участок 2,05–3,35 м), $k_p^{\max} = 1,087$. Породно-анкерная оболочка устойчива;

в) на замерных станциях, установленных в местах, где анкерная крепь возводилась с отставанием 3 и 5 м, наблюдалось частичное разрушение приконтурной части породного массива (0–0,6 и 0–0,75 м) с $k_p^{\max} = 1,037$ и 1,050 соответственно. Основные нарушения происходили за пределами скрепленной анкерами оболочки (2,15–3,85 м и 1,85–3,85 м) с $k_p^{\max} = 1,092$ и 1,100 соответственно;

г) при отставании 10 м приконтурный массив, укрепленный анкерами, был разрушен полностью, при незначительном (до 7 %) уменьшении смещения кровли. Кроме того, основные нарушения приурочены к участку массива, расположенному за породно-анкерной оболочкой. Так, если в интервале 0–1,8 м $k_p^{\max} \leq 1,057$, то на участке 1,8–4,0 м $k_p^{\max} = 1,113$.

На момент окончания наблюдений (рис. 7, V) смещения кровли выработки составили 307, 204, 229, 241 и 280 мм. Размер ЗНД на всех станциях превышал 7,0 м. Размер ЗРП, сформировавшейся вокруг выработки, в пределах замерных станций составил 3,45; 2,3; 2,0; 2,05 и 3,8 м соответственно при следующих итоговых результатах:

а) на контрольном участке наблюдался дальнейший рост ЗРП от контура в глубь массива (0–3,45 м), $k_p^{\max} = 1,136$;

б) на участке, где анкерная крепь устанавливалась сразу же после выемки породы ($\xi = 0,14–0,2$), нарушена только часть приконтурного массива, расположенная за анкерами (1,95–4,25 м), $k_p^{\max} = 1,112$;

в) на участках, где анкерная крепь возводилась с отставанием 3 и 5 м ($\xi = 0,91$ и $0,97$), имело место частичное разрушение приконтурной части породного массива (0–0,85 и 0–1,05 м) с $k_p^{\max} = 1,043$ и $1,053$ соответственно. Основные разрушения происходили за пределами породно-анкерной оболочки (1,9–3,9 м) с $k_p^{\max} = 1,119$ и $1,122$ соответственно;

г) при отставании 10 м ($\xi = 1,0$) приконтурный массив был полностью разрушен. Однако основные разрушения произошли не на контуре выработки, а за пределами укрепленной анкерами области: в интервале 0–1,8 м $k_p^{\max} \leq 1,070$, за его пределами (1,8–4,0 м) $k_p^{\max} = 1,131$.

Анализ экспериментальных данных позволяет сделать следующие выводы.

Максимальный технический эффект (уменьшение смещений кровли) достигается в случае, когда усиление рамной крепи анкерами производится сразу же после выемки породы в забое ($\xi = 0,14–0,2$). При этом скрепленная анкерами оболочка не разрушается и воспринимает нагрузки со стороны вмещающего массива, выполняя роль крепи. Фронт разрушения переносится за ее пределы. Смещения кровли в этом случае уменьшаются приблизительно на треть по сравнению с выработкой, закрепленной только рамной крепью. Понижается также общая степень нарушенности вмещающего массива, в частности, суммарный размер ЗРП уменьшается на 50%.

При усилении рамной крепи анкерами в случае, когда размер ЗРП, сформировавшейся к моменту анкерования, не превышает половины глубины последнего, что соответствует отставанию 5 м ($\xi = 0,97$), установлены следующие особенности деформирования вмещающего массива. Сразу же после установки рам в забое (после выемки породы) начинается развитие ЗРП

от контура в глубь массива. Благодаря своевременной установке анкеров появляется возможность этот процесс замедлить, а затем и остановить. Породно-анкерная оболочка сохраняет целостность. Смещения кровли уменьшаются на 20%.

При большем разрыве во времени между выемкой породы и установкой анкеров ($\xi = 1,0$) полностью остановить развитие ЗРП от контура в глубь массива не удастся. Скрепленная анкерами оболочка разрушается полностью, а смещения контура выработки с комбинированной рамно-анкерной крепью приближаются к смещениям контура выработки, закрепленной в аналогичных условиях только рамными конструкциями крепи.

Выводы

Проведенные шахтные исследования деформирования массива, вмещающего выработку с жестким железобетонным и комбинированным рамно-анкерным креплением, в зависимости от времени включения крепи в работу позволили сделать следующие выводы.

1. Использование энергетического подхода при проектировании жестких конструкций крепи в выработках позволяет более просто, с высокой степенью достоверности, определять технические и технологические параметры крепи, обеспечивающие устойчивость поддерживаемых выработок.

2. При возведении железобетонной крепи в стволах с отставанием от забоя 3,5 м ($\xi = 0,9$) устойчивое состояние крепи обеспечивается при диссипации до 90% запасенной упругой энергии из призабойной зоны массива.

3. Наиболее рационально применять рамно-анкерные системы для управления устойчивостью вмещающего массива, устанавливая усиливающую анкерную крепь с отставанием от забоя не более $(0,16-0,23)r$. Это позволит за счет недопущения рассеяния упругой энергии из укрепляемой анкерами области пород ($\xi \leq 0,2-0,4$) не только уменьшить плотность установки рам, но и снизить смещения кровли до 66% по сравнению с участками выработок, закрепленных только рамной крепью.

4. Применение рамно-анкерных систем позволяет уменьшить общую степень нарушенности вмещающего массива, в частности, максимальное значение коэффициента разрыхления пород уменьшается на величину до 0,024, а среднее – на 0,015 по сравнению с выработками, закрепленными только рамной крепью.

5. При своевременном применении рамно-анкерных конструкций крепи «сшитый» анкерами участок (0–2,2 м) не разрушался (в его пределах максимальное значение k_p составило 1,013, что не превышает предельных значений). Разрушение массива происходит за его пределами – в интервале 1,95–4,25 м.

6. Использование рамно-анкерных систем крепления (усиление анкерами производится с отставанием на 5 м от забоя, $\xi = 0,97$) позволило при неполной диссипации запасенной упругой энергии из скрепляемой анкерами ча-

сти массива замедлить, а затем и остановить начавшееся после выемки породы развитие деформационных процессов от контура в глубь массива. При этом размер разрушившейся приконтурной части породного массива не превышал половины глубины анкерования (0–1,05 м). Основные повреждения благодаря установке анкеров происходили за пределами скрепленной анкерами оболочки. Размер ЗРП сократился на 41%, среднее значение k_p уменьшилось на величину до 0,011, а максимальное – на 0,017 по сравнению с выработками, закрепленными в аналогичных условиях только рамной крепью.

7. Применение рамно-анкерных систем с отставанием 5–10 м от забоя (когда произошла полная диссипация запасенной упругой энергии из скрепляемого анкерами части массива, $\xi = 1,0$) не позволяет полностью остановить начавшееся развитие ЗРП от контура. Скрепленная анкерами оболочка разрушается полностью. Однако благодаря установке анкеров степень нарушенности приконтурного массива на участке 0–2,1 м существенно меньше, чем в выработках, закрепленных только рамной крепью. Так, если на контрольном участке k_p составил 1,094, то на участке с комбинированной крепью, в котором анкера устанавливались с отставанием 10 м, – 1,058.

8. Использование рамно-анкерных систем с отставанием от забоя более 10 м (при $\xi = 1,0$) нецелесообразно. В этом случае вследствие разрушения приконтурного массива на значительную глубину до включения крепи в работу смещения пород кровли приближаются к смещениям в выработках, закрепленных только рамной крепью, поддерживаемых в аналогичных условиях.

1. *Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР.* – ВНИМИ, 1986. – 222 с.
2. *Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания :* КД 12.01.01.201-98: Утв. Минуглепромом Украины 25.06.98. – Донецк: УкрНИМИ, 1998. – 154 с.
3. *СОУ 10.1.05411357.010:2008. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования.* – 89 с.
4. *Протосеня А.Г.* К определяющим уравнениям состояния при деформировании горных пород в запредельной области / А.Г. Протосеня, А.Н. Ставрогин, А.К. Черников, В.Г. Тарасов // *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.* – 1981. – № 3. – С. 33–43.
5. *Новиков А.О.* Обоснование предельных сроков применения дополнительных мероприятий, направленных на повышение устойчивости горных выработок / А.О. Новиков, Ю.А. Петренко, И.Н. Шестопалов, А.В. Резник // *Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія «Гірничо-геологічна»* / Редкол.: Башков Є.О. (голова) та ін. – Вип. 16(206). – Донецьк, ДВНЗ «ДонНТУ», 2012. – С. 179–184.

В.А. Дрібан, О.О. Новіков, І.М. Шестопапов

ПРО УПРАВЛІННЯ СТІЙКІСТЮ МАСИВУ РАМНО-АНКЕРНИМИ СИСТЕМАМИ

У статті для аналізу геомеханічних процесів, що відбуваються у привибійній зоні вміщуючого виробку масиву, та обґрунтування параметрів жорсткого кріплення (у тому числі й рамно-анкерних систем) запропоновано використати енергетичний підхід. Наведено результати шахтних інструментальних спостережень у вертикальній та горизонтальній гірничих виробках, які підтверджують правомірність цього підходу

Ключові слова: рамно-анкерні системи, кріплення, управління станом масиву, енергетичний підхід

V.A. Driban, A.O. Novikov, I.N. Shestopalov

ON THE CONTROL OF STRATA STABILITY USING FRAME-ANCHOR SYSTEMS

Energy approach for the analysis of geomechanical processes in the working area of the roadway-enclosing strata and justification of rigid support parameters (including frame-anchor systems) are proposed. The outcomes of underground instrumental observations in vertical and horizontal mine workings are described that confirm competence of such approach.

Keywords: frame-anchor systems, lining, control of strata stability, energy approach